

Міністерство освіти і науки України  
ДЕРЖАНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД  
“НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ”

*Присвячено пам'яті засновника  
Академії гірничих наук України,  
Лауреата державної премії України  
Володимира Федоровича Бизова*

*А.Ю. Дриженко*

## **ВІДКРИТІ ГІРНИЧІ РОБОТИ**

Затверджено Міністерством освіти і науки України  
як підручник для студентів вищих навчальних закладів

2-ге видання

Дніпропетровськ  
НГУ  
2014

УДК 622.271.32  
ББК 33.22  
Д74

Рекомендовано до видання Міністерством освіти і науки України (протокол № 1/11-4614 від 31 березня 2014 р.).

Рецензенти:

Ю.М. Ніколашин – професор кафедри відкритих гірничих робіт Криворізького технічного університету, д-р техн. наук, проф.

В.Г. Кравець – завідувач кафедри геобудівництва й гірничих технологій Національного технічного університету “Київський політехнічний інститут”, д-р техн. наук, проф.

О.М. Терентьев – професор кафедри автоматизації управління електротехнічними комплексами Національного технічного університету “Київський політехнічний інститут”, д-р техн. наук, проф.

Дриженко А.Ю.

**Д74** Відкриті гірничі роботи: підручник / А.Ю. Дриженко; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т – Д.: НГУ, 2014. – 590 с.

Наведено загальні відомості щодо особливостей відкритої розробки родовищ твердих корисних копалин, їх геолого-промислової характеристики, систематизації кар’єрних полів і основних понять про елементи й параметри відкритих гірничих розробок. Надано характеристику основних виробничих процесів для різноманітних умов експлуатації. Розглянуто питання механізації й організації проведення виробок розкриття й підготовки робочих горизонтів кар’єрів, наведено класифікацію способів розкриття й систем розробки кар’єрних полів. Викладено відомості про умови використання й техніко-економічні показники ефективних гірничотранспортних систем при розробці кар’єрів.

Для студентів вищих навчальних закладів напряму підготовки “Гірництво”.

УДК 622.271.32  
ББК 33. 22

© А.Ю. Дриженко, 2014  
© Художнє оформлення Л.А. Носенко  
© Державний вищий навчальний заклад  
“Національний гірничий університет”, 2014

## ПЕРЕДМОВА

Дисципліна “Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин” є завершальною й узагальнює цикл спеціальних дисциплін, що передбачені навчальним планом для навчання та професійної підготовки бакалаврів за напрямом 6.050301 “Гірництво” зі спеціалізації “Відкриті гірничі роботи”. Крім того, вона є однією з основних при підготовці гірничих інженерів за спорідненими спеціалізаціями такого ж напрямку.

На підставі отриманих знань з теорії та практики щодо вирішення технологічних завдань з обґрунтування доцільної виробничої потужності кар’єру, його елементів і параметрів відносно розкриття робочих горизонтів і встановлення ефективної системи розробки в тісному взаємозв’язку з технічними характеристиками різноманітного потужного гірничотранспортного обладнання студенти мають змогу оцінювати конкурентоспроможність і приймати найбільш економічні та природоохоронні рішення для різних умов відкритої розробки родовищ з кутами їх падіння у широкому діапазоні на глибинах до 800 – 1000 м. У зв’язку зі специфікою гірничого виробництва, пов’язаного з частою зміною гірничо-геологічних умов, переміщенням робочого обладнання у просторі й корегуванням параметрів технології гірничих робіт, кожному гірничому інженеру доводиться оцінювати, затверджувати та впроваджувати на кар’єрах значну кількість новітніх пропозицій. При цьому технічний прогрес у техніці та технології гірничих робіт безпосередньо пов’язаний з можливістю втілення у виробничий процес найкращих з відомих на цей час технологічних засад, що забезпечують значний економічний ефект.

Практичні навички в удосконаленні технології й організації відкритих гірничих робіт на основі експлуатації потужного гірничотранспортного обладнання нового покоління значно випередило теоретичні положення, що базувались на наукових працях відомих вчених, таких як Е.Ф. Шешко, М.В. Мельников, В.В. Ржевський, М.Г. Новожилов, М.В. Васильєв, В.С. Хохряков, П.І. Томаков, В.Ф. Бизов, Ю.І. Аністратов, О.І. Арсентьєв, А.Г. Шапар та інші. Техніка, технологія, організація та умови ведення відкритих гірничих робіт за останні роки докорінно поліпшились і вже не відповідають тим рекомендаціям і класифікаціям, які склались у 70 – 80-ті роки минулого століття. У першу чергу це стосується розробки похилих і крутоспадних родовищ, які пов’язані з перспективами розвитку металургійної, енергетичної й агрохімічної галузей промисловості. У цьому зв’язку підготовка спеціалістів з напрямку “Гірництво” потребує ретельного вивчення сучасної гірничої справи, що пов’язано з майбутнім їх інженерної діяльності.

Розділи 15.4.1, 15.4.2, 15.4.3 написані сумісно з к.т.н. О.О. Анісімовим, а 2.3, 3.3, 4.8, 15.2, 15.3 – з с.н.с. О.О. Шустовим. Автор висловлює глибоку подяку всім спеціалістам за їх щирі зауваження й поради щодо поліпшення якості рукопису. Всі зауваження і побажання будуть з вдячністю прийняті.

Зміст підручника у подальшому буде доповнюватись і вдосконалюватись, тому просимо всі зауваження щодо якості та технічного корегування тексту й рисунків направляти за адресою: 49005, м. Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19, Державний ВНЗ “Національний гірничий університет”.

## ВСТУП

Удосконалення шляхів освоєння мінерально-сировинної бази держави є основою інтенсифікації виробництва різних галузей промислової та будівельної індустрії. Проте повсюдне погіршення гірничо-геологічних умов залягання родовищ корисних копалин у надрах Землі ускладнює роботу гірничих підприємств, призводить до низьких темпів впровадження досягнень науково-технічного прогресу. Затримка постачання матеріальних і енергетичних ресурсів, а також недосконала організація й керування основними технологічними процесами суттєво стримують розвиток економіки, вимагають постійного зростання витрат на добування корисних копалин. У цьому зв'язку необхідні темпи підтримки й зростання витрат на добування корисних копалин сумісно з підвищенням ефективності роботи гірничих підприємств повинні досягатися за рахунок переважного розвитку найбільш економічного відкритого способу розробки, що забезпечує максимальну концентрацію виробництва, високу продуктивність праці та низьку собівартість продукції.

Оскільки гірничо-геологічні умови й глибина залягання родовищ досить різноманітні, а засоби механізації виробничих процесів відрізняються високою продуктивністю, ефективно їх використання дозволяє удосконалювати технологію відкритих гірничих робіт в широких межах з високими техніко-економічними показниками. Сучасні вимоги до подальшої експлуатації потужних родовищ залізних і марганцевих руд, флюсового вапняку, кам'яного і бурого вугілля, будівельних гірських порід зі складними гірничотехнічними умовами та високими коефіцієнтами розкриття обумовлюють доцільність роботи підприємств з оптимальними параметрами й найбільш удосконаленим графіком режиму гірничих робіт упродовж усього терміну експлуатації, складуванням порід розкриття до виробленого простору діючих кар'єрів, виконанням заходів щодо охорони довкілля та відновлення продуктивності порушених земель.

Як показує вітчизняна й зарубіжна практика ведення гірничих робіт, технічний прогрес у розвитку механізації, технології та організації виробництва є основоположним для поліпшення економічних показників відкритої розробки порівняно з підземною до певної глибини. Так, відкриті гірничі роботи відомі ще з епохи палеоліту. Перші великі кар'єри виникли у зв'язку з будівництвом у Древньому Єгипті пірамід. Пізніше в античному світі у великих масштабах добували мармур. Подальше розширення області використання відкритого способу розробки родовищ стримувалося до початку ХХ століття відсутністю високопродуктивної техніки для добування й транспортування значних обсягів порід розкриття. На той час у кар'єрах добувалося 95% будівельних гірських порід, близько 70% залізних руд, 90% бурого й 20% кам'яного вугілля.

Починаючи з другої половини ХVІІ століття кінцева глибина відкритих розробок послідовно збільшувалась від 50–70 до 100–150 м у ХІХ столітті, а потім до 250–350 м – у першій половині ХХ-го. У 50-х роках минулого століття бурхливий розвиток відкритого способу добування корисних копалин розширив цю межу до 500–700 м. Деякі ж сучасні кар'єри ведуть гірничі роботи на глибині понад 900 м (Бінгем, США). Міднорудне родовище Удокан (Росія) та



золоторудне Мурунтау (Казахстан) планується розробляти кар'єрами глибиною понад 1000 м.

Найбільш складним за умов розробки є освоєння крутоспадних родовищ, де техніко-економічні показники кар'єрів безпосередньо залежать від постійно збільшуваної глибини гірничих робіт. Тому у цьому підручнику для різноманітних гірничо-геологічних умов з широким вибором потужного обладнання та області його раціонального використання докладно розглядаються три основні групи удосконалених гірничотранспортних систем: суцільних, поглиблювальних та поглиблювально-суцільних, з виділенням характерних для них підгруп і рівнів класифікації. При цьому кар'єрні поля поділені на надто мілкі (до 20 м), мілкі (21–50 м), середньої глибини (51–100 м), глибокі (101–200 м) та надглибокі (201–1000 м), для умов яких наведені технології розробки з переміщенням порід розкриву до внутрішніх і зовнішніх відвалів за допомогою самостійних видів транспорту та комбінованих між собою. У ролі таких проаналізованих умови доцільного застосування земснарядів, гідромоніторів, автосамоскидів, залізничних поїздів, стрічкових конвеєрів та способи переміщення гірських порід під дією власної ваги й за допомогою струменя води. Оскільки транспортні засоби повсюдно задіяні для перевезення корисних копалин, окремо розглянута технологічна характеристика їх спільної роботи з різноманітним виймально-навантажувальним обладнанням, обгрутовані умови та особливості використання його на зазначених у класифікації кар'єрах.

Відповідно до виконаних технічних проектів глибина залізрудних кар'єрів України встановлена у межах 500–705 м і має тенденцію до збільшення. Виробнича потужність їх у більшості випадків розрахована максимальною за гірничими умовами і, як правило, корегується у менший бік з урахуванням технічних, фінансових і матеріальних можливостей. Для переміщення гірничої маси передбачено повсюдне застосування комбінованих видів транспорту. Породи розкриву в кар'єрах на висоту 80–120 м транспортуються великовантажними автосамоскидами, а далі – до поверхні та нею до відвалів – залізницею. Сира руда транспортується по бортах кар'єрів в основному стрічковими конвеєрами, а поверхнею – як залізницею, так і тими ж конвеєрами. Перевантаження гірничої маси у суміжних ланках транспортного руху виконується кар'єрними екскаваторами або ж через стаціонарні дробарки крупного дроблення. Породи розкриву більшою частиною складаються у зовнішніх відвалах. Відвалування їх на уступах ведеться екскаваторами кар'єрного типу.

Досвід експлуатації зазначеного обладнання показує, що подальше його застосування на більш глибоких горизонтах буде супроводжуватися суттєвим збільшенням витрат на добування корисних копалин. Зростаючий обсяг виймання порід розкриву потребує додаткових земельних площ для їх складування, відвід яких в умовах приватної власності проблематичний. Розташування транспортних комунікацій і перевантажувальних вузлів на бортах кар'єрів не тільки викликає підвищений їх рознос, але й додаткове порушення земної поверхні, виключає можливість складування порід розкриву до виробленого простору. Тому проблему підтримання виробничої потужності глибоких кар'єрів і оснащення їх відповідним обладнанням при подальшому поглибленні слід ви-

рішувати принципово новими методами у напрямі оптимізації техніко-економічних показників на підставі дослідження параметрів гірничотранспортної системи, яка являє собою сукупність технологічних рішень з вибору засобів транспорту і безпосередньо пов'язаних з ним виймально-навантажувальним обладнанням в комплексі з конструкцією розкривних виробок та відповідними внутрішніми й зовнішніми сполученнями, що спрямовані на поліпшення організації та керування гірничим виробництвом.

Слід відмітити, що організація гірничих робіт з проведення виробок розкриття та подальшої технології відпрацювання робочих горизонтів у кар'єрі безпосередньо пов'язані з конструктивними можливостями гірничотранспортного устаткування, технологічними засобами з підготовки гірських порід до виймання та складування порід розкриву до відвалів. Тому в підручнику стисло введено відомості щодо подальшого висвітлення технологічних особливостей наведених процесів, що вивчалися за програмою підготовки на попередніх курсах, у зв'язку з безпосереднім впливом конструктивних параметрів гірничого устаткування на ефективність проведення виробок розкриття й подальшого корегування параметрів системи розробки різноманітних родовищ корисних копалин, пов'язаних зі зміною умов їх експлуатації.

Наукові висновки й рекомендації, наведені у підручнику, перевірялись в умовах експлуатації вітчизняних кар'єрів з різноманітними гірничо-геологічними умовами залягання родовищ корисних копалин. Основним завданням ставилися умови зменшення витрат на кар'єрний транспорт і порушення довкілля зовнішніми відвалами. Отримані при цьому технічні рішення широко впроваджені при проектуванні кар'єрів та у виробничих умовах, відзначені Державною премією України у 1999 році.

# ЧАСТИНА I. ОСНОВИ ТЕХНОЛОГІЇ ТА КОМПЛЕКСНОЇ МЕХАНІЗАЦІЇ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

## Глава 1. Загальні відомості про особливості відкритої розробки родовищ твердих корисних копалин

### 1.1. Законодавча база України в напрямі раціонального ведення гірничих робіт

Україна за запасами мінерально-сировинних ресурсів посідає одне з провідних місць у світі. На її території, яка займає лише 0,4 відсотки світової суші, у 900 родовищах зосереджено п'ять відсотків світових запасів корисних копалин (рис. 1.1). За деякими з них вона знаходиться попереду відомих держав – виробників мінеральної сировини.

Більшу частину сучасного історичного періоду Україна розвивалась як мінерально-сировинна база, що обумовило випереджаючий розвиток видобувної, металургійної, хімічної та інших енергоємних галузей промисловості. При цьому з часом зростали як обсяги видобутку сировини, так і глибина та площа гірничих виробок. Найбільш значного розвитку гірничодобувні роботи набули у Донбасі (доломіт, вапняк, каолін, калійні та натрові солі, кам'яне вугілля), Кривбасі (залізна руда й будівельні гірські породи), Придніпров'ї (марганцева й титано-цирконієва руда, кам'яне та буре вугілля, будівельні гірські породи) та Прикарпатті (сірка, будівельні гірські породи й облицювальне каміння). Крім кам'яного вугілля видобування корисних копалин ведеться в основному відкритим способом і становить 100% – для неметалічних корисних копалин, гірничо-хімічної сировини та титанових руд; біля 90% – для залізистих кварцитів; понад 50% – для марганцевої руди [1]. Проте інтенсивне використання надр із значними обсягами вилучення корисних копалин і супутніх гірських порід та їх наступна переробка суттєво позначились на стані довкілля держави. У ході зростання кількості гірничих підприємств і формування розвинутого гірничодобувного комплексу все більше стали відчуватися негативні регіональні зміни стану навколишнього середовища.

На підставі оцінки екологічної ситуації гірничодобувних регіонів за рівнем змін стану навколишнього середовища на державному рівні їх поділено на три групи: з частково та суттєво погіршеним і критичним станом довкілля [2, 3]. До **гірничодобувних регіонів із частково погіршеним станом навколишнього середовища** віднесені такі, де негативні природо-техногенні процеси спостерігаються переважно на обмежених ділянках, мають короткотерміновий характер і можуть бути ліквідовані або суттєво зменшені у процесі реалізації підприємствами необхідних природоохоронних заходів. Такими є більшість регіонів і районів з видобутку титанових руд, будівельних гірських порід, хімічної сировини та бурого вугілля, що характеризуються незначними глибинами та площами гірничих робіт.

**Родовища неметалів**

- V Апатит
- Барит
- ▲ Гіпс та ангідрит
- ▲ Глини бентонітові
- ▲ Глини для вогнетривів
- ▲ Глини тугоплавкі
- ▲ Графіт
- ▲ Долломіт для металургії
- ▲ Камінь облицювальний
- ▲ Камінь пиляний
- ▲ Каолін
- ▲ Плавиковий шпат
- ▲ Крейда будівельна
- ▲ Мергель будівельний
- ▲ Озокерит
- ▲ Пісок формувальний
- ▲ Родоніт
- ▲ Сіль калійна
- ▲ Сіль кухонна
- ▲ Сіль магнезіва
- ▲ Сірка
- ▲ Сировина абразивна
- ▲ Сировина для виробництва мінеральних пігментів
- ▲ Сировина карбонатна для вапнування кислих ґрунтів
- ▲ Сировина карбонатна для кормових додатків
- ▲ Сировина карбонатна для хімічної промисловості
- ▲ Сировина карбонатна для цукрової промисловості
- ▲ Сировина керамзитова
- ▲ Сировина крем'яна (кристаліт-опалова)
- ▲ Сировина перлітна

- ▲ Сировина польовошлатова
- ▲ Сировина скла
- ▲ Сировина цементна
- ▲ Фосфорит
- ▲ Фтор

- U
- Hg
- Pb
- Al
- Au
- S
- Be
- Cu
- Fe
- Ge
- Ni
- Ti
- Tr
- V
- Zn
- Zr
- Li
- Mn
- Nb
- Ta

- ▲ Родовища металів
- ▲ Родовища горючих корисних копалин
- ▲ Вугілля буре над сольовими штоками
- ▲ Вугілля буре
- ▲ Газ
- ▲ Нафта
- ▲ Нафта і газ

- ▲ Сировина польовошлатова
- ▲ Сировина скла
- ▲ Сировина цементна
- ▲ Фосфорит
- ▲ Фтор

- ▲ Родовища металів
- ▲ Родовища горючих корисних копалин
- ▲ Вугілля буре над сольовими штоками
- ▲ Вугілля буре
- ▲ Газ
- ▲ Нафта
- ▲ Нафта і газ

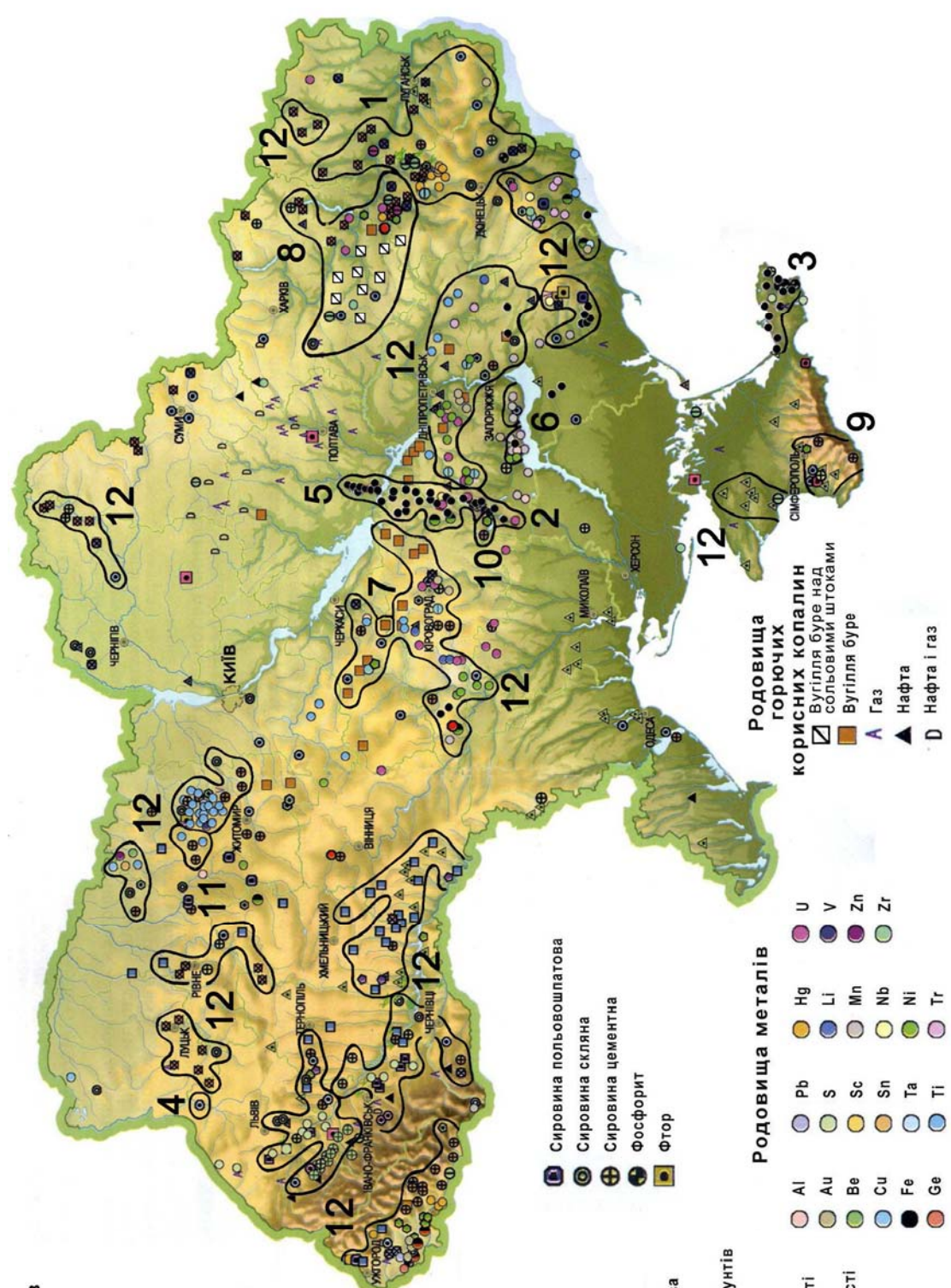


Рис. 1.1. Схема основних басейнів і родовищ твердих корисних копалин України.

1 – Донецький кам'яновугільний; 2 – Криворізький залізрудний; 3 – Керченський залізрудний; 4 – Львівсько-Волинський кам'яновугільний; 5 – Кременчуцький залізрудний; 6 – Нікопольський марганцеворудний; 7 – Дніпровський буровугільний; 8 – Північно-західний буровугільний; 9 – Кримський флюсовий; 10 – Вільногірський титано-цирконієвий; 11 – Бурштиновий; 12 – Будівельні гірські породи

**Гірничодобувні регіони з суттєво погіршеним станом довкілля** складають території, де зміни стану довкілля мають сталий розвиток і перевищують нормативно допустимі рівні для геологічного середовища, ґрунтів, поверхневих та підземних вод і повітря у межах зон впливу окремих гірничих підприємств. До цієї групи входять території з видобутку залізних і марганцевих руд, урану, ртуті.

**Гірничодобувні регіони з критичним станом довкілля** – це території зі старою інфраструктурою та переважно підземним способом розробки родовищ, де зміни стану довкілля внаслідок екологічних проблем, які накопичувались протягом тривалого часу й набули необоротного процесу. За цих умов будь-який значний розвиток гірничих робіт або їх припинення шляхом закриття гірничодобувних підприємств може бути поштовхом для екологічних катастроф. До таких регіонів в Україні відносяться Донецький і Львівсько-Волинський вугільні та Криворізький залізорудний басейни, території підземної виплавки сірки та Калуський район видобутку мінеральних солей.

Стратегія реалізації пріоритетних завдань у напрямі поліпшення екологічного стану гірничодобувних регіонів України відповідає основним положенням Конституції України щодо забезпечення громадянам України безпечного для життя й здоров'я довкілля за загальнозживаною програмою “Україна – 2010”. Головною метою визначених завдань є розроблення та впровадження заходів щодо практичної реалізації засад проголошеної екологічної політики, визначення шляхів екологічної реабілітації територій інтенсивного використання надр, а також встановлення правил і меж економічно раціонального й екологічно безпечного користування надрами. Цьому також сприяє діюча нормативно-правова й еколого-економічна бази, надання ліцензій і дозволів та встановлення лімітів і квот на видобування корисних копалин. При цьому зазначається, що загальне поліпшення ситуації у гірничодобувних регіонах та районах України можливе шляхом комплексного розв'язання економічних, соціальних і екологічних проблем. Під час розв'язання економічних проблем повинні враховуватись соціальні й екологічні аспекти, а екологічних – економічні та соціальні наслідки. Головним напрямом поліпшення еколого-економічного стану цих регіонів і районів є закриття збиткових екологічно небезпечних гірничих підприємств та таких, що відпрацювали поклади корисних копалин. Шляхи й засоби проведення екологічної реабілітації гірничодобувних регіонів із різним станом довкілля можуть суттєво відрізнитись залежно від впливу екологічних чинників на зміни економічних і соціальних умов.

Як підкреслювалось на конференції ООН з навколишнього середовища й розвитку, “людство здатне зробити розвиток сталим – забезпечити, щоб він задовольняв потреби сучасного, не піддаючи ризику здатність наступних поколінь задовольняти свої потреби”. У цьому процесі центральне місце належить законодавству України у галузі регулювання відносин щодо використання природних ресурсів, охорони довкілля і забезпечення екологічної безпеки, що закріплено законом України “Про екологічну експертизу” (1995) та Земельним (1992), Лісовим (1994), Водним (1995) кодексами; законами України “Про тваринний світ” (1993), “Про охорону атмосферного повітря” (1992), “Про природно-заповідний фонд (1992), “Кодексом України про надра” (1994) тощо. Законодавчо встановлено, що охорона навколишнього середовища, раціональне ви-

користання природних ресурсів, забезпечення екологічної безпеки життєдіяльності людини є невід’ємною умовою сталого економічного та соціального розвитку держави. З цією метою на своїй території вона повинна здійснювати екологічну політику, спрямовану на збереження безпечного для існування живої та неживої природи довкілля; захист життя й здоров’я населення від негативного впливу, зумовленого забрудненням навколишнього природного середовища; досягнення гармонійної взаємодії суспільства й природи; охорону, раціональне використання та відтворення природних ресурсів. Завданням земельного законодавства є регулювання земельних відносин з метою створення умов для раціонального використання й охорони земель, рівноправного розвитку всіх форм власності на землю й господарювання, збереження та відтворення родючості ґрунтів, поліпшення природного середовища, охорони прав громадян, підприємств, установ і організацій на землю.

Відповідно до “Гірничого законодавства” [4] надра є виключно власністю народу України й надаються тільки у користування. До державного фонду надр входять як ділянки надр, що використовуються, так і ділянки, які не залучені до використання, у тому числі континентального шельфу та виняткової (морської) економічної зони. При цьому визначається, що **родовища корисних копалин** являють собою нагромадження мінеральних речовин у надрах, на поверхні землі та на дні водойм, які за кількістю, якістю й умовами залягання придатні для промислового використання. **Техногенними родовищами корисних копалин** називають місця, де накопичилися відходи видобутку, збагачення та переробки мінеральної сировини, запаси яких оцінені й мають промислове значення. Усі родовища корисних копалин, у тому числі техногенні, з запасами, оціненими як промислові, становлять **Державний фонд родовищ корисних копалин**, а всі попередньо оцінені родовища корисних копалин – резерв цього фонду. **Гірничим відводом** називають частину надр, яка надана користувачам для промислової розробки родовищ корисних копалин. При наданні гірничих відводів вирішуються питання щодо правильності їх поділу на окремі ділянки з метою повного використання запасів корисних копалин, відвернення небезпеки для людей, майна та довкілля під час проведення гірничих і підривних робіт.

Згідно “Кодексу про надра” користування ними є платним. Плата сплачується за користування надрами у межах території України, її континентального шельфу та виняткової (морської) економічної зони у вигляді: платежів за користування надрами; відрахувань за геологорозвідувальні роботи, виконані за рахунок державного бюджету; збору за видачу спеціальних дозволів; акцизного збору. Проектування гірничодобувних об’єктів провадиться після попереднього погодження у встановленому законодавством порядку питань про надання земельної ділянки та гірничого відводу й повинно передбачати: розташування наземних і підземних споруд, що забезпечує найбільш раціональне й ефективне використання запасів корисних копалин; способи ведення розкривних робіт, системи розробки родовищ корисних копалин і технічні схеми переробки (підготовки) мінеральної сировини, що забезпечують найбільш повне, комплексне й економічно доцільне вилучення з надр запасів корисних копалин, а також використання наявних у них компонентів; раціональне використання порід розкриву при розробці родовищ корисних копалин; складування,



збереження та визначення порядку обліку корисних копалин, які тимчасово не використовуються, а також відходів виробництва, що містять корисні компоненти; геологічне вивчення надр, що розкриваються в процесі будівництва й експлуатації гірничодобувних об'єктів, складання геологічної та маркшейдерської документації; рекультивацію порушених земель, максимальне збереження ґрунтового покриву; заходи, що гарантують безпеку людей, майна й навколишнього природного середовища.

Зазначається, що при розробці родовищ корисних копалин повинні забезпечуватися: раціональні, екологічно безпечні технології видобування корисних копалин і вилучення наявних у них компонентів, що мають промислове значення; недопущення наднормативних втрат і погіршення якості корисних копалин, а також вибіркового відпрацювання багатих ділянок родовищ, що призводить до втрат запасів корисних копалин; здійснення дорозвідки родовищ корисних копалин і виконання інших геологічних робіт, проведення маркшейдерських робіт; ведення технічної документації, облік стану й руху запасів, втрат і погіршення якості корисних копалин, а також подання до статистичних та інших державних органів встановленої законодавством звітності; недопущення пошкодження розроблюваних і суміжних з ними родовищ корисних копалин внаслідок виконання гірничих робіт, а також збереження запасів корисних копалин родовищ, що консервуються; складування, збереження й облік корисних копалин, а також відходів виробництва, що містять корисні компоненти й тимчасово не використовуються; раціональне використання порід розкриву та відходів виробництва; безпечно для людей, майна й навколишнього природного середовища ведення гірничих робіт. Державний нагляд за виконанням робіт з геологічного вивчення надр, їх використанням та охороною, а також використанням і переробкою мінеральної сировини (державний гірничий нагляд) здійснюється Державним комітетом України з нагляду за охороною праці та його органами на місцях. Самовільне користування надрами та забудова площ залягання корисних копалин з порушенням установленого порядку припиняються без відшкодування понесених витрат. При цьому підприємства, установи, організації та громадяни зобов'язані відшкодувати збитки, завдані ними внаслідок порушень законодавства про надра, в розмірах і порядку, встановлених законодавством України.

Поряд з нормалізацією раціонального використання родовищ корисних копалин закон України “Про відходи” [5] визначає правові, організаційні й економічні засади діяльності гірничодобувних підприємств, пов'язаних із запобіганням або зменшенням обсягів утворення відходів, їх збиранням, перевезенням, зберіганням, утилізацією та захороненням, а також з відверненням негативного впливу на навколишнє природне середовище й здоров'я людини. Основними принципами державної політики у цьому напрямі є пріоритетний захист природного середовища та здоров'я людини від негативного впливу відходів, забезпечення ощадливого використання матеріально-сировинних та енергетичних ресурсів, науково обґрунтоване узгодження екологічних, економічних і соціальних інтересів суспільства щодо утворення та використання відходів з метою забезпечення його сталого

розвитку. При цьому до основних напрямів державної політики належать зведення до мінімуму утворення відходів і зменшення їх небезпечності; забезпечення комплексного використання мінерально-сировинних ресурсів; сприяння максимально-можливій утилізації відходів шляхом прямого, повторного або альтернативного їх використання, обов'язковий облік відходів на основі їх класифікації та паспортизації. Зазначається, що відходи є об'єктом права власності. Суб'єктами права власності на відходи є громадяни України, іноземці, підприємства, установи й організації усіх форм власності, територіальні громади, Автономна Республіка Крим і держава. При цьому, згідно діючого законодавства, не допускається змішування відходів, якщо це не передбачено існуючою технологією, не допускається їх зберігання у несанкціонованих місцях. Своєчасно, в установленому порядку, вноситься плата за їх розміщення.

З метою забезпечення збирання, оброблення, збереження й аналізу інформації про об'єкти утворення, оброблення й утилізації відходів ведеться їх реєстр, в якому визначаються номенклатура, обсяги утворення, кількісні й якісні характеристики відходів, інформація про поводження з ними та заходи щодо зменшення обсягів їх утворення. Для цього органи виконавчої влади всіх рівнів у межах своєї компетенції здійснюють розроблення та впровадження науково обґрунтованих нормативів утворення відходів, періодично їх переглядають відповідно до передових технологічних досягнень з урахуванням сучасного вітчизняного та зарубіжного досвіду й економічних можливостей; встановлення лімітів на утворення відходів і запровадження згідно з законом санкцій за їх перевищення. Розмір плати за розміщення відходів встановлюється на основі нормативів залежно від рівня їх небезпеки та цінності території, на якій вони розміщені. З метою стимулювання заходів щодо утилізації відходів і зменшення обсягів їх утворення підприємствам надаються пільги щодо оподаткування прибутку від реалізації продукції. Ліміти викидів і суми збору за них обчислюються на підставі аналізу стаціонарних джерел забруднення (кар'єрами, відвалами, шламосховищами, збагачувальними та згрудкувальними фабриками тощо) і визначаються згідно встановлених нормативів [6].

## 1.2. Суттєві ознаки відкритих гірничих робіт, їх формулювання

**Гірничі роботи** являють собою комплекс процесів з проведення гірничих виробок та виймання пустих порід поряд з видобуванням корисних копалин в умовах експлуатації надр Землі. Відносно земної поверхні видобування корисних копалин можливо вести як відкритими, так і підземними роботами відповідно за допомогою відкритих і підземних гірничих виробок. При цьому **відкритою є гірнича виробка**, що пройдена на земній поверхні та має незамкнений контур поперечного перерізу. Тому гірничі роботи, що проводяться безпосередньо на земній поверхні шляхом експлуатації відкритих гірничих виробок, носять назву **відкритих гірничих робіт**.

До відкритих гірничих виробок відносяться котловани, траншеї та напівтраншеї. **Котлован** являє собою відкриту гірничу виробку малої глибини з рівновеликими між собою довжиною й шириною. **Траншеєю** називається



відкрита гірнича виробка у формі повного трапецієподібного перерізу, в якій довжина значно більше ширини. **Напівтраншея** – це відкрита гірнича виробка у формі трикутника або приступка, що проведена по косогору, або утворилася при переміщенні однієї з боковин внутрішньої траншеї у процесі відпрацювання робочого горизонту [1].

Основним призначенням відкритих гірничих робіт є розробка родовищ корисних копалин. Спосіб розробки родовищ корисних копалин із застосуванням відкритих гірничих робіт називається **відкритим**. Гірниче підприємство, яке видобуває корисні копалини відкритим способом, називається **кар'єром**. У практиці відкритої розробки вугільних родовищ і розсипів замість терміну “кар'єр” часто застосовують відповідну назву “розріз” і “копальня”. У процесі ведення відкритих гірничих робіт земна поверхня родовища порушується, внаслідок чого утворюється **вироблений простір**, обмежений з бокової поверхні **бортами** кар'єру, а з нижньої частини – **дном** кар'єру. Такий вироблений простір у земній товщі, що являє собою сукупність гірничих виробок, також носить назву **кар'єр**. Родовище корисної копалини або його частина, що відведена для розробки одним кар'єром, називається **кар'єрним полем**. За розмірами й формою кар'єрне поле може охоплювати усе родовище або його частину, входить до системи (групи) одночасно відроблюваних полів, складатися з окремих ділянок, що розроблюються незалежними між собою гірничими роботами.

Видобування корисної копалини супроводжується необхідністю виймання значних обсягів пустих порід, що її перекривають або вміщують. Їх називають **породами розкриву**.

Об'єктами відкритої розробки є тверді корисні копалини, до яких належать родовища елементів або їх сполук (чорних, легких, кольорових металів тощо); кристалів (гірський криштал, алмаз, корунд та ін.); мінералів (викопні солі, графіт, мармур, глина тощо). За промисловим використанням вони у свою чергу поділяються на рудні або металічні; нерудні або неметалічні; горючі або каустобіоліти (табл. 1.1). Видобута з надр Землі мінеральна сировина використовується як безпосередньо за призначенням, так і шляхом вилучення з неї вміщуючих корисних природних хімічних сполук або елементів.

Вивчення родовищ корисних копалин як геологічних об'єктів дає відповідь на умови утворення промислових скупчень, або генезису, та закономірностей розподілу їх у земній корі. Від генезису родовищ залежать їх основні характерні особливості: умови залягання, форми й розміри рудних тіл, мінеральний склад, структурно-текстурні та технологічні особливості корисних копалин і перекриваючих або вміщуючих порід розкриву. Достовірність отриманих геологічних даних у поєднанні з відповідними обґрунтованими технічною характеристикою виймально-навантажувального обладнання й технологією його раціонального використання на гірничих підприємствах дає змогу отримувати високі техніко-економічні та фінансові показники з видобування різноманітних корисних копалин. При цьому основними поняттями, які використовують для характеристики корисних копалин, є наступні [7].

Промислова систематика твердих родовищ корисних копалин (за М.П.Єрмаковим та В.І.Смирновим)

Металічні	Неметалічні						Горючі
	СИРОВИНА			Родовища аморфних порід		Родовища гірських порід	
	Мінерали	Хімічна та агрономічна	Технічне та дорогоцінне каміння	Кристали	Виробне та кольорове каміння		
<b>Металургійна та теплоізоляційна</b> <b>Флюси</b> Плавиковий шпат Кальцит і доломіти Польовий шпат і кварц Нефелін <b>Вогнетриви та теплоізолятори</b> Графіт Хроміт Хризотилазбест Вермикуліт Тальк Магнезит Кварцит Боксит <b>Високовогнетриви</b> Андалузит Силіманіт Кіаніт	<b>Хімічна сировина</b> Галаліти (солі) Сірка самородна Сірчаний колчедан Арсенопірит Аурупігмент Флюорит Барит Кальцит Арагоніт <b>Агрономічна</b> Апатити Фосфорити Калійні солі Селітра Борати Даголіт Турмалін Глауконіт	<b>Делектрики</b> Мусковіт Флогопіт <b>Абразиви</b> Алмаз Корунд Топаз Гранати Кварц <b>Кристали самоцвіти</b> Алмаз Ізумруд Аквамарин Олександрит Рубін Сапфір Шпінель Топаз Аметист	<b>П'єзооптичні на сировина</b> <b>П'єзокристали</b> П'єзокварц Турмалін <b>Оптичні мінерали</b> Оптичний флюорит Ісландський шпат Оптичний кварц	Агати Опали Обсидіан Халцедон Яшма Родоніт Малахіт Лазурит Нефрит Агальматоліт Селеніт Ангідрит Янтар (Бурштин)	<b>Будівельні матеріали</b> Будівельне каміння (стінові, покривельні, шляхові, будові) Родоніт Малахіт Лазурит Нефрит Агальматоліт Селеніт Ангідрит Янтар (Бурштин)	Будівельні гірські породи <b>Будівельні матеріали</b> Будівельне каміння (стінові, покривельні, шляхові, будові) Облицювальне каміння (мармури, граніти, лабрадорити та ін.) Кам'яні кислототриви (андезити, фельзити) Сировина для камяного лиття (діабази, базальтаїні) В'яжучі матеріали (мергель, вапняк, глина, гіпс) Наповнювачі (гравій, пісок)	<b>Паливно-хімічна сировина</b> <b>Гумати</b> Торф Лігніт Буре вугілля Кам'яне вугілля Антрацит <b>Напівпровідники</b> Гагаг Напівбогхед <b>Сапропеліти</b> Богхед Горючі сланці Асфальтит Антроксоліт Озокерит
<b>Чорних металів</b> Fe, Ti, Cr, Mn <b>Легких металів</b> Al, Li, Be, Mg <b>Кольорових металів</b> Cu, Zn, Pb, Sb, Ni <b>Рідких металів</b> W, Mo, Sn, Co, Hg, Bi, Zr, Cs, Nb, Ta <b>Благородних металів</b> Au, Ag, Pt, Os, Ir <b>Радіоактивних металів</b> U, Ra, Th <b>Розсіяних елементів</b> Sc, Ga, Ge, Rb, Cd, In, Hf, Re, Te, Po, Ac <b>Рідкоземельних елементів</b> La, Ce, Pr, Nd, Pm, Sm, Er, Tm, Yb, Lu	<b>Хімічна сировина</b> Галаліти (солі) Сірка самородна Сірчаний колчедан Арсенопірит Аурупігмент Флюорит Барит Кальцит Арагоніт <b>Агрономічна</b> Апатити Фосфорити Калійні солі Селітра Борати Даголіт Турмалін Глауконіт	<b>Делектрики</b> Мусковіт Флогопіт <b>Абразиви</b> Алмаз Корунд Топаз Гранати Кварц <b>Кристали самоцвіти</b> Алмаз Ізумруд Аквамарин Олександрит Рубін Сапфір Шпінель Топаз Аметист	<b>П'єзооптичні на сировина</b> <b>П'єзокристали</b> П'єзокварц Турмалін <b>Оптичні мінерали</b> Оптичний флюорит Ісландський шпат Оптичний кварц	Агати Опали Обсидіан Халцедон Яшма Родоніт Малахіт Лазурит Нефрит Агальматоліт Селеніт Ангідрит Янтар (Бурштин)	<b>Будівельні матеріали</b> Будівельне каміння (стінові, покривельні, шляхові, будові) Родоніт Малахіт Лазурит Нефрит Агальматоліт Селеніт Ангідрит Янтар (Бурштин)	Будівельні гірські породи <b>Будівельні матеріали</b> Будівельне каміння (стінові, покривельні, шляхові, будові) Облицювальне каміння (мармури, граніти, лабрадорити та ін.) Кам'яні кислототриви (андезити, фельзити) Сировина для камяного лиття (діабази, базальтаїні) В'яжучі матеріали (мергель, вапняк, глина, гіпс) Наповнювачі (гравій, пісок)	<b>Паливно-хімічна сировина</b> <b>Гумати</b> Торф Лігніт Буре вугілля Кам'яне вугілля Антрацит <b>Напівпровідники</b> Гагаг Напівбогхед <b>Сапропеліти</b> Богхед Горючі сланці Асфальтит Антроксоліт Озокерит

**Корисною копалиною** називають природне мінеральне утворення, яке може бути використано промисловістю або з якого можливо вилучати метали чи мінерали з метою подальшого промислового їх застосування. Видобуті з надр Землі корисні копалини можуть знаходитися у твердому, рідкому чи газоподібному стані й використовуватись у різних галузях промисловості.

**Родовищем твердої корисної копалини** називають ділянку земної кори з характерною геологічною структурою, в якій корисна копалина залягає у вигляді одного чи декількох рудних тіл у стані, достатньому для експлуатації, і в якісному відношенні задовольняє потреби промисловості.

**Рудне тіло** – відокремлене скупчення корисної копалини, що залягає серед гірських порід.

**Рудопроявом** прийнято називати скупчення корисної копалини в земній корі, що недостатньо для експлуатації або ще недостатньо вивчене.

**Рудою** називають мінеральний агрегат, з якого технологічно можливо й економічно вигідно вилучати метали, їх сполуки або мінерали з метою використання для потреб господарства. Раніше термін “руда” використовували тільки для металічних корисних копалин. Натепер він широко застосовується також і для неметалічних, таких як азбестові, графітові, фосфоритові руди тощо. При цьому слід відзначити деяку умовність та історичну обумовленість змісту наведених вище понять.

Кожна гірська порода є продуктом певного технологічного процесу й зберігає у собі його характерні ознаки. Відомо, що розповсюдженість порід різного походження неоднакова. Так, літосфера на 95% складена магматичними й метаморфічними породами, а осадові складають лише 5%. Проте вони покривають 75% земної поверхні, а магматичні й метаморфічні займають тільки 25%. Історично першими на Землі з’явилися магматичні породи, коли в умовах високих температур на планеті магма утворювалася повсюди. З появою ж на Землі атмосфери та гідросфери магматичні породи почали руйнуватися й хімічно розкладатися. Потім з продуктів їх розпаду були сформовані перші осадові породи. Метаморфічні породи виникли у процесі подальших змін магматичних і осадових під впливом високої температури, тиску й хімічних перетворень у глибині земної кори.

Структурно-текстурні особливості будови родовищ корисних копалин визначаються їх належністю до відповідної петрографічної групи, генезисом їх походження, формами геологічних тіл, тектонікою масиву, характером будови й гірничо-геологічними умовами залягання покладів. Так, для магматичних порід типу гранітів, сієнітів і діоритів характерна форма залягання у вигляді **батолітів, штоків, дайок**. Ефузивні породи (базальти) утворюють потужні **покрови**, що розповсюджуються площею на тисячі квадратних кілометрів. Діабазити залягають у формі **дайок і шарових інтрузій**, а ефузивні аналоги діоритів – андезити, мають форми **куполів, потоків, дайок і лаколітів**. Туфам характерні форми **лавових потоків, вулканічних і лавових куполів, некк, лавових покровів і площ**. Вапнякові туфи (травертини) мають пласкоподібне залягання, утворюючи **терасоподібні масиви** (рис. 1.2). Метаморфічні породи залягають у формі **пластів, лінз**; осадові – у формі **шарів, лінз, рифів**. Загальна схема утворення гірських порід наведена на рис. 1.3.

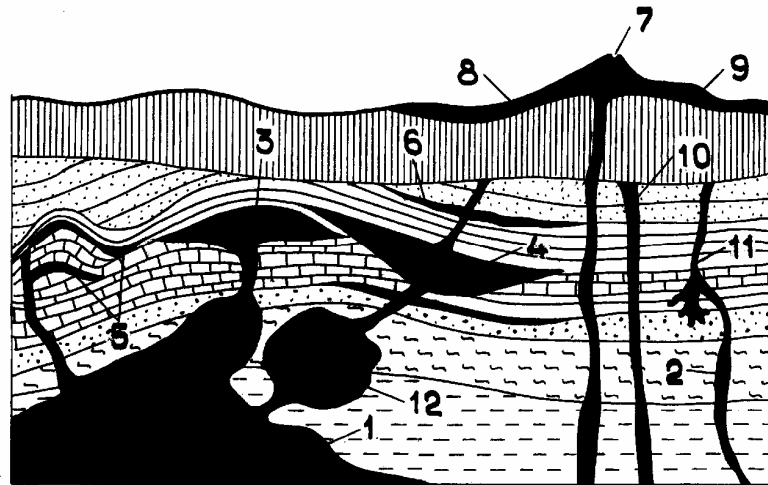


Рис. 1.2. Схематичне зображення форм геологічних тіл у надрах Землі: 1 – батоліт; 2 – дайки; 3 – лаколіт; 4 – лополіт; 5 – факоліт; 6 – шарові жили; 7 – вулкан; 8 – лавовий потік; 9 – купол; 10 – некк; 11 – жила; 12 – шток

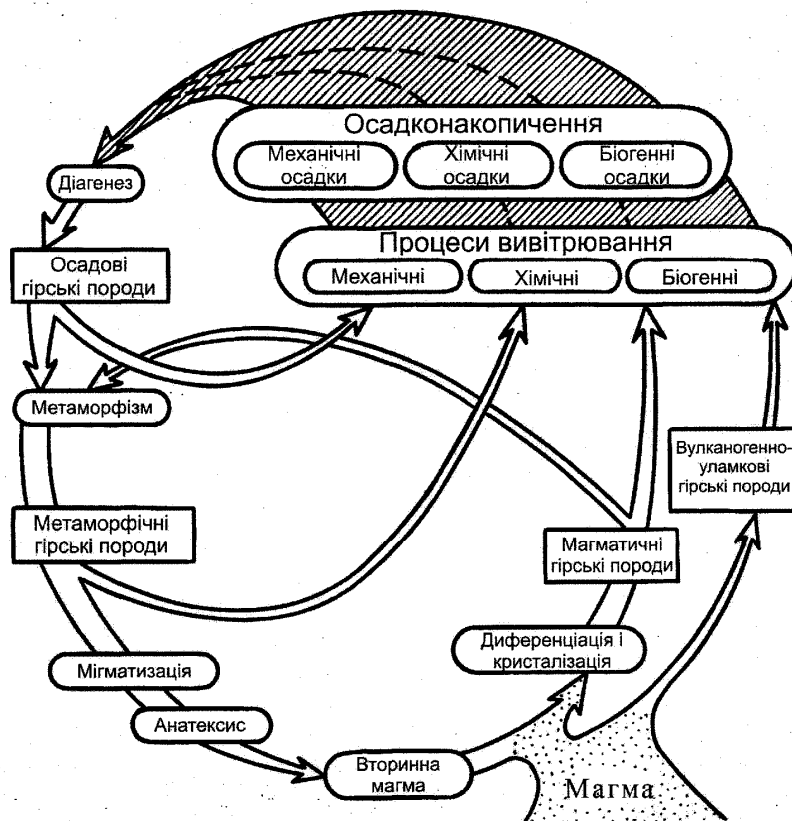


Рис.1.3. Схема утворення гірських порід за різновидами у земній корі

Класифікація родовищ корисних копалин будується за різними ознаками, в основному: морфологічними, мінералогічними й генетичними. Найбільш сприятливою з них для вивчення і засвоєння гірничої справи є класифікація за генетичним принципом П.М. Татарінова і А.С. Карякіна [8], яка поділяється на три класи і розглядає:

- |                             |  |
|-----------------------------|--|
| А. Ендогенні родовища:      | – власне магматичні;<br>– пегматитові;<br>– карбонатні;<br>– постмагматичні. |
| Б. Екзогенні родовища:      | – вивітрювання;<br>– осадові.  |
| В. Метаморфогенні родовища: | – метаморфізовані;<br>– метаморфічні.  |

### 1.3. Геолого-технологічна характеристика типових родовищ корисних копалин

Для оцінки ефективності відкритого способу видобування корисних копалин мають велике значення форма рудних тіл, глибина й умови залягання їх у надрах, завдяки чому визначаються промислові запаси сировини і обсяги порід розкриву в межах кар'єрних полів. Для родовищ твердих корисних копалин можуть бути виділені такі основні морфологічні типи покладів як ізометричні, плоскі, витягнуті в одному напрямку, складної форми та розсипи (рис. 1.4).

**Ізометричні тіла** корисних копалин являють собою скупчення мінеральної речовини ендогенного походження, приблизно рівновеликі у всіх вимірах. До них належать батоліти, бартоліти, інтрузивні куполи, штоки, штокверки та гнізда. Прикладом батолітів можуть бути поклади гранітів, гранодіоритів, базальтів; штоків – кам'яної солі, мідної та залізної руди тощо.

**Плоскі тіла корисних копалин** характеризуються двома протяжними й одним коротким розмірами. Їх представниками є покрови та потоки, лаколіти, пласти, лінзи, дайки й жили.

**Пласти** найбільш типові для осадових родовищ руди, вугілля і нерудних корисних копалин. Метасоматичні тіла, які розвиваються по окремих пластах осадових товщ порід, приймають характер **пластоподібних покладів**. При цьому пласт корисної копалини іноді поділяється на пачки з прошарками перекриваючих порід. Пачки в свою чергу можуть розпадатися на шари. У зв'язку з цим розрізняють пласти **прості** (без прошарків перекриваючої породи) та **складні** (з прошарками перекриваючої породи).

Основними елементами пластів є довжина за простяганням, кут падіння та глибина залягання, а також потужність пласта. Форма пласта може бути прямолінійною або ж складчастою у різних напрямках. Прикладом простих пластів є родовища залізної та марганцевої руди, вогнетривких глин, каолінів, бокситів. Причому кут їх падіння змінюється від пологого (0 – 3°) до крутого (60 – 90°).

Так, марганцевий пласт у **Нікопольському басейні** являє собою піщано-алевритно-глинисту породу з включеннями рудної речовини у вигляді кусків різної форми, конкрецій, оолітів, суцільних та землястих прошарків. Потужність пласта змінюється від 0,5 – 0,65 до 6,5 м і становить у середньому 2,5 – 3 м.

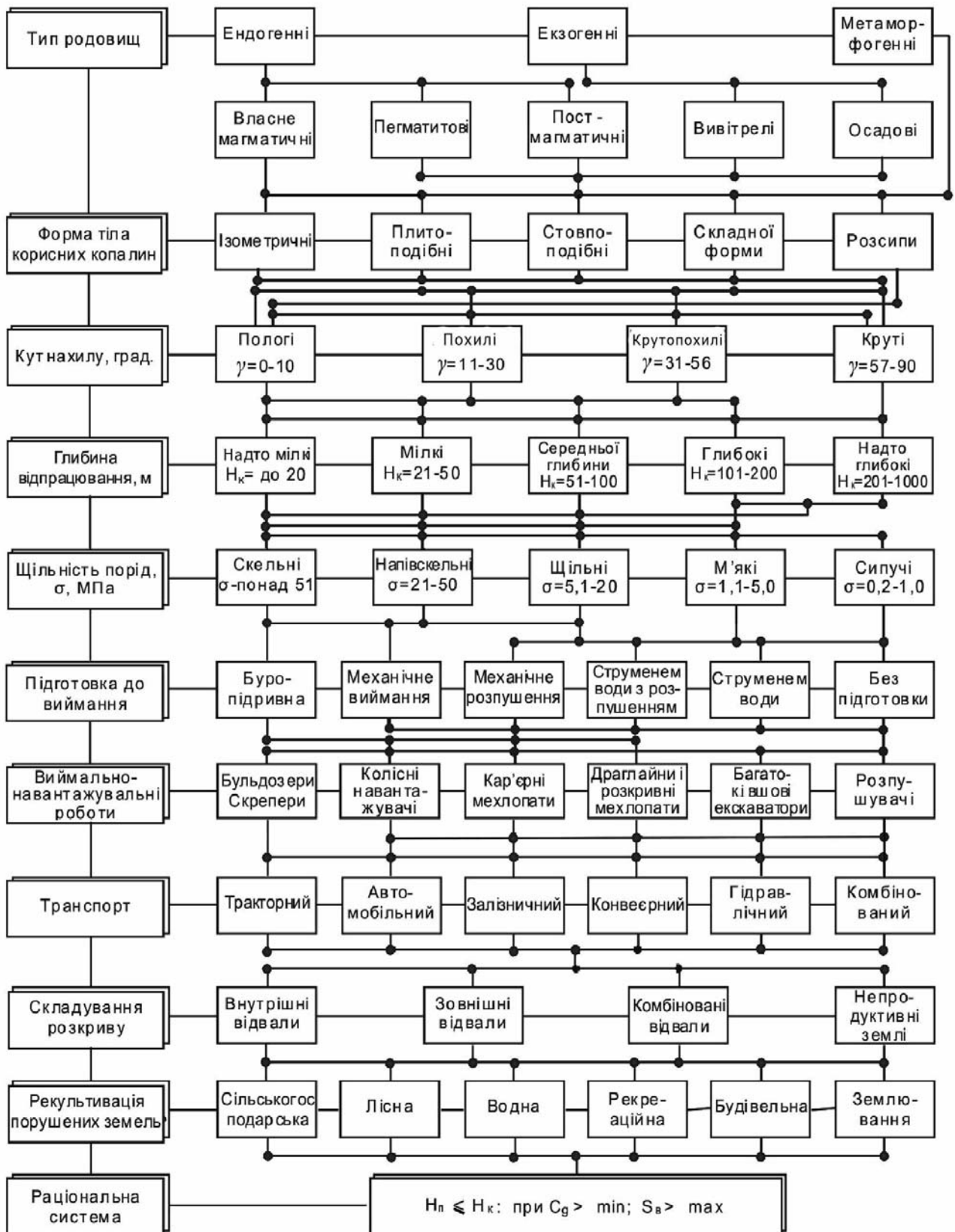


Рис. 1.4. Схема впливу гірничо-геологічних показників на вибір раціональної гірничотранспортної системи відкритої розробки родовищ твердих корисних копалин:  $H_n$ ,  $H_k$  – поточна й кінцева глибини кар'єру, м;  $C_g$  – витрати на видобування корисної копалини, грн/т;  $S_v$  – площа відновлених порушених земель, га

На водорозділах пласт руди лежить на глибині від поверхні (рис. 1.5). Рудний пласт перекривається комплексом осадових порід у вигляді глин різного складу, пісків, вапняків і суглинків, покритих шаром чорнозему потужністю до 80 см. Приблизно така ж характеристика складу перекриваючих порід спостерігається й на інших пологих пластах.

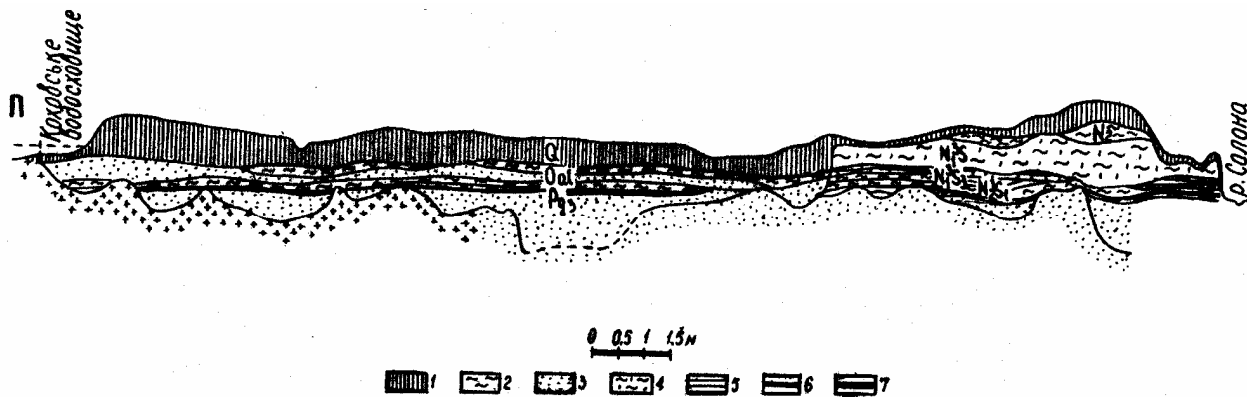


Рис. 1.5. Геологічний переріз по Нікопольському марганцеворудному басейну: 1 – суглинки; 2 – червоно-бурі глини; 3 – пісок; 4 – керамзитові глини; 5 – вапняк; 6,7 – окисні та карбонатні марганцеві руди

Руди й перекриваючі породи крутоспадних пластів являють собою більш міцніші різновиди. Наприклад, **Усинське родовище марганцевих руд** у Кузнецькому Алатау представлено перешаруваннями марганцевих вапняків, хлорито-карбонатних руд і кремнистих порід, вміщуючих спікули губок (рис. 1.6).

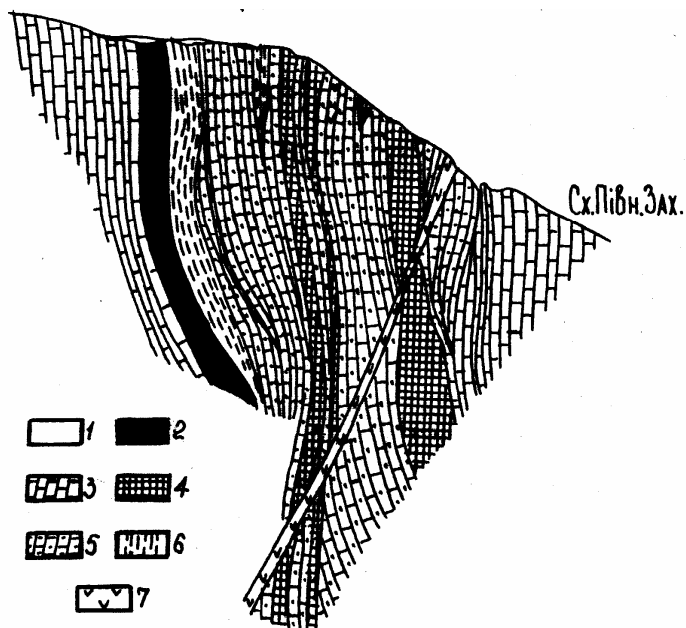


Рис. 1.6. Схематичний переріз по Усинському родовищу марганцевих руд: 1 – наноси; 2 – вапняки; 3 – бідні марганцевисті вапняки; 4 – мангано-кварцитові руди; 5 – багаті хлорито-карбонатні руди; 6 – бідні кременисті руди; 7 – діабаз

Прикладом простих прямолінійних пластів крутого падіння є також **магнетитове родовище залізних руд Сарбай** (рис. 1.7). Рудні тіла тут залягають серед метасоматитів по вулканогенно-осадовим відкладам відповідно з шаруватістю вміщуючих порід. Вони або виклинюються при переході у безрудні метасоматити чи зрізані великоамплітудними скидами. Розміри рудних тіл у довжину 1000 – 1700 м при потужності до 170 – 185 м. За падінням вони просліджуються до 1800 м.

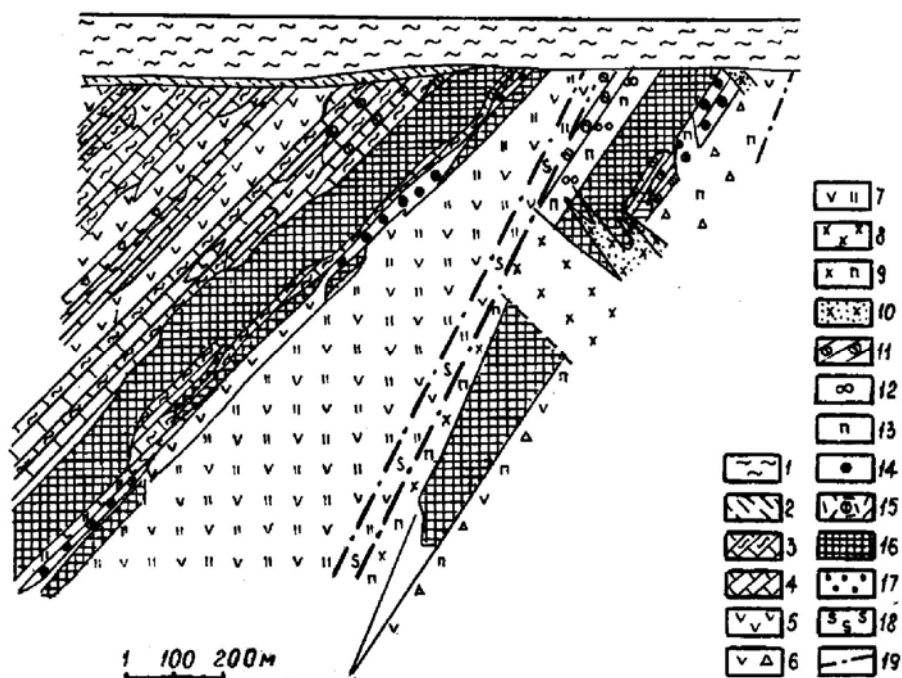


Рис.1.7. Геологічний переріз магнетитового родовища Сарбай (за І. Кочергіним): 1 – мезокайнозойські відклади; 2 – глини древньої кори вивітрювання палеозойських порід; 3 – туфіти; 4 – вапняки; 5 – туфи; 6 – туфи й туфобрекчії; 7 – туфобрекчії; 8 – діорити; 9 – діоритові порфірити; 10 – діоритові порфірити післярудні; 11 – ороговиковані туфіти; 12 – скаполітові метасоматити; 13 – піроксенові скарни; 14 – гранатові скарни; 15 – епідот-актинолітові породи; 16 – масивні магнетитові руди; 17 – вкраплені магнетитові руди; 18 – зони мілонізації порід і руд; 19 – тектонічні порушення

До **складних** пластів відносяться родовища вугілля, горючих сланців тощо. При цьому окремі вугільні тіла мають сумарну потужність від 0,8 – 27,2 до 250 м, а кількість пластів сягає 30 і більше. Під впливом геотектоніки вони можуть переходити у складчасту форму з крутим падінням.

**Складчаста** форма залягання пластів характерна для Криворізького басейну, який являє собою вузьку смугу докембрійських метаморфічних залізорудних формацій в Українському кристалічному масиві, що простягається у субмеридіональному напрямку на відстань понад 200 км. Ширина її становить 1 – 3 км і тільки у районі м. Кривий Ріг досягає 6 – 7 км. Дев'ять горизонтів залізистих кварцитів, що позначаються індексами  $K_2^{1жс}$  –  $K_2^{9жс}$ , перекриваються



кварц-серицитовими, хлорит-серицитовими та іншими сланцями й мікрокварцитами (рис. 1.8). Пласти залягають у формі синклінальних і антиклінальних складок з падінням крил під кутом 45 – 80°, більшою частиною з кулеподібним замиканням синкліналей. Шарніри синкліналей занурюються під кутом до 40° на північ. Багаті руди складають пласто-, штоко-, стовпо- та лінзоподібні поклади серед залізистих кварцитів.

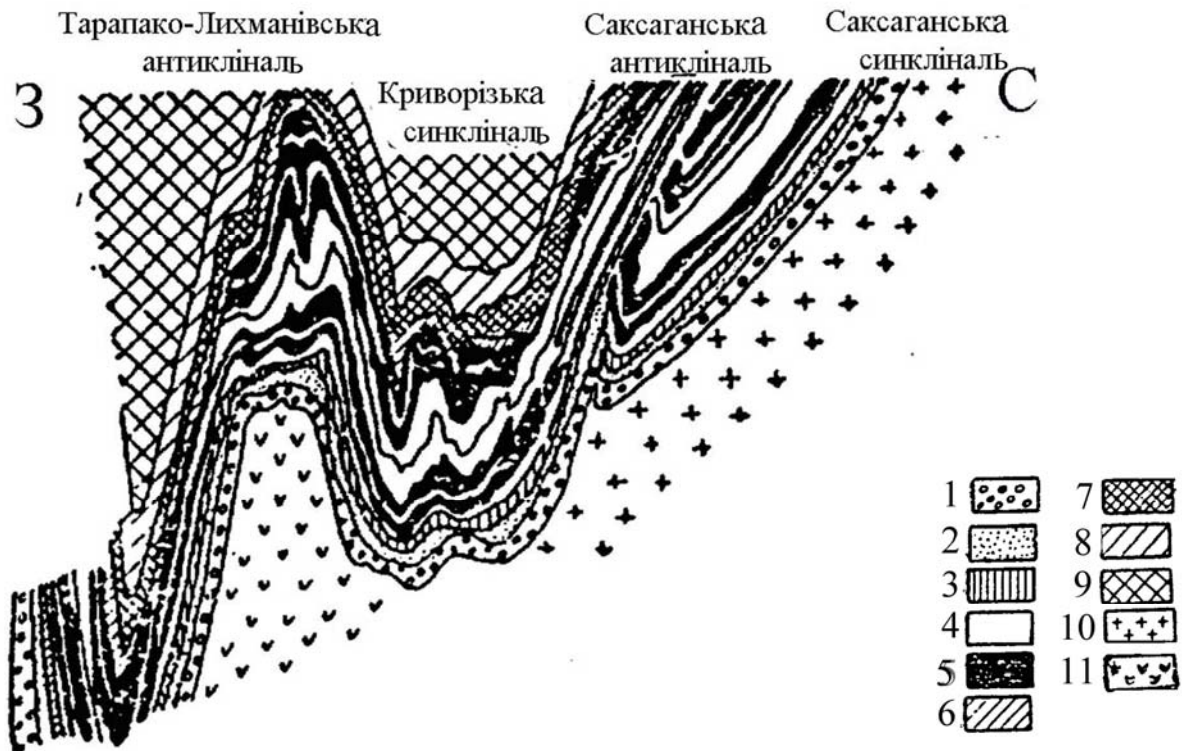


Рис. 1.8. Геологічна структура Криворізького залізорудного басейну (за М.П. Семененком): 1 – аркози; 2 – філіти; 3 – тальки; 4 – сланці залізистої формації; 5 – залізисті пласти; 6 – роговиково-піщовиковий горизонт; 7 – кварцево-серицитові сланці; 8 – вуглисто-графітові сланці; 9 – слюдисто-біотитові сланці; 10 – граніти, мігматити; 11 – амфіболіти

**Дайки й жили** являють собою групу магматичних тіл, що пов'язані з розколинами у земній корі. Це плоскі тіла невеликої потужності відносно довжин, які залягають переважно вертикально або круто. При нерівномірному розподілі мінералів, що виконують жили, вони характеризуються послідовною зміною збагачених і бідних компонентів. Такі багаті ділянки у тілі жили називаються рудними стовпами.

**Витягнуті по одній осі тіла корисних копалин** називаються трубами, трубками чи трубоподібними покладами. Кут їх до горизонту може складати від 90° у вертикальних, до 0° – у горизонтальних родовищах, а потужність – від 100 до 1000 м. Прикладом таких родовищ можуть бути кімберлітові трубки, що пов'язані з ультраосновними породами типу вулканічних брекчій (рис. 1.9).

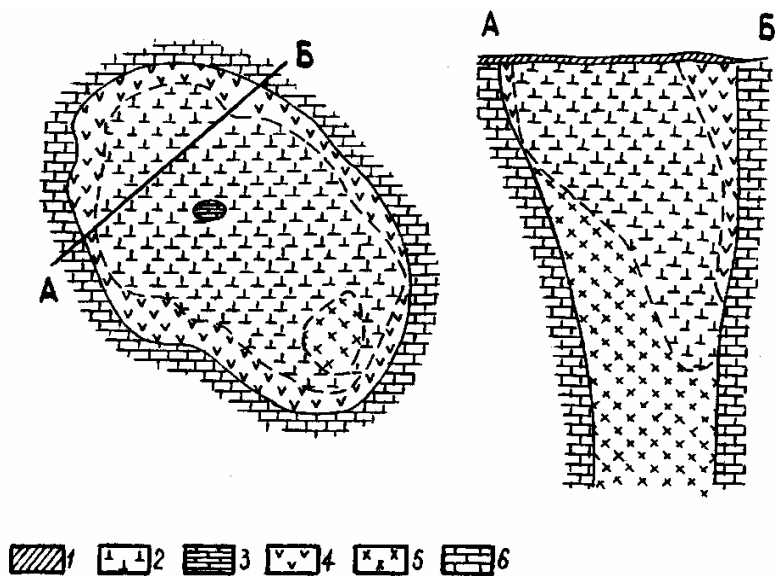


Рис. 1.9. Геологічна схема та переріз кімберлітової трубки "Мир" (за П.М. Татариним): 1 – наноси; 2 – кімберліт зеленого кольору; 3 – ксеноліт карбонатних порід; 4 – кімберліт жовтого кольору; 5 – кімберліт зелено-чорного кольору; 6 – карбонатні породи

Крім вищезначених простих форм твердих корисних копалин, у природі зустрічаються складні поклади, що становлять їх різноманітну комбінацію. Прикладом такого складного покладу, створеного сполученням пластової та жильної форм, може бути **родовище Тирнауз** (рис. 1.10).

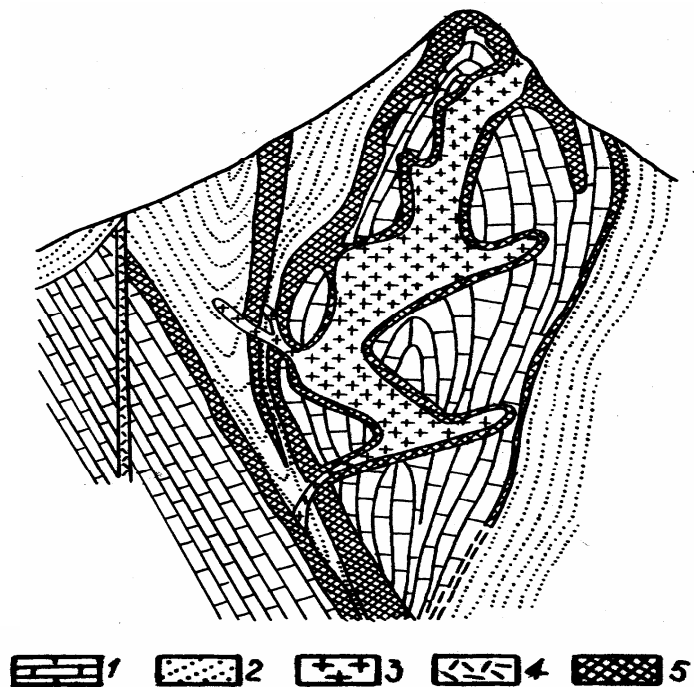


Рис. 1.10. Схематичний геологічний переріз родовища Тирнауз (за О. Пеком в інтерпретації В. Смирнова): 1 – мармуризовані вапняки; 2 – біотитові роговики; 3 – граніти; 4 – ліпарити; 5 – скарни

**Розсипи** являють собою вторинні поклади корисних копалин, що утворені шляхом порушення більш давніх корінних, які відносно є первинними родовищами. При цьому **розсипами** називають скупчення рихлого або зцементованого уламкового матеріалу, які вміщують у вигляді уламків ту чи іншу корисну копалину. Останніми у більшості випадків є благородні метали (золото, платина), а також деякі рудні мінерали (титанові сполуки, вольфрамів, магнетит), сполуки рідких елементів (монацит) або дорогоцінного каміння (алмаз, рубін, сапфір). За Ю.А. Білібіним [9], класифікація розсипів впорядкована відносно їх положення до корінного родовища та процесів переміщення корисних копалин від нього. Зазвичай ці ж процеси обумовлюють і положення розсипів відносно елементів рельєфу земної поверхні. На підставі цих ознак розсипи поділяються на наступні категорії.

1. **Елювіальні розсипи** залягають на місці свого утворення внаслідок порушення й розпушення верхнього краю корінного родовища.

2. **Делювіальні розсипи** являють собою матеріал елювіальних розсипів, який під своєю масою змістився униз по схилу корінного родовища. Елювіальні розсипи безперервно переходять в делювіальні без будь-якої різкої межі між собою.

3. **Алювіальні розсипи** залягають зазвичай у річних долинах і утворені шляхом перенесення уламкового матеріалу потоками води. Відносно русла потоку води виділяють **руслові, косові, долинні та терасові розсипи**.

4. **Дельтові, озерні та лагунні розсипи** утворюються шляхом винесення уламкового матеріалу потоками води та накопичення його в дельтах озер і лагунах.

5. **Берегові розсипи, морські й озерні** утворюються шляхом перенесення й накопичення уламкового матеріалу уздовж берегових ліній силою прибою та прибережних течій.

6. **Льодовикові розсипи** утворюються в гористій місцевості шляхом перенесення й накопичення уламкового матеріалу, який сповзає сумісно з льодовиками зі схилу гір.

З усіх наведених категорій розсипи 1, 2 і 6 утворюються без суттєвої участі рухомої сили води, тому називаються **несортованими**. Категорії 3, 4 і 5 утворені за рахунок дії перенесення водою і є розсипами **сортованими**. Сортування уламкового матеріалу здійснюється у розподіленні його за крупністю й питомою вагою. Сортування розсипів за потужністю шарів складається, як правило, з двох частин – нижньої, яка носить назву **пісків** чи **пласта**, де сконцентрована головна маса корисної копалини, й верхньої – під назвою **торфів**, що складається з пустої породи. Корінна порода, на якій залягають піски, називається **плотиком, почвою** або **постіллю** розсипу. Іноді у межах родовища зустрічається декілька горизонтів пісків, розділених між собою прошарками пустої породи. Такі розсипи називаються **складними** (рис. 1.11).

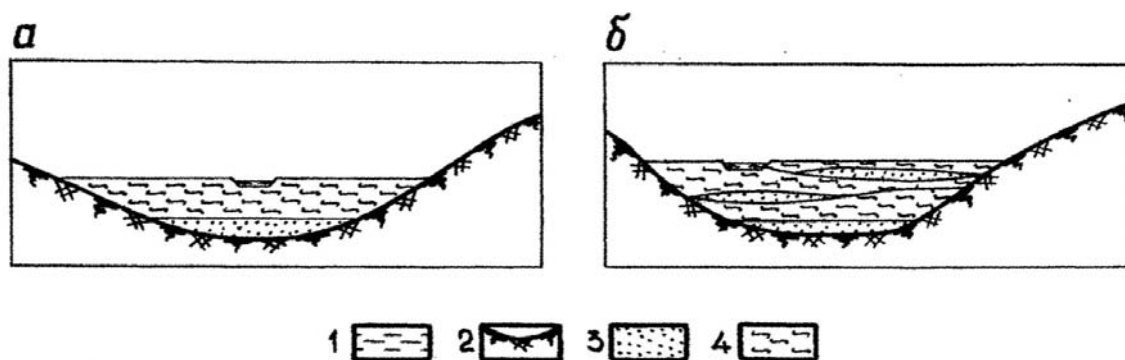


Рис. 1.11. Схематичний поперечний переріз простого (а) й складного (б) розсипу: 1 – русло річки; 2 – плотик; 3 – піски; 4 – торфи

Складні розсипи можуть залягати у різноманітних умовах. Нижні шари пісків у складних розсипах називають **похованими**. У цьому випадку шари пустої породи грають роль торфів відносно нижніх шарів пісків і роль плотика відносно верхніх. В останньому випадку вони носять назву **хибного плотика**, оскільки ховають під собою один чи декілька шарів пісків. Розміри покладів пісків визначаються за потужністю, шириною та довжиною. Потужність зазвичай становить декілька дециметрів або метрів, ширина – найчастіше десятки метрів, довжина – до декількох кілометрів.

#### 1.4. Техніко-економічна оцінка привабливості родовищ корисних копалин для експлуатації відкритим способом

Оцінювання привабливості родовищ до освоєння передбачає систематичний аналіз результатів геологічного й техніко-економічного вивчення умов їх залягання та подальшого промислового освоєння у заданих масштабах. За сучасних умов розвитку мінерально-сировинної бази воно пов'язане з такими особливостями [7]:

- промислове значення родовищ корисних копалин залежить від комплексу багатьох зовнішніх і внутрішніх чинників оцінки, вплив яких на вартість запасів може змінюватись упродовж усього терміну експлуатації об'єкта;
- наявність великої кількості родовищ, які залучені до експлуатації протягом кількох десятиліть й знаходяться у стадії інтенсивної розробки;
- необхідність систематичного залучення інвестицій для освоєння родовищ корисних копалин, починаючи з пошукових і пошуково-оціночних робіт, що зумовлено реструктуризацією вітчизняної промислової галузі;
- надання для освоєння ділянок надр, які характеризуються низьким ступенем геологічного вивчення і великим ризиком непідтвердження якості або кількості запасів корисних копалин.

Загальна оцінка родовищ виконується за трьома напрямками: геолого-економічним, економічним і вартісним. У затвердженій “Класифікації запасів і ресурсів корисних копалин” [7] “**геолого-економічна оцінка** об'єктів геологорозвідувальних робіт визначена як періодичний аналіз результатів геологічного

та техніко-економічного вивчення нагромаджень корисних копалин з метою встановлення їх промислового значення на основі зростаючої складності технологічної схеми видобутку й переробки мінеральної сировини, техніко-економічних показників виробничого процесу та фінансових результатів реалізації товарної продукції гірничого виробництва”.

**Економічну оцінку мінеральних ресурсів** поділяють на порівняльну й абсолютну. Порівняльна базується на варіантності розрахунків для кожного об’єкта з визначенням найефективнішого, на підставі якого затверджують кондиції та запаси для конкретного родовища. Абсолютну – визначають на підставі “вартісної оцінки” родовищ, яка відображає вартість їх запасів у грошовому виразі. За результатами цієї оцінки визначають розмір платежів за користування надрами, економічний ефект від промислового освоєння мінеральних ресурсів, приймають рішення у сфері оподаткування. **Вартість запасів** у грошовому виразі є основою заставної оцінки родовища й курсової цінності акцій. Їх використовують при вирішенні інших важливих питань розвитку мінерально-сировинного комплексу в умовах ринкової економіки.

Постановою Кабміну України від 25.09.2004 №1117 затверджена “Методика визначення вартості запасів і ресурсів корисних копалин” родовища, ділянки надр, що надаються у користування, оцінюються за формулою

$$B = \sum_{t=1}^T \frac{D_t - B_t - P_t}{(1 + E)^t} - \sum_{t=1}^T \frac{K_t}{(1 + E)^t}, \quad (1.1)$$

де  $B$  – вартість ресурсів на дату оцінювання;  $E$  – норма дисконту;  $D_t$  – річний дохід від реалізації товарної продукції в  $t$ -му році;  $B_t$  – експлуатаційні витрати у  $t$ -му році, що не входять до будівельних витрат;  $K_t$  – капітальні вкладення в промислове будівництво в  $t$ -му році, включаючи придбання геологічної інформації;  $T$  – термін використання родовища або ділянки надр для геологічного вивчення та/або видобування корисних копалин до виведення родовища з експлуатації.

Як слідує з рис. 1.4, загальна економічна ефективність ведення відкритих гірничих робіт полягає у видобуванні корисних копалин в межах кар’єрного поля з найменшою собівартістю та максимальним збереженням цілості природного середовища й відновленням (рекультивацією) порушених земель у максимальних обсягах з показниками, близькими до початкового їх стану або кращими за існуючі. На підставі цього **гірничих технологія** може бути сформульована як сукупність прийомів і способів зміни природного стану надр Землі з метою одержання мінеральних продуктів із заданими техніко-економічними показниками. При цьому слід відзначити, що відкрита розробка родовищ корисних копалин проводиться у різноманітних гірничо-геологічних умовах з вийманням як м’яких, так і скельних гірських порід на значних глибинах за допомогою різноманітного виймально-навантажувального обладнання. Врахування їх параметрів та удосконалення суттєво підвищує ефективність відкритих розробок порівняно з підземними.

На підставі аналізу техніко-економічних показників видобутку залізних руд відкритим способом [10], який за обсягом виробництва, кількістю й складністю

технологічних процесів є превалюючим в Україні, встановлено основні виробничі показники, що формують собівартість 1 т сировини (рис. 1.12). Так протягом 1985 – 1996 рр. вказані чинники на шести гірничо-збагачувальних комбінатах змінювались наступним чином: втрати руди при вийманні з надр становили 1,5 – 3,5%, замічення – 1,3 – 3,9%, потоковий коефіцієнт розкриття складав 0,74 – 2,74 м<sup>3</sup>/т, витрати електроенергії на видобування руди і порід розкриття відповідно становили 1,63 – 5,54 і 2,3 – 7,93 кВт·год/м<sup>3</sup>. Загальна ж величина собівартості видобутку 1 т сирової руди в 1985 – 1990 рр. складала 3,3 – 5,1 руб., а в 1996 р. – 10,86 – 18,06 крб.

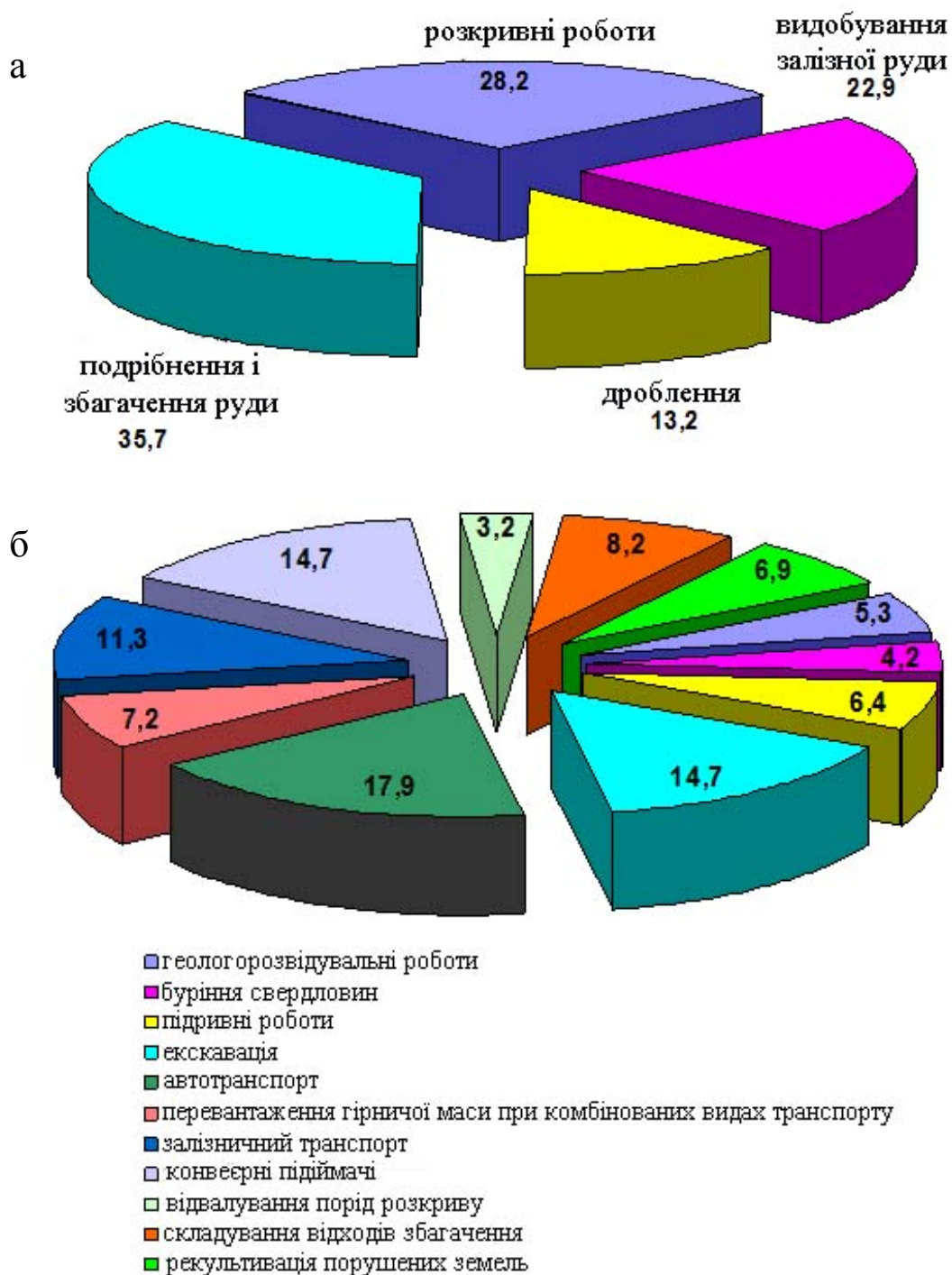


Рис. 1.12. Структура усереднених витрат на виробництво залізородного концентрату (а) та гірничотранспортні роботи в кар'єрах (б)

Слід відзначити, що залізорудна сировина в Україні представлена у основному трьома промисловими типами: багатими магнетит-гематит-мартитовими рудами, магнетитовими залізистими кварцитами й оолітовими бурими залізняками. Багаті руди видобувають підземним способом, магнетитові кварцити – в основному відкритим. Видобування бурих залізних руд за низькими техніко-економічними показниками натеper призупинено. Станом на 1987 р. в Україні на балансі було зафіксовано 48 родовищ залізних руд із загальними запасами 32,17 млрд т, у т.ч. в Дніпропетровській обл. – 21,46 млрд т, у Полтавській – 4,76 млрд т.

Відомо, що залізорудні родовища залягають у надрах під кутами 60 – 90° до горизонту й мають горизонтальну потужність від 80 – 120 до 500 – 1300 м. Кінцева глибина кар'єрів за час експлуатації послідовно збільшувалась від 150 – 300 до 500 – 705 м і в перспективі може становити 800 – 1000 м. Відповідно до цього нарощувалась їх потужність, застосовувалося більш потужне гірничо-транспортне обладнання, корегувалися параметри розкриття й системи розробки нижніх горизонтів. Порооди розкриття повсюдно складаються у зовнішніх відвалах, що призвело до суттєвого порушення довкілля. Площа ж рекультивованих земель незначна.

Окислені залізисті кварцити, що попутно видобуваються на деяких кар'єрах, до останнього часу не використовують у збагачувальному переділі та складують до зовнішніх відокремлених відвалів. Проте досвід роботи Центрального гірничо-збагачувального комбінату свідчить, що вони можуть бути залучені для отримання високоякісного концентрату з використанням складної технології збагачення. Крім того, відомі окремі ділянки родовищ бідних залізних руд, що до останнього часу недостатньо вивчені та розвідані. У перспективі вони можуть слугувати резервом для підтримки виробничих потужностей діючих підприємств. До них відносяться Орхівська група родовищ залізистих кварцитів Оріхово-Павлоградської аномалії, Приазовський залізорудний район, Теплівське та Чортомлицьке родовища, магнетитові кварцити в полях діючих шахт Кривбасу [11].

Поряд із залізорудними родовищами в Україні здійснюють великомасштабну розробку марганцевої й титанової руд, флюсових і гірських будівельних порід та бурштину, є перспективи відновлення видобування бурого вугілля у великих масштабах. Умови залягання таких родовищ у надрах переважно горизонтальні. Це дозволяє при їх експлуатації широко застосовувати системи розробки зі складуванням порід розкриття до виробленого простору кар'єрів із використанням потужного гірничотранспортного устаткування. На підставі цього порушення довкілля ведеться у мінімально можливих обсягах, а вартість видобувних робіт порівняно із залізорудними кар'єрами відносно невелика.

### **1.5. Технологічні ознаки гірських порід та їх класифікація**

Характеристика гірських порід та умови їх залягання у надрах безпосередньо впливають на вибір технології розробки родовищ корисних копалин і засоби механізації гірничих робіт. Гірські породи поділяють на корінні (магматичні), метаморфічні й осадові, які залягають у надрах за місцем свого утворення,



та наноси (перевідкладені або перенесені подрібнені породи), які покривають корінні. При видобуванні гірські породи піддаються різного роду діям (удару, зсуву, ущільненню, переміщенню тощо), внаслідок чого змінюється їх стан. До фізико-технічних ознак гірських порід, що характеризують їх як об'єкт відкритої розробки, відносять щільність, пористість, вологість, деформаційні властивості, твердість, абразивність, стійкість, зростання об'єму при руйнуванні, важкість розробки тощо [12].

У розрахунках кількості речовини використовують поняття щільність й об'ємна маса. **Щільність** – це маса одиниці об'єму в природному стані породи  $\gamma$  ( $\text{т/м}^3$ ), яка може бути визначена за формулою

$$\gamma = \frac{\rho}{V}, \quad (1.2)$$

де  $\rho$  – маса зразка породи, т;  $V$  – об'єм зразка,  $\text{м}^3$ .

При цьому розрізняють гірські породи з високою щільністю – понад 4,1; середньою – (4,0 – 2,5) і легкою – менш за 2,5  $\text{т/м}^3$ . Маса одиниці об'єму породи в її природному стані відрізняється від маси зразка породи  $\rho$ , що обумовлено в основному її пористістю і насиченістю водою. Тому поряд зі щільністю використовують поняття **об'ємної маси**  $v_0$  ( $\text{т/м}^3$ ), під якою розуміють масу одиниці об'єму сухої породи при даній пористості в її природному стані. Щільність породи завжди більша за її об'ємну масу. Співвідношення між щільністю й об'ємною масою виражається через пористість

$$v_0 = v (1 - v_n) \quad \text{або} \quad \rho = \rho_0 (1 + K_n), \quad (1.3)$$

де  $v_n$  – загальна пористість гірської породи;  $K_n$  – коефіцієнт пористості, тобто відношення об'єму всіх пустот до загального об'єму породи у сухому стані.

**Коефіцієнт пористості** виражається у частках одиниці або у відсотках

$$K_n = \frac{v_n}{1 - v_n} \quad \text{або} \quad K_n = \left(1 - \frac{v}{v_0}\right) 100, \%. \quad (1.4)$$

#### **Коефіцієнти пористості гірських порід, %**

Кварцити	0,8
Габро і діабазити	1,0
Граніти	1,2
Вапняки, мармур, доломіти	0,53 – 13,4
Глинисті сланці	4,0
Пісковики	4,8 – 28,3
Піски однорідні	26 – 47
Гравій	35 – 40
Глини	44 – 47
Суглинки	52 – 55
Культурний ґрунт	45 – 65
Торф'яний ґрунт	до 81

Чим більша пористість гірських порід, тим менші їх щільність, об'ємна маса й опір стиску.



**Вологість** характеризує вміст води у породі й вимірюється відношенням маси води у зразку до його каркасу. Природна вологість  $W$  (%) установлюється на основі відношення різниці маси породи до просушування  $\rho_1$  і після нього  $\rho_2$  до початкової маси  $\rho_1$

$$W = \frac{\rho_1 - \rho_2}{\rho_1} 100\%. \quad (1.5)$$

Під впливом вологості породи стають менш щільними й змінюють свої початкові міцнісні характеристики.

**Деформація** – це зміна форми або об'єму тіла під дією зовнішніх сил. Деформації у земній корі поділяються на пружні та залишкові. **Пружною** називається така деформація, при якій тверде тіло після зняття фізичної дії повертається до первісного стану. При усіх деформаціях існує межа пружності. Якщо вона перевищена, то виникає залишкова деформація, яка не зникає повністю або частково після усунення дії, що її викликала. Внутрішні сили, що виникають у тілі та намагаються зрівноважити дію зовнішніх сил, називаються силами пружності. Величина цих сил, що припадають на одиницю площі поперечного перерізу тіла, називається **пружністю**.

Усі гірські породи поділяють на групи: незруйновані – скельні (у природному стані), зруйновані (штучні або природно змінені), напівскельні, щільні, м'які та сипучі. Залежно від межі їх пружності використовують різні способи їх розробки й технічні засоби для розробки та механізації руйнування і копання [13].

До **скельних** відносять породи, які мають межу пружності при одноосьовому стисненні  $\sigma_c$  у куску з насиченим водою стані (до 3 – 5%) понад 50 МПа. Сюди відносять більшість магматичних і метаморфічних порід (кварцити, граніти, базальти, габро тощо), а також деякі осадові (міцні вапняки, кремністі конгломерати та ін.).

До **напівскельних** відносять породи, в яких межа пружності при одноосьовому стисненні у куску з насиченим водою стані знаходиться в інтервалі 20 – 50 МПа. До них належать магматичні вивітрілі, метаморфічні та корінні осадові породи (сланці, мергелі, аргіліти, алевроліти, кам'яне та міцне буре вугілля тощо).

**Щільні** породи мають межу пружності на одноосьове стиснення в інтервалі 5 – 20 МПа. До них відносять тверді глини, крейду, буре та кам'яне вугілля. Вони здатні зберігати у масиві породи укоси під кутом 60 – 70° при висоті уступу 10 – 20 м. Їх можливо розроблювати гірничими машинами без попереднього руйнування при зусиллях копання понад 0,3 – 0,4 МПа.

**М'які** породи мають межу пружності на одноосьове стиснення в інтервалі 1 – 5 МПа і представлені глинами, суглинками, супісками, м'яким вугіллям тощо. Їх розроблюють без попереднього руйнування виймальними машинами при зусиллях копання 0,2 – 0,3 МПа. Стійкість укосів здатна зберігатись під кутом 50 – 60° при висоті уступів 7 – 15 м.

**Сипучі** породи представлені однорідними пісками, кут укосу яких у насипах не перевищує кута внутрішнього тертя 19 – 37°. Їх розроблюють при зусиллях копання 0,03 – 0,05 МПа.

На практиці для відносної оцінки добуваності гірських порід механічними способами широко використовують коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протодьяконова. Він являє собою числовий вираз  $f = \sigma_c / 10^7$ , або точніше

$$f = \frac{\sigma_c}{3 \cdot 10^7} + \sqrt{\frac{\sigma_c}{3 \cdot 10^6}}. \quad (1.6)$$

Але цей показник у багатьох випадках недостатній для технічних розрахунків, оскільки він ураховує тільки міцність порід на стиск. Тому у випадках складного впливу навантажень на породу за пропозицією акад. В.В. Ржевського введено усереднений показник межі міцності при руйнуванні  $\Pi_{mp}$  (Па), який може бути виражений наступним чином

$$\Pi_{mp} = K_{c.o} 5 \cdot 10^{-8} (\sigma_c + \tau_c + \sigma_p) + 5 \cdot 10^{-5} \gamma, \quad (1.7)$$

де  $K_{c.o}$  – коефіцієнт структурного ослаблення (тріщинуватості масиву);  $\sigma_c$ ,  $\tau_c$ ,  $\sigma_p$  – межа пружності порід відповідно до стиснення, зсуву та розтягу, Па.

У конкретних умовах якість підготовки екскаваторних вибоїв, обґрунтування норм виробітку, продуктивності та вартості виймання визначаються на основі класифікації ґрунтів і гірських порід за ступенем важкості їх розробки екскаваторними машинами (табл. 1.2).

**Ступінь тріщинуватості** оцінюють по середній відстані між природними розколинами, які видно на поверхні вибою. Моноліти (блоки), що обмежені у масиві природними тріщинами, називають **окремостями**. Вміст у масиві окремостей певної крупності виражають у відсотках до об'єму експлуатаційного блока (табл. 1.3). Для навантаження і переміщення скельних і напівскельних порід звичайними технічними засобами необхідно їх попереднє руйнування підричним або механічними способами. У зв'язку з цим породи характеризують **ступенем зв'язності та кускуватістю**.

**Зв'язність** показує характер зв'язку між кусками породи. Вона залежить від ступеня розпушеності породи, її кускуватості й характеризується зчепленням  $C_c$  (МПа) – зв'язки природного походження, зчепленням  $C_z$  (МПа) – зв'язки механічного руйнування та кутом внутрішнього тертя порід  $\varphi$  (град). **Ступінь розпушеності** порід характеризують коефіцієнтом розпушеності  $K_p$ , який дорівнює відношенню об'єму розпушеної породи до об'єму, що знаходиться у непорушеному масиві. За ступенем зв'язності зруйновані породи поділяють на три категорії: сипучі ( $K_p = 1,4 - 1,65$ ), зв'язно-сипучі ( $K_p = 1,2 - 1,35$ ) і зв'язно-зруйновані ( $K_p = 1,3 - 1,15$ ).

**Кускуватість** зруйнованих порід може бути оцінена середнім розміром кусків  $d_{cep}$  (см) і поділяється на п'ять категорій:

1. Надто дрібноподрібнені зруйновані породи з  $d_{cep} < 10$  см (розмір найбільш крупних кусків 40 – 60 см).

2. Дрібноподрібнені породи з  $d_{cep} = 15 - 25$  см (розмір найбільш крупних кусків 60 – 100 см).

3. Середньоподрібнені породи з  $d_{cep} = 25 - 35$  см (розмір найбільш крупних кусків 100 – 140 см).

Таблиця 1.2

## Порівняння показників міцності гірських порід за різною класифікацією

Ступінь міцності	Найменування гірських порід	Щільність порід у цілику, кг/м <sup>3</sup>	Питомий опір вийманню, кПа	Коефіцієнт міцності за М.М. Протодьяконовим	Категорія порід за важкістю екскавації (ЄНВ на ВГР)	Категорія порід за БНІП
Вишого ступеня міцності	Надто міцні, щільні та в'язкі кварцити і базальти. Вияткові за міцністю інші породи	3500 – 3800	400	20	V	XI
Вкрай міцні	Надто міцні гранітові породи. Кварцовий порфір, кременистий сланець. Надто міцні пісковики та вапняки	2800 – 3400	370 – 380	15	V	X
Міцні	Щільний граніт, вкрай міцні пісковики та вапняки. Кварцові рудні жили. Міцний конгломерат. Надто міцні залізні руди	2500 – 2800	330 – 340	10	IV	IX
		2300 – 2500	300 – 320	8	IV	
Доволі міцні	Вапняки (міцні), неміцний граніт. Міцний пісковик, мармур. Доломіт, колчедан	2100 – 2800	230 – 280	6	III	VII
		1750 – 2200	210	5	III	VI
		1800 – 2200	190	4	II	V
Середньої міцності	Різноманітні сланці (неміцні), щільний мергель	1900	180	3	II	
Доволі м'які	М'який сланець. Вкрай м'який вапняк, кам'яна сіль, гіпс. Мерзлий ґрунт, антрацит. Звичайний мергель. Порушений пісковик, зцементована галька, кам'янистий ґрунт	1500 – 2200	170	2	II	IV
		1400 – 1500	150	1,5	II	
М'які	Щебенистий ґрунт. Порушений сланець, лежалі галька і щебінь, міцне кам'яне вугілля, затверділа глина	1150 – 1450	125	1,0	II	IV
		1200 – 1300	120	0,8	II	
Землисті	Рослинна земля, торф, легкий суглинок, сирий пісок	1650 – 1750	30 – 100	0,6	I	III
		1400 – 1600	25 – 30	0,5	I	
Пливучі	Пісок осипу, м'який гравій, насипна земля, добуте вугілля	1000 – 1250	16	0,3	I	I

4. Крупноподрібнені породи з  $d_{сер} = 40 - 60$  см (розмір найбільш крупних кусків 150 – 200 см).

5. Надто крупноподрібнені породи з  $d_{сер} = 70 - 90$  см (розмір найбільш крупних кусків – 250 – 300 см).

Таблиця 1.3

Міжвідомча класифікація гірських порід за ступенем тріщинуватості масиву

Категорія	Ступінь тріщинуватості (блочності) масиву	Середня відстань між природними тріщинами усіх систем, см	Питома тріщинуватість, м/м <sup>2</sup>	Вміст у масиві окремоостей, %, розміром, см		
				> 30	>70	> 100
I	Надзвичайно тріщинуваті (малоблочні)	до 10	10	до 10	близько 10	0
II	Сильнотріщинуваті (середньоблочні)	10 – 50	2 – 10	10 – 70	до 30	до 5
III	Середньотріщинуваті (крупноблочні)	50 – 100	1 – 2	70 – 100	30 – 80	5 – 40
IV	Малотріщинуваті (надто крупноблочні)	100 – 150	1 – 0,65	100	80 – 100	40 – 100
V	Практично монолітні (виключно крупноблочні)	>150	<0,65	100	100	100

Зруйновані породи можуть бути зв'язними, зв'язно-сипучими та сипучими залежно від умов підривання й місцезнаходження після вибуху. Підриванням гірського масиву слід забезпечити потрібний ступінь дроблення. Максимальний допустимий розмір кусків підірваної породи по ребру  $l_{ш}$  (м) може бути обмежений:

– ємністю ковша екскаватора  $q_e$  (м<sup>3</sup>)

$$l_{ш.е} \leq (0,7 - 0,8) \sqrt[3]{q_e}; \quad (1.8)$$

– ємністю транспортної посудини  $V_m$  (м<sup>3</sup>)

$$l_{ш.м} \leq 0,5 \sqrt[3]{V_m}; \quad (1.9)$$

– меншим розміром приймального отвору бункера або дробарки  $A_d$  (м)

$$l_{ш.д} \leq (0,75 - 0,85) A_d; \quad (1.10)$$

– шириною стрічки конвеєра  $B_k$  (м)

$$l_{ш.к} \leq 0,5 B_k - 0,1. \quad (1.11)$$

Куски, що мають розмір більше допустимого, за технологічними умовами розробки називають **негабаритними**, їх належить додатково подрібнювати.

Основними фізико-механічними властивостями гірських порід, які необхідно визначати для вирішення питань стійкості уступів і бортів кар'єрів, а також укосів відвалів поряд з вищезазначеними щільністю, природною вологістю порід, межею пружності на стиск та розтяг,  $\epsilon$  зчеплення  $C$  (МПа) і кут внутрішнього тертя  $\varphi$  (град). При цьому найбільш достовірними методами визначення значень  $C$  і  $\varphi$  є лабораторний, що базується на випробуванні зразків породи; натурні дослідження, що проводяться безпосередньо на укосах уступів і шурфах, а також установлення за результатами зйомок обвалень та зсувів на кар'єрах (метод зворотних розрахунків). При лабораторному методі визначення  $C$  одержують нормальні  $\sigma_n$  і дотичні  $\tau$  напруження при зрізанні зразків гірських порід за допомогою преса під різними кутами нахилу площі зрізу до прикладуваного навантаження.

Для випробувань виготовляють три-чотири зразки однієї породи природної щільності й вологості. Їх розміщують у спеціальні обойми й зрізають під кутами 30, 45 і 60°. Нормальні й дотичні напруження при зрізі обчислюють за формулами

$$\sigma_n = \frac{P_3}{S_3} \cos \xi; \quad \tau = \frac{P_3}{S_3} \sin \xi, \quad (1.12)$$

де  $P_3$  – зусилля при зрізі, що утворене пресом, Н;  $S_3$  – площа зрізу, м<sup>2</sup>;  $\xi$  – кут між напрямком прикладення навантаження та нормаллю до площин зрізу, град.

Виконуючи послідовно випробування зразків, отримують значення  $\sigma_{30}$ ,  $\sigma_{45}$ ,  $\sigma_{60}$ , і  $\tau_{30}$ ,  $\tau_{45}$ ,  $\tau_{60}$ , на основі яких складають паспорт стійкості гірської породи (рис. 1.13). На основі досліджень ВНДМІ на ділянці між лініями, що виходять з початку координат під кутом 45 і 60° до осі  $\sigma_n$ , крива замінюється хордою. Кут нахилу хорди до осі абсцис визначає кут внутрішнього тертя даної породи  $\varphi$ , а відрізок, що відсікається по осі ординат – зчеплення  $C$  у масштабі графіка.

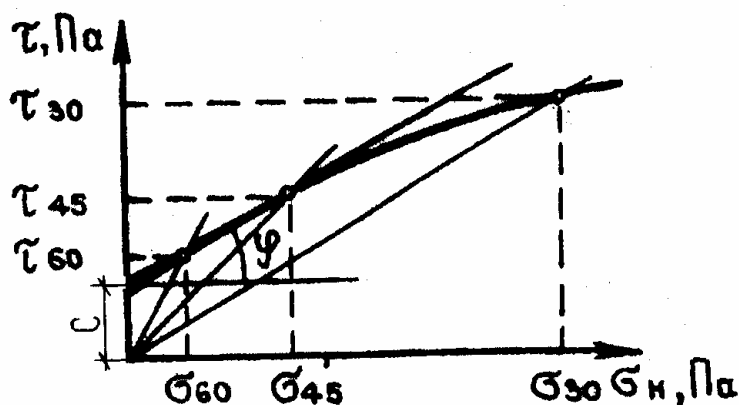


Рис. 1.13. Паспорт стійкості гірської породи

Для практичного використання фізико-механічних характеристик гірських порід необхідно використовувати коефіцієнт структурного ослаблення  $\lambda_0$ , який знаходиться за формулою

$$\lambda_0 = \frac{C_m}{C_0}, \quad (1.13)$$

де  $C_m, C_0$  – відповідно зчеплення порід у масиві та зразку, МПа.

При оцінці стійкості гірських масивів розміри структурних блоків мають другорядне значення. Більш суттєвими та визначальними чинниками є протяжність і взаємна направленість щілин, стан їх поверхонь, вид заповнювача й орієнтування поверхонь ослаблення відносно простягання укосів уступів і бортів кар'єрів. На відвалах показники зчеплення та кут внутрішнього тертя суттєво залежать від розміру ущільнення порід під впливом висоти відсипаної породи, а також її вологості. Значення зчеплення й кута внутрішнього тертя для деяких порід наведені у табл. 1.4.

Таблиця 1.4

Основні фізико-механічні показники гірських порід  
(за В.М. Мосинцем і А.В. Абрамовим)

Гірська порода	Об'ємна маса, т/м <sup>3</sup>	Коефіцієнт міцності	Зчеплення, МПа	Кут внутрішнього тертя, град
Пісок	1,4 – 2,0	-	-	30 – 36
Глина	1,45 – 2,5	до 1,5	0,1 – 0,2	14 – 26
Алевроліт	2,54	6 – 8	24 – 26	27 – 32
Аргіліт	2,54	2 – 6	17 – 23	30 – 32
Вугілля	1,98	1,5 – 4,0	2,4 – 10,0	35 – 57
Пісковик	2,65	3 – 8	0,4 – 1,2	22 – 36
Вугілля буре	1,22	2 – 3	1,6 – 2,5	25 – 36
Альбітофір	2,65	7 – 9	18,5	29,0
Діорит-порфірит	3,23	23,1	41,2	45,0
Вапняк мармуризований	2,71	5,0	14,5	30,0
Вапняк глинистий	2,70	6,1	26,0	46,0
Магнетитова руда багата	3,87	4 – 6	45,0	34,0
Магнетитова руда бідна	3,24	7 – 8	41,0	33,0
Магнетит дрібнозернистий	4,19	12,9	38,5	45,0
Мартит пористий	3,58	9,2	2,4	44,0
Пісковик кварцовий	2,66	6,5	40,0	43,0
Порфірит діабазовий	2,88	19,5	46,9	41,0
Роговик скарнований	2,83	21,0	45,0	5,0
Сієніт порфіровий	2,61	12,2	80,0	31,0
Туф альбітофіровий	2,66	9,9	31,0	41,0
Базальт лабрадорівий	2,72	13,0	36,0	33,0
Габро-діабаз	2,86	8,4	28,0	32,0
Габро-долерит	5,82	9,0	26,0	45,0
Долерит	2,93	10,0	28,0	32,0
Доломіт оруденілий	2,75	8,1	23,8	30,0
Пісковик ороговілий	2,56	13,8	41,0	32,0
Піротинова руда	4,58	4,9	41,0	36,0
Роговик	2,68	11,0	20,0	33,0

## 1.6. Систематизація родовищ корисних копалин

Об'єктами відкритої розробки є родовища корисних копалин. За галузевою ознакою розрізняють відкриту розробку вугільних і рудних родовищ, покладів будівельних гірських порід, цементної та гірничо-хімічної сировини, дорогоцінного каміння та ін. Розроблювані родовища корисних копалин залягають у надто різноманітних умовах, які можливо систематизувати, окрім розглянутої раніш форми, за деякими характерними геометричними ознаками [12]:

**1. За кутом падіння** відносно горизонтальної поверхні поділяють поклади:

- **пологі**, що характеризуються заляганням переважно плоских тіл корисних копалин прямолінійно або ж хвилясто під загальним кутом основної частини родовища до  $8 - 10^\circ$ ; їх частковим випадком є горизонтальні поклади;
- **похилі** – з кутами падіння від  $11$  до  $30^\circ$ ;
- **крутопохилі** – з кутами падіння від  $31$  до  $56^\circ$ ;
- **круті** – з кутами падіння від  $57$  до  $90^\circ$ ;
- **складного залягання**, що характерно для антиклінальних і синклінальних складок та різних геологічних порушень. У більшості випадків воно визначається мінливим напрямком падіння покладів. Форма покладів і кут їх падіння обумовлюють розміри кар'єрних полів та їх елементи.

**2. За потужністю** поклади поділяють залежно від можливості використання різноманітних технологічних засобів для видобування корисних копалин і кількістю одночасної відробки уступів – для пологих родовищ (рис. 1.14,а) або виймальних західок – для крутопохилих і крутих (рис. 1.14,б).

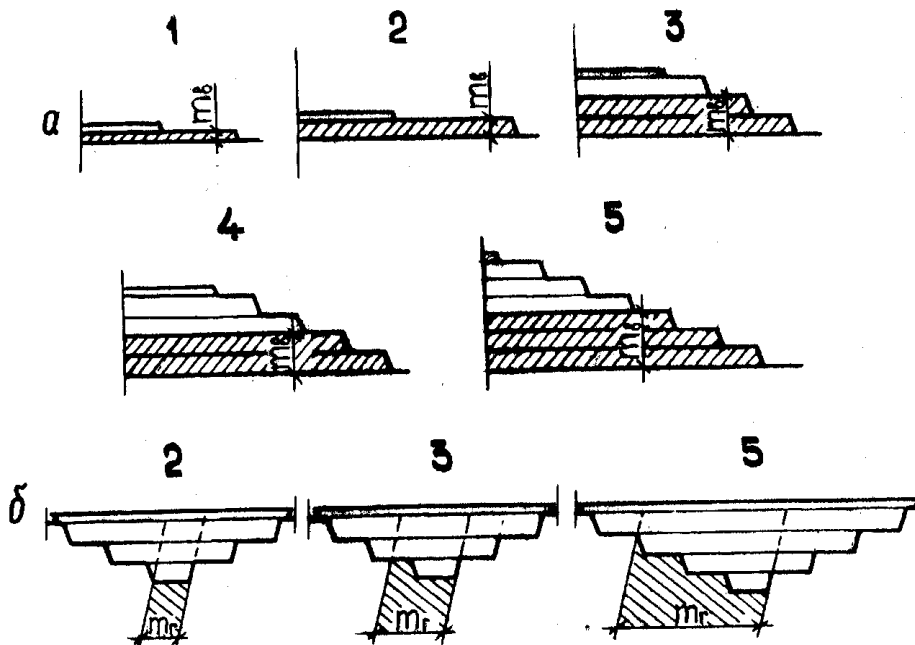


Рис. 1.14. Розподіл покладів за потужністю: а – пологих і похилих; б – крутопохилих і крутоспадних; 1 – 5 – відповідно надто малої потужності по корисних копалинах і покриваючих породах; малої потужності по корисних копалинах; середньої потужності по корисних копалинах; середньої потужності по корисних копалинах і покриваючих породах; потужних по корисних копалинах і покриваючих породах;  $m_1$ ,  $m_2$  – вертикальна й горизонтальна потужність покладів

При цьому виділяють поклади:

- **надто малої потужності**, коли дійсна потужність  $m$  (по перпендикуляру від покрівлі до підошви ґрунту) менше за 4 м, а розробка ведеться спеціальною технікою одним уступом (рис. 1.14, а.1);
- **малої потужності** ( $m = 4 - 20$  м); виймання пологих родовищ ведеться одним уступом (рис.1.14, а.2), а похилих і крутих – однією західкою (рис.1.14, б.1);
- **середньої потужності** ( $m = 21 - 60$  м); виймання ведеться двома уступами (рис.1.14, а.3,4), а похилих і крутих – двома західками (рис. 1.14, б.3);
- **потужні** ( $m = 61 - 90$  м); виймання ведеться трьома уступами (рис. 1.14, а.5), а похилих і крутих – трьома західками (рис. 1.14, б.5);
- **надзвичайно потужні** ( $m > 91$  м).

Наведена класифікація покладів за потужністю дає можливість поряд із міцністю порід попередньо оцінювати спосіб складування порід розкриву у виробленому просторі кар'єру або переміщення їх у зовнішні відвали, проводити вибір типу виймального обладнання та розміщення транспортних комунікацій для перевезення гірських порід. При цьому потужність порід розкриву приймається аналогічною значенням потужності покладів корисних копалин.

**3. Рельєф поверхні родовища** може бути рівнинним, у вигляді схилу узгір'я, гористим, пагористим і, нарешті, поклади можуть знаходитись під водою. Від рельєфу поверхні залежить порядок розробки родовища, його розкриття та можливі способи розміщення порід розкриву у відвали.

**4. Залежно від положення відносно рівня земної поверхні та глибини залягання** розрізняють родовища:

- **поверхового типу**, переважно ізометричні та пластоподібні пологі, що безпосередньо виходять на поверхню або розміщені під наносами потужністю до 20 – 100 м;
- **глибинного типу**, які розміщені нижче рівня поверхні та занурюються у надра на глибину 500 – 1000 м і більше;
- **висотно-глибинного типу**, що розміщені частково вище та нижче домінуючого рівня поверхні.

Залягання родовища може бути збіжним або незбіжним з рельєфом поверхні. Поклад може займати всю поверхню або частину узгір'я. Від положення родовища відносно домінуючого рівня земної поверхні залежать розміри кар'єрного поля, порядок його відробки та розміщення транспортних комунікацій.

**5. Будова покладу** може бути:

- **простою**, з однорідним типом і якістю корисних копалин без суттєвих прошарків і включень перекриваючих порід. У цьому випадку всі корисні копалини видобувають сумісно (валовий спосіб виймання);
- **складною**, коли поряд з якісними корисними копалинами зустрічаються неякісні, а також прошарки перекриваючих порід. У цьому випадку гірничі роботи ведуться роздільно з почерговим вийманням різнотипових порід;
- **розосередженою**, що має складну будову, при якій корисні копалини різної якості та прошарки й включення перекриваючих порід розміщені у надрах без чіткої закономірності та виявлення контактів між ними. Вибір валового



або роздільного способу розробки корисних копалин виконується у процесі детальної розвідки родовища.

**6. Якість корисної копалини** у родовищі може бути розподілена:

– **рівномірно**, коли рівень видобутих елементів у корисній копалині приблизно однаковий у межах покладу. У цьому випадку розробка валова або роздільна на різних частинах родовища ведеться незалежно без усереднення якості корисних копалин;

– **нерівномірно**, коли рівень видобутих елементів у корисній копалині змінюється по глибині та площі родовища. У цьому випадку якість видобутої корисної копалини усереднюється шляхом планового одночасного виймання у різних блоках кар'єру.

Означені вище показники суттєво впливають на формування меж кар'єрного поля, вибір способів механізації та ведення гірничих робіт з економічною й продуктивною організацією транспортування корисних копалин і розміщенням порід розкриву у відвалах.

### 1.7. Елементи й параметри кар'єрів

Родовище корисної копалини чи його частину разом з масивом покриваючих і вміщуючих порід у встановлених межах кар'єрного поля відпрацьовують **кар'єром**, який являє собою об'ємну складну геометричну фігуру й характеризується розмірами у плані, глибиною та кутами укосів бортів (рис. 1.15). Кар'єрне поле входить складовою частиною до земельного відводу кар'єру, в межах якого розміщують відвали, промислові площадки, транспортні й енергопостачальні комунікації та інші промислові об'єкти. Розміри кар'єрного поля визначають загальні обсяги гірничих робіт і можливу продуктивність кар'єру.

Кінцева глибина кар'єрного поля  $H_k$  (м) визначається шляхом порівняння витрат на розробку корисних копалин відкритими та підземними гірничими роботами. Методика визначення меж кар'єрів на родовищах з пологим і похилим падінням є достатньо простою. Кінцева глибина відкритої розробки визначається за геологічним коефіцієнтом розкриву, який чисельно дорівнює граничному коефіцієнту. Для крутопохилих і крутоспадних родовищ інститут ДППРОРУДА рекомендує визначати кінцеву глибину кар'єру  $H_k$  (м) за формулою

$$H_k = \frac{m_z \left( \frac{v_o}{v_n} Z_n - Z_o \right)}{(ctg\beta_n + ctg\beta_s) Z_s}, \quad (1.14)$$

де  $m_z$  – горизонтальна потужність покладу, м;  $v_o, v_n$  – вихід концентрату з корисної копалини, що видобувається відкритим і підземним способами, частка од;  $Z_n, Z_o$  – питомі витрати на видобування корисної копалини відкритим і підземним способами відповідно, грн/м<sup>3</sup>;  $\beta_n, \beta_s$  – кути нахилу бортів кар'єру зі сторони лежачого й висячого боків покладу, град;  $Z_s$  – питомі витрати на ведення розкривних робіт у кар'єрі, грн/м<sup>3</sup>.

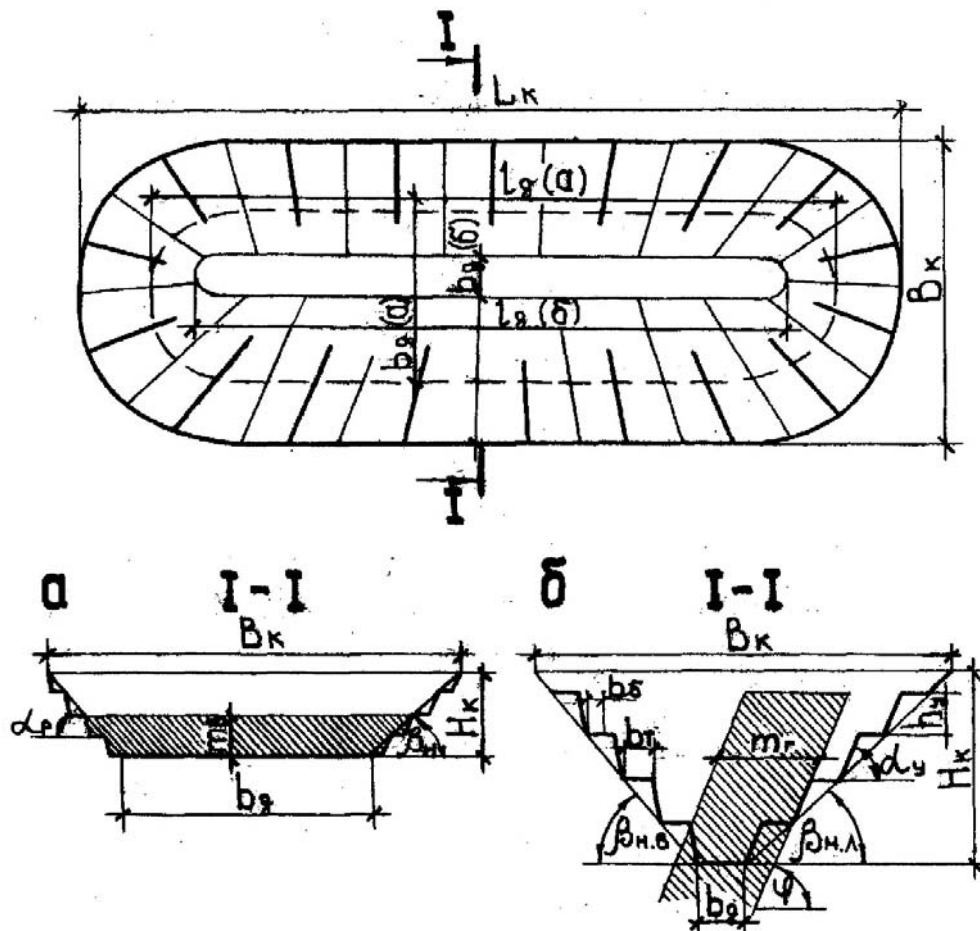


Рис. 1.15. Контури кар'єрного поля: а – для пологих родовищ; б – для крутоспадних родовищ

Елементами кар'єру є просторові складові, які вичерпно характеризують його положення у земній корі. Основними елементами кар'єру є уступи по корисних копалинах і породах розкриву, робочі та неробочі борти, підошва або дно, робочі й неробочі площадки, тимчасові та постійні межі у надрах [10].

**Уступом** називають частину борту в кар'єрі, що має робочу поверхню у формі східців і розробляється самостійними засобами виймання, навантажування та транспортування. Уступи поділяють на робочі, якими проводиться відпрацювання масиву гірських порід; тимчасово неробочі, на яких до певного часу ведення гірничих робіт призупинено, та неробочі (відпрацьовані), на яких гірничі роботи виконані повністю. Між уступами розташовують берми безпеки або транспортні площадки, а укоси між ними по висоті приводять у стійке положення за допомогою екскаваторних або буропідбивних робіт. Робочі та неробочі борти кар'єру складаються з відповідних за назвою уступів.

Елементами уступу є нижня й верхня площадки, укис та відповідні брівки (рис. 1.16). Нижня й верхня площадки обмежують уступ за висотою. При цьому **висота уступу** звичайно обмежується умовами безпечного відпрацювання й залежить від величини робочих параметрів виймального обладнання та фізико-механічних властивостей гірських порід. На більшості кар'єрів вона становить 10 – 15 м, іноді сягає 30 – 45 м і більше.

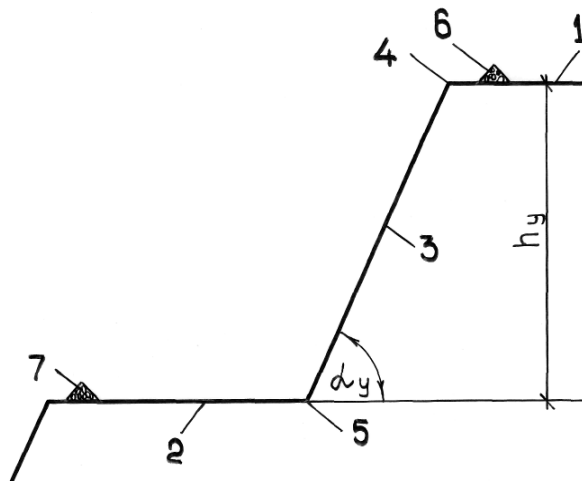


Рис. 1.16. Схема до визначення елементів уступу: 1, 2 – верхня й нижня площадки; 3 – укіс уступу; 4, 5 – верхня й нижня брівки уступу; 6, 7 – верхній та нижній захисні вали;  $h_y$  – висота уступу;  $\alpha_y$  – кут укосу уступу

**Укосом уступу** називають крутопохилу поверхню, що обмежує уступ збоку непорушеного масиву гірських порід у кар'єрі. Кут нахилу укосу уступу до горизонтальної поверхні називають **кутом укосу уступу**. Лінії перетину укосу уступу з його верхньою та нижньою площадками називають відповідно верхньою та нижньою брівками.

Якщо на площадках уступу розташовано виймально-навантажувальне обладнання й ведуться гірничотранспортні роботи, вони називаються **робочими**. Їх ширина визначається габаритами обладнання та схемою відпрацювання уступів і може становити 40 – 60 м й більше. Площадки, на яких виймальні роботи не ведуться, називаються неробочими й підрозділяються на транспортні та берми безпеки (рис. 1.17).

Величини, які характеризують стан, розміри та форму ведення гірничих робіт у процесі експлуатації родовища корисної копалини, називають **параметрами кар'єру**. До них відносять висоту уступів, кути їх нахилу, глибину кар'єру, коефіцієнт розкриву, розміри дна й поверхні кар'єру, кути укосу робочих і неробочих бортів, виймальні шари, обсяги корисної копалини, порід розкриву та гірничої маси у цілому, фронти робіт на уступі та у кар'єрі, екскаваторні блоки, виймальні західки та панелі, ширину робочих і неробочих площадок.

За діючими Правилами [14] безпечна висота уступу повинна бути визначена проектом з урахуванням фізико-механічних властивостей гірських порід і корисних копалин, гірничотехнічних умов їх залягання та робочих параметрів гірничих машин. При застосуванні гідравлічних екскаваторів і гідравлічних навантажувачів висота уступу повинна визначатись розрахунком залежно від їх технічних характеристик. У разі розробки одноківшовими та багатоківшовими екскаваторами й одноківшовими навантажувачами без застосування підривних робіт висота вибою не повинна перевищувати висоти (глибини) їх черпання.

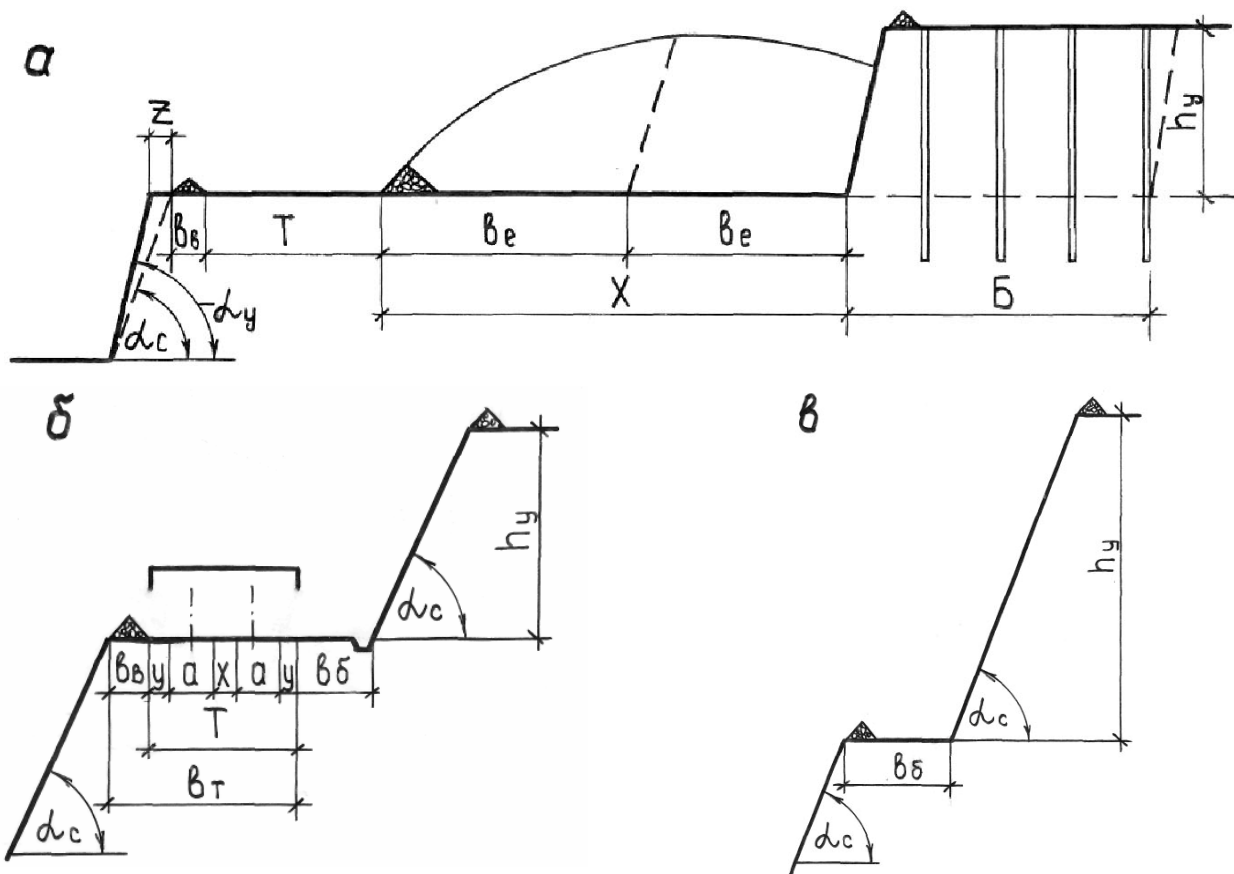


Рис. 1.17. Схема до розрахунку параметрів робочої (а) й транспортної (б) площадок та берми безпеки (в):  $h_y$  – висота уступу, м;  $B$  – ширина бурової західки, м;  $x$  – ширина панелі розвалу порід, подрібнених вибухом, м;  $T$  – ширина транспортної смуги, м;  $v_e$  – ширина екскаваторної західки, м;  $v_e$  – ширина запобіжного валу, м;  $z$  – ширина призми обвалення, м;  $\alpha_y, \alpha_c$  – кути укосу уступу: робочий та стійкий (природний), град;  $v_m, v_b$  – ширина транспортної площадки та берми безпеки, м;  $a$  – ширина транспортного засобу, м;  $y$  – ширина узбіччя, м

Під час відпрацювання порід і руд із застосуванням підривних робіт допускається збільшення висоти вибою до півтори висоти черпання. У цих випадках необхідно вживати додаткових заходів, які запобігають довільному обваленню козирків і навісів та експлуатувати відповідні моделі екскаваторів. Допускається відпрацювання уступів висотою до 30 м шарами за умови тимчасової ліквідації уступів на проміжному контурі та виведення їх на проектний контур. При цьому висота вибою повинна бути не більше ніж півтори максимальної висоти черпання екскаватора під час розробки першого (верхнього) шару й висоти черпання під час розробки наступних (нижніх) шарів. При відпрацюванні уступів шарами необхідно вживати заходів безпеки, які унеможливають відшарування й обвалення кусків породи з укосу уступу (похиле буріння, контурне підривання, заукіска уступів).

Кути укосів робочих уступів необхідно облаштовувати таким чином, щоб вони не перевищували: під час роботи екскаваторів типу механічної лопати, ро-

торних екскаваторів та драглайна – 80°; під час роботи багатоківшових ланцюгових екскаваторів з нижнім черпанням – кута природного укосу цих порід. Граничні кути укосу неробочих уступів і бортів (кути стійкості) повинні бути визначені проектом з подальшим коригуванням їх у процесі експлуатації згідно з даними наукових досліджень та змінами технології ведення гірничих робіт (табл. 1.5).

Таблиця 1.5

Граничні кути укосу уступів (за даними ВНДМІ)

Група порід	Характеристика породного масиву	Висота окремого уступу, м	Кут укосу, град		
			робочого	окремого	здвоєного чи строєного
Скельні породи $\sigma > 8 \cdot 10^7$ Па	Надзвичайно міцні осадові, метаморфічні та вивержені породи	15 – 20	до 90	70 – 75	65 – 70
	Міцні малотріщинуваті та слабовивітрілі осадові, метаморфічні та вивержені породи	15 – 20	до 80	60 – 75	55 – 60
	Міцні тріщинуваті та слабовивітрілі осадові, метаморфічні та вивержені породи	15 – 20	до 75	55 – 60	50 – 55
Маломіцні скельні, напівскельні породи, $\sigma = 8 \cdot 10^6 - 8 \cdot 10^7$ Па	Осадові, метаморфічні та вивержені породи зони вивітрювання, відносно стійкі в укосах вапняки, пісковики, алевроліти тощо.	10 – 15	70 – 75	50 – 55	45 – 50
	Значно вивітрілі осадові, метаморфічні та вивержені породи й усі породи, що інтенсивно вивітрюються в укосах (аргіліти, алевроліти, сланці та інші)	10 – 15	60 – 70	35 – 45	35 – 40
М'які та сипучі породи, $\sigma < 8 \cdot 10^6$ Па	Глинисті породи, а також повністю дезінтегровані різновиди усіх порід	10 – 15	50 – 60	40 – 45	35 – 40
	Піщано-глинисті породи	10 – 15	40 – 50	35 – 45	30 – 40
	Піщано-гравійні породи	10 – 15	до 40	30 – 40	25 – 35

**Примітка:** при падінні шарів, розсланцьованих товщ, тектонічних розколин та інших поверхонь ослаблення у бік кар'єру під кутом 30 – 35° (якщо розколин заповнені глиною, то під кутами понад 25°) кут укосу уступу повинен відповідати куту падіння цих поверхонь ослаблення, але бути не більше наведених у таблиці

Через два неробочих уступи по висоті улаштовується **берма безпеки**, ширина якої повинна бути не менше 1/3 від їх сумарної висоти і дозволяє вести механізовану очистку від обрушеної породи. З боку виробленого простору берма безпеки огорожується запобіжним валом із скельних порід розкриву, висо-

та якого не повинна бути меншою за величину, встановлену Правилами охорони праці [14]. Для автосамоскидів вантажністю 20 – 30; 30 – 45; 45 – 75; 75 – 120 і 120 – 180 т висота запобіжного / орієнтуючого (утримуючого) валу становить 0,9/2,0; 1,0/2,5; 1,1/3,0; 1,3/3,5 і 1,6/3,8 м, а при будівництві залізобетонної захисної конструкції – 1,6; 1,8; 1,8; 2,0 і 2,0 відповідно.

При розробці пологих родовищ кінцева глибина кар'єрного поля дорівнює поточній глибині кар'єру  $H_n$  (м) й у процесі ведення гірничих робіт практично не змінюється. Для похилих і, у більшій мірі, крутопохилих та крутих родовищ поточна глибина кар'єру систематично збільшується на величину річного темпу пониження гірничих робіт  $h_p$  (м/рік) і тільки при їх завершенні збігається з  $H_k$  (див. рис. 1.15). У цьому принципова різниця у розкритті й технології відкритої розробки пологих і похилих, крутопохилих і крутоспадних покладів.

**Розміри дна кар'єру**  $l_\delta$  і  $e_\delta$  визначаються шляхом оконтурювання розроблюваної частини родовища на рівні кінцевої глибини кар'єру. Мінімальні їх значення встановлюють відповідно до вимог безпечного виймання й транспортування гірських порід на нижньому уступі, що становлять: по довжині –  $l_\delta \geq 150$  м, по ширині –  $e_\delta \geq 30$  м.

**Кути укосу неробочих бортів кар'єрного поля**  $\beta_n$  (град) визначаються за умовами стійкості порід прибортового масиву з урахуванням розміщення транспортних площадок і площадок безпеки. Збільшення значення цих кутів призводить до зменшення об'єму порід розкриття в межах кар'єрного поля. Так, при розробці крутоспадних родовищ збільшення кута укосу борту кар'єрного поля усього на один градус при ліквідації гірничих робіт призводить до зменшення об'єму розкриття на 5 – 10 %. Кут укосу неробочого борту кар'єру  $\beta_n$  (град) у кінцевому положенні дорівнює куту укосу кар'єрного поля і визначається за формулою

$$\beta_n = \arctg \beta_n = \frac{n_y h_y}{n_m b_m + n_\delta b_\delta + n_y h_y \operatorname{ctg} \alpha_c}, \quad (1.15)$$

де  $h_y$  – висота уступу, м;  $n_y, n_m, n_\delta$  – кількість уступів, транспортних площадок і площадок безпеки відповідно, од.;  $b_m, b_\delta$  – ширина транспортних площадок і площадок безпеки, м;  $\alpha_c$  – кут укосу неробочих уступів, град.

При постановці уступів у кінцеве положення необхідно змінювати параметри буропідричних робіт, використовувати методи попереднього щілиноутворення з підриванням свердловин малого діаметра й розосередженими зарядами вибухівки, застосувати штучне укріплення уступів, вводити до розрахунків підвищений коефіцієнт запасу стійкості  $\eta$ . При цьому розрізняють коротко- та довгострокову стійкість укосів, якими мають бути відповідно робочі та неробочі уступи з  $\eta_y = 1,15 - 1,2$ , а неробочих у глинистих і тріщинуватих скельних і напівскельних породах – з  $\eta_y = 1,5 - 2$ . Для уточнення розмірів кутів укосів, особливо при нестійких породах або несприятливому заляганні поверхонь ослаблення, необхідно проводити натурні дослідження та розрахунки стійкості укосів для окремих уступів і борту кар'єру в цілому.

Кут укосу робочих бортів кар'єру  $\alpha_p$  (град) визначається за міцністю розроблюваних порід, габаритами виймально-транспортного устаткування, порядком орієнтації виймальних шарів. Для планомірної розробки порід і раціонального використання обладнання кар'єрне поле розділяють на окремі **виймальні шари**, у більшості випадків – горизонтальні. Тому їх і називають горизонтами. Виймання шарів проводять послідовно від верху до низу кар'єрного поля, незалежно від напрямку напластування порід (рис. 1.18,а). Можлива кількість виймальних шарів залежить від їх висоти, глибини та розмірів кар'єру в плані. Потужність шарів по глибині кар'єру може бути різною. При одноразовій відробці шарів формуються уступи. Кількість їх у перерізі кар'єрного поля залежить від потужності покладу, кута його падіння, труднощів розробки порід, типу застосовуваного гірничотранспортного устаткування.

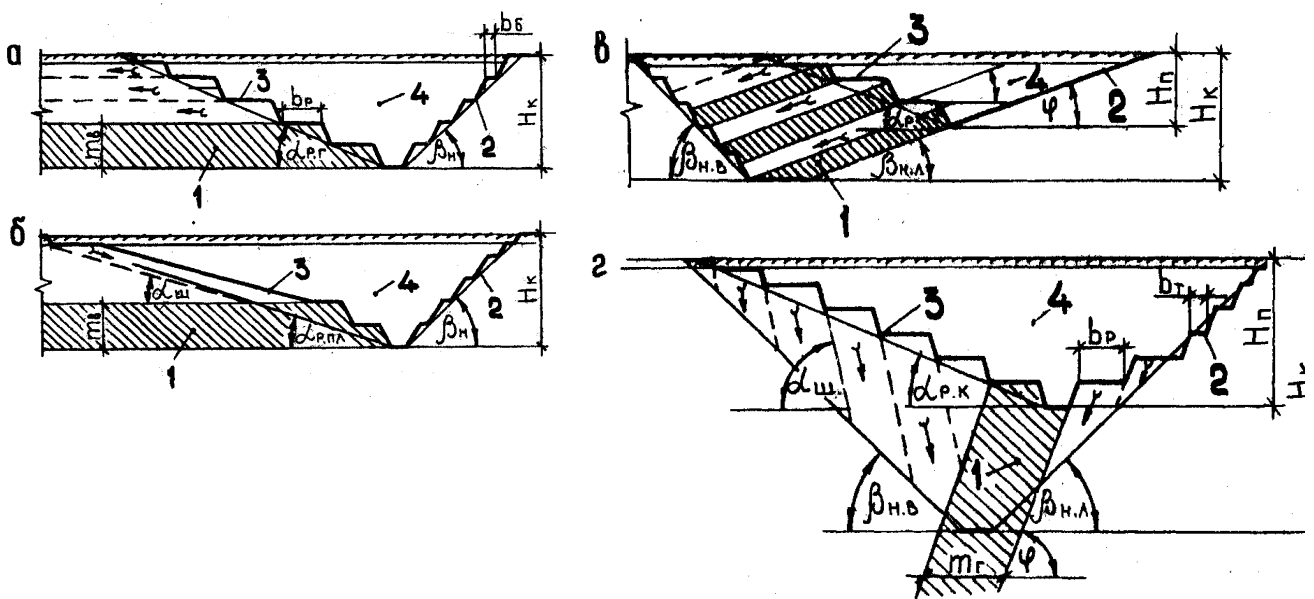


Рис. 1.18. Схема розробки покладів виймальними шарами: а – горизонтальними; б – пологими; в – похилими; г – крутими; 1 – корисні копалини; 2 – контур кар'єрного поля; 3 – робочий борт кар'єру; 4 – вироблений простір

Іноді при пологих і похилих покладах розробку ведуть **пологими та похилими шарами** (уступами) різної потужності, висота яких залежить від потужності пластів. Окремі пласти потужністю до 15 – 30 м розроблюють за напластуванням порід послідовно один за одним (рис. 1.18, б,в) зверху донизу. В окремих випадках розробку крутоспадних покладів і однорідних кам'яних масивів можливо проводити **крутопохилими шарами** (рис. 1.18, г). Це дозволяє забезпечити більш круті укоси робочих бортів кар'єру і знизити поточні обсяги розкривних робіт. Однак при такій технології суттєво ускладнюються розкриття робочих горизонтів і транспортування гірських порід, потрібна чітка залежність виконання видобувних і розкривних робіт одна від одної.

У загальному випадку кут укосу робочого борту кар'єру  $\alpha_p$  (град) визначається за формулою

$$\alpha_p = \arctg \frac{n_y h_y}{n_p b_p + n_b b_b + n_m b_m + n_y h_y \operatorname{ctg} \alpha_y}, \quad (1.16)$$

де  $b_p, b_m, b_b$  – ширина робочої, транспортної та площадки безпеки відповідно, м;  $\alpha_y$  – кут укосу робочого уступу, град;  $n_y$  – загальна кількість уступів, од;  $h_y$  – висота уступу, м

При однакових значеннях висоти уступів, ширини їх робочих площадок і кутів укосу на кожному з уступів кут укосу робочого борту кар'єру приблизно визначається параметрами одного робочого уступу. Значення  $\alpha_p$  змінюються від 5 до 42° і залежать, у першу чергу, від технології розробки покладів, висоти уступів і ширини робочих площадок. У свою чергу від значення кута укосу робочого борту кар'єру залежить швидкість посування і поточний обсяг гірничих робіт. Внаслідок цього зміна кута  $\alpha_p$  є важливим фактором регулювання режиму гірничих робіт. Робочі борти кар'єрів звичайно мають ламані профілі та у плані представлені різними ділянками робочих зон кар'єру.

У багатьох випадках на окремих ділянках кар'єрів по глибині та у плані улаштовують **тимчасово неробочий борт**, для чого припиняють ведення гірничих робіт на декількох уступах. Ширина площадок таких уступів  $b_m$  (м) скорочується порівняно з робочими площадками й знаходиться на рівні транспортних площадок або, частіше, площадок безпеки  $b_b$  (м). При цьому кут укосу тимчасово неробочого борту досягає значення 25 – 35°. Формування тимчасово неробочих бортів виконується в основному для зменшення поточних об'ємів виїмання порід розкриття. В окремих випадках така конструкція борту кар'єру може бути застосована при будівництві транспортних комунікацій, залишення породних ціликів між суміжними ділянками кар'єрного поля тощо.

**Розміри кар'єрного поля у плані по поверхні** визначаються розмірами покладів за простяганням і навхрест нього, а також довжиною й шириною дна, кінцевою глибиною, кутами укосів бортів, топографічними та гідрографічними умовами. Довжина кар'єрних полів змінюється від сотень метрів до 5 – 6 км і в окремих випадках досягає 10 – 13 км. Ширина кар'єрних полів становить до 5 км.

**Загальний об'єм гірничої маси у межах кар'єрного поля**  $V_k$  визначає виробничу потужність підприємства, термін його дії, розмір площі земель, що порушуються відвалами й хвостосховищами тощо. При рівнинному рельєфі поверхні значення  $V_k$  (м<sup>3</sup>) визначають за формулою акад. В.В. Ржевського

$$V_k = S_d H_k + \frac{1}{2} P_d H_k^2 \operatorname{ctg} \beta_{cep} + \frac{\pi}{3} H_k^3 \operatorname{ctg}^2 \beta_{cep}, \quad (1.17)$$

де  $S_d$  – площа дна кар'єру, м<sup>2</sup>;  $P_d$  – периметр дна, м;  $\beta_{cep}$  – усереднений кут укосу бортів, град.

Площа кар'єрного поля поверхнею  $S_k$  (м<sup>2</sup>) приблизно становить

$$S_k = K_\phi L_k B_k, \quad (1.18)$$

де  $K_\phi$  – коефіцієнт, який враховує форму кар'єрного поля у плані (зазвичай  $K_\phi = 0,8 - 0,9$ );  $L_k, B_k$  – довжина та ширина кар'єрного поля поверхнею, м.



За формою кар'єрні поля поділяють на площадні, витягнуті й округлі. **Площадні кар'єрні поля** відповідають в основному поверхневому типу відкритих розробок пологих пластів і пластоподібних покладів (буре вугілля, марганцеві та залізні руди, розсипи поліметалів, вогнетриви тощо). Вони характеризуються середньою глибиною (до 100 м) при великих площах кар'єру у плані (до 10 – 60 км<sup>2</sup>). Види кар'єрних полів за їх глибиною та розмірами наведено в табл. 1.6.

Таблиця 1.6

Види кар'єрних полів (за В.В. Ржевським, в інтерпретації А.Ю. Дриженка)

Глибина кар'єрних полів	Тип залягання родовища	Кут падіння, град	Площа поверхнею, км <sup>2</sup>	Об'єм гірничої маси, млн м <sup>3</sup>	Термін дії кар'єру, роки
Надто мілкі (до 20 м)	Поверхневий	0 – 10	до 0,4	до 10	до 10
Мілкі (21 – 50 м)	Поверхневий	0 – 10	0,4 – 2	10 – 100	10 – 25
Середньої глибини (51 – 100 м)	Поверхневий	0 – 30	2 – 6	100 – 500	25 – 30
Глибокі (101 – 200 м)	Поверхневий	11 – 30	4 – 20	500 – 2000	30 – 60
	Глибинний	31 – 56			
Надглибокі (201 – 1000 м)	Глибинний	57 – 90	10 – 40	2000 – 10000	60 – 100
	Висотно-глибинний	31 – 90			

**Витягнуті кар'єрні поля** мають великі розміри за простяганням, що в декілька разів перевищують поперечні розміри родовища. Такі поля характерні для розсипів та глибинного типу відкритих розробок пластів і пластоподібних покладів крутопохилого та крутого залягання, що витягнуті в одному напрямку (вугілля, залістисті кварцити, азбест тощо). Глибина їх досягає 500 – 1000 м, довжина – 5 – 13 км.

**Округлі кар'єрні поля** мають закруглену або овальну форму у плані ( $L_k : B_k \leq 1 : 2$ ) й відповідають глибинному та висотно-глибинному типу відкритих розробок ізометричних покладів (кольорові та благородні метали, дорогоцінне каміння, будівельні матеріали тощо). Глибина їх досягає 500 – 1000 м при площі до 6 – 10 км<sup>2</sup>.

## 1.8. Коефіцієнт розкриву та його різновиди

Ефективність відробки покладів у процесі проектування й експлуатації оцінюється за розміром відношення об'єму або маси порід розкриву до одиниці видобутої корисної копалини, що називається **коефіцієнтом розкриву**. Залежно від одиниці виміру розрізняють коефіцієнти розкриву ваговий (т/т), об'ємний ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ) та змішаний ( $\text{м}^3/\text{т}$ ). Для переведення коефіцієнта розкриву з однієї одиниці виміру в іншу використовують значення щільності  $\gamma$  ( $\text{т}/\text{м}^3$ ) порід розкриву і корисних копалин.

Розрізняють наступні основні види коефіцієнта розкриву, що кількісно характеризують відкриті гірничі роботи:

– **середній**  $K_{сер}$  ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ) – відношення загального об'єму порід розкриву  $V_p$  ( $\text{м}^3$ ) у контурах кар'єрного поля або його ділянки до загального об'єму корисної копалини  $P_k$  ( $\text{м}^3$ ) у тих же контурах:

$$K_{сер} = \frac{V_p}{P_k}. \quad (1.19)$$

Якщо запаси корисних копалин визначено за даними геологічної розвідки, то у цьому випадку коефіцієнт розкриву називається **середнім геологічним**. Якщо при визначенні коефіцієнта розкриву використано промислові запаси, то коефіцієнт розкриву називається **середнім промисловим**. За період введення кар'єру до експлуатації об'єми розкриву й корисної копалини зменшуються, оскільки при будівництві виймається певний об'єм порід розкриву  $V_{p.б}$  ( $\text{м}^3$ ) й попутно видобувається заданий проектом об'єм корисної копалини  $P_{к.б}$  (рис. 1.19). Коефіцієнт розкриву, що визначається за період експлуатації, називається **середнім експлуатаційним**  $K_{сер.е}$  ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ), тобто

$$K_{сер.е} = \frac{(V_k - V_{p.б})}{(P_k - P_{к.б})}. \quad (1.20)$$

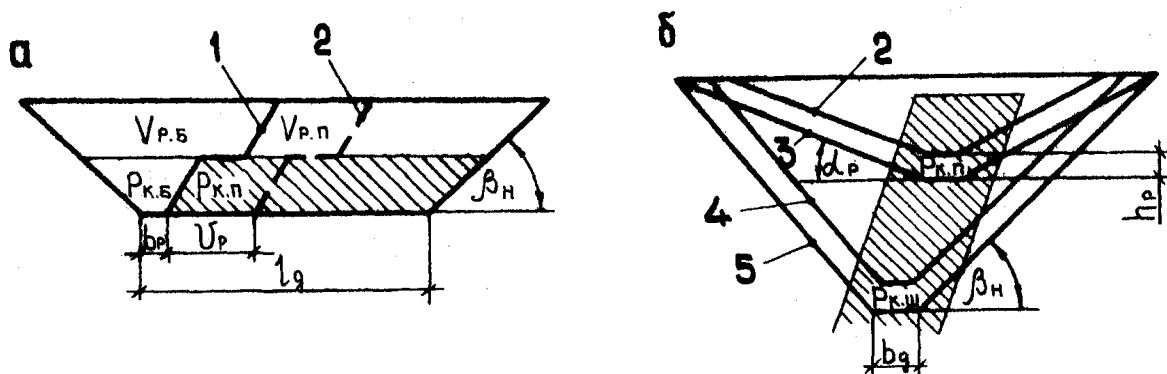


Рис. 1.19. Схема до розрахунку середньоексплуатаційного і поточного коефіцієнтів розкриву для пологих (а) та поточних і контурного – для похилих та крутоспадних покладів (б): 1 – контур кар'єру при завершенні будівництва; 2 – річне переміщення фронту робіт  $\mathcal{G}_p$  (м); 3 – річне пониження фронту робіт  $h_p$  (м); 4, 5 – зміна граничного контуру кар'єрного поля

При горизонтальному заляганні покладу корисної копалини на невеликій глибині, значних розмірах кар'єрного поля, витриманої потужності порід розкриву  $h_{n.p}$  (м) й корисної копалини  $h_k$  (м) середній коефіцієнт розкриву приблизно визначається за формулою

$$K_{сер} = \frac{h_{n.p}}{h_k}. \quad (1.21)$$

**Поточний коефіцієнт розкриву**  $K_{p.n}$  ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ) дорівнює відношенню об'єму порід розкриву  $V_{p.n}$  ( $\text{м}^3$ ), вийнятих у кар'єрі за будь-який відрізок часу (рік, квартал, місяць) до об'єму корисної копалини  $P_{к.n}$  ( $\text{м}^3$ ), видобутого за той же відрізок часу (рис. 1.19), тобто

$$K_{p.n} = \frac{V_{p.n}}{P_{к.n}}. \quad (1.22)$$

На відміну від середнього коефіцієнта розкриву, значення якого не змінюється при встановлених контурах кар'єрного поля, розмір поточного коефіцієнта розкриву, як правило, змінюється як з року в рік, так і упродовж року за його періодах.

**Контурний коефіцієнт розкриву**  $K_{p.ш}$  ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ) дорівнює відношенню об'єму порід розкриву  $V_{p.ш}$  ( $\text{м}^3$ ) у межах виймального шару до об'єму корисної копалини  $P_{к.ш}$  ( $\text{м}^3$ ) у цьому ж шарі:

$$K_{p.ш} = \frac{V_{p.ш}}{P_{к.ш}}. \quad (1.23)$$

**Кінцевий (граничний) коефіцієнт розкриву**  $K_k$  ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ) визначає об'єм порід розкриву на одиницю об'єму корисної копалини, яку допустимо виймати за умови рентабельності відкритої розробки. При цьому питомі витрати на видобування корисної копалини відкритим способом  $Z_e$  (грн/ $\text{м}^3$ ) з урахуванням витрат на виймання порід розкриву  $Z_p$  (грн/м) повинні бути не менше аналогічних витрат  $Z_n$  (грн/ $\text{м}^3$ ) при підземному способі:

$$K_k = \frac{(Z_n - Z_e)}{Z_p}. \quad (1.24)$$

Значення  $Z_e$ ,  $Z_n$ ,  $Z_p$  приймаються на основі статистичної обробки практичних даних, що взяті по тих шахтах і кар'єрах, гірничотехнічні умови яких аналогічні умовам кар'єру, що проектується. При цьому слід орієнтуватися також на один і той же термін оцінювання, на приблизно однакову виробничу потужність підприємств, якість видобутої корисної копалини, найбільш прогресивну техніку й технологію розробки.

За значенням  $K_k$  оцінюють економічну ефективність відкритої розробки, визначають граничні та перспективні контури кар'єрного поля, у тому числі кінцеву глибину кар'єру. На стадії проектування за умови рівноцінного стану стійкості бортів кар'єру по лежачому й висячому боках покладу кінцеву глибину кар'єру  $H_k$  (м), що визначається за формулою (1.14), можливо спростити до виду

$$H_k = \frac{K_k \cdot m_z \cdot \lambda}{2 \operatorname{ctg} \beta}, \quad (1.25)$$

де  $\lambda$  – коефіцієнт форми кар'єру,  $\lambda = 0,85 - 0,9$ .

Оскільки зниження річних витрат на відкритих розробках за рахунок технічного прогресу відбувається більш інтенсивно ніж на підземних, то за інших рівних умов граничний коефіцієнт розкриття має тенденцію до збільшення у часі. В кінцевому рахунку це й призвело до систематичного нарощування глибини ефективного ведення відкритих гірничих розробок протягом минулого століття.

**Плановий коефіцієнт розкриття**  $K_{n,p}$  ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ) використовується при плануванні поточних витрат на видобування корисних копалин  $Z_n$  (грн/ $\text{м}^3$ ). Він характеризує обсяг розкривних робіт, витрати на які погашаються у процесі поточного виробництва відкритих робіт:

$$Z_n = Z_{k,n} + K_{n,p} Z_{p,n}, \quad (1.26)$$

де  $Z_{k,n}$ ,  $Z_{p,n}$  – відповідно поточні витрати на розробку  $1 \text{ м}^3$  корисної копалини та  $1 \text{ м}^3$  порід розкриття, грн.

Значення розглянутих коефіцієнтів розкриття є важливими показниками відкритих розробок. Вони слугують для визначення економічно ефективних меж відкритих гірничих робіт і граничної глибини кар'єрів, особливо при розробці похилих і крутих покладів, що простягаються на значну глибину, а також для встановлення виробничої потужності підприємства й планування його техніко-економічних показників.

Слід відзначити, що запаси корисних копалин є цінним природним ресурсом, який у міру їх відпрацювання не відтворюється. При розробці глибокого крутоспадного родовища відкритий спосіб у його верхній частині більш економічний, а у нижній – підземний. У цьому разі правомірність того чи іншого принципу визначення меж кар'єру необхідно оцінювати з позицій можливого урахування економічних наслідків від повної відробки усіх запасів родовища. При цьому, за даними ДППРОРУДИ, найбільш правильним і простим є принцип  $K_k \geq K_{p,ш}$ , який відповідає мінімуму розрахункових витрат на відпрацювання усіх запасів родовища. Використання цього принципу орієнтує на відкрито-підземну розробку родовища. Для родовищ з великою потужністю перекриваючих порід і площею рудного тіла, яка збільшується донизу, цей принцип перевіряється виразом

$$K_k \geq \lambda K_{сер.е}, \quad (1.27)$$

де  $\lambda$  – коефіцієнт нерівномірності розкривних робіт, який дорівнює у середньому 1,31.

При таких розрахунках можливо більш повно урахувати переваги і недоліки обох способів розробки, а також використовувати більш точні вихідні дані для корегування глибини кар'єру упродовж певного періоду експлуатації.

## 1.9. Виробнича потужність кар'єрів

Основним завданням при експлуатації кар'єрного поля є видобування корисних копалин в установленому розмірі з досягненням максимального прибутку за рахунок виробництва товарної продукції з мінімальними витратами на гірничотранспортні роботи й збагачення бідної руди, а за необхідності – її згрудкування, сумісно з розміщенням відходів виробництва та відшкодуванням за порушення довкілля. Оскільки у витратах на відкриту розробку більша частка припадає на розкривні роботи, то виробнича потужність кар'єру має бути оптимальною не тільки по корисних копалинах, але й по породах розкриву та гірничій масі у цілому.

**Виробнича потужність кар'єру** – це кількість гірничої маси, що видобувається в одиницю часу. Вимірюють її у тоннах або кубометрах і розраховують за зміну, добу, місяць та рік. Взаємозв'язок між обсягами робіт кар'єру по корисній копалині  $A_k$  (м<sup>3</sup>/рік), породах розкриву  $A_p$  (м<sup>3</sup>/рік) і гірничій масі  $A_z$  (м<sup>3</sup>/рік) визначається з урахуванням поточного коефіцієнта розкриву  $K_{p,n}$  (м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>)

$$A_p = A_k K_{p,n}; \quad A_z = A_k (1 + K_{p,n}). \quad (1.28)$$

При визначенні виробничої потужності кар'єру з добування корисних копалин для аналізованого родовища суттєве значення мають обмеження за гірничими й геологічними умовами, величиною запасів, плановою потребою у товарній продукції, відпускною її ціною, собівартістю розробки, можливості розширення підприємства за умов забудови земельного відводу й огороження його природними та промисловими об'єктами. З початку проектування установлюють можливу виробничу потужність підприємства по корисній копалині  $A_{k,n}$  (м<sup>3</sup>/рік), яка є максимальною за гірничих умов. Для пологих родовищ вона розраховується за формулою

$$A_{k,n} = \vartheta_n h_g L_{ф.к} K_{p.к} \frac{1 - P_p}{1 - B_{np}}, \quad (1.29)$$

де  $\vartheta_n$  – річна швидкість посування фронту робіт по корисній копалині, м/рік;  $h_g$  – вертикальна потужність покладу у межах кар'єру, м;  $L_{ф.к}$  – довжина рудного фронту, м;  $K_{p.к}$  – коефіцієнт рудоносності, що дорівнює відношенню площі корисної копалини до рудної зони, частки од. (він може змінюватись від 0,3 до 1; як правило його розмір становить 0,8 – 0,9);  $P_p$  – втрати корисної копалини під час відпрацювання, частки од.;  $B_{np}$  – засмічення корисної копалини пустими породами під час відпрацювання, частки од.

Для похилих і крутоспадних родовищ можлива виробнича потужність кар'єру за гірничих умов  $A_{k,к}$  (м<sup>3</sup>/рік) визначається за формулою

$$A_{k,к} = h_p S_k K_{p.к} \frac{1 - P_p}{1 - B_{np}} \quad (1.30)$$

де  $h_p$  – максимально можливий річний темп поглиблення виробничих робіт, м/рік;  $S_k$  – площа покладу корисної копалини, у межах якої проводиться поглиблення кар'єру, м<sup>2</sup>.

Виробнича потужність кар'єру, що встановлена за гірничими можливостями, є верхньою технічно досяжною межею. Однак її величина може бути скорегована у меншу сторону за рахунок обмеження запасів родовища, неможливості розширення сировинної бази підприємства, зниження планової потреби у товарній продукції. Так, за нормами технологічного проектування для гірничорудних та вугільних підприємств, річна виробнича потужність кар'єру по корисних копалинах регламентується термінами їх експлуатації:

Річна потужність, млн т	Термін, роки
До 5	10 – 20
5 – 10	35 – 40
10 – 20	45 – 50
20 – 30	50 – 60
понад 30	понад 60

Проте, при переконливому обґрунтуванні, допускаються відхилення від зазначених термінів. Причому, інститутом ДППРОРУДА по цьому обмеженню встановлено, що для усіх підприємств, незалежно від масштабу та структури виробництва, характерна загальна тенденція: при скороченні терміну експлуатації кар'єру у зв'язку зі зростанням річного обсягу виробництва зниження собівартості товарної продукції перевищує розмір недоамортизації основних фондів.

На діючих підприємствах, які запроектовано та побудовано у гористій місцевості, поблизу міст і великих промислових об'єктів, затиснутих річками й водоймами, немає перспектив для нарощування сировинної бази, тому їх виробнича потужність обмежена. Це ж відноситься й до планової потреби у корисних копалинах, коли визначається черговість освоєння родовища, способи його розробки й виготовлення товарної продукції, відстань її транспортування до споживача та об'єми її переробки. Оптимальна виробнича потужність кар'єру повинна також забезпечувати мінімальні втрати корисних копалин у надрах і збиток через зниження якості видобутої сировини.

Установлена таким чином виробнича потужність кар'єру по гірничій масі повинна бути забезпечена провізною спроможністю транспортних комунікацій та виходами з кар'єру, інтенсивністю розвитку гірничих робіт, потужністю та кількістю гірничотранспортного обладнання. Організація гірничотранспортних робіт для виконання видобувних і розкривних робіт у планових обсягах забезпечується відповідними системами розкриття й розробки родовищ корисних копалин. Для пологих родовищ при постійній потужності пласта потрібна виробнича потужність кар'єру забезпечується швидкістю посування уступів, а для похилих і крутих – кількістю одночасно розроблюваних горизонтів, що регламентується темпом поглиблення гірничих робіт.

## 1.10. Періоди та виробничі процеси відкритих гірничих робіт

Розробка родовищ корисних копалин складається з виконання певних робіт протягом чотирьох періодів. У першому, що називається **підготовчим**, створюються сприятливі умови для безаварійної та високопродуктивної роботи гірничого й транспортного устаткування протягом наступних періодів. Завданням першого періоду є підготовка земної поверхні родовища до експлуатації шляхом відселення населення, зносу житлових і промислових будівель; вирубування дерев і чагарників; осушення боліт і озер; відведення до нових русел за межі кар'єрного поля річок і струмків та огороження його площі нагірними канавами; перенесення доріг, силових і освітлювальних ліній електропередач тощо.

Осушення родовища полягає у видаленні води, яка надходить з водоносних підземних горизонтів і внаслідок випадання атмосферних опадів. При цьому виділяють **попереднє** й **потокове** осушення. Попереднє здійснюють до початку розробки родовища, що відповідає сприятливим гідрогеологічним умовам при проведенні виробок розкриття. Потокове осушення виконується в період експлуатації кар'єру одночасно з виконанням розкривних і добувних робіт, випереджаючи їх у просторі. Залежно від гідрогеологічних умов родовища, фізико-технічних характеристик гірських порід і ступеня їх зміни при підвищеній вологості осушення може здійснюватися поверховим, підземним і комбінованим способами.

**Поверховий спосіб осушення** виконується шляхом проведення спеціальних гірничих виробок (водознижувальні й водопоглинаючі свердловини, горизонтальні дрени й котловани), вода з яких відкачується насосами або самопливом відводиться за межі кар'єрного поля. Поверховий спосіб осушення застосовують при розташуванні водоносних горизонтів на глибині до 80 – 100 м у породах з високою водовіддачею. Він в основному застосовується при розробці пологих і похилих родовищ.

**Підземний спосіб осушення** передбачає проведення системи підземних виробок (шахт, штреків, штолень тощо) і спеціальних водозабірних споруд (забивні й дренажні фільтри, дренажні колодязі тощо). Вода з них перетікає до спеціальних підземних водозбірників, а з них відкачується на поверхню.

**Комбінований спосіб осушення** є сполученням поверхового й підземного й застосовується залежно від конкретних гірничо-геологічних умов.

У **другому періоді**, який називають будівельним, утворюють початковий фронт розкривних і добувних робіт, що забезпечує планове відпрацювання родовища й безпеку ведення гірничих робіт. До завдання цього періоду входить проведення спеціальних гірничих виробок, видалення з кар'єру певного об'єму гірничої маси та будівництво транспортних комунікацій, які забезпечують доступ до робочих горизонтів. Гірничі роботи першого та другого періодів називаються капітальними й фінансуються відповідно до кошторису капітальних витрат. По завершенню будівельного періоду кар'єр здається до експлуатації й починає функціонувати як виробнича одиниця.

При розробці пологих родовищ гірничо-капітальні роботи завершуються у будівельний період. В умовах похилих і, особливо, крутих родовищ з систематичним розвитком гірничих робіт у глибину виникає потреба проведення виробок розкриття, які забезпечують транспортний зв'язок нижніх горизонтів з верхніми. Такі виробки також відносяться до капітальних. Терміни й витрати на будівництво кар'єру залежать від обсягів гірничо-капітальних робіт і застосованого в цей період устаткування. Слід відзначити, що обсяг гірничо-капітальних робіт при будівництві сучасних кар'єрів, особливо глибоких, досягає десятків і навіть сотень мільйонів кубометрів. Крім початкового фронту розкривних і добувних робіт, необхідного для забезпечення запланованого добування корисної копалини, до терміну здачі підприємства в експлуатацію необхідно підготувати також і розкриті запаси, які забезпечують функціонування кар'єру протягом декількох місяців.

**Третій період** – експлуатаційний. Гірничі роботи цього періоду поділяються на розкривні, що забезпечують систематичне виймання порід розкриття з метою утворення доступу до корисної копалини й підготовки потрібної довжини фронту робіт та добувні, що полягають у вилученні з надр корисної копалини відповідно до встановленого плану по обсягу й якості. За призначенням розкривні роботи є підготовчими, а добувні – очисними.

**Четвертий період** – заключний. Упродовж його завершується добування корисної копалини, ведуться роботи з рекультивації порушених земель. При розробці пологих родовищ і частково похилих, роботи з рекультивації виробленого простору кар'єру здійснюють паралельно з розкривними й добувними. Розробка ж крутих родовищ у більшості випадків не дозволяє вести рекультивацію виробленого простору до повного відпрацювання запасів корисних копалин.

Зміст і обсяг вказаних робіт визначаються сукупно з виробничими процесами, які характеризуються певною технологією та застосуванням прийнятого робочого устаткування. **Головними виробничими процесами**, що визначають характер відкритих гірничих робіт, є підготовка гірських порід до виймання, виймально-навантажувальні роботи, транспортування гірничої маси, відвалування порід розкриття, складування відходів збагачення добутої корисної копалини та рекультивація порушених земель.

**Процес підготовки гірських порід** до виймання містить заходи щодо зміни їх природного стану з метою забезпечення ефективної розробки як порід розкриття, так і корисної копалини. У практиці відкритих гірничих робіт підготовка щільних, скельних і напівскельних гірських порід до виймання найбільш часто ведеться буропідривним способом, а тріщинуватих – тракторними розпушувачами.

**Виймально-навантажувальні роботи** призначені для вилучення гірничої маси безпосередньо з масиву чи навалу подрібнених порід і навантаження їх до транспортних засобів або складування до виробленого простору кар'єрів. Виймання та навантаження у більшості випадків ведеться однією машиною.



**Процес транспортування гірничої маси** полягає в організації чіткої й безперебійної роботи транспортних засобів, які забезпечують своєчасне перевезення значних обсягів вантажу в контурах кар'єру та за його межами.

**Відвалування порід розкриття й складування відходів збагачення** добутої корисної копалини тісно пов'язані з організацією порушення прилеглої до кар'єрів земної поверхні й в основному передбачають загальну величину площі гірничо-збагачувального підприємства та формування вартості товарної продукції.

**Рекультивация порушених земель** є завершальним етапом у відновленні господарської цінності території, що відведена для експлуатації родовища. Організація гірничотранспортних робіт для її виконання тісно пов'язана з умовами залягання й потужністю покладів корисних копалин. При цьому напрямок відновлення продуктивності порушених земель суттєво залежить від місця складування відходів гірничого виробництва: у виробленому просторі чи за його межами.

Роботи, що пов'язані з забезпеченням нормативних і безпечних умов виконання основних виробничих процесів на кар'єрах, називаються **допоміжними**. До них відносяться попереднє й потокове осушення родовища, прокладання, ремонт і пересунення транспортних ліній, доставка матеріалів і запасних частин, видалення просипів гірничої маси на автомобільних і залізних дорогах та трасах конвеєрного устаткування, зачищення підготовленого до виймання шару корисної копалини, оббирання укосів уступів від навислих кусків породи тощо. Такі роботи, як правило, виконують спеціальним обладнанням.

Розглянуті виробничі процеси взаємопов'язані між собою й складають ланки єдиного безперервного комплексу відкритих гірничих робіт. В окремих гірничо-геологічних умовах розроблюваних родовищ окремі ланки цього комплексу можуть бути відсутніми. Так, при розробці м'яких гірських порід процес підготовки їх до виймання є зайвим. Пологі родовища невеликої потужності характеризуються відсутністю процесу транспортування порід розкриття, оскільки вони безпосередньо перевалюються до виробленого простору. При малій потужності порід розкриття в таких умовах виймально-навантажувальні і добувні роботи виконуються однією машиною. Тому питомі витрати на добування корисних копалин змінюються у великих межах (табл. 1.7).

Таблиця 1.7

Характеристика питомих витрат на ведення гірничих робіт з переміщенням порід розкриття за межі кар'єру (за В.С. Хохряковим)

Тип породи	Питомі витрати по процесах, %				
	Буропід- ривні роботи	Виймально- навантажувальні роботи	Утримання вибійних доріг	Транспор- тування породи	Відвалу- вання порід
М'які	0	18 – 20	12 – 16	40 – 50	18 – 22
Середньої міцності	13 – 18	16 – 23	10 – 12	38 – 45	15 – 18
Скельні	18 – 28	20 – 25	8 – 10	35 – 40	6 – 15

Як видно з табл. 1.7, найбільша частка питомих витрат з виробничих процесів належить транспортуванню гірських порід. Це свідчить про його найбільшу трудомісткість і складність в організації та керуванні виробництвом. Проте слід відзначити, що в умовах розробки розсипних малопотужних родовищ собівартість виробництва взагалі визначається лише рівнем експлуатації однієї машини – бульдозера, скрепера чи драги. Тому гірничо-геологічні умови й кінцева глибина кар'єру є визначальними для обґрунтування його виробничої потужності, формування парку устаткування, організації його експлуатації, рівня техніко-економічних показників і вартості добування корисних копалин.

### **1.11. Основні вимоги до ведення відкритих гірничих робіт**

Згідно діючих Правил охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом [14] гірниче підприємство відповідно до Гірничого Закону України повинно мати спеціальний дозвіл на користування надрами; акт про надання гірничого відводу; технічний проект розробки родовища корисних копалин, затверджений і погоджений в установленому порядку; геолого-маркшейдерську, технічну й обліково-контрольну документацію (календарні плани розвитку гірничих робіт, проекти, паспорти, схеми). У разі зміни гірничо-геологічних умов технічний проект розробки родовища корисних копалин необхідно переглядати, але кожного разу він повинен охоплювати весь період до кінця розробки родовища зі встановленням проектної глибини та проектного контуру родовища. Відхилення від проекту необхідно узгоджувати з проектною організацією.

Програми і проекти будівництва підлягають комплексній державній експертизі відповідно до постанови Кабінету Міністрів України від 31.10.2007 № 1269 "Про порядок затвердження інвестиційних програм і проектів будівництва та проведення їх державної експертизи". Проектна документація на будівництво (реконструкцію та технічне переоснащення) об'єктів гірничих робіт підлягає обов'язковій державній експертизі. Відповідний висновок є складовою частиною висновку комплексної державної експертизи. Виробничі будівлі, споруди, машини, механізми, устаткування, транспортні засоби, що вводяться в дію після будівництва (виготовлення) або реконструкції, капітального ремонту, та технологічні процеси повинні відповідати вимогам нормативно-правових актів з охорони праці.

Склад проектної документації на нове будівництво, реконструкцію, капітальний ремонт і технічне переоснащення регламентується Державними будівельними нормами України "Проектування. Склад, порядок розроблення, погодження та затвердження проектної документації для будівництва" (ДБН А.2.2-3-2004), затвердженими наказом Державного комітету України з будівництва та архітектури від 20.01.2004 № 8.

Відстань між суміжними запобіжними бермами під час ліквідації уступів і постановки їх в граничне положення повинна бути визначена проектом, але не більше висоти двох уступів. Ширина, конструкція та порядок обслуговування запобіжних берм повинні бути визначені проектом. У процесі експлуатації па-

раметри уступів і запобіжних берм, за необхідності, можна уточнювати згідно з результатами досліджень фізико-механічних властивостей гірських порід. Під час ліквідації уступів необхідно дотримувати загальний кут нахилу борту кар'єру, що встановлений проектом.

Гірничі роботи з прокладання траншей, розробки уступів, відсипання відвалів, виконання робіт на тимчасових та постійних складах корисних копалин та перевантажувальних пунктах необхідно вести відповідно до розроблених на підприємстві паспортів, які визначають допустимі розміри робочих площадок, берм, кутів укосів, висоти уступів; відстань від гірничого та транспортного устаткування до брівки уступу або відвалу, транспортних комунікацій. Паспорти необхідно зберігати на гірничо-транспортних машинах (екскаваторах, бульдозерах, автосамоскидах тощо). Посадові особи, в обов'язки яких покладено здійснення контролю за безпечним виконанням робіт, та інші працівники мають бути ознайомлені з зазначеними паспортами за особистим підписом.

Кожний кар'єр, що не має природного стоку поверхневої та ґрунтової води, повинен бути обладнаний водовідливом. Осушення родовищ корисних копалин під час відкритої розробки необхідно проводити за спеціальними проектами. Не дозволяється вести роботи з будь-якими відхиленнями від проекту без попереднього узгодження їх з відповідною проектною організацією. Устя стволів дренажних шахт, штолень, шурфів, бурових свердловин та інших виробок необхідно надійно захищати від проникнення через них у гірничі виробки поверхневої води. За наявності на території кар'єру зсувів поверхні масиву або територій, здатних до зсуву, їх необхідно огородити нагірними канавами або запобіжними валами, які захищають масив від проникнення в нього поверхневої й талої води, снігу, грязьових потоків. У таких випадках на кар'єрі щорічно повинні розроблятися заходи із забезпечення безпеки виконання робіт у кар'єрі.

Воду, яку видаляють з кар'єру, необхідно скидати в найближчий водозлив або в місце, яке виключає можливість її зворотного проникнення через тріщини, провали або водопроникні породи у виробки та заболочення прилеглих територій. Скидання кар'єрної та підземної води, отриманої в результаті осушення родовища корисних копалин, необхідно проводити тільки після її освітлення, а в необхідних випадках – після очищення від шкідливих домішок.

На всіх гірничих підприємствах, що експлуатуються, будуються або знаходяться на реконструкції, необхідно здійснювати протипожежні заходи, що запобігають виникненню пожеж, а у разі їх виникнення забезпечують локалізацію та ліквідацію пожеж на початковій стадії, відповідно до вимог Правил пожежної безпеки в Україні, затверджених наказом Міністерства України з питань надзвичайних ситуацій та у справах захисту населення від наслідків Чорнобильської катастрофи від 19.10.2004 № 126, зареєстрованих у Міністерстві юстиції України 04.11.2004 за № 1410/10009 (НАПБ А.01.001-2004). Для запобігання забруднення атмосфери кар'єрів газами у разі займання горючих копалин, які розробляються, необхідно систематично вживати профілактичних протипожежних заходів, а якщо виникла пожежа – негайних заходів з її ліквідації.

**Приклад.** Визначити основні параметри кар'єру в умовах розробки залізистих кварцитів (рис. 1.20) за наступними вихідними даними: дійсна потужність покладу  $m = 400$  м; кут нахилу покладу  $\gamma = 60^\circ$ ; ширина дна кар'єру  $e_\delta = 40$  м; довжина дна кар'єру  $l_\delta = 2500$  м; кінцевий коефіцієнт розкриття  $K_k = 3 \text{ м}^3/\text{м}^3$ ; кут нахилу неробочих бортів кар'єрного поля  $\beta = 40^\circ$ ; щільність корисної копалини  $\rho = 3,4 \text{ т}/\text{м}^3$ ; вертикальна потужність покриваючих порід  $H_n = 30$  м; коефіцієнт, що враховує дійсне положення покладу в горизонтальній площині  $\lambda = 0,9$ .

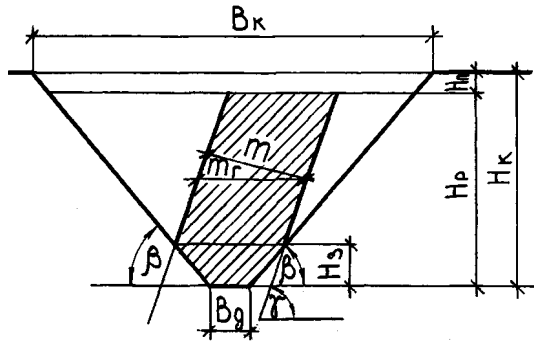


Рис. 1.20. Схема поперечного перерізу кар'єрного поля до визначення основних параметрів кар'єру

### Розв'язання задачі

1. Горизонтальна потужність покладу  $m_z$  (м) складає

$$m_z = \frac{m}{\sin \gamma} = \frac{400}{0,866} = 462 \text{ м}$$

2. За формулою (1.25) визначається кінцева глибина кар'єру  $H_k$  (м)

$$H_k = \frac{K_k \cdot m_z \cdot \lambda}{2 \operatorname{ctg} \beta} = \frac{3 \cdot 462 \cdot 0,9}{2 \cdot \operatorname{ctg} 40^\circ} = 520 \text{ м.}$$

3. Периметр дна кар'єру  $\Pi$  (м) визначається за формулою

$$\Pi = 2\lambda(l_\delta + e_\delta) = 2 \cdot 0,9(2500 + 40) = 4572 \text{ м.}$$

4. За формулою В.В. Ржевського (1.17) встановлюється об'єм гірничої маси в контурах кар'єрного поля  $V_k$ , (млн  $\text{м}^3$ )

$$V_k = (S_\delta \cdot H_k + \frac{1}{2} \Pi H_k^2 \operatorname{ctg} \beta_n + \frac{\Pi}{3} H_k^3 \operatorname{ctg}^2 \beta_n) \cdot 10^{-6},$$

$S_\delta$  – площа дна кар'єрного поля,  $\text{м}^2$ ;  $S_\delta = \lambda \cdot (l_\delta \cdot e_\delta) = 0,9 \cdot (2500 \cdot 40) = 90000 \text{ м}^2$ .

Тоді  $V_k = (90000 \cdot 520 + \frac{1}{2} 4572 \cdot 520^2 \cdot 1,2 + \frac{3,14}{3} \cdot 520^3 \cdot 1,2^2) = 859,36 \text{ млн } \text{м}^3$ .

5. Балансові запаси руди  $P$  (млн  $\text{м}^3$ ) складаються з двох об'ємів у контурах кар'єру:  $P_z$  (млн  $\text{м}^3$ ) – у нижній частині зі змінною потужністю у поглиблюваному просторі висотою  $H_z$  (м), яка визначається з рівняння

$$H_z = \frac{0,5(m_z - e_\delta) \operatorname{tg} \beta}{1 \pm \operatorname{ctg} \beta \operatorname{ctg} \gamma} = \frac{0,5(462 - 40) \operatorname{tg} 40^\circ}{1 \pm \operatorname{ctg} 40^\circ \cdot \operatorname{ctg} 60^\circ} = 60 \text{ м}$$

та  $P_n$  (млн  $\text{м}^3$ ) – у верхній частині з постійною потужністю у виробленому просторі висотою  $H_n$  (м), яка визначається із співвідношення  $H_n = H_k - H_n - H_z = 520 - 30 - 60 = 430 \text{ м}$ .

6. Відповідно до встановлених різновидів глибини кар'єру, обсяг руди у поглиблюваному  $P_3$  (млн м<sup>3</sup>) й постійному  $P_n$  (млн м<sup>3</sup>) просторах становить

$$P_3 = 10^{-6} \lambda \left( \frac{m_r + \theta_d}{2} \right) \cdot H_3 \cdot l_o = 10^{-6} \cdot 0,9 \left( \frac{462 + 40}{2} \right) \cdot 60 \cdot 2500 = 95,3 \text{ млн м}^3;$$

$$P_n = 10^{-6} \lambda m_c H_n l_o = 10^{-6} \cdot 0,9 \cdot 462 \cdot 430 \cdot 2500 = 448 \text{ млн м}^3.$$

7. Загальні запаси руди  $P$  (млн м<sup>3</sup>) у контурах кар'єру дорівнюють

$$P = P_3 + P_n = 95,3 + 448 = 543,3 \text{ млн. м}^3.$$

8. Об'єм порід розкриття  $V$  (млн м<sup>3</sup>) у контурах кар'єрного поля складає

$$V = V_k - P = 859,36 - 543,3 = 316,06 \text{ млн м}^3.$$

9. Середній коефіцієнт розкриття  $K_c$  за формулою (1.19) дорівнює

$$K_c = \frac{V}{P} = \frac{316,05}{543,3} = 0,58 \text{ м}^3/\text{м}^3 \text{ або } K_c = \frac{V}{P \cdot \rho} = \frac{316,05}{543,3 \cdot 3,4} = 0,17 \text{ м}^3/\text{т}.$$

### Питання для самоконтролю

1. Яка частка відкритих гірничих робіт у загальному обсязі видобування корисних копалин? Їх вплив на довкілля.

2. Поясніть ситуацію гірничодобувних регіонів України за рівнем стану порушення навколишнього середовища.

3. Поясніть роль законодавчої бази України на упорядкування ведення гірничих робіт.

4. Як виконується оцінка привабливості родовища до освоєння?

5. Які Ви знаєте законодавчі акти України щодо раціонального використання природних ресурсів і охорони довкілля? У чому вони полягають?

6. Поясніть законодавчу базу України щодо поводження з відходами гірничого виробництва.

7. Поясніть промислову систематику родовищ твердих корисних копалин.

8. Сформулюйте поняття про родовище корисних копалин, кар'єрне поле та кар'єр.

9. Наведіть структурно-текстурні особливості будови родовищ твердих корисних копалин за утворенням та умовами залягання.

10. Що розуміється під поняттям "гірничя технологія" та "відкриті гірничі роботи"?

11. Назвіть морфологічні типи родовищ, наведіть їх приклади.

12. Позначте класифікацію гірських порід за міцністю, тріщинуватістю та кускуватістю. Як вона визначається?

13. Поясніть класифікацію родовищ за кутом падіння і потужністю. Як вони залягають відносно превалюючого рівня земної поверхні?

14. Як визначається кінцева глибина кар'єру?

15. Як визначають кути нахилу робочих і неробочих бортів кар'єру?

16. Назвіть основні елементи уступу.

17. Наведіть значення висоти уступу і кутів його укосів для різних типів екскаваторів згідно з Правилами охорони праці.
18. Які види кар'єрних полів виділяються залежно від граничної глибини їх розробки? Їх характеристика.
19. Дайте поняття коефіцієнта розкриву. Його різновиди.
20. Дайте промислову характеристику ефективності відкритої розробки рудних покладів за формою, глибиною й умовами залягання.
21. Як визначається продуктивність кар'єру?
22. Поясніть сутність періодів і виробничих процесів відкритих гірничих робіт.
23. Дайте характеристику питомих витрат на виконання основних процесів при відкритій розробці корисних копалин.
24. Назвіть основні документи, що регламентують ведення відкритих гірничих робіт за Правилами охорони праці.
25. Наведіть основні вимоги до ведення відкритих гірничих робіт за Правилами охорони праці.

## Глава 2. Підготовка гірських порід до виймання

### 2.1. Загальні відомості щодо підготовки гірських порід до виймання

Підготовка гірських порід до виймання проводиться з метою забезпечення сприятливих умов застосування ефективних засобів механізації наступних процесів відкритої розробки родовищ корисних копалин. Її завданнями є встановлення стійких укосів уступів, осушення гірських порід та зменшення їх щільності перед вийманням, розпушення породного масиву для полегшення його розробки й навантаження до засобів транспорту. При цьому мають забезпечуватись діючі правила безпеки, потрібна якість добуваної сировини й висока продуктивність підготовчих робіт.

Підготовка до виймання може виконуватися гідравлічними способами шляхом розмиву породи водяним струменем, насиченням її водою або розчиненням; механічним порушенням масиву виконавчими органами гірничих машин; фізичними способами за рахунок електромагнітної та термічної дії; хімічними, комбінованими та підривними способами. Вибір доцільного способу залежить передусім від міцності й тріщинуватості порід у масиві, потужності підприємства, наявних технічних засобів, поставлених вимог до якості добуваної сировини та від конкретних природних умов ведення робіт. Щільність порід у масиві є головною при визначенні засобів механізації підготовки порід до виймання. Як загальна оцінка ступеня механізації порушення гірського масиву від його міцності може слугувати його класифікація за М.М. Протодьяконовим (див. табл. 1.2).

Виймання м'яких, піскових і щербенистих порід успішно виконується усіма видами виймально-навантажувального устаткування. Підготовка суміщується з вийманням і виконується однією машиною. Розробка щільних порід також може здійснюватися виймальними машинами з посиленням зусиллям копання без попереднього рихлення. Якщо ж їх зусилля недостатньо, то підготовка таких порід до виймання полягає у механічному їх порушенні або підриванні на струс. У зимовий період м'які та щільні породи готуються до виймання шляхом попередження змерзання завдяки покриття шаром соломи, торфу, снігу й іншими теплоізоляційними матеріалами, а також глибоким рихленням і боронуванням поверхні.

Напівскельні тріщинуваті породи готуються до виймання шляхом механічного руйнування причіпними або навісними розпушувачами. Якість і продуктивність розпушування порід залежить від можливої заглибленості зуба розпушувача, потужності трактора, міцності порід і тріщинуватості масиву.

Напівскельні нетріщинуваті й скельні породи до останнього часу готуються до виймання шляхом виконання буропідривних робіт, які є найбільш продуктивними й економічними поряд з іншими відомими способами. Від організації й якості підривних робіт значною мірою залежать продуктивність усього кар'єрного обладнання й витрати на гірничі роботи. При цьому підривні роботи повинні забезпечувати:

- потрібний ступінь дроблення гірничих порід для забезпечення нормативної продуктивності наступних технологічних процесів добування й переробки;
- потрібні якість і сортність подрібненої гірничої маси, досягнення, за необхідністю, вибіркового дроблення порід з різним ступенем руйнування;
- мінімальне відслонення позначок і розмірів площадок і уступів та їх форми від проектних значень;
- задані форми й кут укосу уступу, можливість безпечного буріння і заряджання свердловин;
- проектні розміри й форми розвалу підірваних порід, придатних для виймально-навантажувальних робіт;
- відповідну нормам сейсмічну дію вибуху і максимальне збереження навколишніх споруд і породного масиву за кінцевими контурами кар'єру з заданими кутами ліквідації його бортів;
- достатній обсяг підірваних порід для безперервного, високопродуктивного й безпечного виймання й навантаження до транспортних засобів.

Виконання наведених технічних вимог до підривних робіт забезпечуються правильним визначенням методу, параметрів, порядку підривання й організації підривних робіт, які повинні бути тісно пов'язані з усіма технологічними процесами в кар'єрі [15,16].

## **2.2. Підготовка м'яких порід з обваленням верхньої частини уступів**

При відпрацюванні м'яких порід висота уступів згідно Правил охорони праці не повинна перевищувати максимальної висоти черпання екскаваторів. Однак при формуванні робочої зони кар'єру велика кількість уступів призводить до виположування робочих бортів, ускладнення транспортних комунікацій і загальної організації гірничотранспортних робіт. Застосування ж потужних екскаваторів зі збільшеними лінійними параметрами, як правило, пов'язане з недостатнім використанням їх продуктивності, необхідністю ускладнення гірничотранспортних робіт при роздільному вийманні різнотипових порід в одному вибої. У той же час збільшення висоти уступів дозволяє зменшити кількість транспортних горизонтів і відповідно довжину вибійних комунікацій, збільшити кут укосу борту кар'єру, підвищити концентрацію гірничих робіт, завдяки чому повністю використати технічну продуктивність екскаваторів у вибоях. Тому останнім часом простежується тенденція збільшення висоти уступів при розробці суглинків і глин, що залягають над скельними породами в умовах експлуатації крутоспадних родовищ. На вітчизняних і закордонних кар'єрах найпоширеніша висота добувних уступів у межах 10 і 15 м становить відповідно 67 і 47%, а частка кар'єрів з висотою уступів понад 15 м досягає 26%; причому на 9% закордонних кар'єрів висота добувних уступів перевищує 20 м. Проте з ростом висоти уступу підвищується небезпека ведення гірничих робіт. Тому даний параметр строго регламентується Правилами технічної експлуатації.

Підвищення висоти уступу при збереженні безпечних умов експлуатації в загальному випадку забезпечується при розробці уступів з горизонтальними робочими площадками завдяки урахуванню природного або утворення штучно-



го сповзання масиву породи; керованому його обваленню; застосуванню устаткування з більшою висотою черпання, зокрема, при використанні двох видів черпання (верхнього й нижнього) та трьох видів навантаження (верхнього, на рівні стояння екскаватора, нижнього); переміщення породи до транспортного горизонту бульдозерами, а також при розробці родовища похилими шарами.

Ідея використовувати сили гравітації для руйнування й переміщення м'яких порід до низу уступів за рахунок їх сповзання обґрунтовується чимало років і частково втілена на виробництві. Найбільшу популярність у цьому напрямі одержали роботи ІГТМ і ІППЕ АН України під керівництвом проф. А.Г. Шапара. Доведено, що можливості обвалення верхньої частини уступу залежать від фізико-механічних властивостей порід, висоти уступу, глибини його підроблення й кроку обвалення верхньої частини. Установлено [17], що керування об'ємом обрушуваної породи повністю залежить від застосування того чи іншого технологічного заходу. При цьому крок обвалення є функцією як висоти уступу й глибини його підроблення, так і властивостей порід: щільності (у масиві), зчеплення, коефіцієнта тертя тощо. Оскільки всі ці параметри достатньо прогнозуємі, то достовірність визначення параметрів обвалення обумовлюється точністю застосовуваного розрахункового методу й вихідних даних для нього. Відомо, що похибка технічних параметрів становить 2 – 3%, а міцнісних характеристик – 5 – 8%. Отже, навіть при застосуванні досить точного методу розрахунку очікувані параметри обвалення й об'єму сповзання гірничої маси будуть отримані з певною погрешністю.

Доведено, що при обваленні високих уступів лінія зрушення має вертикальну ділянку у верхній частині (приблизно до висоти  $H_{90}$ ), на нижній вона криволінійна. Чим більше висота уступу, тим більша частина лінії зрушення припадає на криволінійну ділянку. Кривизна її значною мірою залежить від швидкості деформації: чим більше швидкість, тим менше ширина розвалу породи на підшві уступу. При великих швидкостях деформації відбувається зріз за найкоротшою відстанню від поверхні уступу. Принципові схеми відпрацювання верхньої частини уступів показані на рис. 2.1. Їх методичною основою є положення теорії стійкості масивів гірських порід [18].

Розмір граничної висоти вертикального обвалення  $H_{90}$  (м) визначається за формулою

$$H_{90} = \frac{2c}{\gamma q} \operatorname{ctg}(45^\circ - \frac{\rho}{2}), \quad (2.1)$$

а глибина врубу  $h$  (м) встановлюється з рівняння

$$h = \frac{2\sigma_p H_{90} \operatorname{ctg}(45^\circ - \frac{\rho}{2})}{h_y \gamma q} - \frac{(h_y - H_{90})^2 \operatorname{tg}(45^\circ - \frac{\rho}{2})}{2h_y}, \quad (2.2)$$

де  $H_{90}$  – гранична висота вертикального відслонення гірських порід, м;  $C$  – зчеплення гірської породи, Па;  $\gamma$  – щільність гірської породи, кг/см<sup>3</sup>;  $\sigma_p$  – тимчасовий опір породи на розрив (розтяг), Па;  $\rho$  – кут внутрішнього тертя породи, град;  $q$  – прискорення вільного падіння, м/с<sup>2</sup>.

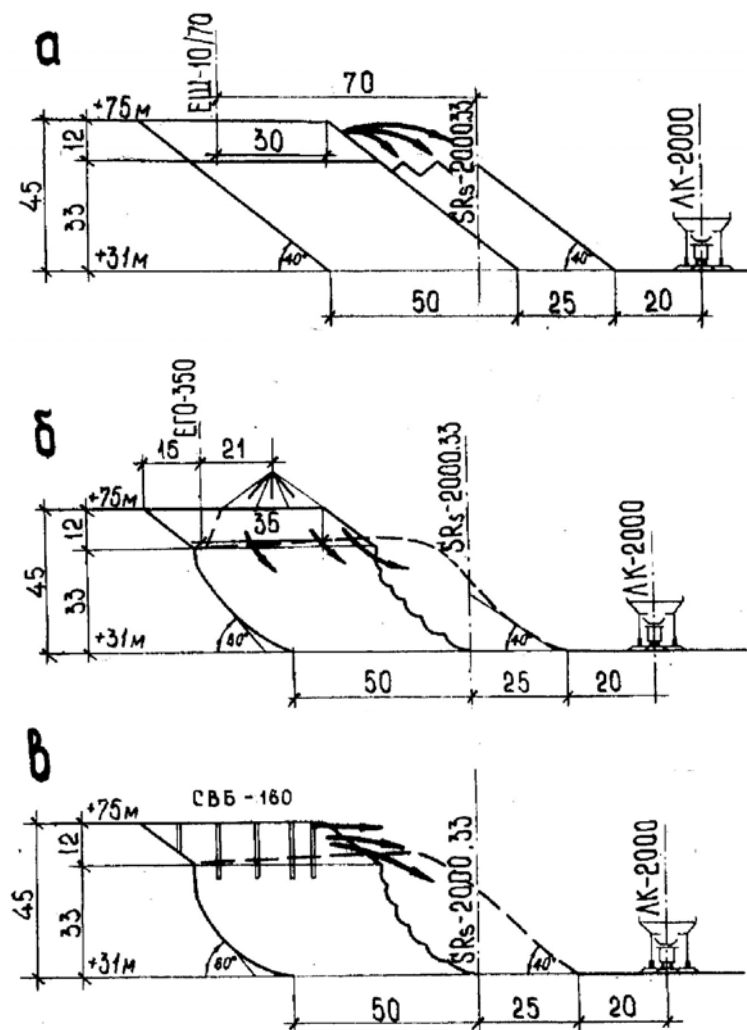


Рис. 2.1. Схеми руйнування верхньої частини уступу, що відпрацьовується роторним екскаватором: а – з переекскавацією верхньої частини породи драглайном ЕШ-10/70; б – з проведенням відрізної траншеї; в – із застосуванням буропідричних робіт

Обвалення вершини уступу  $h$  зі зрізом при вийманні підпору відбувається при  $h_y = H_{90}$  і розраховується за формулами (2.1) – (2.2). У цьому випадку параметрами, що підлягають визначенню, будуть ширина й висота призми підпору, а також глибина врубу  $h$ . Отримані залежності дозволяють визначити параметри ослаблення масиву, що забезпечують порушення стану граничної рівноваги в умовах плоскої задачі, тобто при нескінченній довжині фронту виймальних робіт. У реальних умовах параметри обвалення необхідно встановлювати при малому фронті підривання, тому вони повинні розглядатися як мінімально можливі.

Ефективність підривного способу обвалення уступів була перевірена на Чаплинському гранітному кар'єрі (Дніпропетровська область) [17]. На експериментальній ділянці висота розкривного уступу складала 17 м. Уступ складений суглинками й глинами. Обвалований блок був розділений на три ділянки. На одній з них довжиною 30 м за допомогою екскаватора була створена відрізна траншея. На другій була пробурена серія підривних свердловин, що оконтурювали ділянку по передбачуваній лінії відриву порід. На третій ділянці ніяких заходів щодо керування процесами обвалення не передбачалося. У підшві

уступу підривались котлові заряди з вибухових речовин. Порівняння різних способів оконтурювання обвалюваного блоку показало, що найбільший ступінь керованості досягається при підриванні вибухових свердловин у покрівлі уступу й проведенні оконтурюючої траншеї.

У подальшому на Північному кар'єрі Роздольського гірничо-хімічного комбінату на експериментальній ділянці середня висота уступу становила 32 м. Породи були представлені суглинками (75%) і супісями, пісками й глинами (25%). Всі вони відрізнялися високим водонасиченням, що обумовлювало їх схильність до зсувних процесів. Відпрацювання зсуву порід здійснювали попереочними західками. На фронті довжиною 120 м встановлювалося 3 – 4 екскаватори ЕКГ-4. Відпрацювання зсуву широким фронтом забезпечувало спокійний характер розвитку процесу обвалення гірської породи. Таким способом зі зсуву було відвантажено близько 500 тис. м<sup>3</sup> порід розкриву. Проведені спостереження показали, що у випадку наявності слабких контактів або пластичних порід у підшві уступу обвалення (сповзання) може відбуватися без підробки верхньої площадки по цілику й для подальшого розвитку процесу досить відвантажувати обвалену раніше породу.

Гірничогеологічні умови Подорожненського родовища сірки виявилися також сприятливими для застосування керованого обвалення уступів. Проектом було передбачено відпрацювання передового уступу висотою 32 м здійснювати роторним комплексом. Ширина західки становила 60 м, а бічний укіс уступу 34 – 35°. Після проходу екскаватора внаслідок слабкої стійкості порід через 3 – 5 дні починався процес їх зрушення. Після переміщення вибою на 19 – 28 м (іноді 35 – 38 м) відбувалося згасання процесу зсуву й обвалені породи виконували роль "підпірної стінки" відносно непорушеного масиву. При відпрацюванні західки у зворотному напрямку екскаватор розробляв породи як з розвалу, так і з цілика. Таким чином було відпрацьовано 2,5 млн. м<sup>3</sup> порід розкриву. У зв'язку з ліквідацією холостих перегонів і відпрацюванням уступу тільки верхнім черпанням технічна продуктивність роторного екскаватора збільшилася на 5%.

У свій час на Михайлівському кар'єрі ВО "Олександрівугілля" була виділена ділянка порід розкриву довжиною 400 м для відпрацювання екскаватором ЕШ-10/60 з висотою основного уступу 25 м. Під час руху вздовж фронту робіт екскаватор підрізав верхню частину уступу, у результаті чого відбувалося його обвалення. Породи від підроблення й обвалена гірнична маса укладалися екскаватором у передвідвал, яким він пересувався. Після проходу екскаватора тривали процеси обвалення масиву, розвал якого розміщувався на проведеній західці. За другим проходом екскаватор відпрацьовував обвалену породу та зачищав поверхню шару вугілля. Потім розкривний екскаватор переміщувався на сусідню ділянку, де виймання вугілля було вже закінчено. Добувний екскаватор на цей час здійснював відпрацювання підготовленої західки по вугіллю на першій ділянці. Перевезення вугілля здійснювалося автосамоскидами. Оскільки висота основного уступу була незначною, заходів щодо керування процесом обвалення породи спочатку не передбачалося. Надалі, з метою підвищення ступеня використання сил гравітації, висота відроблю-

ваного уступу була підвищена до 45 м. Для його оконтурювання в покрівлі уступу вибухом свердловинних зарядів проводилася відрізна траншея. У подальшому відпрацювання уступів м'яких порід за такою ж технологією проводилися і на Полозькому кар'єрі ВО "Укрвогнетривнеруд".

На підставі проведених експериментальних робіт встановлено, що в умовах кар'єрів з потужними м'якими породами розкриву обвалення верхньої частини й відпрацювання уступу підвищеної висоти доцільно здійснювати відразу на всю ширину західки. При відпрацюванні уступу широкими західками як з відстаючим, так і випереджувальним вибоєм екскаватор пересувається по передвідвалу уздовж вибою в одному напрямку. Використання ефекту примусового обвалення дозволило збільшити висоту уступів порівняно з нормативами у 1,5 рази, зменшити коефіцієнт переєкспавації в 1,2 – 2 рази та знизити собівартість 1 м<sup>3</sup> розкриву в 1,1 – 1,3 рази.

Описана вище технологія обвалення уступів за рахунок сил гравітації протягом кількох десятків років застосовується також на Гурзівському кар'єрі вапняку в Росії. Породи розкриву, потужність яких на окремих ділянках перевищує 40 м, залягають над шаром глин, які є сировиною для виробництва керамзиту й виймаються роздільно. Обвалені породи розкриву розміщують на верхній площадці добувного уступу. Верхню частину уступу завідкошують драглайном, у якого замість ковша робочим органом є лотковий розпушувач. Зруйнована порода під дією своєї ваги переміщується до нижньої площадки уступу, звідкіля сумісно з шаром непорушеної породи навантажується мехлопатою до автосамоскидів (рис. 2.2). Кар'єрна автодорога для транспортування порід розкриву та глини прокладається по покрівлі нижнього уступу. При цьому собівартість виймання 1 м<sup>3</sup> порід розкриву виявляється на десятки відсотків нижче в порівнянні зі звичайним способом розробки.

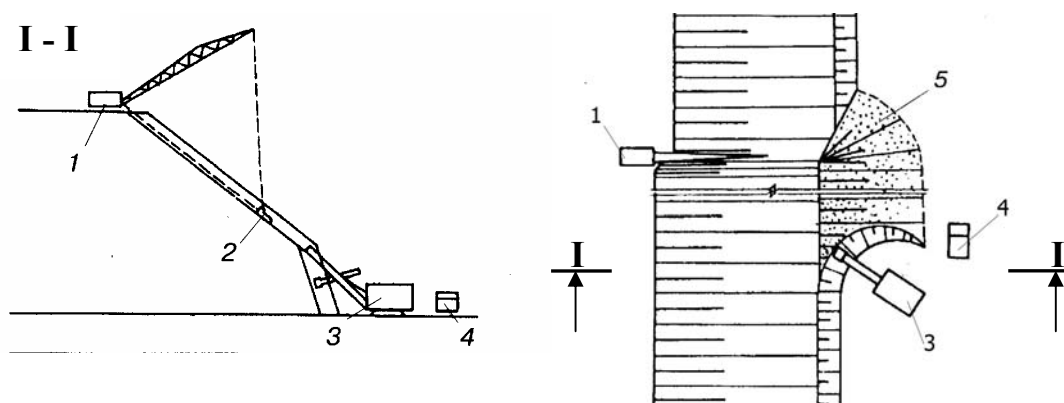


Рис. 2.2. Схема розробки уступу збільшеної висоти: 1 – драглайн; 2 – робочий орган у вигляді лотки; 3 – мехлопата; 4 – автосамоскид; 5 – навал обваленої породи

На вугільних розрізах ВО "Вахрушеввугілля" і деяких інших у 50-х роках минулого століття використовувався спосіб обвалення порід за допомогою насадки до ковша мехлопати. Це дозволяло ліквідувати навіси й збільшити безпечну висоту розробки на кілька метрів не порушуючи правил безпеки. У табл. 2.1 наведено відомості про різні способи завідкошування верхньої частини уступу.

Значна кількість вітчизняних і зарубіжних публікацій присвячена способу, при якому на верхній площадці для обвалення верхньої частини уступу встановлюють драглайн. На ньому замість ковша навішено металевий ковшовий лоток або сталевий лист з приєднаними до його країв зубів екскаватора чи "якоря" – металевого стрижня з лапами. На Дмитрівському піщано-гравійному кар'єрі – піонері впровадження керованого обвалення порід верхньої частини уступу – завідкошування верхньої частини уступу виконувалося драглайном Е-652, оснащеного робочим органом типу "якір". Для розпушування шару мерзлоти товщиною понад одного метра застосовували клин-бабу, що навішувалася періодично на стрілу того ж екскаватора. Такий екскаватор протягом однієї зміни підготовляв до виймання вибої для роботи двох мехлопат, що працювали в три зміни.

Таблиця 2.1

Параметри високих уступів, що готуються до виймання обваленням верхньої площадки

Кар'єр, країна	Висота уступу, м	Перевищення висоти черпання екскаватора, разів	Вид транспорту гірничої маси з вибою	Спосіб переміщення породи з верхньої частини уступу	Тип робочого органа для обвалення верхньої частини уступу
"Азуза-Вестерн", США	68	6,8	конвеєрний	драглайном	плита із зубами
"Оріхово", Болгарія	60	6,7	автомобільний	бульдозером	відвал
"Пісчанський", Україна	32	2,8	автомобільний	драглайном	ковшовий лоток
"Тучківський", Росія	23	3,0	конвеєрний	вибухом	відсутній
"Афанасіївський", Росія	23	2,2	автомобільний	драглайном	ковшовий лоток
"Дмитрівський", Росія,	20	1,8	автомобільний	драглайном	якір
"Волосто-П'ятницький", Росія	18	2,0	рейковий, колії 1524 мм	драглайном	ковшовий лоток

На Афанасіївському кар'єрі ковшовий лоток навішували на стрілі драглайна ЕШ-6/45, яким раніше здійснювали переекскавацію породи на нижню площадку уступу. При роботі з лотковим розпушувачем продуктивність його зросла в 7 разів.

### 2.3. Гідравлічне руйнування гірських порід

Руйнування гірських порід за допомогою енергії водного потоку можливо здійснювати шляхом експлуатації гідромоніторів, землесосів і земснарядів, а також драг. Об'єктом безпосередньої гідромеханізованої розробки є розсипи, піщано-гравійні родовища та піщано-глинисті породи у кар'єрах, а при механічній або буропідривної підготовці – також і деякі різновиди напівскельних по-

рід. При веденні гірничих робіт гідравлічним способом на кар'єрах виділяють виробничі процеси розмиву, транспортування та складування породи у відвал. На видобувних роботах вода також може бути використана для збагачення та класифікації корисних копалин.

При гідромеханізації гірничих робіт вода, що надходить з водойми, подається трубопроводом до гідромонітора, який під тиском спрямовує її на вибій. Струмінь води руйнує гірську породу і перетворює її у пульпу, яка транспортується на збагачувальну фабрику чи у відвал. Транспортування пульпи може бути самопливне або напірне по пульповодах. Самопливне транспортування можливе тільки при відповідному рельєфі місцевості або схилі виробок, а напірне – при будь-якому рельєфі.

Розрізняють **первинне** та **вторинне** гідравлічне **руйнування порід**. При **первинному** порушується структура порід у масиві, при якому руйнується зв'язок між частинками і вони разом з водою перетворюються у пульпу. Під **вторинним** розуміють гідравлічне руйнування вже подрібнених порід, що мають порушену структуру після їх видалення з масиву буропідривним або механічним способами. До первинного гідравлічного руйнування відносять гідромоніторний розмив породи напірними й імпульсними струменями, розпушення насиченою водою, за рахунок напірного потоку або всмоктування породи земснарядами. При вторинному руйнуванні породу відокремлюють від масиву механічними чи гідравлічними способами і руйнують напірним чи безнапірним потоками води.

Руйнування порід напірним струменем води здійснюється за допомогою гідромоніторів, які поділяються за технологічними ознаками на врубові, змивні та бустерні; за утворенням напору – на низько- та високонапірні; за способом управління – на керування вручну та дистанційно; за способом пересування – на ті, що потребують демонтажу основного трубопроводу, й ті, що переміщуються у процесі роботи за допомогою телескопічних труб; за розташуванням відносно уступу – розміщені на безпечній відстані від вибою та безпосередньо до його укусу (гідромонітори ближнього бою).

Гідромонітор являє собою установку, що змонтована на ходовій рамі з полоззями і пересувається трактором (рис. 2.3). Складається він з нижнього і верхнього колін та ствола з комплектом змінних насадок, з яких вода під тиском подається на вибій. Для переміщення ствола у вертикальній та горизонтальній площині передбачено відповідні механізми з ручним або електричним приводом. При дистанційному керуванні робітник може знаходитись від гідромонітора на відстані до 50 м.

Практика використання гідромоніторів показує, що імпульсні струмені, порівняно зі звичайними, забезпечують підвищення ефективності підрізування уступів. Питома енергоємність і витрати води при цьому значно менші. Найбільш простим способом отримання імпульсного струменя може бути миттєве перекриття більшого вихідного отвору ствола гідромонітора спеціальною насадкою, завдяки чому виникає гальмування води та підвищення її тиску, що призводить до збільшення швидкості її викиду через менший отвір насадки. За таким принципом створено різноманітні конструкції імпульсних водометів.

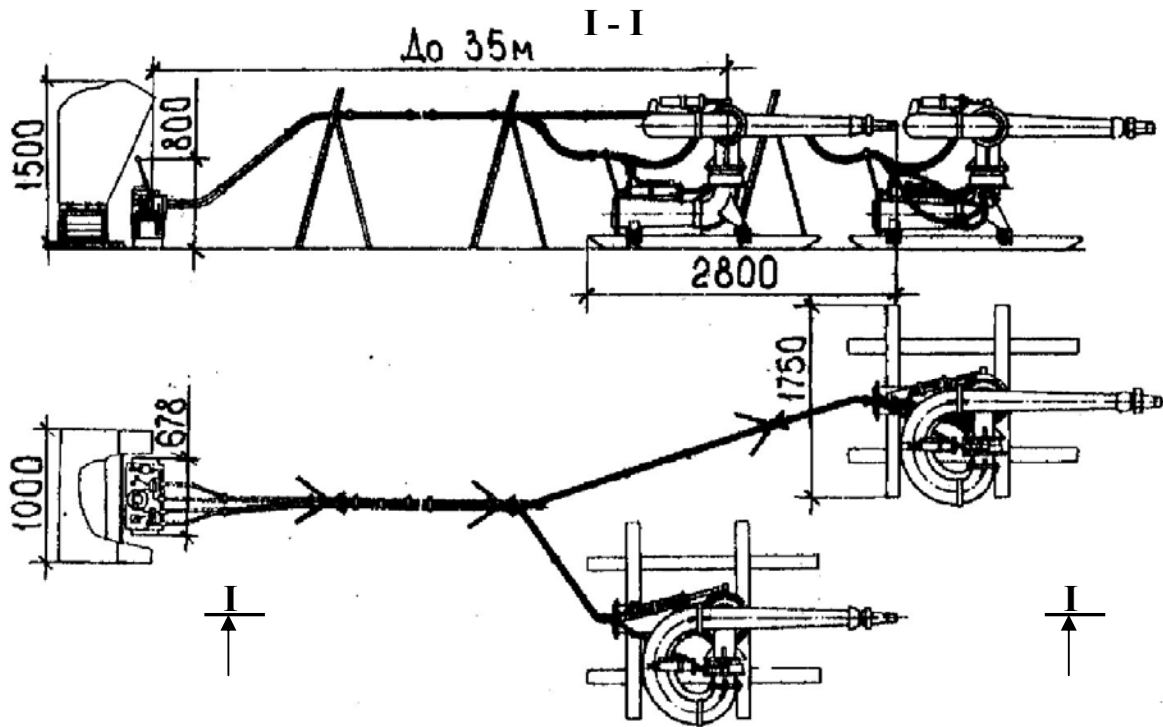


Рис. 2.3. Схема гідромонітора ГМЦ-250 М

Гідравлічний розрахунок параметрів гідромонітора за А.Г.Нуроком визначається за такими формулами:

– швидкість  $v_c$  (м/с) вильоту струменя з насадку

$$v_c = \varphi \sqrt{2gH_n}; \quad (2.3)$$

витрати  $Q_v$  (м<sup>3</sup>/с) води через насадку

$$Q_v = \mu \omega \sqrt{2gH_n}; \quad (2.4)$$

діаметр  $D$  (м) насадки

$$D = 0,55 \sqrt{\frac{Q_v}{\sqrt{H_n}}}, \quad (2.5)$$

де  $\varphi = 0,92 - 0,96$  – коефіцієнт швидкості;  $\omega$  – площа поперечного перерізу насадки, м<sup>2</sup>;  $\mu = 0,92 - 0,96$  – коефіцієнт витрати води;  $\mu = \alpha\varphi$ ;  $\alpha \approx 1$  – коефіцієнт стиску струменя;  $H_n$  – робочий напір води перед насадкою, Па;  $g$  – прискорення вільного падіння, м/с<sup>2</sup>.

Технічна продуктивність гідромонітора по породі  $Q_{m.g}$  (м<sup>3</sup>/год) визначається з співвідношення

$$Q_{m.g} = \frac{Q_1 K_c i}{q_v}, \quad (2.6)$$

де  $Q_1$  – витрати води гідромонітором, м<sup>3</sup>/год;  $K_c = 0,95$  – коефіцієнт, що враховує кількість перекачувальних станцій;  $i$  – кількість перекачувальних станцій;  $q_e$  – питомі витрати води на розмивання породи, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

Річна продуктивність гідромонітора складає  $Q_{p.z}$  (м<sup>3</sup>)

$$Q_{p.z} = Q_{m.z} \cdot T_p \cdot K_e, \quad (2.7)$$

де  $T_p$  – річний фонд робочого часу, год;  $K_e = 0,7 - 0,95$  – коефіцієнт використання гідромонітора протягом робочого часу.

Основними факторами, що визначають ефективність гідравлічного руйнування гірських порід, є їх фізико-технічні характеристики, кут падіння і потужність пластів порід, параметри струменя води і технологія розмивання. До фізико-технічних властивостей, які суттєво впливають на ефективність розмивання, відносяться коефіцієнт фільтрації, гранулометричний склад порід, пористість, вологість, пластичність, розмочуваність та коефіцієнт зчеплення. Ефективність руйнування порід також залежить від щільності й компактності струменя води та відстані гідромонітора до вибою. При дистанційному керуванні його можливо максимально наближувати до вибою й тим самим збільшувати руйнівальну силу води. Мінімальна та максимальна відстані  $l_{min}$  і  $l_{max}$  (м) встановлення гідромонітора до вибою визначаються за формулами

$$l_{min} \geq (0,8 - 1)h_y; \quad l_{max} = l_{min} + C_1, \quad (2.8)$$

де  $h_y$  – висота уступу, що розробляється, м;  $C_1$  – крок пересування гідромонітора, що дорівнює або кратний довжині однієї ланки труби водоводу розміром 6 – 12 м.

Для стікання пульпи під своєю вагою потрібно здійснювати нахил нижньої площадки уступу в межах 15 – 20%. Завдяки цьому утворюється недомив породи між суміжними пересуваннями гідромонітора. Це призводить до необхідності систематичної розробки недомиву за допомогою того ж гідромонітора або бульдозера.

Більш ефективному руйнуванню піддаються піскові породи, оскільки вони мають значні коефіцієнти фільтрації та малу зв'язність частинок. Глинисті породи потребують більш значних витрат енергії та води (табл. 2.2).

Тривалість роботи гідромонітора  $T_m$  (год) між двома пересуваннями складає

$$T_m = \frac{W_n}{Q_{m.z} K_e} + t_g + t_m + t_n, \quad (2.9)$$

де  $W_n$  – об'єм породи, який розроблюється гідромонітором з одного положення, м<sup>3</sup>;  $W_n = h_y l_{max} B$ ;  $B$  – ширина західки гідромонітора, м;

$$B = 2 \sqrt{\ell_{max}^2 - (h_y - C_1)^2}; \quad (2.10)$$

$t_d, t_m, t_n$  – тривалість демонтажу, монтажу та пересування устаткування, год.



## Показники розробки гірських порід гідромоніторами (за М.М. Рогатіним)

Найменування	Показник		
	5	10	15
Висота уступу, м			
Попередньо зруйновані породи	30/5	40/4,5	50/3,5
Піски дрібнозернисті та легкі супіски	30/6	40/5,4	50/4
Лес пухкий, торф	40/6	50/5,4	60/4
Піски середні та різнозернисті	30/7	40/6,3	50/5
Супіски середні	40/7	50/6,3	60/5
Суглинок легкий	50/7	60/6,3	70/5
Лес щільний	60/7	70/6,3	80/5
Піски крупнозернисті	30/9	40/8,1	50/7
Супіски важкі	50/9	60/8,1	70/7
Суглинок важкий, глини	70/9	80/8,1	90/7
Піщано-гравійні суміші з вмістом гравію, %:			
до 25	40/12	50/10,8	60/9
до 40	50/14	60/12,6	70/10
Глини напівжирні з вмістом гравію, %:			
40 – 45	80/12	100/8,1	120/7
до 50 – 60	100/14	120/12,6	140/10

Примітка: у чисельнику наведено показники тиску води на насадці гідромонітора, кПа; у знаменнику – питомі витрати води, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

Норма часу на одне пересування устаткування для гідромонітора масою до 0,5 т складає 4,4 год; при масі гідромонітора понад 0,5 т – 10 год.

#### 2.4. Механічне руйнування гірських порід

Теорія та практика гірничих робіт показує, що суцільне руйнування масиву механічним способом у певних випадках більш економічне і доцільне поряд з використанням буропідривних робіт. Воно призводить до зменшення опору різанню гірських порід та, відповідно, і часу наповнення ковша при розробці щільних і напівскельних їх різновидів; спрощує організацію та підвищує безпеку ведення гірничих робіт. При видобуванні дорогоцінного каміння з механічним руйнуванням вміщуючих порід якість кристалів значно вища. Тонкі прошки вугілля, бокситів, пісковиків, мерзлого ґрунту та інших подібних за міцністю порід ефективно відроблювати саме таким чином.

Механічне руйнування тріщинуватих порід у суцільному об'ємі можливо виконувати ударним способом із застосуванням пневмоударників або ж методом крупного сколювання при використанні розпушувачів. Із щільних нетріщинуватих порід виготовляють будівельні блоки, які видаляються з масиву шляхом вирізування або виколування.

Ударний спосіб руйнування використовується при підготовці до екскавації гірських порід середньої міцності шляхом застосування ковшів активної дії, в яких загальна кромка обладнана 1 – 3 пневмоударниками із зубами на штоках. Порівняльна оцінка процесу копання гірських порід ковшами активної дії та звичайних показує, що вони приблизно однакові для розробки мерзлих і звичайних ґрунтів відповідно до своєї конструкції. Активізація проникненню ковша у породу здійснюється завдяки практично миттєвому переходу енергії стисненого повітря у руйнований масив, що дозволяє додатково розвивати в момент удару на лезо зуба велике зусилля. При цьому реакція в момент удару замикається в системі порода-інструмент і тільки незначною мірою передається на вузли ковша. Ударники типу МК-4 і МК-8 забезпечують енергію поодинокого удару величиною  $0,98 \cdot 10^3$  і  $1,8 \cdot 10^3$  Н/м відповідно. Кількість ударів за хвилину становить 570 і 360. Потужність при ударі 9,3 і 10,9 кВт. Маса ударника 23,6 і 63,4 кг. Витрати стисненого повітря 12,2 і 13,4 м<sup>3</sup>/хв. Тиск його не менше за 0,59 МПа.

До комплексу екскаваторного устаткування з ковшами активної дії входить ківш і система повітропроводу з компресором. Передня стінка ковша оснащена пневмоударниками із зубами. Стиснене повітря подається по гумових шлангах, для чого у ковші виконуються спеціальні канали. Системою активної дії можуть обладнуватися ковші місткістю до 10 – 12 м<sup>3</sup>. За даними ВО "Уралмаш", екскаваторами з ковшами активної дії можливо розроблювати тріщинуваті гірські породи до IV категорії по важкості екскавації включно з тією ж практично експлуатаційною продуктивністю, що і при вийманні аналогічних порід з подрібненням вибухом. Загальна питома енергоємність виймального процесу в 1,5 – 2 рази нижча порівняно з використанням звичайних ковшів, а собівартість енерговитрат за рахунок виключення буріння та підривання знижується до 7 разів.

Руйнування аналогічних порід методом крупного сколювання здійснюється навісними розпушувачами (рис. 2.4). При цьому маса тягача дозволяє заглиблювати робочий орган розпушувача – зуби у масив вибою. Подача розпушувача здійснюється гідروциліндрами. На кар'єрах ефективно використовують розпушувачі на базі потужних тракторів. Вони працюють у комплексі з бульдозерами та скреперами, якими ведуть пошарове виймання зруйнованої породи.

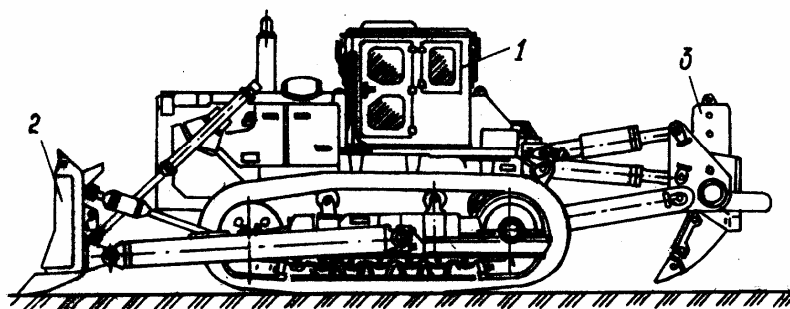


Рис. 2.4. Бульдозер з устаткуванням розпушувача: 1 – базовий трактор; 2 – відвал; 3 – зуб розпушувача

Суть розпушування полягає у тому, що під час руху трактора здійснюється заглиблення зубів у масив, і при наступному його переміщенні – пошарове руйнування породи. У напівскельних і сильнотріщинуватих скельних породах використовують однозубі розпушувачі, у щільних породах – багатозубі. При великій тріщинуватості або розвинутій нашарованості породи ефективність руйнування збільшується. У цьому разі переміщення розпушувача ведеться поперек напрямку основної тріщинуватості.

Руйнування масиву ведеться паралельними суміжними ходами розпушувача (рис. 2.5). Відстань між ходами  $C$  (м) повинна забезпечувати потрібну кускуватість розроблюваної породи й ефективну глибину руйнування  $h_e$  (м), яка менше технічної можливості заглиблення зуба  $h_z$  (м). При цьому між суміжними ходами у нижній частині перерізу утворюються зони нероздрібленої породи. Значення  $C$  знаходиться у межах 1,1 – 1,6 м. Для збільшення глибини  $h_e$  і забезпечення кращої кускуватості породи застосовують додаткові перехресні ходи розпушувача. Відстань між ними  $C' = (1,2 - 1,5)C$ . Кут  $\alpha$  (град) нахилу бокових стінок щілини становить 40 – 60° залежно від міцності породи й параметрів зуба.

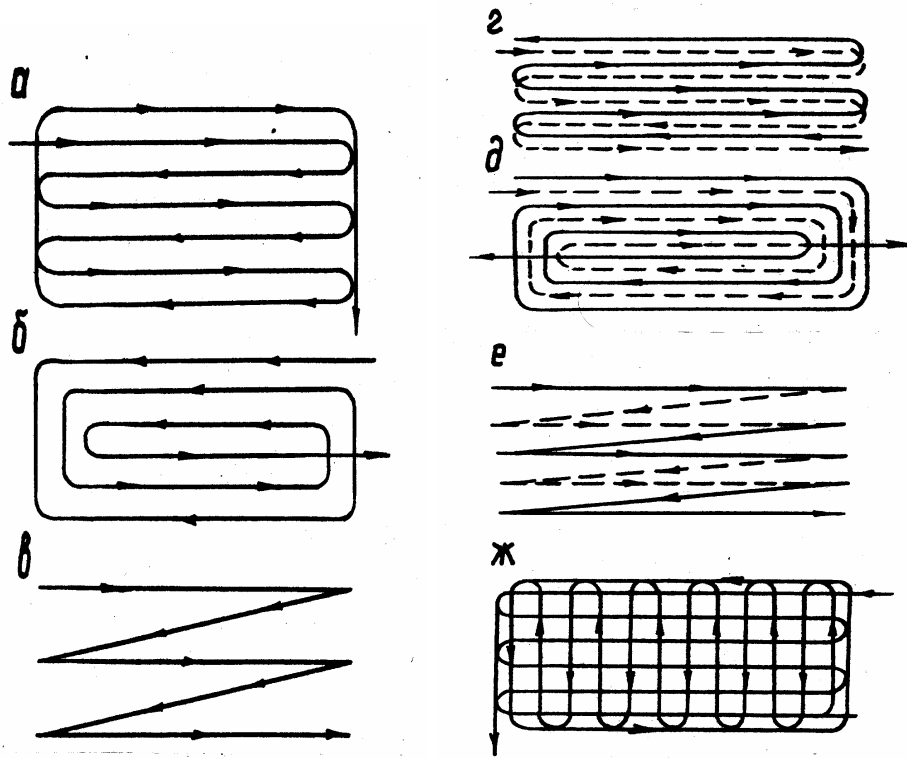


Рис. 2.5. Схеми ходів розпушувача: а, б, в – суміжні ходи відповідно поздовжньо-кільцеві, спіральні та зворотно-поступальні; г, д, е – ходи відповідно поздовжньо-кільцеві, спіральні, зворотно-поступальні; ж – суміжні поздовжньо-поперечні ходи

Глибина ефективного руйнування породи визначається за формулою

$$h_e = \frac{1}{K_1} \left[ K_2 h_z - \frac{\operatorname{tg} \alpha}{2} (C - e_{щ}) \right], \quad (2.11)$$

де  $K_1, K_2$  – коефіцієнти, які залежать від стану масиву породи та форми поперечного перерізу щілини;  $e_{щ}$  – ширина дна щілини, м.

Для малотріщинуватих порід  $K_1 = 0,95 - 1,0$ ;  $K_2 = 0,8 - 0,9$ ;  $v_{uz} = (1,5 - 2)v_3$ ; середньотріщинуватих –  $K_1 = 0,9 - 0,95$ ;  $K_2 = 0,9 - 1,0$ ;  $v_{uz} = (2 - 3,5)v_3$ ; сильнотріщинуватих –  $K_1 = 0,8 - 0,9$ ;  $K_2 = 1,0$ ;  $v_{uz} = (3,5 - 6)v_3$ . Тут  $v_3$  – ширина кінцівки зуба, м.

При перехресних ходах  $h_e \approx h_3$ . Значення  $h_3$  залежить від міцності породи й для потужних розпушувачів становить 0,2 – 0,3 м і 1,0 м відповідно у важко- і легкоруйнованих породах.

Продуктивність розпушувача  $Q_p$  (м<sup>3</sup>/год) визначається за формулами:

– при паралельних суміжних ходах

$$Q_p = \frac{3600Ch_eK_{e.p.}}{\frac{1}{g_p} + \frac{t_{nep}}{l_{uz}}}; \quad (2.12)$$

– при перехресних ходах

$$Q_p = \frac{3600h_3K_{e.p.}}{g_p \left( \frac{1}{C} + \frac{1}{C'} \right) + t_{nep} \left( \frac{1}{Cl_{uz}} + \frac{1}{C'l'_{uz}} \right)}, \quad (2.13)$$

де  $K_{e.p.} = 0,7 - 0,8$  – коефіцієнт використання робочого часу розпушувача;  $g_p$  – швидкість переміщення розпушувача, м/с; для легко-, середньо- та важкоруйнованих порід вона відповідно становить 1 – 1,5; 0,8 – 1,2; 0,5 – 0,9;  $t_{nep} = 30 - 50$  – термін переміщення розпушувача на наступну західку, с;  $l_{uz} = 100 - 300$ ,  $l'_{uz} = 50 - 150$  – відповідно довжина паралельних і перехресних щілин, м.

З практики відомо, що продуктивність розпушувача при роботі у легкоруйнованих породах досягає 1200 м<sup>3</sup> за годину.

## 2.5. Підготовка кам'яних блоків до виймання машинами різання

Історичний досвід гірничого виробництва свідчить, що монолітні нетріщинуваті породи типу вапняків, мармуру, вулканічного туфу, пористих мергелів, спонголітів, гіпсу, опоки тощо зі щільністю 900 – 2200 кг/м<sup>3</sup> і межею міцності на стиск до 200 МПа придатні для виготовлення будівельних блоків. За призначенням така продукція підрозділяється на стіновий камінь, крупні блоки й блоки-заготовки. Перші два види отримують правильну геометричну форму й задані розміри безпосередньо у вибої. Відрізняються вони один від одного тільки розмірами. Згідно з державним стандартом стінові камені вирізаються довжиною 390 і 490 мм, шириною 190 і 240 мм і висотою 188 мм, а стінові блоки – довжиною 500 – 3020 мм, висотою 820 і 1000 мм та шириною 400 і 500 мм. Використовуються вони у будівництві й порівняно з цеглою, керамічними блоками та залізобетонними панелями мають велику економічну і виробничу ефективність. Форма і розміри блоків-заготовок визначаються технічною доцільністю. Вони використовуються як вихідний матеріал для виробництва архітектурно-будівельних, облицювальних і художніх виробів, а також стінового каменю.

Гірничі роботи щодо видобування штучного пиляного каменю мають низку особливостей, що кардинально відрізняють їх від видобування масових матеріалів (руда, вугілля, бутощобенева продукція). До них відносяться мала висота уступів (0,4 – 3 м), протипоказання буропідливних робіт, необхідність точного дотримання розмірів і напрямку переміщення уступів по площі родовища, суворі умови для виготовлення штучної продукції з заданими розмірами і геометричною формою, необхідність просушування готової продукції від питомої вологи та інші. Крім того, добувні машини не можуть застосовуватись як розкривні і навпаки.

За Б.М. Родіним, який запропонував прийняти для оцінки організації робіт висоту стінового каменю разом з пропилом  $z_c = 0,205$  м, висота низьких уступів відповідає вирізуванню з масиву двох каменів і становить 0,41 м. До високих відносяться уступи з висотою понад 0,41 м, розміри якої досягають 3 м. Високоуступні системи розробки більш ефективні порівняно з низькоуступними. Низькоуступні системи слід застосовувати при невеликій потужності родовища (1 – 1,5 м), а також за необхідності роздільного виймання різнотипових порід або при видобуванні стандартного каменю міцністю понад 15 МПа.

Незалежно від висоти уступу технологія вирізування каменю виконується за три основних операції (рис. 2.6). Першою з них досягається отримання поперечних пропилів пилою 3 по усій довжині фронту робіт  $L_\phi$  (м) на всю висоту уступу  $h_y$  (м). Друга операція – горизонтальні пропили на всю довжину уступу й по всій висоті пилою 4. Третя операція забезпечує відділення блоків від масиву (відрізні пропили) пилою 5.

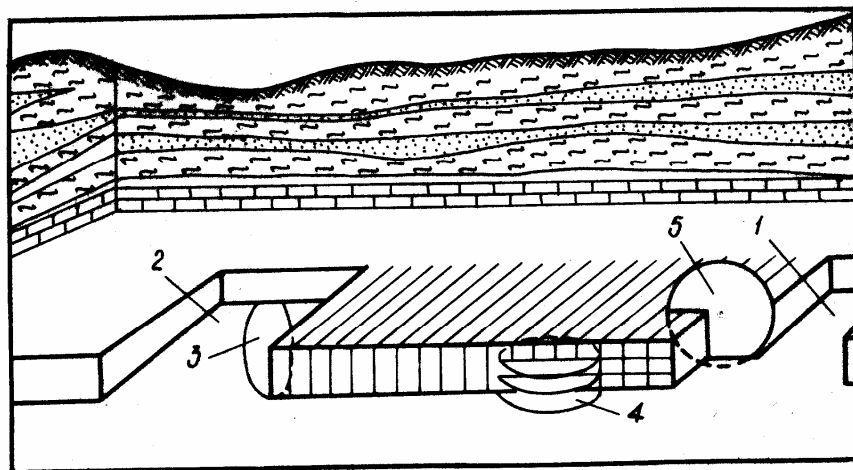


Рис. 2.6. Технологічна схема вирізування каменю з уступу: 1, 2 – торцеві ніші для розміщення каменерізної машини; 3 – диск поперечного пропилу; 4 – диски горизонтальних пропилів; 5 – диск відрізного пропилу

При низькоуступній захватній системі (рис. 2.7, а) розробку ведуть однією машиною, що виконує всі операції. По системі, яка зображена на рис. 2.7, б, поперечні пропили виконують окремою машиною, що пересувається покрівлею уступу і нарізає довгі стовпи. Потім другою машиною, що обладнана вертикальною та горизонтальною пилами, виконують поперечні та відрізні пропили.

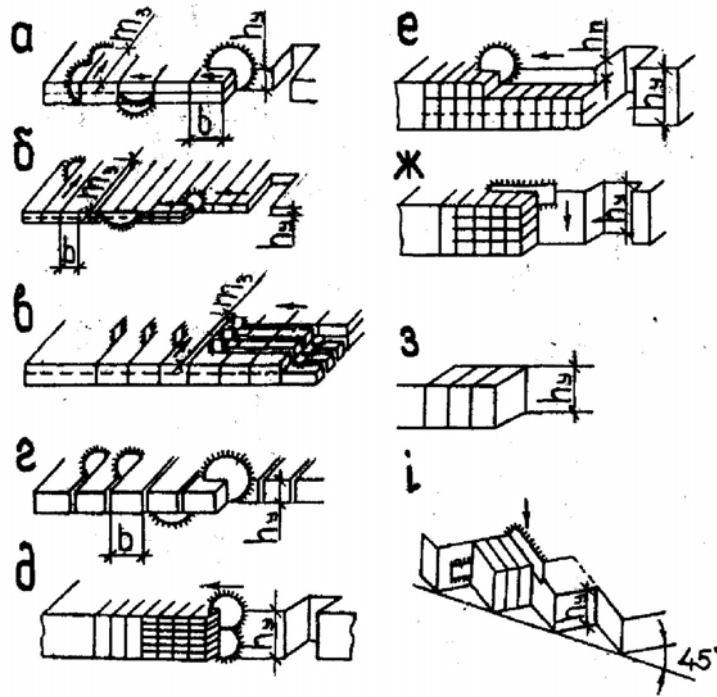


Рис. 2.7. Схеми механізації вирізування блоків з уступу: а – низькоуступна захватна; б, в, г– низько- та високоуступні стовпові; д – високоуступна захватна суцільна; е – високоуступна захватна з горизонтальним посуванням; ж – високоуступна захватна з вертикальним посуванням; з – високоуступна двостадійна фронтальна; і – високоуступна двостадійна діагональна

Високоуступна захватна система наведена на рис. 2.7, в. Для виконання поперечних і поздовжніх пропилих тут застосовують робочі органи, які дозволяють отримувати пропили відразу на всю висоту уступу. Для цього використовують різальні барові ланцюги, а підрізають камінь дисковими пилами. На рис. 2.7, г, д, е наведено високоуступні захватні системи, при яких відрізні пропили виконують різними способами. Для вирізування крупних блоків, які потім розрізають на плити, використовують високоуступні двостадійні системи з фронтальним та діагональним орієнтуванням вирізування каменю (рис. 2.7, ж, з). Якщо порода суцільна без тріщин, то блоки з усіх трьох сторін відокремлюють від масиву з використанням машин. Якщо ж порода тріщинувата, машинами роблять пропили тільки у двох взаємно-перпендикулярних напрямках, а блоки відокремлюють від масиву за напластуванням.

Відповідно до систем розробок машини класифікуються на низько- та високоуступні. Крім того, за розташуванням машини відносно уступу поділяють на передуступні, уступні й надуступні захватні та стовпові (рис. 2.8).

За кількістю виконуваних технологічних операцій машини з видобування каменю підрозділяють на універсальні, що виконують послідовно шляхом ремонту робочого органа всі операції з вирізування каменю та спеціалізовані, які виконують одну чи дві операції постійно встановленими робочими органами. Агрегати у цьому разі являють собою комплекс окремих спеціалізованих машин, що виконують усі самостійні операції й об'єднані загальним керуван-

ням. Комбайни виконують усі операції, для чого обладнані спеціалізованими органами, які розміщені на одній машині. Пересуваються каменерізальні машини в основному рейковою колією під дією канатних лебідок.

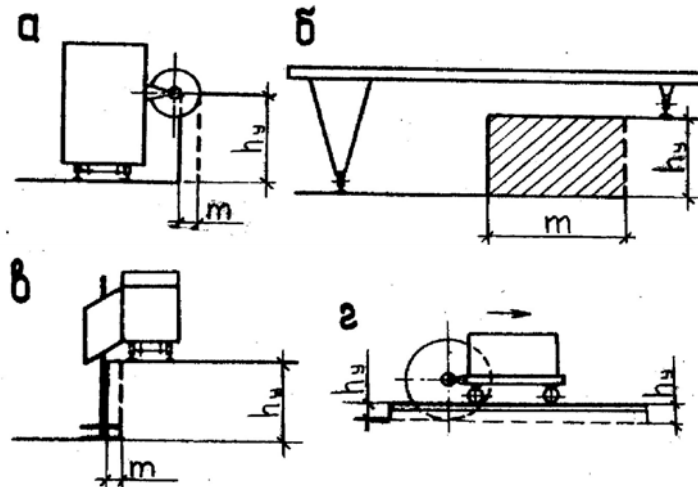


Рис. 2.8. Конструкції каменерізальних машин відносно уступу: а – передуступні, б – уступні; в – надуступні захватні; г – надуступні стовпові

За типом різального органа каменерізальні машини підрозділяються на машини з дисковими пилами, кільцевими фрезерами та з ланцюговими барами, різальна кромка яких армована зубами з твердих сплавів. Завдяки цьому різання здійснюється крупним сколюванням. Дискові пили вирізають блоки товщиною не більше за 0,35 – 0,4 розміру їх діаметра. Оскільки фреза закріплена ексцентрично, вона може занурюватись у масив на глибину 0,7 – 0,75 її діаметра. Ланцюгові бари підрізають масив на глибину 85 – 90% від їх довжини. Випуск машин, що обладнані дисковими пилами, становить біля 85% усього парку. Це обумовлено тим, що майже по всіх показниках найбільш ефективними є дискові пили (табл. 2.3).

Вибір каменерізальної машини для розробки родовищ природного каменю визначається фізико-механічними умовами його залягання й потрібною виробничою потужністю кар'єру. Видобування штучного каменю з вапняків міцністю до 5 МПа виконується з однаковим успіхом ланцюговими та дисковими каменерізальними машинами. Вапняки й туфи середньої міцності розроблюють, як правило, більш надійними і сталими в експлуатації дисковими машинами. Для видобування крупних блоків із вапняків і туфів використовують каменерізальні машини з кільцевими фрезерами.

Теоретична продуктивність каменерізальної машини по підготовленій гірничій масі  $Q_{км.г}$  (м<sup>3</sup>/год) у загальному вигляді визначається за формулою

$$Q_{км.г} = \frac{60 \cdot x \cdot i \cdot h_y \cdot m \cdot \eta}{t}, \quad (2.14)$$

де  $x$  – розмір каменю, що випилюється паралельно фронту, м;  $i$  – кількість одночасно працюючих відрізних пил;  $m$  – робоча довжина захвату, м;  $\eta = 0,3 - 0,7$  – коефіцієнт виходу товарної продукції, частки од.;  $t$  – витрати часу на виконання операції відрізного пропилю, хв.

## Техніко-економічні показники робочих органів каменерізальних машин (за Б.М. Родіним)

Найменування	Показник		
	Дискові пили	Ланцюгові бари	Кільцеві фрези
Тип робочого органа			
Міцність каменю, на якому можливе пиляння, МПа	1 – 25	1 – 30	5 – 120
Максимальний розмір робочого органа, м	2,4	2,31	1,38
Використання робочого органа (по діаметру або довжині), %	35 – 40	85 – 90	65 – 75
Максимальна швидкість робочої подачі, м/хв	0,9	2	1,7
Відносні витрати електроенергії на 1 пог. м пропилу (за інших рівних умов), %	100	120 – 125	200 – 250
Зносостійкість, %	100	100 – 150	300 – 700
Складність виготовлення, %	100	320	480

Слід відзначити, що теоретична продуктивність машин встановлена з урахуванням повної їх завантаженості при мінімальних перервах у роботі, які визначаються конструктивними і технологічними показниками, що відповідають встановленим технічним режимам. Проте при роботі машини протягом тривалого терміну неминучі зупинки, які пов'язані з виконанням ремонтів і атмосферними явищами, що зменшують загальну її продуктивність. Тому річна продуктивність каменерізальних машин  $Q_{км.р}$  (м<sup>3</sup>/рік) визначається за формулою

$$Q_{км.р} = Q_{км.г} \cdot n_{зм} \cdot T_{зм} \cdot K_p \cdot K_{м.в}, \quad (2.15)$$

де  $n_{зм}$  – кількість робочих змін протягом року, од.;  $T_{зм}$  – тривалість зміни, год;  $K_p$  – річний коефіцієнт використання машини,

$$K_p = 1 - \frac{(n_{зм.р} + n_{зм.а} + n_{зм.п})}{n_{зм}}, \quad (2.16)$$

де  $n_{зм.р}$  – час знаходження машини у плановому ремонті, зм.;  $n_{зм.а}$ ,  $n_{зм.п}$  – тривалість простоїв машини через атмосферні явища і переміщення з уступу на уступ, зм.;  $K_{м.в}$  – коефіцієнт використання машини протягом зміни.

За даними Б.М. Родіна, для південних районів України  $n_{зм.р} = 123 - 209$  змін. Переміщення машин СМ-580А з уступу на уступ висотою 3 – 4 м на відстань 100 м становить 4 – 7 змін, а важких машин типу СМ-824 і СМ-950 – займає 9 – 15 змін.



## 2.6. Вирізування кам'яних блоків канатними пилами

Виймання блоків значних розмірів ведеться також канатними пилами, які з успіхом експлуатуються при розробці мармуру і мармуроподібного вапняку, особливо у гірській місцевості. Канатна пила складається з привідної 1 (рис. 2.9) та натяжної 2 станцій, різального каната 3, напрямних шківів 4 і опорних стояків 5. Привідна станція оснащена шківом тертя 6 діаметром 1,5 м, які приводять до руху різальний канат. Напрямні шківди діаметром 0,5 м прикріплюють до опорних стояків за допомогою шарнірних сполучень. Натяжні прилади з вантажними візками пересуваються по рейках з нахилом 30°.

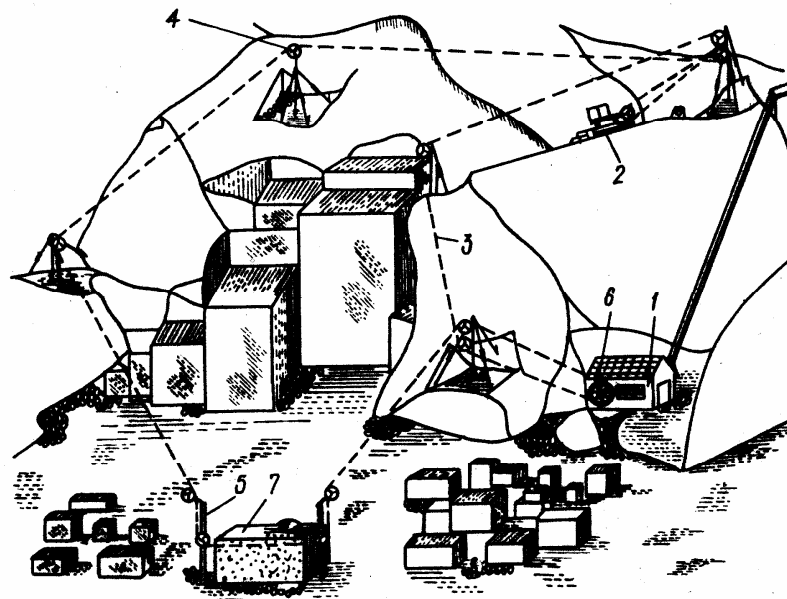


Рис. 2.9. Схема вирізування блоків канатною пилою

Опорні стояки призначені для спрямування каната при виконанні пропилю у вибої або у блоках 7. Кожен стояк висотою 3,5 м оснащений двома шківдами: один для підтримання каната, другий – для направлення його у пропилю. Напрямний шківди може пересуватися уздовж опорних стояків за допомогою лебідки. Різальний канат являє собою дво- або трижильний нескінченний сталевий трос діаметром 3 – 5 мм і довжиною до 800 – 1000 м, який може бути оснащений алмазною крупкою або твердим покриттям. Пиляння здійснюється з використанням кварцового піску з крупністю зерен 0,2 – 0,5 мм, який подається у пропилю у вигляді пульпи – суміші кварцового піску і води у співвідношенні 1:4. При розпилюванні каменю підвищеної міцності за абразив можуть бути використані порошки карбиду кремнію, а також білого електрокорунду. У цьому разі склад пульпи становить 1:1, продуктивність різання підвищується у 2 – 3 рази. Рациональна швидкість різання становить 8 – 15 м/с, а витрати пульпи – 4 – 6,5 л/хв. Пульпа у пропилю подається через форсунку, яка розміщується на верхній площині блока безпосередньо над переднім краєм пропилю по ходу руху каната. Максимальна стріла прогину каната не повинна перевищувати 7 – 10% від довжини пропилю.

Застосування канатних алмазних пил значно розширює діапазон використання канатного розпилювання природного каменю, у тому числі й вивержених гірських порід. Характерними особливостями, що відрізняють алмазно-канатне розпилювання від абразивно-канатного, є обмежена довжина робочого контуру до 18 – 20 м і висока швидкість різання (25 – 40 м/с). Рациональне значення зусилля натягу пили становить 2,5 кН. Розпилювання здійснюється з подачею у пропили води для охолодження, витрати якої становлять 10 – 25 л/хв. При розпилюванні вапняків, туфів тощо рациональна швидкість подачі каната становить 33 – 50 мм/хв, мармуру – 5 – 20, базальту, габро і граніту – 1,7 – 3,5. Відповідна продуктивність розпилювання цих порід становить 4 – 6; 0,6 – 3 і 0,2 – 0,5 м<sup>2</sup>/год.

Твердосплавно-канатний розпил, як і алмазно-канатний, застосовують при обмеженій до 18 – 20 м довжині робочого контуру. Максимальний діаметр різальних елементів, які виконані у вигляді конічних втулок, становить 10 мм. Відстань між ними по довжині каната приймається залежно від міцності каменю у межах 50 – 150 мм. Швидкість робочої подачі при розпилюванні маломіцних порід становить 168 мм/хв, що відповідає технологічній продуктивності 20 – 25 м<sup>2</sup>/год. Витрати води для охолодження каната – 10 – 15 л/хв.

До переваг канатних пил відносяться велика швидкість різання, можливість отримання пропилів великої довжини при малій їх ширині, простота конструкції, незначні енергоємність пиляння, металоємність й економічність та можливість отримання блоків великих розмірів. Недоліками канатних пил є сезонність використання, великий обсяг підготовчих робіт і різке зниження продуктивності при появі у масиві твердих включень або тріщин.

## **2.7. Буропідривний та буроклиновий способи видобування кам'яних блоків**

Буропідривний і буроклиновий способи видобування блоків застосовують при розробці монолітних порід з міцністю понад 130 МПа. В обох випадках по намічених площинах виколування пробурюють ряд шпурів, а потім блок відокремлюється від масиву підіриванням порохових зарядів, шляхом використання безпідривних руйнівних сумішей або ж із застосуванням клинів. Буріння шпурів є найбільш трудомісткою операцією. Затрати на нього досягають 80% від загальних витрат на виймання блоків. Шпури пробурюють на всю висоту, довжину й ширину блока через кожні 10 – 20 см. При цьому продуктивність бурильника складає 15 – 20 м за зміну при вибурюванні горизонтальних шпурів і 25 – 35 м – при вибурюванні вертикальних. Продуктивність робітника по готових блоках дорівнює 0,2 – 0,6 м<sup>3</sup> за зміну. В зарубіжній практиці для буріння шпурів широко застосовують бурові каретки, які оснащені декількома перфораторами і пересуваються рейковою колією. Завдяки цьому значно підвищується продуктивність робіт і якість геометрії блоків.

Принцип дії гідроклина базується на тому, що масло з бака під тиском 50 МПа подається у гідроциліндр і надає поступового руху поршню з клиновидним штоком (рис. 2.10). Останній пересувається поміж щоками, що уведені в шпур, і розклинає їх. Завдяки цьому масив розколюється.

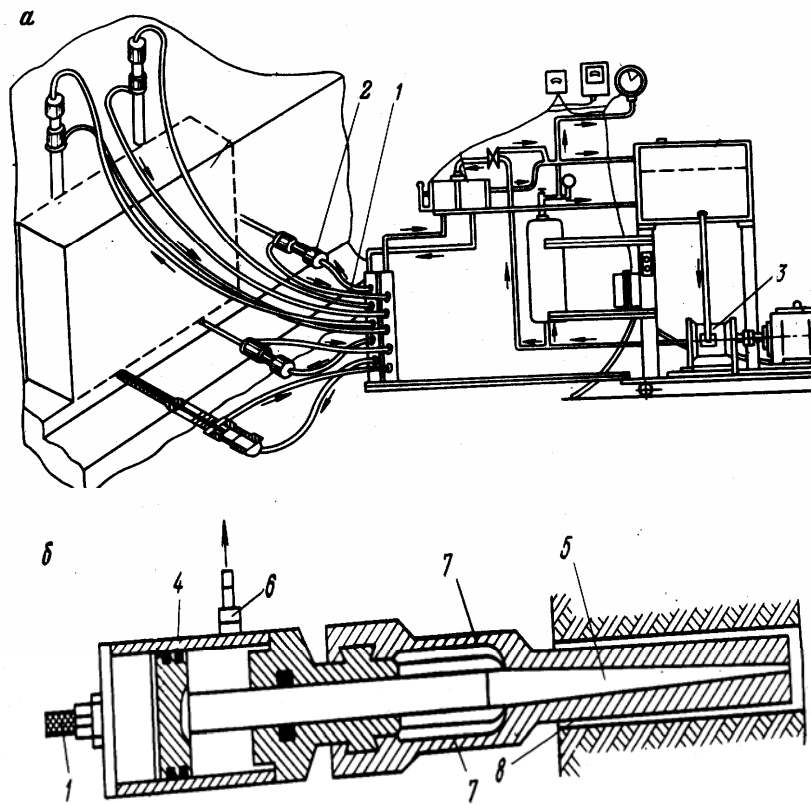


Рис. 2.10. Схема гідроклинової установки (а) і гідроклина (б) для видобування блоків: 1 – високонапірний шланг; 2 – гідроклин; 3 – насос; 4 – гідроциліндр; 5 – шток; 6 – шланг; 7 – щоки; 8 – шпур

Буроклиновий спосіб звичайно використовують у комбінації з іншими способами. Він суттєво відрізняється утворенням обмежених напруг тільки у площині розриву. При цьому одну (чи дві) з площин відриву сполучають із природними тріщинами, другу утворюють шляхом буріння шпурів з мікробухом пороху або детонуючого шнура, терморізаком або врубовою машиною. Третя площина утворюється буроклиновим способом. Встановлено, що при висоті розколювання 1 м і проведення її у площині найменшого опору достатньо бурити шпури діаметром 25 – 35 мм на глибину 100 – 250 мм. При відсутності у породах чітко вираженого кліважу діаметр шпурів збільшують до 100 мм, а глибину збільшують до 0,5 і 0,75 висоти блока, що виколюється. При площі виколювання меншій за 1, рівній 1 – 2 і понад 3 м<sup>2</sup> рекомендується застосовувати клини зі щоками довжиною відповідно 120 – 150; 150 – 200 і 200 – 250 мм.

Фірма "Порсфельд" (ФРН) серійно виготовляє устаткування, яке може працювати з 1 – 4 гідроклинами (табл. 2.4). Гідроклин підключається гнучким шлангом до гідросистеми при витраті масла 2,2 – 5,4 л/хв. За привід насосів використовують електродвигуни або двигуни внутрішнього згорання.

До переваг буропідривного і буроклинового способів видобування блоків відносяться простота, мобільність, максимальне використання тріщин, можливість роботи у складних гірничо-геологічних умовах, а також виколювання блоків різних розмірів при будь-якій міцності порід. Недоліками цих способів є використання ручної праці, низька продуктивність та висока собівартість робіт.

Характеристика гідроклинового устаткування для виколування монолітних блоків

Найменування	Показник					
	I	II	III	IV	V	VI
Тип гідроклину						
Діаметр шпуру, мм	21 – 24	29 – 33	32 – 36	39 – 43	40 – 45	42 – 47
Глибина шпуру, мм	215	270	400	670	670	800
Розпірне зусилля, Н	$14 \cdot 10^5$	$31 \cdot 10^5$	$43 \cdot 10^5$	$51 \cdot 10^5$	$64 \cdot 10^5$	$74 \cdot 10^5$
Маса, кг	9,0	17,5	22,5	27,0	31,0	35,0

## 2.8. Технологічна характеристика бурових робіт

На відкритих розробках підготовка напівскельних і скельних порід до виїмання здійснюється переважно буропідривним способом, до якого входить буріння спеціальних виробок, заряджання їх вибуховою речовиною (ВР) та підривання її за допомогою ініціювальних підривних речовин (ІПР). Від якості дроблення порід значною мірою залежать продуктивність навантажувального й транспортного устаткування та витрати на розробку. Підривні роботи на кар'єрах повинні забезпечувати необхідний ступінь дроблення гірського масиву. Максимально допустимий розмір кусків підірваної породи за ребром  $l_{\text{ш}}$  (м) згідно Правил експлуатації повинен мати певні обмеження (див. розділ 1.5).

Розрізняють наступні методи підривних робіт: шляхом утворення свердловинних, котлових, шпурових, камерних і накладених зарядів (рис. 2.11). **Метод свердловинних зарядів** самий розповсюджений на кар'єрах і здійснюється шляхом розміщення зарядів ВР у свердловинах діаметром 75 – 400 мм глибиною 5 – 30 м. Він найбільшою мірою задовольняє потребам, які ставляться до підривних робіт на відкритих розробках.

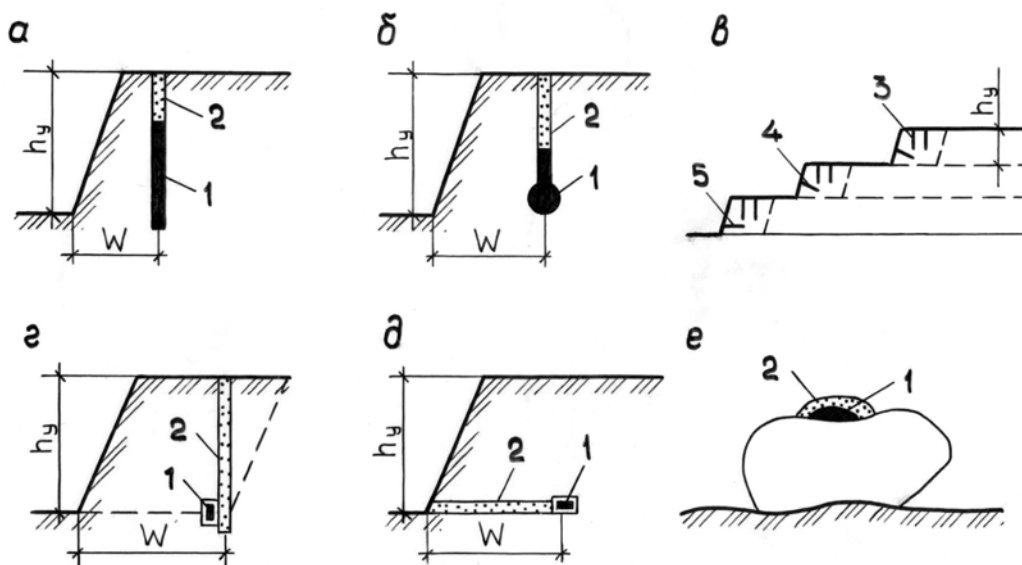


Рис. 2.11. Типи зарядів, що використовуються при виконанні підривних робіт: а – свердловинний заряд; б – котловий заряд; в – шпурові заряди; г, д – камерні заряди відповідно у шурфі та штольні; е – накладений заряд: 1 – заряд вибухової речовини; 2 – забивка; 3, 4, 5 – шпури відповідно вертикальні, похилі та горизонтальні;  $h_y$  – висота уступу, м;  $W$  – лінія супротиву по підшві, м

**Метод котлових зарядів** здійснюється шляхом розміщення зконцентрованих зарядів ВР масою 400 – 2000 кг у котлах, що утворюються шляхом буріння свердловин за допомогою бурових розширників або послідовних підривань невеликих зарядів. Цей метод застосовується при неможливості розміщення у свердловинах потрібної величини заряду ВР, наявності важкопідривних порід, обваленні високих уступів скельних порід при проведенні напівтраншей у гористій місцевості.

**Метод шпурових зарядів** здійснюється за допомогою розміщення зарядів ВР у шпурах. Він застосовується при малих обсягах підривних робіт, роздільному вийманні корисних копалин різної якості, видобуванні особливо цінних руд, дробленні негабариту, ліквідації порогів на підшві уступів, заукосці уступів тощо.

**Метод камерних зарядів** обумовлює розміщення зконцентрованих зарядів ВР масою від декількох до сотень тонн у спеціальних камерах. Його застосовують при масових підриваннях на викид і скид (у гористій місцевості), при утворенні траншей, котлованів, гребель, насипів тощо.

**Метод накладених зарядів** здійснюється при розміщенні зарядів ВР на поверхні об'єктів, що руйнуються. Цей метод застосовується при дробленні негабаритних кусків і на допоміжних роботах.

Підривні свердловини являють собою гірничі виробки циліндричної форми, що призначені для розміщення зарядів ВР. Параметрами свердловин є їх діаметр  $d_c$  (мм), глибина  $L_c$  (м), перебури  $l_n$  (м) і кут нахилу  $\beta_c$  (град) (рис. 2.12). Діаметр свердловин приймається з урахуванням фізико-механічних характеристик порід, потрібного ступеня їх дроблення та обсягів гірничих робіт. На кар'єрах в основному застосовують свердловини діаметром 100 – 320 мм. Свердловини малого діаметра застосовують у міцних важкопідривних породах, а свердловини великого діаметра – у породах легко- й середньопідривних при використанні потужного навантажувального устаткування.

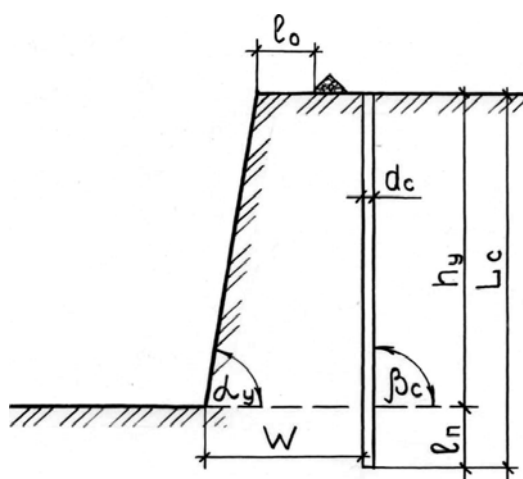


Рис. 2.12. Параметри підривної свердловини:  $h_y$  – висота уступу;  $l_n$  – глибина перебури;  $L_c$  – довжина свердловини;  $d_c$  – діаметр свердловини;  $l_o$  – безпечна відстань до захисного валу;  $\alpha_y$  – кут укосу уступу;  $\beta_c$  – кут нахилу свердловини до горизонту;  $W$  – лінія супротиву по підшві.

**Діаметр підривної свердловини  $d_c$  (мм)** визначається за формулою

$$d_c = 9h_y + 35,5K_p + 33,3F - 195, \quad (2.17)$$

де  $h_y$  – висота уступу, м;  $F$  – міцність порід за БНіП (див. табл. 1.2);  $K_p$  – коефіцієнт розпушення породи після підривання: для легкопідривних ( $f = 4 - 6$ )  $K_p=1,35$ ; середньопідривних ( $f = 8 - 12$ ) –  $K_p=1,5$ ; важкопідривних ( $f = 14 - 20$ ) –  $K_p=1,6$ .

**Глибина свердловин** залежить від висоти уступу  $h_y$  (м), кута його нахилу  $\beta_c$  (град) і визначається за формулою

$$L_c = \frac{h_y}{\sin\beta_c} + l_n. \quad (2.18)$$

**Перебув свердловин** потрібен для якісного пророблення підшви уступу при підриванні заряду ВР з метою утворення нормальних умов для роботи навантажувального й транспортного устаткування. Величина перебуву встановлюється залежно від висоти уступу, лінії опору за підшвою, діаметра свердловин, якості застосовуваної ВР, фізико-механічних характеристик порід, умов їх залягання. Орієнтовно значення перебуву  $l_n$  (м) визначається за формулою

$$l_n = (10 - 15)d_c. \quad (2.19)$$

У легкопідривних породах приймається мінімальне значення перебуву, у важкопідривних при застосуванні багаторядного короткоуповільненого підривання  $l_n > 15d_c$ . Якщо розташований нижче уступ складений тонким шаром корисної копалини або у його підшві є нашарування інших порід, потреба у перебуві відпадає.

Кут нахилу свердловин залежить від їх призначення. Так, найбільше застосування на кар'єрах отримали вертикальні свердловини, буріння яких забезпечує високу продуктивність бурових верстатів і хороші умови для механізованого їх заряджання. Похилі свердловини вибурюють під кутом  $60 - 85^\circ$  до горизонту, що забезпечує постійну лінію супротиву по підшві уступу, високий ступінь дроблення породи й якісне пророблення підшви. Похилі свердловини найбільш ефективні при розробці важкопідривних порід, а також при роздільному рихленні різнотипових корисних копалин і порід розкриву. Горизонтальні свердловини ( $\beta_c = 0$ ) застосовують у комбінації з вертикальними і похилими при підриванні високих уступів, у підшві яких залягають породи невеликої міцності.

Для буріння підривних свердловин використовують верстати, які за характером дії бурових коронок на вибій підрозділяються на три групи. До першої групи відносяться верстати з механічною дією на вибій свердловини. Ця група представлена верстатами обертового буріння різальними (ВБР) і шарошковими долотами (ВБШ), ударно-канатного буріння (ВБКУ) та із заглибними пневматичними молотками (ВБУ).

До другої групи відносяться бурові верстати, що забезпечують термічну, гідравлічну або підривну дію на вибій свердловини. Із цієї групи у невеликих масштабах дотепер застосовуються тільки верстати вогневого буріння типу ВБВ. Гідравлічне, підривне та інші види буріння знаходяться у стадії випробувань. До

третьої групи відносяться бурові верстати, що забезпечують комбіновану дію на вибій свердловини (ВБК) за рахунок порушення породи механічними та термічними засобами. Натепер найбільше застосування отримали станки типу ВБШ та ВБР, якими виконується відповідно 65 і 26% обсягу бурових робіт.

Виробнича продуктивність  $Q_{\delta}$  (м) бурового верстата за термін зміни визначається за формулою

$$Q_{\delta, зм} = \frac{T_{зм} \cdot K_{\delta, \delta}}{T_o + T_{\delta}}, \quad (2.20)$$

де  $T_{зм}$  – тривалість зміни, год;  $T_o$ ,  $T_{\delta}$  – відповідно час виконання основних і допоміжних операцій, які припадають на 1 м свердловини, г;  $K_{\delta, \delta}$  – коефіцієнт використання часу для безпосередньої роботи верстата,

$$K_{\delta, \delta} = [T_{зм} - (T_{н.з.} + T_n + T_{\delta, п.})] / T_{зм}, \quad (2.21)$$

де  $T_{н.з.}$ ,  $T_n$ ,  $T_{\delta, п.}$  – відповідно термін виконання підготовчо-заключних операцій, регламентованих перерв у роботі та позапланових простоїв протягом зміни, год.

Значення  $T_{н.з.}$  і  $T_n$  нормуються на кар'єрах залежно від умов організації праці й загалом становлять 0,5 – 1,0 год.

Термін основних операцій, що припадає у розрахунку на 1 м свердловини, становить

$$T_o = \frac{1}{\nu_{\delta}}, \quad (2.22)$$

де  $\nu_{\delta}$  – технічна швидкість буріння, м/год. Для орієнтовних розрахунків  $\nu_{\delta}$  приймається з табл. 2.5 [16].

Таблиця 2.5

Продуктивність бурових верстатів

Тип бурового верстата	Показник буримості гірських порід	Технічна швидкість буріння свердловин, м/год
ВБР – 125	2 – 3	18 – 22
	3 – 4	15 – 18
	4 – 5	8 – 12
ВБР – 160	2 – 3	25 – 30
	3 – 4	20 – 25
	4 – 5	14 – 16
ВБШ – 250МН	8 – 10	14 – 15
	10 – 12	11 – 12
	12 – 14	9 – 10
	14 – 16	6 – 7
ВБШ – 320	10 – 12	12 – 13
	12 – 14	10 – 11
	14 – 16	7 – 8
	16 – 18	6 – 7
ВБУ – 125	12 – 14	6 – 7
	14 – 16	5 – 6
ВБУ – 160	14 – 16	6 – 7
	16 – 18	5 – 6

При вогневому бурінні свердловин по породах середньої буримості швидкість  $v_b$  становить 3,5 – 9 м/год. У тріщинуватих породах швидкість  $v_b$  зменшується на 25 – 30% порівняно з нормою. Значення  $T_b$  визначається на підставі хронометражних досліджень. У технічних розрахунках його значення можливо приймати у межах 2 – 6,2; 5,8 – 6 та 4 – 5 хв відповідно для верстатів ВБР, ВБШ, ВБУ та ВБК. Значення  $T_{в.п}$  на кар'єрах знаходиться у межах 1 – 1,5 год.

Річна продуктивність бурових верстатів  $Q_{б.р}$  (м) визначається за формулою

$$Q_{б.р} = Q_{б.р} \cdot N \cdot n_{зм}, \quad (2.23)$$

де  $n_{зм}$  – кількість робочих змін за день; на більшості підприємств  $n_{зм} = 2$ ;  $N = 280 - 290$  – кількість робочих днів протягом року.

Робочий парк бурових верстатів  $N_{б.р}$  (од.) залежить від запланованого об'єму  $V_2$  гірничої маси (м<sup>3</sup>), яку належить оббурювати, і визначається за формулою

$$N_{б.р} = \frac{V_2}{Q_{б.р} \cdot q_{г.м}}, \quad (2.24)$$

де  $q_{г.м}$  – вихід підірваної гірничої маси з 1 м свердловини, м<sup>3</sup>;

$$q_{г.м} = [W + v(n_p - 1)] h_y a / n_p L_c, \quad (2.25)$$

де  $W$  – лінія супротиву по підшві уступу, м;  $v$  – відстань між рядами свердловин, м;  $n_p$  – кількість рядів свердловин.

Ефективне дроблення гірських порід досягається на підставі урахування питомої витрати ВР – маси заряду вибухової речовини, яка необхідна для ефективного подрібнення одиниці об'єму породи. Для співвідношення результатів підривання за еталон приймається дія вибуху на дроблення 1 м<sup>3</sup> монолітної породи з шістьма вільними поверхнями і розташуванням заряду еталонної ВР (амоніт №6ЖВ) у центрі куба й ступенем його дроблення  $n = 2$ . Еталонні **питомі витрати**  $q_e$  (г/м<sup>3</sup>) такої ВР визначаються за формулою

$$q_e = 0,2(\sigma_{ст} + \sigma_{зс} + \sigma_{роз}) + 2\gamma, \quad (2.26)$$

де  $\sigma_{ст}$ ,  $\sigma_{зс}$ ,  $\sigma_{роз}$  – межа стійкості порід відповідно діям стиску, зсуву та розтягу, МПа;  $\gamma$  – щільність породи, т/м<sup>3</sup>.

**Ступінь дроблення породи**  $n$  відповідає відношенню середнього розміру окремої у масиві  $l_{сер}$  (м) до середнього розміру куска підірваної породи  $d_{сер}$  (м). Для конкретних умов розрахункові питомі витрати ВР (г/м<sup>3</sup>) визначаються за формулою

$$q = q_e K_{пер} K_b K_m K_{сз} K_{об} K_{с.п}, \quad (2.27)$$

де  $K_{пер}$  – коефіцієнт переходу від амоніту №6 ЖВ до фактично використовуваної ВР (для алюмотолу, акватолу 35/65, гранулотолу, гранулітів, грамонітів, ігданітів, іфзанітів він дорівнює відповідно 0,83; 1,1; 1,2; 0,89 – 1,19; 1,01 – 1,26;



1,13; 1,08 – 1,2);  $K_d$  – коефіцієнт, що враховує необхідний ступінь дроблення;  $K_d = 0,5 / d_{сер}$ ;  $K_m$  – коефіцієнт, що враховує вплив тріщинуватості порід;  $K_m \approx 1,21 + 0,2$ ;  $K_{c.з}$  – коефіцієнт, що враховує ступінь зосередженості зарядів ВР; у легко-, середньо- та важкоруйнівних породах при  $d_c = 100$  мм він дорівнює відповідно 0,95 – 1; 0,8 – 0,9; 0,7 – 0,8; при  $d_c = 300$  мм – 1,05 – 1,1; 1,2 – 1,25; 1,35 – 1,4; при  $d_c = 200$  мм  $K_{c.з} \approx 1,0$ ;  $K_{об}$  – поправочний коефіцієнт, що враховує об'єм підриваємої породи,  $K_{об} = \sqrt[3]{\frac{15}{h_y}}$  – для уступів висотою 15 – 18 м;  $K_{об} = \sqrt[3]{\frac{h_y}{15}}$  – для уступів висотою понад 18 м;  $K_{c.n}$  – коефіцієнт, що враховує місцезположення заряду та кількість вільних поверхонь; при одній, двох, трьох, чотирьох, п'яти та шести вільних поверхнях він дорівнює відповідно 10, 8, 6, 4, 2, 1.

## 2.9. Технологічна характеристика підривних робіт

**Підривні роботи** – складний комплекс пов'язаних між собою операцій: вибір методу підривних робіт та підривних матеріалів (ПМ), які містять вибухові речовини (ВР) і засоби підривання (ЗП); розробка схем розміщення зарядів; визначення величини кожного заряду; встановлення засобів і способів послідовності підривання тощо. Історія розвитку підривних робіт тісно пов'язана як з розвитком виробництва ВР, так і з появою та становленням гірничодобувної промисловості. Першою ВР, що винайдена людиною, був чорний порох, який спочатку застосовували у військовій справі. Перші історичні відомості про використання пороху в господарчих цілях відносяться до XVI століття, коли його використовували при розчищенні неглибоких ділянок річок для проходу суден. Поштовх до розвитку підривних робіт був пов'язаний з появою нових потужних ВР і ЗП у першій половині та на початку другої половини XIX століття, що в основному обумовлено швидким розвитком гірничодобувної промисловості. У 1812 році російський учений П.Л. Шиллінг винайшов електрозаймач зарядів ВР – прообраз сучасних електродетонаторів. Починаючи з 1832 р., відкрито цілу низку ВР, отриманих у результаті обробки органічних речовин азотною кислотою. У 1846 р. було винайдено дві потужні ВР – нітрогліцерин та піроксилін, на основі яких М.М. Зінін і В.Ф. Петрушевський отримали більш безпечні ВР, названі динамітами. У 1863 році відкрито тротил, а у 1867 р. шведськими вченими Ольсеном і Норбітом отримано амоніти, які потім почали використовувати практично скрізь у гірничодобувній промисловості. У 1877 р. отримано тетрил, а на початку XX століття почали застосовувати тен і гексоген. У післявоєнний період значні роботи з удосконалення асортименту потужних гранульованих і запобіжних ВР було проведено радянськими вченими. У цій галузі велика заслуга належить радянським ученим М.М. Семенову, М.А. Лаврентьєву, Я.Б. Зельдовичу, Ю.Б. Харитону, М.А. Садовському, М.В. Мельникову та багатьом іншим.

У широкому розумінні **вибухом** зветься надзвичайно швидка зміна стану речовини, яка супроводжується багатошвидкісним перетворенням її потенційної енергії у механічну роботу. У гірничодобувній промисловості практично

всюди використовуються **хімічні вибухи**, які можна характеризувати як надзвичайно швидке хімічне перетворення речовини, що супроводжується виділенням великої кількості тепла і газів, що виконують роботу за рахунок різкого підвищення тиску у місці їх утворення. При цьому **вибуховими речовинами** називаються хімічні з'єднання чи механічні суміші, що під дією зовнішнього імпульсу спроможні вибухати. Процес вибуху характеризується великою концентрацією енергії в об'ємі ВР, надзвуковою швидкістю її виділення з утворенням великої кількості газів (600 – 1000 л/кг), нагрітих до температури 2500 – 4500 К, і ударною хвилею [19].

До складу промислових ВР, як правило, входять кілька компонентів, які забезпечують необхідний процес течії реакції вибуху, основними з яких є:

– **окислювачі** – речовини, що містять надлишковий кисень, який витрачається під час вибуху на окислення горючих елементів. За окислювачі використовують, наприклад, аміачну, натрієву та калієву селітри;

– **горючі домішки** – тверді чи рідинні речовини, які містять вуглець і водень, наприклад, деревне борошно, тонкоподрібнене вугілля, бавовникову макуху, алюмінієву пудру, мінеральне масло тощо. Вони сприяють підвищенню енергії вибуху;

– **сенсibiliзатори** – речовини, що вводяться до складу ВР для підвищення його чутливості до початкового імпульсу. Як правило, для цього використовують високочутливі ВР у такій кількості, щоб отримати потрібну чутливість сумішної ВР;

– **стабілізатори** – домішки для підвищення фізичної й хімічної стійкості ВР (крейда, сода, деревне борошно тощо);

– **флегматизатори** – домішки для зниження чутливості ВР до механічної дії, що забезпечують більш безпечні умови її використання (вазелін, парафін, тальк, мінеральні масла);

– **полум'ягасники** – домішки для зниження температури вибуху ВР. Уводяться тільки до складу запобіжних ВР, придатних для ведення підричних робіт у шахтах, небезпечних по газу і пилу. Як полум'ягасники використовують хлористий калій, хлористий натрій, хлористий амоній тощо.

Перелічені компоненти забезпечують достатню ефективність ВР і безпечність її використання у належних гірничо-геологічних умовах ведення підричних робіт.

Усі ВР класифікують за низкою ознак.

#### 1. За фізичним станом:

- газові суміші (метан + повітря);
- рідинні речовини (нітрогліцерин, нітрогліколь);
- суміші рідинних речовин (нітробензол + азотна кислота);
- суміші рідинних і твердих речовин (динаміт: нітрогліцерин + селітра);
- тверді речовини та їх суміші (амоніт: тротил + аміачна селітра).

#### 2. За складом:

- хімічні з'єднання (індивідуальні ВР);
- механічні суміші підричних хімічних з'єднань або їх суміші з невибуховими компонентами (сумішні ВР).

### 3. За областю використання:

- ініціувальні (для виготовлення засобів підривання);
- другорядні ініціувальні (для виготовлення сумішних промислових ВР і засобів підривання);
- промислові (для підривних робіт у різноманітних галузях народного господарства).

### 4. За умовами використання:

- I клас – незапобіжні ВР тільки для відкритих гірничих робіт (колір патрона білий);
- II клас – незапобіжні ВР для підземних робіт у шахтах, безпечних по газу і пилу (колір патрона червоний);
- III клас – запобіжні ВР для робіт з породою і рудою у шахтах, небезпечних по газу і пилу (колір патрона синій);
- IV клас – запобіжні ВР для робіт з вугіллям і породою у шахтах, небезпечних по газу і пилу (колір патрона жовтий);
- V клас – ВР підвищеної запобіжності (спецпатрони ПВП-ІУ і ПВП-ІА);
- VI клас – ВР високої запобіжності (спецпатрони СП-1);
- VII клас – запобіжні ВР для робіт у сірчаних, нафтових та озокеритових шахтах (колір патрона зелений); термостійкі ВР для робіт у нафтових і газових свердловинах (колір патрона чорний).

### 5. За характером дії на навколишнє середовище:

- високобризантні (швидкість детонації 5000 – 9000 м/с);
- бризантні (швидкість детонації 3500 – 4500 м/с);
- низькобризантні (швидкість детонації 2000 – 3500 м/с);
- металеві (швидкість детонації менше 1000 м/с).

### 6. За механічним станом:

- порошкоподібні;
- гранульовані;
- пресовані;
- литі;
- пластичні;
- такі, що ллються.

Сучасний стан використання енергії вибуху у видобувних галузях промисловості розвинутих зарубіжних країн характеризується широким застосуванням ВР місцевого приготування замість заводського, повною механізацією всіх процесів їх виготовлення і заряджання в свердловини при високому рівні технологічної безпеки цих процесів. Зазначене стосується й емульсійних ВР (ЕВР) та їх сумішей з найпростішими ВР типу аміачна селітра-дизельне пальне (АС-ДП) – "важкі AN-FO" в зарубіжній термінології [19, 20].

Основні переваги ЕВР – їх високі безпечність, водостійкість та можливість легко змінювати вибухові властивості залежно від структурно-міцнісних властивостей породних масивів. **Водостійкість** є дуже важливою експлуатаційно характеристикою ВР, яка значною мірою визначає область її практичного застосування й поширення. До недавньої пори в асортименті промислових ВР України тільки один гранулотол мав високу водостійкість. Але він є дорогою і канцерогенною речовиною, від якої вже давно відмовилися у більшості розвинутих країн при руйнуванні гірських порід на кар'єрах. На даний час в Україні

допущено до промислового використання ЕВР україніт-ПП-1 та емульхім-ШМ; проходять приймальні промислові випробування пауергель Р70 і пауергель Р80.

Розробниками наливної емульсійної вибухової речовини підвищеної потужності україніт-ПП-1 (у російській транскрипції ПМ) є Національний гірничий і Український державний хіміко-технологічний університети (м. Дніпропетровськ) та ТОВ "ЕККОМ". Метою роботи було створення водостійкої емульсійної вибухової речовини для дроблення міцних і дуже міцних гірських порід методом свердловинних зарядів на кар'єрах, що обслуговуються ВАТ "ПВП "Кривбасвибухпром" і ДП "Запоріжвибухпром". Передбачалося виготовляти україніт-ПП-1 і заряджати його в свердловини за допомогою ЗЗМ типу "Аква-тол". При цьому вибухова речовина повинна створюватися тільки після змішування непідірваних компонентів у ЗЗМ на місці ведення підірваних робіт. Україніт виготовляють з української сировини. Розроблення україніту-ПП-1 ґрунтувалося на результатах дослідження та випробування ЕВР україніт-Д, які проводилися з 1993 р. під керівництвом проф. Р.С. Крисіна. У результаті проведених досліджень розроблена емульсійна вибухова речовина підвищеної потужності україніт-ПП-1, що не має аналогів у світовій практиці й відрізняється від зарубіжних ЕВР способом сенсibiliзації емульсійної матриці, високим рівнем густини та безпечністю при виготовленні й застосуванні. Неконтрольовані підірвані та фізико-хімічні характеристики україніту-ПП-1 наведено в табл. 2.6.

Таблиця 2.6

Властивості україніту-ПП-1

Показник	Нормативні значення показників
Кисневий баланс, %	від мінус 0,05 до мінус 4,3
Розрахункова теплота вибуху, кДж/кг	4100 – 4400
Об'єм газів, л/кг	721 – 750
Чутливість до капсуля-детонатора	не чутливий
Повнота детонації заряду в паперовій або поліетиленовій оболонці діаметром 200 мм від шашки-детонатора Т-400Г або ТГ-500	повна
Критичний діаметр у сталевій оболонці, мм	120 – 150
Швидкість детонації, м/с	4300 – 4400
Показник відносної працездатності за об'ємом викиду ґрунту ( $V_y / V_{79/21}$ )*	1,2 – 1,4
Показник відносної бризантності $\delta = d_{cy} / d_{c79/21}$ *	0,8 – 0,95
Чутливість до удару за ДСТУ 4545: - нижня межа на приладі № 2, мм - частість вибухів (при вантажі 10 кг і висоті його скидання 250 мм) на приладі № 1, %	більше 5000  0
Чутливість до тертя на приладі ВАМ при навантаженні, Н	324 – 360
Водостійкість (при контакті з водою 24 год), кг/см <sup>3</sup>	не більше 0,02
Кількість шкідливих газів у перерахунку на СО, л/кг	не більше 21,4
Густина (кг/м <sup>3</sup> ) при температурі (20±1)°С	1500 – 1650

\*  $V_y, d_{cy}$  – об'єм викиду ґрунту і середній розмір куска породи при використанні україніту-ПП-1;  $V_{79/21}, d_{c79/21}$  – те ж саме при використанні грамоніту 79/21.

Згідно з ТУ У 24.6-00190934-001-2003 українїт-ПП-1 складається з двох компонентів: емульсійної матриці (емульком) – 93 – 96% та промпродукту НМПП-4 (сенсibilізатор) – 4 – 7%.

## 2.10. Порядок розрахунку свердловинних зарядів

Розташування підричних свердловин на уступі може бути одно- і багаторядним. Як правило, гірські породи відбивають від масиву за допомогою підривання декількох рядів свердловин (рис. 2.13). Основними параметрами орієнтування свердловин у просторі є відстань  $a$  (м) між ними в ряду, відстань  $b$  (м) між рядами та лінія опору на рівні підшви уступу  $W$  (м). Суттєвий вплив на рівень дроблення порід має величина  $W$ , яка залежить від діаметра свердловин, висоти уступу і кута нахилу його укосу, а також потужності ВР і щільності її зарядження. Мінімальне значення  $W_{min}$  (м), що задовольняє умовам безпечного буріння, визначається за формулою

$$W_{min} \geq h_y \operatorname{ctg} \alpha_y + l_{e.c}, \quad (2.28)$$

де  $l_{e.c}$  – мінімальна відстань від осі свердловини першого ряду до верхньої брівки уступу, м. За [14]  $l_{e.c} = 3$  м.

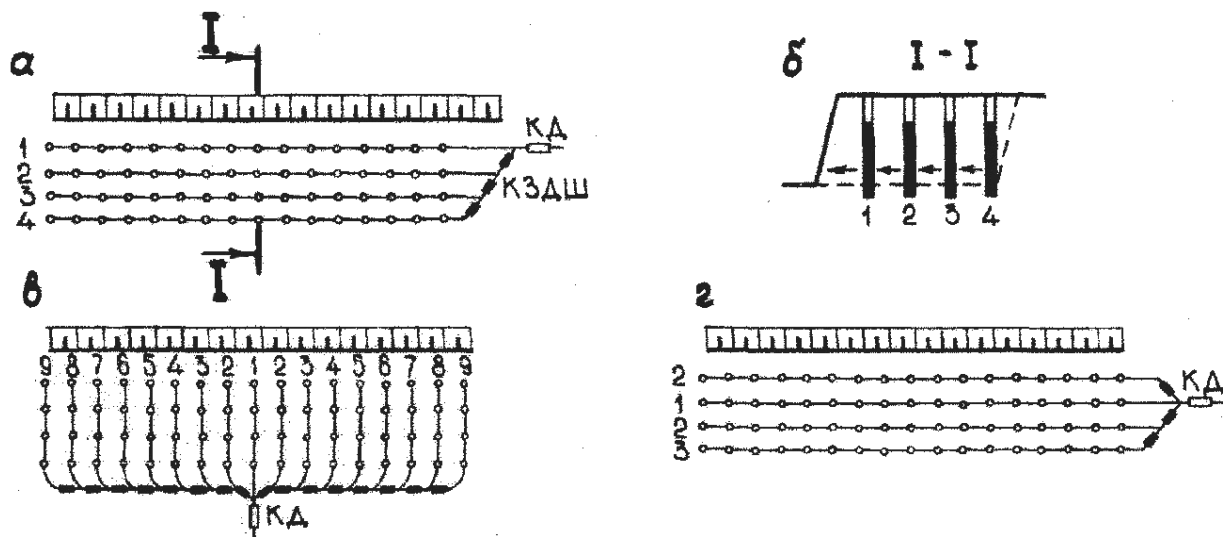


Рис. 2.13. Схеми ініціювання свердловинних зарядів при короткоуповільненому підриванні (цифрами показана послідовність підривання рядів): а – порядна; в – врубова поздовжня; г – врубова поперечна; КД – капсоль-детонатор; КЗДШ – уповільнювачі підривання

Практично встановлено, що для легкопідричних порід  $W = (40 - 45)d_c$ ,  $q = (0,2 - 0,4)$ , кг; для середньопідричних порід  $W = (35 - 40)d_c$ ,  $q = (0,4 - 0,6)$ , кг; для важкопідричних  $W = (25 - 35)d_c$ ,  $q = (0,6 - 1,1)$ , кг. Значення відстані між свердловинами у ряді  $a$  і між рядами  $b$  вибирають такими, щоб набути рівномірного розосередження ВР у масиві. Їх значення приймають з урахуванням величини  $m_b = a : W$ , яку називають **коефіцієнт зближення свердловин**. За умо-

вами якісного дроблення для легкопідричних порід  $m_6 = 1,1 - 1,4$ ; середньопідричних –  $m_6 = 1,0 - 1,1$ ; важкопідричних  $m_6 = 0,75 - 1,0$ . За умовами проведення розкривних виробок з однією відкритою площиною сітку свердловин зменшують на 20%.

Підривання свердловинних зарядів може бути миттєвим і короткоуповільненим. Останнє дозволяє збільшити відстань між свердловинами за рахунок більш повного використання енергії вибуху та знизити сейсмічну дію на докілья. Короткоуповільнене підривання може бути реалізовано за рахунок різної послідовності схем ініціювання зарядів (рис. 2.13), що дозволяє порівняно із миттєвим забезпечити потрібне керування розвалом подрібнених порід, зменшення виходу негабариту, знизити потребу ВР на 10 – 15% та більш якісно проробляти підшову уступу. Інтервал уповільнення між свердловинами змінюється у межах 5 – 250 мс.

Маса свердловинного заряду ВР  $Q_3$  (кг) визначається за формулою

$$Q_3 = qV_n, \quad (2.29)$$

де  $q$  – питома витрата ВР, кг/м<sup>3</sup>;  $V_n$  – об'єм породи, що підривається зарядом, м<sup>3</sup>.

На практиці масу заряду розраховують наступним чином:

– для свердловин першого ряду

$$Q_{3,1} = qW_6 h_y a, \quad (2.30)$$

– для свердловин наступних рядів

$$Q_{3,n} = qv h_y a. \quad (2.31)$$

Довжина забивки суцільного заряду  $l_{заб}$  (м) визначається за емпіричною формулою

$$l_{заб} = \mu_3 W, \quad (2.32)$$

де  $\mu_3 = 0,4 - 0,7$  – коефіцієнт забивки.

Вміст ВР у розрахунку на 1 м довжини свердловини  $P_{в,р}$  (кг) становить

$$P_{в,р} = 7,85 d_c^2 \Delta, \quad (2.33)$$

де  $d_c$  – діаметр свердловини, дм;  $\Delta$  – щільність зарядження ВР у свердловини, кг/дм<sup>3</sup>.

При ручному й механізованому заряджанні свердловин щільність насипних ВР дорівнює відповідно 0,9 і 1,0 кг/дм<sup>3</sup>, а при використанні водонаповнених ВР і механізованому заряджанні – 1,4 – 1,6 кг/дм<sup>3</sup>.

Якість підриваної гірничої маси, поперечна форма розвалу, його ширина й висота залежать від структури породи в масиві, величини зарядів, розташування їх відносно укосу уступу та напрямку й порядку підривання. При цьому технологія підричних робіт може передбачати як одно-, так і багаторядне буріння вертикальних або похилих свердловин діаметром до 250 – 320 мм на уступах висотою від 10 – 15 до 30 – 45 м і більше. При цьому практикується миттєве й короткоуповільнене підривання на підібраний вибій або ж з формуванням під-

пiрної стiнки з ранiш пiдрваних порiд висотою на всю чи тiльки нижню частину уступу. За [20] ширина розвалу гiрничої маси  $B_p$  (м) при уступному пiдриваннi визначається за формулою

$$B_p = B_o + (n_p - 1)e, \text{ м}, \quad (2.34)$$

де  $B_o$  – ширина розвалу породи при однорядному миттєвому пiдриваннi, м;

$$B_o = 3,5h_y \sqrt[4]{F} \cdot \sqrt[3]{\frac{q}{h_g}} (0,65 + 0,35 \cos \varphi), \quad (2.35)$$

$h_y$  – висота уступу, м;  $F$  – мiцнiсть порiд за БНiП;  $q$  – питоми витрати ВР, кг/м<sup>3</sup>;  $\varphi$  – кут нахилу лiнii одночасно пiдриваємих зарядiв до поздовжньої лiнii укусу уступу, град;  $n_p$  – кiлькiсть рядiв пiдриваємих свердловин, м.

Висота розвалу подрiбної вибухом породи  $h_p$  (м) становить

$$h_p = h_y \sqrt[4]{\frac{n_p}{h_y \cdot q}}, \quad (2.36)$$

При однорядному пiдриваннi порiд зазвичай висота розвалу становить  $h_{p.o} = (0,5 - 0,8)h_y$ . При цьому досягнення ширини й висоти розвалу у потрiбних межах ведуть за рахунок змiни значень питомої витрати ВР, лiнii опору по пiдошви та вмісту вибухової речовини у свердловинi. Це дає змогу одержувати потрiбний розмiр кускiв породи залежно вiд її фiзико-механiчних характеристик.

При багаторядному пiдриваннi на пiдбраний вибiй коефiцiєнт розпушення порiд змiнюється по ширинi пiдриваємого блока в наступному порядку. Для першого ряду свердловин вiн вiдповiдає значенню  $K_p$  для однорядного пiдривання, для другого й третього рядiв – його величина зменшується на 8 – 10%, для четвертого й п'ятого рядiв на 12 – 15%, для шостого-восьмого – на 20 – 30%. Пiдривання порiд у затиснутому середовищi для умов з формуванням здвоєних i строєних уступiв, з пiдпiрною стiнкою на всю їх висоту або частково супроводжується зменшенням коефiцiєнта розпушення у нижнiй частинi розвалу до  $K_{p.n} = 1,03 - 1,1$ ; в середнiй –  $K_{p.c} = 1,12 - 1,2$  i у верхнiй –  $K_{p.v} = 1,3 - 1,5$ . При збiльшеннi кiлькостi рядiв свердловин до 5 – 8 висота розвалу в середнiй i тильнiй його частинах перевищує висоту уступу на 5 – 30%, а при пiдриваннi у затиснутому середовищi – на 15 – 40%. Вiдповiдно до дiючих Правил безпеки [21] при подiлi висоти розвалу пiдрваних порiд на пiдуступи (рис. 2.14) верхнiй з них має висоту  $h_g \leq 1,5H_{ч.max}$ , а нижчi –  $h_n \leq H_{ч.min}$ , де  $H_{ч.max}$  – максимальна висота черпання прямої мехлопати, м.

Перевагою способу пiдривання гiрничої маси з пiдпiрною стiнкою, яка сформована з неприбраного вiд укусу уступу шару пiдрваної ранiше породи, є рiзке зменшення ширини розвалу та робочої площадки у цiлому. Це дозволяє суттєво збiльшити значення кута укусу робочого борту кар'єру, й завдяки цьому здiйснювати керування процесом виймання порiд розкритву на досить великому термiнi його експлуатацiї.

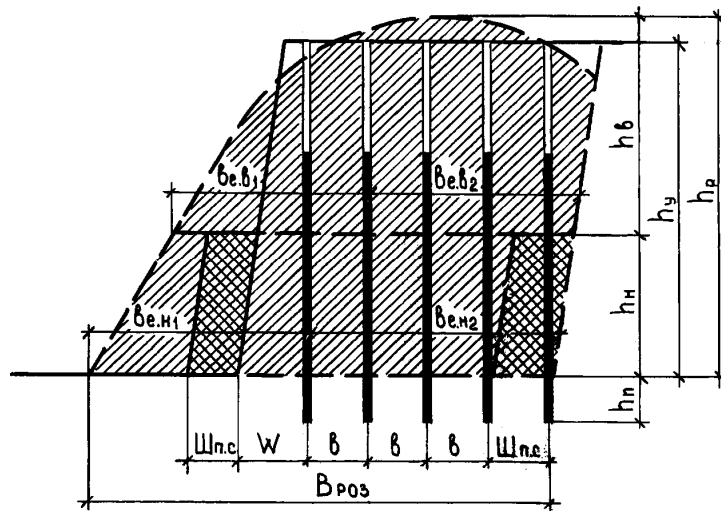


Рис. 2.14. Схема підривання високого уступу:  $h_y$ ,  $h_p$  – висота уступу до і після підривання, м;  $h_в$ ,  $h_н$  – висота верхнього і нижнього підуступів, м;  $W$  – значення лінії опору по підшві першого ряду свердловин, м;  $b_{e.в.1}$ ,  $b_{e.в.2}$ ,  $b_{e.н.1}$ ,  $b_{e.н.2}$  – ширина екскаваторної західки при відпрацюванні верхнього та нижнього підуступів, м;  $Ш_{п.с}$  – ширина підпірної стінки, м

Більш детальний розгляд питань з теорії і практики буропідривних робіт, їх механізації, організації й охорони праці наведено у [46], що використовується при вивченні курсу “Технологія та безпека виконання підривних робіт” студентами НГУ на другому році навчання.

## 2.11. Дроблення негабаритних кусків породи

У процесі підривної підготовки гірничої маси вибухом частина її не руйнується до розміру габаритного куска. Крім того, внаслідок неякісного оббурювання уступу в його підшві після вибуху залишаються непророблені ділянки – пороги. Вихід негабариту на кар’єрах у середньому становить 1,5 – 2,5%, що обумовлено мінімальними вимогами до якості дроблення скельних порід розкриття та певною крупністю кусків корисних копалин за умов їх подальшої переробки. За методикою ДППРОРУДи вихід негабариту може бути визначений відповідно максимальних лінійних розмірів кондиційного куска й ступеня тріщинуватості порід у масиві з урахуванням прийнятого способу підготовки вибухом (табл. 2.7).

Руйнування негабаритів здійснюють за рахунок дії вибуху або ж механічного, термічного й електротермічного способів. Підривний спосіб здійснюється методами накладених і шпурових зарядів. **Метод накладених зарядів** застосовується при порушенні крихких і легкодробимих порід у невеликому обсязі. Звичайно витрати вибухової речовини (ВР) становлять 2 – 2,5 кг/м<sup>3</sup>. Накладений заряд розміщується на поверхні негабариту товщиною 4 – 5 см і прикривається шаром глини або піску товщиною понад 5 см по всій його площі (рис. 2.15). Для підвищення ефективності накладених зарядів використовують також спеціальні заряди потужних ВР із кумулятивним вийманням у донній частині, що дозволяє зменшити витрати вибухової речовини у 5 – 7 разів.



Вихід негабаритних кусків при дробленні гірничої маси вертикальними свердловинами, %

Лінійний розмір кондиційного куска, м	Категорія порід за ступенем тріщинуватості				
	I	II	III	IV	V
0,50	1,0	3,5	11	17	26
0,75	0,5	3,0	10	16	25
1,00	–	1,0	4	13	18
1,20	–	0,5	2	6	9
1,50	–	–	–	2	4

При шпурових зарядах діаметр шпурів становить 25 – 60 мм, глибина їх не перевищує половини діаметра негабариту, але не менше 30 – 35 см, питомі витрати ВР змінюються у межах 0,1 – 0,3 кг/м<sup>3</sup>. Для буріння шпурів використовуються ручні перфоратори. З метою зменшення радіуса розльоту кусків руйнуємої породи й витрати ВР в шпури закладають малі заряди вискобризантної ВР і заповнюють їх водою або розчинами різних солей. Внаслідок малого стискання води ударна хвиля забезпечує потужну енергію вибуху на порівняно великій відстані від заряду. Мінімально допустимий рівень води в шпурі 10 – 12 см. Зимом використовують 10 – 15% розчин повареної солі або аміачної селітри, який заливають до шпурів безпосередньо перед вибухом. Підривні роботи потребують спеціального поводження й забезпечення охоронною зоною під час проведення, супроводжуються певною ручною працею.

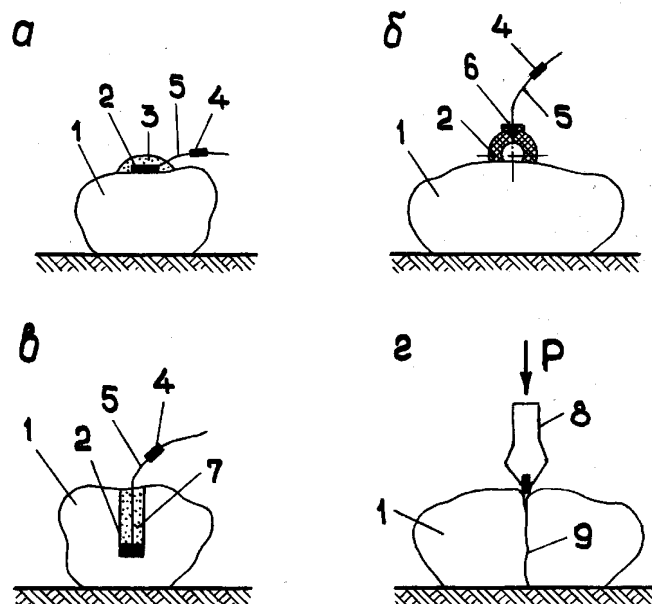


Рис. 2.15. Схеми руйнування негабаритних кусків породи: а – накладений заряд; б – кумулятивний заряд; в – шпуровий заряд; г – руйнування бутобоєм;  $P$  – робочий тиск, МПа; 1 – негабарит; 2 – заряд; 3 – накладена забивка; 4 – уповільнювач підривання; 5 – детонувальний шнур; 6 – детонатор; 7 – забивка; 8 – долото бутобою; 9 – тріщина розколу

Механічний спосіб дроблення негабариту технічно більш безпечний і продуктивний. Ґрунтується він на використанні сили падаючого металевого тіла масою 1,5 – 5 т, яке навішується підйомним канатом до крана чи екскаватора. Тіло має форму шару чи циліндра.

Ефективність дроблення негабаритних кусків породи значно підвищується за рахунок застосування механічного їх руйнування спеціальними бутобоями. Найбільшого поширення з них знайшли гідромолоти з використанням енергії стиснутої рідини чи повітря, які виготовляються фірмами ATLAS COPCO, RAMMER, DeltaFINE, DAEMO тощо (рис. 2.16).

Конструктивно **гідромолот** являє собою циліндр, в якому під дією тиску масла переміщується поршень з робочим інструментом у вигляді долота, кінцівкою якого порушується порода. Гідромолот навішується на несучу машину або екскаватор. Робоча маса гідромолота різних модифікацій коливається у межах 123 – 3950 кг. Сила удару становить 130 – 9830 Дж, робочий тиск змінюється від 9 – 12 до 16 – 18 МПа, витрати масла від 20 – 50 до 190 – 350 л/хв. Число ударів у машин меншої ваги більше і знижується з їх масою у межах від 800 – 1400 до 230 – 320 уд/хв. Робочий інструмент виготовляється у вигляді піки діаметром 40 – 180 мм і довжиною 345 – 884 мм. Для загального користування застосовують піку з кінцівкою точкового типу, для дроблення негабариту – з тупою, для руйнування бетону й шаруватого каменю – з пірамідальною кінцівкою. Для ущільнення ґрунту звичайно застосовують піку з трамбувальною плитою на кінці.

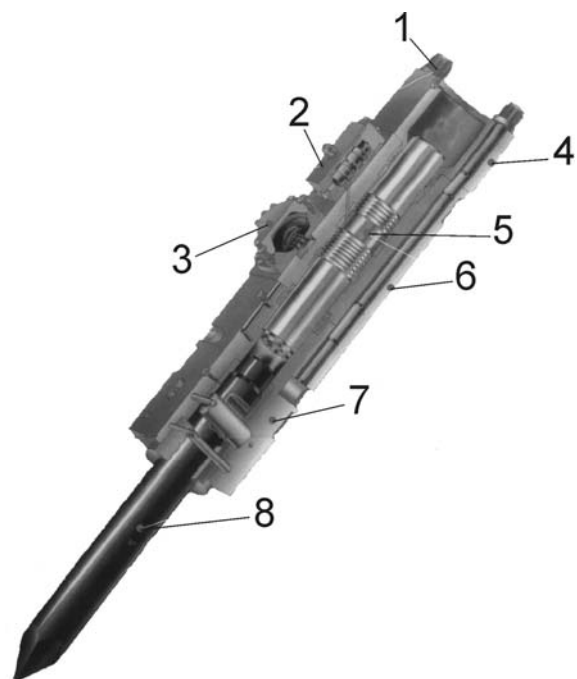


Рис. 2.16. Схема гідромолота для подрібнення негабаритних кусків породи: а – загальний вигляд; б – конструктивна схема: 1 – поздовжній штафт; 2 – контрольний клапан; 3 – акумулятор; 4 – верхня головка; 5 – поршень; 6 – циліндр; 7 – передня головка; 8 – піка

Вибір технічної характеристики бутобою визначається залежно від потрібної енергії удару та частоти його нанесення при руйнуванні негабариту. Збільшення міцності породи потребує більшої величини енергії удару. При цьому кількість ударів зменшується. Енергія удару гідромолота повинна бути такою, щоб негабаритний кусок руйнувався не більше чим за 15 – 30 с. Продуктивність бутобою залежить від його технічних даних і зі збільшенням робочої маси зростає до 1000 м<sup>3</sup> руйнованих об'єктів за восьмигодинну зміну (рис. 2.17).

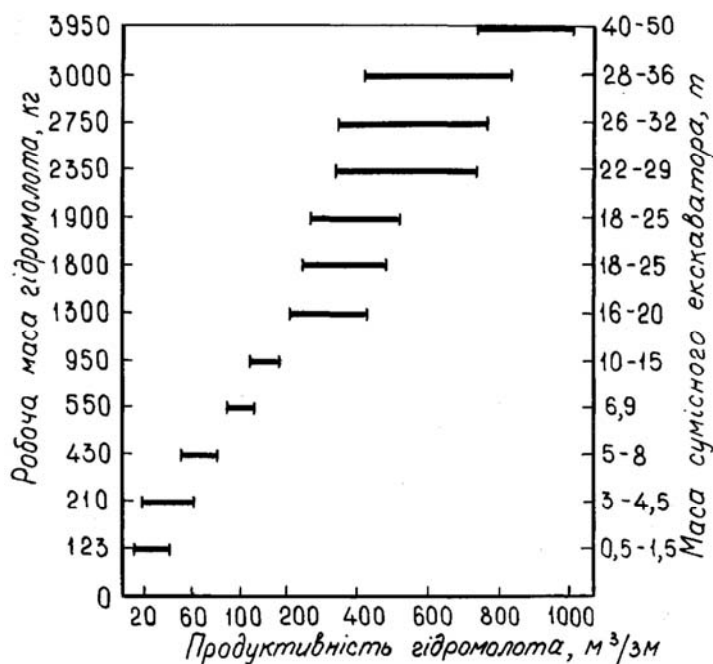


Рис. 2.17. Графік залежності продуктивності гідромолота (м<sup>3</sup>/зм) від його робочої маси (кг) і маси сумісного екскаватора (т)

Загальною умовою доцільного застосування механічного порушення негабаритів є те, що маса гідромолота повинна становити приблизно 10% від маси комплектуючого екскаватора, але не перевищувати ваги його навантаженого ковша з породою. Зменшення маси гідромолота з одного боку призводить до зниження навантаження на робоче обладнання екскаватора при керуванні процесом руйнування негабаритних кусків. Проте з другого боку збільшення його маси потребує менших зусиль для руйнування негабаритів та вібрації, що передається на базовий екскаватор.

Як правило, параметри гідромолота запроектовані такими, щоб при роботі без взаємодії з руйнованою породою рівень вібрації на базовій машині був у межах санітарних норм. У той же час рівень вібрації підвищується при зануренні піки до руйнованої породи за кожний удар, що негативно впливає на металоконструкції базового екскаватора. Таким чином, при визначенні потрібної конструкції гідромолота треба враховувати не тільки показники його характеристики, а й умови подальшої експлуатації, інтенсивності використання та щільності руйнованого матеріалу.

Термічні й електротермічні способи дроблення негабаритних кусків ґрунтуються на місцевому їх нагріванні з застосуванням різноманітних джерел теп-

ла за рахунок дії реактивних горілок, електричних розрядів тощо. На деяких кар'єрах у невеликому обсязі застосовують низькочастотне нагрівання негабаритів током промислової частоти невеликої напруги. Продуктивність таких робіт низька.

## 2.12. Організація буропідричних робіт для забезпечення стійкості бортів кар'єрів

Стійкість масиву гірських порід, його стан після проведення підричних робіт, якісні й кількісні показники БПР значною мірою залежать від наявності й розташування природних або технологічних тріщин. У Кривбасі родовища залізистих кварцитів і вміщуючої породи мають складне залягання, повсюдно порушені тріщинами найрізноманітнішого орієнтування й розмірів. За довжиною вони підрозділяються на мікро- і макротріщини. Більші розриви суцільності відносять до розломів і називають розривними тектонічними порушеннями. Перетинаючись, тріщини утворюють упорядковані (закономірні) й неупорядковані (хаотичні) системи. Наявність дзеркал ковзань свідчить про переміщення стінок тріщини одна відносно одної. При цьому порядок з розкриттям тріщин поблизу поверхні землі значно збільшується, що сильно послаблює фундаменти під спорудами, зменшує стійкість бортів кар'єрів.

Після підривання уступу по своїй висоті, як правило, розділяються на 2 – 3 зони, кожна з яких має свої міцності властивості й, відповідно, стійкість. Верхня, найбільш порушена, зона уступу утворюється від безпосереднього впливу на неї зарядів ВР, що перебувають у перебуванні свердловини розташованого вище уступу. Нижня зона в подошві уступу одержує менший вплив вибуху й руйнується меншою мірою. Між ними виділяється проміжна зона, що залежно від властивостей масиву, потужності ВР і висоти уступу має різну потужність. У свою чергу верхня зона за характером впливу зарядів та інтенсивності руйнування може бути поділена на дві підзони. Одна з них перебуває вище напрямку буріння свердловин, а друга нижче. У конкретних умовах кожна із цих зон буде формувати певний кут укосу уступу. При цьому укіс буде мати опуклий профіль і складатися з чотирьох елементів. В анізотропному масиві кількість елементів укосу може бути більшою, що й спостерігається на практиці.

Розміри зон руйнувань порід пов'язані з кількістю підриваних одночасно свердловин, потужністю ВР, структурно-тектонічними особливостями гірського масиву, міцнісними властивостями гірських порід, параметрами буропідричних робіт тощо. Наявність у масиві тріщин, орієнтованих паралельно укосу, різко знижує радіус дії заряду вглиб масиву за рахунок відбиття вибухових хвиль. У масиві є тріщини, які розташовані діагонально до простягання укосу уступу й особливо, коли вони збігаються з напрямками рядів свердловин, що підриваються послідовно, заколи від них поширюються на більші відстані.

З рис. 2.18 видно, що порушення законтурного масиву при підриванні проявляється на поверхні на відстані до 100 діаметрів свердловин  $d_c$ , у подошві – від 10 до  $30d_c$ , уздовж осі свердловини та її дна – до глибини  $5 - 7d_c$ . У разі застосування похилих свердловин розміри зони порушень можна істотно зни-

зити. При куті нахилу свердловини  $\alpha_{св} = 75^\circ$  ширина зони переміщення наполовину менше, ніж при вертикальних, а при  $\alpha_{св} = 60^\circ$ , вона зовсім зникає. Загальна порушеність масиву при  $\alpha_{св} = 60 - 70^\circ$  і діагональній схемі підривання в 1,5 – 2 рази менше, ніж при вертикальних свердловинах.

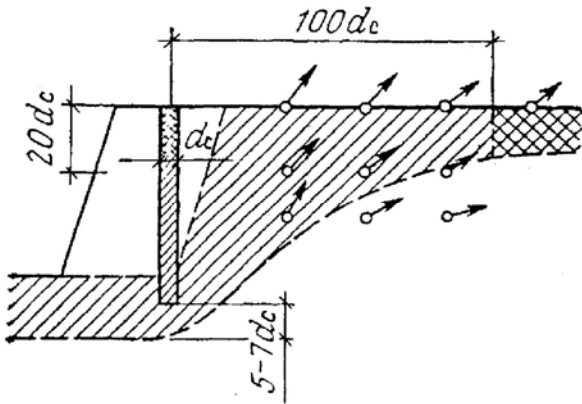


Рис. 2.18. Схема порушення законтурного масиву:  $d_c$  – діаметр свердловини, мм; стрілками показано напрямки переміщення вибухової хвилі

Зменшення швидкості зсуву при підриванні похилими свердловинами у порівнянні з вертикальними обумовлено зменшенням опору масиву дії вибуху. При цьому зменшується дія зарядів у масиву, а також зменшується закидання породи на верхню брівку вибою. Крім того, стійкість укосів бортів і окремих уступів у їх кінцевому положенні, а також при відпрацюванні малопотужних похилих і крутих рудних тіл з метою зменшення втрат та засмічення корисної копалини забезпечуються за допомогою контурного підривання свердловин. При цьому застосовують два основних методи контурного підривання: **попереднього щілиноутворення**, коли по проектному контуру борту кар'єру попередньо, до підходу гірничих робіт, вибурають і підривають ряд зближених свердловин малого (60 – 125 мм) або звичайного діаметра, та **завершального контурного підривання**, коли розпушуваний масив декілька не дороблюється до проектного контуру і залишена гірничої маси підривається тільки одним контурним рядом і тим самим формується погашений борт.

При попередньому щілиноутворенні контурні заряди підриваються сумісно із зарядами дроблення з випередженням: у щільних породах не менше за 75 мс, у породах середньої щільності не менше 100 мс. Сформована таким чином щілина попереджає проникненню заколів від підривання основних свердловин рихлення за межі кар'єру. При цьому одним з найважливіших технологічних параметрів є щільність заряджання й відстань між сусідніми свердловинами. У свою чергу ці параметри залежать від фізико-механічних властивостей порід і характеристик вибухових речовин.

Відстань між зарядами  $a$  (м) можна визначити за формулою ГІДРОСПЕЦ-БУДу

$$a = 22d_c K_z K_y, \quad (2.37)$$

де  $K_z$  – коефіцієнт затискання, при роботі на косогорі або уступі; при кількості рядів свердловин розпушування більше трьох  $K_z = 1$ ; при меншій кількості рядів  $K_z = 1,1$ ;  $K_y$  – коефіцієнт геологічних умов;  $K_y = 1$  за відсутності яскраво вира-

женої системи нашарування або тріщинуватості;  $K_y = 0,9$  – при куті між пануючою системою тріщин і щілиною попереднього відколу, рівному  $90^\circ$ ;  $K_y = 85$  при куті  $20 - 70^\circ$ ;  $K_y = 1,15$  – при горизонтальному заляганні, а також при збігу геологічних площин із щілиною відриву.

При використанні контурних свердловин діаметром 105 мм лінійну щільність заряджання в породах міцних, не порушених процесами вивітрювання, рекомендується приймати в межах 0,4 – 0,6 кг/м; у породах середньої міцності, зверху вивітрілих – нижню частину свердловин заряджають із щільністю 0,4 кг/м, а верхню – 0,2 – 0,3 кг/м. У слабких, вивітрілих породах маса ВР на 1 м свердловини не повинна перевищувати 0,3 кг.

Ефективність технології з контурним підриванням безперечна. Натепер контурне підривання широко застосовується на багатьох кар'єрах кольорової металургії країн СНД з метою заукіски бортів. Найпоширенішим є підривання з попереднім щілиноутворенням по необхідному контуру задовго до підходу виймальних робіт до приконтурного цілика. На підставі широких експериментальних досліджень і фактичних даних по контурному підриванню в різних породах з різними параметрами Г.В. Кузнецовим і В.А. Малихом були встановлені залежності параметрів підривних робіт й розроблена методика визначення параметрів БПР для контурного підривання, в основу якої покладена питома витрата ВР на утворення поверхні укусу (рис. 2.19). Іншою залежністю, що необхідна для визначення параметрів БПР, є залежність відстані між свердловинами від діаметра заряду з урахуванням міцності й тріщинуватості порід (рис. 2.20).

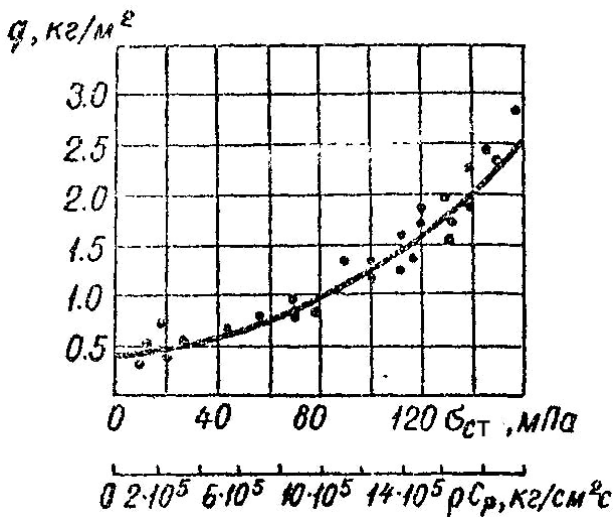


Рис. 2.19. Залежність питомої витрати  $q$  ВР на створення поверхні укусу від міцності породи  $\sigma_{ст}$

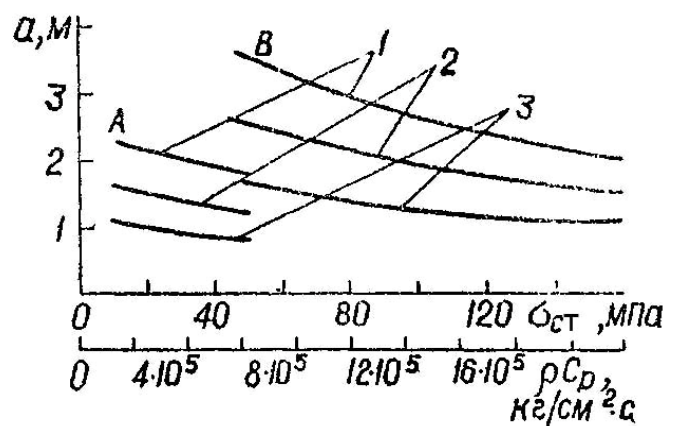


Рис. 2.20. Зміна відстані між зарядами ВР у контурному ряді  $a$  залежно від властивостей гірських порід: 1 – 3 – діаметр свердловин 243, 160 і 105 мм відповідно; А – сильно-, В – слаботріщинуваті гірські породи

Наведені залежності дають можливість визначити необхідні параметри буропідривних робіт для умов у наступному порядку.

1. Відстань між свердловинами  $a_\phi$  (м) з урахуванням тріщинуватості масиву визначається за формулою

$$a_\phi = a_0 K_m, \quad (2.38)$$

де  $a_0$  – відстань між свердловинами рядів, коли контурна щілина збігається з напрямком основної системи тріщин, тобто паралельна;  $K_m$  – коефіцієнт, що враховує відношення напрямків тріщинуватості в щілині (при  $a = 0$  –  $K_m = 1$ , при зміні  $a$  від  $0$  до  $45^\circ$  –  $K_m = 0,9$ ; при  $a > 45^\circ$  –  $K_m = 0,8$ ).

2. Відповідно до міцності порід за графіком (див. рис. 2.19) визначається питома витрата ВР –  $q$  (кг/м<sup>3</sup>). Розраховується загальна маса заряду ВР  $Q_c$  (кг) для контурної свердловини

$$Q_c = qa_\phi l_c, \quad (2.39)$$

де  $l_c$  – довжина свердловини, м.

Заряди розпушування в найближчих від контурної щілини свердловинах повинні перебувати на відстані  $10 - 15d_c$ . При меншій відстані можливе порушення масиву за ціликом. Допускається відхилення вибою свердловини від проектного положення контурної щілини не більше 1 см на 1 м її глибини. У міцних гірських породах у нижній частині контурних свердловин розміщують посилений заряд ВР, величина якого змінюється від 30 до 70 кг. Параметри буропідричних робіт для контурного підривання в різних гірських породах наведено в табл. 2.8.

Таблиця 2.8

Параметри свердловин заукіски

Показники	Акустична міцність порід, г/см <sup>2</sup> ·с			
	$5 \cdot 10^5$	$(5 - 10) \cdot 10^5$	$(10 - 15) \cdot 10^5$	$16 \cdot 10^5$
Відстань між свердловинами в ряді, м				
$\alpha = 0$ $d_c = 105$ мм	0,75 – 1,05	1,05 – 1,20	1,20 – 1,35	1,20
$d_c = 160$ мм	1,25 – 1,6	1,8 – 2,5	1,5 – 1,8	1,5
$d_c = 250$ мм	1,8 – 2,25	2,7 – 3,5	2,1 – 2,7	2,0
$\alpha = 0 - 45^\circ$ $d_c = 105$ мм	0,7 – 1,0	1,0 – 1,1	1,1 – 1,2	1,1
$d_c = 160$ мм	1,1 – 1,4	1,6 – 2,2	1,35 – 1,6	1,35
$d_c = 250$ мм	1,6 – 2,0	2,5 – 3,0	1,9 – 2,5	1,8
$\alpha = 45 - 90^\circ$ $d_c = 105$ мм	0,6 – 0,85	0,85 – 0,95	0,95 – 1,05	0,95
$d_c = 160$ мм	1,0 – 1,25	1,45 – 2,0	1,20 – 1,45	1,2
$d_c = 250$ мм	1,45 – 1,8	2,2 – 2,8	1,7 – 2,2	1,7
Питома маса заряду на 1 пог. м свердловини, кг				
$d_c = 105$ мм	0,3 – 0,75	0,75 – 1,5	0,5 – 2,6	2,6
$d_c = 160$ мм	0,45 – 0,95	1,75 – 2,25	2,25 – 3,3	3,3
$d_c = 250$ мм	0,9 – 1,25	2,9 – 3,4	3,4 – 4,5	4,5
Відстань між контурним рядом і свердловинами розпушування, м	2,0 – 2,25	1,5 – 2,0	1,3 – 1,5	1 – 1,5

Як ВР для контурного підривання зазвичай використовують амоніт №6 ЖВ у патронах діаметром 32 – 36 мм. Свєрдловинний заряд для попереднього щілиноутворення являє собою гірлянду з патронів ВР, прив'язаних до двох ниток детонувального шнура. Для заряджання вертикальних свєрдловин гірлянди прив'язують до шпагату, а для заряджання похилих – до складених дерев'яних рейок. Відстань між патронами в гірлянді розраховується із співвідношення з необхідною лінійною щільністю заряду. У донній частині контурні заряди посилюються на 0,2 – 3 кг. Відстань від верхнього патрона гірлянди до устя свєрдловини становить від 1 м у міцних породах і до 3 м – у вивітрілих. Забійка вважається марною при малій відстані між свєрдловинами, а також у міцних породах і сильно обводнених.

Найкращі результати при використанні методу попереднього щілиноутворення досягаються при одночасному ініціюванні зарядів детонувальним шнуром або детонаторами. Чим більше відстань між свєрдловинами, тим менше значення має одночасність їх ініціювання. Для обмеження розвитку тріщин біля устя свєрдловини заряди доцільно ініціювати зверху. Оскільки короткоуповільнене підривання контурних зарядів завжди дає гірший результат, з метою зменшення систематичного впливу на масив має сенс контурний ряд свєрдловин ділити на секції, що включають, як мінімум, чотири свєрдловини, або застосовувати, у крайньому випадку, підривання окремих свєрдловин у межах 3 – 10 мс при відстані між ними 0,5 – 1,0 м.

Застосування гранульованих ВР як свєрдловинних зарядів при попередньому щілиноутворенні вимагає зовсім іншої їх конструкції. При цьому, на кар'єрах знайшли застосування так звані шлангові заряди ВР із наступною характеристикою: тип ВР – амоніт №6 ЖВ діаметром 32 мм або амоніт ПЖВ-20 діаметром 36 мм у поліетиленовій оболонці товщиною 104 мкм. Заряд довжиною 10 м і масою 10 кг поставляється в паперових мішках масою 20 кг. Застосування шлангових зарядів при заряджанні екрануючих свєрдловин під кутом 40 – 60° і глибиною до 48 м дозволило підвищити продуктивність праці у 5 разів. Для буріння крутопохилих свєрдловин у цьому випадку застосовували переустатковані верстати СБШ-250 МН з діаметром бурового поставу 146 мм і кутами нахилу буріння до горизонту: 90, 75, 60, 55, 50, 45, 40 град з кількістю штанг до 6.

Ширина зони залишкових деформацій  $R_1$  (м) для діагональних схем за В.Г. Зотєєвим може бути визначена із наступного рівняння:

$$R_1 = (k_3 Q_{cm} \cos \theta / h_y L_{cm}) - 1, \quad (2.40)$$

де  $Q_{cm}$ ,  $L_{cm}$  – відповідно, сумарна маса заряду в одному ступені підривання, кг та довжина діагоналі, м;  $\theta$  – кут між діагоналлю й протяжністю уступу, град;  $k_3$  – коефіцієнт, що враховує умови підривання; для багаторядних свєрдловин або при підриванні на підпірну стінку з кількістю рядів  $n = 1 - 8$   $k_3 = 5,7n^{0,77}$ .

Застосування екрануючих щілин дозволяє істотно знизити сейсмічний ефект вибуху, зменшити зону деформацій, підвищити кути закладання укосів уступів. Залежно від міцності порід і терміну експлуатації уступів кути їх укосу при застосуванні контурного підривання можуть бути підвищені на 5 – 10°.



## 2.13. Організація та правила безпеки при підготовці гірських порід до виймання

Відповідно до діючого законодавства України підготовка гірничої маси до виймання на гірничодобувних підприємствах регламентується діючими правилами охорони праці [14]. Так, висота уступу під час гідромоніторного розмиву повинна залежати від фізико-механічних властивостей порід, конструкції гідромоніторів і застосованого порядку розмиву, але не повинна перевищувати 30 м. В окремих випадках, під час розробки уступів з крейдовими відкладеннями, допускається збільшення їх висоти до 50 м за розробленим проектом з дотриманням додаткових засобів безпеки. У разі гідромеханізованого способу розробки відстань від гідромоніторної установки та іншого вибійного устаткування (скреперів, бульдозерів) до вибою повинна бути не менше ніж 0,8 висоти уступу. Для глинистих щільних і лесовидних порід, здатних до обвалення глинами, ця відстань повинна бути не менше ніж 1,2 висоти уступу. Під час застосування гідромоніторів з дистанційним керуванням і при розмиві боковим вибоєм, при якому обвалення проводиться поза зоною розташування гідромонітора, ці відстані можуть бути зменшені.

Добування штучного каменю та великих блоків у кар'єрах необхідно проводити уступами з послідовним відпрацюванням кожного зверху вниз. Уступи можуть бути розбиті на підступи. Висота уступу повинна бути кратною висоті блока, що випилюється (з урахуванням товщини пропилу), і не вище:

- під час роботи каменерізальних машин з механізованим прибиранням каменю – 3 м і відповідати каменерізальному устаткуванню, що застосовується; під час прибирання вручну – 2,35 м;

- під час розробки вручну міцних порід типу граніту й застосування засобів малої механізації – 6 м.

Ширину робочої площадки уступу (підступу) необхідно визначати за умов забезпечення розміщення на ній устаткування, гірничої маси, необхідного запасу матеріалів і наявності вільних проходів шириною не менше 1 м. При цьому мінімальна ширина робочої площадки повинна бути не менше 3 м. Під час ліквідації уступів необхідно залишати запобіжні берми шириною не менше 0,2 висоти уступу з урахуванням додержання загального кута борту кар'єру, визначеного проектом. Кути укосів уступів (підступів) допускається приймати до 90°. Під час безтраншейного розкриття родовища необхідно обов'язково передбачати не менше двох виходів з кар'єру, обладнаних сходами. В одному з них необхідно облаштувати сходи з кутом нахилу не більше 40°.

Під час добування каменю із застосуванням буроклинових робіт висота уступу (підступу) повинна бути не більше 1,5 м; виколювання каменю на уступі необхідно проводити зверху вниз; фронт робіт на кожного працівника повинен бути не менше 10 м, а відстань між каменоломами – не менше 4 м. Висота штабеля каменю не повинна перевищувати 1,8 м, а з великих блоків – 2,5 м. Спосіб укладання штабеля повинен забезпечувати його стійкість з урахуванням його висоти.

Для вибурювання підричних свердловин верстат повинен встановлюватися на спланованій площі таким чином, щоб його гусениці були не ближче 2 м від верхньої брівки уступу й перпендикулярними до неї. При роботі на нерівній поверхні вирівнювання верстата здійснюють шляхом укладання клітей з дерев'яних шпал, які скріплюють між собою металевими скобами. Вирівнювання бурового верстата шляхом підкладання під платформу кусків породи категорично забороняється. На нестійкій поверхні верстат закріплюється стальними канатами до якоря з металевих рейок. Верстати, на яких очищення свердловин виконується стисненим повітрям, повинні бути оснащені пиловловлювачами та пилоподавлювальними пристроями. Переміщення бурового верстата з піднятою мачтою допускається на відстань до 100 м. Під час руху верстата під електричними лініями його мачта повинна бути опущеною.

Розрахунок параметрів підричних робіт виконується з урахуванням тріщинуватості й міцності порід, необхідного ступеня дроблення та гірничотехнічних умов виконання робіт і досвіду їх проведення на підприємстві. Питому витрату грамоніту 79/21В за еталонних умов (підривання на дві відслонені поверхні вертикальними свердловинами діаметром 250 мм при висоті уступу 15 м і розміру кондиційного куска 1000 мм) приймають відповідно табл. 2.9.

Таблиця 2.9

Питома витрата грамоніту 79/21В, кг/м<sup>3</sup>

Найменування	Група порід і ґрунтів за БНіП	Коефіцієнт міцності за М.М. Протодьяконовим	Розрахункова питома витрата ВР для зарядів	
			розпушування	викиду
Пісок	I	–	–	1,6 – 1,9
Пісок густий або вологий	I,II	–	–	1,2 – 1,3
Суглинок важкий	II	–	0,35 – 0,40	1,3 – 1,8
Глина ломова	III	–	0,35 – 0,45	1,2 – 1,8
Лес	III,IV	–	0,30 – 0,40	0,9 – 1,2
Крейда,вилужений мергель	IV,V	0,8 – 1,0	0,20 – 0,40	0,9 – 1,2
Гіпс	IV	1,0 – 1,5	0,35 – 0,45	1,1 – 1,5
Вапняк-черепешник	V,VI	1,5 – 2,0	0,35 – 0,60	1,4 – 1,9
Опока,мергель	IV – VI	1,0 – 1,5	0,30 – 0,40	1,0 – 1,3
Туфи тріщинуваті, щільні, важка пемза	V	1,5 – 2,0	0,35 – 0,50	1,2 – 1,05
Конгломерат, брекчії на вапняковому і глинистому цементі	IV-VI	2,0 – 3,0	0,35 – 0,45	1,1 – 1,4
Піщаники на глинистому цементі, сланець глинистий	VI,VII	3,0 – 6,0	0,40 – 0,55	1,2 – 1,6
Доломіт, вапняк, магнезит, піщаник на вапняковому цементі	VII, VIII	5,0 – 6,0	0,40 – 0,60	1,2 – 1,8
Вапняк, пісковик, мармур	VII – IX	6,0 – 9,0	0,40 – 0,80	1,2 – 2,2
Граніт, гранодіорит	VIII – X	6,0 – 12	0,50 – 0,80	1,7 – 2,1
Базальт, діабаз, андезит, габро	IX – XI	6,0 – 20	0,60 – 0,85	1,7 – 2,2
Кварцит	X	12 – 14	0,50 – 0,80	1,6 – 2,0
Порфірит	X	16 – 20	0,60 – 0,80	2,0 – 2,3

Ступінь дроблення порід регулюється зміною конструкції заряду. При однакових виході подрібненої гірничої маси з 1 м свердловини й питомій витраті ВР розосередження заряду по висоті поліпшує якість дроблення. Таке розосередження доцільне тільки у разі, коли в однотипових породах застосовується зменшена сітка розташування зарядів, а суцільний заряд займає незначну частину глибини свердловини. При цьому проміжні детонатори слід встановлювати в кожную частину заряду. У разі заряджання ВР у поліетиленові рукави проміжні детонатори слід встановлювати всередині його – у верхній та нижній частинах заряду.

Механізоване заряджання ВР проводиться тільки з використанням вибухових речовин і обладнання, допущеного ДЕРЖГІДНАГЛЯДОМ. При цьому водовміщуючі й розсипні гранульовані ВР, які відносяться до I класу за ступенем небезпечності, не повинні мати у своєму складі нітроєфірів, гексогену й тену. При будь-яких операціях з ВР ближче чим за 100 м від місця їх розміщення забороняється куріння й розведення відкритого вогню. Зарядна машина повинна розміщуватися на блоці не ближче 3 м від брівки уступу. При переміщенні її колеса не повинні наїжджати на детонуючий шнур і електрошнури. Підричник-оператор під час роботи не має права відходити від машини й залишати її без нагляду.

Підривні роботи для виколування блоків штучного каменю від масиву виконують методом шпурових зарядів із використанням димного пороху. В обводнених шпурах такі заряди гідроізолюють за допомогою поліетиленових оболонок. Для забезпечення затоплення таких зарядів забійний матеріал вводять безпосередньо в поліетиленову оболонку, діаметр якої повинен становити 0,8 – 0,85 діаметра шпуру. Довжина забійки повинна бути не менше за 0,5 глибини шпуру. Підпалювати порохові заряди необхідно за допомогою вогнепротівного шнура або електропідпалювальних патронів.

Дроблення негабаритів може здійснюватись накладеними зарядами ВР або шпуровими. Застосовувати метод руйнування негабаритів накладеними зарядами доцільно при розмірі кусків до 1,5 м. При використанні кумулятивних зарядів ця величина зростає до 2 м. При товщині забійки, що дорівнює висоті накладеного заряду, енергія ударної хвилі зменшується в 1,2 – 1,5 рази.

При руйнуванні негабаритів шпуровими зарядами ВР зазвичай застосовують патронований або порошковий амоніт. При цьому глибина шпурів не повинна перевищувати 2/3 товщини негабариту, забійка – не менше – 1/3 довжини шпуру. Підривання негабаритів доцільно суміщати з виконанням промислових вибухів на уступі. При цьому заборонено розміщувати підготовані до порушення негабарити під руйнованим блоком на уступі.

Визначення відстані безпечної по розльоту окремих кусків породи, дії ударної повітряної хвилі та сейсмічної безпеки при виконанні буропідривних робіт виконуються за спеціальними методиками [21].

**Приклад 1.** Вибрати тип бурового верстата, розрахувати параметри буропідричних робіт і потрібний парк техніки для наступних умов розробки. Річна продуктивність кар'єру з гірничої маси 10 млн м<sup>3</sup>. Висота уступів 15 м. Кут укосу робочого уступу  $\alpha_y = 80^\circ$ . Родовище представлено породами середньої важкості підривання. Кількість рядів свердловин 3. Категорія міцності порід за БНіП – VII.

#### Розв'язання задачі

1. Відповідно до показника міцності гірничої маси (табл. 1.2) за формулою (2.17) визначається діаметр підривної свердловини

$$d_c = 9h_y + 35,5K_p + 33,3F - 195 = 9 \cdot 15 + 35,5 \cdot 1,5 + 33,3 \cdot 8 - 195 \cong 250 \text{ мм.}$$

Відповідно до технічної характеристики приймається шарошковий буровий верстат типу ВБШ-250МН, що забезпечує буріння свердловин діаметром 250 мм.

2. Лінія супротиву по підшві уступу встановлюється за формулою

$$W = (35 - 40)d_c = 35 \cdot 0,250 = 8,75 \text{ м.}$$

За формулою (2.28) визначається мінімальне значення  $W$  за умов безпечного ведення бурових робіт  $W_{min} = 15ctg80^\circ + 3 = 5,65$  м. Отримане значення  $W$  задовольняє умову безпечного оббурювання уступу ( $W > W_{min}$ ).

3. Визначається відстань між свердловинами у ряду. Для середньопідриваних порід приймається  $m = 1$ . Тоді  $a = mW = 8$  м. Відстань між рядами за умови квадратної схеми розташування свердловин становить  $v = a = 8$ .

4. Продуктивність бурового верстату за зміну визначається за формулою (2.20)

$$Q_{б.зм} = \frac{T_{зм} \cdot K_{в.б}}{T_o + T_d}, \text{ м/зм,}$$

де  $T_{зм} = 8$  – тривалість робочої зміни, год;  $K_{в.б} = 0,8$  – коефіцієнт використання робочої зміни;  $T_o = \frac{1}{v_b} = \frac{1}{10} = 0,1$  год – час вибурювання 1 м свердловини зі швидкістю  $v_b = 10$  м/год;  $T_d = 0,1$  год – час на виконання допоміжних операцій у розрахунку на 1 м свердловини.

Тоді

$$Q_{б.зм} = \frac{8 \cdot 0,8}{0,1 + 0,1} = \frac{6,4}{0,2} = 32 \text{ м/зм.}$$

5. За формулою (2.23) визначається річна продуктивність верстату ВБШ-250МН (приймається  $N_p = 350$  і  $n_{зм} = 2$ ).

$$Q_{б.р} = Q_{б.зм} \cdot N_p \cdot n_{зм} = 32 \cdot 350 \cdot 2 = 22400 \text{ м.}$$

6. За формулою (2.25) розраховується вихід підриваної гірничої маси з одного м свердловини (глибина перебуру визначається як  $\ell_n = (10 - 15)d_c = 12 \cdot 0,25 = 3$ ) м.

Тоді

$$q_{г.м} = [W + v(n_p - 1)]h_y \cdot a / n_p L_c = [8 + 8(3 - 2)]15 \cdot 8/3 \cdot 18 = 53,3 \text{ м}^3/\text{м.}$$

7. За формулою (2.24) визначається робочий парк бурових верстатів

$$N_B = \frac{A_{z.m}}{Q_{б.р} \cdot q_{z.m}} = \frac{10000000}{22400 \cdot 53,3} = 8,4 \text{ од.}$$

З урахуванням 20% резерву інвентарний парк бурових верстатів становить

$$N_i = 1,2N_B = 1,2 \cdot 8,4 = 10 \text{ машин.}$$

**Приклад 2.** Для умов прикладу 1 розрахувати масу суцільного свердловинного заряду вибухової речовини.

**Розв'язання задачі**

1. За формулою (2.30) визначається маса заряду ВР для першого ряду свердловин (приймається  $q = 0,5 \text{ кг/м}^3$ )

$$Q_3 = qWh_y \cdot a = 0,5 \cdot 8,75 \cdot 15 \cdot 8 = 525 \text{ кг.}$$

2. За формулою (2.31) визначається маса зарядів для другого і третього рядів свердловин

$$Q_3 = q \cdot v \cdot h_y \cdot a = 0,5 \cdot 8 \cdot 15 \cdot 8 = 480 \text{ кг.}$$

**Приклад 3.** Визначити параметри підривних робіт в умовах розробки обводнених гірських порід із заряджанням вибухової речовини в поліетиленовий рукав. Висота уступу  $h_y = 15 \text{ м}$ ; діаметр свердловини  $d_c = 0,25 \text{ м}$ ; діаметр поліетиленового рукава  $d_{p,n} = 0,21 \text{ м}$ ; діаметр заряду  $d_3 = d_{p,n} = 0,21$ ; вибухова речовина грамоніт 79/21В; питома витрата ВР  $q = 0,8 \text{ кг/м}^3$ ; густина заряджання ВР  $\Delta = 900 \text{ кг/м}^3$ ; питома енергія (теплота вибуху  $Q_{вб} = 4316 \text{ кДж/кг}$ ; розмірний коефіцієнт  $F = 1,08$ ; кут укосу уступу  $\alpha_y = 75^\circ$ ; коефіцієнт міцності порід (кварцити)  $f = 14$ .

**Розв'язання задачі**

1. За умови застосування поліетиленових рукавів маса заряду в одному погонному метрі поліетиленового рукава  $P_p$  (кг) становить

$$P_p = \left( \frac{d_{p,n}}{d_c} \right)^2 \cdot k_{op} \cdot P_{св} = \left( \frac{0,21}{0,25} \right)^2 \cdot 1,08 \cdot 44 \approx 33,5 \text{ кг.}$$

2. Довжина перебуру  $l_{nep}$  (м) визначається за формулою

$$l_{nep} = 0,15h_y + 0,1f - 5d_3 = 0,15 \cdot 15 + 0,1 \cdot 14 - 5 \cdot 0,21 = 2,6 \text{ м.}$$

3. Глибина свердловини  $l_c$  (м) дорівнює

$$l_c = h_y + l_{nep} = 15 + 2,6 = 17,6 \text{ м.}$$

4. Лінія супротиву по підшві уступу (ЛСПП) для свердловин першого ряду  $W_1$  (м) визначається за формулою

$$W_1 = \sqrt{\frac{0,25P_c + 4q_{ep} \cdot P_c \cdot h_y \cdot l_c}{2q_{ep} \cdot h_y}} - 0,5P_p = \sqrt{\frac{0,25 \cdot 33,5^2 + 4 \cdot 0,8 \cdot 33,5 \cdot 15 \cdot 17,6}{2 \cdot 0,8 \cdot 15}} - 0,5 \cdot 33,5 = 6,4 \text{ м.}$$

5. Мінімальна, безпечна за умовами буріння, лінія супротиву  $W_{min}$  (м) дорівнює

$$W_{min} = h_y \cdot ctg \alpha_y + C = 15 \cdot 0,2679 + 3 = 7,02. \text{ Приймається } 7 \text{ м.}$$

6. ЛСПП для другого та наступних рядів свердловин  $W_2$  (м) надалі приймається як відстань між рядами свердловин  $e$  (м) і становить

$$e = W_2 = F \cdot d_3 \sqrt[4]{\frac{Q_6 \cdot \Delta}{f}} = 1,08 \cdot 0,214 \sqrt[4]{\frac{4316 \cdot 900}{14}} \cong 5,3 \text{ м.}$$

7. Довжина забійки  $l_3$  (м) визначається з формули

$$l_3 = l_c - \frac{W_2^2 \cdot h_y \cdot q_{ep}}{P_n} = 17,6 - \frac{5,3^2 \cdot 15 \cdot 0,8}{33,5} \approx 7,5 \text{ м.}$$

8. Відстань між свердловинами в ряді  $a$  (м) визначається з формул:  
– для першого ряду свердловин

$$a_1 = \frac{(l_c - l_3) P_p}{W_1 \cdot h_y \cdot q_{вр}} = \frac{(17,6 - 7,5) \cdot 33,5}{7,5 \cdot 15 \cdot 0,8} \cong 3,8 \text{ м;}$$

– для другого та наступних рядів свердловин

$$a_2 = \frac{(17,6 - 7,5) \cdot 33,5}{5,3 \cdot 15 \cdot 0,8} \cong 5,3 \text{ м.}$$

Приймається сітка свердловин  $5,3 \times 5,3$  м за умови, що відстань між свердловинами у першому ряді становить 3,8 м.

9. Маса заряду  $Q_3$  (кг) з однотипною вибуховою речовиною становить

$$Q_3 = (l_c - l_3) \cdot k_3 \cdot P_p = (17,6 - 7,5) \cdot 1,08 \cdot 33,5 \approx 365 \text{ кг.}$$

**Приклад 4.** Визначити вихід негабариту й кількість ВР, яка потрібна для вторинного дроблення при підготовці гранітних порід. Категорія порід по тріщинуватості – III. На виймальних роботах використовується екскаватор ЕКГ-8І. На першій стадії дроблення для виробництва будівельного щебеню застосовують конусну дробарку ККД-1200/150. Об'єм підриваємого блока  $V_n = 49500 \text{ м}^3$ , загальна потреба ВР на первинне підривання  $Q_n = 39600 \text{ кг}$ . Свердловини вертикальні. Вихід негабариту після підривання становить  $K_n = 3 - 5\%$ .

#### Розв'язання задачі

1. Максимальний розмір куска породи, виходячи з розмірів приймальної щілини конусної дробарки, становить  $d_0 = 1,0$  м.

2. Відповідно до методики ДІПРОРУДИ вихід негабариту  $V_n$  (м) визначається за формулою і становить

$$V_n = \frac{K_n \cdot V_n}{100} = \frac{4 \cdot 49500}{100} = 1980 \text{ м}^3$$

3. Для дроблення негабариту з середнім розміром  $h_n = 1,5$  м достатньо одного шпуру довжиною

$$h_{ui} = 0,5h_n = 0,5 \cdot 1,5 = 0,75 \text{ м.}$$

4. При середньому об'ємі одного негабаритного куска  $V_{ui} = 1,5 - 4,0 \text{ м}^3$  потреба у бурових роботах для вторинного дроблення  $A$  (м) становить

$$A = \frac{h_{ui} \cdot V_n}{V_{ui}} = \frac{0,75 \cdot 1980}{1,5} = 990 \text{ м.}$$

5. Потреба ВР для дроблення негабаритів після підривання одного блока  $Q_{ep}$  (кг) при питомій витраті вибухової речовини  $q_n = 0,2 \text{ кг/м}^3$  визначається за формулою

$$Q_{ep} = V_n \cdot q_n = 1980 \cdot 0,2 = 396 \text{ кг.}$$

6. Загальна питома витрата ВР по підготовляемому блоку  $q_o$  (кг/м<sup>3</sup>) урахуванням порушення негабаритних кусків визначається

$$Q = Q_n + Q_{ep} = 39600 + 396 = 39996 \text{ кг;}$$

$$q_o = \frac{Q}{V_{\text{ол}}} = \frac{39600}{49500} = 0,81 \text{ кг/м}^3.$$

### Питання для самоконтролю

1. У чому полягає необхідність підготовки гірських порід до виймання?
2. Поясніть технологічні схеми підготовки гірських порід до виймання. Область їх застосування?
3. Вкажіть особливості розробки гірських порід гідромонітором. Технічна характеристика устаткування.
4. Поясніть технологію порушення гірських порід гідромоніторами.
5. Яке устаткування застосовується для механічного руйнування міцних порід? Принцип його дії та продуктивність.
6. Поясніть технологію порушення гірських порід тракторними розпушувачами.
7. Які технологічні вимоги до якості підривного розпушування міцних порід, їх методи?
8. Поясніть технологію вибурування підривних свердловин.
9. Назвіть параметри підривних свердловин, їх розрахунок.
10. Назвіть типи бурових верстатів. Область їх застосування?
11. Як розраховується парк бурових верстатів?
12. Обґрунтуйте показники підривання гірських порід.
13. Як встановлюють сітку свердловин і порядок їх підривання?
14. Назвіть конструкції та принципи розрахунку свердловинних зарядів.
15. Поясніть технології руйнування негабаритних кусків породи.
16. Як розраховуються параметри свердловин заукіски? У чому ефективність їх застосування?
17. Назвіть конструкції свердловинних зарядів для розпушення гірських порід і зарядів заукіски. Особливості їх виготовлення.
18. У чому полягає технологічна система вирізування блочного каменю з масиву? Устаткування, принцип дії та річна продуктивність обладнання.

19. Поясніть технологію вирізування блочного каменю каменерізальними машинами.
20. Обґрунтуйте параметри вирізування блочного каменю канатними пилами. Характеристика устаткування.
21. Поясніть організацію робіт і правила безпеки при експлуатації гідромоніторів.
22. Поясніть організацію робіт і правила безпеки при експлуатації тракторних розпушувачів.
23. Поясніть організацію робіт і правила безпеки при експлуатації бурових верстатів.
24. Поясніть організацію робіт і правила безпеки при заряджанні підривних свердловин.
25. Обґрунтуйте необхідність заукіски уступів при постановці їх у проектне положення.



## Глава 3. Виймально-навантажувальні роботи

### 3.1. Технологічна характеристика та конструктивні особливості виймально-навантажувального устаткування

Виймально-навантажувальні роботи на кар'єрах призначені для виймання гірничої маси з вибою й навантаження її в засоби транспорту чи переміщення безпосередньо до перевантажувальних пунктів або до відвалу. Для цього застосовуються екскаваційні машини циклічної або безперервної дії. У машинах циклічної дії робочий орган виконується тільки з одного ковша або різального елемента, який періодично заглиблюється в породу і послідовно виконує функції виймання та переміщення гірничої маси. До них відносяться бульдозери, скрепери, одноківшові навантажувачі й екскаватори. У машинах безперервної дії робочий орган складається з різців або ковшів, які переміщуються по замкненій (круговій) траєкторії, постійно занурені в породу і створюють безперервний потік руху вантажу з вибою. До них відносяться земснаряди, драги, багатоківшові ланцюгові й роторні екскаватори, дискові та фрезерні комбайни й агрегати [15].

За структурою гірських порід вибої у кар'єрі можуть бути **однорідними** (простими) й **різнорідними** (складними). В однорідних вибоях гірські породи мають однакові якості у межах виймальної західки на всю висоту уступу, а у різновидних – різні, як по висоті уступу, так і по ширині виймальної західки. Це відноситься до різних видів порід, їх якості та потужності. Розробка простих вибоїв здійснюється валовим (суцільним) способом й обумовлює тип механізації для виймально-навантажувальних робіт. У складних вибоях виймання корисної копалини й порід розкриву або корисних копалин різних типів і сортів ведуть роздільно.

Залежно від взаємного розташування вибою й площадки встановлення виймально-навантажувального устаткування розрізняють виймання порід верхнім, нижнім і змішаним (верхнім і нижнім) черпанням. Таким же чином виділяють навантаження транспортних засобів: нижнє, верхнє та змішане. Технічна можливість і економічна доцільність використання на кар'єрах різного типу виймально-навантажувального устаткування залежить від його конструкції та принципу дії, які повинні відповідати конкретним значенням міцності порід, умовам залягання порід розкриву і корисної копалини, потрібної продуктивності однієї машини й кар'єру у цілому, виду механізації суміжних процесів у кар'єрі й на дробильній та збагачувальній фабриках, способу виймання, кліматичним умовам та іншим факторам.

За технологічною ознакою виділяють **виймальне устаткування** для безпосереднього видалення гірських порід з масиву й розвантаження їх до виробленого простору або в навал (розкривні одноківшові екскаватори, драглайни, драги); **виймально-навантажувальне устаткування** – для експлуатації з навантаженням гірничої маси до певних видів перевантажувачів або транспорту (одно- і багатоківшові екскаватори, фрезерні комбайни, бурошнекові машини); **виймально-транспортне устаткування** – для добування гірських порід з подальшим транспортуванням своїм ходом однією машиною до пункту призна-

чення (бульдозери, колісні скрепери, баштові екскаватори, фронтальні навантажувачі, земснаряди).

Відповідно до наведеної в розділі 1.6 класифікації, на кар'єрах надто малої та малої потужності з кінцевою глибиною до 25 – 50 м і невеликої продуктивності переважно використовують виймально-навантажувальне устаткування автономної дії з приводом від двигунів внутрішнього згоряння: бульдозери, скрепери й одноківшові навантажувачі, земснаряди і драги, бурошнекові машини і баштові екскаватори (рис. 3.1). На більш потужних підприємствах найбільше застосування отримали екскаватори: одноківшові й багатоківшові роторні та ланцюгові. Причому скельні гірські породи виймаються повсюдно одноківшовими екскаваторами, а м'які з великою продуктивністю – переважно багатоківшовими.

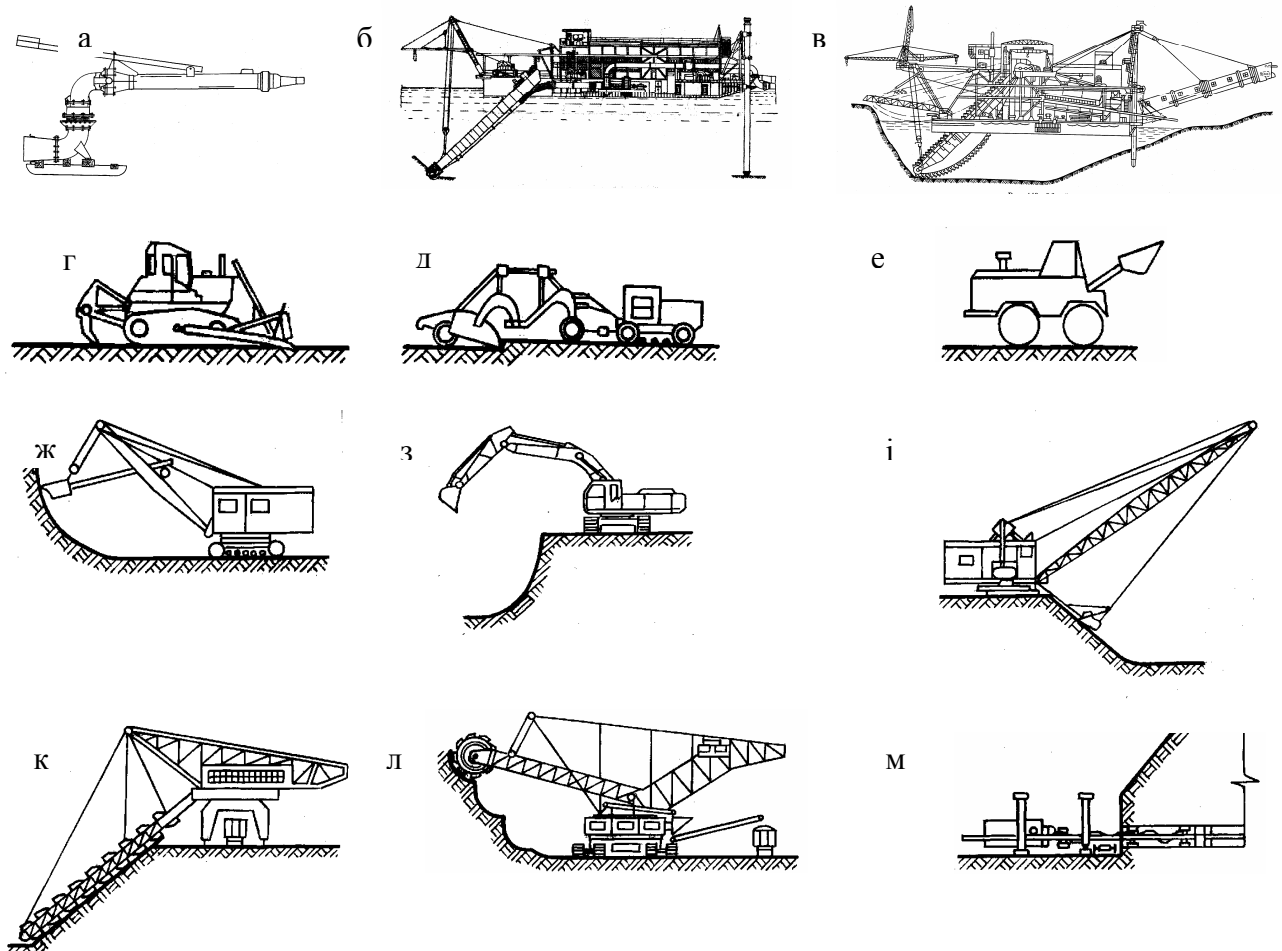


Рис. 3.1. Загальний вигляд і схеми роботи виймально-навантажувального устаткування: а – гідромонітор; б – земснаряд; в – драга; г – бульдозер; д – колісний скрепер; е – колісний навантажувач; ж – пряма мехлопата; з – зворотна лопата; і – драглайн; к – ланцюговий багатоківшовий екскаватор; л – роторний екскаватор; м – бурошнекова машина

Операції черпання гірничої маси, її переміщення до місця розвантаження, розвантаження й обертання до місця чергового черпання здійснюється одноківшовими екскаваторами послідовно одна за одною. В одному циклі багатоків-

шовими екскаваторами ці операції виконуються одночасно. Тому одноківшові екскаватори називаються машинами **циклічної дії**, а багатоківшові – машинами **безперервної дії**. Це положення відноситься й до іншого типу виймального обладнання. Так, циклічними є бульдозери, колісні скрепери, баштові екскаватори, фронтальні навантажувачі, а безперервної дії – земснаряди і драги, бурошнекові машини, фрезерні комбайни.

Як одноківшові, так і багатоківшові машини складаються з робочого, механічного, ходового й силового обладнання, рами, кузова та механізмів керування. За ознакою конструктивного з'єднання ковша зі стрілою виділяють одноківшові екскаватори з жорстким сполученням (пряма й зворотна мехлопати, гідравлічний екскаватор) та з гнучким сполученням (драглайн, грейфер, баштовий екскаватор, канатний скрепер). Багатоківшові екскаватори поділяються на ланцюгові з ковшами, закріпленими на нескінченному ланцюзі; скребково-ківшові зі скребковим робочим органом і ківшовим ланцюгом для черпання гірничої маси з подальшим переміщенням її до місця розвантаження; фрезерно-ківшові з фрезерним робочим органом і ківшовим ланцюгом; роторні з робочим органом у вигляді роторного колеса для черпання гірської породи.

За типом ходового обладнання одноківшові екскаватори поділяються на пневмоколісні, гусеничні, крокуючі, рейко-крокуючі та плавучі, а багатоківшові – на гусеничні, рейко-крокуючі, рейко-гусеничні та на залізничному ході. Залежно від типу силового обладнання як одноківшові, так і багатоківшові екскаватори обладнують електричним, дизельним, дизель-електричним і дизель-гідравлічним приводом. На кар'єрах для виймання гірничої маси в основному застосовують електричні екскаватори, на допоміжних роботах – устаткування з дизель-електричним приводом.

### **3.2. Тракторне виймально-транспортне устаткування**

Бульдозери, скрепери, та одноківшові навантажувачі, що створені на базі потужних тракторів, відносяться до виймально-навантажувальних машин, які застосовуються як основні при розкритті родовищ або на розкривних, видобувних і допоміжних роботах у кар'єрах з надто малою і малою потужністю корисних копалин і покривних порід. Ці машини відокремлюють гірничу масу від масиву й транспортують її у робочому органі й укладають до відвалу або навантажують у транспортні засоби. Навантажування транспортних засобів проводиться з використанням спеціальних бункерів або через естакади. Навантажувачі ведуть безпосереднє укладання гірничої маси в транспортні засоби. Пересуваються вони на гусеничному або колісному ході.

Застосування бульдозерів і скреперів при розробці розсипів дозволяє комплексно механізувати добувні, розкривні та підготовчі роботи (спорудження гребель, канал, траншей та різних котлованів). Їх використовують також при будівництві доріг, зачищенні площ покладів корисних копалин і відпрацюванні їх локальних зон, плануванні площадок, транспортуванні багатотоннажних вантажів тощо. Ці машини мають просту й надійну конструкцію, зручні в керуванні при обслуговуванні агрегата однією людиною, забезпечують високу продуктивність

при роботі в неміцних і середньої міцності породах, а також у більш важких, попередньо розпушених масивах.

Із **бульдозерів**, що застосовуються на виймально-транспортних роботах, найбільш широко використовують машини з неповоротним відвалом і гідравлічною системою управління його роботою. Потужні бульдозери обладнують також навісним розпушувачем (див. рис. 2.4). При розробці та транспортуванні легких перезволожених порід до верхньої кромки відвалу приварюють козирок висотою 150 мм, а з боків установлюють закрилки шириною 200 – 300 мм або закріплюють розширники шириною 500 – 700 мм. Це дозволяє збільшити об'єм відвалу на 20 – 60%. На потужних бульдозерах, як правило, застосовують прямі та сферичні відвали. Порівняно з прямим сферичний відвал дозволяє збільшити об'єм породи, що транспортується за один цикл, на 15 – 20% без суттєвих змін основних параметрів і з меншим тяговим зусиллям. Робочий цикл бульдозера складається з набирання породи відвалом і переміщення її до місця розвантаження, укладання породи та повернення машини до місця набирання породи.

При набиранні породи проводиться зрізування її стружкою необхідної товщини з накопиченням перед відвалом бульдозера. У породах I – II категорій зрізування породи ведеться горизонтальними шарами, а у більш щільних (III – IV категорій) – ламаними шарами. При зрізуванні породи горизонтальними шарами бульдозер, що рухається уперед, зрізає відвалом рівну стружку завтовшки 15 – 30 см і більше. Шлях набирання валу породи об'ємом 3 – 4 м<sup>3</sup> становить 6 – 8 м. У разі зрізування породи ламаними шарами бульдозер, який рухається з заглибленим на 30 – 40 см відвалом поступово поглиблює його. Шлях набирання валу породи об'ємом 3,5 – 5 м<sup>3</sup> зменшується до 4,5 м, а тривалість операції – до 12 с.

Порода до місця складування переміщується по траншеї, яка проводиться в породному масиві, або по траншеї, що створюється з валу породи, що обсіпалася під час попередніх заїздів бульдозера. Порода у відвал складується товстими шарами шляхом послідовного притискання валу до раніше доставленої породи, а також тонкими шарами шляхом підйому леміха на висоту 15 – 20 см (під час прямого руху бульдозера) і шляхом рівняння породи тильною стороною відвалу (при задньому русі). Холостий хід бульдозера проводиться з максимальною швидкістю на задній передачі.

**Скрепери** випускаються в Росії з ковшами місткістю 8 – 25 м<sup>3</sup>, за кордоном – 4 – 60 м<sup>3</sup>. За конструкцією ковша виготовляють скрепери з відкритим одностулковим і двостулковим, грейферним, елеваторним і телескопічним ковшами; за типом керування – з гідравлічною і канатно-блочною системами; за способом розвантаження – з саморозвантаженням породи шляхом перекидання ковша вперед (назад), з примусовим розвантаженням за рахунок переміщення задньої стінки ковша уперед або роботою елеватора з напівпримусовим розвантаженням, яке досягається перекиданням днища разом із задньою стінкою; за кількістю колісних осей – одно-, дво- і та тривісні; за способом тяги – причіпні та самохідні.

Робочий цикл скрепера, як і бульдозера, складається із навантаження ковша, руху з вантажем, вивантаження ковша і зворотного руху. Перед навантажен-

ням ківш скрепера з піднятою передньою заслінкою опускається на поверхню вибою і врізається у породу на глибину 200 – 410 мм. При подальшому русі скрепера порода у вигляді стружки подається у ківш (рис. 3.2, а). Коефіцієнт наповнення ковша складає 0,5 – 1,2 і залежить від властивостей порід, що розробляються. Звичайно, при розробці глинистих порід він більший ніж при вийманні піщаних. Швидкість руху скрепера під час навантаження складає близько 70 – 80% від швидкості на першій передачі. Після набирання породи на ділянці шляху довжиною 15 – 40 м починається вантажний хід. Для цього ківш встановлюється у транспортне положення (рис. 3.2, б). Тривалість руху з вантажем визначається відстанню переміщення породи й швидкістю руху скрепера. Для розвантаження ковша піднімають заслінку й опускають днище скрепера (рис. 3.2, в). Вивантажується скрепер на горизонтальних і похилих ділянках, а також над приймальним бункером. Час вивантаження скрепера залежно від в'язкості порід і способу вивантаження становить 0,15 – 0,5 хв. Час руху скрепера без вантажу визначається довжиною шляху й швидкістю руху. При наповненні ковша швидкість руху становить 10 – 20 км/год, при переміщенні з вантажем – 20 – 30 км/год, без вантажу – 50 – 70 км/год.

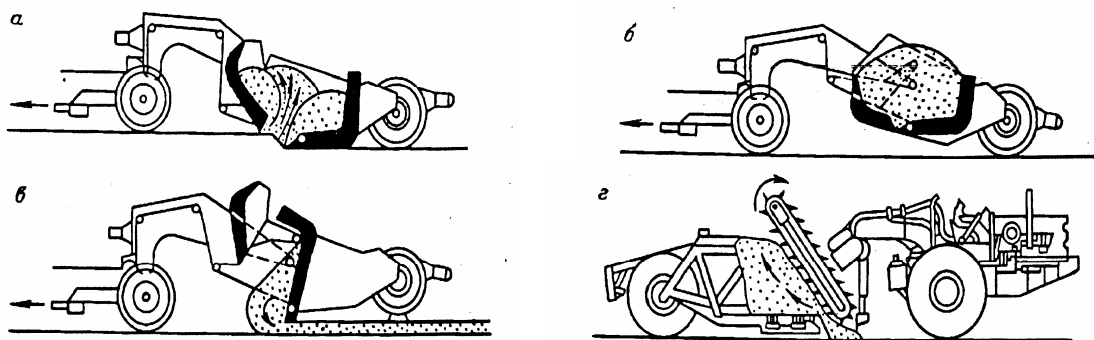


Рис. 3.2. Схема роботи скрепера: а – набирання породи; б – транспортування; в – вивантаження; г – навантаження ковша елеватором

**Одноківшові навантажувачі** являють собою самохідне шасі з короткою стрілою, на кінці якої шарнірно у вертикальній площині закріплений ківш. Черпання породи здійснюється при опущеній стрілі під дією зусилля ходового механізму або під дією гідравлічного напору при застопореному ходовому механізмі. Після наповнення ківш злегка підіймається і навантажувач від'їжджає до місця розвантаження. Вивантаження може бути переднім, заднім і боковим. Швидкість руху по дорогах з покриттям досягає 25 і 45 км/год відповідно з вантажем і без нього. По кар'єрних дорогах вона знижується до 10 – 15 км/год.

Навантажувачі можуть бути з дизельним, дизель-електричним і дизель-гідравлічним приводом. За потужністю двигуна виділяють навантажувачі малої потужності (до 75 кВт), середньої (76 – 150 кВт) і великої (понад 150 кВт). Керування навантажувачем може бути канатно-блочним і гідравлічним. Висота вибою навантажувача обмежується висотою черпання й становить 1 – 5 м. Для потужних навантажувачів з ковшом місткістю понад 5 м<sup>3</sup> вона може становити 9 м і більше. Висота вивантаження для них сягає 5 м.

Експлуатаційна продуктивність бульдозерів, скреперів і одноківшових навантажувачів визначається за формулами:

$$\text{– за зміну} \quad Q_{зм} = \frac{3600T_{зм} \cdot V_n \cdot K_n \cdot K_i}{t_{ц}}; \quad (3.1)$$

$$\text{– за рік} \quad Q_{б.р} = Q_{зм} N_{зм}, \quad (3.2)$$

$$\text{– для бульдозера} \quad V_n = \frac{B_б h_б^2}{2tg\alpha}, \quad (3.3)$$

де  $V_n$  – об'єм породи, яка переміщується за цикл, м<sup>3</sup>;  $B_б, h_б$  – відповідно ширина і висота відвалу, м;  $\alpha = 35 - 60^\circ$  – кут укосу породи у призмі волочіння, град; для скреперів і навантажувачів  $V_n = q_e$ , де  $q_e$  – ємність ковша, м<sup>3</sup>;  $K_n, K_i$  – коефіцієнти наповнення ковша та використання обладнання у часі, частки од;  $t_{ц}$  – час роботи за цикл, с:

$$t_{ц} = t_n + t_{p.б} + t_p + t_{p.n} + \tau = \frac{l_{зн}}{V_{нз}} + \frac{l_{p.б}}{V_{p.б}} + \frac{l_p}{V_p} + \frac{l_{p.n}}{V_{p.n}} + \tau, \quad (3.4)$$

$t_n, t_{p.б}, t_p, t_{p.n}$  – час набирання породи, руху з вантажем, вивантаження породи та руху в порожньому стані відповідно, с;  $\tau = 60 - 90$  – затримки при виконанні циклу, с;  $l_n, l_{p.б}, l_{p.n}, l_p$  – відповідно відстань набирання, переміщення з вантажем і без нього та вивантаження породи, м;  $V_n, V_{p.б}, V_p, V_{p.n}$  – відповідно швидкість руху під час набирання породи, переміщення з вантажем, вивантаження породи та повернення у порожньому стані, м/с;  $N_{зм}$  – кількість робочих змін протягом року, од.

При відстані переміщення порід  $l_{p.б} = 15 - 20$  м змінна продуктивність бульдозерів потужністю 75 – 200 кВт у м'яких породах складає 800 – 1300 м<sup>3</sup>, при  $l_{p.б} = 100$  м вона знаходиться у межах 200 – 350 м<sup>3</sup>. Змінна продуктивність скреперів з ковшом місткістю 15 м<sup>3</sup> при  $l_{p.б} = 200$  м становить 1000 – 1500 м<sup>3</sup>, а при  $l_{p.б} = 1000$  м вона знижується до 300 м<sup>3</sup>. Кількість робочих змін роботи бульдозерів і скреперів залежить від організації гірничих робіт і кліматичних умов розробки. За нормами ДПРОКОЛЬОРМЕТу вона змінюється від 391 (421) для тягачів потужністю до 100 кВт при п'ятиденному робочому тижні у дві зміни за добу для північних (південних) районів до 844 (904) – для тягачів потужністю понад 184 кВт при безперервному робочому тижні у три зміни.

### 3.3. Гідромеханізація виймальних робіт

Родовища, підошва яких повністю знаходиться під водою і не може бути осушена, розроблюються земснарядами і драгами. **Земснаряди** (рис. 3.3) являють собою плавучі землесосні установки, які призначені для виймання гірських порід з-під шару води у природних або штучних водоймах і транспортування їх до відвалу або збагачувального устаткування. За призначенням земснаряди поділяють на розкривні та видобувні; відповідно до умов роботи – на річкові, озерні та морські; за продуктивністю – на потужні (500 м<sup>3</sup>/год), середньої (200 –

100 м<sup>3</sup>/год) і малої потужності (до 50 м<sup>3</sup>/год); за типом приводу – на електричні та дизель-електричні. Виймання породи можливе шляхом всмоктування без руйнування та з руйнуванням. Землесос може розміщуватись на палубі, у трюмі та на рамі розпушувача. Пересування земснарядів здійснюється якірним і пальо-якірним способами та за допомогою канатів з лебідками.



Рис. 3.3. Схема роботи землесосного снаряда

Конструкція земснаряда в основному складається з корпусу (понтон), землесоса, пального апарата, розпушувача, всмоктувального і напірного плавучого пульповодів та апаратури керування. Руйнування суглинків, глин і галькових порід є обов'язковим. Для підводного видобування корисних копалин використовують самохідні земснаряди, які за способом доставки вантажу поділяються на самовивізні, шаландові, рефулерні та комбіновані. Рефулерні земснаряди транспортують породу по плавучому або береговому пульповоду. Максимальна глибина розробки сягає 15 м.

Розробка розсипів з вмістом дорогоцінних та рідких мінералів здійснюється драгами, які мають споріднені характерні особливості з земснарядами. Видобування таких корисних копалин ведеться переважно у руслах рік, озерах і морських умовах. **Драга** (рис. 3.4) являє собою спеціалізоване судно, яке оснащено необхідним обладнанням для підводного чи надводного руйнування масиву порід, їх підйому на борт судна, збагачення й вилучення мінералів і складування відходів у відвал.

Драги поділяють за характеристикою виймального апарата на черпакові та всмоктуючі, які оснащені засобами руйнування породи. У свою чергу, черпакові драги можуть бути одно- і багаточерпаковими. Одночерпакові обладнують ковшем типу механічної лопати або грейфера. Багаточерпакові драги мають суцільний черпаковий ланцюг або у його протяжності обладнується холоста ланка. Місткість черпака вимірюється у літрах і визначає назву драги. За його розмірами драги поділяють на малолітражні при місткості черпака до 100 л, середнього літражу (100 – 250 л) і великолітражні (понад 250 л). Драги з гідромеханізованим робочим органом поділяють на землесосні, ерліфтні та гідро-ежекторні. При цьому розробки ведуться з попереднім механічним або гідравлічним руйнуванням породи.





Рис. 3.4. Загальний вигляд драги

За глибиною розробки нижче рівня води у кар'єрі виділяють драги малої глибини копання (до 6 м), середньої глибини (6 – 18 м) та драги глибокого копання (понад 18 м). Драги мають електричний, дизель-електричний або дизельний привід. Пересування судна здійснюється за допомогою канатів і палів таким же чином, як і при роботі земснарядів. При симетричному маневруванні ширина західки драги визначається за формулою

$$b_d = 2R_d \sin \frac{\alpha_d}{2}, \quad (3.5)$$

де  $R_d$  – радіус черпання при розміщенні різальної кромки черпака на рівні поверхні води, м;  $\alpha_d$  – кут розвороту драги, град.

Виробнича продуктивність драги  $Q_{d.z}$  (м<sup>3</sup>/год) визначається за формулою

$$Q_{d.z} = \frac{60T_{zm} n q_e K_n K_i}{K_p}, \quad (3.6)$$

де  $T_{zm}$  – термін роботи на протязі зміни, год.;  $n$  – кількість черпань за хвилину;  $q_e$  – місткість черпака, м<sup>3</sup>;  $K_p$ ,  $K_n$  – коефіцієнти розпушеності породи при руйнуванні та наповненні черпаків, частки од.;  $K_i$  – коефіцієнт використання, частки од.

За даними С.М. Шорохова, значення  $K_n$  залежить від типу порід та конструкції черпакового ланцюга й становить для пісків 0,6 – 0,9; для глин з валунами 0,7 – 0,9 і для важких глин з валунами понад 10% – 0,4 – 0,5. Для умов Уралу та Сибіру для драг з черпаками місткістю 220 л  $K_i = 0,66$ ; а при місткості черпаків 360 л –  $K_i = 0,6$ .

Спеціальні роботи щодо забезпечення водообміну та необхідного рівня води у вибої драги проводяться за рахунок подачі води у кар'єр з річки або іншої водойми. Іноді для таких цілей створюють системи перемичок і гребель. Робота з монтажу драги, також як і земснаряда, починається з будови початкового котловану в межах розсипу або поза ним. Іноді для цього на низині утворюють запруду, що досягається будівництвом спеціальної греблі.

На кар'єрах при гідромеханізованій розробці порід використовують переважно напірний гідротранспорт пульпи по трубах за допомогою землесосів. При цьому загальна їх продуктивність по пульпі  $Q_n$  (м<sup>3</sup>/год) складає



$$Q_n = \frac{V(1-m+q_e)}{T_p K_i}, \quad (3.7)$$

де  $V$  – об’єм породи у масиві для гідравлічної розробки протягом робочого сезону,  $\text{м}^3$ ;  $m = 0,25 - 0,4$  – пористість ґрунту;  $T_p$  – термін роботи протягом року, год.

Тип і потрібну кількість землесосів розраховують виходячи з отриманої  $Q_n$  і нормативної продуктивності землесоса  $Q_n$  ( $\text{м}^3/\text{год}$ ). Діаметри пульповоду  $D_n$  (мм) визначають за формулою

$$D_n = \sqrt{\frac{4Q_n}{3600g\pi}}, \quad (3.8)$$

де  $g$  – швидкість руху пульпи,  $\text{м}/\text{с}$ ;  $g \geq g_{кр}$ ;  $g_{кр}$  – критична швидкість руху пульпи, що попереджає осідання твердих частинок породи у трубопроводі,  $\text{м}/\text{с}$  (табл. 3.1).

Таблиця 3.1

Значення критичної швидкості руху для порід, що транспортуються водою

Найменування	Показник					
Діаметр пульповоду, мм	250	300	400	450	500	600
Глинисті фракції	1,6	1,8	2,2	2,3	2,5	2,7
Піщані фракції з домішками глинистих від 70 до 30%	2,0	2,1	2,4	2,6	3,0	3,2
Пісок і гравій з малим вмістом глинистих фракцій	2,5	2,8	3,3	3,5	3,8	4,0
Гравій та щебінь	3,1	3,6	4,3	4,5	4,8	5,3
Вугілля	2,1	2,5	3,0	3,1	3,3	3,6

Продуктивність прийнятого землесоса по гірничій масі  $Q_{з.м}$  ( $\text{м}^3/\text{год}$ ) становить

$$Q_{з.м} = \frac{Q_n}{1-m+q_e}. \quad (3.9)$$

Потрібний напір землесоса для транспортування пульпи  $H_n$  (кПа) визначається за формулою

$$H_n = h_n + h_e + h_g + h_m + h_{ост}, \quad (3.10)$$

де  $h_n$  – висота підйому пульпи, м,

$$h_n = \frac{H_1 \gamma_m (1-m) + q_e \gamma_e}{1-m+q_e}, \quad (3.11)$$

$H_1$  – різниця позначок між рівнями розташування землесоса і випуску пульпи на відвалі або на збагачувальному устаткуванні, м;  $\gamma_m$ ,  $\gamma_e$  – щільність породи і води, що транспортується,  $\text{т}/\text{м}^3$ ;  $h_e$  – висота всмоктування пульпи, м;  $h_g = H_2 \gamma_m$ ;  $H_2$  – різниця позначок між рівнями розташування землесоса і площі пульпи, що всмоктується, м;  $h_d$  – втрати тиску на тертя по довжині пульповоду, кПа (на кожні 100 м довжини пульповоду  $h_d = 30 - 50$  кПа);  $h_m$  – місцеві витрати тиску, кПа ( $h_m \approx 0,1h_d$ );  $h_{ост}$  – залишковий тиск на кінці пульповоду, кПа ( $h_{ост} = 30 - 50$  кПа).

### 3.4. Технологічні параметри одноківшових екскаваторів

Для виконання виймально-навантажувальних робіт на відкритих розробках сумісно з різноманітним устаткуванням набагато частіше застосовують екскаватори. Операції черпання гірничої маси здійснюються одноківшовими екскаваторами послідовно одна за одною. У сукупності ці операції складають робочий цикл екскаватора. Багатоківшовими екскаваторами здійснюються операції тільки з наповнення ковша породою і вивантаження його при переміщенні по замкнутій траєкторії роторного колеса або нескінченного ківшового ланцюга. Тривалість робочого циклу для них залежить від кількості вивантажених ковшів за одиницю часу.

Залежно від призначення і конструктивних особливостей одноківшові екскаватори поділяють на **будівельні** з ковшами місткістю  $0,25 - 2,5 \text{ м}^3$ , у яких можливо змінювати за необхідністю тип робочого устаткування з прямої на зворотну мехлопату, драглайн, грейфер або підйомний кран (тип ЕО); **кар'єрні гусеничні** з ковшами місткістю  $3,2 - 60 \text{ м}^3$  і робочим обладнанням прямої мехлопати (тип ЕКГ); **розкривні гусеничні** з ковшами місткістю  $4 - 160 \text{ м}^3$  і подовженими рукояттю й стрілою (тип ЕВГ) та **крокуючі драглайни** з ковшами місткістю  $4 - 120 \text{ м}^3$  (тип ЕШ). Кар'єрні екскаватори, операції черпання якими виконуються під дією гідравліки, позначені типом ЕГ, якщо ж вони обладнані устаткуванням зворотної лопати, то – ЕГО.

До основних технологічних параметрів одноківшових екскаваторів відносяться місткість ковша, продуктивність, геометричні розміри робочого устаткування, габарити, потужність, маса, тиск на ґрунт. Робочими параметрами є радіус, висота черпання (глибина) і розвантаження, які залежать від довжини рукояті та стріли, кута їх нахилу, типу екскаватора й спричиняють безпосередній вплив на параметри виймальної західки. Прямі механічні лопати відпрацьовують уступ, знаходячись на його підосві, зворотні лопати і драглайни – на покрівлі. Виходячи з цього, залежно від потужності пластів порід, визначаються й необхідні робочі параметри екскаваторів (рис. 3.5).

**Радіус черпання** визначається розміром горизонтальної відстані від осі обертання екскаватора до різальної кромки ковша при черпанні. Максимальний радіус черпання  $r_{ч.маx}$  (м) відповідає максимально висуненій в горизонтальному положенні рукояті прямої або зворотної лопати (див. рис. 3.5, а, б) або опущеному вертикально вниз ковшу драглайна (рис. 3.5, в). Радіус  $R_{ч.у}$  (м) черпання на рівні стояння екскаватора відповідає межі переміщення різальної кромки ковша по горизонтальній площині. Значення максимального радіусу черпання створює умови для формування безпечного кута укосу уступу, а радіус черпання на рівні стояння – створенню підосви уступу на горизонтальному рівні та визначенню ширини виймальної західки.

**Висота черпання**  $H_ч$  (м) відповідає вертикальній відстані від рівня стояння прямої мехлопати до різальної кромки ковша при вийманні породи. Максимальна висота черпання  $H_{ч.маx}$  (м) відповідає положенню максимально піднятої рукояті сумісно з ковшом. Розрізняють висоту черпання при максимальному радіусі черпання, а також максимальну глибину копання  $H_{к.маx}$  (м) нижче рівня стояння екскаватора.

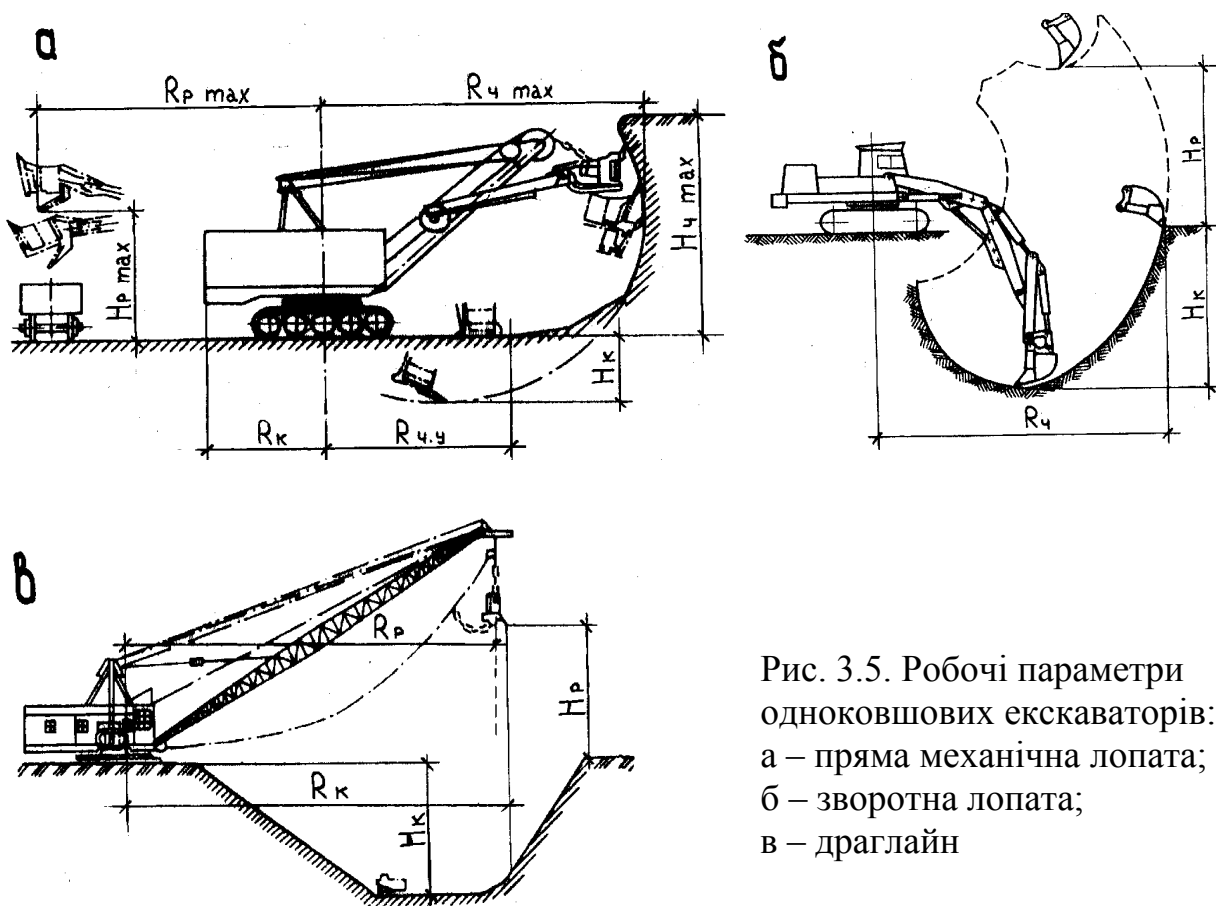


Рис. 3.5. Робочі параметри одноковшових екскаваторів: а – пряма механічна лопата; б – зворотна лопата; в – драглайн

Значення максимальної висоти черпання обумовлює граничну висоту уступу при розробці гірничої маси прямими мехлопатами, а максимальної глибини копання – зворотними лопатами і драглайнами. При розробці скельних порід, розпушених підривними роботами відповідно до Правил безпеки допускається встановлювати висоту уступу для прямих мехлопат на рівні

$$h_y \leq 1,5 H_{ч.max}. \quad (3.12)$$

Уступи, що розробляються зворотними мехлопатами і драглайнами, мають висоту

$$h_y \leq H_{к.max}. \quad (3.13)$$

**Радіус розвантаження  $R_p$**  (м) відповідає горизонтальній відстані від осі обертання екскаватора до центра ковша при вивантаженні з нього гірничої маси. Максимальний радіус розвантаження  $R_{p.max}$  (м) відповідає максимально висуненій горизонтально рукояті для мехлопат або опущеному вертикально вниз ковшу драглайна при вивантаженні. Цей параметр необхідно враховувати при розміщенні транспортних засобів біля екскаватора або формуванні ширини відвальної західки.

**Висота розвантаження  $H_p$**  (м) відповідає вертикальній відстані від рівня стояння екскаватора до нижньої кромки відкритого ковша (для прямих мехлопат) або різальної кромки ковша (для зворотних лопат і драглайнів) при вивантаженні породи. Максимальна висота розвантаження  $H_{p.max}$  (м) відповідає максимально піднятому ковшу при вивантаженні. Значення цього параметра має бути більше на 0,5 – 1 м висоти транспортних засобів або ж висоти відвальної західки.

**Радіус обертання кузова  $R_k$**  (м) залежить від габаритних розмірів екскаватора й обумовлює можливе його положення у вибої та ширини траншеї при її проведенні прямою мехлопатою. При роботі драглайна максимальні радіуси копання й розвантаження можуть збільшуватися шляхом закиду ковша у порівнянні з його положенням при вертикальному опусканні. Дальність закиду залежить від моделі екскаватора та кваліфікації машиніста й може досягати 2,5 – 15 м. При роботі прямих мехлопат з верхнім навантаженням у транспортні засоби (рис. 3.6) висота уступу обмежується максимальною висотою й радіусом розвантаження. При такій схемі висота уступу  $h_y$  (м) визначається за:

– умовами використання максимальної висоти розвантаження при розробці стійких порід з кутом укосу уступу  $\alpha_y = 60 - 80^\circ$ :

$$h_y = H_{p.max} - h_{mp} - e, \quad (3.14)$$

де  $h_{mp}$  – висота транспортного засобу спільно з будовою шляху і баластною призмою, м;  $e$  – безпечна вертикальна відстань між кузовом і ковшом при розвантаженні, м,  $e = 0,5 - 1$ ;

– умовами повного використання радіусу розвантаження при розробці м'яких нестійких порід

$$h_y = (R'_{p.max} - R_y - C) \operatorname{tg} \alpha_y, \quad (3.15)$$

де  $R'_{p.max}$  – радіус розвантаження при максимальній висоті розвантаження, м;  $C \geq 3$  – мінімальна відстань від осі колії дороги до верхньої брівки уступу, м.

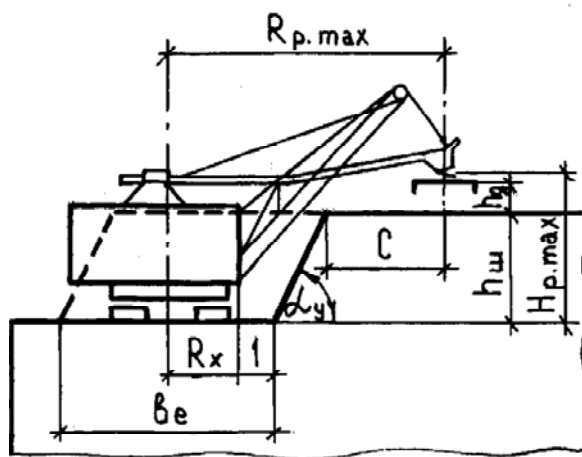


Рис. 3.6. Схема роботи розкривної механічної лопати з верхнім навантаженням транспортних засобів

Схеми роботи з верхнім навантаженням ефективно застосовують при проведенні траншей і підготовці нових горизонтів до експлуатації з використанням як кар'єрних (типу ЕКГ), так і розкривних (типу ЕВГ) екскаваторів сумісно із залізничним транспортом. Екскаватори типу ЕВГ застосовують також в обмежених умовах глибоких кар'єрів, коли вимагається збільшувати кут укосу робочих бортів за рахунок зменшення ширини робочих площадок. Проте при верхньому навантаженні продуктивність екскаваторів знижується на 20 – 30%,

що обумовлено збільшенням терміну робочого циклу за рахунок ускладненого прицілювання ковша над кузовом транспортного засобу при розвантаженні.

Одноківшові екскаватори зазвичай працюють торцевим вибоєм при відпрацюванні уступу і тупиковим – при проведенні траншей. У першому випадку для прямих мехлопат ширина виймальної західки за умовами ефективного черпання повинна знаходитися у межах  $(1,5 - 1,7) R_{ч.у.}$ . Ширина тупикового вибою, як правило, складає  $2R_{ч.у.}$ . При необхідності мати ширшу траншею екскаватор переміщується уздовж вибою зигзагоподібними або поперечними ходами. При ширині тупикового вибою менше за  $2R_{ч.з}$  треба перевіряти можливість розвороту екскаватора та розміщення біля нього транспортних засобів. Відстань між неробочим положенням укусу уступу або траншеї  $l_n$  (м) й тильною частиною кузова екскаватора  $R_o$  (м) не повинна перевищувати  $l_n = R_o + 1$ .

Драглайн також може розробляти породи торцевими й тупиковими вибоєми. При цьому він може розміщуватися на верхній або проміжній площадці уступу (рис. 3.7). Вибій драглайна має криволінійний профіль відповідно до траєкторії переміщення ковша по укусу. Можлива висота уступу визначається паспортною глибиною копання, кутом укусу вибою та місцем розташування драглайна.

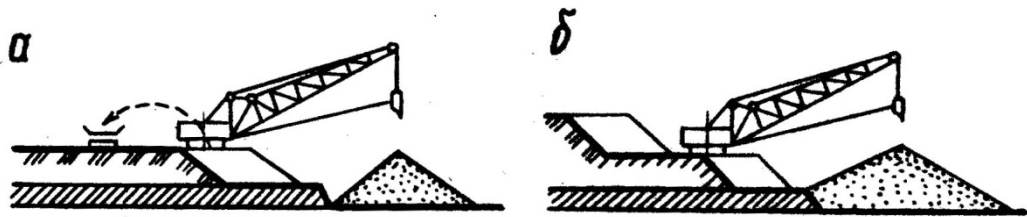


Рис. 3.7. Схема роботи драглайна торцевим вибоєм з розташуванням на верхній (а) та проміжній (б) площадках уступу

Ширина західки  $b_e$  (м) при роботі з розміщенням породи у відвал з кутом повороту  $\omega$  від осі переміщення екскаватора до  $90^\circ$  (рис. 3.8) складає

$$b_e = R_{к.мах} \sin\omega. \quad (3.16)$$

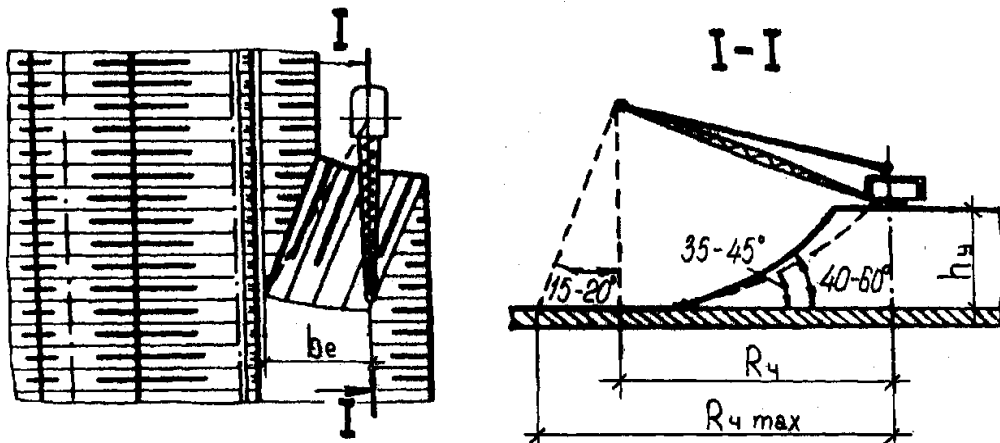


Рис. 3.8. Схема до розрахунку параметрів вибою, який відпрацьовується драглайном

Схема розміщення драглайна на проміжній площадці (див. рис. 3.7, б) використовується для можливості підвищення висоти уступу. Кут укосу вибою при розробці верхнього підступу для попередження ковзання ковша не повинен перевищувати  $25^\circ$ . За цими умовами висота верхнього підступу  $h_{y.в}$  (м) складає

$$h_{y.в} \leq (0,7 - 0,8) H_{к. max}. \quad (3.17)$$

Продуктивність драглайна при верхньому копанні у порівнянні з нижнім, як правило, зменшується на 10 – 15%. Схеми роботи зворотних лопат аналогічні розглянутим для драглайна. Вони переважно працюють у комплексі з різними видами транспорту.

### 3.5. Ланцюгові багатоківшові екскаватори

У ланцюгових багатоківшових екскаваторів (рис. 3.9) як робочий орган застосовується нескінченний ковшовий ланцюг, що переміщується по напрямній рамі. Рама одним кінцем шарнірно з'єднана з корпусом, а іншим кінцем підвішена до укосини. Рама може бути опущена вниз від рівня стояння екскаватора (рис. 3.9, а) або піднята над його рівнем (рис. 3.9, б). Кут її нахилу змінюється за допомогою канатів.

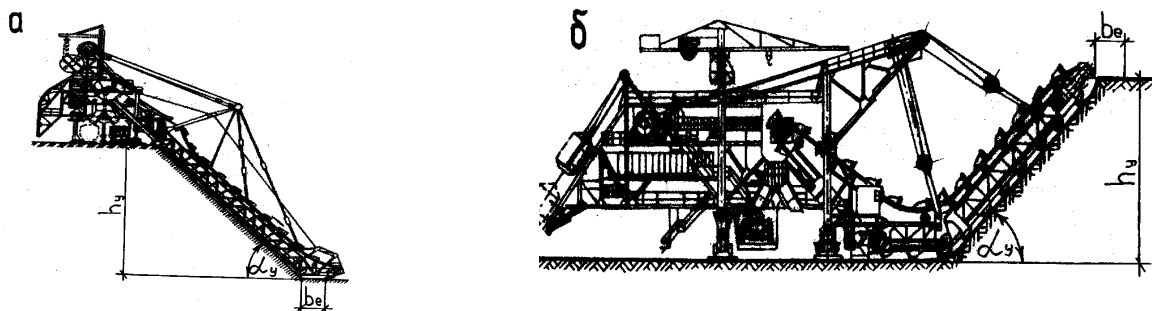


Рис. 3.9 Схема роботи ланцюгових багатоківшових екскаваторів з нижнім (а) і верхнім (б) черпаннями

Ковшова рама може бути жорсткою або шарнірною та такою, що виготовляється з декількох секцій. Завдяки цьому рама може змінювати свою форму над вибоєм уступу шляхом підйому або опускання окремих секцій. На рамі також розміщується планувальна ланка: на кінці – у екскаваторів з нижнім черпанням або у жолобі – з верхнім. В окремих екскаваторів планувальні ланки висуваються до 5 м. Ковші, які переміщуються по вибою, наповнюються породою й далі транспортують її до перевантажувального бункера. Звідти вона навантажується в залізничні вагони (портальне розвантаження) або на стрічковий конвеєр (бічне розвантаження). При цьому продуктивність ланцюгових екскаваторів суттєво залежить від місткості ковшів і при їх значенні  $0,3 - 0,6 \text{ м}^3$  досягає  $990 \text{ м}^3/\text{год.}$ , а при  $0,7 - 1,5 \text{ м}^3$  – зростає до  $2100 \text{ м}^3/\text{год.}$

Ланцюгові екскаватори виготовляють на гусеничному та рейковому ході. Вони мають електричний привід і можуть бути неповоротними, неповно- і повноповоротними. У повноповоротних верхня частина разом з ківшовою рамою може обертатися навколо осі на  $360^\circ$ , що забезпечує можливість попереминої

розробки уступу верхнім і нижнім черпаннями з однієї робочої площадки. При верхньому черпанні зменшується витрата енергії на підйом і зрізування породи. При нижньому – за рахунок маси ланцюгової рами збільшується зусилля різання й наповнення ковшів породою. Завдяки цьому екскаватори нижнього черпання раціонально застосовувати при розробці щільних глинистих порід.

Машина на рейковому ході працюють синхронно з колієпереукладачами безперервної дії. Крок переукладання складає 0,1 – 0,4 м за один цикл. Екскаватори з жорстокою рамою застосовують при валовому вийманні порід, а з шарнірною – при роздільному. Ними розробляють породи м'які та середньої міцності зі стійкими бортами і кутами укусу не більше 45 – 50°. Ланцюгові екскаватори застосовують також при проведенні траншей. У холодний період часу машини працюють неефективно через намерзання породи й підвищену динаміку черпання.

Висота черпання або глибина копання визначається розмірами ковшової рами й обумовлює висоту уступу. Ширина стружки  $v_c$  (м) та її товщина  $h_c$  (м) при черпанні ланцюговим екскаватором становлять

$$v_c = C_l \frac{g_e}{g_u}, \quad h_c = \frac{Q_{e.2}}{60g_e l_0}, \quad (3.18)$$

де  $C_l$  – відстань між ковшами на ланцюзі, м;  $v_e, v_l$  – швидкість пересування екскаватора й ковшового ланцюга, м/хв;  $Q_{e.2}$  – теоретична продуктивність екскаватора, м<sup>3</sup>/год;  $l_0$  – довжина укусу вибою, м.

Товщина стружки складає 0,1 – 0,4 м. Її величина приймається залежно від необхідної продуктивності екскаватора. Тягове зусилля у ланцюзі розраховується за величиною необхідного навантаження. Протяжність фронту робіт екскаваторів малої продуктивності складає 500 – 1000 м, середньої – 1000 – 3000 м. Швидкість руху екскаватора  $v_e$  (м/хв) і ланцюга  $v_l$  (м/хв) взаємопов'язана співвідношенням

$$g_e \leq \frac{g_l}{C_l} v_k, \quad (3.19)$$

де  $v_k$  – ширина різальної кромки ковша, м.

Кількість ковшів  $z$ , що розвантажуються за хвилину, складає

$$z = \frac{g_l}{C_u}. \quad (3.20)$$

Ланцюгові багатоківшові екскаватори, як правило, застосовуються у комплексі з транспортно-відвальними мостами, які пересуваються на рейковому і зрідка – гусеничному ході. Їх виробнича потужність повинна відповідати одному або двом ланцюговим екскаваторам, які спільно подають породу на приймальну консоль моста і через його відвальну консоль – до внутрішнього відвалу. Міст пересувається на одній або двох опорах, одна з яких розміщується в робочій зоні кар'єру, друга – на підготовленому до виймання пласті корисної копалини або у виробленому просторі на передвідвалі (рис. 3.10).

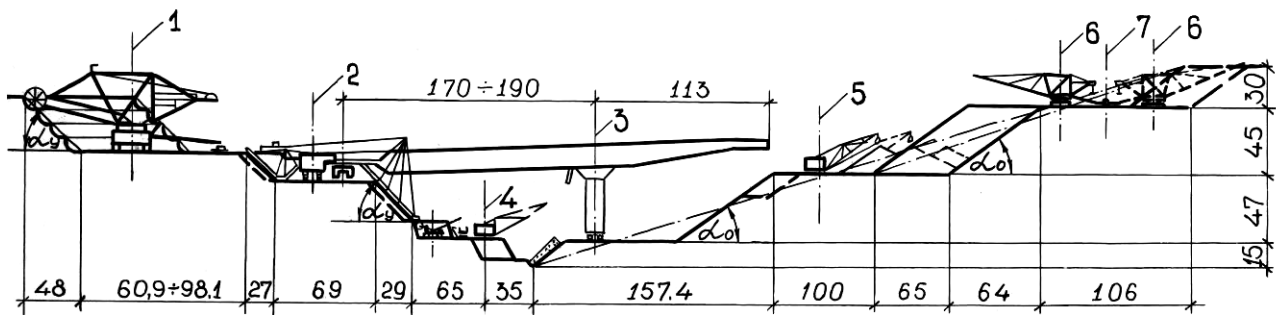


Рис. 3.10. Схема розміщення виймально-відвального устаткування на Морозівському буровугільному розрізі: 1 – роторний екскаватор; 2 – ланцюговий багатоківшовий екскаватор; 3 – транспортно-відвальный міст; 4 – добувний драглайн; 5 – відвальный драглайн; 6 – консольний відвалоутворювач; 7 – стрічковий відвальный конвеєр

Комплекс характеризується великою металоємністю, суворими вимогами до підготовки фронту робіт, необхідністю ретельного планування й зачищення робочої площадки, дотримання прямолінійності й розмірів виймальної західки, надійного осушення масиву, складністю пересування рейкової колії та розміщення її в межах кар'єру.

### 3.6. Технологічні параметри роторних багатоківшових екскаваторів

**Роторні екскаватори** мобільніші та менш вимогливі при експлуатації в аналогічних гірничотехнічних умовах. У роторних екскаваторів (рис. 3.11) робочим органом є роторне колесо з ковшами, яке встановлене на кінці роторної стріли. При обертанні роторного колеса ковші зрізають стружку породи, наповнюються і вивантажуються на конвеєр, розміщений на роторній стрілі збоку від колеса. Надалі порода передається на відвальный конвеєр або до транспортних засобів. На роторі розкривних екскаваторів встановлено 6 – 12 ковшів місткістю до  $1,7 \text{ м}^3$ . На видобувних екскаваторах місткість ковшів значно менша ( $0,2 - 0,6 \text{ м}^3$ ), а кількість їх досягає 22 – 32. У порівнянні з ланцюговими у роторних екскаваторів у 1,5 – 2 рази більш високі зусилля різання, маневреність і продуктивність. Вони виготовляються малою (до  $630 \text{ м}^3/\text{год}$ ), середньою ( $630 - 2500 \text{ м}^3/\text{год}$ ) і великою ( $2500 - 10000 \text{ м}^3/\text{год}$ ) продуктивністю.

За питомим зусиллям різання роторні екскаватори виготовляють з нормальними ( $0,6 - 0,9 \text{ МПа}$ ) і підвищеними ( $1,2 - 2,1 \text{ МПа}$ ) властивостями. Екскаватори з підвищеним зусиллям різання застосовують для розробки кам'яного вугілля, напівскельних і мерзлих порід. Крім того, екскаватори поділяють по можливості виконання верхнього й нижнього черпання, максимальні розміри яких обумовлюють висоту уступу, що розробляється. У сучасних машин вона досягає 40 – 50 м. Роторні екскаватори бувають з невисувною і висувною стрілами. Екскаватори з невисувною стрілою мають на 20 – 25% меншу масу та надійніші в роботі. Проте при роздільному вийманні корисних копалин більше застосовуються екскаватори з висувною стрілою, максимальне висунення якої складає 25 – 31 м.



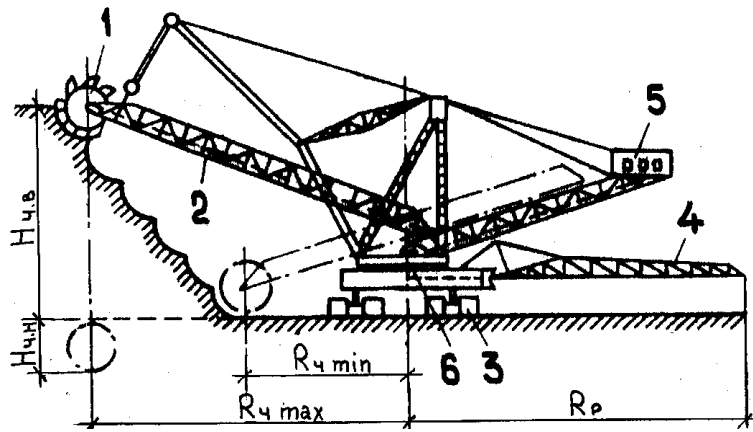


Рис. 3.11. Схема роторного екскаватора: 1 – роторне колесо; 2 – стріла; 3 – гусениці; 4 – розвантажувальна консоль; 5 – противага; 6 – поворотна платформа

Роторні екскаватори мають гусеничний, крокуючо-рейковий і рейково-гусеничний хід з канатним або гідравлічним механізмом приводу. Крокуючо-рейковий хід мають потужні екскаватори з невисувною стрілою. Їх ходове устаткування забезпечує роботу машин на слабкій основі завдяки низькому питомому тиску на ґрунт (0,1 – 0,2 МПа), і дозволяє бути досить маневреними при виконанні технологічних операцій. Так, крокуючо-рейкові екскаватори обертаються на місці, а багатогусеничні мають мінімальний радіус повороту 50 – 60 м. Розкривні екскаватори експлуатуються при температурах від +40 до –10°C, а видобувні – в інтервалі температур  $\pm 40^\circ\text{C}$ . Експлуатація роторних екскаваторів припиняється при швидкості вітру 20 м/с.

Роторні екскаватори на гусеничному й крокуючо-рейковому ході розроблюють уступи в основному торцевим вибоєм. Фронтальний вибій застосовується при використанні екскаваторів на рейковому ході, а також при роздільному вийманні складноструктурних пластів. Застосування торцевих вибоїв дозволяє зменшити витрати електроенергії на пересування екскаватора. Максимальна ширина виймальної західки  $e_{з.е}$  (м) у цьому випадку визначається за формулою

$$e_{з.е} = 1,5R_{к. max} - h_{y}ctg\alpha_{y}. \quad (3.21)$$

Роторними екскаваторами можливо виймати гірничу масу вертикальними та горизонтальними стружками, при яких заглиблення у масив змінюється у межах  $(0,4 - 0,7)D_p$ , де  $D_p$  – діаметр роторного колеса, м. При горизонтальних стружках зменшується можлива висота розроблюваного уступу, підвищується до 30% енергоємність виймання й навантаження на ротор. Застосовується така схема роботи при екскавації м'яких і сипучих порід. Комбінація вертикальних і горизонтальних стружок застосовується для утворення похилих укосів у нестійких породах, а також при роздільному вийманні тонких шарів. Стійкі породи відробляються вертикальними стружками. Найбільша ефективність від використання роторних екскаваторів досягається при вивантаженні породи на відвалоутворювачі безпосередньо або у комплексі з конвеєрами (породи розкриву), конвеєрний та залізничний транспорт (розкривні й добувні роботи). Малі моделі використовують також сумісно з автотранспортом.

У загальних обсягах відкритих гірничих робіт біля 35% становлять м'які породи, які придатні для розробки багатоківшовими, в основному, роторними екскаваторами. У країнах СНД поточна технологія на базі техніки безперервної дії широко використовується у вугільній і марганцеворудній промисловості, де вона найбільш економічна. Однак роторні екскаватори, за даними Інституту з проблем комплексного освоєння надр (РАН ІПКОН), доцільно застосовувати лише при висоті уступів, що знаходяться у діапазоні до максимальної висоти копання машин у звичайному виконанні. При більшій потужності порід слід використовувати компактні роторні екскаватори у комплексі з перевантажувачем за дво- чи трипідступною технологічними схемами. Такі екскаватори експлуатуються у багатьох країнах, де характеризуються високими техніко-економічними показниками. Їх використання дозволяє знизити масу екскаватора в 2,5 – 3 рази порівняно з аналогічними за продуктивністю роторними екскаваторами у звичайному виконанні. Коефіцієнт готовності таких машин вищий, а термін простоїв у ремонтах менший. Швидкість пересування їх значно більша, а використання у комплексі з перевантажувачами дозволяє знизити кількість пересувів вибійних конвеєрів до 2 – 3 за рік. Орієнтація на застосування компактних роторних екскаваторів є перспективною, оскільки їх перевага полягає не тільки у зменшенні маси та капіталоємності вибійної ланки машин, але й у гнучкості технології їх використання на більших за висотою уступах з більш сприятливими умовами ведення роздільного виймання порід, що особливо важливо при комплексному освоєнні родовища.

При розробці порід розкриву для підвищення маневреності та збільшення відстані між суміжним пересуванням багатоківшових екскаваторів і стрічкових конвеєрів або відвалоутворювачів відносно один одного використовуються самхідні перевантажувачі (рис. 3.12). За призначенням вони поділяються на два основні типи: вибійні та міжступні (компенсатори висоти). За конструктивними ознаками перевантажувачі поділяються на неповоротні, частково і повністю поворотні; з однією двоконсольною стрілою, двома консольними стрілами, однією консольною стрілою та мостового типу; з незалежним поворотом двох стріл і з однією поворотною стрілою; з підйомними й нерухомими стрілами; на гусеничному, рейковому, крокуючому та комбінованому пневмоході. У свою чергу, відвалоутворювачі поділяються: за технологічною ознакою – працюючі у складі транспортних і транспортно-відвальних комплексів; за типом ходового устаткування – крокуючі, крокуючо-рейкові, гусеничні та крокуючо-гусеничні; за конструкцією підвішування стріл – з канатною підвіскою, з обпиранням приймальної стріли на окреме ходове устаткування та з обпиранням приймальної стріли на постав конвеєра.

Відвалоутворювачі та перевантажувачі виробляються одно- і двоагрегатного типу. Як правило, відвальна (навантажувальна) стріла, консоль противаги й електроустаткування розміщуються на поворотній частині основного агрегату. Таким чином, відвальна стріла є або повноповоротною, або має робочі кути повороту значно більші порівняно з приймальною стрілою. При цьому двоагрегатна конструкція відвалоутворювачів порівняно з одноагрегатною має декілька переваг: більшу ширину блоків при відсипанні відвалів, менші втрати часу при переміщенні, відсипання відвалу без "мертвих зон", центроване завантаження бункера конвеєра відвальною стрілою.

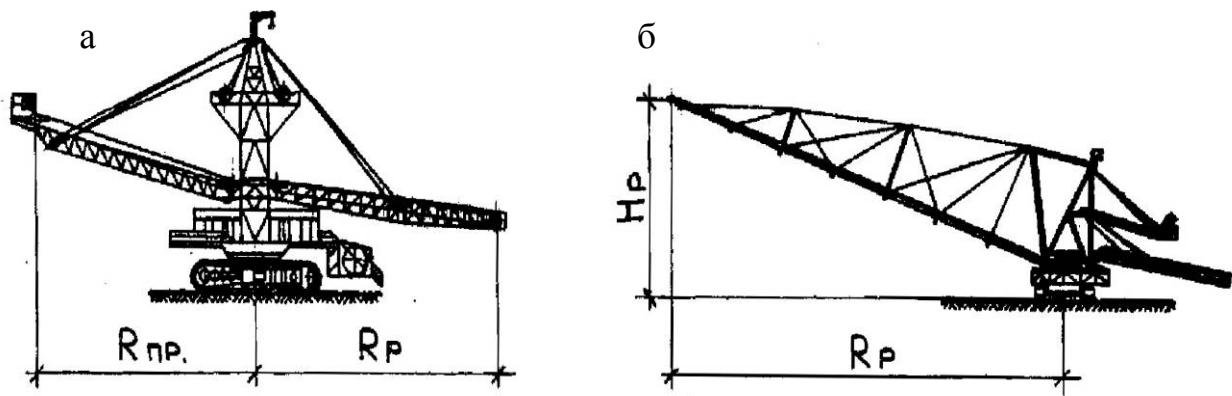


Рис. 3.12. Схема перевантажувача гірських порід (а) і відвалоутворювача (б)

Незважаючи на те, що крокуючий і крокуючо-рейковий хід за маневреністю перевищує гусеничний, останній має свої переваги: відвалоутворювач може пересуватись без припинення відсипання відвалу, забезпечує більш високу швидкість пересування, гусениці не прилипають і не примерзають до ґрунту, менші витрати електроенергії.

Перевантажувачі мають як дві окремі стріли, так і одну загальну з суцільним конвеєром. Останні прості за конструкцією, мають меншу масу, мобільні в експлуатації. Проте перевантажувачі з незалежними стрілами і двома окремими конвеєрами зручніші при експлуатації у різних технологічних схемах комплексу машин.

Стрічкові конвеєри при роботі у комплексі з багатоківшовими екскаваторами мають напівстаціонарну конструкцію і складаються з легкозбірних елементів: привідних і натяжних станцій, лінійних і перехідних секцій, барабанів, роликкоопор та бункерів. Секції встановлюються на дерев'яних або металевих шпалах і мають спеціальне кріплення для можливості пересування турнодозерами. У конвеєрів малої продуктивності вибійні навантажувальні бункери використовуються у вигляді воронки з нахилом стінок  $45 - 60^\circ$  і пересуваються по роликкооперах за допомогою контактної лебідки. У конвеєрів середньої та великої продуктивності вибійні бункери самохідні на рейковому ході. Для передачі транспортованої гірничої маси на приймальні конвеєри перевантажувачів та відвалоутворювачів застосовуються перевантажувальні візки. Вони виготовляються з підйомною, поворотною і неповотною консолями. У візків загальна з конвеєром стрічка.

Візки пересуваються по рейках. З наведеного устаткування формуються принципові схеми роторних комплексів. Вони можуть складатися з роторного екскаватора-відвалоутворювача; роторного екскаватора-перевантажувача – системи стрічкових конвеєрів – відвалоутворювача; роторного екскаватора – перевантажувача – залізничного транспорту. Перевантажувач може знаходитись безпосередньо біля екскаватора, у середині ланки конвеєрів (міжступні) та перед відвалоутворювачем. Комплекси у своєму складі нараховують один-два роторних екскаватори, іноді один-два перевантажувачі, п'ять-десять конвеєрів, один відвалоутворювач або перевантажувальне устаткування.

### 3.7. Виймально-навантажувальні кар'єрні комбайни

Теорія і практика відкритих гірничих робіт показує, що відповідно до класифікації ґрунтів за важкістю екскавації породи I і II груп розроблюють безпосередньо екскаваторами у вибоях без попереднього руйнування, III групи – з частковим, а IV – V групи – із суцільним руйнуванням масиву. Технологічно процес руйнування випереджає виймальні роботи і може здійснюватись як механічним способом із застосуванням спеціалізованого устаткування, так і шляхом використання буропідривних робіт. У багатьох випадках механічне руйнування більш економічне й доцільне.

До виймальних машин з робочим органом, що забезпечує руйнування гірських порід методом крупного сколювання, належать кар'єрні комбайни типу СМ, КСМ і МТС, які виготовляються у Німеччині. Так, комбайни СМ фірми Віртген використовують для руйнування міцних порід обертовий різальний барабан, поверхня якого оснащена тримачами з твердосплавними різцями. Розпушена маса крупністю до 300 – 350 мм безперервно навантажується в автосамоскиди або на стрічковий конвеєр за допомогою барабанного шнека через внутрішній та відвальний конвеєри. Комбайни пересуваються на 3 – 4 гусеницях, що забезпечує велику точність спрямування при роботі та малий радіус повороту (рис. 3.13).

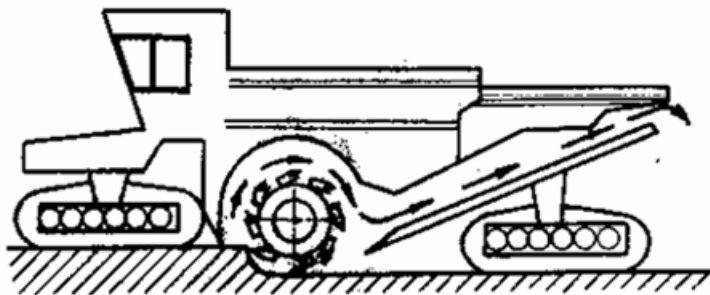


Рис. 3.13. Схема роботи фрезерного комбайна "Віртген"

Використання комбайнів дозволяє з великою продуктивністю й точністю вести роздільне виймання тонких прошарків різнотипових порід: гіпсу, вапняків, кам'яного вугілля, кімберлітів, фосфатів, бокситів тощо. При цьому більш повно використовуються родовища. Поверхня після проходу комбайна рівна і придатна для руху автосамоскидів. Розпушений матеріал виключає додаткове дроблення і може використовуватися безпосередньо як готова продукція. Буропідривні роботи повністю виключаються.

Фірмою "Круп Індустрітехнік" виготовляються виймальні комбайни типу КСМ з продуктивністю 1000 – 8000 м<sup>3</sup>/год по щільній масі. Ці машини завдяки компактній конструкції мають більш сприятливе співвідношення маси й продуктивності, ніж гідравлічні компактні роторні екскаватори, фронтальні навантажувачі та скрепери. Головною перевагою комбайнів КСМ є можливість розробки гірських порід з міцністю до 50 – 70 МПа. Робочий орган для них виготовлено у вигляді чотирьох роторних коліс з зубами на різальних кромках ковшів, що передають подрібнену породу на чотири приймальні конвеєри, а з них – на відвальний, який може обертатись по горизонталі на кут до 210°. Ма-

шина обладнана гусеничним ходом, що забезпечує швидкість пересування 0,53 м/хв при роботі з товщиною виїмкового шару 75% від діаметра ротора. Конструкцією комбайна передбачена зміна положення рами відносно ходового візка, завдяки чому мається можливість роботи на пологих площадках. Питомі витрати електроенергії при розробці міцних порід становлять 0,27 – 0,38 кВт · год/м<sup>3</sup>.

Інститутом з проблем природокористування та екології АН України для умов розробки алмазовмісних порід із міцністю до 7 за шкалою М.М. Протодяконова встановлено, що експлуатаційні витрати на виїмкові роботи для машин КСМ менші порівняно із застосування звичайних екскаваторів у комплексі з буропідривними роботами на 41%, а сумісно з розпушувачами – на 45%.

### 3.8. Шнекобурове виймання корисних копалин

Шнекобурове устаткування застосовується для вибурювання виходів покладів корисних копалин на ділянках з коефіцієнтом розкриття більше граничного, а також для їх доробки за межами кар'єрів та у запобіжних ціликах. Шнекобурова машина (рис. 3.14) являє собою корпус із електричним або дизельним двигуном, допоміжними механізмами й може пересуватися бульдозером по рейках або обладнуватися крокуючим чи гусеничним ходом. Робочий орган представлений шнековим поставом з буровою коронкою на кінці такого ж діаметра. Найбільше застосування шнекобурове устаткування набуло на зарубіжних кар'єрах для добування вугілля. При цьому подрібнене коронкою вугілля переміщується шнеком з вибою й навантажується конвеєром до автосамоскидів. Буровий шнек для запобігання засмічування вугіллям при вийманні й забезпечення стійкості свердловини приймається на 15 – 20 см менше за потужність шару. Щоб покрівля шару не обвалювалася, між свердловинами залишають цілики вугілля (рис. 3.15).

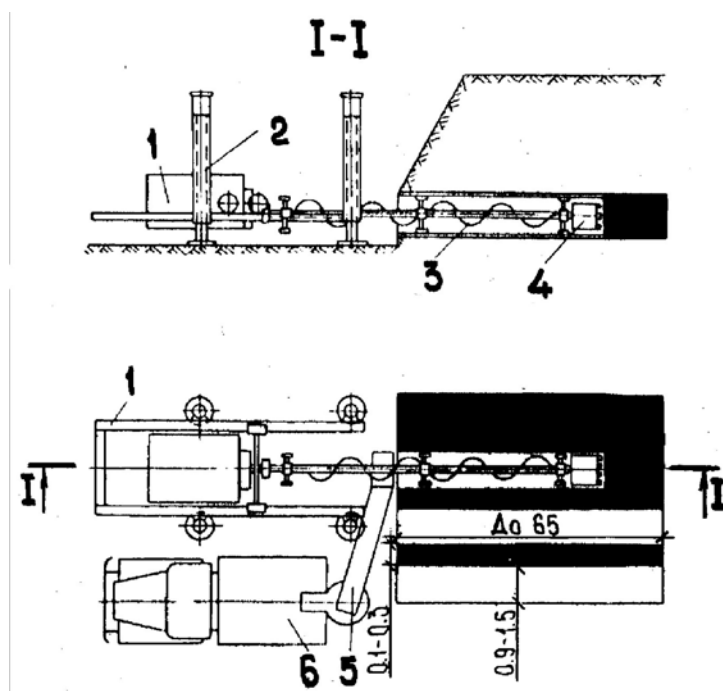


Рис. 3.14. Схема роботи шнекобурової машини: 1 – шнекобурова машина; 2 – гідравлічні домкрати; 3 – шнек; 4 – бурова коронка; 5 – конвеєр; 6 – автосамоскид

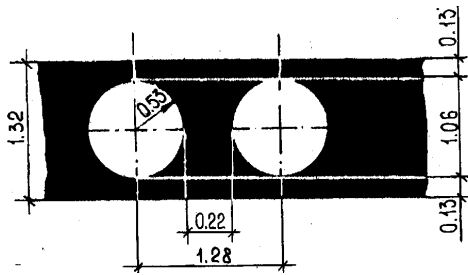


Рис. 3.15. Схема розташування шнекобурових свердловин і ціликів між ними

Діаметр вибурюваних свердловин доходить до 1,5 м, а глибина – до 70 м. Буріння свердловини на необхідну глибину виконується поступовим нарощуванням постава шнеків з окремих секцій довжиною по 4,2 – 6 м. Шнекобурові машини (табл. 3.2) можуть застосовуватися роздільно або у комплексі з екскаватором. Комбіноване використання на кар'єрах звичайного й шнекобурового устаткування забезпечує економічне добування корисних копалин на ділянках з великим коефіцієнтом розкриву.

Таблиця 3.2

Технічна характеристика шнекобурових машин

Найменування	Показник			
Тип машини	ШБ-1	ШБ-1м	ШБ-2	М-36
Продуктивність, т/год	42,8	42,8	114,2	42,8
Робочий орган	одношпиндельний	одношпиндельний	двошпиндельний	одношпиндельний
Діаметр бурових поставів, м	0,6; 0,8; 1,0	0,65; 0,85; 1,05	0,95; 1,2	0,91
Довжина секції, м	4,2	4,2	5,6	6,1
Глибина буріння, м	50	50	70	50
Кут нахилу буріння, град	0 – 15	0 – 15	0 – 20	0
Потужність основного двигуна, кВт	150	130	–	150
Маса, т	37	42,3	–	25

Шнекобуровий спосіб використовується переважно для розробки вугільних покладів і дає можливість вести роздільне виймання тонких шарів, забезпечувати чистоту вугілля й зниження обсягу його збагачення в 2 – 2,5 рази. Недоліком такого способу є великий вихід дріб'язку й втрати вугілля у ціликах, які досягають 55%. Виймання вугілля здійснюється з розрізної траншеї, проведеної драглайном зі складуванням порід розкриву по обох її боках (рис. 3.16). Експлуатаційна продуктивність шнекобурової машини  $Q_{ш}$  (т/зм) визначається за формулою

$$Q_{ш} = \frac{60\rho T_{зм} K_i}{t_{ц}} = \frac{60S_c L_c \gamma K_i T_{зм}}{\frac{L_c}{g_0} + (n-1)(t_n + t_p) + t_g}, \quad (3.22)$$

де  $\rho$  – вихід вугілля з 1 м свердловини, т;  $t_{ц}$  – час циклу на вибурювання 1 м свердловини, хв;  $S_c$  – площа поперечного перерізу свердловини, м<sup>2</sup>;  $\gamma$  – щільність вугілля, т/м<sup>3</sup>;  $L_c$  – глибина свердловини, м;  $g_0$  – експлуатаційна швидкість бу-

ріння, м/хв;  $n$  – кількість шнекових секцій у буровому поставі;  $t_n$ ,  $t_p$  – відповідно час нарощування й розбирання однієї шнекової секції, хв (для ШБ-1  $t_n = 1$  хв;  $t_p = 2$  хв);  $t_6$  – час на допоміжні роботи з пересування й встановлення машини, а також забурювання свердловини, хв.

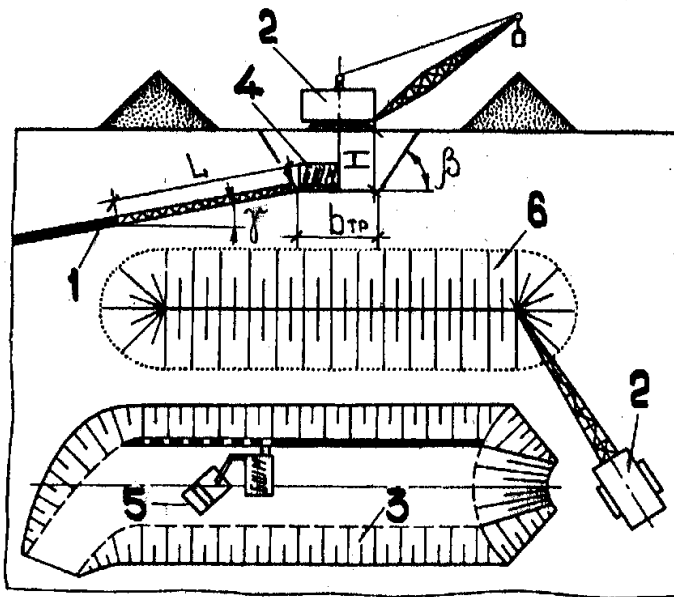


Рис. 3.16. Схема розробки пласта вугілля шнекобуровим способом: 1 – шар вугілля; 2 – драглайн; 3 – розрізна траншея; 4 – шнекобурова машина; 5 – автосамоскид; 6 – відвал породи розкриву

При пологому заляганні шару корисної копалини на рівнині, а також на косогорі може бути здійснене шнекобурове виймання на глибину понад довжини однієї свердловини. Для цього шар розрізними траншеями 1, 2, 3 розбивається на панелі, ширина яких дорівнює довжині однієї свердловини (рис. 3.17).

Максимальна глибина розрізної траншеї  $H_{ur}$  (м) становить

$$H_{ur} = \sqrt{\left(\frac{v}{2ctg\delta}\right)^2 + \frac{\rho e K_2}{\left(d + a + \frac{c}{n_c}\right) ctg\delta}} - \frac{v}{2ctg\delta}, \quad (3.23)$$

де  $v$  – ширина траншеї низом, м;  $\delta$  – кут укосу бічних стінок траншеї, град;  $e$  – кількість рядів свердловин за потужністю шару;  $K_2$  – граничний коефіцієнт розкриву, м<sup>3</sup>/т;  $d$  – ширина підземної виробки (для машин ШБ-1 дорівнює діаметру свердловини), м;  $a$ ,  $c$  – відповідно ширина між свердловиною й бар'єрним ціликом, м;  $n_c$  – кількість однорядних або дворядних свердловин у блоці.

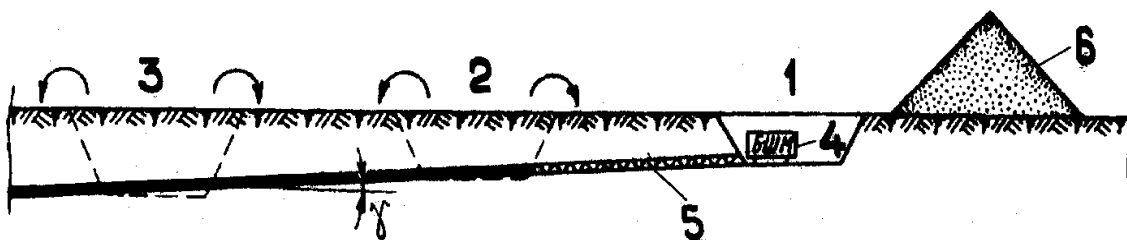


Рис. 3.17. Схема розкриття покладу локальними траншеями з добування вугілля на довжину декількох шнекових свердловин: 1, 2, 3 – розрізні траншеї; 4 – шнекобурова машина; 5 – ширина панелі; 6 – відвал порід розкриву

Ширина робочої площадки буде визначатися параметрами розміщення шнекобурової машини й можливим розворотом у траншеї автосамоскидів. Рациональна довжина фронту робіт для шнекобурового виймання  $\ell_{ш}$  (м) визначається за умови однакового посування машини й екскаватора уздовж траншеї

$$\ell_{ш} = \frac{L_k Q_{ш} (d + a) h_y v_n}{S_c Q_e (L_k - n_{mp} (c - a) - c)}, \quad (3.24)$$

де  $L_k$  – довжина кар'єру, м;  $Q_{ш}$ ,  $Q_e$  – експлуатаційна продуктивність шнекобурової машини й екскаватора, м<sup>3</sup>/год;  $h_y$  – висота уступу, м;  $v_n$  – ширина виймальної панелі, м;  $n_{mp}$  – кількість виробок, розміщених на уступі.

При випробуванні шнекобурового добування вугілля на Байдаєвському кар'єрі машиною М-36 були досягнуті такі показники:  $L_c = 50$  м;  $K_e = 0,8$ ;  $g_{\delta} = 1,2$  м/хв;  $t_n + t_e = 3$  хв;  $t_e = 15$  хв;  $n = 12$ ;  $d = 1,1$  м;  $a = 15 - 30$  см;  $c = 0,9 - 1,2$  м;  $\alpha = 5 - 70$  м. Продуктивність добування у середньому становила 100 т/зм при максимальній 231 т/зм. Продуктивність роботи на вихід була у середньому 57,7 т. Для обслуговування устаткування була задіяна бригада із трьох-чотирьох робітників у зміну. Недоліком при роботі шнекобурових машин було виявлено часте пересікання свердловин між собою внаслідок неточного розміщення машин у вибої бульдозером. Самохідні машини позбавлені цього недоліку.

### 3.9. Виробнича продуктивність виймально-навантажувального устаткування

Технічна можливість й економічна доцільність застосування на кар'єрах того чи іншого різноманітного виймально-навантажувального устаткування залежить від міцності порід, умов залягання порід розкриву і корисної копалини, необхідної продуктивності машин, стану механізації суміжних процесів (підготовка порід до виймання та їх транспортування одним або декількома засобами), кліматичних умов, способу виймання (валовий або роздільний) та інших чинників. Залежно від встановленої продуктивності кар'єру з видобутку гірничої маси порід розкриву  $A_n$  (м<sup>3</sup>), виймання корисних копалин  $A_k$  (м<sup>3</sup>) і відповідної довжини фронту робіт  $L_{ф.н}$  і  $L_{ф.к}$  (м) щорічно необхідно готувати й відпрацьовувати панелі загальною шириною  $v_{\delta}$  (м), які визначаються за формулами

$$v_{\delta.н} = \frac{K_{н.р} A_n}{L_{ф.н} h_n}; \quad v_{\delta.к} = \frac{K_{н.р} A_k K_m}{L_{ф.к} h_k}, \quad (3.25)$$

де  $h_n$ ,  $h_k$  – висота уступу по породам розкриву і корисній копалині відповідно, м;  $K_{н.р}$  – коефіцієнт нерівномірності виконання гірничих робіт;  $K_m$  – потоковий коефіцієнт розкриву, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

Як вже відзначалося вище, панель відпрацьовується екскаваційними західками відповідної ширини і блоками за довжиною. У цьому випадку кількість екскаваційних машин та їх продуктивність повинні забезпечувати встановлене співвідношення відповідно до своїх робочих параметрів. При цьому, якщо висота видобувного уступу й ширина виймальної західки залежать від геометричних розмірів робочого устаткування, то продуктивність машини визна-



чається в основному місткістю робочого органу і періодом його розвантаження або обертання за одиницю часу.

Розрізняють продуктивність виймально-навантажувального устаткування теоретичну, технічну й експлуатаційну. **Теоретична продуктивність** показує кількість гірничої маси в тоннах або кубометрах, яку можливо виймати з масиву вибою при безперервній роботі машини за годину відповідно до її конструктивних особливостей. Для багато- і одноківшових екскаваторів теоретична продуктивність  $Q_{e.z}$  (м<sup>3</sup>/год) визначається за формулою

$$Q_{e.z} = 60q_e n_k, \quad (3.26)$$

де  $q_e$  – місткість ковша екскаватора, м<sup>3</sup>;  $n_k$  – кількість ковшів, які розвантажуються за хвилину.

Для багатоківшових екскаваторів значення  $n_k$  задається в технічній характеристиці, а для одноківшових визначається з співвідношення

$$n_k = \frac{60}{t_{y.m}}, \quad (3.27)$$

де  $t_{y.m}$  – теоретична тривалість робочого циклу, с.

У цьому випадку теоретична продуктивність екскаваційних машин циклічної дії складає

$$Q_{e.z} = \frac{3600q_e}{t_{y.m}}. \quad (3.28)$$

Для екскаваційних машин теоретична продуктивність наводиться в паспортних даних, тому вона називається також і паспортною.

**Технічна продуктивність** показує максимальну продуктивність екскаваційної машини за час безперервної роботи в конкретних гірничогеологічних умовах. Вона залежить від конструктивних параметрів машини, коефіцієнта екскавації порід, коефіцієнтів наповнення ковша  $K_n$ , розпушування порід у ковші  $K_p$ , параметрів вибою й умов розвантаження (у відвал або до транспортних засобів). Параметри вибою впливають на тривалість допоміжних операцій з переміщення машин, видалення негабариту тощо. Технічна продуктивність у щільній масі для багатоківшових  $Q_{eб.m}$  (м<sup>3</sup>/год) і одноківшових  $Q_{eo.m}$  (м<sup>3</sup>/год) машин відповідно визначається за формулами

$$Q_{eб.m} = 60q_e n_k K_e K_3; \quad Q_{eo.m} = \frac{3600q_e}{t_{y.p}}, \quad (3.29)$$

де  $K_e$  – коефіцієнт екскавації,  $K_e = \frac{K_n}{K_p}$ ;  $K_3$  – коефіцієнт вибою, що враховує

вплив допоміжних операцій,  $K_3 = \frac{t_p}{(t_p + t_n)}$ ;  $t_p$  – тривалість безперервної роботи

машини в одному положенні у вибої, с;  $t_n$  – тривалість однієї зміни положення машини у вибої з відпрацювання західки, с;  $t_{y.p}$  – розрахунковий період робочого циклу в конкретному вибої, що залежить від типу відпрацьовуваних порід, якості їх розпушування і кута повороту машини для розвантаження, с.

**Експлуатаційна продуктивність** виймально-навантажувального устаткування визначається з урахуванням тривалості робочого часу за певний період, який пов'язаний з неминучими організаційними й технологічними простоями (приймання й здавання зміни, огляд і змащування вузлів машини, очікування транспортних засобів тощо). Експлуатаційна продуктивність розраховується за зміну, добу, місяць і рік. При розрахунках продуктивності за місяць і рік враховуються витрати часу на планові ремонти устаткування. Найбільшою мірою рівень організації робіт характеризує річна продуктивність машини. При цьому змінна експлуатаційна продуктивність екскаваційної машини  $Q_{e.зм}$  (м<sup>3</sup>/зм) визначається за формулою

$$Q_{e.зм} = Q_{e.m} T_{зм} K_i, \quad (3.30)$$

де  $T_{зм}$  – тривалість зміни, год;  $K_i$  – коефіцієнт використання машини впродовж зміни.

Річна експлуатаційна продуктивність виймально-навантажувального устаткування  $Q_{e.p}$  (м<sup>3</sup>/рік) визначається за формулою

$$Q_{e.p} = Q_{e.зм} N_p n_{зм}, \quad (3.31)$$

де  $N_p$  – кількість робочих днів машини за рік;  $n_{зм}$  – кількість робочих змін за добу.

Кількість робочих днів устаткування залежить від кліматичних умов і режиму роботи кар'єру. Так, екскаваційні машини безперервної дії на розкривних роботах експлуатуються від 250 робочих днів у центральних районах і до 175 днів – у північних. Машини циклічної дії працюють круглий рік із вихідними днями у неділю або ж без них. Тривалість роботи виймально-навантажувального устаткування залежно від вказаних чинників визначається за Нормами технологічного проектування [16] конкретно для кожного району ведення гірничих робіт.

### **3.10. Правила охорони праці при веденні виймально-навантажувальних робіт**

Відповідно до встановлених Правил охорони праці [14] висота уступу в кар'єрі повинна бути визначена проектом з урахуванням фізико-механічних властивостей гірських порід і корисних копалин, гірничотехнічних умов їх залягання та робочих параметрів гірничих машин. Під час експлуатації гідравлічних екскаваторів та гідравлічних навантажувачів висота уступу повинна визначатись розрахунком залежно від їх технічних характеристик. При цьому висота вибою не повинна перевищувати:

– у разі розробки канатними одноківшовими екскаваторами типу механічної лопати та навантажувачами без застосування підривних робіт – максимальної висоти їх черпання;

– у разі розробки драглайнами, зворотними, багатоківшовими та роторними екскаваторами – максимальної висоти або глибини черпання екскаватора.

Під час відпрацювання порід і руд із застосуванням підривних робіт допускається збільшення висоти вибою до півтори максимальної висоти черпан-

ня. У цих випадках необхідно вживати додаткових заходів, які запобігають до-вільному обваленню козирків і нависів. Допускається відпрацювання уступів висотою до 30 м шарами за умови тимчасової ліквідації уступів на проміжному контурі та виведення уступів на проектний контур. При цьому висота вибою повинна бути не більше ніж півтори максимальної висоти черпання екскаватора під час розробки першого (верхнього) шару і висоти черпання під час розробки наступних (нижніх) шарів.

Під час відпрацювання уступів шарами необхідно вживати заходів безпеки, які унеможливають відшарування й обвалення кусків породи з укосу уступу (похиле буріння, контурне підривання, заукіска уступів). Кути укосів робочих уступів необхідно обладнувати таким чином, щоб вони не перевищували:

- під час роботи екскаваторів типу механічної лопати, роторних екскаваторів та драглайна –  $80^\circ$ ;

- під час роботи багатокішшових ланцюгових екскаваторів з нижнім черпанням – кута природного укосу цих порід.

Гірниче та транспортне устаткування, транспортні комунікації, мережі електропостачання та зв'язку необхідно розміщувати на робочих площадках уступів за межами призми обвалення. Параметри призми обвалення уступів в кар'єрах і ярусів на відвалах повинні визначати геологічна та маркшейдерська служби гірничого підприємства або спеціалізована організація, яка має дозвіл (ліцензію) на виконання такого виду робіт, з урахуванням фізико-механічних властивостей порід, а також навантажень на уступи й яруси, що утворюються устаткуванням.

Відстань від нижньої брівки уступу (розвалу гірничої маси) до осі найближчої залізничної колії повинна бути не менше 2,5 м. Ширина робочої площадки з урахуванням її призначення повинна визначатися розрахунком відповідно до Норм технологічного проектування [16]. Під час відпрацювання уступів екскаваторами з верхнім навантаженням відстань від брівки уступу до осі залізничної колії або автодороги повинна бути визначена проектом, але не менше 2,5 м.

Висота уступу (підступу) повинна бути такою, щоб забезпечувалась видимість транспортних засобів із кабіни машиніста екскаватора. Під час ведення розкривних робіт, що здійснюються за безтранспортною системою розробки, відстань між нижніми брівками уступу корисних копалин і породного відвалу повинна бути визначена проектом. За наявності залізничних колій або конвеєрів відстань від нижньої брівки відвалу до осі залізничної колії або осі конвеєра повинна бути не менше 4,0 м.

Відстань між суміжними запобіжними бермами під час ліквідації уступів і постановки їх в граничне положення повинна бути визначена проектом, але не більше висоти двох уступів. В усіх випадках ширина берми повинна бути такою, щоб було можливим її механізоване очищення і щоб вона була не менше третини висоти уступу (уступів – у разі їх об'єднання).

Запобіжні берми необхідно обладнувати горизонтальними або з ухилом у бік борту кар'єру й регулярно очищати від кусків породи та сторонніх предметів.

Відстань по горизонталі між робочими місцями екскаваторів або механізмами, розташованими на двох суміжних по вертикалі уступах, повинна бути не менше півтори їх максимального радіуса черпання під час екскаваторної розробки. Під час буріння перфораторами й електросвердлами ширина робочої площадки повинна бути не менше 4 м. Підготовлені для буріння негабаритні куски гірничої маси необхідно складувати в один шар поза зоною можливого обвалення уступу.

Усі гідротехнічні споруди (греблі, дамби, водозливи) необхідно своєчасно готувати до зимового періоду, а також до пропуску паводкової води. Не дозволяється експлуатувати драги (земснаряди) з відхиленням від цих величин. За наявності мерзлого шару (сезонна мерзлота) або міцних зцементованих порід відробляти вибої з підробкою лобового укусу не дозволяється.

Робота драг (земснарядів) в осінньо-зимовий період здійснюється відповідно до заходів, що передбачають додаткові вимоги безпеки з урахуванням ускладнених умов ведення робіт (низькі температури, льодоутворення). Працівникам на плаваючих засобах не дозволяється підпливати до земснаряда з боку всмоктувального ґрунтопроводу. Для входу на драгу (земснаряд) і виходу з неї повинні бути обладнані відкидні містки (трапи) з перилами висотою не менше 1 м. Спуск трапа на берег дозволяється в спланованих місцях на борт вибою, що не має навислих "козирків". Береговим кінцем трапа в спущеному стані необхідно перекривати лінію вибою не менше ніж на 2 м. Не дозволяються спуск і підйом трапа з людьми.

Видобування штучного каменю та великих блоків у кар'єрах необхідно проводити уступама з послідовним відпрацюванням кожного зверху вниз. Уступи можуть бути поділені на підступи. Висота уступу повинна бути кратною висоті блока, що випилюється (з урахуванням товщини пропили), і не вище: під час роботи каменерізальних машин з механізованим прибиранням каменю – 3 м і відповідати каменерізальному застосовуваному устаткуванню; під час прибирання вручну – 2,35 м; під час розробки вручну міцних порід типу граніту із застосуванням засобів малої механізації – 6 м.

Розробку уступів більшої висоти необхідно проводити тільки за спеціальним проектом, яким передбачено застосування відповідних механізмів і заходи безпечного ведення робіт. В окремих випадках під час роботи горизонтальними західками допускається перевищувати висоту уступу порівняно з розрахунковою, але не більше ніж на висоту одного блока, що випилюється. При цьому верхній блок або плиту повинні прибирати працівники, які перебувають на покрівлі уступу. Ширину робочої площадки уступу (підступу) необхідно визначати розрахунком із забезпеченням розміщення на ній устаткування, гірничої маси, необхідного запасу матеріалів і наявності вільних проходів шириною не менше 1 м. При цьому мінімальна ширина робочої площадки повинна бути не менше 3 м.

**Приклад 1.** Розрахувати робочий парк бульдозерів типу Д-701 для видобування горизонтального нашарування бурого вугілля потужністю 0,4 м, що перекриває шари бурого вугілля у кар'єрі. Річний обсяг робіт 1,8 млн м<sup>3</sup>. Відстань переміщення породи для підготовки площадки бурого вугілля до виймання 20 м. Кількість робочих змін  $n_{зм}$  протягом року становить 350.

**Розв'язання задачі**

1. За формулою (3.1) визначається продуктивність бульдозера за зміну  $Q_{б.зм}$ , м<sup>3</sup>

$$Q_{б.зм} = \frac{3600 \cdot T_{зм} \cdot V_n \cdot K_e \cdot K_g}{t_{ц}} = \frac{3600 \cdot 8 \cdot 6,3 \cdot 0,86 \cdot 0,8}{79,35} = 1574 \text{ м}^3,$$

де  $V_n$  – об'єм породи, що переміщується за робочий цикл, м<sup>3</sup>;  $t_{ц}$  – час роботи бульдозера за цикл, с.

За формулою (3.3)  $V_n = \frac{B_g \cdot h_g^2}{2tg\alpha} = \frac{4,5 \cdot 1,4^2}{tg35^\circ} = \frac{8,82}{0,7} = 6,3 \text{ м}^3.$

За формулою (3.4)

$$t_{ц} = \frac{\ell_n}{V_n} + \frac{\ell_g}{V_g} + \frac{\ell_p}{V_p} + \frac{\ell_{н}}{V_n} + \tau = \frac{3 \cdot 3600}{2 \cdot 1000} + \frac{15 \cdot 3600}{8 \cdot 1000} + \frac{2 \cdot 3600}{6 \cdot 1000} + \frac{20 \cdot 3600}{12 \cdot 1000} + 60 =$$

$$= 5,4 + 6,75 + 1,2 + 6 + 60 = 79,5 \text{ с.}$$

2. Річна продуктивність бульдозера при роботі у одну зміну за формулою (3.2) становить

$$Q_{б.р} = Q_{б.зм} \cdot n_{зм} = 1574 \cdot 350 = 550 \text{ тис м}^3.$$

3. Робочий парк бульдозерів визначається із співвідношення

$$N_{б} = \frac{V_o}{Q_{б.р}} = \frac{1800}{550} = 3,28 \text{ машини.}$$

З урахуванням 20% резерву інвентарний парк бульдозерів складає 4 машини.

**Приклад 2.** Для кар'єру з продуктивністю 10 млн м<sup>3</sup> при тризмінній роботі протягом 350 діб розрахувати потрібний парк екскаваторів ЕКГ-8І за умов тривалості циклу  $t_{ц} = 40$  с,  $K_e = 0,65$  і  $K_з = 0,6$ .

**Розв'язання задачі**

1. За формулою (3.30) визначається змінна продуктивність екскаватора

$$Q_{е.зм} = \frac{3600 \cdot T_{зм} \cdot V \cdot K_e \cdot K_з}{t_{ц}} = \frac{3600 \cdot 8 \cdot 8 \cdot 0,65 \cdot 0,6}{40} = 2246 \text{ м}^3.$$

2. За формулою (3.31) розраховується річна продуктивність екскаватора

$$Q_{е.р} = Q_{е.зм} \cdot N_p \cdot N_{зм} = 2246 \cdot 350 \cdot 3 = 2358000 \text{ м}^3.$$

3. Визначається потрібна кількість екскаваторів у роботі

$$N_{е.р} = \frac{A_{г.м}}{Q_{е.р}} = \frac{10000000}{2358000} = 4,24.$$

З урахуванням 20% резерву потрібний інвентарний парк екскаваторів ЕКГ-8І становить 5 машин.

## Питання для самоконтролю

1. Поясніть принцип дії й умови застосування бульдозерів.
2. Поясніть принцип дії й умови застосування колісних скреперів.
3. Поясніть принцип дії й умови застосування одноківшових фронтальних навантажувачів.
4. Які Ви знаєте технологічні схеми виймання та навантажування гірських порід? Класифікація устаткування та його технологічна характеристика.
5. Як визначають річну продуктивність та парк бульдозерів?
6. Як визначають річну продуктивність та парк колісних скреперів?
7. Як визначають річну продуктивність та парк одноківшових фронтальних навантажувачів?
8. Обґрунтуйте вплив технологічних параметрів кар'єрних мехлопат на параметри уступу.
9. Обґрунтуйте вплив технологічних параметрів драглайна на параметри уступу.
10. Обґрунтуйте вплив технологічних параметрів роторного екскаватора на параметри уступу.
11. Як визначають річну продуктивність та парк одноківшових екскаваторів?
12. Як визначають річну продуктивність та парк багатоківшових екскаваторів?
13. Які особливості розробки гірських порід драгами і земснарядами?
14. Як розраховують технологічні показники розробки гірських порід земснарядами?
15. Поясніть особливості розробки скельних порід кар'єрними комбайнами крупного сколу.
16. Поясніть особливості розробки скельних порід шнекобуровими машинами.
17. Як розраховуються технологічні параметри виймання корисних копалин шнекобуровими машинами?
18. Вкажіть особливості розрахунку експлуатаційної продуктивності прямої й зворотної лопат.
19. Вкажіть особливості розрахунку експлуатаційної продуктивності драглайнів при різних схемах розташування на уступі.
20. Поясніть принцип дії багатоківшових екскаваторів і методи розрахунку їх продуктивності.
21. Вкажіть обмеження вибору висоти уступів при відпрацюванні гірських порід прямими лопатами і багатоківшовими екскаваторами.
22. Вкажіть обмеження вибору висоти уступів при відпрацюванні гірських порід зворотними лопатами і драглайнами.
23. Назвіть правила безпеки при роботі земснарядів і драг.
24. Поясніть схему розташування й основні параметри одноківшових екскаваторів при відпрацюванні групи уступів.
25. Поясніть схему розташування й основні параметри багатоківшових екскаваторів при відпрацюванні групи уступів.

## Глава 4. Переміщення гірничої маси

### 4.1. Особливості експлуатації кар'єрного транспорту

Для переміщення гірничої маси та господарськотехнічних вантажів на кар'єрах використовують різноманітні види транспорту, серед яких найбільш розповсюдженими є автомобільний, залізничний, конвеєрний та гідравлічний. Залежно від гірничотехнічних умов такі транспортні засоби застосовують як самостійно, так і у різноманітних комбінаціях між ними. При цьому вибір раціонального виду кар'єрного транспорту для конкретних умов визначається залежно від фізико-технічних і хімічних властивостей порід, що розробляються, умов залягання корисних копалин, клімату, величини вантажообігу, відстані транспортування, типу й параметрів виймально-навантажувального устаткування, терміну існування гірничих виробок тощо.

Рухомий склад кар'єрного транспорту призначений для переміщення порід розкриття й корисних копалин від вибоїв у робочій зоні до місця розвантаження на відвалах і збагачувальних установках. Він є сполучною ланкою між процесами виймання та складування гірничої маси. Від потужності транспортного устаткування і його технологічних особливостей залежать умови проведення виробок розкриття й підготовки горизонтів до експлуатації. Трудомісткість процесу транспортування дуже висока, а витрати на його обслуговування досягають 50 – 70% у загальній вартості видобувних робіт. При цьому експлуатація транспортних засобів у кар'єрах має свою специфіку:

- значний обсяг і одностороння направленість переміщення гірничої маси при відносно невеликій відстані транспортування;
- систематичне пересування тимчасових транспортних комунікацій у робочій зоні кар'єру та на відвалах, що пов'язано зі зміною розміщення навантажувального і відвального устаткування;
- рух транспортних засобів у вантажному напрямку виконується, як правило, з подоланням значних підйомів;
- підвищені габаритні розміри, міцність і потужність транспортного устаткування, які викликані великими щільністю, міцністю, кускуватістю й абразивністю порід, що переміщуються;
- застосування двигунів внутрішнього згоряння на автономних транспортних засобах супроводжується викидом отруйних газів, що призводить до замічення кар'єрної атмосфери, а іноді – до повної зупинки гірничих робіт на декілька тижнів і місяців.

Інтенсивність роботи кар'єрного транспорту визначається вантажообігом підприємства, який характеризується кількістю вантажу у кубометрах чи тоннах, що переміщується за одиницю часу (змину, добу, рік). Величина вантажообігу складається з обсягів перевезень порід розкриття, корисних копалин і господарськотехнічних вантажів і значно впливає на організацію будівництва системи виробок розкриття та їх експлуатацію. Вантажообіг, що характеризується установленим у часі та напрямку переміщення гірничої маси, називається **вантажопотоком**. Вантажопотоки бувають **зосередженими**, коли уся гірнича маса переміщується з кар'єру на поверхню в одному напрямку по загальних транспо-

ртних комунікаціях. Якщо гірнича маса переміщується за декількома напрямками, вантажопотоки називають **розосередженими**. При формуванні вантажопотоків доцільно розділяти вантажі за якісними ознаками та пунктами призначення. Значення вантажообігу кар'єру й окремих вантажопотоків змінюються у часі та просторі при розвитку гірничих робіт.

Для специфічних умов експлуатації транспортних засобів на кар'єрах найбільш характерними показниками їх технічних можливостей є доцільні долані підйоми та мінімальний радіус повороту, що визначають обсяги гірничобудівельних робіт з проведення виробок розкриття. Габаритні розміри устаткування обумовлюють можливість розміщення транспортних комунікацій у межах кар'єру та їх техніко-економічні показники. Рациональна область використання різних видів транспорту визначається шляхом урахування виробничих витрат на здійснення гірничо-навантажувальних робіт сумісно з переміщенням гірничої маси до місць призначення та складування їх за якісними показниками. Суттєву роль при цьому мають відстань транспортування й об'єми вантажопотоків.

Слід відмітити, що типаж виймально-навантажувального устаткування відіграє суттєву роль у виборі транспортних засобів і організації їх експлуатації. Так, бульдозери, скрепери, одноківшові навантажувачі й земснаряди суміщують при своїй роботі процеси виконання навантаження й транспортування на певну відстань однією машиною. Проте драги, розкривні екскаватори й драглайни виконують розробку й укладання порід розкриву більшою частиною безпосередньо до виробленого простору в кар'єрі без застосування транспортних машин. Для них застосування засобів транспорту не потрібно зовсім. Кар'єрні мехлопати створені в основному для експлуатації сумісно з циклічними видами транспорту: автосамоскидами й залізничними поїздами. Багатоківшові екскаватори – для експлуатації сумісно зі стрічковими конвеєрами за поточною схемою.

На підставі вищенаведеного, залежно від принципу руху можливо виділити транспортні засоби циклічної й безперервної дії. При циклічному транспорті (автомобільний, залізничний) тривалість циклу складається з послідовних операцій, які виконуються одна за одною у суворому порядку: навантаження кузова, рух з вантажем до місця розвантаження, розвантаження кузова, рух порожняком до місця навантаження та врахування простоїв між ними для виконання маневрів і очікування у чергах. При транспорті безперервної дії (конвеєрний, гідравлічний) ці операції суміщуються у часі. Тому коефіцієнт корисної дії та виробнича продуктивність засобів кар'єрного транспорту безперервної дії значно вищі порівняно з циклічними машинами.

## 4.2. Автомобільний транспорт

Найбільше розповсюдження за об'ємом перевезень у кар'єрах з різноманітними гірничотехнічними умовами розробки отримав автомобільний транспорт, рухомий склад якого містить вантажні автомобілі – самоскиди (автосамоскиди), тягачі з напівприцепами й прицепами, автопотяги, тролейвози та дизель-тролейвози. Провідними з них є автосамоскиди з розвантаженням гірської породи шляхом нахилу кузова назад. Основними параметрами кар'єрних авто-



самоскидів є вантажність, потужність двигуна, місткість кузова, колісна формула та мінімальний радіус повороту (рис.4.1).

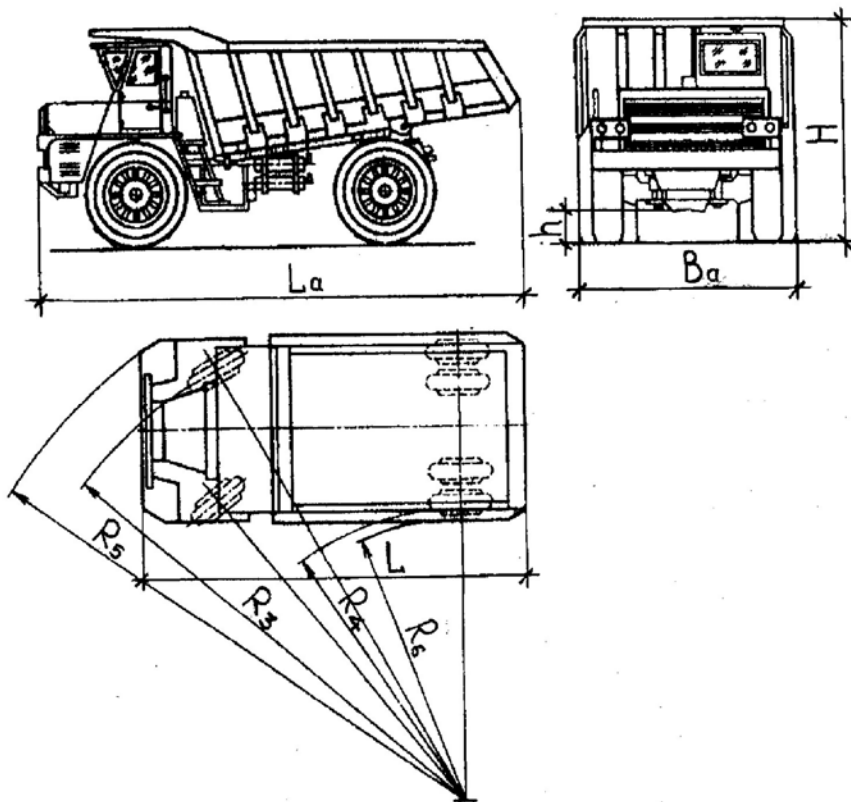


Рис. 4.1. Геометричні параметри автосамоскида:  $L_a$  – довжина, м;  $B_a$  – ширина, м;  $H$  – висота, м;  $R_5 - R_6$  – радіус повороту, м;  $h$  – кліренс

Колісною формулою, що визначає силу тяги автосамоскида, називається цифрове позначення кількості та приводу його коліс, наприклад, 6×4 або 4×2. Перша цифра колісної формули показує загальну кількість коліс, друга – кількість ведучих (привідних). Рациональну вантажність автосамоскидів визначають із співвідношення місткості кузова й ковша навантажувального устаткування. Встановлено, що при відстані транспортування до 2 км вона становить від 4:1 до 6:1 для однокішових екскаваторів і від 2:1 до 4:1 – для фронтальних навантажувачів. При збільшенні відстані перевезень таке співвідношення збільшується до 6 – 10:1. Виходячи з цього, на кар'єрах з невеликою потужністю експлуатується виймально-навантажувальне устаткування з ковшами місткістю 1 – 5 м<sup>3</sup> у комплексі з автосамоскидами вантажністю 10 – 40 т. На потужних кар'єрах поряд зі збільшенням місткості ковшів екскаваторів і навантажувачів використовують автосамоскиди вантажністю до 280 – 350 т. При транспортуванні порід з великою питомою вагою зазначене співвідношення перевіряється за вантажністю.

Ефективність роботи автотранспорту в кар'єрах значною мірою визначається станом і якістю автомобільних доріг. За умовами експлуатації вони поділяються на постійні, тимчасові та пересувні. Постійні та тимчасові мають спеціальне дорожнє покриття зі щебеню або бетону, споруджуються на поверхні, в капітальних траншеях та при в'їзді на робочі горизонти. Постійні дороги слугують упродовж 5 – 7 років. Пересувні дороги обладнуються на робочих площадках у кар'єрі

та на відвалах і, як правило, не мають дорожнього покриття. Переміщуються вони услід за відпрацюванням кожної панелі. За інтенсивністю руху автосамоскидів постійні дороги поділяються на три категорії. До категорії I відносяться дороги з проїздом понад 100 автомашин за годину; до категорії II – 15 – 100 і до категорії III – менше 15. Дорогами категорії I провозиться понад 1,2 млн т вантажу; категорії II – 0,3 – 1,2 млн т; категорії III – менше 0,3 млн т за рік.

Ширина проїжджої частини автодороги  $Ш_a$  (м) залежить від габаритів рухомого складу, швидкості руху, кількості смуг руху в одному напрямку (звичайно одна) і визначається за формулою

$$Ш_a = 2(a + y) + x, \quad (4.1)$$

де  $a$  – ширина автосамоскида, м;  $y$  – ширина узбіччя, м;  $x$  – ширина між кузовами зустрічних автосамоскидів, м;  $x = 2y$ ;  $y = 0,5 + 0,05 g$ ;  $g$  – швидкість руху автосамоскида, км/год.

Ширина проїжджої частини двосмугових доріг для автосамоскидів вантажністю 10 – 15; 27 – 40 і 75 – 120 т відповідно складає 7,5 – 8; 13 – 15 і 20 – 25 м. На кривих з мінімальним радіусом повороту автосамоскидів проїжджа смуга розширюється на 2 – 3 м. Ширина узбіччя складає 1 – 2 м. Дороги, що розміщені у траншеях, повинні мати бокові водовідливні канавки трапецієвидної форми глибиною 0,8 – 0,9 м і шириною дна 0,4 м. При будівництві доріг на рівних площадках вони мають двосхилий профіль з нахилом 10 – 40%. При розміщенні у кар'єрі та на відвалах і косогорах поперечний переріз автодорогі односхилий з підйомом 20 – 40 % у бік масиву та до центру кривих. Зі сторони виробленого простору дороги захищають упорним валом із породи, який відсипається за межами природного укосу уступу, має висоту 0,8 – 1 м і ширину поверху 0,75 м (рис. 4.2). Тип дорожнього покриття вибирається з урахуванням терміну експлуатації дороги, інтенсивності руху, типу рухомого складу та наявності місцевих будівельних матеріалів.

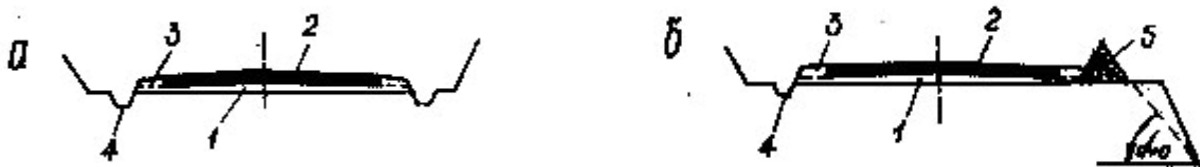


Рис. 4.2. Поперечний профіль автодороги: а – у траншеях; б – на транспортних площадках: 1 – ґрунтова основа; 2 – проїждже полотно; 3 – узбіччя; 4 – водовідливна канава; 5 – захисний вал;  $\alpha_0$  – стійкий кут нахилу обвалення уступу

Рух автосамоскидів у кар'єрі забезпечується, якщо сила зчеплення його ведучих коліс з дорогою більша дотичної сили тяги  $F_g$  (Н) на їх ободі

$$F_g \leq G_{зч} \mu \cos \beta, \quad (4.2)$$

де  $G_{зч}$  – зчепна вага, тобто вага автосамоскида, що припадає на ведучі колеса, кН;  $\mu$  – коефіцієнт зчеплення;  $\beta$  – схил дороги, град.

Крім того,

$$F_g = \frac{3,6N}{g} \eta_n \eta_k, \quad (4.3)$$

де  $N$  – потужність двигуна, кВт;  $\eta_n, \eta_k$  – коефіцієнти корисної дії передачі зусилля від вала двигуна до коліс і самого колеса;  $\eta_n = 0,85 - 0,98$ ;  $0,8 - 0,85$  і  $0,8 - 0,9$  – відповідно для механічної, гідро- й електромеханічної передачі;  $\eta_k = 0,7 - 0,9$ .

Гранично допустимий підйом автодороги у кар'єрі визначається за формулою

$$i_{a,max} = \frac{F_d}{G_{32}} - \omega_0, \quad (4.4)$$

де  $\omega_0 = 10 - 65$  – питомий основний опір руху, Н/кН.

Маса корисного вантажу  $q_a$  (т) автосамоскида становить

$$q_a = \frac{F_g}{\omega_0 \pm i_{p,a}} - G_a, \quad (4.5)$$

де  $G_a$  – маса порожньої автомашини, кН;  $i_{p,a}$  – провідний схил дороги, частки од.

Експлуатаційна продуктивність автосамоскида  $Q_{a,z}$  (т/год) і  $Q_{a,зм}$  (т/зм) визначаються за формулами

$$Q_{a,z} = \frac{q_a K_q K_e}{T_{p,a}}; \quad Q_{a,зм} = Q_{a,z} \cdot T_{зм}, \quad (4.6)$$

де  $K_q$  – коефіцієнт використання вантажності автосамоскида;  $T_{p,a}$  – тривалість рейсу автосамоскида, год;  $K_e$  – коефіцієнт використання автосамоскида протягом зміни,

$$T_{p,a} = t_n + \frac{\ell_n}{g_n} + t_p + \frac{\ell_n}{g_n} + \tau, \quad (4.7)$$

$t_n$  – час навантаження автосамоскида, год,

$$t_n = n_k t_u; \quad n_k = \frac{q_a}{q_e K_e \gamma_n}, \quad (4.8)$$

де  $n_k, q_e$  – кількість і місткість ковшів, що навантажуються в автосамоскид, од. і м<sup>3</sup>, відповідно;  $K_e$  – коефіцієнт екскавації, частки од.,  $t_u$  – тривалість робочого циклу екскаватора чи навантажувача, год;  $\ell_n, l_n$  – відстань транспортування навантаженого і порожнього автосамоскида, км;  $g_n, g_n$  – швидкість руху навантаженого і порожнього автосамоскида, км/год;  $t_p, \tau$  – тривалість розвантаження і затримок у дорозі, год.

Кількість автосамоскидів  $N_p$  (од.), які доцільно використовувати у комплексі з одним екскаватором, становить

$$N_p = \frac{T_{p,a}}{t_n}. \quad (4.9)$$

Провізна здатність автодороги  $M_a$  (од./год) дорівнює

$$M_a = \frac{1000 q_a g_n K_{н,p}}{\ell_{a,\sigma} K_{рез}}, \quad (4.10)$$

де  $K_{н,p} = 0,5 - 0,8$  – коефіцієнт нерівномірності руху;  $\ell_{a,\sigma} = 50$  м – безпечна відстань за ПОП між автосамоскидами, що рухаються в одному напрямку один за одним;  $K_{рез} = 1,75 - 2,0$  – коефіцієнт резерву.

Робочий парк автомашин  $N_{p.a}$  (од.) визначається за формулою

$$N_{p.a} = \frac{A_{z.m} K_{нер} T_{p.a}}{q_a K_q K_n T_{a.зм}}, \quad (4.11)$$

де  $A_{z.m}$  – обсяг перевезень гірничої маси за рік, т;  $K_{нер} = 1,05 - 1,15$  – коефіцієнт нерівномірності перевезень;  $T_{a.зм}$  – кількість змін роботи автосамоскидів за рік.

### 4.3. Залізничний транспорт

Залізничний транспорт отримав переважне розповсюдження на потужних кар'єрах з великою площею та відстанню перевезення гірничої маси понад 7 – 10 км. Рухомий склад поїзда складається з локомотива і причіпних вагонів-самоскидів (думпкарів) вантажністю 60 – 180 т. Для транспортування корисних копалин залізницею на відстань понад 20 – 25 км використовують вагони типу гондол і хоперів вантажністю 63, 94 і 125 т. Ширина колії на кар'єрах країн СНД становить 1520 мм, на зарубіжних – в основному 1435 мм. Відстань між осями суміжних рейкових колій коливається у межах 4,1 – 5,1 м.

Нині на залізничному транспорті у кар'єрах застосовується переважно тепловозна й електрична тяга. Тепловози, які використовують для роботи у кар'єрах, призначені для експлуатації в системі МПС і не зовсім відповідають важким умовам роботи на відкритих розробках. Максимальний схил залізних доріг у виїзних траншеях, по яких вони можуть вивозити 5 – 6 думпкарів типу 2ВС-105, становить 25 – 30 %. Застосування тепловозної тяги доцільно в умовах розробки родовищ з великими розмірами у плані на глибину до 100 м при вантажообігу до 25 млн т за рік та інвентарному парку до 25 – 30 машин.

Електровозна тяга більше розповсюджена на відкритих розробках. Електровози спеціально виготовляють для експлуатації у важких умовах руху по кар'єрних траншеях з підйомом до 40 %. Для підвищення зусиль щодо переміщення поїздів на схилах до 50 – 60 %, практично з тією ж кількістю причіпних думпкарів, використовують тягові агрегати. Вони складаються з електровоза керування й одного-двох думпкарів з обмотореними осями. Можуть мати тепловозну секцію для пересування по коліях безконтактної електромережі, що характерно для вибоїв у кар'єрах і на відвалах (рис. 4.3).

Кар'єрні залізничні комунікації складаються з постійних і тимчасових (пересувних) колій, які мають наступні призначення:

- постійні, що розташовані на поверхні у зоні дії промислових площадок, збагачувальних фабрик, у капітальних траншеях розкриття та на транспортних площадках у кар'єрі, призначені для сполучення з тимчасовими залізничними коліями у вибоях робочих уступів та на відвалах; експлуатуються протягом усього терміну існування гірничого підприємства на одному й тому ж місці;
- тимчасові, що розташовані на робочих уступах у кар'єрі та на відвалах і періодично пересуваються відповідно переміщенню фронту робіт, експлуатуються до повного зносу верхньої будови колії.

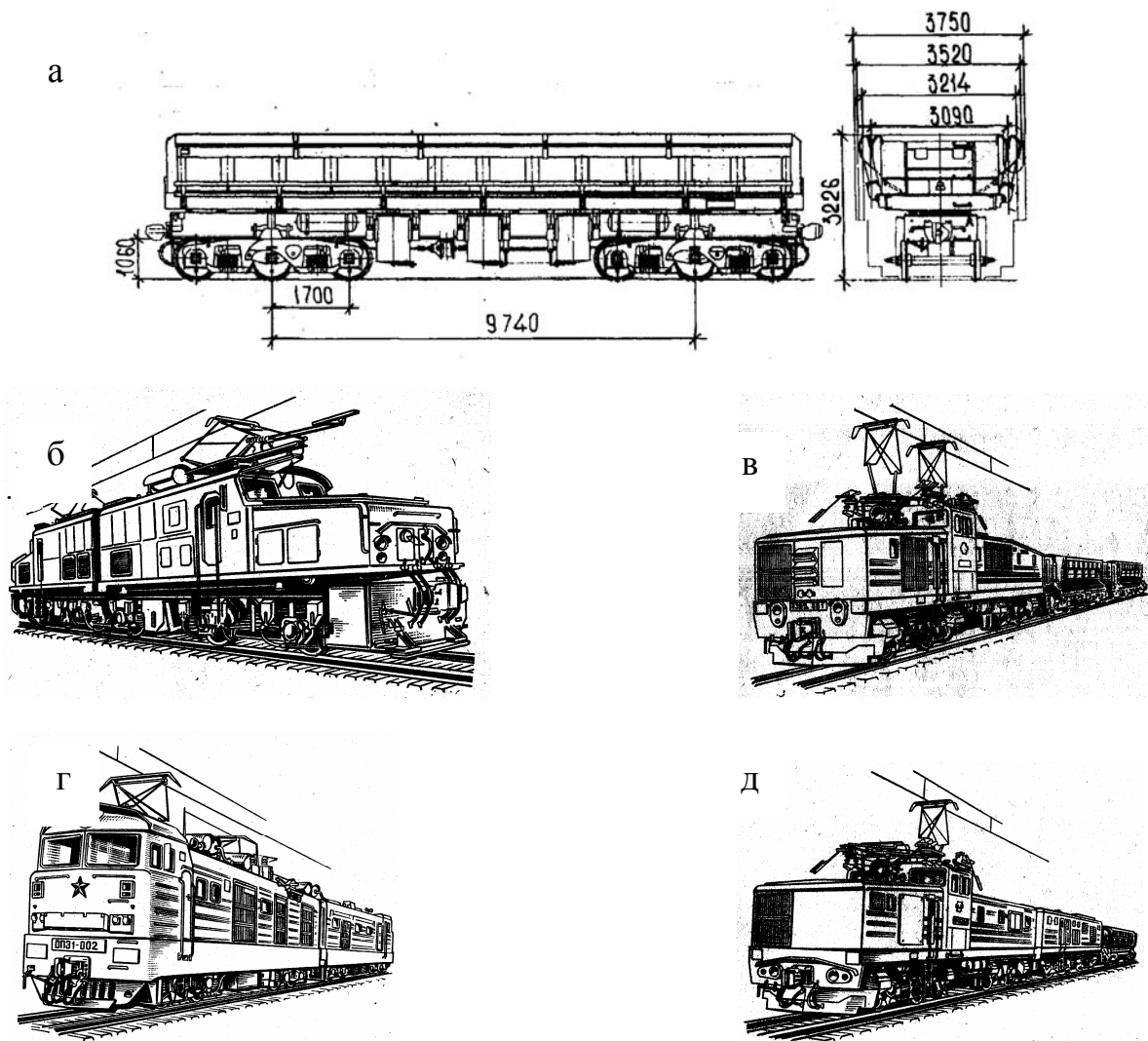


Рис. 4.3. Рухомий склад залізничного транспорту: а – думпкар 2BC-105; б – електровоз EL-1; в – тяговий агрегат ПЕ-2М; г – тяговий агрегат ОПЕ-1; д – тяговий агрегат ОПЕ-1А

Залізнична мережа поділяється на окремі перегони шляхом будівництва розподільних пунктів: постів, роз'їздів і станцій, які сполучені між собою переважно одно- або двоколійними залізничними коліями. Для стаціонарної колії мінімальний радіус кривих дорівнює не менше 200 м, для тимчасових – 100 – 120 м. Значення підйому (схилу)  $i_3$  у поздовжньому напрямку прийнято виражати у промілях, що дорівнює числу тисячних одиниць тангенса кута підйому, тобто  $i_3 = 1000 \operatorname{tg} \alpha$ , ‰. Оскільки при малому куті підйому ( $1 - 2^\circ$ )  $\sin \alpha = \operatorname{tg} \alpha$ , то при відомих значеннях  $i_3$  можливо визначати довжину ділянки підйому на поверхню уступу  $\ell_{mp}$  (км) за формулою

$$\ell_{mp} = \frac{1000h_y}{i_3}. \quad (4.12)$$

Залізнична колія складається з нижньої та верхньої будови (рис. 4.4).

Нижня будова являє собою ґрунтове полотно з водовідвідними і штучними спорудами, верхня – складається з баласту, шпал, рейок зі скріпленням та проти-угонів.

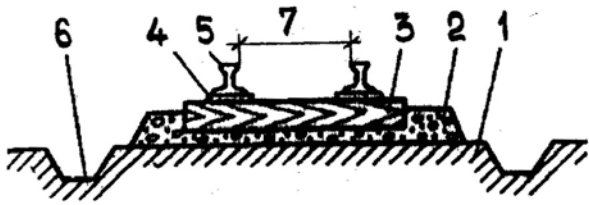


Рис.4.4. Схема будови залізничної колії:  
 1 – ґрунтове полотно; 2 – баласт;  
 3 – шпала; 4 – підкладка; 5 – рейка;  
 6 – водовідвідна канава; 7 – ширина колії

Ґрунтове полотно може бути з твердою основою (скельні породи на уступах у кар'єрі) і з податливою (м'які та розпушені породи у кар'єрі та на відвалах). Баласт потрібен для рівномірного розподілу тиску і пом'якшення ударів від переміщення рухомого складу на ґрунтове полотно, захисту його від промерзання та для відведення поверхневих вод. Як баласт на кар'єрах переважно використовують місцеві матеріали зі скельних порід розкриття крупністю 20 – 70 мм. Як правило, на постійних коліях використовують залізобетонні шпали, на тимчасових – дерев'яні та металеві. Внаслідок великого навантаження від колісних пар рухомого складу у кар'єрах експлуатують рейки важкого типу Р65 і Р75. Стандартна довжина рейок 12,5 і 25 м. На постійних коліях рейки зварюють у пуги довжиною 400 – 800 м.

Практика гірничих робіт показує, що на кар'єрах і відвалах рейкошпальну решітку кладуть або на надто тверду й неподатливу основу, або ж на надмірно податливу та зволожену без достатньої кількості баласту. Відсутність потрібної потужності баласту в першому випадку призводить до передчасного розколу шпал і порушенню конструкційних розмірів колії. У другому випадку рейкошпальна решітка дає значну просадку, яка призводить до видавлювання баласту з-під шпал, самовисмикування костилів, порушенню поздовжнього й поперечного профілів колії. Для запобігання цим діям потужність баласту повинна становити 20 – 25 і 25 – 40 см відповідно на тимчасових і постійних коліях. При експлуатації тягових агрегатів товщина баластового шару збільшується до 50 – 60 см. Кількість шпал на 1 км колії змінюється у межах 1840 – 1920. На колії з радіусом кривизни менше 300 м кількість шпал на 1 км повинна бути збільшена до 1920 – 2000 од.

Оскільки вибійні та відвальні дороги виконують звичайно одноколійними з улаштуванням обмінного поста на початку фронту робіт, складність путьового розвитку кар'єрних залізничних доріг залежить, головним чином, від способу розкриття родовища й виробничої потужності підприємства. Залежно від умов залягання родовища, його конфігурації та глибини відпрацювання залізничні з'їзди можуть бути прямими, тупиковими, петльовими та комбінованими. Найбільш універсальними є тупикові, які у свою чергу поділяються на одноступінчасті, що змінюють напрямок руху поїздів на кожному горизонті, та багаступінчасті – при яких зміна напрямку руху здійснюється через декілька горизонтів. На кожному робочому горизонті влаштовують одно- або двосторонні пости примикання для відгалуження залізничних колій до місця навантаження у вибоях кар'єру або розвантаження на відвалах. На горизонті звичайно експлуатують один-два екскаватори (рис. 4.5).

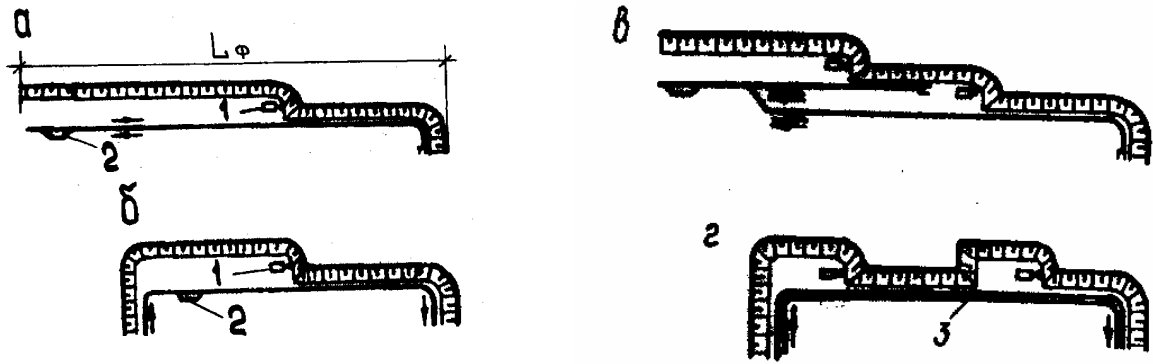


Рис. 4.5. Схеми розвитку пересувних залізничних колій на блоці виймальної панелі: а, б – при роботі одного екскаватора з тупиковим і наскрізним рухом поїздів; в, г – при роботі двох екскаваторів з тупиковим і наскрізним рухом; 1 – екскаватор; 2 – пункт примикання; 3 – пересувний роз'їзд

Довжина площадок  $\ell_{n.1}$  (м) для влаштування одноколіїних тупикових і проміжних постів з одно- і двостороннім примиканням становить  $\ell_{n.1} = \ell_c + (129 - 195)$ . Для тупикових постів двоколіїних з'їздів з одно- і двостороннім примиканням довжину площадки  $\ell_{n.2}$  (м) приймають за формулою

$$\ell_{n.2} = 2\ell_c + (166 - 293), \quad (4.13)$$

де  $\ell_c$  – довжина поїзда, м.

При невеликій інтенсивності руху і тимчасових коліях  $\ell_{n.1} = \ell_c + 30$ .

Максимальна глибина кар'єру  $H_{3.n}$  (м), яка розкривається прямими заїздами з поверхні, становить

$$H_{3.n} = \frac{H_{3.m} + (\ell_{n.2} - \ell_{m.c})i_3}{K_{3.m}}, \quad (4.14)$$

де  $H_{3.m}$  – глибина закладення зовнішньої траншеї, м;  $\ell_{n.2}$  – довжина ділянки горизонту, який розкривається, м;  $\ell_{m.c}$  – довжина тупикової станції, м;  $K_{3.m}$  – коефіцієнт розвитку траси; при примиканні відкатної колії:

– на горизонтальних площадках

$$K_{3.m2} = \frac{h_y + \ell_{n.o}}{h_y}; \quad (4.15)$$

– на пом'якшеному схилі

$$K_{3.mn} = (0,15 - 0,3) K_{3.m2} \quad (4.16)$$

Для обгону, перехрещення, приймання й відправлення потягів, маневрової роботи, технічного огляду та мілкого ремонту, екіпірування локомотивів, формування й розформування поїздів слугують станції. На них улаштовують диспетчерські пости, звідки виконується керування рухом поїздів від вибоїв до місць розвантаження. Станції спеціалізуються або за характером вантажів (порода чи корисні копалини), або за призначенням (для приймання і відправлення навантажених і порожніх поїздів). На поверхні станції більш складні за конструкцією (рис. 4.6, а), у кар'єрах і на відвалах – простіші (рис. 4.6, б).

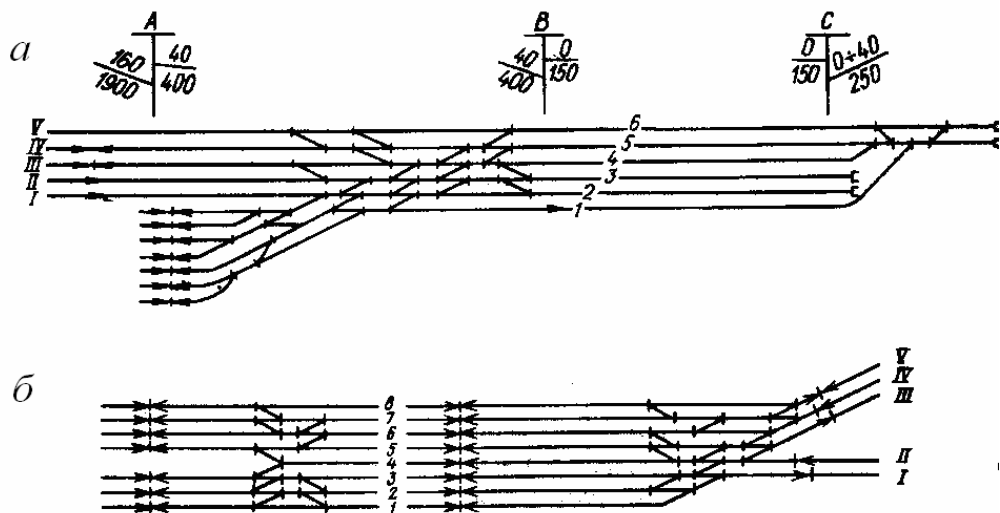


Рис. 4.6. Схема тупикових розподільних станцій у кар'єрі (а) та на поверхні (б): А, В, С – показники схилу ділянок залізниці ‰ (чисельник) і їх довжини між суміжними положеннями  $m$  (знаменник); 1 – 8 – кількість станційних колій; I – V – напрямки руху поїздів на поверхні

Корисна вантажна норма поїзда  $q_z$  (т) встановлюється для умов руху на виїзд по капітальній траншеї, що має максимальний (керівний) підйом  $i_{к.з}$  (‰) і визначається за формулою

$$q_z = \left( \frac{1000G_{зч}K_{зч}}{\omega_0 + 10i_{к.з}} - G_l \right) \frac{q_n}{q_n + q_n}, \quad (4.17)$$

де  $G_{зч}$  – зчепна маса локомотива, т;  $G_{зч} = G_l \frac{n}{n_0}$ ;  $G_l$  – маса локомотива, т;  $n, n_0$  – кількість осей локомотива усього та привідних;  $q_n, q_n$  – маса вантажу у думпкарі й маса порожнього вагона, т;  $K_{зч} = 0,18 - 0,34$  – коефіцієнт зчеплення рухомих коліс з рейками.

**Інтенсивність руху** залізничного транспорту визначається за умовами знаходження на одній колії перегону тільки одного поїзда. У цьому разі **пропускна здатність** перегону визначається кількістю поїздів, які можуть бути пропущені по ньому за одиницю часу. **Провізна ж здатність перегону** показує кількість вантажу, який може бути перевезений за цей же термін. Обмежувальними ознаками перегону, який характеризує транспортну мережу у цілому, є мінімальна провізна здатність, що відповідає його максимальній довжині, найбільшим значенням кривих і підйомів путі. **Обмежувальний перегін**, як правило, характерний для виїзної траншеї з першого від поверхні уступу та розподільного пункту, що примикає до неї.

Провізна здатність перегону  $M_z$  (т) визначається за формулами – для одноколійного перегону

$$M_{z,1} = \frac{T_d n_d q_n}{\left( \frac{l_n}{g_n} + \frac{l_n}{g_n} + 2t_z \right) K_{рез}}; \quad (4.18)$$



– для двоколісного перегону у вантажному напрямку

$$M_{3.2} = \frac{T_{\delta} n_{\delta} q_n}{\left( \frac{\ell_n}{g_n} + t_3 \right) K_{рез}}, \quad (4.19)$$

де  $T_{\delta} = 22$  – термін роботи залізничного транспорту за добу, год;  $q_n$  – вантажність думпкара, т;  $n_{\delta} q_n$  – корисна маса поїзда, т;  $\ell_n$  – довжина перегону, км;  $t_3$  – станційний інтервал для пропуску потягів, год;  $K_{рез} = 1,2 - 1,25$  – коефіцієнт резерву провізної здатності.

Кількість рейсів усіх поїздів за добу, що забезпечують вантажообіг кар'єру, становить

$$N_{3.p} = \frac{K_{рез} \cdot A_c}{n_{\delta} q_n}. \quad (4.20)$$

Можлива кількість рейсів одного поїзда за аналогією з автосамоскидами визначається за формулою

$$n_{3p} = \frac{T_{\delta}}{T_{3.p}}, \quad (4.21)$$

де  $T_{3.p}$  – тривалість рейсу поїзда, г;

$$T_{3.p} = t_n + \frac{\ell_n}{g_m} + \frac{\ell_n}{g_n} + t_{p.з} + \tau,$$

де  $g_m = 10 - 15$ ;  $g_n = 25 - 30$  – швидкість руху відповідно по тимчасових і постійних коліях, км;  $t_{p.з}$  – час розвантаження поїзда, год;

$$t_{p.з} = n_{\delta} t'_{p.з}, \quad (4.22)$$

$t'_{p.з} = 0,025 - 0,08$  – час розвантаження одного думпкара, год.

Експлуатаційна продуктивність поїзда  $Q_3$  (т/год) становить

$$Q_{3.\delta} = \frac{n_{\delta} q_n K_{\delta} K_6}{T_{3.p}}. \quad (4.23)$$

Робочий парк локомотивів, як і поїздів у цілому, визначається за формулою

$$N_{3.pl} = \frac{A_c \cdot K_{рез} T_{3.p}}{n_{\delta} q_n T_{\delta}}. \quad (4.24)$$

Робочий парк думпкарів складає

$$N_{3.p\delta} = N_{3.pl} \cdot n_{\delta}. \quad (4.25)$$

Ефективність використання залізничного транспорту визначається шляхом комплексного урахування витрат на будівництво й експлуатацію колійного господарства, локомотивного та вагонного парку, які забезпечують високу продуктивність виймально-навантажувально-відвального устаткування у кар'єрах. При цьому повинні дотримуватись потрібна швидкість посування фронту гірничих робіт, графіки виймання гірничої маси та складування порід розкриття до відвалу.

#### 4.4. Перевантажувальні роботи при комбінованому автомобільно-залізничному транспорті

При розробці крутоспадних родовищ кар'єри характеризуються інтенсивним пониженням гірничих робіт, зменшенням площі робочої зони, великою кількістю (30 і більше) уступів, що одночасно розробляються, складністю організації розкриття й відпрацювання глибинної частини родовища. У зв'язку з цим на глибоких кар'єрах для перевезення гірничої маси широко застосовується сумісно два розглянутих вище види транспорту: автомобільний та залізничний. Практика показує, що найбільш високі техніко-економічні показники властиві електрифікованому залізничному транспорту із застосуванням тягових агрегатів. Проте невеликі подолані підйоми, значні радіуси кривих, складність обміну поїздів не дозволяють самостійно використовувати залізничний транспорт на глибині понад 300 – 350 м навіть у великих за площею кар'єрах.

Автосамоскиди мають високу мобільність, не вимагають будівництва в кар'єрі капітальних доріг, здатні долати значні підйоми й працювати у обмежених площах нижніх горизонтів у кар'єрах. Вантажопідйомність їх відносно невелика, а вартість перевезення гірничої маси в 8 – 10 разів більше порівняно з залізничним транспортом. Внаслідок цього доцільна сфера їх застосування у глибоких кар'єрах обмежена глибиною 120 – 150 м. Тому при розробці глибоких горизонтів для перевезення гірничої маси, як правило, застосовують комбінований вид транспорту. Різне поєднання його складових ланок пояснюється прагненням максимально використати переваги як залізничного, так і автомобільного транспорту, усунувши по можливості їх недоліки. Ефективність застосування тієї або іншої схеми кар'єрного транспорту залежить від рівня техніко-економічних показників як безпосередньо при перевезенні гірничої маси, так і у суміжних вантажних операціях. Велике значення при цьому має організація перевантажувальних робіт при спільній експлуатації автосамоскидів і поїздів в одному напрямку перевезення гірських порід.

Нині на глибоких кар'єрах застосовують в основному перевантажувальні пункти (ПП), обладнані одноківшовими екскаваторами й навантажувачами. Гірничу масу на таких пунктах розміщується в акумулювальних складах. Місткість складу коливається від 20 до 300 тис. м<sup>3</sup>. Вони мають довжину 100 – 300 м, ширину 25 – 80 м і висоту до 12 м. Для перевантаження гірничої маси з автосамоскидів до залізничних вагонів уздовж нижньої площадки складу будується залізнична колія. Автосамоскиди розвантажуються на верхній площадці. Розрізняють екскаваторні перевантажувальні пункти з розміщенням складу гірничої маси на укосі уступу, на горизонтальній його площадці та у виїмці на уступі. У першому випадку використовується тимчасово неробочий уступ кар'єру (рис. 4.7), складений із стійких скельних порід, уздовж якого формується насипний склад із перевантажуваних порід. При цьому верхня площадка уступу слугує як маневрово-розвантажувальна для автомобільного транспорту.

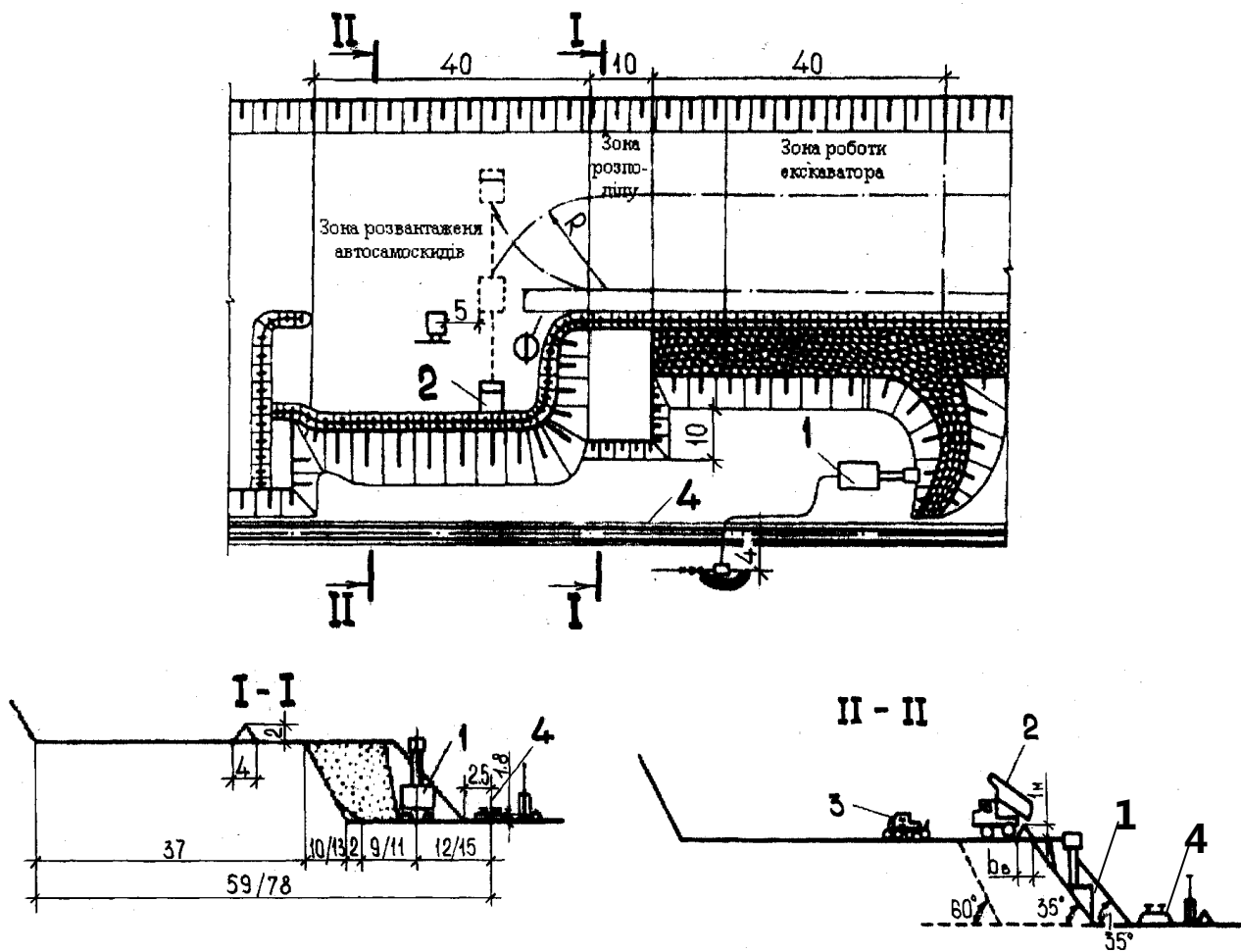


Рис. 4.7. Схема екскаваторного перевантажувального пункту на укосі уступу в кар'єрі: 1 – перевантажувальний екскаватор; 2 – автосамоскид; 3 – бульдозер; 4 – залізнична колія

Верхню площадку ПП за довжиною розбито на три зони: розвантаження автосамоскидів, граничну (зона поділу) і роботи екскаватора. Зона поділу досягає 10 м, а довжина інших 40 – 150 м. Такі перевантажувальні пункти мають тільки односторонній фронт розвантаження. До їх основних переваг відносяться незначні терміни будівництва й вузькі площадки, що займаються у кар'єрі під складування породи. Тому, як правило, їх застосовують при невеликій тривалості служби на одному місці (мігруючі склади). Об'єм заскладованої гірничої маси визначається довжиною складу, шириною й висотою однієї екскаваторної західки.

При улаштуванні складу гірничої маси на горизонтальній площадці її розміри повинні забезпечувати маневрово-розвантажувальні операції для автосамоскидів на відсипаному штабелі. Маневрово-розвантажувальна площадка уздовж усього периметра огорожується захисним валом з породи висотою до 2 м. На ПП такого типу можуть встановлюватися один (односторонній фронт розвантаження) або декілька (двосторонній фронт) екскаваторів. Ширина складу по верхній площадці приймається не менше 35 – 50 м, а по нижній може досягати 65 – 80 м (рис. 4.8).



Рис. 4.8. Екскаторний перевантажувальний пункт на кар'єрі №1 НКГЗК (1980 р.)

Коли склад породи розміщується у виїмці уступу, влаштування ПП виконують аналогічно розглянутому вище. Екскатор встановлюється у виїмці й переміщується уздовж складу. Довжина виїмки відповідає довжині складу, ширина його 10 – 15 м, глибина 2,5 – 4 м. Залізнична колія настиляється на площадці уступу уздовж виїмки. Автосамоскиди розвертаються на маневроворозвантажувальній площадці, яка влаштовується на верхній площині штабеля, й скидають гірничу масу вниз. У роботі знаходиться тільки та частина складу, яка обмежується шириною виїмки. Склади з розміщенням перевантажуваної гірничої маси на горизонтальній площадці та у виїмці уступу застосовуються, як правило, на верхніх горизонтах і поверхні поблизу кар'єру, а також на площадках біля горловини виїзних траншей. Висота складу за Правилами охорони праці не повинна перевищувати максимальну висоту черпання екскаватора [14].

За кордоном замість однокішових екскаваторівклади ПП оснащують колісними навантажувачами з ємністю ковша 5 – 12 м<sup>3</sup>. За будовою такі ПП аналогічні описуваним, а розміри складів визначаються робочими параметрами навантажувачів.

Основними недоліками екскаваторних ПП є великі капітальні витрати, обумовлені застосуванням дорогого навантажувального устаткування і бульдозерів для складування гірничої маси; високою собівартістю перевантаження; великою тривалістю завантаження поїзда (45 – 50 хв), що обумовлено невеликою продуктивністю застосовуваних екскаваторів і навантажувачів; значною площею, займаною в кар'єрі; простоями ПП внаслідок переїзду екскаваторів і зачищення залізничних колій.

Впровадження потужних кар'єрних екскаваторів з місткістю ковша 20 м<sup>3</sup> і більше унеможливає безпосереднє навантаження думпкарів сучасної конструкції через невелику їх ширину. Для їх спільної роботи потрібно спорудження спеціальних напрямних платформ і перевантажувальних пристроїв з акумулювальними бункерами.

За класифікаційними ознаками перевантажувальні пункти поділяють на стаціонарні, напівстаціонарні та пересувні. Стаціонарні зазвичай розташовані на денній поверхні або на верхніх відпрацьованих горизонтах і знаходяться в експлуатації впродовж усього періоду роботи кар'єру. Споруджують їх з монолітного або збірного залізобетону, рідше – з металевих конструкцій. Внаслідок інтенсивного збільшення довжини відкатки автосамоскидами стаціонарні ПП найчастіше застосовують при навантаженні залізничних поїздів транспортними системами, що містять конвеєрні або скіпові підйомники.

Напівстаціонарні ПП призначені для приймання гірничої маси, що доставляється безпосередньо автотранспортом. Улаштовують їх найчастіше на нижньому з горизонтів, що обслуговуються залізничним транспортом, у межах неробочого або тимчасово неробочого борту кар'єру. Після 4 – 6 років експлуатації вони, як правило, переміщуються разом з нарощуванням залізничних комунікацій на глибші горизонти. При цьому намагаються розташовувати перевантажувальні пункти за глибиною кар'єру з кроком 45 – 60 м і розосереджувати їх по периметру робочої зони так, щоб відстань перевезення гірничої маси автотранспортом не перевищувала 1,2 – 1,5 км. Пересувні пункти призначені для спільної роботи потужних екскаваторів і залізничного транспорту безпосередньо на робочих горизонтах.

Разом із перевантаженням гірничої маси з одного виду транспорту в інший одноківшовими екскаваторами у вітчизняній практиці є також досвід використання для таких робіт драглайнів, безпосереднього розвантаження у вагони автосамоскидів вантажопідйомністю 5, 10, 27 і 40 т, через напрямний пристрій або дозатор із застосуванням стрічкових конвеєрів, пластинчатих і вібраційних живильників, а також самопливного випуску (гравітаційного навантаження). Навантаження вагонів стрічковими конвеєрами й живильниками виконується на повільному ході поїзда, екскаваторами – з протягуванням вагонів. Одночасно вантажиться зазвичай один вагон. За кордоном експлуатуються ПП із завантаженням віброживильниками п'яти і більше вагонів водночас. У загальному випадку змінну продуктивність перевантажувального пункту  $Q_{зм}$  (т/год.) визначають за формулою

$$Q_{зм} = (T_c - t_n) \cdot n_{\partial} \cdot q_n / \left( \frac{q_n \cdot n_{\partial.o}}{n_n \cdot Q_z} + t_{e.o} \right) \left[ \left( \frac{n_{\partial}}{n_{\partial.o} - 1} \right) + t_o \right], \quad (4.26)$$

де  $T_c$ ,  $t_n$  – відповідно тривалість зміни й регламентованих перерв у роботі, год;  $q_n$  – вантажопідйомність вагона, т;  $n_{\partial.o}$  – кількість одночасно завантажуваних вагонів;  $n_{\partial}$  – кількість вагонів у поїзді;  $n_n$  – кількість одночасно працюючих навантажувальних машин;  $Q_z$  – технічна продуктивність навантажувальної машини, т/год;  $t_{e.o}$ ,  $t_o$  – тривалість обміну відповідно вагонів і потягів при навантаженні, год.

Кращі умови експлуатації, групове застосування живильників і поточне подання поїздів під завантаження дозволяють значно підвищити продуктивність перевантажувальних пунктів у порівнянні з оснащенням їх кар'єрними екскаваторами. При цьому тривалість завантаження поїздів має пряmlinійний характер і різко знижується зі зростанням продуктивності перевантажувального устаткування й кількості вагонів у потязі. Зі збільшенням вантажопідйомності рухомого складу продуктивність перевантажувального пункту зростає (рис. 4.9).

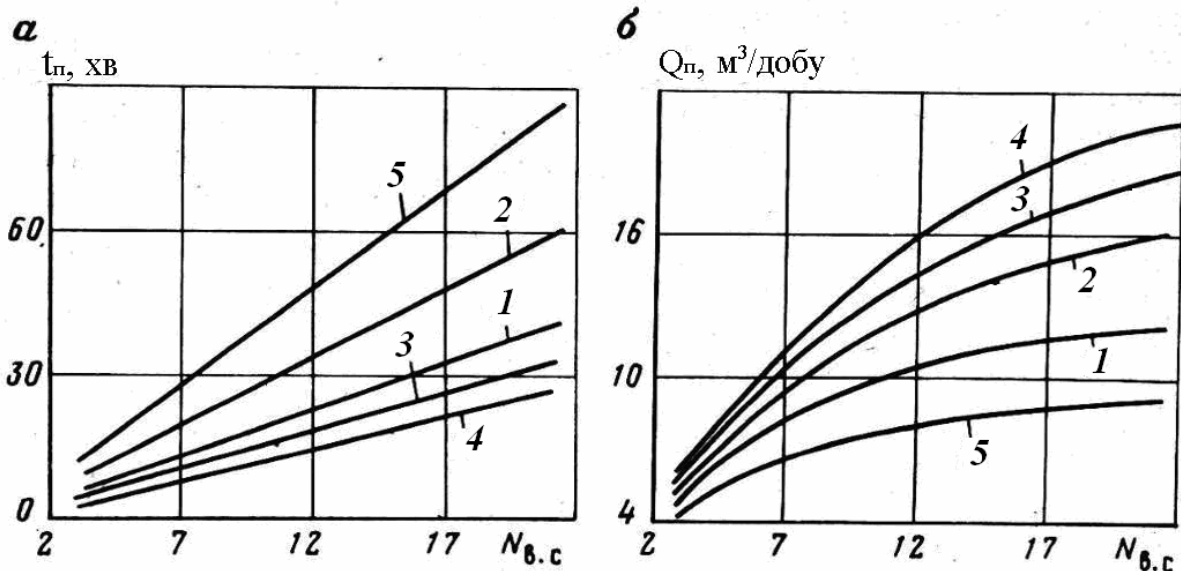


Рис. 4.9. Залежність зміни тривалості завантаження поїзда  $t_n$  (а) і продуктивності перевантажувального пункту  $Q_n$  (б) від кількості причіпних думпкарів 2ВС-105– ( $N_{в.с}$ ): 1, 2, 3 – завантаження одного думпкара одночасно одним, двома й трьома віброживильниками ВПР-3К(ВПР-4); 4 – завантаження чотирьох думпкарів одночасно трьома віброживильниками; 5 – завантаження поїзда екскаватором ЕКГ-8І

Як видно з рис. 4.9, продуктивність ПП в основному залежить від кількості навантажувальних машин, їх продуктивності, кількості думпкарів у поїзді, схеми їх подання й обміну. З метою скорочення тривалості простоїв поїздів іноді їх завантажують одночасно двома екскаваторами. Влаштування ж перевантажувальних пунктів із одночасним завантаженням 1 – 5 вагонів і більше групою живильників сприяє зменшенню тривалості простою поїздів під завантаженням до 8 – 15 хв. Для забезпечення нормальної роботи ПП інтенсивність подачі до нього гірничої маси повинна відповідати продуктивності перевантажувального устаткування.

На кар'єрах країн СНД у більшості випадків перевантаження здійснюють на ПП, улаштованих на скельних уступах висотою 12 – 15 м. Для попередження падіння автосамоскидів під укіс при вивантаженні на верхній площадці уступів споруджуються залізобетонні огорожі або відсипається захисний вал із перевантажуваної породи, який за Правилами охорони праці повинен розташовуватися за межами кута природного укусу гірських порід у масиві й мати висоту не менше 1,51 – 1,8 м (табл. 4.1). Захисні вали, що утворюються з перевантажуваної породи, очищуються, переміщуються та нарощуються у процесі експлуатації ПП бульдозерами. При розвантаженні автосамоскида рухається заднім ходом і упирається задніми колесами в укіс захисного валу (рис. 4.10). Вертикальна  $G(H)$  і рівнодійна  $\tau(H)$  сили від маси автосамоскида діють вниз і сприймаються масивом уступу без руйнування. Сила інерції автосамоскида  $F_i(H)$ , що рухається, за величиною значно менша й урівноважується реакцією зрушення по площі зрізу захисного валу під задніми колесами. При цьому  $F_i = aG$ , де  $a$  – уповільнення руху автосамоскида під час заїзду на захисний вал,  $\text{м/с}^2$ .

Таблиця 4.1

## Параметри захисного валу на перевантажувальному пункті

Найменування	Показник			
Вантажопідйомність автосамоскида, т	120	130	180	200
Повна маса навантаженого автосамоскида, т	210	235	343	355
База автосамоскида, м	5,3	5,3	6,65	6,1
Тип шини	33.00R - 51		40.00R - 57	
Зовнішній діаметр шини, мм	3022	3022	3575	3575
Ширина профілю шини, мм	900	900	1140	1140
Ширина автосамоскида по задніх колесах, м	6,14	6,47	7,78	7,78
Висота задньої кромки кузова при вивантаженні над горизонтальною площадкою, м	1,08	1,2	1,6	1,5
Відстань від осі заднього колеса до задньої кромки кузова при розвантаженні, м	2,5	2,85	3,4	3,49
Мінімальні розміри захисного валу в зоні вивантаження автосамоскида, м :				
– висота	1,51	1,51	1,8	1,8
– ширина підшви	3,6	3,6	4,5	4,5
– площа підшви, м <sup>2</sup>	16,2	25,5	27,8	27,8

Із рівняння швидкості уповільненого руху автосамоскида слідує, що

$$V_k = V - at; a = \frac{V}{t}, \quad (4.27)$$

де  $V_k$  і  $V$  – кінцева і початкова швидкості руху автосамоскида до місця розвантаження м/с;  $t$  – тривалість уповільнення руху, с.

Реакція зсуву захисного валу задніми колесами автосамоскида  $R$  (Н) дорівнює

$$R = C_3 S, \quad (4.28)$$

де  $C_3$  – зчеплення породи захисного валу, Па. Для скельних розпушених порід залізородних кар'єрів, що відсипаються на тверду підшви,  $C_3 = 0,5 \cdot 10^4$  Па;  $S$  – площа підшви захисного валу в зоні контакту з задніми колесами автосамоскида, м<sup>2</sup>

$$S = (B+C)h_e c \operatorname{tg} \varphi - 0,25 \epsilon^2 \operatorname{tg} \varphi, \quad (4.29)$$

де  $B, \epsilon$  – зовнішня й внутрішня ширина колії автосамоскида, м;  $C$  – зовнішня ширина перерізу призми захисного валу під дією задніх коліс, м;  $h_e$  – висота захисного валу, м;  $\varphi$  – кут внутрішнього тертя насипних порід у захисному валі, град.

Відношення  $n_3 = \frac{R}{F_i}$  показує величину запасу стійкості захисного валу від

зрізання. Вважається, що безпека роботи автосамоскида при розвантаженні буде забезпечена при  $n_3 \geq 5$ . З рис. 4.11 випливає, що безпека автосамоскидів вантажопідйомністю 120 – 200 т при висоті захисного валу  $h_e = 1,5$  м досягається при початковій швидкості руху  $V = 5 - 6$  км/год і гальмуванні за 20 с.

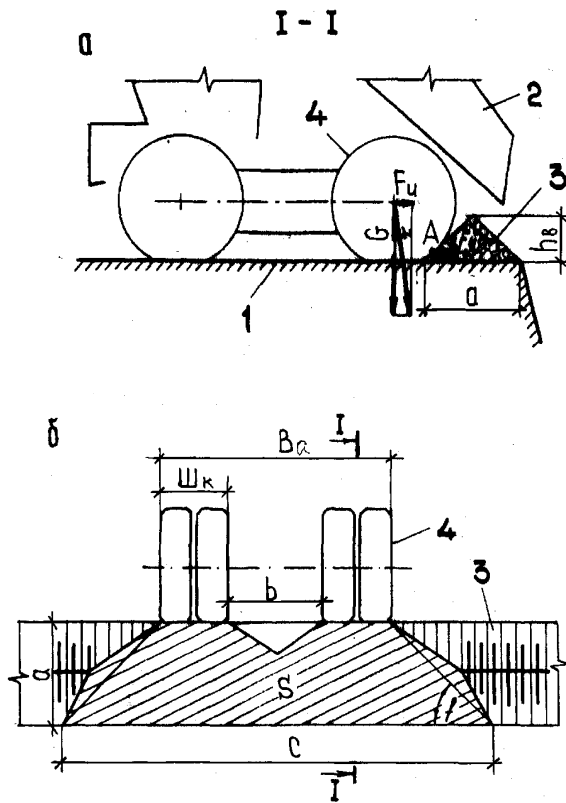


Рис. 4.10. Схеми до розрахунку умов безпеки автосамоскидів при заїзді на захисний вал; а – поперечний переріз; б – вигляд у плані: 1 – уступ; 2 – автосамоскид; 3 – захисний вал; 4 – заднє колесо автосамоскида

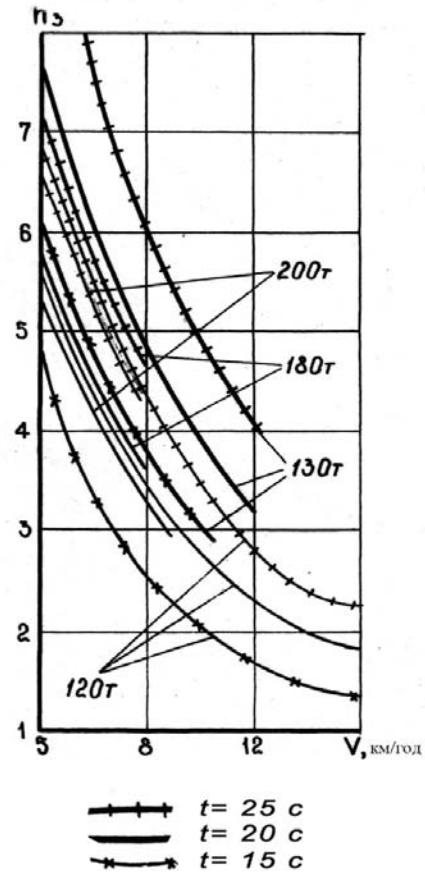


Рис. 4.11. Графіки зміни запасу стійкості захисного валу  $n_3$  від початкової швидкості руху автосамоскида  $V$  і часу уповільнення його до повної зупинки  $t$

Збільшення тривалості гальмування до 25 с дозволяє рухатися автосамоскидам до місця розвантаження зі швидкістю 7 – 10 км/год. Для автосамоскидів вантажопідйомністю 120 т ці значення є граничними. Для потужніших машин є можливість відсипати захисні вали висотою до 1,8 м. Породи в них з часом ущільнюються задніми колесами, внаслідок чого значення  $C_3$  зростає. У зв'язку з цим швидкість руху автосамоскидів до місця розвантаження може бути збільшена до 12 км/год, а час гальмування знижено до 15 с.

#### 4.5. Стрічкові конвеєри та дробарки

Для транспортування гірських порід на відкритих розробках усе частіше використовують конвеєри, в яких робочим органом є стрічкове полотно, що переміщується по роликах, на металевих канатах і рейкових візках. З них переважно застосування отримали стрічкові конвеєри, які влаштовують на робочих площадках відроблюваних уступів або поблизу від них, звичайно без спеціального укриття. У процесі роботи їх пересувають, нарощують або вкорочують. Відомі випадки експлуатації конвеєрів відкритого типу в умовах Уралу та Сибіру при температурі до  $-55^{\circ}\text{C}$ .



Згідно розрахунків ЦЕНТРОДІПРОШАХТу, на вугільних кар'єрах при конвеєрному транспорті порівняно з залізничним питомі капітальні витрати зменшуються на 10 – 44%, металоємність у 3 – 8 разів, собівартість 1 т вугілля – на 12 – 37% і 1 м<sup>3</sup> порід розкриття – на 5 – 16 %, продуктивність праці зростає на 25 – 50%, а чисельність робітників скорочується на 25 – 50%. Конвеєри застосовують на горизонтальних трасах і підйомах до 18 – 22° при швидкості руху стрічки до 3,145 – 7 м/с і довжині постава до 2,5 км. Коефіцієнт готовності вибійних і відвальних конвеєрів становить 0,9 – 0,95, магістральних 0,95 – 0,98.

Для транспортування як м'яких, так і подрібнених скельних порід найбільше використання отримали конвеєрні стрічки з тяговим каркасом із бавовняної та синтетичної тканини, а також металевих тросів (рис. 4.12). При цьому маса 1 м тканинної стрічки  $g_c$  (кг) визначається за формулою

$$g_c = B_c \gamma_c h_c, \quad (4.30)$$

де  $B_c$ ,  $h_c$  – ширина та товщина стрічки, мм;  $\gamma_c$  – щільність стрічки, кг/мм<sup>2</sup>.

Витрати на придбання стрічки становлять 40 – 60% від витрат на усю конвеєрну установку у цілому. Термін роботи гумотканинних стрічок до зносу становить 2 – 4, гумотросових – 4 – 6 років.



Рис. 4.12. Будова конвеєрних стрічок: а – з тканинним каркасом (1 – тканинні прокладки; 2 – гумові прошарки; 3, 4, 5 – відповідно робоча, опорна й бокова гумові обкладки; 6 – брекерна тканина; 7 – шнур); б – з потовщенням обкладки і пошарово та спіраліно закрученими прокладками; в – кордова стрічка (1 – корд; 2 – уток); г – щільноткана прогумована стрічка (1 – сталіні троси; 2 – капронова тканина; 3 – брекерна тканина; 4 – шар гуми); д – шар гуми; е – монолітна стрічка (1 – сталіна стрічка; 2 – шар гуми); ж – плетені стрічки

### Стрічкові конвеєри класифікуються:

- за видами транспортованого матеріалу – для м'яких і скельних порід;
- за призначенням – для переміщення порід розкриття і корисних копалин;
- за місцем улаштування – конвеєри вибійні, передаточні, торцеві, магістральні та відвальні (рис. 4.13), а також конвеєри на багатоківшових екскаваторах і відвалоутворювальному устаткуванні;

- за способом переміщення – стаціонарні, пересувні та самохідні;
- за кутом нахилу до горизонту – горизонтальні та похилі (до 22°);
- за конструкцією поставів і роликоопор – з жорсткими і канатними поставами та жорсткими і гнучкими (шарнірними) роликоопорами;
- за типом приводу – однобарабанні з одним або декількома електродвигунами та багатобарабанні з двома й більше електродвигунами;
- за продуктивністю – малої (до 630 м<sup>3</sup>/год), середньої (700 – 2500 м<sup>3</sup>/год), великої (2500 – 5000 м<sup>3</sup>/год) та потужної (понад 5000 м<sup>3</sup>/год).

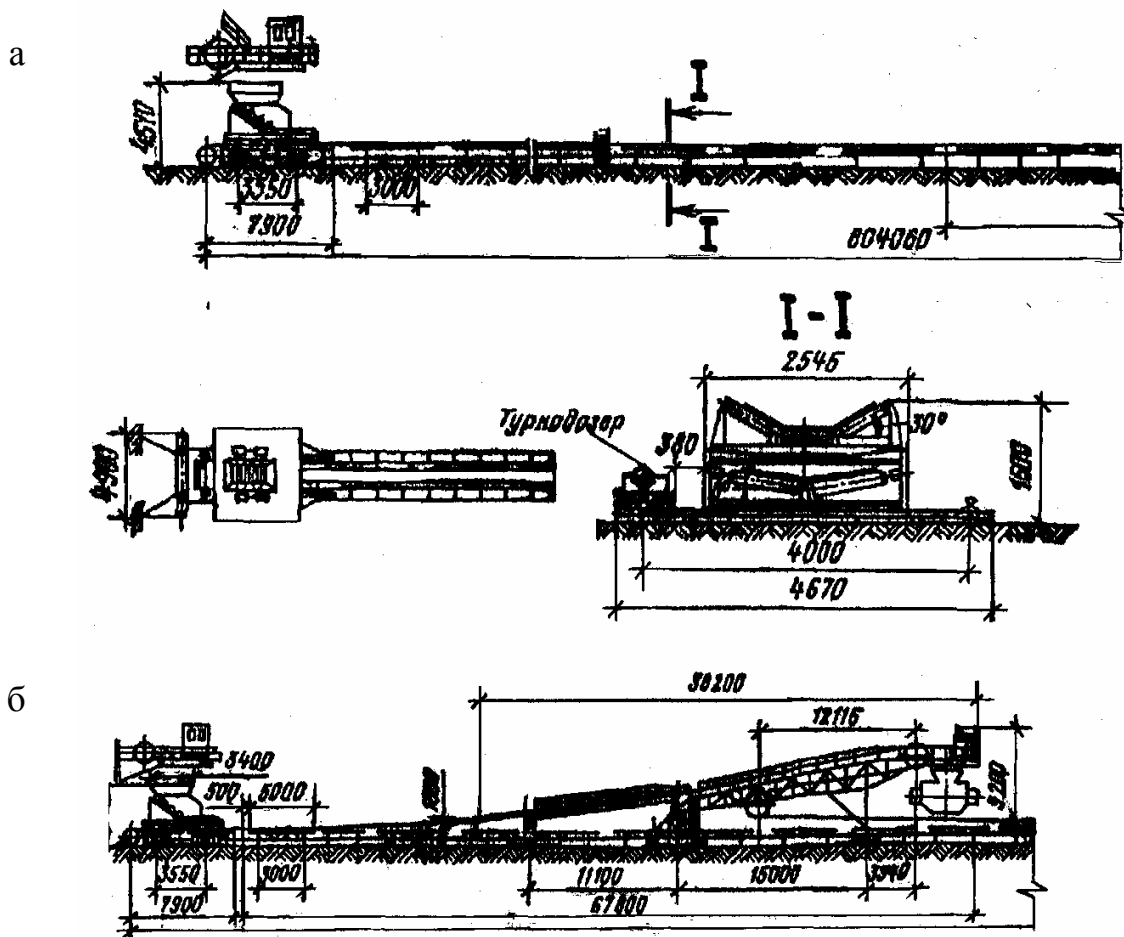


Рис. 4.13. Схеми вибійного (а) й відвального (б) конвеєрів, які виготовляються Новокраматорським машинобудівним заводом

Інститутом ВНДПТМА розроблено типовий ряд конвеєрів, який вміщує 98 перспективних моделей установок нового покоління. Їх можливо виготовляти з використанням невеликої кількості уніфікованих основних вузлів. Конвеєри у кліматичному виконанні типу У1 та У2 придатні для роботи при температурах повітря від +40 до -45°С з транспортуванням скельної породи крупністю до 450 мм і насипною щільністю 1,6 – 3,4 т/м<sup>3</sup>. Ширина стрічки становить 1200, 1400, 1600 і 2000 мм. Їх міцність коливається у межах 1000 – 6000 Н/мм. Привід одно- і двобарабанний з поділом навантаження між ними у межах 2:1 та 2:2. Швидкість руху стрічки становить 2; 3,15; 4; 5; 6,3 м/с. Типажем рекомендується приймати довжину конвеєрів: вибійних – 800 м, відвальних – 750 м, передаточних – 400 м, магістральних – 1000 – 1800 м. Вибійні та відвальні конвеєри

пересуваються турнодозерами. Тривалість  $t_{n.k}$  (год) переміщення ділянки конвеєра становить

$$t_{n.k} = \frac{\ell_{d.k} \ell_{n.m}}{1000 S_{n.m} \vartheta_{n.m} K_{дон}}, \quad (4.31)$$

де  $\ell_{d.k}$  – довжина пересувної ділянки, м;  $\ell_{n.m}$  – відстань пересування, м;  $S_{n.m} = 0,2 - 1,0$  – крок пересування, м;  $\vartheta_{n.m} = 8,3 - 12$  – середня швидкість пересування, км/год;  $K_{дон} = 0,6 - 0,7$  – коефіцієнт, який враховує час на допоміжні операції.

Технічна продуктивність  $Q_c$  (м<sup>3</sup>/год) конвеєра залежить від ширини стрічки  $B_c$  (мм), форми поперечного перерізу розміщеної на стрічці породи, її фізико-механічних характеристик та швидкості руху стрічки  $\vartheta_{c.k}$  (м/с) і визначається за формулою

$$Q_c = 3600 F \vartheta_{c.k} \psi K_v, \quad (4.32)$$

де  $F$  – площа заповнення стрічки породою, м<sup>2</sup>;  $F = C_n K_{p.k} (0,9 B_c - 0,05)^2$ ;  $C_n$  – коефіцієнт, що враховує кут нахилу конвеєра;  $K_{p.k}$  – коефіцієнт, що враховує конструкцію роликкоопор; для однороликової опори  $K_{p.k} = 0,07 - 0,09$ ; для трироликової –  $K_{p.k} = 0,13 - 0,17$ ;  $\psi$  – коефіцієнт заповнення стрічки породою.

Ширина стрічки конвеєра  $B_c$  (мм) залежить від крупності кусків транспортованої породи та їх питомої ваги. За наявності їх у масі вантажу до 15%

$$B_c \geq (2,3 - 2,5) d_{max} + 200; \quad (4.33)$$

– при збільшенні крупних кусків у масі до 80%

$$B_c \geq (3,3 - 4) d_{max} + 200, \quad (4.34)$$

де  $d_{max}$  – максимальний розмір куска породи, мм.

При розробці скельних порід, поряд із руйнуванням їх буропідричним способом на уступах, потрібно також додатково їх подрібнювати для транспортування стрічковими конвеєрами. Це здійснюється у дробарках крупного дроблення. Їх конструкція повинна відповідати фізико-механічним властивостям транспортованих порід, а продуктивність – розрахунковій продуктивності конвеєрів. При влаштуванні перевантажувальних пунктів у кар'єрах поряд із зазначеними умовами особливе значення мають габаритні розміри дробарок, оскільки від них залежать розміри верхньої площадки концентраційного горизонту та висота переміщення подрібненої породи до конвеєра. При розробці кар'єрів великих розмірів у плані поряд із стаціонарним розміщенням дробарки їх також улаштовують у напівстаціонарному положенні або ж виготовляють самохідними на гусеничному, крокуючому та пневмоколісному ходу (рис. 4.14).

**Щоківі дробарки** призначені для дроблення міцних і абразивних порід із межею міцності на стиск до 350 МПа.

**Конусні дробарки** використовують при дробленні руд і порід міцністю до 250 МПа з великою в'язкістю. Виключення становить гірнична маса, що має плитнякову структуру або вміщує глинисті фракції при підвищеній їх вологості. Працюють дробарки під завалом, завдяки чому їх продуктивність збільшується на 20% та поліпшуються умови для дроблення крупнокускового матеріалу.



Рис. 4.14. Схема напівстаціонарних (а) і пересувних (б) дробильних установок з конусними дробарками продуктивністю 4700 і 2600 т/год та масою 910 і 480 т відповідно

**Валкові дробарки** з гладкими та рифленими валками використовують для дроблення матеріалу середньої міцності ( $\sigma_{ст} = 150$  МПа), а з зубчастими валками – для кам'яного вугілля та подібних матеріалів ( $\sigma_{ст} = 80$  МПа). Суттєвим їх недоліком є інтенсивне й нерівномірне зношення робочих поверхней валків. Крім того, вони характеризуються невеликою продуктивністю. Проте мала вага дозволяє застосовувати їх у пересувних установках, які подрібнюють породи, схильні до налипання. Інші типи дробарок на це не здатні.

**Роторні дробарки** призначені для ударного дроблення вугілля, вапняку, мармуру, гіпсу та інших порід з великими вологістю та глинистими включеннями міцністю до 16 МПа. Вихідний матеріал має куски розміром  $(0,3 - 0,6)D_p$ , де  $D_p$  – діаметр ротора, м. Такі дробарки відрізняються високими техніко-економічними показниками, ступенем подрібнення, продуктивністю, меншими питомими витратами електроенергії, масою та розмірами, зручністю обслуговування порівняно зі шокowymi й конусними. Вони характеризуються високою вибірковістю дроблення, виходом продукту кубоподібної форми й меншою чутливістю до аварії при потраплянні металевих предметів.

#### 4.6. Перевантажувальні роботи при комбінованому автомобільно-конвеєрному транспорті

Технологічні схеми з переміщенням гірничої маси стрічковими конвеєрами в умовах глибоких кар'єрів характерні жорстким взаємозв'язком між послідовними ланками роботи збірного транспорту (автосамоскиди або залізничні потяги), **подрібнювально-перевантажувальних установок (ППУ)**, передавальних конвеєрів, системи конвеєрних установок в єдиній магістральній лінії та перевантажувальних пунктів між ними. Вихід з ладу однієї конвеєрної установки або ППУ призводить до зупинки усього технологічного ланцюга. У зв'язку з цим для підвищення працездатності технологічних систем можливі наступні шляхи: підвищення надійності конвеєрних установок на етапі їх проектування і виготовлення; застосування внутрішньокар'єрних аварійних складів; встановлення проміжних акумулювальних бункерів, що входять до складу конвеєрних ліній; збільшення кількості паралельно працюючих конвеєрних ліній у кар'єрі. Як резервні елементи застосовують внутрішньокар'єрні ППУ для навантаження

конвеєрів (грохоти, дробарки, екскаватори, навантажувачі тощо), конвеєрні установки, ППУ між суміжними конвеєрними установками у конвеєрній лінії, живильники і передавальні конвеєри між ними.

Дроблення скельних порід може здійснюватися щоковими або конусними дробарками крупного дроблення. Продуктивність їх зазвичай визначають за даними каталогів із поправками на міцність, насипну щільність і крупність дробимого матеріалу. При цьому тип дробарки повинен відповідати фізико-механічним властивостям транспортованих порід, а її продуктивність – розрахунковій продуктивності стрічкового конвеєра.

При улаштуванні ППУ на нижніх горизонтах глибоких кар'єрів разом із вказаними чинниками особливого значення набувають габаритні розміри дробарок, оскільки від них залежать розміри верхньої площадки концентраційного горизонту й висота переміщення подрібненої породи стрічковим конвеєром. Крім того, при розміщенні дробарок у підземних камерах їх габарити суттєво впливають на вартість гірничобудівельних робіт. Щокові дробарки компактніші ніж конусні й мають значно меншу висоту. Проте їх продуктивність нижче в 2,1 – 2,6 рази, що суттєво обмежує їх застосування при експлуатації технологічних конвеєрних ліній продуктивністю до 6 тис.т/год. Тому дотепер на більшості залізрудних кар'єрів у системах комбінованого автомобільно-конвеєрного транспорту зі стаціонарними пунктами перевантаження застосовують тільки конусні дробарки.

Стрічкові конвеєри є не лише найбільш екологічним видом транспорту, але й дозволяють переміщувати гірничу масу з мінімальними витратами. У Кривбасі застосовують їх в основному для підйому руди з глибоких горизонтів кар'єрів. За необхідності ними переміщують також і вміщуючі породи. Для надійної експлуатації конвеєрної стрічки транспортований матеріал дробиться до крупності 350 – 400 мм у конусних дробарках, які можуть бути стаціонарними або пересувними. Крупність початкової гірничої маси досягає 1200 мм, міцність – 20 за шкалою проф. М.М. Протодьяконова.

Уперше в Кривбасі дослідний конвеєрний підйомник для переміщення міцних скельних порід був побудований у 1972 р. на кар'єрі № 1 НКГЗК. Підйомний конвеєр з шириною стрічки 1600 мм мав довжину 435 м, швидкість руху стрічки 2 м/с, продуктивність 1000 т/год. Транспортувалися руда й скельна порода з крупністю кусків до 400 мм. Однобарабанний привід конвеєра потужністю 2×400 кВт був змонтований на верхній площадці. Кут нахилу підйомника складав 15,2°, вертикальна висота підйому – 110 м [11]. Перевантаження гірничої маси з автосамоскидів на конвеєр спочатку здійснювалося через колосниковий безпривідний грохот. Оскільки надійність його роботи була невисокою, згодом він був замінений конусною дробаркою ККДВ-900/180. Після відпрацювання кар'єру підйомником на поверхню видавалася пуста скельна порода, яка перероблялася на щебінь. За час роботи конвеєрного підйомника до 1984 р. було переміщено понад 30 млн тонн гірничої маси з собівартістю 8 коп/т·км. Впровадження підйомника дозволило понизити дальність перевезення гірничої маси автосамоскидами в 1,2 – 1,4 рази, зменшити експлуатаційні витрати та поліпшити умови експлуатації автосамоскидів.

У промисловому масштабі конвеєрний підйомник для переміщення скельної гірничої маси уперше був застосований в 1974 році в Кривбасі на кар'єрі Інгулецького ГЗК. Довжина підйомного конвеєра, розташованого в похилому стволі під кутом  $16^\circ$ , складала 535 м. Ширина стрічки – 2000 мм, швидкість її руху – 3,15 м/с, годинна продуктивність – 6000 т. Спочатку на стадії проектування інститутом КРИВБАСПРОЕКТ передбачалося обладнати вузол перевантаження гірничої маси з автосамоскидів на конвеєр тільки безпривідними грохотами. Проте надалі, для підвищення надійності роботи перевантажувального пункту, крім грохотів була встановлена конусна дробарка крупного дроблення ККД-1500/180. У подальшому від застосування грохотів відмовилися.

Нині на залізорудних кар'єрах у Кривбасі розкриття глибоких горизонтів здійснюється у основному похилими (під кутом  $15 - 16^\circ$ ) стволами, сполученими квершлагами з пунктами навантаження гірничої маси, які обладнані конусними дробарками ККД-1500/180 (рис. 4.15).

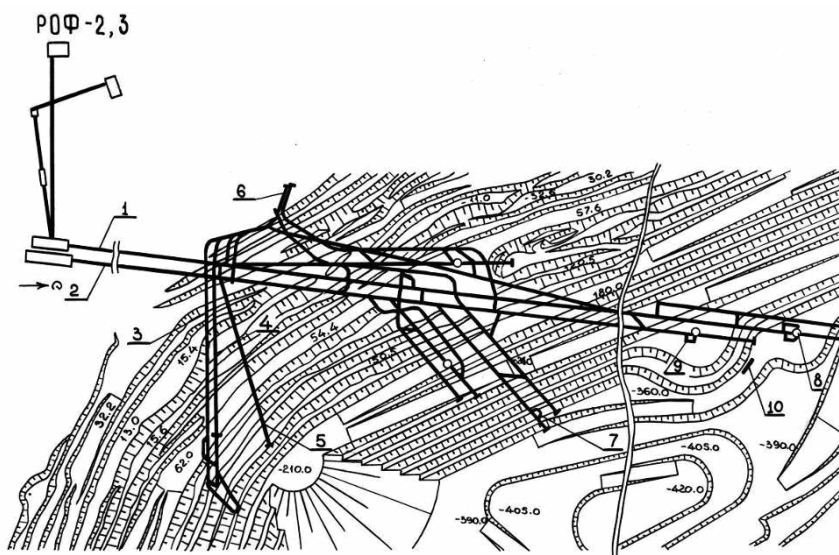


Рис. 4.15. Схема розкриття кар'єру Інгулецького ГЗК похилими стволами, обладнаними конвеєрними підйомниками: 1, 2 – магістральні похилі стволи Західний і Східний; 3 – вентиляційні штольні; 4 – конвеєрна штольня; 6 – ствол шахти "Вентиляційна"; 7, 8, 9 – подрібнювально-перевантажувальні пункти гор. –240 м, –360 м, –300 м; 10 – водозбірник гор. –330 м

Площа поперечного перерізу стволів при ширині конвеєрної стрічки 1600 і 2000 мм становить 16,4 і 19,3 м<sup>2</sup> відповідно. Паралельно підйомному конвеєру в кожному стволі обладнаний фунікулер з шириною колії 900 мм для обслуговування підйомника й доставки робітників. Довжина одного підйомного конвеєра не перевищує 500 м, внаслідок чого при їх послідовному розміщенні один за одним у стволах між ними улаштовують перевантажувальні пункти.

На Ганнівському кар'єрі Північного ГЗК два підйомники для переміщення руди та скельної породи розкриття розташовані у похилій траншеї, де в галереях розміщені стрічкові конвеєри (рис. 4.16). Техніко-економічні показники роботи конвеєрних підйомників у комплексі з дробарками ККД-1500/180 наведено у табл. 4.2.

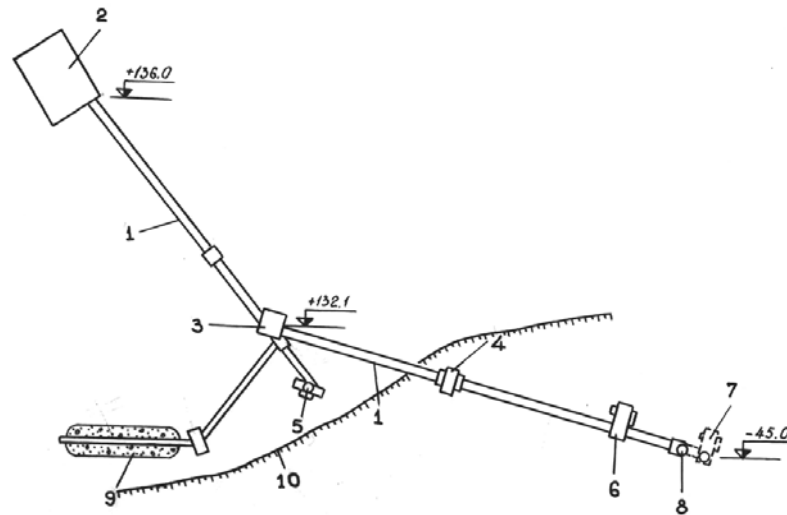


Рис. 4.16. Схема розкриття Ганнівського кар'єру Північного ГЗК похилою траншеєю, обладнаною конвеєрними підйомниками: 1 – магістральні конвеєри; 2 – РОФ-2; 3, 4 – станції приводів; 5 – 8 – подрібнювально-перевантажувальні комплекси гор. +114 м, гор.  $\pm 0,0$  м, гор. -45 м і гор. -30 м; 9 – склад гірничої маси; 10 – борт кар'єру

Таблиця 4.2

Показники роботи конвеєрних підйомників на залізорудних кар'єрах України

Показник	Підприємство					
	Кар'єр ПівдГЗК	Ганнівський кар'єр ПівнГЗК	Кар'єр №1 ЦГЗК	Тракт "Східний" кар'єру ІнГЗК	Кар'єр Полт. ГЗК	Кар'єр №3 НКГЗК
Рік введення в експлуатацію	1979	1978	1984	1975	1984	1984
Річна продуктивність, млн т	20	18	16/22	18,5	16	22
Висота підйому, м	183	208	288/442	186	153	205
Горизонт установлення дробарки, м	- 90	- 30	- 134/- 290	- 60	- 25	- 60
Ширина стрічки конвеєрів, мм	2000	2000	1600/1600	2000	2000	2000
Кут нахилу підйомника, град	15	15	15/15	16	15	15
Кошторисна вартість будівництва, млн	22,6	23,5	21,04/56,8	15,4	20,15	31,0
Собівартість підйому, руб/т	0,143	0,143	0,135/0,183	0,128	0,203	0,185
Чисельність працюючих, чол.	88	82	83/100	73	76	84
Приведені витрати на підйом, руб/т	0,275	0,221	0,298/0,493	0,228	0,354	0,354

Примітка: в чисельнику наведено дані для I черги, в знаменнику – для II черги будівництва

Для розташування дробильно-перевантажувального пункту (ДПП) у кар'єрі потрібно влаштування горизонтальної площадки довжиною 80 – 120 м і шириною 40 – 60 м. Великий обсяг гірничих робіт з оформлення борту кар'єру і будівництва ДПП супроводжувався введенням конвеєрних підйомників в експлуатацію протягом 5 – 9 років. Початкова глибина застосування конвеєрного підйому гірничої маси складала 150 – 200 м. Натепер глибина більшості кар'єрів у Кривбасі досягла 360 – 400 м. Вертикальна висота підйому гірничої маси до ДПП автосамоскидами досягає 130 – 200 м, що надмірно здорожчує гірничі роботи. Тому затвердженими технічними проектами передбачено подовження діючих конвеєрних підйомників за глибиною ще на 90 – 105 м з розміщенням стаціонарних або пересувних ДПП на концентраційних горизонтах. Така гірничотранспортна система передбачає переміщення гірничої маси із поглибленої зони кар'єру автомобільно-конвеєрним транспортом. Верхні горизонти відпрацьовуються із застосуванням залізничного транспорту.

З рис. 4.17 видно, що поглиблюючи кар'єр по одному з торців кар'єрного поля можливо сформувати значний простір для розміщення на його уступах постійної траси конвеєрних підйомників з тимчасовими автомобільними дорогами та залізницею в зоні А. Параметри робочої зони визначаються за формулами:

– довжина поверхнею  $L_{p.в}$  (м)

$$L_{p.в} = H_3 \text{ctg} \beta_3 + H_a \text{ctg} \beta_a + l_a + H_k \text{ctg} \alpha_{p.a}; \quad (4.35)$$

– довжина верхнього горизонту зони автомобільно-конвеєрного комплексу  $L_{p.к}$  (м)

$$L_{p.к} = l_a + H_a (\text{ctg} \beta_a + \text{ctg} \alpha_{p.a}), \quad (4.36)$$

де  $H_3, H_a$  – висота зони дії залізничного й автомобільно-конвеєрного транспорту, м;  $\beta_3, \beta_a$  – кути укосу неробочих бортів у зонах дії залізничного й автомобільно-конвеєрного транспорту, град;  $H_k$  – кінцева глибина кар'єру, м;  $\alpha_{p.a}$  – кут укосу робочого борту кар'єру, град.

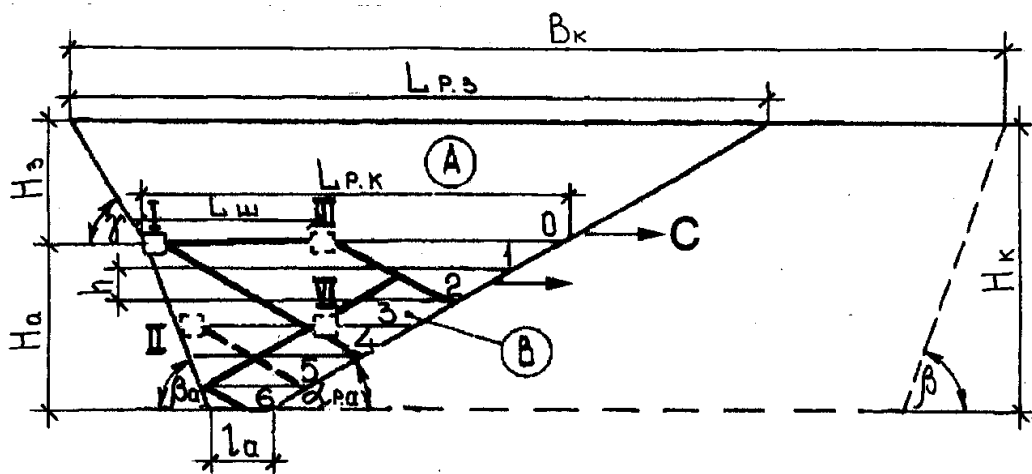


Рис. 4.17. Схема до розрахунку параметрів кроку перенесення дробильно-перевантажувального пункту в глибоких кар'єрах: А, В – область зони роботи залізничного й автомобільно-конвеєрного транспорту; С – напрямок посування гірничих робіт; I – IV положення ДПП у зоні поглиблення; 0 – 6 – розкривні горизонти



Із поглибленням гірничих робіт на верхніх горизонтах зони  $B$  росте довжина транспортування в горизонтальному напрямку й при певній кількості робочих горизонтів  $n$  (од.) досягає рівня пологої частини автомобільних доріг у кар'єрі, тобто

$$nh_y(ctg\beta_a + ctg\alpha_{p.a}) + l_a = \frac{1000nh_y}{i_{p.a}}. \quad (4.37)$$

Встановлено, що при висоті уступу 15 м, керованому підйомі 80%, кутах  $\beta_a = 40^\circ$  і  $\alpha_{p.a} = 12^\circ$  горизонтальна ділянка автодоріг експлуатується тільки при обслуговуванні шести горизонтів загальною висотою 90 м. Глибші горизонти характеризуються затяжними підйомами автодоріг без горизонтальних ділянок. Впровадження пересувних дробильно-перевантажувальних пунктів (ПДПП) дозволяє мобільно переміщувати їх услід за посуванням екскаваторних вибоїв. Внаслідок цього відстань перевезення гірничої маси не перевищує 1,2 км. При цьому довжина горизонтальної ділянки автодоріг визначається за умови

$$L_{a.z} = n h_y(ctg\beta_a + ctg\alpha_{p.a}) \geq L_{\delta np}, \quad (4.38)$$

де  $L_{\delta np}$  – безпечна зона ведення буропідричних робіт у кар'єрі, м.

Крок пересування ПДПП у горизонтальному напрямку  $L_{ui}$  (м) (див. рис. 4.17, позиції III і IV) визначається за формулою

$$L_{ui} = L_{p.k} - L_{a.z} \quad (4.39)$$

і для раніше наведених умов складає 1000 – 1250 м. Час переміщення ПДПП  $T$  (роки) з положення I у положення II і відповідно з I у III та з II в IV (див. рис. 4.17) визначається за формулою

$$T = \frac{nh_y}{h_2}, \quad (4.40)$$

де  $h_2$  – темп поглиблення кар'єру, м/рік. При  $h_2 = 5 - 7$  м/рік  $T = 13 - 18$  років.

Продуктивність і кількість ПДПП та число робочих автосамоскидів приймають відповідно до встановленої виробничої потужності кар'єру по гірничій масі. У похилій розкривній виробці розташовують постійний конвеєрний підйомник, по горизонту – тимчасовий (пересувний).

Як показує досвід проектування, стрічковий конвеєрний підйомник надзвичайно складно обладнати декількома ПДПП. Дробарки типу ККД-1500/180, які серійно випускаються промисловістю України, не можуть пересуватися слідом за переміщенням вибоїв, що зумовлює ускладнення як планування гірничих робіт у кар'єрі, так і формування автомобільних доріг. Природно, що при зменшенні відстані перевезення зменшиться і кількість працюючих автосамоскидів, витрата паливно-мастильних матеріалів, пилогазозабруднення кар'єрної атмосфери, витрати на будівництво й обслуговування транспортних комунікацій. Найпростіше це можливо попередити тільки застосовуючи пересувні дробарки у комплексі з конвеєрними підйомниками.

У 1996 році на кар'єрі Полтавського ГЗК був уведений до експлуатації комплекс напівпересувної подрібнювальної установки фірми "Крупп" із стрічковим конвеєрним підйомником і відвалоутворювачем продуктивністю 12 млн т/рік. Вертикальна висота підйому гірничої маси складала 107 м (рис. 4.18).

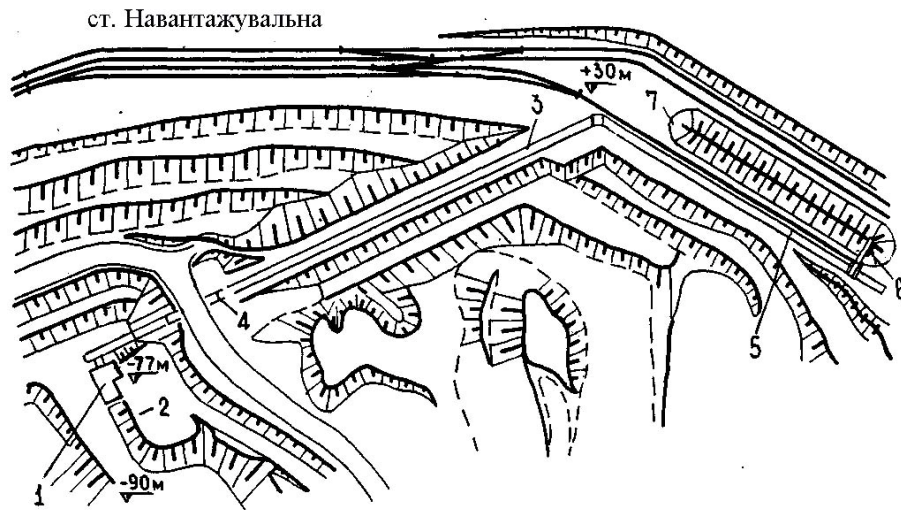


Рис. 4.18. Схема встановлення конвеєрного підйомника на кар'єрі ПолтГЗК: 1 – пересувна дробарка крупного дроблення фірми "Крупп"; 2 – розвантажувальна площадка для автосамоскидів; 3 – похилий стрічковий конвеєр; 4 – шляхопровід для проїзду автосамоскидів; 5 – відвальний конвеєр; 6 – штабелеукладач; 7 – штабель перевантаженої руди

Конусна дробарка з розміром приймального отвору  $1250 \times 800 \times 900$  мм, вихідного – 350 мм і потужністю 450 кВт була обладнана пластинчатим живильником потужністю 300 кВт довжиною 21 м і шириною полотна 2130 мм, установленим під кутом  $23,5^\circ$ . Установка була обладнана бутобоем потужністю 75 кВт і гідродомкратом вантажопідйомністю 50 т. Розвантаження автосамоскидів здійснювали безпосередньо на пластинчатий живильник. Перевантажувальна площадка була обладнана на основі насипних скельних порід із закріпленням залізобетонними плитами й опорними колонами (рис. 4.19). Стрічковий конвеєр мав ширину полотна 1400 мм, довжину 522 м і був встановлений під кутом  $15^\circ$ ; обслуговувався він двома електродвигунами потужністю по 750 кВт кожен.

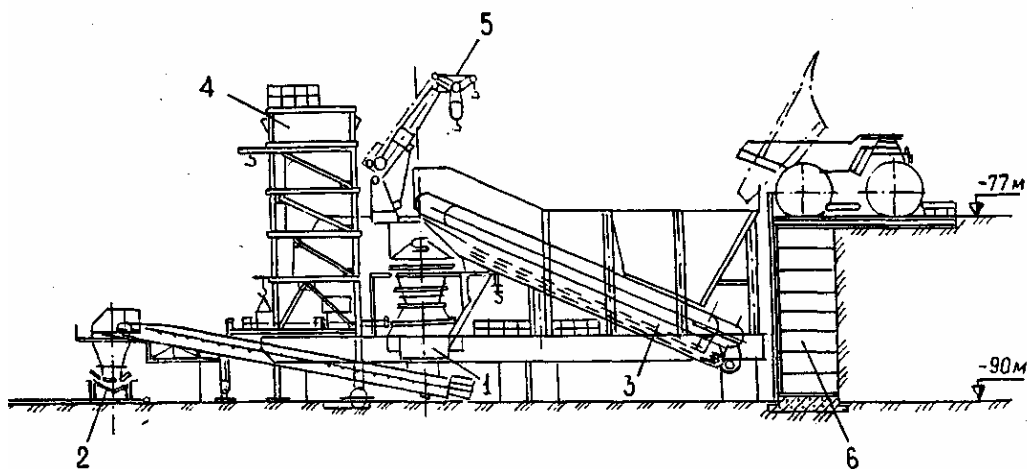


Рис. 4.19. Схема дробильно-перевантажувального пункту з пересувною дробаркою фірми "Крупп" на кар'єрі Полтавського ГЗК: 1 – дробарка; 2 – похилий стрічковий конвеєр; 3 – пластинчатий живильник для навантаження дробарки; 4 – пульт керування; 5 – підйомний кран; 6 – опорна стінка

Відвальний конвеєр довжиною 273 м і потужністю 250 кВт переміщував подрібнену руду на відвалоутворювач, яким вона укладалася в штабель висотою 10 – 12 м. Зі штабеля екскаватором ЕКГ-8І руда навантажувалася до залізничних потягів і вивозилася за межі кар'єру. За новою схемою відстань перевезення руди автосамоскидами була знижена до 1,5 – 1,8 км. За рахунок цього було вивільнено з експлуатації п'ять великовантажних автосамоскидів, зменшена витрата палива на 1,5 тис. т, попереджено пилогазоутворення на 50%. У подальшому, при відпрацюванні запасів залізної руди під перевантажувальним пунктом, у 2009 р. дробарка була демонтована й підготовлена до перенесення на нове місце у кар'єрі.

#### 4.7. Крутопохилі стрічкові конвеєри

Застосування стрічкових конвеєрів для переміщення скельних порід у свій час супроводжувалося різким підвищенням продуктивності праці на кар'єрах з добування руд чорних і кольорових металів, ростом культури виробництва, зменшенням металоємності й собівартості транспортування гірничої маси. Проте систематичне поглиблення гірничих робіт при розробці крутоспадних покладів виявило низку недоліків у цьому перспективному виді транспорту. Так, обмеження кусків породи максимальним розміром 350 – 400 мм, що обумовлено конструктивним станом конвеєрної стрічки й способом її руху, потребує застосування попереднього дроблення практично усього обсягу транспортованої гірничої маси. На відкритій конвеєрній стрічці для попередження скочування крупних кусків породи поздовжній кут підйому конвеєра не перевищує 15 – 16°. Оскільки кут укосу неробочих бортів кар'єрів, на яких споруджують конвеєрні підіймачі, значно більший і досягає 40 – 50°, з'являється необхідність тимчасово консервувати або ставити у кінцеве положення значну кількість уступів уздовж траси конвеєра, що призводить до передчасного виймання мільйонів кубометрів пустої породи. Це положення відноситься й до побудованих концентраційних горизонтів через 60 – 80 м по глибині кар'єру з шириною площадки на кожному з них не менше 50 – 60 м і довжиною 80 – 120 м для розвантаження автосамоскидів і встановлення дробарки крупного дроблення.

Проведення виробок для розміщення дробарки ККД – 1500/180 потребує спорудження колодязя глибиною 30 м і діаметром 20 м, а також допоміжних підземних споруд для сполучення з магістральними конвеєрами. Досвід криво-різьких кар'єрів показує, що час на введення в експлуатацію таких об'єктів становить не менше п'яти – семи років. За цей термін глибина кар'єру збільшується на 60 – 75 м, а відстань перевезення гірничої маси автосамоскидами досягає 3 – 5 км. Все це призводить до експлуатації значного парку автосамоскидів і підвищення транспортних витрат.

Світовий досвід розробки глибоких кар'єрів показує, що стабілізації витрат на перевезення скельних порід можливо досягти шляхом підвищення кута встановлення конвеєрів до 40 – 50° і більше та відмови від дроблення крупних кусків у транспортному потоці. Актуальність такого рішення диктується необхідністю скорочення до мінімуму довжини транспортування скельного вантажу

без проміжного дроблення й перевантаження при необхідній висоті підйому з метою зниження обсягу гірничо-капітальних робіт на будівництво підйомників і експлуатаційних витрат на їхнє обслуговування. Особливі вимоги пред'являються до надійності роботи конвеєрних ліній у цілому. Внаслідок підвищення навантажень на окремі елементи конвеєрів при крутих підйомах крупнокускового вантажу буде потрібне створення спеціальних конструкцій з високою надійністю й принципово новими технічними рішеннями. Ці вимоги підвищуються тим, що такі конвеєрні лінії відносяться до нерезервованих систем. Установлення резервної лінії настільки підвищує капітальні витрати, що у порівнянні з іншими видами транспорту крутопохилий конвеєр з низькою надійністю при порівнянних умовах стає неефективним.

Останні 15 – 20 років низка науково-дослідних і проектних організацій, вузів і конструкторських бюро СНД та за рубежом проводять дослідження, розробку й впровадження крутопохилих конвеєрів для різних гірничотехнічних умов експлуатації. Значний внесок у створення нових технічних рішень вносять вітчизняні винахідники, що розробили досить широкий ряд схем і технологій, які мають принципово різні конструктивні особливості [15]. Більш швидкими темпами освоєння таких систем відбувається в закордонних країнах з розвинутою гірничодобувною промисловістю, особливо в США.

На цей час більш ніж на 50 кар'єрах світу експлуатуються крутопохилі конвеєрні системи. Найбільший ефект досягається при комбінованому транспорті, коли після дроблення гірничої маси транспортується з кар'єру крутопохилими конвеєрами із притисочною стрічкою типу "сендвіч" або з перегородками на вантажній стрічці. Крутопохилі конвеєри подібного типу в кар'єрі з продуктивністю до 6500 т/год і кутом підйому до 53° експлуатуються в єдиній технологічній системі з магістральними й відвальними конвеєрними установками на поверхні. Так, корпорацією "Флексовол" (США) створено конвеєр для підйому під кутом до 90° піску із включеннями кусків руди крупністю до 400 мм. Продуктивність установки 4000 т/год, швидкість руху стрічки до 5 м/с. При цьому використовується переважно гумотросова стрічка спеціального профілю з гофрованими бічними стінками й твердими поперечними перегородками.

Застосування крутопохилих конвеєрів забезпечує менші габарити й масу конструкції у порівнянні зі звичайними стрічковими конвеєрами, збільшує термін служби металоконструкцій і стрічки, дозволяє відмовитися від перевантажувальних пристроїв уздовж всієї траси конвеєрної лінії. При цьому знижуються гірничобудівельні обсяги на проведення виробок розкриття, поліпшується якість експлуатації автодоріг і автосамоскидів. Описані вище конструкції крутопохилих конвеєрів розроблялися для транспортування сипучих матеріалів з різними фізико-механічними властивостями для різноманітних гірничотехнічних умов експлуатації. Техніко-економічні дані про використання крутопохилих конвеєрів для підйому гірничої маси з кар'єру у вітчизняній практиці відсутні. Про доцільність застосування їх у транспортних схемах можна судити на прикладі закордонної практики. Так, на кар'єрі "Мурунтау" (Навоїнський ГМК, Узбекистан) за робочим проектом інституту УКРНДПРОЕКТ по технічному завданню спеціалістів комбінату побудована нова транспортна система з экс-

платуацією крутопохилого конвеєра під загальною назвою ЦПТ-руда. В її складі дробильно-перевантажувальний пункт, крутопохилий конвеєр, навантажувально-складський комплекс, комп'ютеризована система контролю, керування й моніторингу (рис. 4.20).



Рис. 4.20. Крутопохилий конвеєрний підйомник на кар'єрі "Мурунтау" (Узбекистан)

Крутопохилий конвеєр встановлений під кутом  $37^\circ$  перпендикулярно неробочому борту кар'єру на металевих опорах без проведення спеціальної траншеї. Висота підйому 270 м, технічна продуктивність 3500 т/год. Єдиний постав конвеєра поєднує круту й пологу частину залежно від конфігурації схилу неробочого борту. На крутій частині скочування гірничої маси попереджено введенням до загальної конструкції другої конвеєрної стрічки – притискної. У результаті використано метод "сендвіча", коли гірнична маса виявляється затиснутою між двома стрічками й рухається разом з ними. Крута частина конвеєра довжиною 480 м виконана з 12 лінійних секцій. Металеві опори секцій розташовані на підшві неробочих площадок уступів. Обслуговування крутої частини конвеєра здійснюється за допомогою ремонтного візка, який пересувається по металевих конструкціях конвеєра. Для огляду крутої частини конвеєра й доставки людей на перевантажувальний пункт передбачена маятникова канатна дорога. Обидві стрічки приводяться до руху незалежно одна від одної груповими електроприводами загальною потужністю 5000 кВт. Ведучий привід вантажонесучої стрічки розташований на відстані понад 300 м від ведучого приводу притискної. Таке технічне рішення забезпечує сумісний плавний пуск і роботу обох стрічок, перерозподіл навантаження між усіма восьма електродвигунами та синхронізацію сумісного руху стрічок. Загальна довжина конвеєрних стрічок крутої частини практично не збільшена порівняно зі звичайними похилими конвеєрами.

За даними комбінату впровадження крутопохилого стрічкового конвеєра має певні переваги:

– обладнання встановлюється без потреби проведення гірничопідготовчих виробок на вузькій смузі неробочого борту;

- є можливість компоувати трасу конвеєрного транспорту з різними кутами нахилу відповідно до конкретних умов і конфігурації неробочого борту;
- існуючі та проєктовані транспортні комунікації виконуються на різних рівнях;
- знижується кількість перевантажень з одного конвеєра на другий у загальній системі;
- є можливість подальшого нарощування системи крутопохилих конвеєрів, що дає можливість продовження відкритої розробки родовища до глибини 1000 м.

Порівняння показників трьох варіантів транспортування гірничої маси на одному з кар'єрів показало, що застосування крутопохилих конвеєрів дозволяє знизити витрати на переміщення гірничої маси проти автомобільного транспорту від 1,5 ( США) до 10 разів ( ПАР). У той же час слід зазначити істотну різницю у витратах (у 1,5 рази) на транспортування гірничої маси стрічковими з кутом підйому  $4,3^\circ$  (0,06 дол./т) і крутопохилими конвеєрами з кутом підйому  $53^\circ$  (0,04 дол./т). У цьому зв'язку економічна ефективність переведення транспортних схем на використання крутопохилих конвеєрів безперечна.

Особливий інтерес становлять крутопохилі конвеєри, здатні транспортувати гірничу масу без попереднього дроблення. Ці конвеєри відносяться до трубчатих. Робочий орган їх разом з допоміжними елементами у поперечному перерезі створює замкнутий простір, який забезпечує утворення транспортованого вантажу в умовах всебічного обтиснення. Кут підйому такими установками перевищує  $40^\circ$ . Одним з перспективних варіантів крутопохилого конвеєра є стрічково-візковий конвеєр трубчастого типу конструкції Національного гірничого університету (рис. 4.21).

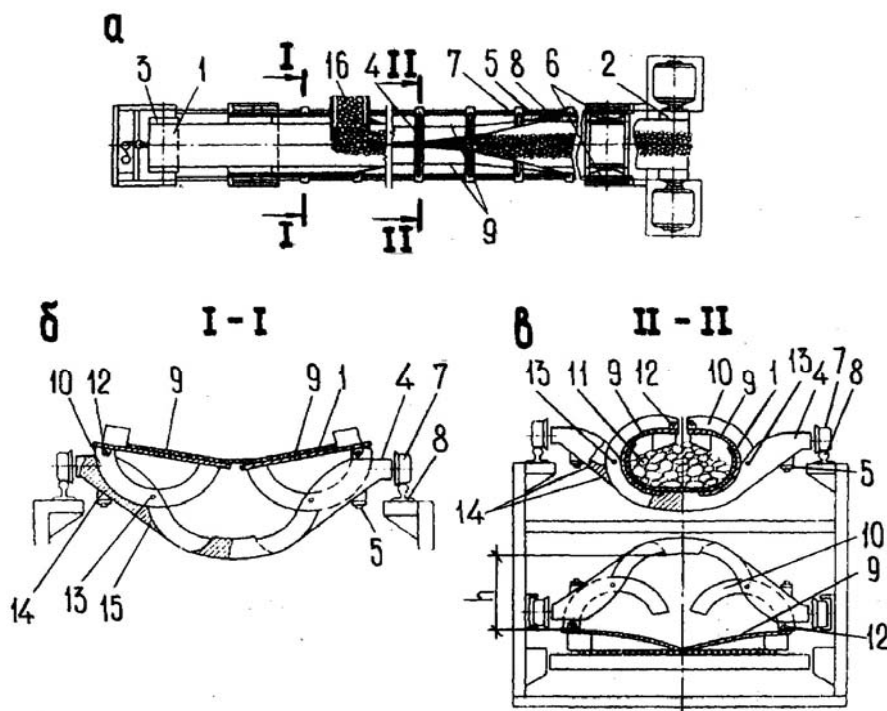


Рис. 4.21. Схема крутопохилого стрічково-візкового конвеєра: *a* – пункти завантаження й вивантаження гірничої маси; *б* і *в* – схеми змикання несучих стрічок у трубу під дією маси вантажу

Основна ідея, за якою розроблене нове технічне рішення в області крутопохилих конвеєрів, полягає у використанні сили ваги вантажу на несучій стрічці 1 для обтиснення самого вантажу й надійного утримання його на крутопохилій частині конвеєра. При цьому несуча стрічка переходить через натяжний барабан 3 і давить на траверси 4, які ланцюговим зв'язком 5 з'єднані один з одним і переміщують їх за собою. Навантажувальною машиною, наприклад вібровильником 16, гірничу масу 11 укладається на несучу стрічку, що рухається з необхідною швидкістю для забезпечення заданої продуктивності. Завантажена стрічка під дією сили ваги гірничої маси прогинається й давить на нижні плечі дугоподібних важелів 10. Кінці їх верхніх плечей з'єднані шарніром 12 з краєм бічних стрічок 9, що частково підстилають несучу стрічку. Двоплечі важелі під впливом моменту сил, обертаючись на шарнірах 13, переходять із холостого положення у робоче до стану, коли нижні плечі важелів зафіксуються об опорну поверхню траверси 15. При цьому несуча стрічка 1 з гірничою масою сумісно з бічними 9 опускається на траверсу й замикається двоплечими важелями 10. У такий спосіб утворюється труба з несучої стрічки й двох бічних, що частково її підстилають. Бічні стрічки, що перекривають гірничу масу, надійно зв'язані двоплечими важелями й виключають їх рух, оскільки притиснуті пружними елементами.

В умовах діючих кар'єрах, де у верхній зоні вже експлуатуються системи автомобільно-залізничного транспорту й стрічкових конвеєрів з дробарками крупного дроблення, розкриття глибоких горизонтів із застосуванням крутопохилих стрічково-візкових конвеєрів доцільно здійснювати як відкритими, так і підземними гірничими виробками. Для суттєвого скорочення довжини транспортування ці системи можливо пристосувати до роботи під кутом укусу неробочого борту кар'єру до  $45^\circ$ . У цьому випадку зайво обладнувати приймальний пункт додатковою дробаркою крупного дроблення, що спрощує організацію ведення гірничих робіт і різко знижує їх обсяг.

#### **4.8. Гідравлічне транспортування гірських порід**

Розрахунок напірного гідротранспорту твердого матеріалу зводиться до вибору діаметра трубопроводу й відповідного устаткування для забезпечення заданої продуктивності гідроустановки. Вихідними даними для розрахунку є продуктивність гідроустановки, дальність перекачування гірських порід, висота підйому гідросуміші й фізико-механічні властивості транспортованого матеріалу. Фізико-механічні властивості порід значно впливають на режим гідравлічного транспортування, вибір устаткування й термін його служби. У розрахунках гідротранспорту враховують щільність порід, їх пористість, розмокання, розчинність, гранулометричний склад, форму частин, гідравлічну крупність, абразивність, подрібнюваність у процесі транспортування тощо. Методика й рекомендації з розрахунку параметрів гідротранспортних установок описані у [22, 23, 30, 31]. Тут же наведена організація їх роботи із транспортування відходів збагачення й порід розкриву до шламосховищ та гідровідвалів.

Грунтова маса може розроблятися безпосередньо в заплаві рік або великих водоймах земснарядями, у кар'єрах – гідромоніторами, а також доставлятися до бункерів, обладнаних землесосами, кар'єрним транспортом. Перекачування пульпи у всіх випадках здійснюють напірно-примусовим способом грунтовими відцентровими насосами типу Гр по металевих або поліамідних трубах. Для забезпечення достатнього напору здійснюється послідовна робота насосів із розосередженням їх по довжині трубопроводу. Тип насоса вибирається з урахуванням загальних втрат напору  $H$  (кПа) й продуктивності по пульпі  $Q_n$  (м<sup>3</sup>/год). У каталогах паспортні характеристики землесосів наводять для води, тому необхідно робити перерахування напору на гідросуміш. Перерахування напору  $H_o$  (кПа), розвиваємого землесосом на воді, на напірний по пульпі  $H_n$ , можна виконати за формулою

$$H_n = 9,8H_o \frac{\gamma_n}{\gamma_o} \left[ 1 - 0,05 \frac{(\gamma_n - \gamma_o)}{\gamma_n} \frac{nD_k^3}{C_o^{0,75} \cdot Q_o} \right] \quad (4.41)$$

де  $\gamma_n, \gamma_o$  – відповідно щільність пульпи й води, т/м<sup>3</sup>;  $n$  – частота обертання вала землесоса, с<sup>-1</sup>;  $Q_o$  – витрата землесоса по воді, що відповідає максимальному ККД, м<sup>3</sup>/с;  $D_k$  – зовнішній діаметр колеса землесоса, м;  $C_o^{0,75}$  – коефіцієнт лобового опору породи.

Продуктивність землесосної установки по пульпі  $Q_n$  (м<sup>3</sup>/ч) дорівнює

$$Q_n = Q_m [(1 - m_n) + q], \quad (4.42)$$

де  $Q_m$  – продуктивність установки по твердому, м<sup>3</sup>/год;  $m_n$  – пористість породи, %;  $q$  – питома витрата води на розмив і транспортування 1 м<sup>3</sup> породи, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

Процес транспортування істотно залежить від консистенції пульпи, що показує відношення об'єму, породи до пульпи, тобто відношення твердого до рідкого. Щільність пульпи у цьому випадку визначається з рівняння

$$\gamma_n = (q + \gamma_c) / [(1 - m_n) + q], \quad (4.43)$$

де  $\gamma_c$  – щільність сухого залишку породи в масиві, т/м<sup>3</sup>.

Діаметр пульпопроводу  $D$  (мм) визначається з рівняння

$$D = \sqrt{Q_n / (900\pi v_D)}, \quad (4.44)$$

де  $v_D$  – дійсна швидкість руху пульпи, м/с. Дійсна  $v_D$  (м/с) й критична  $v_k$  (м/с) швидкості зв'язані між собою співвідношенням:

$$v_D \leq (1,2 - 1,5)v_k. \quad (4.45)$$

Значення критичної швидкості залежить від фізико-механічних властивостей породи й діаметра пульпопроводу. При зміні  $D$  від 200 до 600 мм  $v_k$  для глинистих фракцій становить 1,6 – 2,7; для суміші глинистих і піщаних фракцій – 1,9 – 3,2; для гравію й щебенів – 3 – 5,3; для вугілля – 2 – 3,6 м/с.

За розрахунковим значенням  $D$  вибирають близькі до розрахункового значення діаметри труб з урахуванням товщини їх стінок. Труби виготовляють довжиною 10 – 12 м і при укладанні магістрального пульпопроводу їх зварюють між собою. У разі подачі оборотної води для повторного використання діаметр труб



приймається меншим. Намивний пульпопровід збирається з труб із застосуванням швидко знімальних з'єднань. Укладаються й знімаються вони трубоукладачами типу ТЛ-3, ТЛ-4 на базі тракторів Т-100 і Т-180, гусеничними кранами ТЗ-2М, ПК-2 або обвалувачами ОПМ-4 на базі крана вантажопідйомністю 5 т.

Залежно від відстані транспортування й геодезичної висоти подачі пульпи визначають сумарні втрати напору з урахуванням місцевих опорів руху. Установлюють потужності двигуна й кількість насосів на перекачувальній станції, їх віддаленість один від одного. Кошторисна вартість устаткування визначається на підставі потрібної кількості гірничотранспортних машин для виконання основних і допоміжних операцій. Витрата електроенергії гідротранспортного устаткування  $P_e$  (кВт), оснащеного електричними двигунами, визначається за формулою

$$P_e = N_e T_p t_c \eta_d, \quad (4.46)$$

де  $N_e$  – потужність електродвигуна, кВт;  $T_p$  – кількість робочих днів за рік;  $t_c$  – тривалість змін за добу, год;  $\eta_d$  – коефіцієнт корисної дії двигуна.

Витрати на розробку, транспортування й укладання 1 м<sup>3</sup> породи  $c$  (грн/м<sup>3</sup>) становлять:

$$c = \frac{C}{Q_{г.т}}, \quad (4.47)$$

де  $C$  – сумарні експлуатаційні витрати на обслуговування установки, грн.;  $Q_{г.т}$  – річний об'єм переміщеної породи у щільній масі, м<sup>3</sup>/рік.

Питомі витрати на транспортування 1 м<sup>3</sup> породи по приведених витратах  $n_1$  (грн/м<sup>3</sup>) становлять

$$n_1 = \frac{\Pi}{Q_{г.т}}, \quad (4.48)$$

де  $\Pi$  – сумарні приведені витрати, грн,  $\Pi = KE_n + C$ , грн;  $K$  – капітальні витрати на придбання й монтаж необхідного устаткування, грн;  $E_n$  – нормативний коефіцієнт освоєння капітальних вкладень,  $E_n = 0,15$ .

Питомі приведені витрати на транспортування породи гідротранспортом у розрахунку на 1 т·км  $n_2$  (грн / т · км) становлять

$$n_2 = \frac{\Pi}{\gamma_{\Pi} L_T Q_{г.т}}, \quad (4.49)$$

де  $L_T$  – дальність транспортування, км.

Витрати на допоміжні роботи визначаються в основному за величиною обсягів і типом устаткування для огорожування намивних карт і секцій, а також укладання й знімання труб.

Залежно від вибраного устаткування й умов роботи пульпа може мати співвідношення твердого до рідкої фази (Т:Р) від 1:2 до 1:20. Для згущення пульпи до співвідношення Т:Р – 1:2 необхідно оснащувати гідроустановки спеціальними згущувачами. При цьому через малу кількість води її відкачування з площі замулювання не виконується. Надходження більшої кількості пульпи на замулювану поверхню для виключення заболочуваності повинне забезпечува-

тися належним стоком або відкачуванням проясненої води. Через те, що на території центральної частини країни перевищення випару над опадами у середньому дорівнює 0,3 м/рік з площі 1 м<sup>2</sup>, а середня швидкість фільтрації з 1 м<sup>2</sup> у середніх умовах становить 0,75 м<sup>3</sup>/рік, при роботі з пульпою Т : Р = 1:8 і вище, у межах ділянки замулювання потрібне улаштування відкачуючого водопроводу з формуванням мережі водовідвідних каналів. Розрахунок водопроводу виконується аналогічно наведеній методиці з урахуванням забезпечення необхідної швидкості руху за умови встановленої продуктивності при відкачуванні води.

З метою визначення ефективності застосування гідравлічного способу для доставки ґрунтової маси на різні відстані розглянуті умови роботи ділянки відновлення порушених земель із річною продуктивністю 200, 1000 й 3000 тис. м<sup>3</sup>. Для перекачування пульпи прийняті насоси ГрТ 800/71, води – 14 НДс. Для  $Q_{г.т} = 200$  тис. м<sup>3</sup> діаметр пульпопроводу при Т:Р = 1:2 дорівнює 180 мм, Т:Р = 1:8 – 325 мм, Т:Р = 1:14 – 402 мм і Т:Р = 1:20 – 450 мм. Для  $Q_{г.т} = 1000$  м<sup>3</sup> відповідно до зазначеної консистенції діаметр пульпопроводу прийнятий 351, 600, 690 й 820 мм;  $Q_{г.т} = 3000$  м<sup>3</sup> – 600, 920, 1120 й 1220 мм. Діаметр водопроводу для умов Т:Р = 1:8 і Т:Р = 1:14 прийнятий 325 мм, для Т:Р = 1:20 – 351 мм. Установлено, що при транспортуванні ґрунтової маси збільшення річної продуктивності робіт з 200 до 1000 й 3000 тис.м<sup>3</sup> при збільшенні відстані транспортування з 10 до 60 км призводить до зниження питомих витрат на доставку 1 м<sup>3</sup> ґрунтової маси від 2,5 – 4,2 до 3 – 10 разів відповідно (рис. 4.22, а).

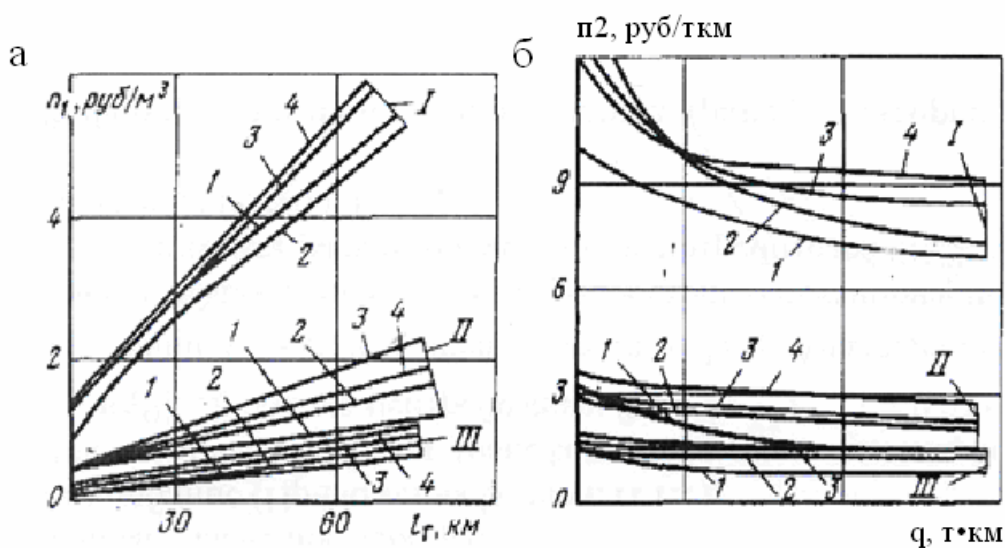


Рис. 4.22. Зміна витрат  $n$  на доставку гірничої маси гідротранспортом у розрахунку на 1 м<sup>3</sup> (а) і на 1 т·км (б) залежно від відстані транспортування  $l_г$ : 1 – Т:Р = 1:2; 2 – Т:Р = 1:8; 3 – Т:Р = 1:14; 4 – Т:Р = 1:20; I –  $Q_{г.т} = 200$  тис. м<sup>3</sup>; II –  $Q_{г.т} = 1000$  тис. м<sup>3</sup>; III –  $Q_{г.т} = 3000$  тис. м<sup>3</sup>

У розрахунку на 1 т·км витрати знижуються відповідно від 3 – 4 до 4,7 – 8 разів (рис. 4.22, б). При  $Q_{г.т} = 200$  тис. м<sup>3</sup> найбільш ефективна робота гідротранспорту із співвідношенням Т:Р = 1:8. Для зниження витрат при збільшенні річної продуктивності до 1000 – 3000 тис. м<sup>3</sup> необхідно переходити на роботу з більш щільними пульпами (Т:Р = 1:2).

## 4.9. Організація гірничотранспортних робіт

Нормальне функціонування кар'єру передбачає планове виймання встановлених обсягів порід розкриття й корисних копалин протягом основного періоду експлуатації. Залежно від різновидів гірських порід приймається відповідне виймально-навантажувальне та транспортне устаткування, яке повинно забезпечити виробничу потужність підприємства. При цьому велике значення має коефіцієнт використання устаткування упродовж регламентованого терміну роботи. Стан гірничотранспортного устаткування за відрізком певного календарного часу  $T_k$  може бути зображений схемою (рис. 4.23), на якій термін експлуатації зі встановленою продуктивністю складає  $T_p$ , а його простої для виконання планових ремонтів усіх видів становлять  $T_e$ .

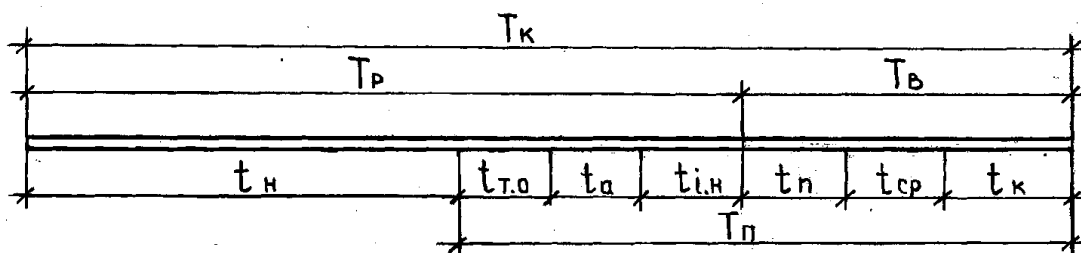


Рис. 4.23. Графік поділу календарного часу використання гірничотранспортного устаткування на кар'єрах

За період експлуатації протягом зміни виділяють час на виконання нормативних операцій з технічного обслуговування устаткування  $t_{т.о}$ , усунення аварійних відмов та відновлення зіпсованих механізмів  $t_a$ , також інших робіт  $t_{ін}$ , наприклад, простої залежно від гірничогеологічних, технологічних, погодних або кліматичних умов, через відсутність електроенергії, транспорту тощо. Під час планових ремонтів  $T_e$  виконується комплекс організаційно-технічних заходів з певною періодичністю, при якому використання устаткування за призначенням тимчасово припиняється для відновлення його експлуатаційних характеристик. Системою планово-запобіжного ремонту (ПЗР) передбачено потокові  $t_n$ , середні  $t_{ср}$  і капітальні  $t_k$  ремонти. За період капітальних ремонтів здійснюється модернізація машини. Сумарна тривалість усіх видів ремонтів складає загальну тривалість простоїв  $T_n$ .

Найбільш складними є заходи з підтримки працездатності насичених багатofункціональними елементами багатоківшових екскаваторних комплексів. Робота їх суттєво залежить від погодно-кліматичних умов. Так, тривалість робочого сезону для розкривних роторних комплексів на кар'єрах Дальнього Сходу становить 6 міс., а в Нікопольському марганцеворудному басейні – 10 міс. Загальні нормовані простої з урахуванням простоїв у ремонтах становлять близько 30% календарного часу при нормативному коефіцієнті використання устаткування 0,7.

Для машин середньої продуктивності призначається 4 – 5-річний ремонтний цикл із структурою  $t_k - t_n - t_{ср} - t_n - t_k$ , де замість середнього  $t_{ср}$  може бути призначений великий потоковий ремонт. Для машин великої продуктивності та

потужного обладнання призначається 6 – 8-річний ремонтний цикл із структурою  $t_k - t_n - t_{cp} - t_n - t_{cp} - t_n - t_k$ . Міжремонтний період визначається відповідно до термінів служби деталей і вузлів або за виконаними об'ємами гірничої маси (напрацювання на ремонт). Значення ремонтних нормативів наведено у табл.4.3.

Таблиця 4.3

Показники ремонтів гірничотранспортного устаткування безперервної дії  
(за УКРНДІПРОЕКТОМ)

Тип устаткування	Напрацювання на ремонт, млн м <sup>3</sup>				Тривалість ремонтів при роботі в 1 зміну, діб			
	$t_k$	$t_{cp}$	$t_n$	$t_{т.о}$	$t_k$	$t_{cp}$	$t_n$	$t_{т.о}$
<b>Одноківшові екскаватори</b>								
ЕКГ-5, ЕКГ-8І, ЕКГ-12,5 ЕВГ-6, ЕШ-10/70	8	4	2	0,20	38	26	14	2
ЕКГ-20, ЕВГ-15, ЕВГ-35/65, ЕШ-20/90, ЕШ-25/100	66	33	11	1,58	90	50	38	4
<b>Роторні екскаватори</b>								
РС-350	8	4,0	2,0	0,20	38	26	14	2
ЕРГВ-630	9	4,5	2,2	0,32	40	26	14	2
К-300	9,5	4,8	2,4	0,24	60	35	26	3
ЕР-1250	13	6,5	3,2	0,46	65	35	26	3
ЕРП-1250	16	8,0	4,0	0,57	70	38	28	3
ЕРП-2500	36	18	6,0	0,87	75	40	30	4
ЕРШРД-5000, ЕРП-5250	60	30	10	1,43	110	65	40	4
<b>Відвалоутворювачі та перевантажувачі</b>								
ПЛГ-1200	7	35	1,8	0,26	35	26	12	2
ОШ-1500/105, П-1600-50/17	14	7,0	3,5	0,50	55	30	25	3
СПУ-500, ПМК-5250/60	60	30	10	1,43	110	65	40	43
ПГ-5250/60, ОШР-5250/190	66	33	11	1,58	90	50	38	4
<b>Конвеєри</b>								
Вибійні КЛЗ-250М, КЛЗ-800М, 1600 м <sup>3</sup> /год	13	6,5	3,2	0,46	55	30	25	3
Відвальні КЛЮ-250М, КЛЮ-800М, 1600 м <sup>3</sup> /год	13	6,5	3,2	0,46	55	30	25	3
Магістральні КЛМ-250М, КЛМ- 800М, 1600, м <sup>3</sup> /год	13	6,5	3,2	0,46	55	30	25	3
Вибійні, відвальні, торцеві, 5000 м <sup>3</sup> /год	66	33	11	1,58	90	50	38	4

Кількісні показники надійності машин та їх механізмів визначаються за наступними залежностями: коефіцієнт готовності  $K_2$  – імовірність того, що устаткування буде працездатним у проміжках часу між виконанням чергових ремонтів

$$K_2 = \frac{T_p}{T_p + T_e}, \quad (4.50)$$

Коефіцієнт технічного використання  $K_{m.в}$  визначається за формулою

$$K_{m.в} = \frac{T_p}{T_p + T_e + t_{m.o}}. \quad (4.51)$$

Обсяг роботи  $Q_k$  ( $m^3$ ), який виконується за календарний відрізок певного часу,  $T_k$  (год), становить

$$Q_k = Q_e \cdot T_k \cdot K_2 \cdot K_{m.в}, \quad (4.52)$$

де  $Q_e$  – експлуатаційна продуктивність машини,  $m^3/год$ .

Кількість робочих годин  $T_p$  протягом року встановлюється відповідно до місцевості введення гірничих робіт, кількості змін за добу, типу і потужності устаткування, організації їх роботи. Так, при видобуванні марганцевих і залізних руд, флюсових вапняків і вугілля режим роботи становить 365 діб за рік, на кар'єрах малої потужності – 300 діб, а розміщених у районах Півночі допускається сезонний режим роботи. Кількість робочих діб обладнання протягом року  $N_p$  визначається за формулою

$$N_p = N_{kd} - N_n - N_m - N_{cp} - N_k - N_{mex} \quad (4.53)$$

де  $N_{kd}$  – кількість календарних діб протягом року;  $N_n$  – кількість діб, непридатних до роботи за умов негоди;  $N_m$ ,  $N_{cp}$ ,  $N_k$  – кількість діб знаходження устаткування у ремонтах, відповідно поточному, середньому і капітальному;  $N_{mex}$  – тривалість технологічних перерв у роботі за рік (перегони, підготовка фронту робіт тощо).

Режим роботи на розкривних і добувних роботах, за даними ЦЕНТРДП-РОШАХТ і ДППРОРУДА, у всіх випадках приймається 3-змінний по 8 годин кожна. Для середньої кліматичної смуги (Україна, Середня Азія) при експлуатації прямих мехлопат з місткістю ковша 2,5; 5; 8 – 10 і 12,5 – 15  $m^3$  планується відповідно 6560, 6400, 6240 і 6160 робочих годин за рік; для драглайнів з місткістю ковша 6, 10, 15 і 25  $m^3$  – відповідно 6400; 6000; 5840; 5440; для багатокішшових екскаваторів – 5000 год.

Мінімальна довжина фронту робіт на один екскаватор при вказаних вище місткостях ковшів становить для прямих мехлопат, що працюють у комплексі з автомобільним транспортом, 0,3; 0,5; 0,6 і 0,7 км; із залізничним – 0,6; 1,0; 1,2; 1,4 км. Оптимальне значення довжини фронту робіт з використанням залізничного транспорту коливається у межах 2,5 – 3,5 км. Для драглайнів при місткості ковша 10  $m^3$  воно становить 1 – 2 км; 15 – 40  $m^3$  – 2 – 3,5 км; 80  $m^3$  – 2,5 – 3 км. Для багатокішшових екскаваторів вибір довжини фронту робіт слід визначати з урахуванням необхідної кількості машин на уступі (не менше 0,8 – 1,0 км на один екскаватор), передбачення готування зимових запасів, готових до виймання корисних копалин та забезпечення мінімальної довжини транспортних комунікацій. Для екскаваторів з продуктивністю 2500, 5000 і 10000  $m^3/год$  оптимальна довжина фронту робіт дорівнює 1,5 – 3,0; 2,0 – 3,0 і 2,5 – 4,0 км відповідно.

Параметри кар'єру й гірничотранспортного устаткування розраховують сумісно. Доцільність їх обґрунтовується за мінімумом витрат на видобування 1 м<sup>3</sup> корисних копалин. При цьому оптимальна довжина виймального блока панелі має суттєве значення для розташування екскаваторів на уступах робочої зони й забезпечення виробничої потужності кар'єру. При значних площах родовищ корисних копалин виконується поділ їх (розкרוювання) на окремі кар'єри та ділянки, які можуть експлуатуватися паралельно чи послідовно одна за одною. Розміри окремих кар'єрів встановлюють відповідно до комплексного плану освоєння родовища, раціонального використання основного гірничо-транспортного устаткування, потреби у сировині, можливої виробничої потужності підприємства, відстані транспортування порід розкриття і корисних копалин тощо. Для багатоківшових комплексів основою вибору ширини кар'єру є умова розміщення одного екскаватора на уступі з оптимальною довжиною відроблюваної панелі.

#### **4.10. Правила охорони праці при виконанні транспортних робіт**

Умови роботи кар'єрного транспорту регламентуються Правилами [14] і Нормами технічної експлуатації [16]. Для автомобільних перевезень ширину проїжджої частини дороги визначають зважаючи на розміри рухомого складу. Тимчасові в'їзди до траншеї необхідно влаштовувати так, щоб уздовж них під час руху транспорту залишався вільний прохід шириною не менше 1,5 м. У разі затяжних поздовжніх ухилів доріг більше 60% необхідно влаштовувати горизонтальні площадки з ухилом не більше 20%, довжиною не менше 50 м і не далі через кожні 600 м довжини затяжного ухилу. В особливо утруднених умовах на кар'єрних і відвальних дорогах величину радіусів кривих у плані допускається приймати в розмірі не менше двох конструктивних радіусів розвороту транспортних засобів по передньому зовнішньому колесу – у розрахунку на одиночний автомобіль і не менше трьох конструктивних радіусів розвороту – у розрахунку на тягачі з напівпричепами. На узбіччі технологічних автодоріг і тимчасових з'їздів у кар'єрі з боку відпрацьованого простору необхідно споруджувати захисний вал з ґрунту, що огорожує призму обвалення.

Висота захисного валу повинна бути не менше третини діаметра колеса автомобілів вантажопідйомністю до 100 т і не менше половини діаметра колеса вантажопідйомністю 100 т і більше. Під час відсіпки захисного валу з м'яких і напівскельних порід його ширина в нижній частині повинна бути не менше 3-кратної висоти, а під час відсіпки зі скельних порід – не менше 2,5-кратної висоти. Ширину узбіччя доріг, на яких споруджується захисний вал, визначають проектом, за яким відстань від подошви ґрунтового валу до краю проїжджої частини повинна бути не менше 0,5 м, а до брівки укосу – 1,0 м і відповідно 1,5 та 1,0 м – від подошви валу під час спорудження його з бетону.

На технологічних автомобільних дорогах не можна проводити обгін автосамоскидів під час їх руху. В окремих випадках, у разі застосування автосамоскидів із різною технічною швидкістю руху, допускається їх обгін за умов забезпечення безпеки руху. Буксирування несправних автосамоскидів вантажопід-

йомністю понад 15 т необхідно здійснювати спеціальними тягачами. Залишати на проїжджій частині дороги несправні автосамоскиди не дозволяється.

Допускається тимчасово залишати автосамоскид на проїжджій частині дороги у разі його аварійної зупинки за умови огороження його з обох боків відповідними попереджувальними знаками. Причепи та напівпричепи повинні бути обладнані гальмами та габаритними світловими сигналами "Стоп" і сигналами повороту. Буксирувати автосамоскиди, верстати й устаткування можна тільки на жорсткому зчепленні. Під час роботи автосамоскида в кар'єрі, на відвалах та в інших місцях не дозволяється: рух з піднятим кузовом; рух заднім ходом до місця навантаження (розвантаження) на відстані понад 30 м (за винятком спорудження траншей, автомобільних та залізничних з'їздів); залишати автосамоскид на ухилах і підйомах. У разі зупинки автосамоскида на підйомі або ухилі внаслідок технічної несправності водій зобов'язаний вжити заходів, що унеможливають його мимовільний рух: вимкнути двигун, загальмувати машину, підкласти під колеса підпори (башмаки), автосамоскид вантажопідйомністю 40 т і більше – уперти передніми або задніми колесами в уступ. В усіх випадках під час руху автосамоскида заднім ходом необхідно безперервно подавати звуковий сигнал, а у разі руху заднім ходом автосамоскида вантажопідйомністю 10 т і більше звуковий сигнал повинен включатися автоматично.

Площадки для навантаження та розвантаження автосамоскидів (автопоїздів) повинні бути горизонтальними. Допускається ухил не більше ніж 0,01. Якщо немає захисної стінки (валу), експлуатація розвантажувальної площадки не дозволяється. Робота й утримання рухомого складу, споруд і обладнання залізничного транспорту широкої колії (1520 мм) регламентуються Правилами технічної експлуатації залізничного транспорту промислових підприємств. Елементи залізничної колії (земляне полотно, верхня будова та штучні споруди) за міцністю, стійкістю й станом мають забезпечувати безпечний рух рухомого складу. Не дозволяється експлуатувати залізничні колії в кар'єрах і на відвалах без баласту. Стикове з'єднання пересувних колій необхідно виконувати не менше ніж чотирма болтами.

Залізничні колії й автодороги в кар'єрах необхідно своєчасно очищати від розсипаної породи та снігу, періодично перевіряти їх на відповідність проектам. Для контролю за станом залізничних колій і автодоріг у кар'єрах необхідно мати нанесену на план гірничих робіт схему транспортних комунікацій, яку треба щомісяця обновляти. У місцях переходів через залізничні колії з інтенсивним рухом поїздів і великою маневровою роботою повинні бути влаштовані пішохідні тунелі, мости або доріжки, освітлені в темну пору доби, та позначки з попереджувальними знаками, що світяться. Перехід через колії дозволяється тільки в установлених місцях. На постійних залізничних коліях кар'єру повинні бути обладнані типові переїзди.

При електричній і тепловозній тязі одна локомотивна бригада може обслуговувати декілька локомотивів у сцепі, якщо керування здійснюється з однієї кабіни. Обслуговування локомотива одним машиністом допускається тільки за наявності обладнання автоматичної зупинки на випадок раптової втрати машиністом здатності керувати поїздом. Швидкість руху поїздів по залізничних

коліях кар'єру встановлюється залежно від застосовуваного типу рухомого складу, верхньої будови та профілю колії, а також місцевих умов. На перегонах (міжстанційних, міжпостових) і блок-дільницях може експлуатуватися тільки один поїзд. На електрифікованих коліях не дозволяється переміщення кранів з піднятою стрілою, крім випадків, коли проводяться кранові роботи за нарядом і при відключених пристроях контактної мережі.

Навантаження думпкарів проводиться згідно з паспортом. Однобічне, понадгабаритне, а також таке навантаження, що перевищує вантажопідйомність вагонів, не дозволяється. У разі, якщо вагони залишають на ухилі, то гальма необхідно затиснути, а під колеса підкласти гальмівні башмаки. Відчеплені вагони на коліях кар'єру необхідно надійно загальмувати для запобігання мимовільного їх руху під ухил.

Конвеєрні лінії й установки повинні бути обладнані: пристроєм для аварійної зупинки конвеєра з будь-якої точки уздовж його довжини; сигналізацією про початок запуску; засобами, що зменшують пилоутворення й надходження пилу в повітря робочої зони; перехідними містками з відстанню між ними не більше 100 м, огороженими поручнями висотою не менше 1 м і обладнаними нековзним помостом шириною не менше 0,7 м; пристроями, що вловлюють вантажну ланку стрічки під час її розривання, або пристроями, які контролюють цілісність тросів стрічки, якщо конвеєр встановлено з кутом нахилу понад  $10^\circ$ ; пристроями для механізованого очищення стрічки й барабанів від налиплого матеріалу.

У виробничих приміщеннях, галереях, тунелях і на естакадах уздовж траси конвеєрів повинні бути проходи: з одного боку конвеєра – не менше 0,8 м, з другого – не менше 0,7 м (при ширині стрічки до 1,4 м) та не менше 0,8 м (при ширині стрічки понад 1,4 м); між двома та більше паралельними конвеєрами – не менше 1,0 м; між стіною галереї та станиною конвеєра – не менше 0,7 м (при ширині стрічки до 1,4 м) та не менше 0,8 м (при ширині стрічки більше 1,4 м.)

Не дозволяється: перевозити працівників на необладнаних для цього конвеєрах; транспортувати устаткування на стрічці; підсипати на привідний барабан каніфоль або інші матеріали для усунення пробуксовування стрічки; спрямовувати рукою стрічку, що рухається; проводити ручне прибирання з-під конвеєрів матеріалу, що просипався, під час їх роботи. Спуск у бункери і робота в них проводяться за нарядом під наглядом посадової особи, в обов'язки якої покладено здійснення контролю за безпечним виконанням робіт.

**Приклад.** Вибрати тип автосамоскидів та їх інвентарний парк для роботи у комплексі з трьома екскаваторами ЕКГ-8І, які знаходяться у вибоях на глибині 75 м по вертикалі від перевантажувального пункту. Ухил автодороги  $i_a = 80\%$ . Відстань транспортування по горизонту до капітальної траншеї  $l_m = 600$  м, а до перевантажувального пункту  $l_n = 500$  м. Щільність породи  $\gamma = 3$  т/м<sup>3</sup>. Технічна продуктивність екскаватора 1350 т/год.



### Розв'язання задачі

1. Тип автосамоскидів приймається залежно від співвідношення їх раціональної вантажності  $q_a$  (т) до місткості ковша екскаватора  $q_e$  (м<sup>3</sup>) за формулою

$$q_a = (4 - 6) q_e \gamma = 5 \cdot 8 \cdot 3 = 120 \text{ т.}$$

2. Визначається загальна відстань перевезення породи

$$l_a = l_z + \frac{H_a \cdot 1000}{i_a} + l_n = 600 + \frac{75 \cdot 1000}{80} + 500 \cong 2000 \text{ м.}$$

3. За формулою (3.8) встановлюється термін навантаження автосамоскида  $t_n$  (хв)

$$t_n = \frac{q_a k_p}{q_e K_n \gamma} t = \frac{120 \cdot 1,5 \cdot 40}{8 \cdot 0,9 \cdot 3 \cdot 60} \cong 6 \text{ хв,}$$

де  $k_p = 1,5$  – коефіцієнт розпушення породи при навантаженні;  $K_n = 0,9$  – коефіцієнт наповнення ковша породою;  $t = 40$  с – тривалість циклу екскаватора.

4. Тривалість рейсу  $T_p$  (хв) розраховується за формулою (4.7)

$$T_p = t_n + t_{p.v.} + t_p + t_{p.n} + \tau = 6 + \frac{2000 \cdot 60}{20 \cdot 1000} + 1 + \frac{2000 \cdot 60}{30 \cdot 1000} + 3 = 20 \text{ хв.}$$

5. Кількість рейсів  $n_a$  (од.), що виконується одним автосамоскидом за зміну тривалістю 480 хв становить

$$n_a = \frac{T_{зм} \cdot K_{в.а}}{T_p} = \frac{480 \cdot 0,8}{20} = 19 \text{ од.}$$

6. Кількість робочих автосамоскидів, що обслуговують один перевантажувальний пункт  $N_a$  (од.), визначається за формулою:

$$N_{a.p} = \frac{T_p \cdot N_e}{t_n} = \frac{20}{6} \cong 3 \text{ од.}$$

З урахуванням 25% резерву інвентарний парк автосамоскидів становить

$$N_{a.i} = \frac{N_{a.p}}{\tau} = \frac{3}{0,85} \cong 4 \text{ машини,}$$

де  $\tau = 0,85$  – коефіцієнт технічної готовності автопарку.

7. При однорядному русі автосамоскидів у одному напрямку пропускна здатність виїзної траншеї  $\Pi_a$  (машин) за годину становить

$$\Pi_a = \frac{1000 \cdot v \cdot K_{н.р}}{l_6} = \frac{1000 \cdot 20 \cdot 0,8}{50} = 320 \text{ машин,}$$

де  $v$  – середня швидкість руху автосамоскида, км/год;  $K_{н.р} = 0,8$  – коефіцієнт нерівномірності руху;  $l_6 = 50$  м – безпечна відстань між суміжними автосамоскидами, що рухаються у одному напрямку.

### Питання для самоконтролю

1. У чому полягає специфіка експлуатації кар'єрного транспорту? Поняття про вантажообіг і вантажопотоки, їх різновиди.
2. Які технологічні показники автомобільного транспорту Ви знаєте?

3. Назвіть основні параметри автомобільних доріг. Їх провізна здатність.
4. Які технологічні показники залізничного транспорту Ви знаєте?
5. Назвіть складові довжини залізної дороги у кар'єрі? Їх показники.
6. Які технологічні показники залізничного транспорту?
7. Які особливості розрахунку провізної здатності виїзних траншей? Поняття про обмежувальний перегін залізничного транспорту.
8. Як визначається робочий та інвентарний парк рухомого складу автомобільного й залізничного транспорту?
9. У чому полягає конструктивна особливість перевантажувальних пунктів при комбінованому автомобільно-залізничному транспорті?
10. Як розраховується продуктивність перевантажувального пункту при комбінованому автомобільно-залізничному транспорті?
11. Як забезпечується безпека розвантаження автосамоскидів на перевантажувальному пункті?
12. У чому полягають конструктивні особливості конвеєрного транспорту при експлуатації на кар'єрах?
13. Які технологічні показники конвеєрного транспорту Ви знаєте?
14. Які технологічні показники дроблення скельних порід у стаціонарних і пересувних дробарках?
15. Наведіть конструктивні схеми спорудження конвеєрних підіймачів у підземних гірничих виробках. Їх переваги та недоліки.
16. Наведіть конструктивні схеми спорудження конвеєрних підіймачів у відкритих гірничих виробках. Їх переваги та недоліки.
17. У чому полягає особливість експлуатації пересувних дробарок при комбінованому автомобільно-конвеєрному транспорті?
18. Які види ремонтів гірничотранспортного устаткування? Показники надійності їх експлуатації.
19. Як розраховуються оптимальні показники довжини фронту й організації робіт при автомобільному транспорті?
20. Як розраховуються оптимальні показники довжини фронту й організації робіт при залізничному транспорті?
21. Як розраховуються оптимальні показники довжини фронту й організації робіт при конвеєрному транспорті?
22. Назвіть основні правила охорони праці при експлуатації автомобільного транспорту.
23. Назвіть основні правила охорони праці при експлуатації залізничного транспорту.
24. Назвіть основні правила охорони праці при експлуатації конвеєрного транспорту.
25. Як здійснюється контроль за експлуатацією рухомого складу кар'єрного транспорту?

## Глава 5. Складування відходів гірничого виробництва

### 5.1. Сутність процесу відвалування

Видобування корисних копалин відкритим способом із самого початку експлуатації кар'єрів супроводжується вийманням, транспортуванням і складуванням порід розкриву та некондиційної сировини у постійні та тимчасові відвали. Підвищення якості бідних корисних копалин (залізисті кварцити, вугілля, титанові та поліметалічні руди тощо) й переробка будівельних гірських порід у товарну продукцію (щебінь та пісок) характеризуються відходами певної частини гірничої маси, які розміщують у хвостосховищах та відвалах. **Насип**, що утворюється у результаті складування відходів, називають **відвалом**, а сукупність виробничих процесів з розміщення відходів виробництва у відвал – **відвальними роботами**. Технологія, механізація й організація відвальних робіт являють собою сутність та зміст **процесу відвалування**.

Залежно від морфологічного типу родовища (див. табл. 1.1) відкрита розробка корисних копалин ведеться у досить різноманітних умовах. З позиції розташування відходів відвали можливо віднести до **внутрішніх, зовнішніх та комбінованих**. Внутрішні відвали утворюють у виробленому просторі кар'єрів, що розробляють пологі родовища корисних копалин, **зовнішні** – похилі та круті. Початкова розробка родовищ повсюдно супроводжується складуванням відходів до початкового зовнішнього відвалу, який, як правило, улаштовують поряд з кар'єром. Це обумовлено скороченням відстані перевезення відходів, що значно зменшує собівартість виробництва.

Об'єм відходів у цілику  $V_v$  ( $\text{м}^3$ ), який можливо розмістити на виділеній земній поверхні при її максимальній заповненості, складає

$$V_v = \frac{K_{н.в.}}{K_{р.в.}} \left[ S_v H_v - P_v H_v^2 \text{ctg} \alpha_v + \frac{\pi}{3} H_v^3 \text{ctg}^2 \alpha_v \right], \quad (5.1)$$

де  $K_{н.в.} = 0,8 - 0,9$  – коефіцієнт, що враховує нерівномірність складування відходів у відвали;  $K_{р.в.} = 1,1 - 1,2$  – залишковий коефіцієнт розпушення відходів у відвалі;  $S_v$  – площа підшви відвалу,  $\text{м}^2$ ;  $H_v$  – висота відвалу,  $\text{м}$ ,

$$H_v = \sum_1^{n_v} h_v, \quad (5.2)$$

$n_v, h_v$  – відповідно кількість й висота окремих відвальних уступів (ярусів),  $\text{м}$ ;  $P_v$  – периметр підшви відвалу,  $\text{м}$ ;  $\alpha_v$  – результуючий кут укосу бокової поверхні відвалу, град.

Практика ведення відкритих гірничих робіт показує, що розміри кар'єрного поля, тип родовища та його кінцева глибина відпрацювання у сукупності з характеристиками виймально-навантажувального й транспортного устаткування відіграють вирішальну роль на місце розташування відвалів і механізацію відвальних робіт. Так, відпрацювання пологих родовищ з видобуванням корисної копалини одним-двома уступами на значній площі повсюдно характеризується складуванням порід розкриву до внутрішніх відвалів. Збільшення кількості уступів до 3 – 4 і

більше з видобування корисної копалини характеризується введенням у дію паралельно з внутрішніми також і зовнішніх відвалів. Різде зменшення площі земної поверхні кар'єрного поля, що характерно для кар'єрів з видобування будівельних гірських порід, призводить до експлуатації тільки зовнішніх відвалів. Така ж ситуація характерна й для крутих родовищ, де виймальні гірничі роботи супроводжуються систематичним зниженням дна кар'єрів.

Відпрацювання м'яких порід розкриву розкривними мехлопатами і драглайнами з видобуванням корисної копалини на одному уступі забезпечує безпосереднє складування відходів у виробленому просторі кар'єру. Збільшення потужності корисних копалин до 30 – 60 м і покривних порід розкриву у таких же межах з відпрацюванням їх роторними екскаваторами сумісно із консольними відвалоутворювачами або транспортно-відвальними мостами також дозволяє безпосередньо складувати відходи до внутрішніх відвалів. При цьому поряд зі збільшенням потужності пластів корисних копалин і порід розкриву до транспортної схеми вводяться стрічкові конвеєри, а відвалоутворювачі розміщують з протилежної сторони від виймально-навантажувального устаткування у робочій зоні кар'єрів і проводять відвалування у напрямку переміщення фронту гірничих робіт у кар'єрі. Параметри внутрішніх відвалів розраховуються сумісно з організацією розкривних і добувних робіт.

Розробка похилих і крутих родовищ корисних копалин характеризується повсюдним розміщенням порід розкриву до зовнішніх відвалів. При цьому відвальна маса переважно представлена скельними різновидами, що дозволяє формувати відвали висотою до 80 – 120 і більше метрів. Відстань розташування відвалів від кар'єрів суттєво впливає на тип механізації відвальних робіт. Так, при розміщенні відвалів на відстані до 5 км від кар'єру економічно вести відвальні роботи з доставкою порід розкриву автосамоскидами й укласти їх бульдозерами. Збільшення ж відстані дає перевагу переміщенню порід розкриву до місця складування залізничним транспортом з укладанням їх одноківшовими екскаваторами, переважно прямими мехлопатами [15].

Технологія, механізація й організація відвальних робіт становить основу процесу відвалування при відкритій розробці родовищ корисних копалин. Від чіткого й безаварійного виконання відвальних робіт суттєво залежать техніко-економічні показники гірничотранспортного устаткування й кар'єру у цілому. Місце розташування відвалу в межах гірничого відводу відіграє вирішальну роль у виборі засобів транспортування порід розкриву, що в свою чергу передбачає заздалегідь і рівень механізації їх складування. Слід також відзначити, що при розміщенні відходів виробництва до виробленого простору в кар'єрі найпростіше вирішується питання з рекультивації порушених земель, особливо у сільськогосподарському напрямку. Експлуатація зовнішніх відвалів потребує певного відчуження земної поверхні для складування відходів виробництва. Такі відвали у більшості випадків мають досить велику висоту, що потребує значних ресурсів і коштів для їх рекультивації.

Досить різноманітні умови ведення розкривних робіт слугують підставою для класифікації відвалів не тільки за умови розміщення їх відносно контуру експлуатованого кар'єру, але й типу виймально-навантажувального устаткування, технологічних схем його використання, взаємодії з певними кар'єрними

транспортними засобами та на завершальній стадії – механізації укладання порід розкриву до відвалу (табл. 5.1). Сумісне вирішення питань механізації виробничих процесів у кар'єрі й на відвалі дозволяє вести відкриті гірничі роботи з великою ефективністю.

Таблиця 5.1  
Класифікація відвалів і механізації відвальних робіт

Тип відвалу	Породи розкриву	Кількість відвальних ярусів	Виймального-навантажувальне устаткування у кар'єрі	Тип кар'єрного транспорту	Механізація відвальних робіт
Внутрішній	М'які	Одноярусний	Драги	Відсутній	Відсутня
Зовнішній	М'які	Одноярусний	Земснаряди й землесоси	Гідравлічний	Бульдозери для спорудження огорожувальних дамб
Внутрішній Зовнішній	М'які Скельні	Одноярусний	Бульдозери скрепери Одноківшові навантажувачі	Бульдозери, Скрепери, Одноківшові навантажувачі	Бульдозери, Грейдери
Внутрішній Зовнішній	М'які	Одноярусний	Одноківшові ескаватори	Автомобільний	Бульдозери Одноківшові навантажувачі
Внутрішній	Доволі м'які	Одноярусний	Багатоківшові ескаватори	Залізничний	Абзетцери
				Конвеєрний	Консольні відвалоутворювачі, транспортно-відвальні мости
Внутрішній Зовнішній	Доволі м'які	Двоярусний	Багатоківшові ескаватори	Залізничний	Абзетцери
				Конвеєрний	Консольні відвалоутворювачі
Внутрішній Зовнішній	Скельні	Багатоярусний	Одноківшові ескаватори	Залізничний Автомобільний	Прямі мехлопати, драглайни, бульдозери, одноківшові навантажувачі

Відвал порід розкриву залежно від типу механізації відвального устаткування має форму поперечного перерізу у вигляді окремих конусів – при експлуатації драг; слабохвилястої площини – при складуванні порід земснарядями й землесосами; паралельних хребтових відвальних західок – при роботі розкривних мехлопат, драглайнів і різноманітних відвалоутворювачів; зрізаної піраміди з плоскою поверхнею, що характерно для укладання породи бульдозерами і скреперами та кар'єрними мехлопатами, драглайнами й абзетцерами – при доставці порід залізницею. Основними параметрами відвалу є висота й кількість ярусів, кут їх укосу, результуючий кут укосу відвалу, приймальна його здатність, довжина й спосіб переміщення відвального фронту робіт, розмір подошви й вершини тощо.

Слід відзначити, що на початку розкриття родовища й введення його в експлуатацію з застосуванням колісних видів транспорту, стрічкових конвеєрів і гідромеханізації породи розкриву повсюдно складують до зовнішнього відвалу. Потім у процесі експлуатації горизонтальних і пологих родовищ породи розкриву розміщують у виробленому просторі кар'єрів, а похилих і крутих – за його межами. Для крутих родовищ із значною глибиною розробки можливо організувати виймання гірничої маси передовим кар'єром і після досягнення ним кінцевої позначки улаштувати у його виробленому просторі внутрішній відвал пустих порід. Але це можливо досягти за певною технологією розробки тільки через 15 – 20 років після початку добувних робіт.

## **5.2. Технологічні схеми будівництва зовнішніх відвалів із застосуванням залізничного транспорту**

Проектування відвальних робіт передбачає комплексне вирішення наступних взаємозалежних завдань:

- вибір місця розташування відвалів і технології будівництва піонерних відвальних насипів, що забезпечують мінімальне порушення родючих земель, визначення раціональних технологій, засобів механізації й організації відвалоутворення;

- визначення оптимальних параметрів відвальних західок, тупикових частин і відвалу у цілому;

- вибір схеми путьового розвитку на відвалі й системи його переміщення;

- визначення оптимальних схем експлуатації відвалів і рекультивації відсипаної поверхні, що забезпечують високу продуктивність та безпеку праці, мінімальні витрати на відвальні роботи.

Вибір місця розташування зовнішніх відвалів залежить від типу кар'єрного поля, рельєфу місцевості й цінності порушених земель, масштабів виробництва розкривних робіт, інженерно-геологічних, кліматичних і погодних умов. При розробці родовищ на рівнинній місцевості, як правило, відвали споруджують на неродючих землях, косогорах, ущелинах, балках, ярах, низинних місцях, відпрацьованих раніше кар'єрах тощо. Основною умовою, що забезпечує стійкість відвалу, є підготовка його підосви (зняття верхнього шару покривних порід й огороження водовідвідними канавами) і примусове ущільнення порід нижнього відвального уступу для досягнення стійких порід у геологічному перерізі. Для цього нижній уступ варто формувати зі скельних порід висотою не менше 20 м [23]. При цьому середня відстань транспортування порід розкриву звичайно не перевищує 9 – 10 км.

При доставці породи залізничним транспортом схеми розвитку відвалів у плані можуть бути паралельними, віяловими й комбінованими (рис. 5.1). При паралельній схемі відвальні західки переміщуються паралельно первісному положенню. Крок пересування залізничної колії залежить від типу й робочих параметрів відвального устаткування. Так, для екскаваторів типу ЕКГ-8І, ЕКГ-12,5, ЕШ-6/60 й ЕШ-10/70 він становить 28 – 32, 40 – 42, 60 – 90, 70 – 105 м відповідно та до 30 м – для бульдозерів. Відвальний фронт при відсипанні кожної захід-

ки скорочується через складність розвантаження думпкарів у тупиковій частині. Для збереження необхідної довжини відвальної західки в тупиковій її частині виконують багаторазове перекидання породи прямою мехлопатою або ж збільшують довжину передового насипу. Застосування драглайнів, бульдозерів і ковшових навантажувачів дозволяє більш просто вирішувати цю проблему.

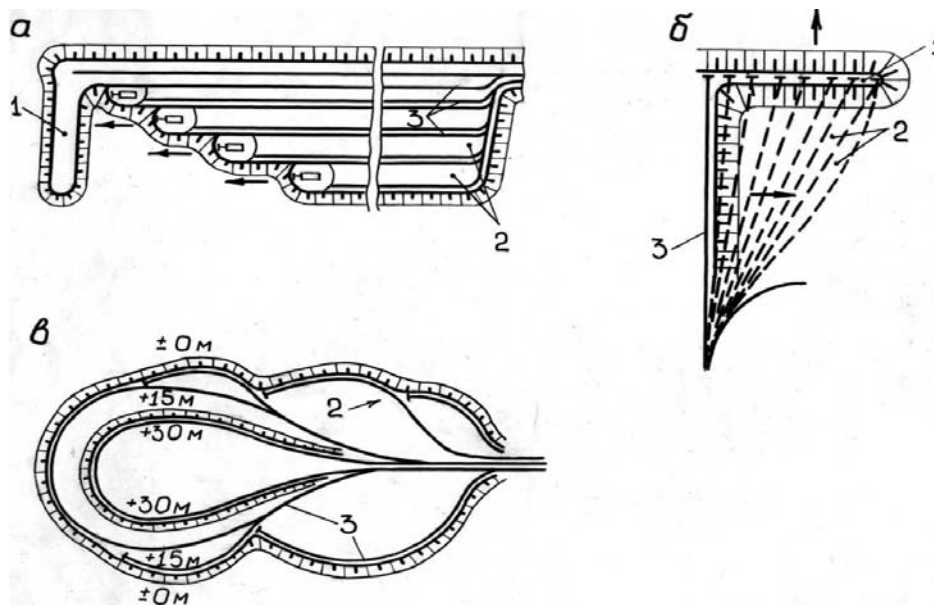


Рис. 5.1. Схеми розвитку зовнішніх відвалів: а – паралельна; б – віялова; в – криволінійна: 1 – піонерний насип; 2 – відвальні західки; 3 – залізничні колії

При віяловій схемі розвитку відвалу ( див. рис. 5.1, б) спрощується пересування транспортних комунікацій, однак їх крок є змінною величиною. Для збереження заданої довжини фронту відвальних робіт створюється передовий насип. При криволінійній схемі розвитку відвалу поступове збільшення фронту відвальних робіт досягається шляхом збільшення довжини опуклої кривої відвальних робіт (див. рис. 5.1, в).

Висота відвальних уступів залежить від фізико-механічних властивостей складованих порід, ступеня осушення підосви, кускуватості, типу відвалів, параметрів відвального й транспортного устаткування, системи їх розвитку тощо. У середньому при складуванні глинистих, піщаних і скельних порід екскаваторами висота відвальних уступів становить від 15 – 20 до 30 – 40 м; бульдозерами – 10 – 15, 15 – 20 і 25 – 30 м відповідно [24].

Піонерні насипи відвалів зводяться при будівництві зовнішніх відвалів з метою створення первісного фронту робіт і розміщення відвального устаткування, транспортних комунікацій, контактної мережі тощо. Обсяг робіт при будівництві відвалів звичайно не перевищує 1 – 2 млн м<sup>3</sup>. Будівництво кар'єрів і відвалів часто збігається у часі, що ускладнює організацію робіт і викликає їх подорожчання.

Зведення піонерних насипів можливо виконувати з використанням привізних порід або з порід підосви відвалу шляхом проведення спеціальних траншей. Основним недоліком зведення насипів із привізних порід є жорстка залежність будівельних робіт від ритмічності доставки порід із кар'єру. Спосіб зведення на-

сипів з порід підшви вільний від цього недоліку, будівництво кар'єру та відвалу у цьому випадку може вестися паралельно.

Основними засобами механізації при зведенні піонерних насипів є мехлопати, драглайни, бульдозери й ковшові навантажувачі (рис. 5.2). Породи до місця будівництва доставляються залізничним транспортом або автосамоскидами. Головними заданими параметрами насипу є його висота, довжина по фронті й площа поперечного перерізу, величина яких визначає вибір засобів механізації будівництва, обсяг робіт і термін їх завершення. Схема зведення піонерного насипу мехлопатою (рис. 5.2, а) застосовується при значних труднощах екскавації порід підшви й невеликій висоті відвалу. При цьому площа поперечного перерізу  $S_m$  (м<sup>2</sup>) визначається за формулою:

$$S_m = (R_{ч.маx} + R_{р.маx})H_{р.маx} + h_e \text{ctg} \alpha_e (H_{р.маx} - 2h), \quad (5.3)$$

де  $R_{ч.маx}$ ,  $R_{р.маx}$ ,  $H_{р.маx}$  – максимальні значення радіуса черпання й розвантаження, а також висоти розвантаження екскаватора відповідно, м;  $h_e$  – висота установлення екскаватора щодо земної поверхні, м;  $\alpha_e$  – кут природного укосу породи у відвалі, град.

Більші лінійні параметри драглайнів дозволяють зводити насип значної висоти (рис. 5.2, б). При цьому драглайн устанавлюється на передвідвалі висотою 7 – 10 м. Породи, доставлені залізничним транспортом, укладаються з приймального бункера одночасно до передвідвалу та в піонерний насип. У цьому разі поперечний переріз насипу  $S_d$  (м<sup>2</sup>) визначається за формулою:

$$S_d = (R_{ч.маx} + R_{р.маx}) \cdot (H_{р.маx} + h_n), \quad (5.4)$$

де  $h_n$  – висота передвідвалу, м.

Бульдозери застосовують на відвалах при доставці породи засобами як автомобільного, так і залізничного транспорту. При доставці порід розкриття автотранспортом піонерний насип зводиться пошарово (рис. 5.2, в). Площа його поперечного перерізу  $S_{\sigma}$  (м<sup>2</sup>) визначається за формулою

$$S_{\sigma} = (B_n + H_n \text{ctg} \alpha_e) H_n, \quad (5.5)$$

де  $B_n$ ,  $H_n$  – ширина насипу поверху та його висота, м;  $H_n = \sum_1^{n_e} h_e$ ;  $n_e$  – кількість відсипаних шарів, од.;  $h_e$  – висота шару, м.

Розрізняють периферійні та площадні способи відвалування. При периферійному способі автосамоскиди розвантажуються в 3 – 6 м від верхньої брівки відвалу. Потім бульдозером порода зіштовхується під укіс відвалу. Для безпеки відвальних робіт біля верхньої брівки з порід, що відсипають, формується упорний валик висотою не менше половини діаметра колеса автосамоскида. Крім того, створюється ухил поверхні відвалу під кутом не менше 3° у напрямку від верхньої брівки до транспортної лінії [16] (рис. 5.2, в). При площинному відвалуванні розвантаження породи з автосамоскидів виконується по всій площі відвалу. Цей спосіб доцільний при нарощуванні висоти відвалу або складуванні слабких, підданих зсувам, порід.



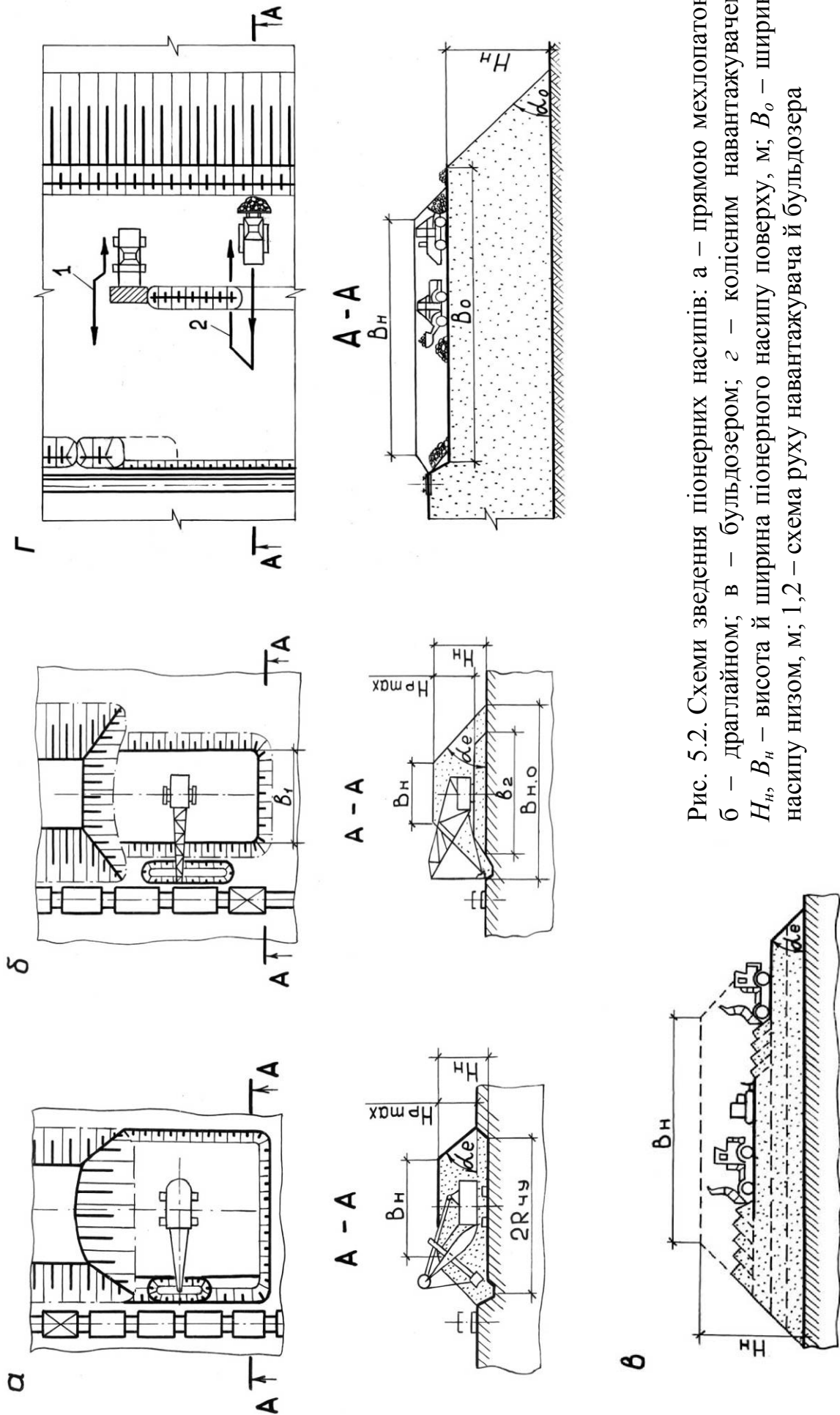


Рис. 5.2. Схеми зведення піонерних насипів: а – прямою мехлопатою; б – драглайном; в – бульдозером; г – колісним навантажувачем;  $H_n$ ,  $B_n$  – висота й ширина піонерного насипу поверху, м;  $B_0$  – ширина насипу низом, м; 1, 2 – схема руху навантажувача й бульдозера

Застосування ковшових навантажувачів для будівництва піонерного насипу (рис. 5.2, г) характерно відсутністю твердого зв'язку з їх лінійними параметрами у порівнянні з одноківшовими екскаваторами й обґрунтовується тільки техніко-економічними розрахунками [25]. Залежно від типу в'їзду навантажувача на насип розрізняють фронтальні, торцеві й кільцеві схеми. Найбільш проста організація робіт й умови експлуатації устаткування властиві фронтальній схемі. При цьому забезпечується більша концентрація робіт, оскільки кількість робочих машин обмежується тільки необхідною продуктивністю або провізною здатністю відвальної залізничної колії. У загальному випадку об'єм породи для будівництва відвалу  $V_o$  (м<sup>3</sup>) складає

$$V_o = V_n + V_e = \frac{B_n + 2H_n \operatorname{ctg} \alpha_e}{2} H_n L_n + \frac{B_n H_n^2}{2i_o} + \frac{H_n^3 \operatorname{ctg} \alpha_e}{3i_o}, \quad (5.6)$$

де  $V_n$ ,  $V_e$  – об'єм відвального насипу та в'їзд на нього, м<sup>3</sup>;  $i_o$  – керівний підйом в'їзду, частки од.;  $L_n$  – довжина насипу, м.

Строки будівництва відвалу  $T_{cmp}$  (міс.):

$$T_{cmp} = \frac{V_o}{Q_e^m}, \quad (5.7)$$

де  $Q_e^m$  – місячна продуктивність працюючого устаткування, м<sup>3</sup>.

Установлено [25], що при зведенні піонерних насипів висотою до 25 м на рівнинній місцевості найбільш економічні схеми із застосуванням колісних навантажувачів. Оптимальна місткість їх ковша становить 10 – 13 м<sup>3</sup>, що відповідає навантажувачу типу ПК-25, який найбільш ефективний для відвалування. Однак при великій кускуватості порід продуктивність навантажувачів різко знижується.

На залізородних кар'єрах, де породи розкриву транспортуються залізницею, переважно експлуатуються відвали, оснащені одноківшовими прямими мехлопатами, що обумовлено великою кускуватістю й міцністю складованих порід. Детальне обґрунтування їх технологічних параметрів виконано М.Г. Новожиловим [26] й уточнено І.І. Руським [25]. Установлено, що довжина відвалів буває різною й повністю залежить від об'єму тупика для розвантаження породи. Звичайно на великих кар'єрах улаштовуються два й більше відвалів або ж один великий, який розбивається на декілька ділянок, що одержали назву тупиків.

В експлуатаційному відношенні відвали характеризуються прийнятною та пропускну здатністю. Під **приймальною здатністю** розуміється кількість породи, яку можна укласти до відвалу в проміжку між двома послідовними пересуваннями рейкових колій. **Пропускна здатність** відвалу визначається об'ємом породи, який можна заскладувати протягом зміни або доби. Величина приймальної здатності відвальної західки  $V_e$  (м<sup>3</sup>) дорівнює

$$V_e = e_e \cdot h_e \cdot L_e, \quad (5.8)$$

де  $e_e$  – ширина відвальної західки, м;  $h_e$  – висота відвального уступу, м;  $L_e$  – довжина фронту розвантаження, м.

$$v_{\epsilon} = (R_{ч.у} + R_{p.max}) K_n, \quad (5.9)$$

де  $R_{ч.у}$ ,  $R_{p.max}$  – максимальні радіуси черпання на рівні стояння та розвантаження екскаватора, м;  $K_n$  – коефіцієнт, що враховує відхилення верхньої брівки відвальної західки від внутрішньої лінії залізниці,  $K_n = 0,9$ .

Кількість поїздів, які можуть бути розвантажені у межах однієї західки,  $N_o$  (од.) становить

$$N_o = \frac{v_{\epsilon} h_{\epsilon} l_{\epsilon} k_{yn}}{Q_n}, \quad (5.10)$$

де  $Q_n$  – місткість розпушеної породи в одному поїзді, м<sup>3</sup>;  $k_{yn}$  – коефіцієнт, що встановлює ущільнення породи у відвалі,  $k_{yn} = 1,2 - 1,4$ .

Приймальна здатність відвальної західки за умов нормативної продуктивності екскаватора за зміну  $Q_e$  (м<sup>3</sup>) складає:

$$Q_e = \frac{T_{зм} k_{нм} n_{\delta} q_{\epsilon}}{\frac{2L_{\epsilon}}{v_{сер}} + n_{\delta} t_p + \tau}, \quad (5.11)$$

де  $T_{зм}$  – тривалість зміни, год;  $k_{нм}$  – коефіцієнт, що враховує нерівномірне надходження поїздів,  $k_{нм} = 0,75 - 0,85$ ;  $n_{\delta}$  – кількість думпкарів у поїзді, од.;  $q_{\epsilon}$  – корисна ємність думпкара, м<sup>3</sup>;  $v_{сер}$  – середня швидкість руху поїзда, м/год;  $L_{\epsilon}$  – відстань від обмінного пункту до місця розвантаження, м;  $t_p$  – час розвантаження думпкара, год;  $\tau$  – час на зв'язок при обміні поїздів, год.

Оптимальна довжина відвальної західки без урахування похилої дороги для в'їзду на відвал  $l_{\epsilon}$  (м) становить

$$l_{\epsilon} = \sqrt{\frac{2L_{\epsilon} v_{\epsilon} C_c}{n_{\epsilon.p} v_{\epsilon.p} (C_z + L_{\epsilon} v_{\epsilon} n_{\epsilon.p} C_{mp})}}, \quad (5.12)$$

де  $n_{\epsilon.p}$  – кількість відвальних західок, що відсипають за рік, од.;  $C_c$ ,  $C_z$ ,  $C_{mp}$  – відповідно річні витрати на амортизацію будинків і споруд на відвалі, добові витрати на утримання 1 м відвальної залізничної колії та транспортування 1 м<sup>3</sup> породи, пропорційно довжині відвальної західки, грн.

У процесі експлуатації відвальна західка по висоті поділяється на два підступи, на проміжній площадці між якими встановлюється екскаватор (рис. 5.3).

Порода, що вивантажується з думпкарів, надходить у приймальний бункер (прямокутник), звідки екскаватором переміщується в нижній і верхній підступи західки. Приймальний бункер формують у масиві з перевантажувальної породи, нижче горизонту установалення відвального екскаватора на глибину до 2 м. Це збільшує його місткість й охороняє устаткування від ушкодження великими кусками породи, що вивантажуються з думпкара. Довжина приймального бункера досягає 30 м. Максимальна довжина відвальної західки встановлюється в межах 1,5 – 2,5 км. Висота верхнього підступу становить 5 – 7 м, нижнього 10 – 25 м. Приймальна здатність 1 м відвальної західки досягає 700 м<sup>3</sup> і більше.

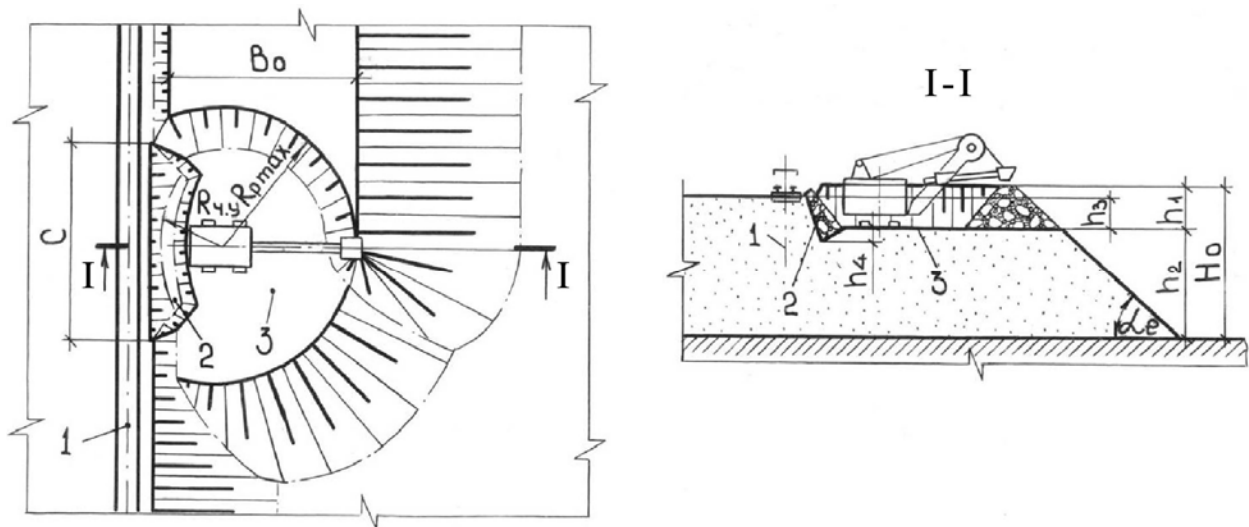


Рис. 5.3. Схема відвалування порід розкриву прямою мехлопатою:  $H_0$  – висота відвального ярусу, м;  $h_1$ ,  $h_2$  – висота верхнього й нижнього підступів, м;  $h_3$  – горизонт установлення екскаватора, м; 1 – залізнична колія; 2 – приймальний бункер; 3 – площадка установлення екскаватора

Відповідно до Правил охорони праці відстань від осі залізничної колії до верхньої брівки приймального бункера повинна бути не менш 1600 мм. Подача навантажених поїздів на розвантажувальну площадку відвалу виконується переважно вагонами вперед. Очищення думпкарів від налиплої породи повинно бути механізованим.

### 5.3. Нові способи будівництва екскаваторних відвалів

Існуюча технологія екскаваторного відвалування передбачає будівництво піонерних насипів на зовнішніх відвалах з формуванням тупикової частини відвальної західки. Це пов'язано зі значними простоями й зниженням продуктивності відвальних екскаваторів і поїздів у період робіт, коли довжина тупикової частини відвальної західки дорівнює або менше довжини поїзда. При цьому екскаватор виконує відсіпання нижнього підступу з мінімальною шириною поверху й улаштуванням приймального бункера для породи по всій ширині західки, що залишилася. Виконується це для того, щоб простої поїзда при вивантаженні були мінімальними, а екскаватор мав можливість переміщуватися від одного кінця сформованого тупика відвалу до іншого.

У міру заповнення тупикової частини відвалу довжина її скорочується до розміру одного думпкара. Це призводить до зростаючих обсягів переєкспавації розвантаженої породи й простоїв екскаватора в очікуванні зміни поїздів. У той же час простоюють поїзди, що очікують вивантаження через недостатню приймальну здатність відвального екскаватора. Згідно зі статистичними даними продуктивність відвального екскаватора при заповненні тупика породою зменшується на 42 – 53% й у середньому по відвалах становить 690 – 870 м<sup>3</sup>/зміну. Середня ж продуктивність екскаваторів, що працюють у нормальних умовах, складає 1647 м<sup>3</sup>/зміну.

З метою виключення зазначених недоліків існуючого способу зовнішнього відвалування розроблена нова технологія формування кільцевих безступікових піонерних насипів (рис. 5.4). При цьому перший шар насипу відсипається екскаватором типу ЕКГ-5 або ЕКГ-8І на зовнішню сторону кільця залізничного полотна висотою 4 м. Горизонтальна кільцева активна ділянка, що примикає до похилої, формується з початковим радіусом округлення 130 м, що забезпечує нормальне пересування й розвантаження поїзда. При замиканні кільця залізничної колії формується її горизонтальна внутрішня пасивна ділянка, що розташовується на відстані ширини відвальної західки від кінця похилого в'їзду паралельно зовнішній горизонтальній ділянці [15]. Довжина внутрішньої пасивної ділянки становить 1,2 – 1,5 довжини поїзда й дорівнює 125 – 150 м. Пасивна ділянка, що розташована усередині кільця рейкових колій, дозволяє замкнути відвальну західку з матеріалу, що відсипається, без зниження продуктивності потягів й екскаватора. Після відсипання першого шару піонерного насипу й замикання кінця рейкової колії екскаватор переміщують на знов створений насип і відсипають наступний шар на її внутрішню сторону. При формуванні наступних шарів відбувається чергування внутрішнього й зовнішнього відсипання порід у тіло насипу.

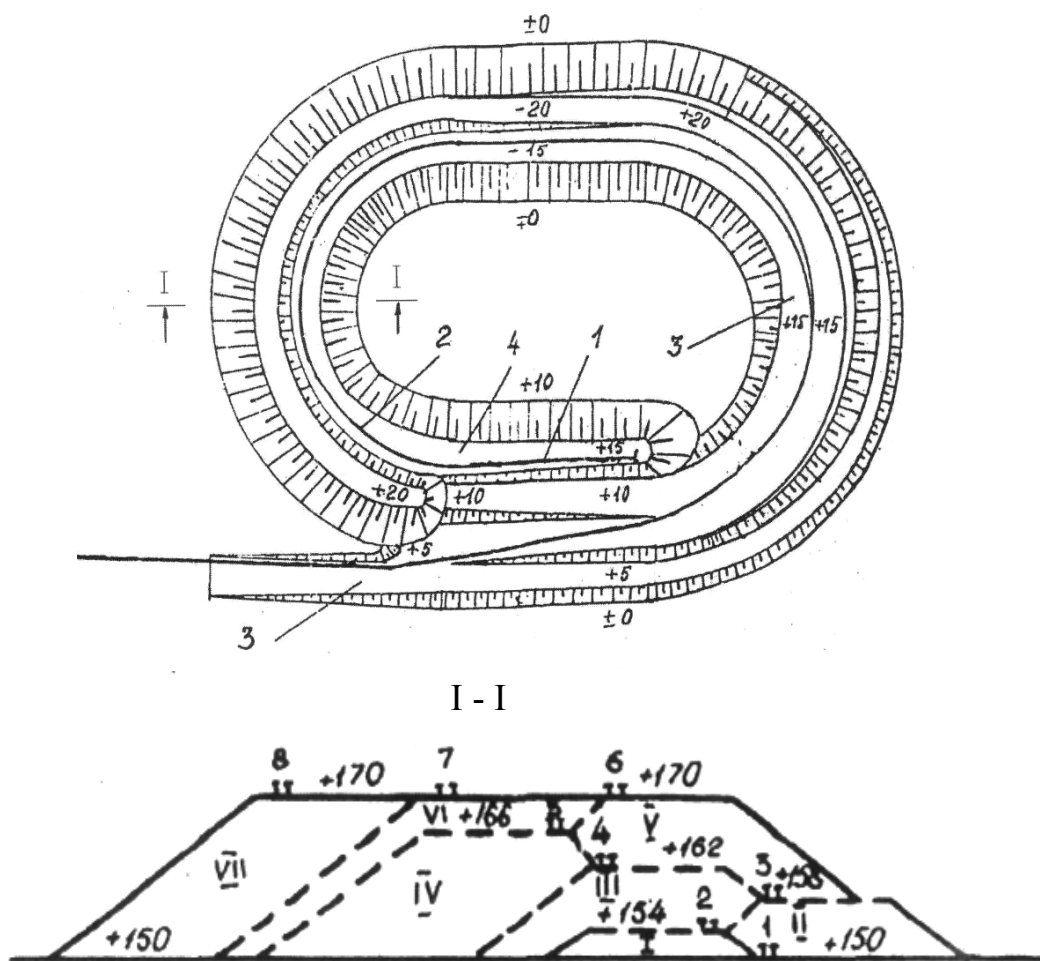


Рис. 5.4. Схема послідовності будівництва піонерного кільцевого насипу: 1, 2 – пасивна й активна частини залізничного тупика; 3 – похила частина піонерного насипу; 4 – горизонтальна частина піонерного насипу

Досвід формування кільцевого безтупикового піонерного насипу на Лівобережних відвалах ПівдГЗК показує, що при відсипанні шістьох шарів породи зі зведенням висоти відвалу на 20 м екскаватором було укладено 1310 тис. м<sup>3</sup>. Статистичними спостереженнями за роботою відвального екскаватора на будівництві піонерного насипу встановлено, що його продуктивність перебуває на рівні середньої продуктивності екскаваторів, що працюють у нормальних умовах при фронтальному розвантаженні поїздів і становить 1540 м<sup>3</sup>/зміну. При цьому швидкість будівництва піонерного насипу з мінімальною шириною відвальної західки збільшується на 10 – 15%. Ефективність застосовуваного способу за рахунок повного виключення формування тупикової частини відвальної західки суттєво зростає.

Об'єм породи, що відсипається в тупикову частину відвальної західки, залежить від типу поїзда, застосовуваного для транспортування порід розкриття на відвали, й типу відвального екскаватора. Установлено, що зменшення ширини відвальної західки дозволяє збільшити висоту відсипаного шару, а отже і швидкість формування піонерного насипу. Новий спосіб повністю виключає заключний етап формування тупикової частини відвальної західки, коли з'являються значні простоя екскаваторного й транспортного устаткування. Частка цього об'єму у формуванні піонерного насипу змінюється від 23 % при  $R_n = 80$  м до 8,5 % – при  $R_n = 200$  м і при початковому радіусі округлення, рівному 130 м, становить 17%. В об'ємі піонерного насипу, відсипаного з початку його формування, 1310 тис м<sup>3</sup>, частка тупикової частини склала 223 тис м<sup>3</sup> або 17%.

Впровадження кільцевих безтупикових відвальних заходок рекомендується для розміщення різнотипових відходів на відвалах «Дальні» ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», що дозволить сконцентрувати роботи з почергового заповнення ярусів і надасть можливість первісного зниження витрат на відвалування й перенесення їх на наступні 5 – 10 років. Збільшення висоти ярусів і відвалу у цілому дозволяє підвищити в допустимих межах результуючий кут його укусу та збільшити місткість відведеної площі.

У зв'язку з гострою нестачею площ земельних відводів для складування порід розкриття розроблено новий спосіб екскаваторного відвалування [15]. При цьому забезпечується повнота заповнення вузьких відвальних полів з нормативною продуктивністю екскаватора в торцевій частині відвальної західки. Первісний піонерний насип розташовують в одній із довгих сторін відвального поля, протягну пасивну ділянку шляху формують у протилежній від в'їзду на насип торця (рис. 5.5). Ділянку формують пологою у напрямку до протилежної довгої сторони відвального поля по дузі з центральним кутом  $\alpha$ ; ширина екскаваторної західки обернено пропорційна експлуатаційному радіусу вписування рухомого складу до кривої радіусом 130 м.

Спосіб може використовуватися при ширині верхньої площадки відвалу не менш 150 м з доставкою породи тепловозами з довжиною й радіусом вписування рухомого складу відповідно 210 й 250 м. При формуванні протяжних пасивних ділянок відвальних заходок довжиною по 240 м на горизонтальних площадках для повного укладання порід розкриття в торцевій частині відвального поля було потрібно б переекскавовувати її в 3 – 4 прийоми. Формування ж по-

логіх протяжних пасивних ділянок відвальних тупиків дозволяє виконати цю операцію в один прийом. Як показують розрахунки, продуктивність відвально-транспортного устаткування при цьому способі збільшується на 26%.

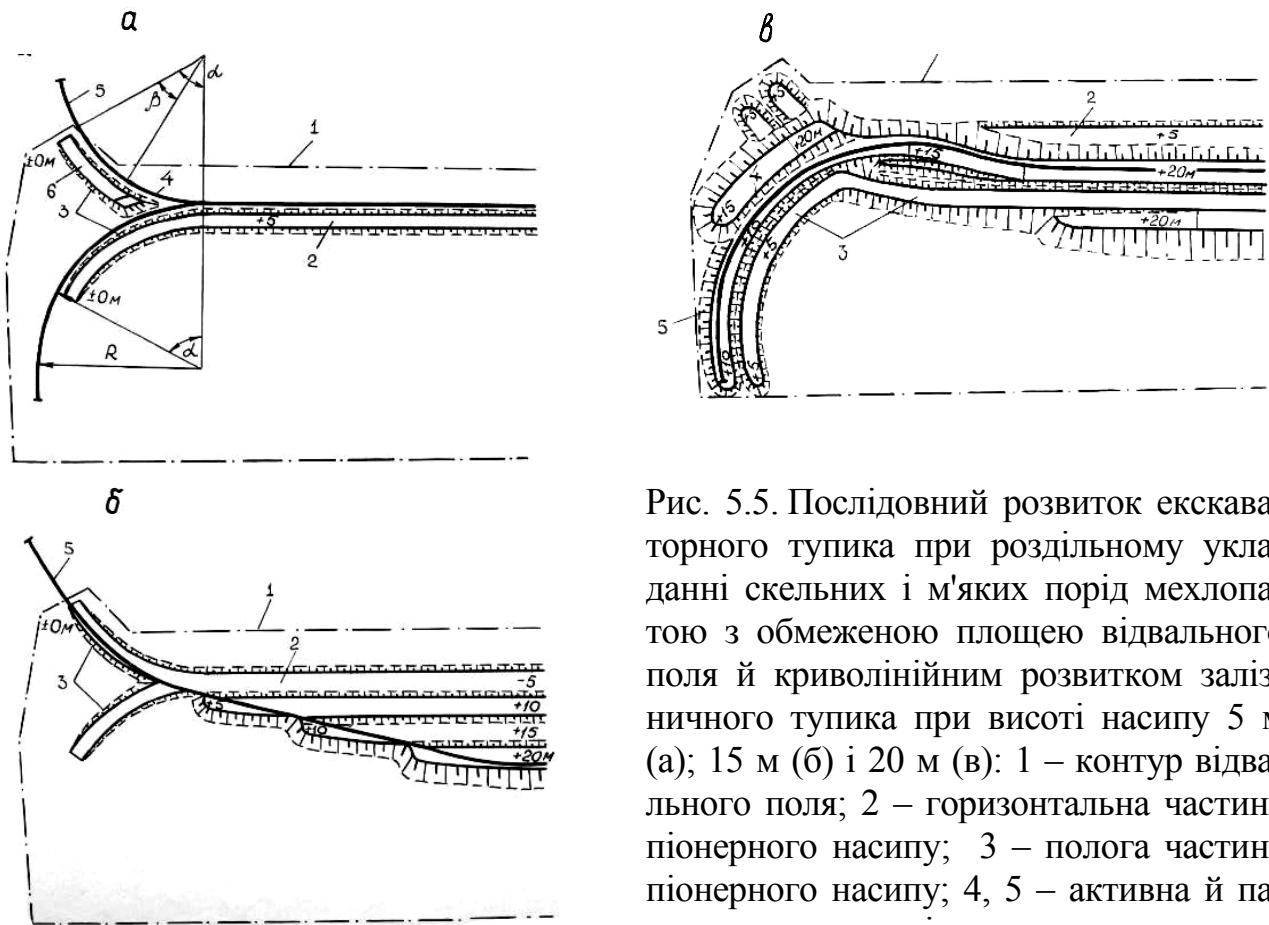


Рис. 5.5. Послідовний розвиток екскаваторного тупика при роздільному укладанні скельних і м'яких порід мехлопатою з обмеженою площею відвального поля й криволінійним розвитком залізничного тупика при висоті насипу 5 м (а); 15 м (б) і 20 м (в): 1 – контур відвального поля; 2 – горизонтальна частина піонерного насипу; 3 – полого частина піонерного насипу; 4, 5 – активна й пасивна частини залізничного тупика

Для сполучення робіт зі складування попутних корисних копалин у відвальний ярус і, за необхідності, виймання з нього породи для навантаження в поїзди розроблена наступна технологічна схема. Сутність її полягає в тому, що відвальний ярус по висоті поділяється на два підступи. На проміжній площадці між ними встановлюється відвальний екскаватор. Висота верхнього підступу приймається такою, що дозволяє виконувати екскаватору верхнє навантаження породи у поїзд. Так, для екскаватора типу ЕКГ-5 висота верхнього підступу приймається рівною 3,5 м, для ЕКГ-8І – 5 м, для ЕКГ-12,5 – 8 м. Висоту першого акумулюючого шару відвальної західки приймають такою, щоб у його межах можливо було здійснювати як складування породи, так і її відвантаження. При завершенні відсипання відвального ярусу й необхідності його повторної розробки екскаватором підготовляють до відпрацювання верхній підступ шляхом послідовного виймання у спадному порядку трьох шарів відвальної західки з верхнім навантаженням у поїзди. Після цього залізничну колію переносять на нижню площадку верхнього підступу й виконують подальше його відпрацювання з нижнім навантаженням [15].

При роздільному складуванні різнотипових порід у відокремлені відвали площа порушених земель збільшується на 30 – 50%, Однак, якщо роздільне складування здійснюється на діючих відвалах спільно, суттєвого приросту по-

рушених земель не відбувається. До того ж, при більших площах відвального відводу й розміщення різних типів порід на відведених ділянках у їх межах загальна висота відвалу може бути збільшена на 20 – 30 м. Внаслідок цього питомі землемісткість таких об'єднаних відвалів суттєво знижується.

#### 5.4. Відвалування при автомобільному транспорті

При транспортуванні порід розкриву до відвалів автосамоскидами застосовується бульдозерне відвалування. Процес складування порід містить розвантаження автосамоскидів на верхній площадці відвального уступу, переміщення порід під укис уступу, вирівнювання поверхні відвалу, ремонт і переміщення автодоріг. Заповнення відвалу здійснюється периферійним або площадним способами. У першому випадку автосамоскиди розвантажуються по фронту робіт прямо під укис (при стійких породах) або на відстані 3 – 5 м від нього. Потім порода бульдозерами переміщується під укис. Бульдозерний відвал при цьому розвивається в плані. При площадному способі автосамоскиди розвантажуються по всій площі відвалу. Поверхня відвалу вирівнюється бульдозерами, а потім ущільнюється котками. Після цього відсипається наступний шар і т.д. Бульдозерний відвал розвивається по вертикалі. Більш економічним є периферійний спосіб, при якому менше планувальних і транспортних робіт. Площадний спосіб використовується під час будівництва відвалу в основному при складуванні малостійких м'яких порід.

При периферійному способі, для безпеки, біля верхньої брівки уступу відвалу встановлюють дерев'яні або металеві упори для задніх коліс автосамоскидів. Частіше замість упорів насипають вал породи висотою 0,5 – 0,8 м і шириною 2 – 2,5 м. Крім того, поверхня бульдозерного відвалу повинна мати ухил 4 – 5° убік центру відвалу.

Висота бульдозерних відвалів на рівнинній місцевості змінюється в широкіх межах і обмежується в основному фізико-технічними характеристиками порід. Для скельних порід вона становить 30 – 35 м, для піщаних 15 – 20, для глинистих 10 – 15. В умовах нагірних кар'єрів висота бульдозерних відвалів досягає 150 і більше метрів. При такій висоті відвалу розробляють спеціальні заходи, що регламентують безпечні умови роботи обслуговуючого персоналу й устаткування.

Бульдозерний відвал зазвичай складається із трьох ділянок рівної довжини уздовж фронту розвантаження (рис. 5.6). На першій ділянці ведеться розвантаження, на другій – планувальні роботи, третя ділянка – резервна. У міру розвитку відвалу призначення ділянок змінюються між собою.

Необхідна площа  $S_e$  (м<sup>2</sup>) під відвал визначається за формулою

$$S_e = \frac{V_p K_{p.e}}{H_e K_{ne}}, \quad (5.13)$$

де  $V_p$  – об'єм порід розкриву, що підлягає розміщенню у відвалі, м<sup>3</sup>;  $K_{p.e} = 1,1 – 1,2$  – залишковий коефіцієнт розпушення породи у відвалі;  $H_e$  – висота відвалу, м;  $K_{ne}$  – коефіцієнт, що враховує використання площі відвалу, при одному уступі  $K_{ne} = (0,84 – 0,9)H_e$ ; при двох і більше уступах  $K_{ne} = (0,6 – 0,7)H_e$ .



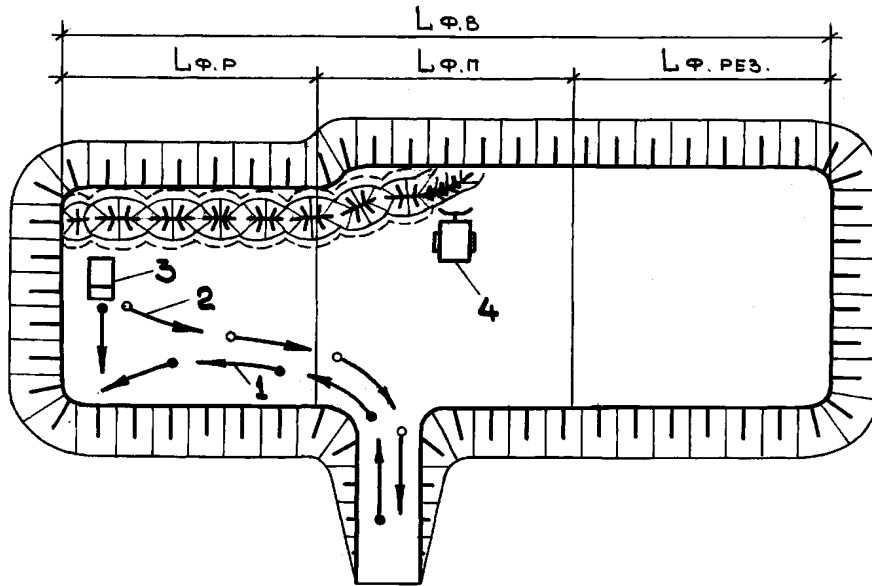


Рис. 5.6. Схема бульдозерного відвалу:  $L_{ф.в}$ ,  $L_{ф.р}$ ,  $L_{ф.п}$ ,  $L_{ф.рез}$  – відповідно загальна довжина фронтону відвалу, розвантаження, планування та резервного; 1, 2 – відповідно напрямки руху завантаженого й порожнього автосамоскида; 3 – автосамоскид; 4 – бульдозер

Довжина фронтону розвантаження  $L_{ф.р}$  (м) становить

$$L_{ф.р} = N_a l_{ф.а}, \quad (5.14)$$

де  $l_{ф.а}$  – ширина смуги по фронтону, займана автосамоскидом під час розвантаження, м;  $N_a$  – кількість автосамоскидів, що одночасно розвантажуються, од.

$$N_a = N_2 \frac{t_{р.м}}{60} \quad (5.15)$$

$N_2$  – кількість автосамоскидів, що розвантажуються на відвалі протягом години, од.;

$$N_2 = \frac{Q_{год} \cdot K_{нер}}{V_a} \quad (5.16)$$

$t_{р.м} = 1,5 - 2$  – тривалість розвантаження й маневрування автосамоскида, хв;  $Q_{год}$  – продуктивність кар'єру з виймання порід розриву, м<sup>3</sup>/год;  $K_{нер} = 1,25 - 1,5$  – коефіцієнт нерівномірності роботи кар'єру;  $V_a$  – об'єм порід розриву, перевезений автосамоскидом за рейс, м<sup>3</sup>.

Довжина  $L_{ф.в}$  (м) відвального фронтону становить

$$L_{ф.в} = 3L_{ф.р}, \quad (5.17)$$

де  $L_{ф.р}$  – довжина фронтону розвантаження, м.

Робочий парк бульдозерів  $N_{б.р}$  (од.) визначається із співвідношення

$$N_{б.р} = \frac{V_{б}}{Q_{б}}, \quad (5.18)$$

де  $V_{б}$  – змінний обсяг бульдозерних робіт, м<sup>3</sup>;  $Q_{б}$  – змінна продуктивність бульдозера, м<sup>3</sup>;

$$V_{\sigma} = Q_{\text{зод}} \cdot T_{\text{зм}} \cdot K_3, \quad (5.19)$$

$T_{\text{зм}}$  – тривалість зміни, год;  $K_3 = 0,5 - 0,7$  – коефіцієнт заповнення відвалу породою.

Змінна продуктивність бульдозера визначається за формулою (3.1), наведеною в розділі 3.2. Інвентарний парк бульдозера на відвалі становить

$$N_{\sigma,i} = N_{\sigma,p} \cdot K_{n,n}, \quad (5.20)$$

де  $K_{n,n} = 1,3 - 1,4$  – коефіцієнт інвентарного парку бульдозерів.

### 5.5. Відвалування при розробці нагірних кар'єрів

У світовій практиці накопичено значний досвід відкритої розробки нагірних і високогірних родовищ корисних копалин. Як правило, такі кар'єри розташовані на висоті від 600 – 1800 до 3200 – 4200 м над рівнем моря. Родовища представлені похилими та крутими пластами, а також масивними ізометричними, штоками, гніздами тощо. У ролі корисних копалин добувають вугілля (кар'єри британської Колумбії); руди заліза (Кіруна – Швеція, Керол – Канада, Дашкесан – Азербайджан; ІглМаунтін – США); міді (Реппафіорд – Норвегія; Меткальф, Пінто Велі, Моренсі, Чіно, Сієріта, Тірон і Бінгем – США; Токепала й Кайон – Перу; Чукікамата – Чілі; Кананеа – Мексика; СарЧешмех – Іран); міді з молібденом (Лорнекс і Багдад – США); вольфраму з молібденом (Тирниауз – Кавказ); поліметалічні (Алтин – Топкан – Узбекистан); азбесту (Урал – Росія; Кассія – Канада); апатиту з нефеліном (Хібіни – Росія) та інші. Коефіцієнт розкриття на них коливається у межах  $0,75 - 3 \text{ м}^3/\text{м}^3$ . Висота робочої зони досягає 800 – 1000 м. Кути укосу бортів у слабких породах становлять  $32 - 36^\circ$ , у стійких –  $37 - 45^\circ$ . У нижній частині робочої зони з проведенням спеціальних заходів кут укосу бортів доводять до  $55^\circ$ . Температура повітря змінюється у межах від  $+50$  до  $-40^\circ\text{C}$ . Жорсткість погоди посилюється сильними вітрами. Середня величина снігових опадів за зиму досягає  $6,9 - 9,4$  м, за добу може випадати до одного метра снігу.

Породи розкриття, що розроблюють у контурах кар'єрних полів, складають до відвалів на гірських схилах. На основі результатів досліджень Гірничого інституту Кольського наукового центру РАН (Росія) розроблено регламент формування не тільки **стійких блочно-ярусних**, але й **"рухомих"** відвалів. При цьому **стійкість блочно-ярусних відвалів** обумовлена тим, що кожний блок і ярус відвалу на гірському схилі чи у долині відсипається висотою, яка завідомо менша безпечної висоти насипу з конкретних порід. Відому формулу ВНДМІ для розрахунку граничної висоти відвалу з використанням ЕОМ було представлено у вигляді

$$H_0 = \frac{2\tau \sin 2\alpha \sin(\omega_n - \beta)}{\gamma \sin(\alpha - \beta) \left[ \frac{(1 - \sin \varphi_n) \sin(\alpha - \beta)}{\sin(\omega_n + \beta)} - 2 \cos \beta \sin(\omega_n - \alpha) \frac{\sin(\varphi_n - \beta)}{\cos \varphi_n} \right]}, \quad (5.21)$$

де  $\tau$  – зчеплення у відвальній масі,  $\text{т}/\text{м}^2$ ;  $\alpha$  – кут природного укосу відвалу, град,  $\varphi$  – кут внутрішнього тертя, град;  $\gamma$  – щільність відвальної породи,  $\text{т}/\text{м}^3$ ;  $\omega$  – ко-

ефіцієнт пропорційності,  $\omega = 45^\circ + \frac{\varphi}{2}$ ;  $n = 1,5 - 1,7$  – коефіцієнт запасу стійкості, який залежить від вірогідності механічних властивостей порід, їх коливання, технології розробки та динамічних дій. Тому приймається

$$\tau_n = \frac{\tau}{n}; \omega_n = 45^\circ + \frac{\varphi_n}{2}; \operatorname{tg} \varphi_n = \frac{\operatorname{tg} \varphi}{n}. \quad (5.22)$$

Для середніх значень вказаних параметрів  $\alpha = 38^\circ$ ;  $\gamma = 2,2 \text{ т/м}^3$ ;  $\varphi = 38^\circ$ ;  $\tau = 29 \text{ т/м}^2$ ;  $n = 1,6$  за розробленими номограмами оптимальною величиною граничної висоти стійкого відвалу рекомендовано  $H_0 = 350 \text{ м}$ . Загальна висота блочно-ярусного відвалу може перевищувати встановлене значення, але при цьому кожний верхній ярус повинен розміщуватися за межами призми можливого обвалення нижнього ярусу. Умови стійкості гарантовано забезпечуються, якщо на кожному нижньому ярусі залишали захисну площадку шириною, що дорівнює висоті цього ж ярусу. Формування блочно-ярусних відвалів на схилах може використовуватися послідовно по ярусах знизу доверху, чи зверху донизу, або також паралельно й одночасно усіма ярусами.

Під “рухомими” розуміють те, що у процесі відсипки висота відвалів зростає і наближується до значення граничної висоти стійкого насипу з конкретних порід, тобто відвал наближається до стану нестійкої рівноваги на схилі. Багаторічна практика експлуатації таких відвалів у Хібінах показала, що робота на них гірничотранспортного устаткування досить безпечна при дотриманні належного маркшейдерського контролю. В основі безпечності робіт на таких відвалах лежить фізична закономірність монотонно-послідовного розвитку швидкості деформації відвалів на гірських схилах при нарощуванні їх маси, що повністю виключає скачкоподібний розвиток і раптове обвалення.

Для “рухомих” відвалів визначається гранична ширина – відстань по горизонталі від скельної основи схилу гори до верхньої відвальної брівки. При цьому слід розрізнявати **фронт відвалу і фронт розвантаження на відвалі**. Перший обмежується протяжністю однорідного схилу, другий визначається інтенсивністю прямування порід розкриву до відвалу і вантажністю автосамоскидів.

Основною умовою відвалоутворення на гірських схилах є рівномірність посування фронту розвантаження на відвалі. Для цього відсипання породи ведеться західками, довжина яких дорівнює фронту розвантаження. Для автосамоскидів вантажністю до 40 т він становить не більше 30 м, а для самоскидів вантажністю 75 і більше тонн – не більше 50 – 60 м. Розвантаження у кожній західці ведеться через породний запобіжний вал на схил відвалу. Після повного заповнення він за допомогою бульдозера переміщується уперед. Таке переміщення продовжується до посування фронту розвантаження на 2 – 3 м залежно від міцності порід при висоті відвалу 100 м і більше. З меншою висотою відвалу разове посування може бути збільшене до 5 – 7 м.

Після посування фронту розвантаження на величину заданої західки відсипку порід розкриву на ньому зупиняють, а фронт розвантаження зміщують по відвалу на встановлену довжину західки. Розвантаження у новій західці здійснюють за тими ж правилами, що й у першій, і припиняють після вирівнювання

їх зовнішніх укосів. Після цього переходять на формування нової західки. Такий цикл повторюється до повного проходження усього фронту відвалу. Потім фронт розвантаження повертається до місця свого початкового розміщення.

Регламент роботи на "рухомих" відвалах повинен передбачати наявність на кар'єрі групи резервних місць складування порід розкриву. Це обумовлено тим, що "рухомі" відвали поступово набирають свою масу, наближаються до критичного стану й залежно від швидкості деформації повинні закриватися. Для збереження безперервності вантажопотоку на кар'єрі повинні існувати резервні місця складування порід розкриву на схилі, куди буде переміщуватися відвалування після закриття чергового "рухомого" відвалу.

Ковзання "рухомого" відвалу по схилу зупиняється або зменшується до мінімальних меж приблизно за 1 – 2 місяця. Досвід роботи кар'єру "Центральний" показує, що у групі взаємозамінюваних відвалів повинно знаходитися 2 – 3 відвали, яких достатньо для забезпечення безперервності складування порід розкриву. Однак зі збільшенням крутизни гірських схилів зменшується міцність стійкої частини відвалу. Чим скоріше вона буде заповнюватися, тим більше знадобиться резервних місць для відсипання.

Слід відзначити, що гірничі роботи на кар'єрі й відвалах ведуться цілодобово протягом року за виключенням штормової погоди, сильних снігопадів і щільних туманів. Тому до відвалів попадає велика кількість снігу, який заповнює породи у породі та під дією її ваги ущільнюється до стану фірнового льоду, цементує відвальну масу у вигляді сніжно-породного чи льодово-породного конгломерату. За рахунок цього опір зсуву збільшується на 30 – 50%. Проте прогрівання породи у літній період різко знижує міцність відвальної маси. Тому для підвищення стійкості відвалу у його тілі слід запобігати утворенню сніжно-льодяних прошарків і лінз, які можуть утворювати площі ковзання. Це вирішується шляхом чіткої організації відсипання порід розкриву до відвалів з урахуванням дії снігопадів, заметілей та льодових відкладень.

Характер деформації відвалу ступінчатий, що обумовлюється пошаровим нарощуванням його висоти й ширини. Тріщини й зсуви на робочій площадці у процесі відвалування підсипаються породою та вирівнюються бульдозером. При швидкості просадок поверхні 50 см на добу роботи на відвалі припиняють. Така швидкість є переломною, після якої починають переважувати деформації ковзання, що можуть призвести відвал до обвалення.

Безпосередній контроль і керування відвалуванням здійснює спеціальна маркшейдерська група. До її обов'язків входять контроль за загальним порядком і розвитком фронту відвалування, а також систематичний візуальний та інструментальний нагляд за станом і деформаціями відвалів. При виявленні видимих дефектів відвал закривають, на в'їзді встановлюють забороняючі написи та червоні прапорці. Потім організують ремонтні роботи.

Одним із перспективних нагірних родовищ ближнього зарубіжжя є Удоканське, що розташоване в Читинській обл. (Росія) і містить величезні запаси мідної руди. Воно приурочено до Удоканського хребта й охоплює південно-східну частину Саяно-Байкальського нагір'я. Родовище представлене брахісинклінальною складкою з розмірами у плані 10×15 км. Породи північного, східно-

го й західного крил падають до центру під кутами від 10 – 12 до 35 – 40°. Південне крило має більш складну структуру з кутами падіння порід до 45 – 50°. У центральній частині породи залягають майже горизонтально. Максимальна амплітуда прогину складки досягає 1500 м. Відмітки поверхні родовища змінюються від 500 – 800 до 1800 – 2200 м (рис. 5.7). Крутість гірських схилів становить 30 – 50°. Умови залягання Удоканського родовища близькі до Хібінського (табл. 5.2). Тому й параметри гірничих робіт на кар'єрах аналогічні.



Рис. 5.7. Поперечний схематичний розріз Удоканського міднорудного родовища: 1 – рудні тіла; 2 – рудна зона; 3 – межа відкритої розробки

Таблиця 5.2

Параметри розробки нагірних кар'єрів

Показник	Кар'єр "Центральний"	Об'єднаний кар'єр Удокан
Абсолютна висота вершин, м	900 – 1050	2000 – 2200
Крутість схилів, град:		
- нижня частина	30 – 40	30 – 50
- верхня частина	70 – 80	
Відносне перевищення над прилеглими долинами, м	200 – 600	200 – 800
Тип родовища	Глибинна інтрузія центрального типу	Осадове, метаморфізоване
Форма рудного покладу	Шароподібна брекчієвидна	Шароподібна мульда
Істинна потужність рудного покладу, м	10 – 160	10 – 150
Кут падіння покладу, град	від 12 – 15	до 50 – 60
Горизонтальна потужність донній частині мульди	від 10 – 20	до 90
Коефіцієнт міцності за шкалою М.М. Протодьяконова		
- руда	6 – 9	12 – 16
- вміщуючі породи	10 – 14	8 – 16
Усереднені дані для порід розкриву:		
- щільність, т/м <sup>3</sup>	2,85	2,75
- межа міцності на стиск, МПа	52 – 453	78 – 198
- кут внутрішнього тертя, град	64	39
- зчеплення, МПа	24	18

Згідно проектних розробок інститутів ГПРОКОЛЬОРМЕТ і КНЦ РАН (Росія) планується відкрита розробка родовища трьома ділянками: "Медный-

Блуждающий" – з відміткою дна 1480 м, "Скользкий-Секущий" – з відміткою дна 1360 м й "Громкий-Крутой" – з відміткою дна 1080 м. Глибинні горизонти віднесені до підземної розробки. У перспективі на базі локальних ділянок можливо побудувати об'єднаний кар'єр з продуктивністю по руді 10 – 15 млн т/рік, глибиною 753 м, розмірами по поверхнею 3980×1980 м і по дну 2000×120 м. Середній коефіцієнт розкриття 4,39 м<sup>3</sup>/т. Кут укосу неробочих бортів 40°. Висота уступів 20 і 40 м, ширина робочих площадок 70 і 110 м. Система розробки передбачається поперечними західками без розрізних траншей як у нагірній, так й у глибинній частині кар'єру.

Розташування відвалів залежить від загального об'єму порід розкриття в контурах кар'єру (понад 3,3 млрд м<sup>3</sup>), річної продуктивності з їх виймання (85 млн м<sup>3</sup>) і черговості відпрацювання ділянок кар'єрного поля. У результаті аналізу орографічних, геологічних і гірничотехнічних умов Удоканського родовища виділено три великих зони відвалування: північна, західна й південна (рис. 5.8).

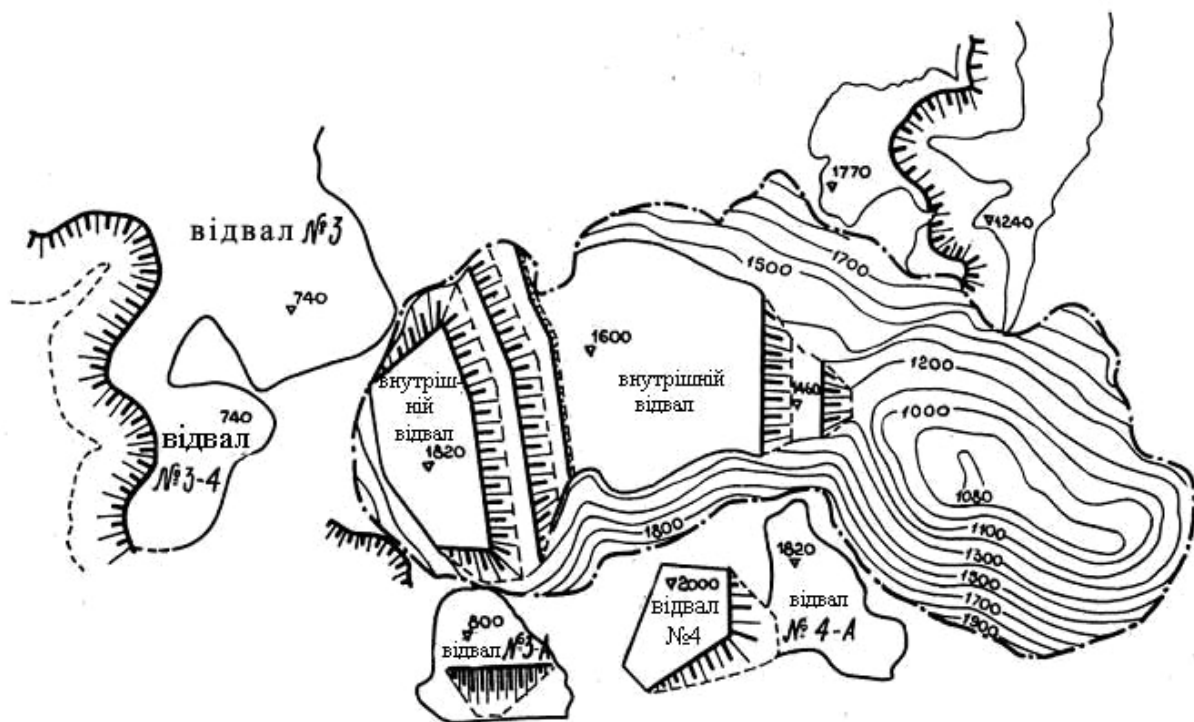


Рис. 5.8. Схема розміщення зовнішніх і внутрішніх відвалів кар'єру Удокан

Південна зона найбільш об'ємна й дозволяє експлуатувати чотири відвали, з яких два "рухомі" і два стійкі одноярусні. Загальна довжина відвально-розвантажувального фронту на кожному з "рухливих" відвалів становить 700 – 900 м. Відносна висота 600 – 800 м. Західна й північна зони дозволять улаштувати один великий блочно-ярусний відвал висотою до 350 м.

Відповідно до календарного графіка на 34-му році експлуатації кар'єру завершуються гірничі роботи на ділянці "Медный-Блуждающий". Об'єм його виробленого простору становить 520 млн м<sup>3</sup>. Для зниження витрат на транспортування в наступні 10 років породи розкриття з ділянки "Скользкий-Секущий" об'ємом 250 млн м<sup>3</sup> планується розмістити не в південній зоні відвалування, а у

виробленому просторі ділянки "Медный-Блуждающий". Внутрішній відвал тут буде формуватися трьома ярусами висотою по 100 м.

Після відпрацьовування ділянки "Скользский-Секущий" до його виробленого простору передбачається транспортувати 144 млн м<sup>3</sup> порід розкриву з діючої ділянки "Громкий-Крутой". Завдяки такій експлуатації внутрішнього відвалування відстань транспортування порід розкриву зменшується до 2,5 – 3 км, чим досягається значна економічна ефективність.

### 5.6. Відвалування при конвеєрному транспорті

При транспортуванні порід розкриву стрічковими конвеєрами відвалування, як правило, здійснюється консольними стрічковими відвалоутворювачами (рис. 5.9).



Рис. 5.9. Відвалоутворювач А2R<sub>s</sub>-В8800·110

Консольний відвалоутворювач являє собою одноопорну металеву ферму, змонтовану на поворотній платформі, що має самостійний хід. На вітчизняних кар'єрах найбільше застосування одержали відвалоутворювачі на крокуючому й крокуючо-рейковому ході. Застосовують також відвалоутворювачі на гусеничному ході (виробництва Німеччини).

Процес відвалування з використанням консольних стрічкових відвалоутворювачів містить наступні основні операції: приймання, транспортування й укладання породи у відвал, планування поверхні відвалу, пересування стрічкових конвеєрів. Технологічне відвальне устаткування містить відвальний стрічковий конвеєр і консольний відвалоутворювач, що приймає породу з відвального конвеєра й укладає її у відвал. З метою збільшення приймальної здатності відвалу (без пересування відвального конвеєра) між відвалоутворювачем і відвальним конвеєром установлюють стрічковий перевантажувач. Породу у відвал можна відсипати в один чи два яруси. У разі двоярусного відвалу спочатку відсипають нижній ярус, а на зворотному ході – верхній. Відвальну західку відсипають шляхом повороту відвальної консолі в горизонтальній площині. При використанні консольних стрічкових відвалоутворювачів фронт робіт може розвиватися



як по віяловій, так і по паралельній схемах. Поверхня відвалів вирівнюється бульдозерами, а відвальні стрічкові конвеєри пересувають турнодозерами.

Висота відвалу, утвореного консольним стрічковим відвалоутворювачем, залежить від фізико-технічних характеристик порід і лінійних параметрів устаткування. При двоюрисному відсипанні вона становить 50 – 70 і 35 – 40 м відповідно для сухих і вологих м'яких порід. Ширина відвальної західки  $v_{з.в}$  (м) залежить від лінійних параметрів відвалоутворювача, стійкості порід й визначається за формулою:

$$v_{з.в} = L_c - v_б, \quad (5.23)$$

де  $L_c$  – виліт стріли відвалоутворювача, м;  $v_б$  – безпечна відстань від осі відвалоутворювача до верхньої брівки відвального уступу, м.

Використання консольних відвалоутворювачів у комплексі зі стрічковими конвеєрами й багатоківшовими екскаваторами дозволяє здійснити автоматизацію процесів переміщення й відвалування розкривних робіт.

### 5.7. Параметри зовнішніх відвалів

Робота потужних кар'єрів характеризується високим коефіцієнтом розкриву, великим обсягом гірських порід, значною глибиною розробки, віддаленістю від дробильно-збагачувальних фабрик (ДЗФ) і відвалів. Площі, що відводяться під складування порід розкриву та відходів збагачення, досягають декількох тисяч га. На цих підприємствах у більшості випадків виймання м'яких і скельних порід здійснюють кар'єрними мехлопатами, а перевезення їх до відвалів у початковий період розробки проводять автосамоскидами, потім, у міру поглиблення гірничих робіт і заповнення прилеглих відвалів, – залізничним транспортом з електричною або тепловозною тягою. Укладання порід розкриву у відвал провадяться одноківшовими кар'єрними мехлопатами або рідше – драглайнами, бульдозерами й одноківшовими навантажувачами. У зв'язку з цим за типом відвального устаткування для складування пустої породи розрізняють відвали екскаваторні та бульдозерні. Вибір гірничотранспортного устаткування проводять залежно від обсягів робіт, а також дальності перевезення породи й ґрунтової маси (чорнозем з підстилаючими потенційно родючими породами). Витрати на виконання основних операцій зі складування порід розкриву, зняття ґрунтової маси та її доставки до місця призначення визначають за єдиними районними розцінками на земельні роботи конкретно для кожного типу устаткування, умов його експлуатації та виду відновлення порушеної поверхні. Загальні витрати на відновлення порушених земель встановлюють відповідно до єдиних розцінок комплексу виконуваних робіт і потужності укладання порід розкриву на відведеній площі.

Слід зазначити, що виділений підприємству земельний відвід протягом всього терміну експлуатації використовується нерівномірно. У початковий період експлуатації родовища повністю освоюють тільки площі для розміщення промплощадки, транспортних та електросилових комунікацій, перших черг відвалів і хвостосховищ. При подальшому розвитку кар'єру земельні площі пору-



шуються відповідно до інтенсивності переміщення верхнього уступу. З виходом його на проектні контури площа кар'єрного поля порушується повністю і з поглибленням гірничих робіт її розміри не збільшуються. При заповненні відвалів і хвостосховищ першої черги вводяться в експлуатацію нові, а відпрацьовані підлягають рекультивациі.

Оцінку ефективності використання земельного відводу можливо проводити за величиною коефіцієнта ефективного використання земельних ресурсів  $K_e$  (частки од.)

$$K_e = \frac{S - \sum_1^T S_n - S_p}{S}, \quad (5.24)$$

де  $S$  – площа земельного відводу підприємству, га;  $S_n$ ,  $S_p$  – площа відповідно порушених і відновлених земель, га;  $T$  – період відпрацювання кар'єру, роки.

Характер зміни інтенсивності порушення й відновлення земель при експлуатації потужного гірничо-збагачувального комбінату продуктивністю 35 млн т/рік по сирій руді зображено на рис. 5.10. З нього випливає, що ефективність використання земельного відводу за умови відновлення тільки порушених гірничими роботами площ невелика. При цьому  $K_e$  змінюється від 0,5 до 0,2 (част. од.) і менше. Це пояснюється тим, що можливість рекультивації відвалів і шламосховищ першої черги з'являється не раніше ніж через 15 – 20 років після їх будівництва, а іноді й більше. Рекультивувати ж глибокі кар'єри можна тільки на завершальній стадії їх експлуатації. У той же час, використовуючи ґрунтову масу для відновлення малопродуктивних земель (землювання), можна досягти  $K_e = (0,7 - 0,9)$  част. од. У сприятливих умовах цей показник збільшується до  $K_e = (1,1 - 1,2)$  част. од.

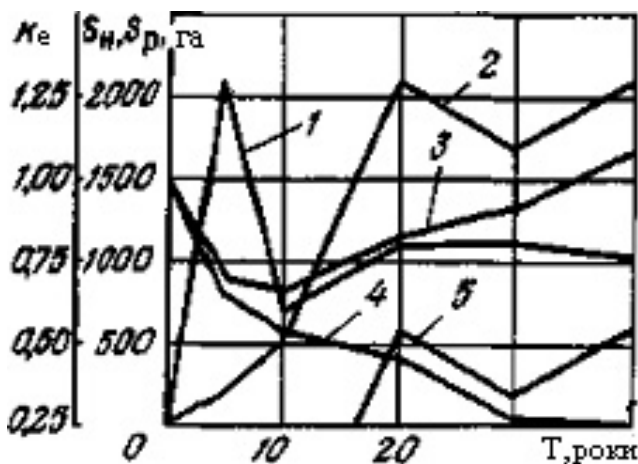


Рис. 5.10. Зміна площі порушених  $S_n$  і рекультивованих  $S_p$  земель, га та коефіцієнта ефективного використання земельних ресурсів  $K_e$  від тривалості будівництва  $T$  глибокого кар'єру: 1 – інтенсивність порушення земель відкритими гірничими роботами; 2 – значення  $K_e$  при відновленні малопродуктивних земель; 3, 4 – інтенсивність порушення земель глибокими кар'єрами, шламосховищами і відвалами; 5 – значення  $K_e$  при рекультивації порушених земель

Об'єм ґрунтової маси для відновлювальних робіт та інтенсивність її накопичення залежить передусім від потужності шару порід розкриття, що підлягає зняттю, величини площі, що відводиться для будівництва кожного об'єкта гірничо-збагачувального комбінату, й інтенсивності порушення ними ґрунтового покриву. При будівництві шламосховищ ґрунтова маса знімається відразу з усієї площі одночасно зі зведенням захисних дамб. Інтенсивність порушення земель

глибокими кар'єрами значною мірою залежить від величини загальних і поточних об'ємів виймання корисної копалини і порід розриву, що регламентуються технологією й організацією гірничих робіт. Загальні об'єми виймання як корисної копалини, так і пустих порід у контурах кар'єру значною мірою визначаються кутом падіння рудного тіла й геометричними розмірами родовища. Кінцеві контури розробки таких родовищ, а отже, і повна питома землеємність визначаються кінцевою глибиною, розмірами дна і величиною укосів бортів кар'єру.

Підприємства з відкритим способом видобутку руд чорних і кольорових металів, а також азбесту розробляють переважно похилі й круті пласти з витриманою потужністю за простяганням. Аналогічні родовища експлуатуються у вугільній промисловості (Коркіно, Забайкалля, Екібастузький, Мінусинський і Південно-Якутський басейни, а також більшість родовищ Кузбасу) та гірничо-хімічної сировини (Каратау). Зазначені родовища поширюються на велику глибину, кар'єри на їх базі мають велику потужність як з видобутку корисних копалин, так і з попутного виймання порід розриву. Натепер, наприклад, глибина криворізьких залізрудних кар'єрів досягла 350 – 400 м, Соколовський кар'єр ССГЗК має глибину 420 м, Коркінський 480 м. Проектна глибина деяких кар'єрів становить 700 – 800 м, а їх річна продуктивність досягає 180 – 240 млн т по гірничій масі. Більшість же похилих і крутоспадних родовищ планується відпрацьовувати до глибини 400 – 500 м з обсягом виймання гірських порід у межах 50 – 80 млн т/рік. Поточна глибина зазначених кар'єрів продовжує збільшуватися, внаслідок чого породи розриву будуть складуватися в зовнішні відвали до повного відпрацювання запасів у межах всієї площі кар'єрного поля або його частини.

Слід зазначити, що породи розриву на зазначених підприємствах складені міцними різновидами. В основний період розробки весь їх об'єм направляється в зовнішні платоподібні відвали, і лише у міру вивільнення виробленого простору частина порід розриву може використовуватися для його засипання. Зовнішні відвали досягають висоти 80 – 120 м. Найбільшого поширення набуло екскаваторне відвалування при залізничному (85%) і бульдозерне – при автомобільному транспорті (15%) з криволінійним розвитком фронту робіт. Складування порід здійснюється одноковшовими екскаваторами типу пряма мехлопата ЕКГ-4, ЕКГ-6,3, ЕКГ-8І, ЕКГ-12,5, а також драглайнами ЕШ-6/60, ЕШ-14/75 і ЕШ-15/90. У більшості випадків зовнішні відвали відсипаються ярусами висотою 10-20 м для м'яких порід і 20 – 40 м – для скельних (рис. 5.11)

Землі, що відведені для розміщення відвалу, можуть використовуватися для складування порід безпосередньо по всій площі або ж порушуватися чергами. Залежно від розташування первісного піонерного насипу схема заповнення відведеної площі може бути двосторонньою – з розвитком відвального фронту від центру відвалу до проектних контурів (рис. 5.11,а), односторонньою – з переміщенням відвального фронту від одного з флангів до протилежного (рис. 5.11, б) і двосторонньою – з переміщенням відвального фронту від проектних контурів до центру відвалу при одночасному відсипанні декількох (рис. 5.11,в) або одного ярусу (рис. 5.11,г). При бульдозерному відвалуванні найбільшого поширення набула перша схема, при екскаваторному – четверта.

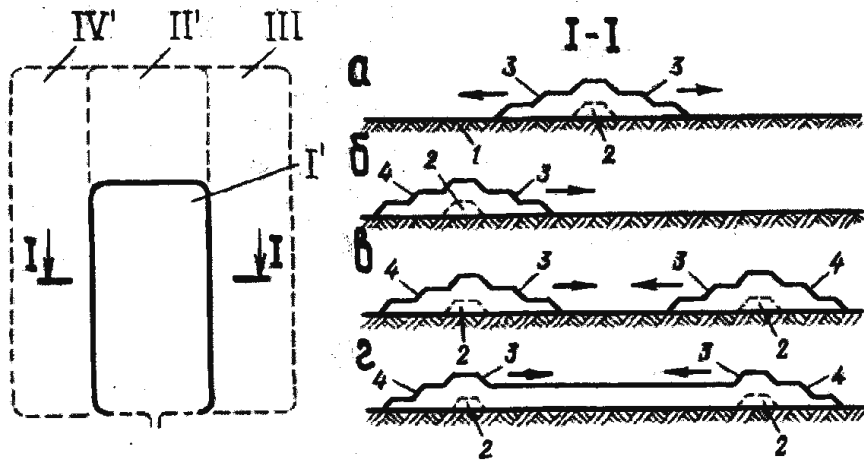


Рис. 5.11. Схеми заповнення земельного відводу зовнішніми відвалами: I – IV – черги будівництва; 1 – підшова відвалу; 2 – піонерні насипи; 3 – робочі укоси відвалу; 4 – неробочі укоси відвалу

Як правило, спочатку відсипається перший ярус по всій площі відвалу, потім другий і т.д. При недостатній довжині відвального фронту в роботі можуть одночасно перебувати 2 – 3 яруси. Поярусне відсипання відвалів викликає інтенсивне порушення земель, однак у цьому випадку витрати на доставку порід розкриття для кар'єрного транспорту по виїзних дорогах мінімальні.

Основні параметри платоподібних багатоярусних відвалів при співвідношенні довгої  $L_e$  (м) і короткої  $B_e$  (м) сторін по земній поверхні в межах 2:1 визначають з формул:

– площа підшови відвалу  $S_{e,n}$  (га)

$$S_{e,n} = 1,57 \cdot 10^{-4} \cdot k_{\phi} \cdot (b_e + 2H_e l_e \operatorname{ctg} \omega_e)^2; \quad (5.25)$$

– об'єм відвалу  $W_{e,n}$  (млн м<sup>3</sup>)

$$W_{e,n} = 1,57 \cdot 10^{-6} \cdot k_{\phi} \cdot k_{p.o} \cdot (b_e + H_e l_e \operatorname{ctg} \omega_e + 2H_e^2 \operatorname{ctg}^2 \omega_e), \quad (5.26)$$

– площа вершини відвалу  $S_{e,e}$  (га)

$$S_{e,e} = 10^{-4} \cdot k_{\phi} \cdot H_e \cdot (5,14b_e + 2l_e + 7,14H_e \operatorname{ctg} \omega_e) / \sin \omega_e; \quad (5.27)$$

– питома землеємність відвалу  $S_{e,n}$  (га / млн. м<sup>3</sup>)

$$S_{e,n} = \frac{2 \cdot 10^2 \cdot k_{\phi} \cdot (b_e^2 + 2H_e l_e \operatorname{ctg} \omega_e + 4H_e^2 \operatorname{ctg}^2 \omega_e)}{H_e (b_e^2 + H_e l_e \operatorname{ctg} \omega_e + 2H_e^2 \operatorname{ctg}^2 \omega_e)}, \quad (5.28)$$

де  $k_{\phi}$  – коефіцієнт форми відвалу, частки од.;  $H_e$  – висота відвалу, м;  $H_e = n_e \cdot h_e$ ;  $n_e$  – кількість відвальних ярусів;  $h_e$  – висота відвального ярусу, м;  $k_{p.o}$  – коефіцієнт залишкового розпушення порід; для скельних  $k_{p.o} = 1,12 - 1,2$ ; для змішаних скельних і щільних глин  $k_{p.o} = 1,05 - 1,12$ ; для м'яких і глинистих порід  $k_{p.o} = 1,05 - 1,07$ ;  $\omega_e$  – стійкий кут укосу відвалу, град,

$$\omega_e = \operatorname{arctg} \left( \frac{n_e h_e}{n_e h_e \operatorname{ctg} \omega_{e,y} + (n_e - 1) a_e} \right), \quad (5.29)$$

де  $\omega_{в.я}$  – стійкий кут укосу відвального ярусу, град,  $\alpha_в$  – ширина відвальної площадки між суміжними ярусами, м.

Висота відвалу обмежується умовами стійкості його укосів і подошви, на якій він розміщується. Виходячи з цього, розрахунок основних параметрів відвалів за Г.Л. Фісенко рекомендується робити з урахуванням значень коефіцієнтів зчеплення, кута внутрішнього тертя, щільності та вологості порід, що складаються. Стійкий кут укосу відвального ярусу приймають рівним куту внутрішнього тертя [23].

Найбільш часто зовнішні відвали розміщують на рівнинній або слабо пересіченій поверхні. Основою їм слугують суглинки, червоно-бурі й сіро-зелені глини, потужність яких досягає 30 – 40 м і більше. Розрахунки показують, що відвали скельних порід висотою 100 – 120 м, що розміщуються на міцній основі, мають стійкий кут укосу 26 і 31° при формуванні ярусами висотою 20 і 60 м відповідно. Для запобігання деформації подошви відвалу необхідно відсипати нижній ярус з випередженням на 45 – 80 м у порівнянні з верхнім. Висота його може змінюватися в межах від 20 до 40 м. Верхні яруси скельних порід можуть мати максимальну висоту до 60 м.

Збільшення висоти ярусів і відвалу у цілому дозволяє підвищити результуючий кут укосу, збільшити місткість відвалу, а отже, і знизити повну питому землеємність. Аналіз параметрів зовнішніх відвалів кар'єрів криворізьких ГЗК (табл. 5.3) показує, що найбільше порушення земель властиве Правобережжю і Шимановським відвалам м'яких порід висотою 35 – 40 м на ПівденГЗК і становить 6,4 і 7,15 га/млн м<sup>3</sup> відповідно. При збільшенні  $H_0$  до 100 – 120 м величина  $S_{в.н}$  знижується до 1,26 – 1,93 га/млн м<sup>3</sup>.

Крім порушення земельних площ, відвали скельних порід є джерелами інтенсивного пиловиділення, містять токсичні елементи, що негативно позначається на умовах роботи машин і механізмів, життєдіяльності людей, урожайності сільськогосподарських культур. Створення навкруги відвалів санітарної захисної зони шириною 300 м і більше знижує запиленість довкілля до гранично допустимих норм. Однак повна ліквідація пиловиділення з поверхні відвалів можлива тільки шляхом відновлення її для зростання трав, чагарників і дерев. З цієї точки зору схеми з відсипанням зовнішніх відвалів від проектних меж до центру (див. рис. 5.11, в, г) найбільш сприятливі для відновлення захисних робіт на неробочих укосах відвальних ярусів. Пиловиділення з внутрішніх робочих укосів замкнутого контура відвалу значно нижче. У зв'язку з цим такі схеми відвалування все ширше знаходять застосування на потужних кар'єрах. Оскільки контури відвалів глибоких кар'єрів систематично розширюються, відновлення поверхні їх укосів у широких масштабах до останнього часу не проводиться. При використанні поверхні укосів відвалів для підготовки до вирощування плодоягідних і декоративних культур низка науково-дослідних і проектних організацій пропонують здійснювати виположування укосів відвалів зі зниженням результуючого кута до 15 – 20°, улаштовувати на них тераси шириною не менше 4 – 10 м з різницею відміток між ними до 8 – 10 м.

Таблиця 5.3

## Параметри зовнішніх відвалів криворізьких ГЗК

Найменування об'єктів (відвалів)	Основні параметри відвалів			Площа бокової поверхні у відсипаному вигляді, га			Периметр підошви відвалу, м	Проектна питома земельність, га/млн м <sup>3</sup>
	об'єм, млн м <sup>3</sup>	площа підшви, га	висота, м	укосів	площадки між ярусами	всього		
<b>Південний ГЗК</b> Лівобережні	$\frac{225}{160}$	863/650	125/80	20,32	152,1	372,40	12400	3,835
Правобережні, ПАТ	$\frac{68}{60}$	435/435	40/40	16,50	10,8	27,3	1780	6,397
Шимановкі	$\frac{20}{20}$	143/143	35/35	6,00	29,8	65,8	3680	7,15
<b>ПАТ “Арселор-Міттал Кривий Ріг”</b>	$\frac{27}{27}$	93,5/93,5	40/40	45,90	26,2	72,1	3880	3,363
№ 2 і 3	$\frac{508}{90}$	700/340	110/60	208,10	168,8	370,6	10450	1,378
Дальні	$\frac{186}{90}$	375/290	95/60	86,00	59,0	145	8940	2,016
<b>Інгулецький ГЗК</b> № 1	$\frac{49}{40,7}$	122/122	60/50	24,5	16,1	40,6	3600	2,286
№ 2	$\frac{525}{38}$	662/240	120/60	67,10	31,7	98,8	3400	1,261
№ 3	$\frac{41}{27}$	120/108	80/40	27,50	10,4	37,9	2800	2,926
<b>Центральний ГЗК</b> № 1	$\frac{121,9}{91,9}$	235/220	(88–100)/50	117,90	52,9	170,8	8600	1,929
№ 2	$\frac{43,75}{18,02}$	102/102	50/35	50,30	24,0	74,3	5660	2,331
№ 3	$\frac{93,25}{55,6}$	255/240	55/25	56,70	56,6	93,3	5770	2,734
<b>Північний ГЗК</b> Первомайський кар'єр №1 і №2	$\frac{170}{325}$	$\frac{300}{200}$	$\frac{120}{80}$	142,90	155,2	2581	10700	$\frac{1,765}{1,384}$
Ганнівський кар'єр західний	$\frac{1300}{225}$	$\frac{1900}{3470}$	80/60	190,70	223,6	414,3	16550	1,462

Примітка. В чисельнику наведено проектні дані, в знаменнику – фактичні

В умовах відвалів м'яких порід, де робота виконується бульдозерами це рішення може бути в окремих випадках виправданим. Проте для терасування відвалів зі скельних порід із включеннями кусків розміром до 1,2 м потрібно застосовувати потужні кар'єрні екскаватори, що суттєво збільшує витрати на гірничі роботи. Крім того, виположування укусу відвалу призводить до додат-

кового порушення земель біля підшови та зменшення розмірів верхньої горизонтальної площадки (рис. 5.12).

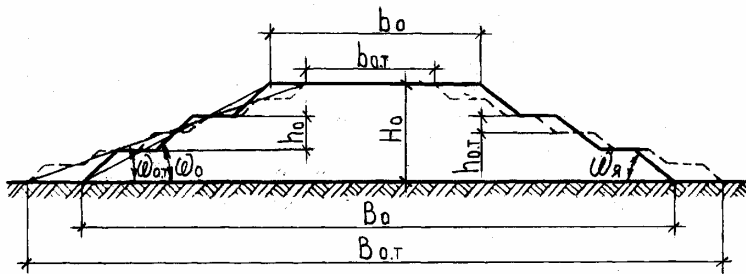


Рис. 5.12. Схема до розрахунку збільшення земельного відводу при вирівнюванні укосів відвалу

З рис. 5.12 випливає, що виположування укосів відвалів шляхом терасування або збільшення ширини між'ярусних площадок призводить до зменшення місткості відвалу у відведених контурах. Одночасно з цим ширина підшови відвалу  $B_{o.т}$  (м) збільшується, а ширина її верхньої площадки  $b_{o.т}$  (м) зменшується

$$B_{o.т} = b_{o.m} + H_o \cdot (\text{ctg } \omega_{o.т} - \text{ctg } \omega_o). \quad (5.30)$$

Так, наприклад, для відвалу з параметрами  $B_o = 1500$  м,  $b_o = 1090$  м,  $H_o = 100$  м,  $\omega_o = 26^\circ$  при зменшенні значення  $\omega_{o.т} = 20^\circ$  виходить  $B_{o.т} = 1570$  м і  $b_{o.т} = 1020$  м. Це означає, що виположування кута укосу відвалу з  $26$  до  $20^\circ$  призведе у розрахунку на кожні  $1000$  м довжини контуру підшови до додаткового збільшення порушення площі на  $7$  га та зменшення його верхньої площадки на таку ж величину. При збільшенні значення  $\omega_o$  до  $31^\circ$  додатковий відвід землі зростає на  $10,8$  га у розрахунку на кожні  $1000$  м довжини нижнього контуру відвалу. Наведений приклад переконливо показує, що виположування укосів відвалів, крім додаткових витрат на гірничі роботи, характеризується також збільшенням площі порушення земель біля підшови і зменшенням площі верхньої площадки, придатної для лісгосподарського відновлення. Внаслідок цього можна констатувати, що в умовах районів з родючими землями площі укосів зовнішніх високих відвалів слід вважати втраченими для сільського господарства. Відновлювати їх необхідно з найменшими витратами шляхом покриття потенційно родючими породами мінімальної потужності та подальшого задерніння травами, чагарником, лісом. На між'ярусних площадках і вершині відвалів з використанням основного транспортно-відвального устаткування можливе формування ґрунтового шару заданого профілю з подальшим використанням у сільському господарстві. При відсіпанні м'яких порід виположування укосів сприяє підвищенню стійкості відвалів. Однак цей захід можна виконати також і шляхом привантаження схилів скельними породами у процесі відсіпання останньої відвальної західки [15], що сприятливо позначиться на стійкості відвалів м'яких порід і сприятиме зменшенню їх землемісткості.

При розробці глибоких кар'єрів скельні породи розкриву в надлишку вивозять на денну поверхню. Розміщення їх на схилах відвалів м'яких порід в необхідних об'ємах можливо здійснювати з використанням наявних транспортних комунікацій та відвального устаткування без особливих труднощів. З рис. 5.13 видно, що своєчасне розміщення на схилах Північного відвалу НКГЗК привантаження зі скельних порід запобігло б утворенню зсуву та сприяло б збереженню від додат-

кової порушеності 7,8 га прилеглих земель. Слід зазначити, що підвищення стійкості кута укосів відвальних ярусів дозволяє складувати додаткові об'єми порід на тій же площі з деяким збільшенням висоти відвалу. Крім того, надлишки м'яких порід можна укладати на схили відвалів скельних порід для утворення ґрунтового покриву й відновлення умов самозаростання травами, чагарниками та деревами.

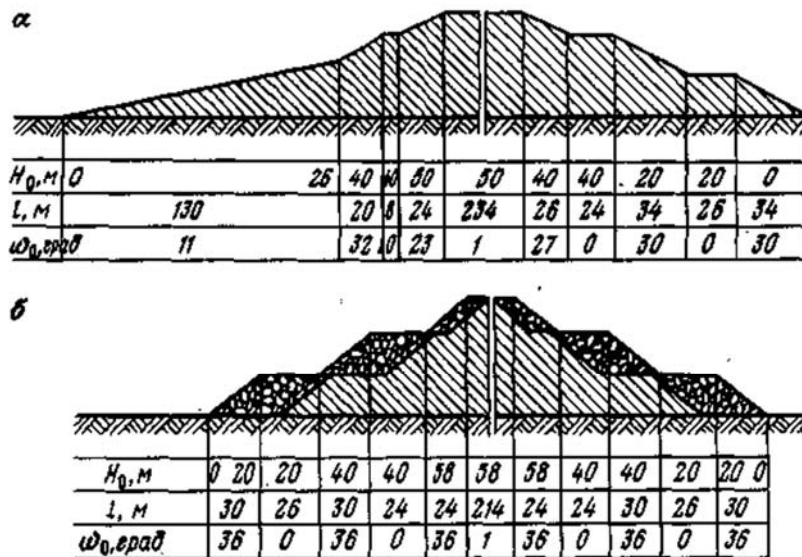


Рис. 5.13. Схема відсипання м'яких порід у зовнішні відвали: а – зсув на Північному відвалі НКГЗК; б – зміцнення укосів відвальних ярусів привантаженням зі скельних порід

Відновлювати ґрунтовий покрив на схилах скельних порід слід без ускладнення технології відвалування з урахуванням параметрів відвалу, фізико-механічних властивостей порід розкриття й потенційно-родючих порід, типу відвального устаткування. При складуванні скельних порід відбувається сегрегація їх по схилу відвалів з накопиченням великих кусків у підосві. Кут укосу зменшується зверху донизу і стає менше кута внутрішнього тертя порід біля підосви.

### 5.8. Формування внутрішніх відвалів у виробленому просторі відпрацьованих надглибоких кар'єрів

Одним із напрямів зменшення площі порушених земель є складування порід розкриття у виробленому просторі глибоких кар'єрів. Для спрощення організації виконання відвальних робіт і забезпечення мінімальних витрат на транспортування порід розкриття засипання відроблених кар'єрів бажано здійснювати з денної поверхні одним ярусом на повну глибину відпрацювання. Можливість застосування даної технологічної схеми обумовлена глибиною кар'єру та фізико-механічними властивостями складованих порід. Якщо стійка висота відвального ярусу дорівнює глибині кар'єру, то він засипається одним уступом. Коли глибина кар'єру більше стійкої висоти ярусу, формування внутрішніх відвалів здійснюється уступами з максимальною висотою кожного за умовами безпеки.

Натепер глибина виробленого простору деяких кар'єрів перевищує 300 – 400 м, тому при формуванні внутрішніх відвалів ярусами великої висоти необ-

хідно забезпечувати їх стійкість й безпечні умови відсипання. Немаловажне значення у вирішенні поставлених проблем може мати накопичений досвід відсипання високих відвалів до виробленого простору глибоких кар'єрів. Так, при розробці Карагайського магнетитового кар'єру складування порід розкриву виконували у виробленому просторі примикаючого до нього Гологірського кар'єру. У початковий період відсипання внутрішнього відвалу висотою 144 м здійснювали автосамоскидами із спеціальних розвантажувальних платформ, які встановлювали на верхній площадці відпрацьованого борту. У міру заповнення першої відвальної західки платформи переміщували уздовж фронту відвальних робіт. Надалі, при зниженні висоти відвалу, наступні відвальні західки відсипалися автосамоскидами безпосередньо під укис через захисний вал.

Складування порід розкриву кар'єру №1 Центрального гірничо-збагачувального комбінату у Кривбасі здійснювали як у ближні бульдозерні, так і у віддалені екскаваторні відвали. Бульдозерні відвали розташовувалися у зонах порушення земної поверхні підземними рудниками ім. Комінтерну, Карла Лібкнехта та Фрунзе по східному борту кар'єру, уздовж якого був відсипаний захисний вал обсягом 8,5 млн м<sup>3</sup>. У процесі відсипання порід стійка висота скельних відвальних ярусів на окремих ділянках перевищувала 80 м. Для безпечного засипання провалів і раціонального використання зсувних явищ уздовж усього фронту провалу відсипали глини, на які складували скельні породи розкриву. У міру нагромадження об'єму скельних порід до критичного значення по глинистих прошарках відбувалися зсуви, що утворювали випереджаюче заповнення зон провалів. Об'єм заскладованих порід склав близько 32 млн м<sup>3</sup>.

У виробленому просторі відпрацьованого кар'єру "ІІІ Геофізичний" рудника ім. 20-річчя Казахської РСР також виконувалось формування внутрішніх відвалів. Сюди перевозили й складували породи розкриву з кар'єрів "Південний" та "V Геофізичний". Відсипання порід здійснювали одним ярусом висотою 150 м при куті укосу 36°. Загальний обсяг заскладованих порід склав 9,5 млн м<sup>3</sup>. Розвантаження автосамоскидів здійснювали на відстані 5 м від верхньої брівки відвального ярусу з наступним переміщенням породи під укис бульдозером. Після того як ширина відвальної західки по верху досягала 0,5 – 1 м, відсипання породи припинялось на дві-три доби. У процесі ущільнення й осідання поверхні відвалу за цей період додатково підсипали породу у верхню частину ярусу до рівня сформованого уступу. Встановлено, що для забезпечення безпосереднього розвантаження автосамоскидів під укис відвальних ярусів необхідно дотримувати певну швидкість посування фронту відвальних робіт, яка при висоті ярусів 50, 80, 100 і 140 м відповідно дорівнює 3; 2,5; 2,3 і 1,9 м за добу.

При розробці Алтин-Топканського нагірного кар'єру складування порід розкриву проводили в ущелині з дуже крутим і стрімчастим схилом. Верхні уступи кар'єру підіймалися над дном ущелини на 250 – 300 м. Породи доставляли автосамоскидами й укладали у відвал бульдозером. Спостереження за процесом відсипання відвалу показали, що через деякий час після початку робіт у нижній його частині відбувався підшовий зсув, що приймав форму "язика", довжина якого іноді досягала 80 – 100 м. Це явище відбувалося внаслідок видавлювання породи через недостатнє зчеплення її з підшовою відвалу. При вивченні причин виникнення деформацій працівниками кар'єру було встановле-



но, що лінія перегину зсуву  $O$  завжди лежить на перпендикулярі  $AA_1$ , який відновлено з нижньої брівки відвалу до його укосу (рис. 5.14). Це дозволило припустити, що сили, які викликають деформацію, діють не на площину  $AB$ , а на уявлювану грань  $AO$  призми  $AOB$ , що слугує упором для відсипаного шару породи. Під дією цих сил призма зсувається по підосшві відвалу й шар породи, що позбавився опори, сповзає під укіс і приймає форму  $COA_1$ . Оскільки це явище відбувалося й з наступними шарами, деформація відвального насипу продовжувалася доти, поки сили, що зрушують уявлювану призму  $A_1OB$ , не були урівноважені силами зчеплення порід зсуву об підосшву.

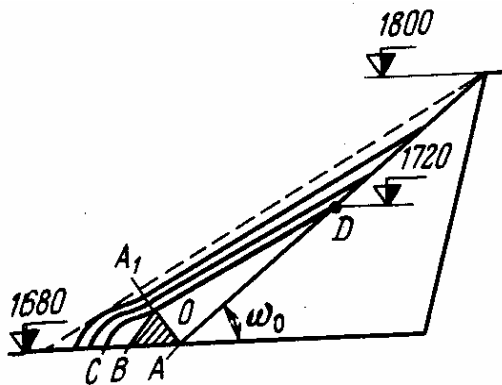


Рис. 5.14. Схема розвитку зсуву у нижній частині відвалу Алтин-Топканського кар'єру

Спостереження показали, що деформації шарів породи у перший період утворення високого відвалу відбувалися досить часто, але завжди набагато раніш, ніж відповідний шар відсипався до верхньої брівки відвалу. У результаті деформацій окремих шарів об'єм породи у підосшовому зсуві поступово збільшувався й при досягненні достатньої величини припинявся. Поверхня відвалу приймала стійку форму, причому кут її нахилу завжди був менше кута природного укосу складованих порід. Тільки після цього наступні шари породи, що укладали під кутом природного укосу, досягали верхньої брівки відвалу. Виникаючи знов деформації відбувалися у тій же послідовності, але вже за межами сталої стійкої поверхні відвалу.

Деформації укосів не є закономірністю для усіх високих відвалів. На підставі накопиченого досвіду виробництва відвальних робіт цей процес відбувається при похилій чи рівній підосшві відвалу зі слабкими породами при недостатніх міцнісних характеристиках складованих порід, наявності в них глинистих різновидів, снігу, льоду та води. Відпрацьовані надглибокі кар'єри характеризуються рівним дном із міцних порід. Укоси неробочих бортів на більшу частину висоти також складені скельними та напівскельними породами. У цих умовах при засипанні кар'єрів міцними породами розкриття внутрішні відвали при куті нахилу  $34 - 36^\circ$  можуть мати достатню стійкість при досить великій висоті.

Оскільки засипання виробленого простору може здійснюватися в умовах діючих кар'єрів, що характеризуються великою глибиною, високою інтенсивністю посування фронту відвального уступу й розміщенням на верхній площадці важкого гірничотранспортного устаткування, для безпеки робіт і підвищення стійкості внутрішнього відвалу в його нижній частині варто створювати додаткові зусилля, що перешкоджають зсуву. Ця умова забезпечується упором нижньої брівки внутрішнього відвалу в протилежний борт кар'єру або в спеціально

відсипану підпірну призму зі скельних порід (рис. 5.15). Залежно від величини кутів нахилу бортів кар'єру й ширини його дна гірничотранспортні системи поділяють на одно- і двосторонні, поперечні та поздовжні. На діючому кар'єрі в його відпрацьованій чи тимчасово законсервованій частині можливо здійснювати роздільне укладання порід розкриву за різновидами з наступною розробкою та вивезенням їх на денну поверхню (рис. 5.15, схеми 6 – 11). Висота внутрішніх відвальних уступів  $H_y$  (м) регламентується мінімальною відстанню перевезення порід розкриву внутрішньокар'єрним транспортом і може змінюватися від 15 до 60 м і більше.

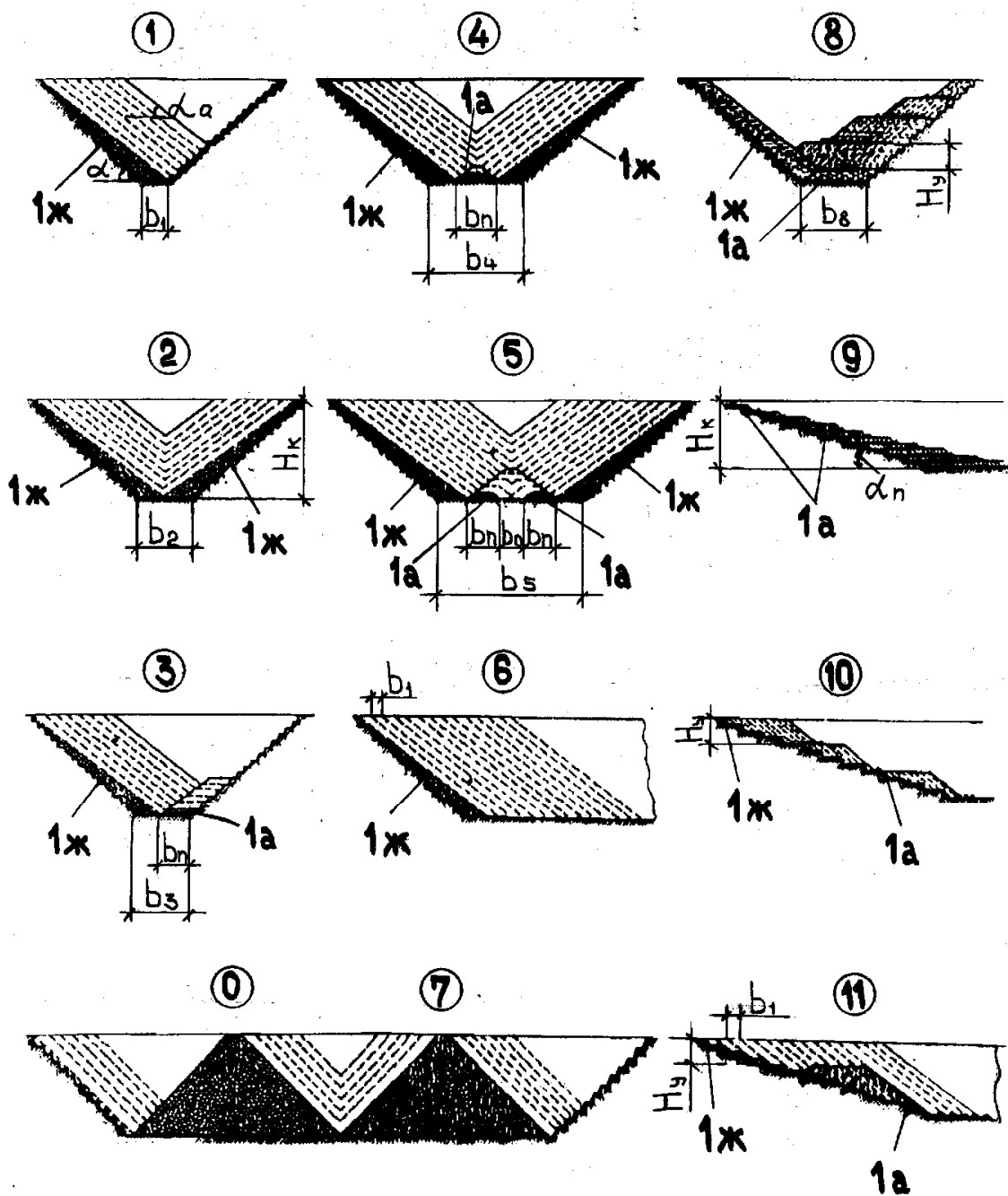


Рис. 5.15. Схеми 1 – 11 засипки надглибоких кар'єрів: 1ж, 1а – перша відвальна західка при залізничному й автомобільному транспорті відповідно

Підпiрнi призми у подошвi внутрiшнього вiдвалу або вiдвального ярусу формують бульдозерами з доставлених автотранспортом скельних порiд. Ширина їх  $b_n$  (м) повинна вiдповiдати ширинi вiдвальної захiдки  $b_s$  (м). Залежно вiд необхідного об'єму пiдпiрна призма формується з одного-трьох i бiльше шарiв, якi щiльно прилягають один до одного у виглядi конусiв породи, що вивантажена з автосамоскидiв. За фронтом робiт будiвництво пiдпiрної призми повинно випереджати розвиток вiдвального уступу (рис. 5.16).

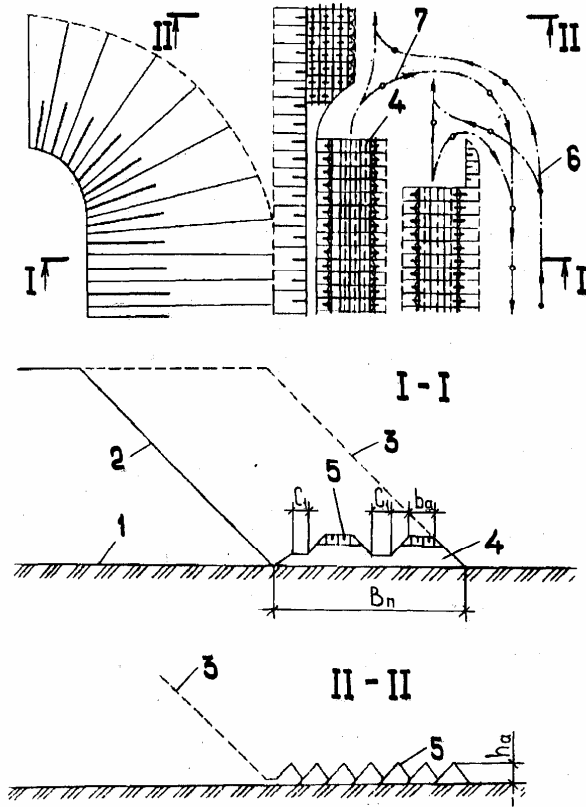


Рис. 5.16. Схема до розрахунку параметрiв пiдпiрної призми: 1 – подошва вiдвалу; 2, 3 – положення укосу вiдвалу при вiдсипаннi першої та другої захiдок; 4 – пiдпiрна призма; 5 – конус породи при вивантаженнi з автосамоскиду; 6, 7 – траса руху навантажених i порожнiх автосамоскидiв

При засипаннi вiдпрацьованих кар'єрiв або їх дiлянок породи розкриву до верхньої площадки внутрiшнього вiдвалу найчастiше доставляють залiзничним транспортом. Укладання їх у вiдвал може виконуватися бульдозером або однокiшвовим екскаватором. Для запобiгання зсувiв поверхнi вiдвалу у його тiло необхідно укладати тiльки скельнi породи без глинистих включень. Застосування драглайнiв для засипання кар'єрiв переважнiше, оскiльки вони вiдсипають захiдку шириною в 3 – 5 разiв бiльше, нiж кар'єрнi мехлопати. Бiльший крок переукладання залiзничних колiй та вiддаленiсть їх вiд верхньої брiвки вiдвалу дозволяють вiдсипати внутрiшнi вiдвали драглайнами бiльш економiчно й безпечно.

Скельнi породи укладають у нижню частину кар'єру й покривають зверху глинами та ґрунтовою масою. Подiл їх по висотi залежить вiд об'єму й рiзновидiв порiд розкриву, якi направляються для засипання кар'єру. При невеликiй потужностi укладених м'яких порiд вiдновлена поверхня характеризується незначними осiданнями й може передаватися землекористувачам незабаром пiсля закінчення робiт. У разi укладання у верхню частину виробленого простору м'яких порiд потужностю 20 – 30 м i бiльше через 1 – 2 роки необхідно робити пiдсипання та вирiвнювання ущiльненої поверхнi й тiльки пiсля цього укладати на неї ґрунтовий шар.

Як приклад утворення внутрішніх відвалів при розробці крутоспадних родовищ може слугувати досвід засипання кар'єру №1 НКГЗК, в якому розміщували скельні породи розкриву з кар'єру 2-біс цього ж комбінату. Попередньо за проектом ПВДЕНДІПРОРУДИ засипання виробленого простору відробленої південно-східної частини кар'єру намічалось робити трьома ярусами висотою по 60 м. При цьому для складування порід на двох верхніх ярусах необхідно було пройти капітальну напівтраншею шириною 20 м і укласти 3,5 км залізничної колії. Її проведення вимагало розносу борту кар'єру на 40 м. Унаслідок цього обсяг гірничопідготовчих робіт склав би 3,8 млн м<sup>3</sup>. Підготовку відвального тупика одним екскаватором ЕКГ-4,6 треба було б здійснювати протягом 4 років.

Для скорочення обсягів гірничопідготовчих робіт, забезпечення мінімальних витрат на транспортування порід розкриву і спрощення організації внутрішнього відвалування за рекомендаціями Дніпропетровського гірничого інституту з лютого 1979 р засипку відробленого кар'єру №1 здійснювали екскаватором ЕКГ-6,3УС. Доставку скельних порід розкриву здійснювали залізничним транспортом одним ярусом (рис. 5.17). У початковий період його висота становила 174 м, а на кінець 1983 р., після засипання нижніх уступів, уже склала 100 – 110 м. Стійкість екскаваторного відвального ярусу забезпечували розміщенням у його підшві бульдозерного відвалу, куди породи розкриву доставляли з північного торця діючого кар'єру №1 автотранспортом [11].

При поглибленні гірничих робіт кар'єру ПівдГЗК для підтримки його виробничої потужності потрібно було розмістити залізничні колії робочих уступів на відпрацьованому борту Скелеватського кар'єру шляхом формування транспортних площадок з порід розкриву, які доставляли для його тимчасового засипання. При цьому спрощувалось і розбирання перемички між кар'єрами (рис. 5.18).

Довжина відвального фронту складала 250 – 300 м. Ширина дна Скелеватського кар'єру була невеликою й при його засипанні укис внутрішнього відвалу міг упиратися у протилежний борт, що збільшувало стійкість складованих порід. Для підвищення їх стійкості додаткове привантаження здійснювали зустрічним відвальним фронтом з протилежного борту. Породу доставляли залізничним транспортом і укладали до відвалу екскаватором ЕКГ-8І. Ширина відвальної західки становила 16 м. Щорічно у відвал укладали 800 тис.м<sup>3</sup> скельних порід. Усього до внутрішнього відвалу було закладовано понад 6 млн м<sup>3</sup> породи.

Подальше складання порід розкриву до внутрішнього простору кар'єрів № 1 НКГЗК, № 2 ЦГЗК і Полтавського ГЗК показало велику економічну ефективність і безпеку експлуатації відвалів з підвищеною висотою [11, 15]. Встановлено, що такі роботи варто вести з урахуванням можливості подальшого використання закладованих порід для одержання з них у майбутньому додаткової продукції. Встановлено, що відсипання кожної нової західки екскаватор повинен починати з цілика на неробочих бортах кар'єру. У місці розвантаження думпкарів відстань від осі залізничної колії до верхньої брівки повинна бути не менше 1600 мм як на цілику, так і на відвалі. Зовнішня рейка розвантажувальної колії повинна мати перевищення стосовно внутрішньої на 100 – 150 мм. Відстань від осі руху екскаватора ЕКГ-8І до верхньої брівки нижнього підступу повинна бути залежно від висоти відвалу 120 м – 13,5 м; 100 м – 12,5 м; 90 м – 11,5 м; 80 м – 10,5; 70 м – 9,5 м; 60 м – 9 м.

а



б



Рис. 5.17. Засипка виробленої ділянки кар'єру №1 НКГЗК скельними породами розкриву в 1979 р. (а) і в 1983 р. (б)



Рис. 5.18. Тимчасове складування окислених кварцитів у виробленому просторі Скелеватського кар'єру ПівдГЗК.

Засипання відпрацьованих надглибоких кар'єрів є основним заходом, що сприяє не тільки раціональному використанню земельних ресурсів при гірничих розробках, але й суттєвому зниженню витрат на видобуток корисної копалини. Розміщення порід розкриву у виробленому просторі кар'єрів знижує до мінімуму відстань перевезення й запобігає порушенню земельної площі зовнішніми відвалами. У цьому зв'язку при експлуатації групи родовищ або

кар'єрних полів значних розмірів варто виділяти кар'єри першої черги, відпрацьовувати їх до граничних контурів і потім вести наступну розробку зі складуванням порід розкриву у виробленому просторі.

### **5.9. Правила охорони праці при складуванні відходів гірничого виробництва**

Порядок утворення й експлуатації відвалів, розташованих над діючими підземними виробками, а також засипки провалів і відпрацьованих ділянок кар'єру повинен передбачати заходи, що забезпечують безпечні умови праці. У разі розміщення відвалів на косогорах необхідно передбачити спеціальні заходи, які перешкоджають їх сповзанню. Під час спільного складування порід в один відвал на гірничих підприємствах, які працюють за транспортними схемами в районах з великою кількістю опадів у вигляді снігу, повинні бути розроблені додаткові засоби безпеки від можливих зсувів породи улітку. У разі спільного складування скельних порід і розсипчастих моренних відкладень висота відвалів повинна бути визначена проектом з урахуванням фізико-механічних властивостей різнотипових порід, що складуються. Не дозволяється складувати сніг у породні відвали. У районах з великою кількістю опадів у вигляді снігу, де потрапляння його у відвали неможливо уникнути, відвалування необхідно здійснювати за спеціальним проектом.

У разі появи ознак зсуву роботи з відвалування необхідно припинити до розробки та затвердження спеціальних заходів безпеки. Можливість відсипання порід розкриву на заболочених територіях і площах без дренажу повинна бути визначена спеціальним проектом, яким передбачаються необхідні заходи безпеки відвальних робіт. Висота породних відвалів, кути укосів та призми обвалення, швидкість посування фронту відвальних робіт повинні бути визначені залежно від фізико-механічних властивостей порід відвалу та його підошви, способу відвалування й рельєфу місцевості. Перед вибором ділянки для розміщення відвалів необхідно попередньо виконати інженерно-геологічні та гідрогеологічні пошукові роботи з визначення характеристики ґрунтів ділянок, на яких будуть розміщені відвали.

На відвалах, обладнаних однокішшовими екскаваторами, на місці розвантаження думпкарів відстань від осі залізничної колії до верхньої брівки повинна бути: для нормальної колії – не менше 1800 мм, для колії 900 мм – не менше 1300 мм. Зовнішня рейка розвантажувальної колії повинна бути вищою відносно внутрішньої на 100 – 150 мм. Як виняток, під час розвантаження породи на внутрішній бік кривої залізничної колії обидві рейки розвантажувального тупика на екскаваторних відвалах на місці вивантаження думпкарів можуть бути на одному рівні. За цих умов повинні бути вжиті додаткові заходи безпеки робіт. У кінці розвантажувальних тупиків необхідно встановлювати упори. Упори відвальних тупиків повинні бути обладнані справними покажчиками дорожньої огорожі, а в темну пору доби освітлюватися або бути виготовленими із світловідбиваючого матеріалу. Покажчики дорожньої огорожі повинні бути розташовані на початку та в кінці відвального тупика з боку машиніста локомотива та винесені від осі колії на відстань не менше 2,5 м і на висоту 1,5 м.

На відвальному тупику на відстані максимальної довжини поїзда від місця розвантаження необхідно встановлювати знак "Зупинка локомотива". Під час засипки ділянки відвалу від приямка до тупика при довжині розвантажувальної колії менше 1,5 довжини поїзда необхідно здійснювати додаткові заходи безпеки. Приймати завантажені поїзди для розвантаження породи у відвал після кожного переміщення відвальної колії дозволяється тільки під керівництвом посадової особи, в обов'язки якої покладено здійснення контролю за безпечним виконанням робіт. Подавати завантажені поїзди на розвантажувальні тупики відвалів необхідно вагонами вперед, за винятком подачі їх на колії абзетцерних відвалів. Подача завантажених поїздів локомотивами вперед дозволяється за умови вживання додаткових заходів безпеки.

Під час розвантаження думпкарів працівники повинні перебувати поза зоною розвалу гірничої маси. З внутрішнього боку відвалу на місці розвантаження поїзда необхідно спланувати площадку для обслуговуючого персоналу. Очищення думпкарів повинно бути механізоване. Очищення думпкарів, а також підтримування думпкарів для запобігання їх падінню в приямок під час розвантаження змерзлої або обводненої гірничої маси дозволяється за допомогою спеціального пристрою, що надівається на ківш екскаватора. Конструкція пристрою й інструкція щодо його застосування повинні бути узгоджені з заводом-виробником екскаватора.

Дозволяється ручне очищення думпкарів у спеціально відведених для цього місцях у разі дотримання необхідних заходів безпеки. Очищення думпкарів вручну на приямках не дозволяється. Перекидати кузови думпкарів і повертати їх у транспортне положення після розвантаження необхідно без застосування підставок, шпал і рейок. Не дозволяється використовувати екскаватори для прискорення розвантаження думпкарів і повернення їх в транспортне положення.

Проїжджі дороги повинні бути розташовані за межами скочування кусків породи з відвалів. На відвалах необхідно вивішувати попереджувальні надписи про небезпеку перебування працівників на укосах відвалів, поблизу їх підосви та в місцях розвантаження транспортних засобів. Автосамоскиди й інші транспортні засоби необхідно розвантажувати на відвалі в місцях, передбачених паспортом, відповідно до ширини призми обвалення (сповзання) порід. Розміри цієї призми встановлює маркшейдерська служба гірничого підприємства та регулярно доводяться до відома працюючих на відвалі.

Розвантажувальні площадки бульдозерних відвалів необхідно влаштовувати вздовж усього фронту робіт з поперечним ухилом не менше ніж  $3^\circ$ , спрямованих від брівки укосу в глибину відвалу. Для обмеження руху машин заднім ходом й огороження призми можливого обвалення розвантажувальні площадки повинні бути обладнані надійною захисною стінкою (валом) з порід розкриття висотою не менше 0,5 діаметра колеса автосамоскида найбільшої вантажопідйомності, що застосовується для перевезення гірничої маси. Захисна стінка (вал) повинна використовуватись водієм як орієнтир при встановленні автосамоскида для розвантаження. Якщо захисної стінки немає, не дозволяється під'їжджати до брівки розвантажувальної площадки ближче 3 м машинам вантажопідйомністю до 10 т і ближче 5 м – вантажопідйомністю понад 10 т. Під час планування відвалу бульдозером підїзд до брівки укосу дозволяється тільки

ножем уперед. Подавати бульдозери заднім ходом до брівки відвалу не дозволяється. Дозволяється робота бульдозера поза призмою обвалення з переміщенням його вздовж захисного валу.

Не дозволяється здійснювати скид (стік) кар'єрної та поверхневої води у відвали. На гідровідвалах у разі прориву пульпи необхідно мати аварійний запас матеріалів й інструменту для його ліквідації та повинно бути визначено місце їх розташування, найменування і кількість. Гідровідвали свіженалитих відкладень необхідно огорожувати знаками, що не дозволяють ходити по їх поверхні. На кожному гірничому підприємстві геологічною та маркшейдерською службами повинен бути організований систематичний контроль за стійкістю порід відвалу.

**Приклад 1.** Визначити параметри зовнішнього відвалу для складування порід розкриття  $V_e$  об'ємом 450 млн  $\text{м}^3$  в умовах експлуатації залізрудного кар'єру. Відвал для розміщення глинистих сланців питомою вагою  $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$  складається з чотирьох ярусів  $n_e$  висотою  $h_e = 20 \text{ м}$  кожний. Добовий вантажообіг  $V_0$  становить 75 тис. т. Порода доставляється поїздами вантажністю 1050 т.

#### Розв'язання задачі

1. Площа відвального поля  $S_e$  (га) у цілому визначається за формулою (5.12) й становить

$$S_{e,n} = \frac{V_e K_{p.o} 10^{-4}}{n_e \cdot h_e \cdot k_e} = \frac{450000000 \cdot 1,2 \cdot 10^{-4}}{4 \cdot 20 \cdot 0,5} = 1550 \text{ га}, \quad (5.31)$$

де  $K_{p.o}$  – остаточний коефіцієнт розпушення,  $K_{p.o} = 1,2$ ;  $K_e$  – коефіцієнт заповнення відведеної земельної площі; для одного яруса,  $K_e = 0,8 - 0,9$ ; для двох –  $K_0 = 0,6 - 0,75$ ; для трьох і більше –  $K_0 = 0,5$ .

2. Довжина відвалу на рівні земної поверхні  $L_e$  (м) визначається за формулою

$$L_e = 2K_\phi \cdot \sqrt{\frac{S_e}{2}} = 2 \cdot 0,9 \sqrt{\frac{15500000}{2}} = 3940 \text{ м}. \quad (5.32)$$

Ширина відвалу на рівні земної поверхні  $B_e$  (м) приймається із співвідношення  $L_e : B_e = 2:1$  і дорівнює  $B_e = \frac{L_e}{2} = \frac{3940}{2} = 1970 \text{ м}$ .

3. Ширина відвальної західки  $B_e$  (м) визначається з рівняння (5.9) і становить

$$e_e = (R_{ч.у} + R_{p.max}) K_n = (18,2 + 16,3) \cdot 0,85 = 29,3 \text{ м}, \quad (5.33)$$

де  $R_{ч.у}$  і  $R_{p.max}$  – максимальні радіуси черпання на рівні стояння та розвантаження екскаватора ЕКГ-8І, м;  $K_n$  – коефіцієнт, що враховує відхилення верхньої брівки відвальної західки від зовнішньої лінії залізниці,  $K_n = 0,9$ .

4. Приймальна здатність відвального тупика  $V_\delta$  ( $\text{м}^3/\text{добу}$ ) визначається за формулою (5.11) і становить

$$V_\delta = \frac{K_{нр} \cdot T_\delta \cdot Q_n}{(t_0 + t_p) \gamma} = \frac{0,9 \cdot 22 \cdot 1050}{(0,15 + 0,5) \cdot 2,7} = 11846 \text{ м}^3 / \text{добу}, \quad (5.34)$$

де  $K_{нр}$  – коефіцієнт нерівномірності розвантаження поїзда,  $K_{нр} = 0,9$ ;  $T_\delta$  – термін роботи ділянки за добу,  $T_\delta = 22 \text{ год}$ ;  $t_0$  – термін обміну навантаженого поїзда на порожній, год;

$$t_0 = \frac{2l_0}{v_n} + \tau = \frac{2 \cdot 0,5}{10} + 0,05 = 0,15 \text{ год}, \quad (5.35)$$



$l_0$  – відстань від пункту обміну поїздів, км,  $l_0 = 0,5L_0$ ;  $v_n$  – швидкість руху поїздів на відвалі, км/год,  $v_n = 10$  км/год;  $\tau$  – час на керування рухом поїзда, год,  $\tau = 0,05$  год;  $t_p$  – час на розвантаження поїзда, год,

$$t_p = n_\delta \cdot t_\epsilon = 10 \cdot 0,05 = 0,5 \text{ год}; \quad (5.36)$$

$n_\delta$  – кількість думпкарів у поїзді, од.,  $n_\delta = 10$  од;  $t_\epsilon$  – час розвантаження одного думпкара, год,  $t_\epsilon = 0,05$  год.

5. Потрібна кількість відвальних тупиків  $N_{\text{від}}$ , (од.) визначається за формулою

$$N_{\text{від}} = \frac{V_0}{V_\delta \cdot \gamma} + \left(1 + \frac{t_{nm}}{t_{p.m}}\right) = \frac{75000}{11846 \cdot 2,7} + \left(1 + \frac{10}{82}\right) = 6,3 + 1,12 \cong 8 \text{ од.} \quad (5.36)$$

де  $t_{n.m}$  – термін переукладання залізничної колії на відвальному тупику, діб,  $t_{n.m} = 10$  діб;  $t_{p.m}$  – термін між двома переукладаннями залізничної колії, діб,

$t_{p.m} = \frac{V_{\epsilon.m}}{V_\delta} = \frac{976670}{11846} = 82$  доби;  $V_{\epsilon.m}$  – місткість відвальної західки, м<sup>3</sup>,

$$V_{\epsilon.m} = \frac{h_\epsilon \cdot \epsilon_\epsilon \cdot l_\epsilon}{K_{p.o}} = \frac{20 \cdot 29,3 \cdot 2000}{1,2} = 976670 \text{ м}^3; \quad (5.37)$$

$l_\epsilon$  – довжина відвального тупика, м,  $l_\epsilon = 2000$  м.

6. Термін заповнення відведеної земельної площі  $T_3$  (роки)

$$T_3 = \frac{V_p}{V_0 T_k} = \frac{450000000}{75000 \cdot 360} = 17 \text{ років}, \quad (5.38)$$

де  $T_k$  – кількість робочих діб протягом року,  $T_k = 360$  діб.

**Приклад 2.** Визначити довжину бульдозерного відвалу в кар'єрі при добовому перевантаженні порід розкриву  $V_0 = 75$  тис. м<sup>3</sup> на трьох пунктах  $n_{nn} = 3$  із транспортуванням порід щільністю  $\gamma = 2,7$  т/м<sup>3</sup> автосамоскидами вантажністю  $q_a = 120$  т. Коефіцієнт розпушення породи в кузові автосамоскида  $K_p = 1,3$ .

### Розв'язання задачі

1. Об'єм породи  $V_a$  (м<sup>3</sup>) у кузові автосамоскида

$$V_a = \frac{q_a \cdot K_p}{\gamma} = \frac{120 \cdot 1,3}{2,7} = 57,8 \text{ м}^3. \quad (5.39)$$

2. Кількість автосамоскидів  $N_a$  (од.), що розвантажуються на відвалі протягом години

$$N_a = \frac{V_0 \cdot K_{n.p}}{T_\delta \cdot V_a} = \frac{75000 \cdot 1,5}{22 \cdot 57,8} = 88 \text{ машин.} \quad (5.40)$$

3. Кількість автосамоскидів  $N_a$  (од.), що розвантажуються одночасно на перевантажувальному пункті

$$N_a = \frac{N_a \cdot t_{\text{роз}}}{n_{nn}} = \frac{88 \cdot 0,05}{3} \cong 2 \text{ машини}, \quad (5.41)$$

де  $t_{\text{роз}}$  – термін знаходження автосамоскида на перевантажувальному пункті при розвантаженні, год,  $t_{\text{роз}} = 0,05$  год.

4. Довжина фронту розвантаження автосамоскидів  $L_{\phi.p}$  (м) на ділянці перевантажувального пункту

$$L_{\phi.p} = N_{a.од} \cdot l_{a.p} = 2 \cdot 30 = 60 \text{ м}, \quad (5.42)$$

$l_{a.p}$  – довжина фронту розвантаження одного автосамоскида, м,  $l_{a.p} = 30$  м.

5. Загальна довжина фронту перевантажувального пункту в кар'єрі

$$L_{\phi.n} = 3 \cdot L_{\phi.p} = 3 \cdot 60 = 180 \text{ м.} \quad (5.43)$$

### Питання для самоконтролю

1. Поясніть сутність процесу відвалування на кар'єрах. Як визначається площа відвалу?
2. Як поділяються відвали за місцем розташування? Дайте пояснення класифікації відвальних робіт.
3. Які Ви знаєте технологічні схеми будівництва зовнішніх відвалів?
4. Поясніть схеми будівництва піонерних насипів одноківшовими екскаваторами, їх параметри.
5. Поясніть схеми будівництва піонерних насипів багатоківшовими екскаваторами, їх параметри.
6. У чому полягає особливість формування кільцевих відвалів при залізничному транспортуванні порід розкриву?
7. Поясніть організацію складування порід розкриву на екскаваторних відвалах.
8. Поясніть схеми відвалування порід розкриву при експлуатації нагірних кар'єрів.
9. У чому полягають особливості відвалування при автомобільному транспорті?
10. Поясніть організацію складування порід розкриву на бульдозерних відвалах.
11. У чому полягають особливості відвалування при конвеєрному транспорті?
12. Поясніть організацію складування порід розкриву конвеєрними відвалоутворювачами.
13. Як оцінюється ефективність використання земельних ресурсів?
14. Поясніть схеми заповнення земельного відводу зовнішніми відвалами. Їх параметри.
15. Поясніть схеми формування внутрішніх відвалів. Основні їх параметри.
16. У чому полягає особливість будівництва хвостосховищ для складування відходів збагачувальних фабрик?
17. Поясніть основні параметри розрахунку екскаваторних відвалів.
18. Поясніть основні параметри розрахунку бульдозерних відвалів.
19. На чому ґрунтується безпечність формування високих відвалів у виробленому просторі глибоких кар'єрів?
20. У чому полягає рекультивация зовнішніх відвалів порід розкриву?
21. У чому полягає рекультивация внутрішніх відвалів порід розкриву?
22. Які правила охорони праці регламентують роботу залізничного транспорту на відвалах?
23. Які правила охорони праці регламентують роботу автомобільного транспорту на відвалах?
24. Які правила охорони праці регламентують роботу конвеєрного транспорту на відвалах?
25. Які правила охорони праці регламентують роботу гідравлічного транспорту на відвалах?

## Глава 6. Розкриття кар'єрних полів

### 6.1. Сутність розкриття кар'єрного поля

**Підготовка кар'єрного поля** до експлуатації характеризується певною послідовністю й способом проведення спеціально призначених для цього гірничих виробок розкриття, що обумовлюють доступ кар'єрного транспорту з поверхні до покладу корисної копалини та подальшого його відпрацювання. Залежно від розташування покладів корисних копалин над рівнем земної поверхні, кутом їх залягання, продуктивності кар'єрів з добування гірничої маси, конструктивних особливостей і робочих параметрів виймально-транспортного устаткування та місця знаходження відвалів пустих порід приймаються певний тип виробок розкриття та технологія їх проведення. З метою подальшої експлуатації родовищ устаткування, що було задіяне для проведення виробок розкриття, повинно ефективно використовуватися також і у майбутньому до повного відпрацювання балансових запасів корисних копалин у межах кар'єрного поля.

Слід відзначити, що для відпрацювання родовищ з пологим заляганням проведення виробок розкриття здійснюють одноразово, з досягненням подошви пластів корисної копалини. Потім виймальні роботи характеризуються тільки шляхом переміщення робочої зони кар'єру у напрямку до меж кар'єрного поля без заглиблення. Як правило, в основний період експлуатації таких родовищ породи розкриву складують до виробленого простору кар'єрів. Розробка ж похилих, і особливо крутопохилих та крутих родовищ, навпаки ведеться з систематичним поглибленням дна кар'єрів. Досягнення кінцевої глибини здійснюється через значний проміжок часу від експлуатації кар'єру, який коливається від 10 – 15 до 40 – 60 і більше років. За таких умов виробки розкриття проводять поступово одна за одною відповідно до потрібного терміну введення до експлуатації чергового нижнього горизонту в кар'єрі. Як правило, в основний період експлуатації кар'єру породи розкриву складують у зовнішніх відвалах. Проте залежно від потужності вміщуючих порід і пластів корисних копалин при певних технологіях розробки з'являється можливість організації складування відходів виробництва також і у виробленому просторі.

У загальному випадку для нормального функціонування підприємства, відповідно заданому технічним проектом режиму експлуатації родовища, **розкриття кар'єрного поля** здійснюється гірничими виробками, які забезпечують транспортний доступ із земної поверхні до робочих горизонтів у кар'єрі з метою доставки порід розкриву на відвали, а корисної копалини – до пунктів приймання на поверхні. Виробки розкриття починають з поверхні або з вже розкритого проміжного робочого горизонту й закінчуються на позначці робочої площадки горизонту, що розкривається. При підготовці кар'єрного поля до експлуатації розрізняють спосіб, схему й систему розкриття [24].

**Спосіб розкриття** характеризується типом розкривних виробок. У більшості випадків для розкриття робочих горизонтів кар'єру застосовують відкриті гірничі виробки. Рідше розкриття здійснюється підземними, а також сполучен-

ням відкритих і підземних виробок між собою. У деяких випадках розкриття окремих горизонтів у кар'єрі може здійснюватися й без проведення гірничих виробок.

**Схема розкриття** – це сукупність всіх виробок розкриття, що забезпечують у даний період вантажотransпортний зв'язок робочих горизонтів кар'єру з пунктами приймання гірничої маси. Схема розкриття характеризується типом, кількістю і просторовим положенням виробок розкриття при фактичному положенні гірничих робіт у кар'єрі. Звичайно вона обґрунтовується у проекті експлуатації кар'єру на певний період (10 – 15 років) і характеризується типом, кількістю та просторовим положенням виробок розкриття з урахуванням дійсного положення гірничих робіт у кар'єрі.

**Система розкриття** – це послідовність зміни схем розкриття за термін існування кар'єру з досягненням його кінцевої глибини. Вона характеризує сукупність використовуваних способів і схем розкриття робочих горизонтів кар'єрного поля за повний термін відпрацювання родовища в установлених межах.

Розкриття робочих горизонтів зазвичай виконується із застосуванням основного гірничотransпортного устаткування, що експлуатується в кар'єрі: виймально-навантажувального устаткування у сукупності з автомобільним, залізничним, конвеєрним або гідравлічним транспортом. Доступ до нижньої позначки горизонту, що розкривається, ведеться шляхом проведення виробок розкриття, кут нахилу та ширина по підшві яких регламентується типом рухомого складу кар'єрного транспорту, його габаритами, кількістю смуг руху в вантажному та порожняковому напрямках, проведенням допоміжних транспортних комунікацій для його обслуговування тощо. При цьому кут залягання родовища корисної копалини, потужність порід розкриву та відстань переміщення гірничої маси поверхнею поряд з її фізико-технічними характеристиками та встановленою продуктивністю кар'єру й витратами на придбання гірничотransпортного устаткування та його експлуатацію є основними для обґрунтування доцільних параметрів гірничотransпортної системи.

## 6.2. Пологі відкриті виробки розкриття та їх призначення

Різноманітні умови залягання родовищ корисних копалин за станом зміни кінцевої глибини розробки від 10 – 20 до 600 – 1000 м і річними обсягами виймання гірничої маси від 0,1 – 0,5 до 75 – 100 млн т (див. табл. 1.6) слугують підставою для застосування на конкретних кар'єрах певних конструкцій виробок розкриття. Так, при глибині кар'єрів у межах до 10 – 20 м і робочого устаткування у вигляді драглайнів і канатних скреперів **виробки розкриття не проводяться**, а розробка порід розкриву та добування корисних копалин ведеться безпосередньо із земної поверхні однією машиною. У цьому разі продуктивність кар'єру буде залежати від її конструктивних параметрів і коефіцієнта використання у часі. Оскільки умови експлуатації виймального устаткування не пов'язані з видаленням підземних вод, термін експлуатації підприємства не залежить від погодних умов і може здійснюватися протягом усього року.

При розробці обводнених розсипів як первинні виробки розкриття застосовують канали, котловани, греблі та дамби [9,15]. При цьому **канава** є відкритою гірничою виробкою, що має невеликі порівняно з довжиною поперечні розміри. Вона призначена для розкриття родовищ корисних копалин, збору й відведення (підведення) поверхневої води. Широко застосовується при розробці розсипів та їх дренажуванні.

**Котлован** – це горизонтальна, рідше слабопохила гірнична виробка, яку проходять самостійно або від розкривної виробки. Довжина та ширина котловану мають один порядок. Виконують його для створення первинного фронту робіт на уступі. При дражній розробці розсипів котлован споруджують у заплаві долини. У цьому разі він є первинним розрізом, з якого драга переходить до видобувних робіт. Споруджують котлован як із застосуванням бульдозерів і скреперів, так і одноківшовими екскаваторами, переважно драглайнами. Параметри котловану: довжина, ширина та глибина – залежать від конструктивних розмірів драги та її усадки.

**Гребля** – масивна перемичка, що зводиться з покривних порід для утримання водного потоку. Вона є основною гідротехнічною спорудою при використанні й регулюванні водних ресурсів для забезпечення розробки розсипів земснарядами та драгами.

**Дамба** – гідротехнічна споруда (вал) з піщано-глинистих порід, каміння тощо. Улаштується з метою утворення первинного накопичувача води для розташування драги або земснаряда з подальшою розробкою ними розсипів і вміщуючих та покривних порід.

Найбільш поширеним способом розкриття родовищ у самих різноманітних умовах є проведення траншей і напівтраншей. При цьому **траншеєю** називається відкрита гірнична виробка трапецієвидної форми, що має значну довжину порівняно з шириною. Призначена вона для вивезення з кар'єру гірничої маси на земну поверхню (**капітальна траншея**) або підготовки робочого горизонту до відпрацювання (**розрізна траншея**). **Напівтраншея** – це відкрита гірнична виробка трикутної (у поперечному перерізі) форми, що має значну довжину порівняно з шириною, формується при косогорному рельєфі поверхні (рис. 6.1).

Капітальні траншеї (напівтраншеї) слугують тривалий термін і використовуються для розташування в них транспортних комунікацій. Основними елементами капітальної траншеї є ширина її підшви  $b_{тр}$  (м), глибина закладення  $H_{т.к}$  (м), поздовжній ухил  $i_{т.к}$  (‰), кут укосу бортів  $\alpha_{т.к}$  (град), довжина  $l_{тр.к}$  (м) у плані й будівельний об'єм  $V_{т.к}$  (м<sup>3</sup>).

Ширина підшви капітальної траншеї визначається видом кар'єрного транспорту або способом її проведення. Ширина підшви траншеї повинна бути не менше суми габаритних розмірів транспортних засобів, безпечних зазорів між ними, поперечного розміру допоміжних площадок, каналів та інших елементів транспортних комунікацій. Вона повинна забезпечувати можливість проведення розрізної траншеї й розкриття нижніх горизонтів для прийнятої технологічної схеми й використуваному устаткуванню. Глибина капітальної траншеї дорівнює різниці позначок її устя (початок траншеї на поверхні) та робочого горизонту, що розкривається. При розкритті одного уступу глибина капітальної траншеї

дорівнює його висоті. Поздовжній ухил капітальної траншеї встановлюється залежно від виду кар'єрного транспорту. Залежно від поздовжнього ухилу виробки розкриття поділяють на пологі, похилі, крутопохилі й круті (табл. 6.1).

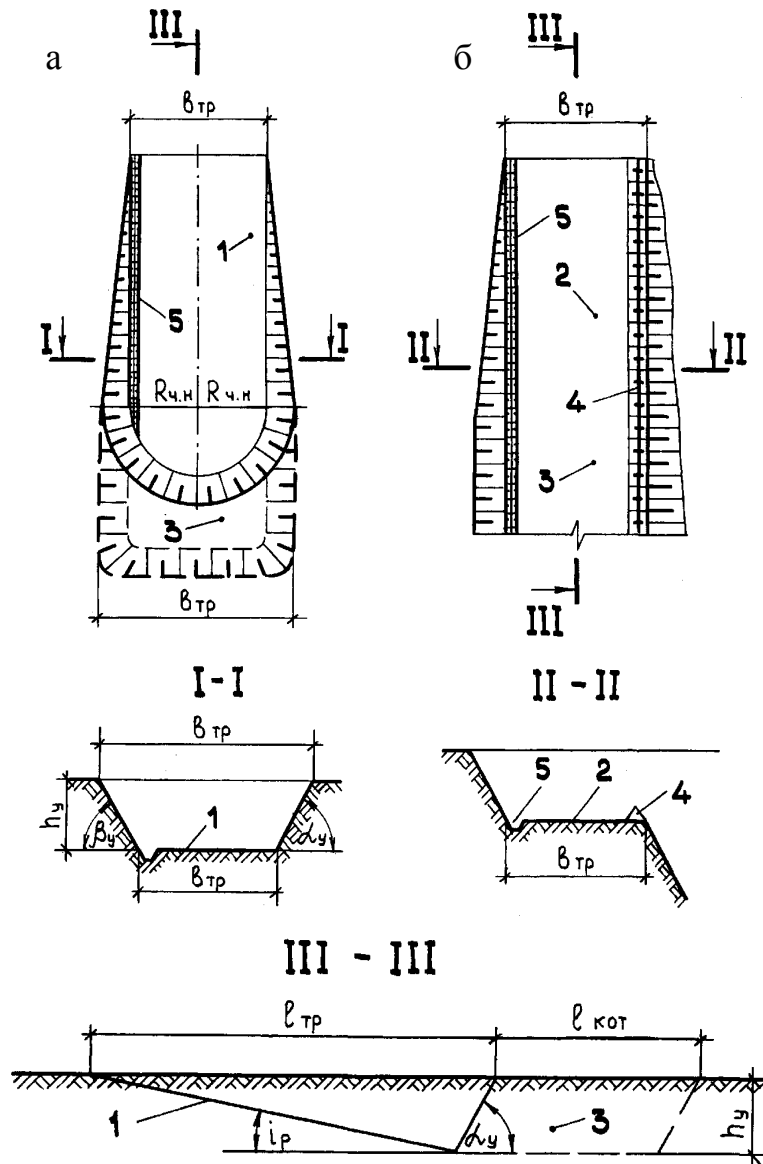


Рис. 6.1. Конструкції капітальних траншеї (а) та напівтраншеї (б): 1, 2 – підшва траншеї та напівтраншеї; 3 – розрізний котлован; 4 – огорожувальний валик з породи розкриву; 5 – водовідвідна канавка;  $v_{тр}$ ,  $B_{тр}$  – ширина траншеї низом та поверхнею, м;  $l_{тр}$ ,  $l_{кот}$  – довжина траншеї та розрізного котловану, м;  $i_p$  – поздовжній ухил траншеї, ‰;  $\alpha_y$ ,  $\beta_y$  – кути нахилу робочого й неробочого бортів траншеї, град;  $R_{ч.н.}$  – радіус черпання екскаватора на рівні його знаходження, м

Кут укосу бортів капітальної траншеї встановлюється залежно від терміну її служби, фізико-технічних властивостей розкриваємих порід та ступеня їх обводнення. Він повинен забезпечувати стійке положення її бортів. При тривалому терміні служби капітальної траншеї, проведеної у м'яких і напівскельних породах, кут укосу її бортів повинен бути не більше кута природного укосу порід у цілику. У скельних породах його значення приймається в межах 50 – 60°.

Значення поздовжнього ухилу виробок розкриття  
відповідно до виду кар'єрного транспорту

Тип виробок розкриття	Вид транспорту	Поздовжній ухил капітальної траншеї, ‰ / град.
Пологі траншеї, напівтраншеї	Залізничний:	
	– з тепловозною тягою;	25 – 30 / 1,5 – 2,0
	– з електричною тягою;	30 – 40 / 2,0 – 2,5
	– з моторвагонною тягою;	40 – 80 / 2,5 – 4,5
	– колісні навантажувачі;	160 – 200 / 9,0 – 12
	– колісні скрепери;	120 – 140 / 7,0 – 8,0
	– автомобільний	60 – 100 / 3,5 – 6,0
Похилі траншеї, напівтраншеї	Бульдозери	270 – 360 / 15 – 20
	Стрічкові конвеєри	286 – 325 / 16 – 18
	Клітьовий	250 – 500 / 14 – 27
Крутопохилі траншеї, напівтраншеї	Бульдозери з канатною підвіскою	700 – 800 / 35 – 39
	Конвеєри з притисненням вантажу	800 – 900 / 39 – 42
	Скіповий колісний	800 – 1000 / 39 – 45
Круті шахтні стовбури	Конвеєри спеціальні	до $3,4 \cdot 10^6$ / до $90^\circ$
	Скіповий канатний	до $3,4 \cdot 10^6$ / до $90^\circ$
	Гідравлічний	до $3,4 \cdot 10^6$ / до $90^\circ$

Довжина  $l_{mp}$  (м) капітальної траншеї визначається за формулою

$$l_{mp} = \frac{1000H_{m.k} \cdot K_{p.m}}{i_{m.k}}, \quad (6.1)$$

де  $K_{p.m}$  – коефіцієнт розвитку траси, долі од.

Будівельний об'єм капітальних траншей залежно від граничної глибини кар'єрів досягає сотень тисяч кубометрів. Від об'єму траншеї й подальших умов розробки кар'єру залежать механізація, технологія й термін її проведення. Залежно від місця закладення капітальної траншеї щодо контуру кар'єрного поля розрізняють капітальні траншеї зовнішнього й внутрішнього закладення (рис. 6.2). Траншеї зовнішнього закладення розташовують за кінцевими контурами кар'єру, внутрішні – у контурах кар'єру. Капітальна траншея внутрішнього закладення розташовується на неробочому або рідше – робочому борту кар'єру. З початком розносу розкритого нею горизонту її поперечний переріз набуває форму напівтраншеї. При розташуванні внутрішньої траншеї на робочому борті кар'єру вона систематично переміщується разом із бортом і називається **ковзним з'їздом**.

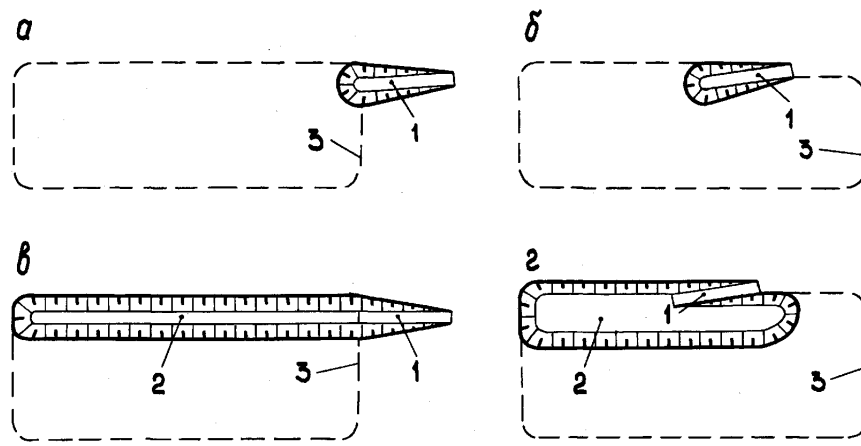


Рис. 6.2. Схеми капітальних траншей окремого зовнішнього (а) й внутрішнього закладення (б), (в) і (г) – те ж після проведення розрізної траншеї: 1 – капітальна траншея; 2 – розрізна траншея; 3 – контур кар'єрного поля

### 6.3. Системи капітальних траншей

Відпрацювання кар'єрів середньої й великої глибини характеризується одночасною експлуатацією багатьох горизонтів. Сукупність капітальних траншей, що забезпечують їх розкриття, називається **системою капітальних траншей**. Залежно від просторового розташування окремих траншей, що входять до системи, й наявності технологічного зв'язку між ними виділяють системи окремих, групових і загальних капітальних траншей при зовнішньому та внутрішньому їх закладенні.

У разі розкриття кар'єрного поля системою **окремих капітальних траншей** кожен робочий горизонт розкривають самостійною окремою траншеєю, що не має транспортного зв'язку з іншими капітальними траншеями системи (рис. 6.3). У цьому випадку обсяги перевезення гірничої маси по ним розосереджені у просторі відповідно до кількості обслуговуваного одного уступа.

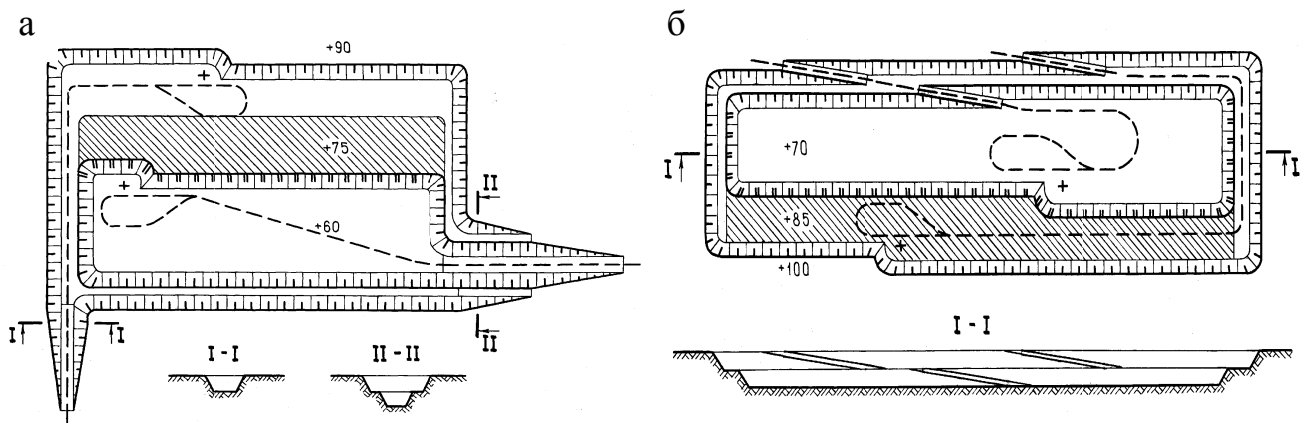


Рис. 6.3. Системи окремих капітальних траншей зовнішнього (а) й внутрішнього (б) закладення



При розкритті кар'єрного поля системою **групових капітальних траншей** всі уступи у кар'єрі розбивають на декілька груп за якісною чи транспортною ознакою залежно від об'єднання декількох виймально-навантажувальних потоків гірничої маси, що видається на поверхню. Кожну групу уступів розкривають своєю системою окремих капітальних траншей, які не поєднані між собою (рис. 6.4, а).

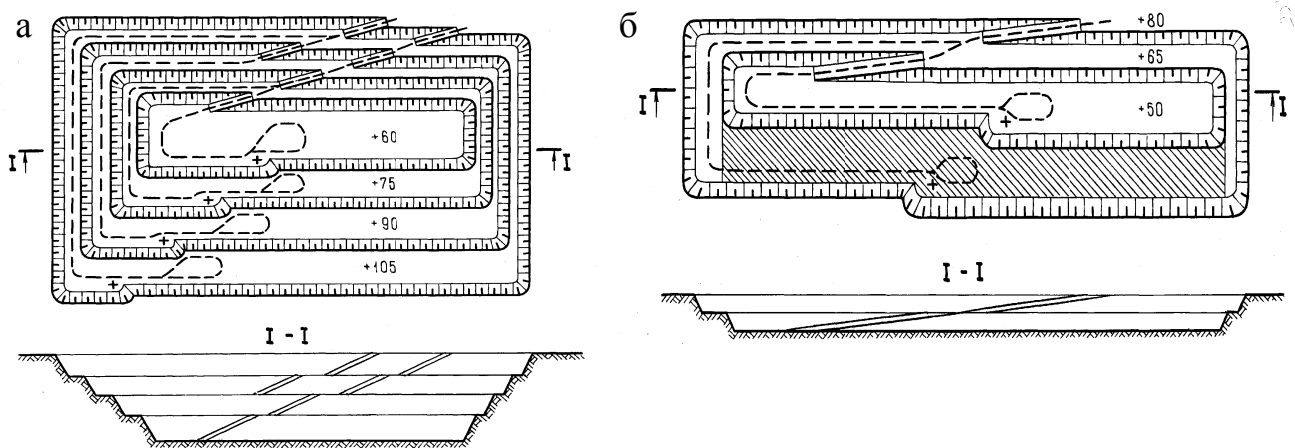


Рис. 6.4. Системи групових (а) і загальних капітальних (б) траншей внутрішнього закладення

При розкритті кар'єрного поля **загальною траншеєю** уся гірнична маса з окремих робочих горизонтів видаляється на поверхню однією розкривною виробкою (рис. 6.4,б). Характерною ознакою загальності капітальної траншеї при її зовнішньому закладенні є загальний поперечний переріз, що складається з напівтраншей ступінчатої форми. Згідно з кількістю загальних траншей у кар'єрі групується видалення добутої корисної копалини й порід розкриву на денну поверхню.

На кар'єрах невеликої протяжності виробки розкриття звичайно обумовлюють **тупиковий** рух транспортних засобів, на протяжних кар'єрах – потоковий. При необхідності для наведених систем капітальних траншей можливо здійснювати парне розкриття, що обумовлює **наскрізний поточковий рух** транспортних засобів на робочих уступах. У цьому разі одна з розкривних траншей слугує для подачі порожніх транспортних засобів на горизонт, друга – для видачі з нього навантаженої гірничої маси.

Стосовно напрямку переміщення фронту виймальних робіт уступів розкривні виробки можуть мати **флангове** або **центральне** закладення (рис. 6.5). При колісному кар'єрному транспорті й наявності однієї розкривної виробки, що обслуговує даний горизонт, у межах фронту робіт уступу має місце зворотний (прямий і зворотний) рух транспорту. Розкривна виробка у цьому випадку забезпечує подачу на робочий горизонт порожніх транспортних засобів і видачу вантажу. Такий фронт робіт на уступі називається **тупиковим**. Він знайшов найбільше застосування при залізничному транспорті.

У разі обслуговування робочого горизонту двома й більше виробками розкриття є можливість організації як зворотного, так і поточкового руху транспорту в межах фронту робіт уступу. При цьому одна виробка розкриття слугує

для подачі порожніх транспортних засобів, а друга – для видачі вантажу. Такий фронт робіт на уступі називається **наскрізним**. Наскрізний фронт робіт з поточним рухом транспорту забезпечує більш інтенсивне використання устаткування, але вимагає додаткових засобів для будівництва й експлуатації другої розкривної траншеї.

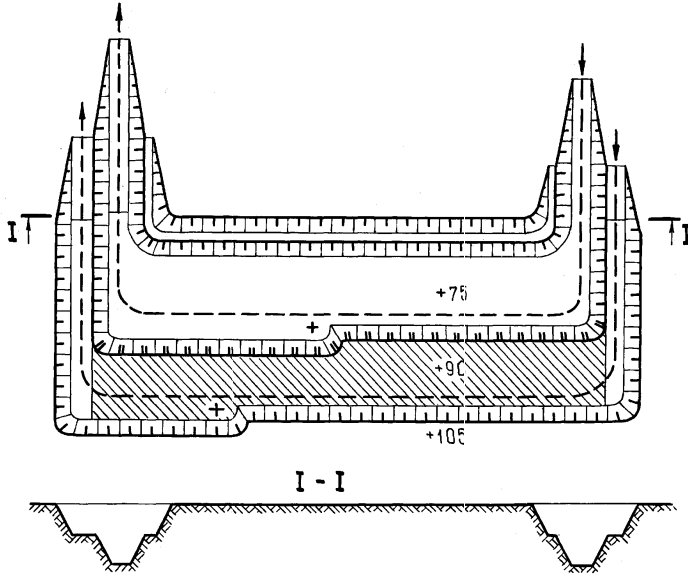


Рис. 6.5. Система парних загальних капітальних траншей зовнішнього флангового закладення

Будівельний обсяг гірничих робіт для проведення пологих окремих траншей внутрішнього закладення  $V_{m.зо}$  (м<sup>3</sup>) визначається за формулою [24]

$$V_{m.зо} = \frac{H_{m.к}^2}{i_p} \left( \frac{\epsilon_{m.к}}{2} + \frac{H_{m.к}}{3tg\alpha_{m.к}} \right). \quad (6.2)$$

Будівельний об'єм окремої напівтраншеї визначається за формулою К.С. Попова

$$V_{m.кн} = \frac{H_{m.к} \cdot \epsilon_{m.к}^2 \cdot \sin\alpha_{m.к} \cdot \sin\beta_{m.к}}{2\sin(\alpha_{m.к} - \beta_{m.к})} \sqrt{\frac{1}{i_p^2} + \frac{1}{tg^2\beta_{m.к}}}, \quad (6.3)$$

де  $\beta_{m.к}$  – кут укосу борту кар'єру або узгір'я, град.

Для системи загальних пологих траншей внутрішнього закладення величина будівельного об'єму  $V_{m.вс}$  (м<sup>3</sup>) визначається за формулою

$$V_{m.вс} = n_y V_{m.зо}. \quad (6.4)$$

Аналогічно для окремих  $V_{m.зо}$  (м<sup>3</sup>) і загальних  $V_{m.вс}$  (м<sup>3</sup>) пологих капітальних траншей зовнішнього закладення будівельний об'єм на їх проведення складає

$$V_{m.зо} = \frac{H_{m.к}^2}{i_p} \left( \frac{\epsilon_{к.м}}{2} + \frac{H_{к.м}}{3tg\alpha_{к.м}} \right) + \left( \frac{2H_{к.м}}{i_p} \right)^2 \cdot \left( \frac{\epsilon_{к.м}}{2} + \frac{H_{к.м}}{3tg\alpha_{к.м}} \right) + \dots + \frac{(n_y H_{к.м})^2}{i_p} \cdot \left( \frac{\epsilon_{к.м}}{2} + \frac{n_y H_{к.м}}{3tg\alpha_{к.м}} \right); \quad (6.5)$$

$$V_{m.вс} = \frac{(n_y H_{к.м})^2}{i_p} \left( \frac{\epsilon_{к.м}}{2} + \frac{H_{к.м}}{3tg\alpha_{к.м}} \right) + \frac{(n_y - 1)^2 H_{к.м}^2 \cdot \epsilon_{к.м}}{2i_p} + \frac{(n_y - 2)^2 H_{к.м}^2 \cdot \epsilon_{к.м}}{2i_p} + \dots + \frac{H_{к.м}^2 \cdot \epsilon_{к.м}}{2i_p}, \quad (6.6)$$

де  $n_y$  – кількість уступів, які розкривають системою капітальних траншей.

Проведення похилих траншей характерно посуванням частини борту для розташування їх підосви й перевантажувальних пунктів при комбінованих видах транспорту. При цьому обсяг будівельних робіт  $V_{m.n}$  (м<sup>3</sup>) визначається за формулою проф. М.С. Четверика

$$V_{m.n} = H_n \left( \frac{0,5H_n}{\sin \alpha_{к.м}} + l_{n.n} + 0,5C_c \right) \epsilon_{mp} \cdot \cos \varphi, \quad (6.7)$$

де  $H_n$  – різниця між позначками верхньої та нижньої площадками похилої траншеї, м;  $l_{n.n}$  – довжина площадки по фронту борту кар'єру для розміщення перевантажувального пункту, м;  $C_c$  – протяжність сполучення борту кар'єру та перевантажувального пункту, м.

#### 6.4. Виробки розкриття надглибоких кар'єрів

Значна глибина кар'єрних полів, що призначена для відкритої розробки крутих родовищ корисних копалин, обумовлює проведення як відкритих, так і підземних виробок розкриття під значними кутами до горизонту. До відкритих відносяться **рудоскати** й **породоскати**, що являють собою крутопохилі гірничі виробки, які пройдені по укусу уступу або узгір'я й призначені для переміщення руди або породи під дією власної ваги. Нахил рудо- й породоскатів передбачає транспортування рядової гірничої маси без попереднього дроблення в умовах різноманітних атмосферних коливань під кутом до горизонту  $\gamma$  (град), що визначається за формулою

$$\gamma = \arctg f_m + (2 \div 3^\circ), \quad (6.8)$$

де  $f_m$  – коефіцієнт тертя руху перепускаємої гірничої маси по днищу рудоската при його необробленій поверхні,  $f_m = 1,3 - 1,7$ .

У більшості випадків, особливо при відпрацюванні нагірних родовищ корисних копалин, експлуатуються підземні виробки розкриття: штольні, тунелі, рудоспуски та шахтні стволи. За встановленою термінологією [10] **штольня** являє собою горизонтальну або пологу підземну виробку, що безпосередньо виходить на земну поверхню. Призначена вона для транспортування гірничої маси за межі кар'єру до місця переробки або складування. **Тунель** – горизонтальна або полога підземна виробка, що має два виходи на земну поверхню: на початку й кінці виробки. Призначена для транспортування руди з основи перевантажувальних пунктів у кар'єрах або на поверхні до місця переробки та складування. **Рудо-, породоспуск** – крутопохила або вертикальна підземна гірнична виробка, що призначена для перепуску руди або скельних порід розкриття під дією власної ваги. Застосовуються на кар'єрах, а також при розкритті кар'єрних полів підземними гірничими виробками у комплексі з вертикальними й похилими стволами, тунелями. Рудоспуски всіх видів не кріплять. Форма їх поперечного перерізу переважно кругла. **Ствол шахтний** – капітальна вертикальна або похила підземна гірнична виробка, що має вихід на земну поверхню. На відкритих розробках при-

значена для розкриття родовищ корисних копалин і транспортування руди з глибоких горизонтів кар'єрів за допомогою механічних засобів.

Будівельний обсяг гірничих робіт з проведення підземних виробок розкриття  $V_{m.n}$  (м<sup>3</sup>) залежить від площі та форми їх поперечного перерізу  $S_n$  (м<sup>2</sup>) і довжини (висоти) до виходу на поверхню  $l_n$  (м) й визначається формулою

$$V_{m.n} = S_n \cdot l_n. \quad (6.9)$$

Для круглої форми поперечного перерізу підземної виробки

$$V_{m.нк} = 0,785d^2l_n. \quad (6.10)$$

Для трапецієподібної відкритої виробки у вигляді траншеї (породо- і рудоскатів)

$$V_{m.нт} = \frac{a+b}{2}h \cdot l_n, \quad (6.11)$$

де  $a$ ,  $b$ ,  $h$  – ширина підшви та поверхні, а також глибини закладання породоскату у поперечному перерізі, м.

При розкритті пластових родовищ з різною глибиною залягання одночасно можуть експлуатуватися наведені вище виробки як окремо, та і у різних комбінаціях між собою.

## 6.5. Класифікація способів розкриття

У гірничотехнічній літературі систематизація й вивчення технології, техніки та організації відкритих гірничих робіт базуються на численних класифікаціях способів розкриття й систем розробки родовищ, комплектації машин і механізмів для виконання основних технологічних процесів, методах формування комплексів гірничого й транспортного обладнання, які обслуговують вантажопотоки на різних етапах його експлуатації.

Так, академіком М.В. Мельниковим у ретроспективі станом на 1974 р. була детально проаналізована послідовність розвитку теорії відкритої розробки [27]. Він відзначав, що кар'єр характеризується способом розкриття і системою розробки родовища. Перша наукова класифікація способів розкриття належить О.П. Зотову. Розвитку цієї класифікації сприяли пропозиції, які раніше вніс П.Е. Зурков. Принципово нову класифікацію способів розкриття дав Е.Ф. Шешко, який є основоположником теорії розкриття кар'єрних полів.

Подальший розвиток теорії розкриття кар'єрних полів і вирішенню практичних питань з експлуатації більшості потужних кар'єрів здійснено академіком В.В. Ржевським [28]. В табл. 6.2 наведена класифікація способів розкриття шляхом проведення гірничих виробок за його авторством, що побудована на основі пропозицій проф. Є.Ф. Шешка [29].

Слід відзначити, що в умовах виходу покладів корисних копалин на земну поверхню або ж залягання родовища вище неї при застосуванні зворотних лопат, драглайнів та засобів гідромеханізації виробки розкриття не проводяться, а добувні роботи ведуться безпосередньо з розрізних виробок [28].

## Класифікація способів розкриття (за Е.Ф. Шешком та В.В. Ржевським)

Ознака способу розкриття	Спосіб розкриття		
	відкритими виробками (траншеями)	підземними виробками	комбінацією відкритих і підземних виробок
Положення виробок розкриття відносно кінцевого контуру кар'єру	Зовнішніми, внутрішніми або змішаними траншеями й напівтраншеями	Зовнішніми, внутрішніми або змішаними	Зовнішніми, внутрішніми або змішаними
Стаціонарність виробок	Стаціонарними, напівстаціонарними й тимчасовими (ковзаючими траншеями й напівтраншеями)	Стаціонарними	Стаціонарними або комбінацією стаціонарних з напівстаціонарними
Нахил виробок	Крутими або похилими траншеями й напівтраншеями	Вертикальними, крутими, похилими або горизонтальними	Комбінацією вертикальних, крутих, похилих або горизонтальних
Число обслуговуваних горизонтів	Окремими, груповими або загальними траншеями й напівтраншеями	Окремими, груповими або загальними	Окремими, груповими або загальними
Характер руху транспортних засобів на уступі (потоківий або маятниковий)	Одинарними або парними траншеями й напівтраншеями	Одинарними або парними	Одинарними або парними

**6.6. Обґрунтування способу розкриття кар'єрних полів**

Розкриття кар'єрного поля є складним завданням, від правильного вирішення якого суттєво залежать основні техніко-економічні показники кар'єру у процесі його експлуатації. При обґрунтуванні способу розкриття встановлюються певні обмеження, які передбачають забезпечення мінімальних грошових витрат на транспортування гірничої маси, мінімальний обсяг гірничо-капітальних робіт і раціональний поділ виймання порід розкриття за весь термін відпрацювання кар'єрного поля. Відповідно до кутів падіння покладів, просторового положення їх відносно поверхні та кінцевої глибини кар'єрного поля й механізації гірничотransпортних робіт запропоновано класифікувати способи формування виробок розкриття за ознаками мінімальних відстані транспортування гірничої маси до місця призначення  $l_{mp}$  (км), собівартості її перевезення  $C_{mp}$  (грн/т) і складування до відвалів  $C_{від}$  (грн/т). Загальна структура формування виробок розкриття наведена на рис. 6.6.

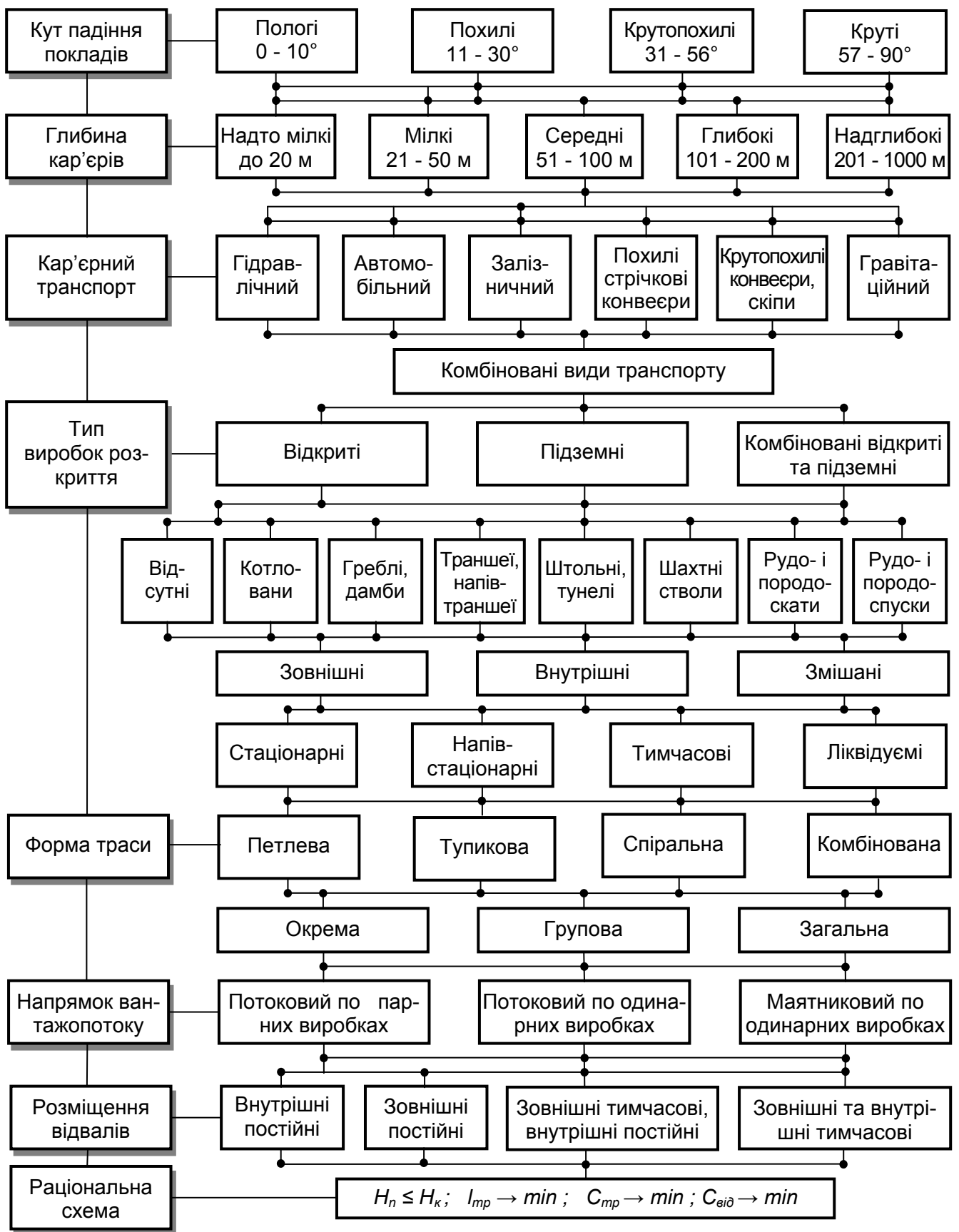


Рис. 6.6. Структура формування виробок розкриття кар'єрних полів

Стосовно вищенаведеним способам розкриття розглянуті типові умови їхнього застосування при розробці пологих, похилих, крутопохилих і крутих родовищ у залежності від кінцевої глибини кар'єрів. Так, при розкритті надто мілких кар'єрів відпрацювання розсипів виконується переважно із застосуванням тракторної техніки або гідромеханізації. Розкриття кар'єрного поля при тракторному обладнанні здійснюється без проведення спеціальних виробок шляхом розносу обох бортів з суцільним виїздом або окремими виїздами та їх комбінаціями (рис. 6.7).

Суцільні виїзди улаштовують з повним розносом борту, з половинним та без його розносу. При проведенні повного розносу борту відстань між його верхньою брівкою й відвалом буде максимальною, що значно збільшує транспортні витрати. Тому цей варіант рекомендується тільки для випадків, коли контур кар'єру невеликий. У схемі розкриття суцільним виїздом з половинним розносом борту додатковий об'єм розкриття менший на 75% порівняно з першим варіантом. При цьому відстань транспортування порід розкриття менша на 50%, а продуктивність виймального обладнання вища на 10%. Таку схему доцільно використовувати при розробці родовищ шириною 15 – 35 м при потужності порід розкриття 2 – 3 м або шириною 25 – 50 м при потужності розкриття 4 – 5 м. У схемах розкриття суцільним виїздом без розносу борту додатковий об'єм порід розкриття виключається, а відстань транспортування буде мінімальною. Такий виїзд улаштовують у випадках, коли ширина площадки безпеки по розкриттєвому уступу буде менше 30% від ширини кар'єра понизу. Потужність пласта корисних копалин у всіх варіантах менша 3 м (рис. 6.8).

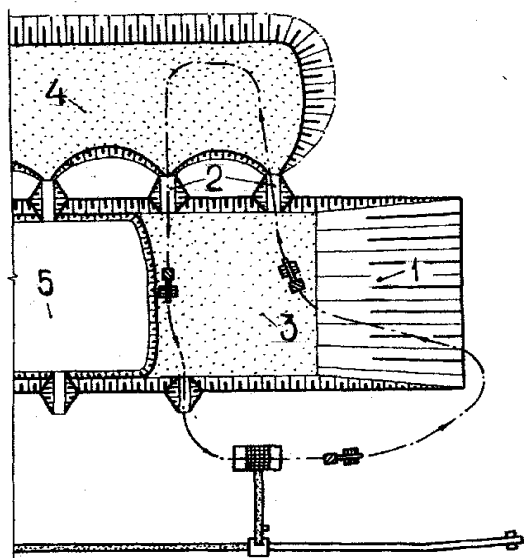


Рис. 6.7. Схема розкриття надто мілких кар'єрів: 1 – суцільний виїзд; 2 – окремі виїзди; 3 – пласт корисних копалин; 4 – відвал; 5 – вироблений простір

Розкриття окремими виїздами застосовують при використанні скреперів. При бульдозерній розробці такі схеми розкриття зустрічаються рідко. Перший виїзд споруджують у нижній частині пласта корисних копалин. Потім у місцях, які забезпечуються сприятливим розміщенням породних відвалів, улаштовують додаткові виїзди. Відстань між виїздами становить 20 – 40 і 40 – 150 м відповідно при експлуатації бульдозерів і скреперів. Така схема розкриття використовується при відробці верхнього горизонту кар'єру висотою понад 3 м.

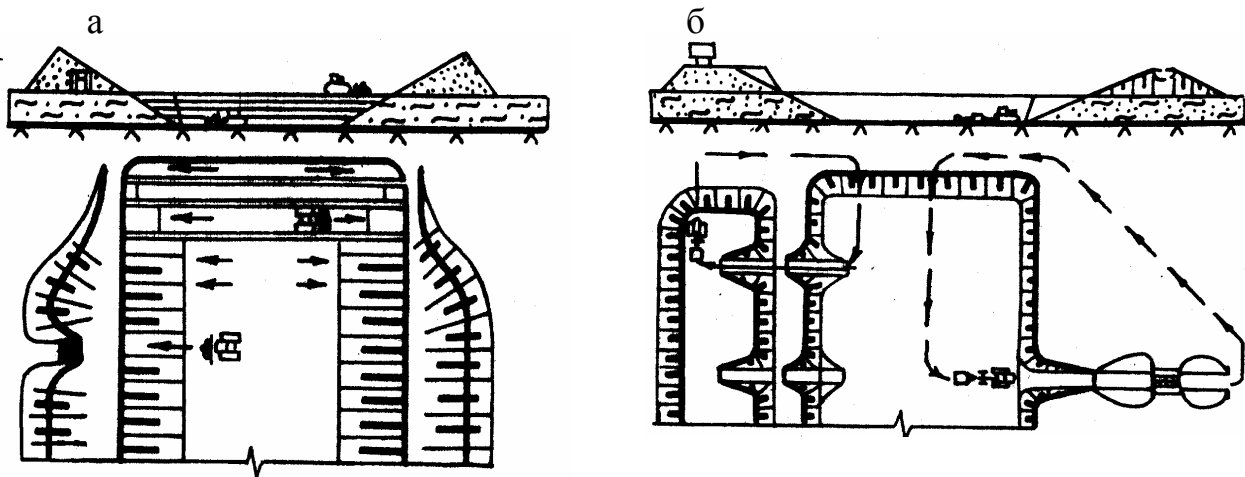


Рис. 6.8. Схеми розкриття надто мілких кар'єрів при бульдозерно-скреперній розробці (за В.Г. Лешковим): а – з розносом обох бортів при суцільному виїзді; б – окремими виїздами

При гідромеханізації виробками розкриття й одночасно підготовчими можуть бути напівтраншеї та неглибокі траншеї, а при розробці розсипів – канали. Безтраншейне розкриття здійснюється проведенням тільки пульповідвідних каналів, які у подальшому можуть переформувуватися у лотки. Часто підготовчою виробкою є початковий котлован, в якому розміщують обладнання й звідки починають проведення розрізних траншей або безтраншейний розвиток гірничих робіт. При цьому можливий двосторонній розвиток робіт із одного центрального котловану або багатосторонній – з декількох котлованів. Кількість початкових котлованів визначається потрібною протяжністю фронту робіт. Поряд з проведенням виробок розкриття гідромоніторами більш продуктивно використовувати бульдозери, скрепери й екскаватори.

Гірничопідготовчі роботи для введення до експлуатації земснарядів і драг здійснюються спорудженням, як правило, котловану або будівництвом гребель, дамб і перемичок. При цьому повинні забезпечуватись потрібна підводна глибина, достатня за умовами осадки понтона, та невисокий надводний борт, відповідний розмірам обладнання. При розміщенні котловану у нижній частині розсипу й подальшої її розробки проти течії спрощується освітлення води при роботі земснаряда або драги, зменшуються втрати води з кар'єру, підвищується продуктивність виймання породи.

Характерною рисою кар'єрів, що розробляють горизонтальні й пологі родовища за допомогою екскаваторів, є їх невелика глибина й значні розміри у плані. У багатьох випадках такі родовища розробляють з перевалкою усіх порід розкриття до виробленого простору або тільки у його нижню частину. Розкриття таких кар'єрних полів здійснюється комбінованим способом – безтраншейне розкриття верхніх розкривних уступів, що відпрацьовуються з перевалкою до виробленого простору, а добувних горизонтів – проведенням внутрішніх капітальних траншей. При розробці горизонтальних родовищ з переміщенням порід розкриття до зовнішніх відвалів розкриття кар'єрних полів може здійснюватися системою окремих, загальних і групових капітальних траншей.



Розкриття системою окремих капітальних траншей зовнішнього закладення (див. рис. 6.3) застосовують при незначній глибині кар'єрів (2 – 3 горизонти) та доцільності розосередження вантажопотоків. Окремі капітальні траншеї невеликої глибини закладення мають незначний об'єм. Можливість розосередження вантажопотоків забезпечує просту організацію робіт і високу продуктивність кар'єру.

Розкриття системою загальних капітальних траншей зовнішнього закладення застосовується також при 2 – 3 розкривних уступах і відсутності необхідності розосередження вантажопотоків. Основною перевагою цього способу в порівнянні з попереднім є трохи менший обсяг виймання порід при спорудженні системи капітальних траншей. При більшій глибині кар'єрів нижні 4 – 8 горизонтів розкривають капітальними траншеями внутрішнього й змішаного закладення. Розкриття системою групових капітальних траншей (див. рис. 6.4) застосовується при експлуатації 4 – 6 горизонтів. Одна група траншей звичайно обслуговує розкривні уступи, а друга – добувні, завдяки чому створюється розосередження розкривного й добувного вантажопотоків. Розкриття горизонтальних родовищ в основному здійснюється при фланговому або центральному розташуванні капітальних траншей. Центральне розташування у сполученні з фланговим застосовується при великій довжині кар'єрного поля, що дозволяє поділити кар'єр на дві ділянки й вести роботи на них незалежно однією від одної (рис. 6.9)

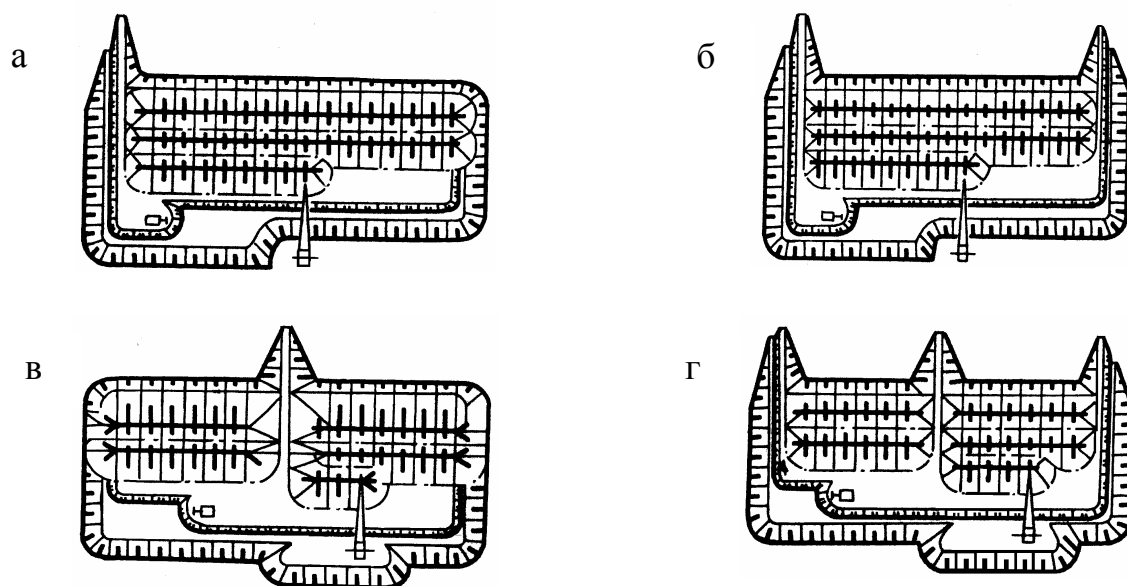


Рис. 6.9. Схеми розкриття родовищ капітальними траншеями з фланговим і центральним розташуванням виїздів

Особливостями кар'єрів, що розробляють похилі й крутопохилі родовища глибинного типу, є значна кінцева глибина, поступове збільшення глибини й кількості уступів, що розкриваються, мінливість обсягів вантажопотоків, переміщення гірничої маси за межі кар'єру, переважна наявність скельних і напівскельних порід, що забезпечують високу стійкість бортів. Такі родовища, як правило, розкриваються системою загальних або групових капітальних траншей внутрішнього або змішаного закладення.

Залежно від кута падіння покладу траса капітальних траншей є стаціонарною або нестаціонарною (ковзною). При розробці похилих покладів з кутом падіння, близьким до значень кута укосу неробочого борту кар'єру, траса капітальної траншеї звичайно розташовується по лежачому боку покладу на неробочому борту кар'єру в його кінцевому положенні й є стаціонарною. На початку розробки крутопохилих і крутих покладів траса капітальних траншей є ковзною, бо вона розташовується на одному або двох робочих бортах кар'єру. Після досягнення уступами свого кінцевого положення ділянки траси капітальної траншеї в межах цих уступів стають стаціонарними. Використання ковзних трас забезпечує мінімальні обсяги гірничокапітальних робіт, однак при цьому виникають додаткові експлуатаційні труднощі. Полягають вони у тому, що на ковзних трасах величина підйому зменшується на 35% у порівнянні з керівним. Ширина ковзного з'їзду встановлюється за умови розташування на ньому екскаватора, розвалу підірваної породи й допоміжних комунікацій.

При розробці крутих покладів звичайно застосовуються тупикова (при залізничному транспорті) й петльова (при автотранспорті) форми траси (рис. 6.10). Спиральну форму траси доцільно застосовувати при розробці штокоподібних глибоких родовищ з малими розмірами й округлою формою у плані. Спиральна форма траси найбільш доцільна при автотранспорті. Крутопохилі капітальні траншеї застосовуються при експлуатації у кар'єрі конвеєрного транспорту, клітьових і скіпових підйомників, особливо на глибоких горизонтах. Вони розташовуються в найбільш стійких породах неробочих бортів кар'єру. Форма траси крутої капітальної траншеї може бути простою – для скіпових підйомників і крутопохилих конвеєрів і складною – для стрічкових конвеєрів. Якщо кут укосу борту кар'єру не перевищує кута підйому крутої похилої траншеї, то останню звичайно проходять перпендикулярно до борту кар'єру. У протилежному разі капітальну траншею необхідно розташовувати під деяким кутом до борту кар'єру  $f_{к.м}$  (град), що визначається за формулою

$$f_{к.м} = \arcsin \frac{\operatorname{tg} \alpha_{кр.м}}{\operatorname{tg} \beta}, \quad (6.12)$$

де  $\alpha_{кр.м}$  – допустимий кут підйому крутої траншеї, град;  $\beta$  – кут укосу борту кар'єру, град.

Крутопохилі капітальні траншеї проводять з поверхні до позначки першого зверху концентраційного горизонту на глибину 200 – 250 м, який обладнують перевантажувальною площадкою. У міру поглиблення кар'єру крутопохилі капітальні траншеї подовжуються через кожні 45 – 60 м по глибині. При такій схемі доставка гірничої маси від вибоїв до перевантажувального пристрою здійснюється автосамоскидами.

Спосіб розкриття кар'єрних полів крутими підземними гірничими виробками (рис. 6.11) застосовують при розробці нагірних і глибинних родовищ, коли проведення підземних виробок та їх експлуатація економічно вигідніша у порівнянні з застосуванням капітальних траншей. Як виробки розкриття можуть застосовуватися вертикальні й похилі стволи, рудоспуски, штольні й тунелі, квершлагги тощо.

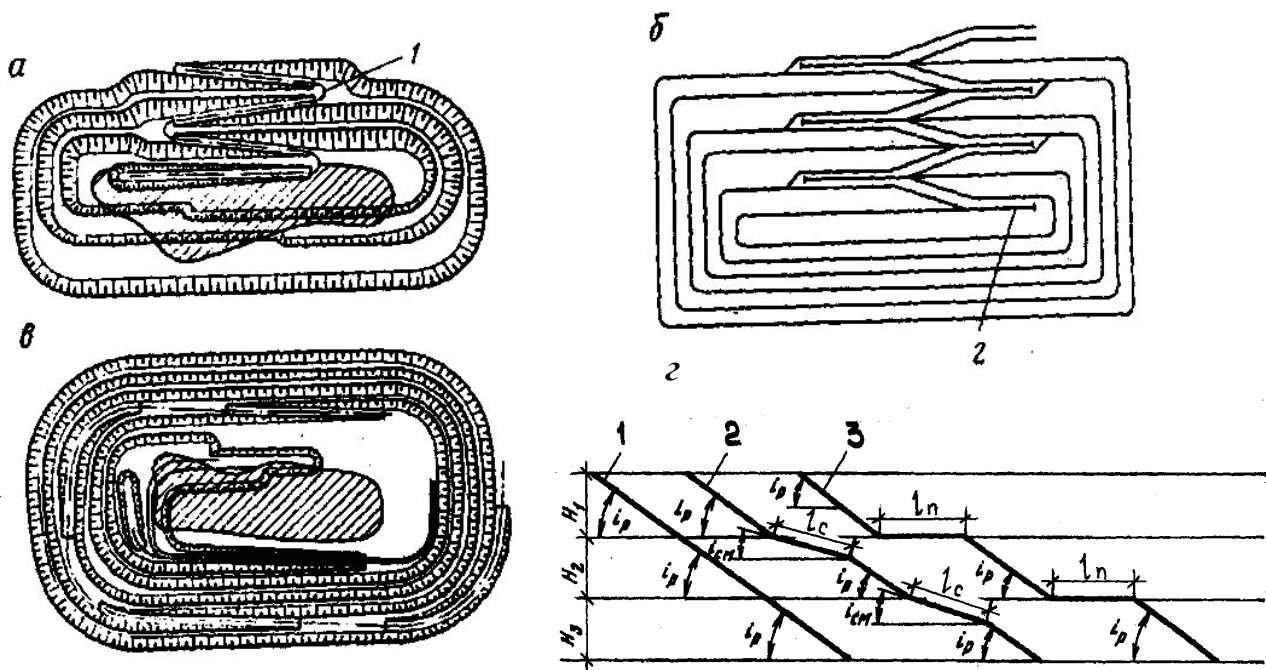


Рис. 6.10. Форми трас пологих траншей: а – петльова; б – тупикова; в – спіральна; 1 – петля; 2 – тупик та способи їх примикання до робочих горизонтів (г): на керівному ухилі (1); пом'якшеному ухилі (2); горизонтальній площадці (3)

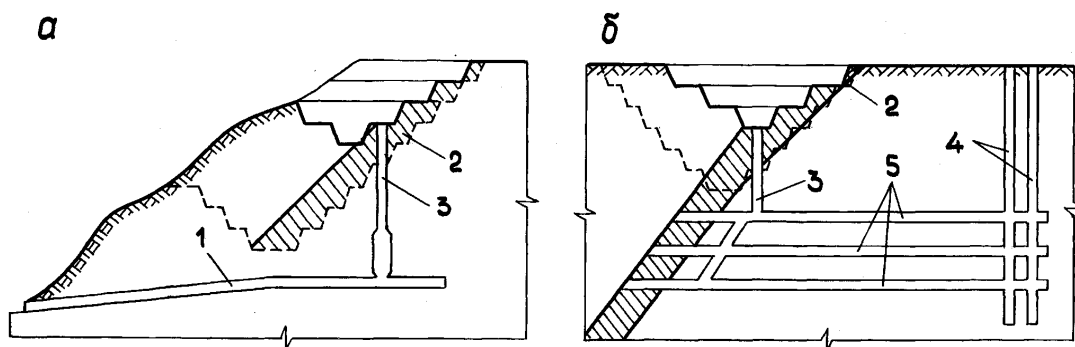


Рис. 6.11. Схема розкриття рудоспусками й підземними транспортними виробками: а – родовища висотного типу; б – родовища глибинного типу: 1 – тунель; 2 – контур кар'єру; 3 – рудоспуск; 4 – стволи; 5 – квершлагги

Розкриття нагірного родовища здійснюють напівтраншеями зовнішнього закладення. Робочі горизонти розкривають, як правило, системою окремих або групових напівтраншей, що дозволяє організувати окремі відвали порід розкриття для кожного уступу (рис. 6.12) у безпосередній близькості від кар'єру. Залежно від виду кар'єрного транспорту напівтраншеї мають тупикову або петльову форму траси.

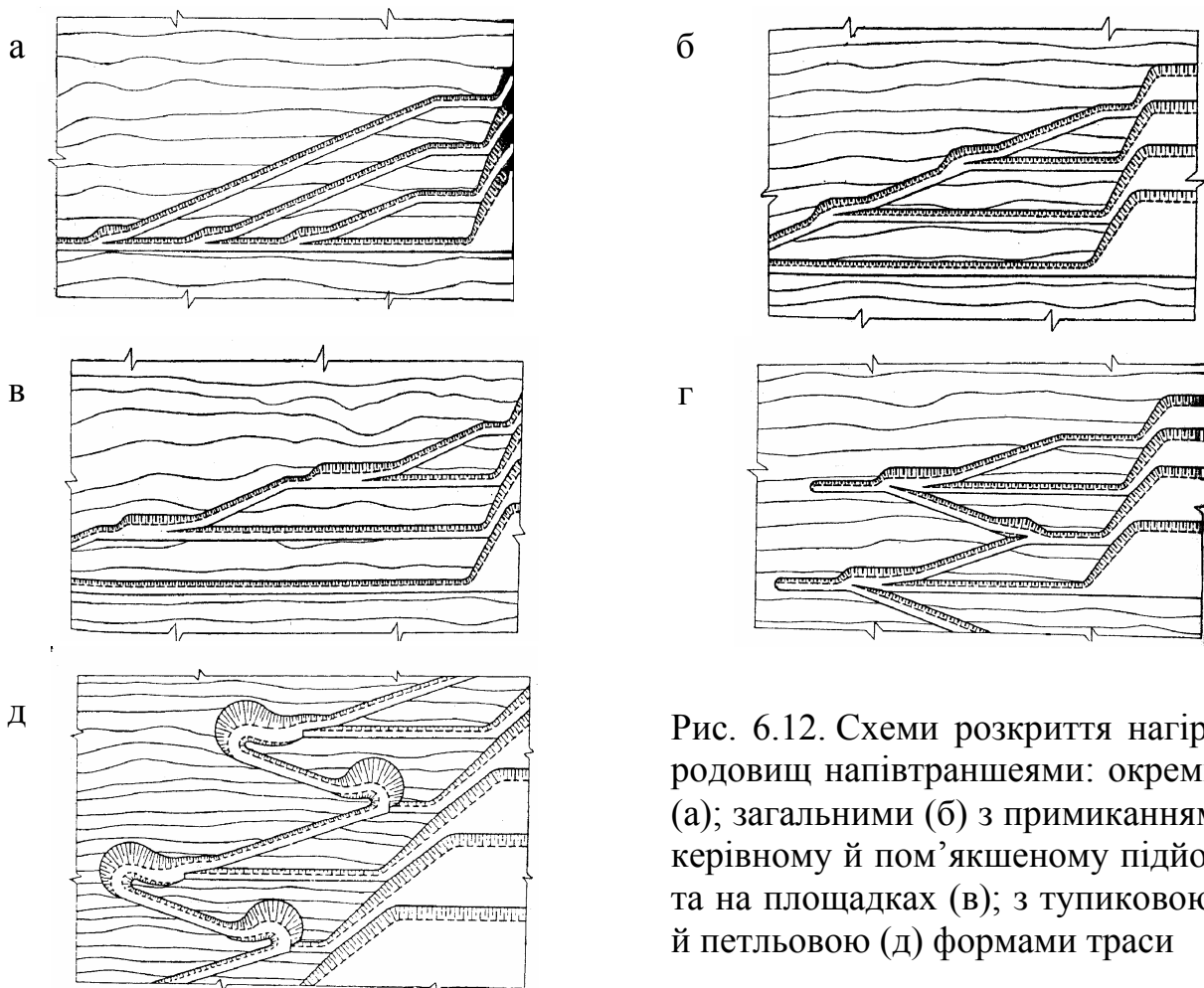


Рис. 6.12. Схеми розкриття нагірних родовищ напівтраншеями: окремими (а); загальними (б) з примиканням на керівному й пом'якшеному підйомах та на площадках (в); з тупиковою (г) й петльовою (д) формами траси

## 6.7. Організація гірничо-будівельних робіт

До **гірничо-капітальних** відносяться гірничі роботи, виконання яких здійснюється у період будівництва кар'єру: від початку будівництва до моменту здачі його в експлуатацію. Вони складаються з проведення капітальних і розрізних виробок, а також робіт з розносу уступів до меж, обумовлених контуром кар'єру на момент введення його в експлуатацію.

**Розрізні траншеї** являють собою горизонтальні відкриті гірничі виробки, що є продовженням капітальної траншеї й проводяться усередині контурів кар'єру (див. рис. 6.1), призначені для підготовки розкритих горизонтів до розробки, тобто для створення початкового фронту робіт на уступах. При деяких видах кар'єрного транспорту таку роль виконують розрізні котловани, які мають довжину 40 – 60 м. Розробка уступу починається з розносу одного або обох бортів розрізної траншеї. Тому розрізна траншея являє собою тимчасову гірничу виробку, що існує тільки до початку відпрацьовування уступу. Глибина й довжина розрізної траншеї, як правило, відповідають висоті й довжині підготовлюваного до розробки горизонту. Ширина основи розрізної траншеї визначається за умови нормального розташування на ній гірничого й транспортного устаткування при вийманні першої західки. Кут укосу її бортів у напрямку посування фронту робіт приймають рівним куту укосу робочих уступів відповідно до фізико-технічних

характеристик розроблюваних порід. Якщо один з бортів розрізної траншеї є частиною неробочого борту кар'єру, то кут його приймається рівним куту укосу неробочого уступу. Об'єм  $V_{m.p}$  (м<sup>3</sup>) розрізної траншеї визначається за формулою

$$V_{m.p} = S_{m.p} \cdot l_{m.p}, \quad (6.13)$$

де  $S_{m.p}$  – площа поперечного перерізу розрізної траншеї, м<sup>2</sup>;  $l_{m.p}$  – довжина розрізної траншеї, м.

При розносі одного борту розрізної траншеї (траншея розташовується по одному із контурів кар'єру), площа її поперечного перерізу  $S_{m.po}$  (м<sup>2</sup>) визначається за формулою

$$S_{m.po} = 0,5H_{m.p} [2e_{m.p} + H_{m.p} (ctg\alpha_p + ctg\alpha_n)], \quad (6.14)$$

де  $H_{m.p}$  – глибина розрізної траншеї, м;  $e_{m.p}$  – ширина підосви розрізної траншеї, м;  $\alpha_p, \alpha_n$  – відповідно кут укосу робочого й неробочого бортів розрізної траншеї, град.

При розносі двох бортів (траншея розташовується у внутрішній зоні кар'єру), площа поперечного перерізу розрізної траншеї  $S_{m.p\phi}$  (м<sup>2</sup>) визначається за формулою

$$S_{m.p\phi} = H_{m.p} (e_{m.p} + H_{m.p} \cdot ctg\alpha_p). \quad (6.15)$$

Готовність кар'єру до експлуатації встановлюється спеціальною комісією й фіксується відповідним документом. Положення гірничих робіт на момент здачі кар'єру до експлуатації встановлюється проектом і фіксується по кожному уступу на плані й у розрізах при дотриманні безпечних кутів укосів бортів і уступів кар'єру, ширини робочих площадок і берм, а також наявності на момент здачі встановлених нормативних розкритих запасів корисної копалини [12, 16, 21].

При розробці з перевезенням порід розкриву на зовнішні відвали розкриті запаси створюються шляхом певного випередження виконання розкривних робіт. Залежно від виду корисної копалини об'єм розкритих запасів повинен забезпечити роботу кар'єру з проектною продуктивністю протягом 6 – 10 міс. У разі розробки з перевалкою порід розкриву до виробленого простору кар'єру створення розкритих запасів на зазначеному вище рівні важко здійснювати й не завжди можливе, бо ширина смуги розкритих запасів обмежена лінійними параметрами розкривного екскаватора або відвалоутворювача. Розкриті запаси у цьому випадку повинні забезпечити роботу кар'єру з проектною продуктивністю протягом 0,5 – 3 міс. Ширина  $B_{p.з}$  (м) смуги розкритих запасів корисної копалини визначається за формулою

$$B_{p.з} = \frac{Q_{p.з} \cdot N_{p.з}}{12h_y \cdot l_y (1 - K_{n.г})}, \quad (6.16)$$

де  $Q_{p.з}$  – проектна річна продуктивність кар'єру по корисній копалині, м<sup>3</sup>;  $N_{p.з}$  – норматив розкритих запасів корисної копалини, міс;  $h_y$  – висота уступу, м;  $l_y$  – довжина уступу, м;  $K_{n.г}$  – коефіцієнт промислових втраат, частки од.

З метою зменшення обсягу гірничо-капітальних робіт розміри робочих і неробочих площадок у період будівництва кар'єру приймають мінімальними. Іноді їх додатково збільшують для виположування робочих бортів кар'єру з метою підвищення стійкості або регулювання режиму гірничих робіт. Обсяг гірничо-капітальних робіт  $V_{з.к}$  (м<sup>3</sup>) визначається за формулою

$$V_{з.к} = V_{з.т} + V_{п.к}, \quad (6.17)$$

де  $V_{з.т}$  – об'єм зовнішніх капітальних траншей, проведених до моменту здачі кар'єра в експлуатацію, м<sup>3</sup>;  $V_{п.к}$  – об'єм первісного кар'єру в момент здачі його в експлуатацію, м<sup>3</sup>.

Об'єм первісного кар'єру дорівнює добутку площі його поперечного перерізу (рис. 6.13) на довжину кар'єрного поля. Поперечний переріз кар'єру встановлюють шляхом графічних побудов. Спочатку на поперечному перерізі покладу проводяться горизонтальні лінії, що відповідають висотним позначкам нижніх площадок уступів у кар'єрі. Побудова поперечного перерізу кар'єру починається з добувного горизонту. У масштабі креслять поперечний переріз розрізної траншеї, проведеної на добувному горизонті, розкритому на момент здачі кар'єру до експлуатації. Потім від її верхніх брівок проводять борти кар'єру до пересічення з поверхнею. Залежно від розташування розрізної траншеї обидва борти можуть бути робочими або один з них – робочим, а другий – неробочим. Ширина верхньої площадки добувного уступу включає ширину смуги розкритих запасів корисної копалини.

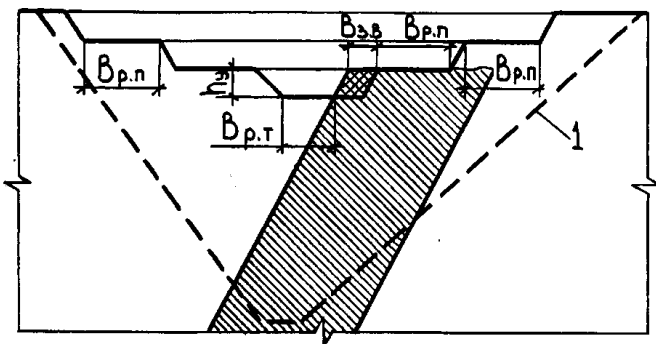


Рис. 6.13. Поперечний переріз кар'єру на термін здачі його до експлуатації:  $B_{р.т}$  – ширина розрізної траншеї, м;  $B_{п.н}$  – ширина робочої площадки, м;  $B_{з.в}$  – розкриті запаси корисної копалини, м; 1 – граничний контур кар'єру

Відповідно до розмірів поперечного перерізу кар'єру визначається площа перерізу в межах кожного уступу. Обсяг гірничих робіт кожного уступу дорівнює добутку площі його перерізу на довжину фронту робіт. За необхідністю обсяг робіт на уступі поділяється на роботи з проведення розрізної траншеї й роботи з розносу бортів. Таким чином, обсяг гірничо-капітальних робіт на момент здачі кар'єру до експлуатації дорівнює сумі загального обсягу робіт по кожному горизонту й об'єму системи капітальних траншей, тобто

$$V_{з.к} = \sum_{i=1}^n (S_i L_i + V_{з.к}), \quad (6.18)$$

де  $S_i$  – площа перерізу  $i$ -го уступу, м<sup>2</sup>;  $L_i$  – довжина фронту робіт  $i$ -го уступу, м;  $n$  – кількість уступів на момент здачі кар'єру до експлуатації.

Обсяг робіт з проведення капітальних і розрізних траншей, утворення робочих площадок і нормативних розкритих запасів корисної копалини, необхідне устаткування, послідовність і термін виконання цих робіт визначають розрахунками й фіксують у графіку будівництва кар'єру. Гірничо-капітальні роботи виконують у наступному порядку. Спочатку проводиться капітальна траншея, що розкриває перший зверху уступ. Потім з кінця капітальної траншеї проводиться розрізна траншея першого уступу. Після цього виконується рознос одного або двох бортів розрізної траншеї першого уступу. Потім проводиться капітальна траншея для розкриття другого уступу. З кінця цієї капітальної траншеї проводиться розрізна траншея другого уступу й т.д. У конкретних умовах будівництва кар'єру така послідовність може мати деякі особливості. При розробці графіка будівництва кар'єру бажано передбачити раціональний порядок введення екскаваторів до роботи для забезпечення максимального їх використання, мінімальних термінів і вартості будівництва.

Слід відзначити, що розглянуті вище конструктивні особливості схем проведення виробок розкриття передбачають подальше відпрацювання гірських порід у межах кар'єрного поля із застосуванням того ж самого устаткування, яке обумовлює використання оптимальної саме для нього технології й організації гірничотранспортних робіт. Оскільки фізико-технічні якості порід розкриття й корисних копалин та глибина їх відпрацювання доволі різноманітні, то визначення параметрів проведення виробок розкриття й подальшої розробки родовища слід вирішувати сумісно з обґрунтуванням доцільної у цілому системи гірничотранспортних робіт. У подальших розділах такі рішення будуть наведено для конкретних груп кар'єрів (див. табл. 1.6) залежно від значення їх кінцевої глибини. Для цих же умов буде розглянута й організація проведення виробок розкриття.

**Приклад.** Родовище каоліну розкрито внутрішньою загальною траншеєю і відпрацьовується трьома уступами із застосуванням автомобільного транспорту ( $i_p = 80\%$ ). Висота уступу по породах розкриття  $h_{y.m} = 10$  м, по каоліну  $h_{y.c} = 15$  м. Визначити будівельний об'єм капітальної траншеї та її довжину.

#### Розв'язання задачі

Приймаємо кут укосу неробочого борту  $\alpha_{m.k} = 40^\circ$ . Ширина підшви траншеї  $b_{mp} = 15$  м.

1. Загальна глибина кар'єру складає

$$H_k = n_{y.m} \cdot h_{y.m} + n_{y.c} \cdot h_{y.c} = 1 \cdot 10 + 2 \cdot 15 = 40 \text{ м}$$

2. За формулою (6.2) визначаємо об'єм капітальної траншеї

$$V_{m.зо} = \frac{H_k^2}{i_p} \left( \frac{b_{mp}}{2} + \frac{H_k}{3 \cdot \text{tg} \alpha_{m.k}} \right) = \frac{40^2}{0,08} \left( \frac{15}{2} + \frac{40}{3 \cdot \text{tg} 40^\circ} \right) = 47000 \text{ м}^3.$$

3. Довжина капітальної траншеї визначається за формулою (6.1)

$$l_{mp} = \frac{1000 H_k \cdot K_{p.m}}{i_{m.k}} = \frac{1000 \cdot 40 \cdot 1,2}{80} = 600 \text{ м.}$$

## Питання для самоконтролю

1. Поясніть сутність розкриття кар'єрного поля.
2. У чому полягає спосіб, схема й система розкриття родовища? Поясніть їх особливості при експлуатації пологих, похилих, крутопохилих і крутих родовищ корисних копалин.
3. Наведіть назви й умови застосування виробок розкриття розсипних родовищ.
4. Що називається котлованом, траншеєю й напівтраншеєю? Умови їх застосування та параметри побудови?
5. Як поділяються параметри виробок розкриття для родовищ з падінням від 0 до 90°?
6. Як визначається об'єм гірничої маси при проведенні капітальної траншеї?
7. Що називається розрізним котлованом? В яких умовах він проходиться?
8. Що називається розрізною траншеєю? Для чого вона проходиться?
9. Що називається капітальною напівтраншеєю? В яких умовах вона проходиться?
10. Сформулюйте поняття окремих, групових і загальних капітальних траншей. Область їх застосування?
11. Які розкривні траншеї забезпечують тупиковий і потоковий рух транспортних засобів на робочому горизонті у кар'єрі?
12. Поясніть потребу в проведенні розкривних траншей флангового і центрального закладення.
13. Що називається рудо- і породоскатом? Для чого вони проходяться?
14. Що називається рудо- породоспуском? Для чого вони проходяться?
15. Поясніть умови застосування підземних гірничих виробок для розкриття глибоких кар'єрів?
16. У чому полягає класифікація способів розкриття за В.В. Ржевським і Е.Ф. Шешком?
17. Поясніть організацію застосування виробок розкриття надто мілких кар'єрів.
18. Поясніть організацію застосування виробок розкриття мілких кар'єрів.
19. Поясніть організацію застосування виробок розкриття кар'єрів середньої глибини.
20. Поясніть організацію застосування виробок розкриття глибоких кар'єрів.
21. Поясніть організацію застосування виробок розкриття надглибоких кар'єрів.
22. У чому полягає необхідність утворення нормативних розкритих запасів корисних копалин? Їх розрахунок.
23. Поясніть порядок розрахунку обсягу гірничо-капітальних робіт на кар'єрі з пологим падінням.
24. Поясніть порядок розрахунку обсягу гірничо-капітальних робіт на кар'єрі з крутим падінням.
25. Наведіть приклади розкриття нагірних кар'єрів.



## Глава 7. Технології проведення виробок розкриття

### 7.1. Траси виробок розкриття

**Трасою траншеї** або іншої виробки розкриття називається лінія, положення якої у просторі визначає план і профіль земляного полотна транспортної колії. Горизонтальна проекція траси є **планом колії**, а вертикальна її проекція – **поздовжнім профілем колії**. Транспортна колія у плані складається з прямолінійних і криволінійних ділянок, а у профілі – з горизонтальних і похилих ділянок, а також сполучних площадок між ними, що забезпечують необхідну плавність переходів з однієї до другої [28]. **Трасування** полягає у встановленні на плані й у профілі осі транспортної колії. Пункти, через які повинна проходити траса, визначаються сукупністю топографічних, геологічних, будівельних та інших факторів.

За положенням транспортної колії відносно контуру кар'єру розрізняють відповідно виробкам розкриття зовнішні, внутрішні й змішані траси. За терміном експлуатації виділяють стаціонарні, напівстаціонарні й ковзні (тимчасові) траси. Перші розташовуються на неробочих бортах кар'єру, другі – на тимчасово законсервованих ділянках робочих бортів кар'єру, а ковзні (тимчасові) – на розроблюваних ділянках робочих бортів кар'єру. Підставою для трасування капітальних траншей є проміжне або кінцеве положення бортів кар'єру. Зображуються вони на плані ізолініями однакових висотних позначок з інтервалом, що дорівнює висоті уступу. Траса зовнішніх траншей проводиться з поверхні до горизонталі, що визначає положення першого добувного уступу. Траса внутрішніх траншей проходить по борту кар'єру й перетинає горизонталі, що обмежують уступи (рис. 7.1).

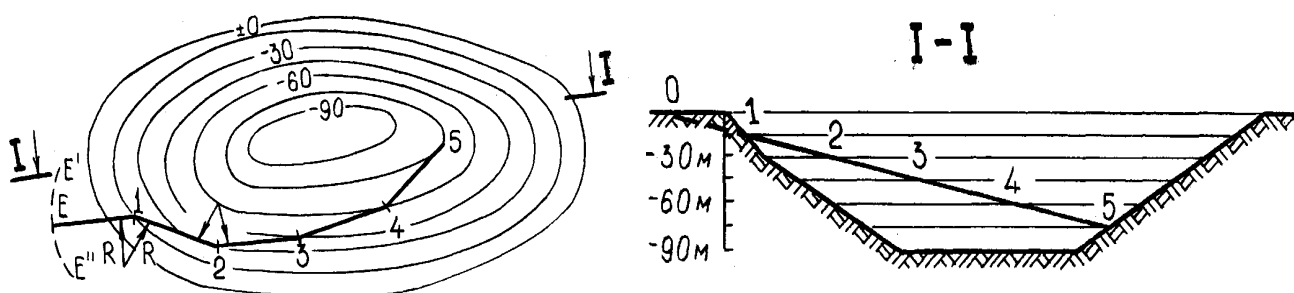


Рис. 7.1. Схема трасування капітальних траншей:

1 – 5 – пункти сполучення траси з горизонтами; 0 – початок траси

Звичайно трасу вводять до контуру кар'єру з його торця в знижених місцях рельєфу поверхні, що спрощує трасування усередині контурів кар'єрного поля й скорочує обсяг гірничобудівельних робіт. При виборі положення траси враховують також необхідність забезпечення стійкості тих ділянок бортів, де розміщуються капітальні траншеї, можливість збільшення терміну їх служби, зручність розміщення станцій та відвалів на поверхні й підходів до них, довжину доріг на поверхні, а також з'єднувальних колій між траншеями й вибійними коліями в кар'єрі тощо.

Основними параметрами траси є величина керівного підйому, різниця висотних позначок початку й кінця траси, радіуси криволінійних ділянок, теоретична й дійсна довжини траси, її форма, кількість й конструкція пунктів примикання горизонтальних колій до похилих. *Теоретична довжина траси*  $L_T$  (м) визначається різницею висотних позначок між  $H_o$  й  $H_x$ , через які вона проходить, і кутом  $i_p$  нахилу траси до горизонту (град)

$$L_T = (H_o - H_x) / \operatorname{tgi}_p, \quad (7.1)$$

де  $i_p$  – керівний підйом (ухил) траси, частки од.

Дійсна довжина траси  $L_D$  (м) більше теоретичної внаслідок її подовження, викликаного зменшенням кута нахилу траси на криволінійних ділянках і на ділянках примикання траншей до робочих горизонтів. Тому  $L_D = K_y \cdot L_T$ , де  $K_y$  – коефіцієнт подовження траси; для конвеєрних підйомачів  $K_y = 1,0$ ; для автомобільних доріг  $K_y = 1,1 - 1,2$ ; для залізничної колії  $K_y = 1,4 - 1,8$ .

На криволінійних ділянках траси при застосуванні колісного транспорту опір руху зростає на величину  $\omega_k$  (Н/т) і необхідне зм'якшення підйому траншей збільшується до величини  $i_d = i_p - \frac{\omega_k}{g}$ , ‰. Величина  $\omega_k$  залежить від розміру радіуса кривої  $R$  (м). Найменший радіус кривої  $R_{min}$  (м) встановлюється залежно від конструктивної прохідності рухомого складу кар'єрного транспорту. Величина  $R_{min}$  впливає на величину розносу бортів кар'єру, необхідного для укладання кривих, внаслідок чого доцільно у загальному випадку застосовувати рухомий склад, що допускає найменші радіуси кривих.

При залізничному транспорті найменша довжина елемента профілю (відрізка колії з незмінною величиною підйому) визначається за умови безпечного руху поїздів. Постійний рух забезпечується, якщо поїзд у будь-який момент часу проходить не більше одного перелому профілю колії. Тому довжина одного елемента профілю повинна бути не менше довжини поїзда. При автомобільному транспорті найменша довжина елемента профілю визначається за умови безпечної роботи двигуна автосамоскида.

Форма траси капітальних виробок у плані є **простою**, якщо траса розташована на одному борту кар'єру й не міняє свого напрямку по всій його довжині. Траса є **складною**, якщо вона складається із двох або кількох ділянок різного напрямку, з'єднаних між собою, або якщо вона проходить по всіх бортах кар'єру. Траси зовнішніх траншей завжди прості, внутрішні траншеї мають звичайно складні траси. Форма траси у плані встановлюється відповідно до розмірів кар'єрного поля, керівного підйому й елементів профілю. При залізничному транспорті початково трасу довжиною  $L_o$  (м) розташовують на одному з бортів кар'єру й змінюють її напрямком від прямого на зворотній стільки разів  $n_o$ , скільки це необхідно для розміщення транспортної колії. У цьому разі

$$L_o = K_y \cdot H_k / i_p = n_1 \cdot L_k, \quad (7.2)$$

де  $L_k$  – довжина кар'єру поверхнею, м, величина  $n_1$  може бути цілим або дрібним числом.

Прямі ділянки траси з'єднують між собою за допомогою тупиків або петель малого радіуса. Петльове з'єднання (рис. 7.2, а) звичайно застосовують при автотранспорті, а тупикове (рис. 7.2, б) – при залізничному транспорті.

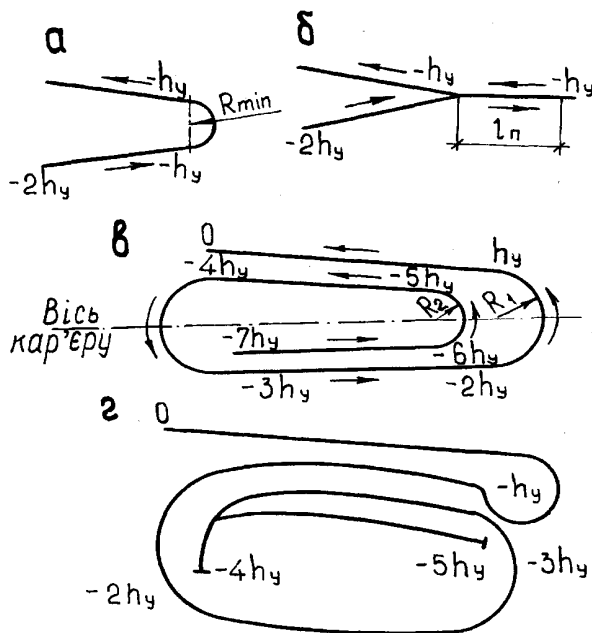


Рис. 7.2. Схеми траси кар'єрного транспорту: автомобільного (а) і залізничного (б, в, г) у плані:  $l_n$  – довжина площадки примикання

Розміщення всієї траси на одному борту кар'єру є раціональним при розробці покладу корисної копалини у напрямку від його лежачого боку до висячого та паралельному посуванні фронту виймальних робіт. Однак наявність тупиків різко знижує провізну спроможність траси, бо в них змінюється напрямок руху поїзда на протилежний, що вимагає його гальмування й зупинки. Ускладнюється також й організація руху. Тому тупикові траси не слід застосовувати, принаймні, на групі верхніх горизонтів кар'єру.

Трасу проводять з одного борту на інший стільки разів  $n_2$  (од.), скільки необхідно для її розміщення на відповідних горизонтах бортів при середній довжині їх периметра  $P$  (м), тобто

$$n_2 = \frac{K_y \cdot H_K}{i_p \cdot P} \quad (7.3)$$

У цьому випадку траса огортає борти кар'єру у вигляді спіралі (рис. 7.2,в). Спіральна траса містить криволінійні ділянки, які розташовуються на торцевих бортах кар'єру й звичайно мають великий радіус. Розміщення кривих у цьому разі не викликає труднощів. Часто внутрішня траса містить одночасно прямі, спіральні й тупикові (петльові) ділянки (рис. 7.2,г). При облаштуванні таких складних трас поліпшуються умови розкриття окремих горизонтів, ефективність роботи кар'єрного транспорту й застосування раціональної системи розробки.

Внутрішня траса є безпосереднім продовженням зовнішньої. Таку **змішану трасу** зазвичай застосовують для розкриття глибоких кар'єрів, коли кілька верхніх горизонтів розкривають з використанням зовнішньої траси, а до нижніх горизонтів підводять внутрішню. Поглиблення траси внутрішніх капітальних траншей здійснюють з урахуванням середньої величини її ухилу й дійсної довжини.

Просту трасу застосовують при розробці родовищ, що мають значне простягання при невеликій глибині кар'єру, а тупикову – при відносно невеликих розмірах родовища за простяганням, особливо при крутому падінні, коли розміри ширини кар'єру відносно невеликі. Петльову трасу створюють при розкритті внутрішніми траншеями. Її використовують при автотранспорті й, коли це можливо – при залізничному транспорті. Спіральну трасу влаштовують, якщо застосування петльової або тупикової траси неможливо або нераціонально за умовами залягання рудних тіл, розносу бортів, необхідної провізної спроможності, ефективності роботи кар'єрного транспорту. Перебудова залізничних колій при спіральній трасі досить ускладнена й тому вона у цьому випадку повинна бути стаціонарною. При автомобільному транспорті періодична перебудова автодоріг цілком допустима.

Відносно терміну експлуатації кар'єру за акад. В.В. Ржевським визначають схему й систему розкривних трас [28]. **Схема розкривних трас** – це сукупність трас всіх розкривних гірничих виробок, що забезпечують у даний період часу вантажотранспортний зв'язок робочих горизонтів кар'єру зі спорудами для приймання й перевантаження гірничої маси в кар'єрі й на поверхні. Схема розкриття характеризується видом, кількістю і просторовим положенням трас розкривних виробок, при певному положенні гірничих робіт або при розвитку гірничих робіт у будь-який календарний період будівництва й експлуатації кар'єру.

У загальному випадку одна схема транспортних комунікацій функціонує протягом певного терміну існування кар'єру. Вона будується на кожному етапі гірничих робіт у конкретних природних й організаційних умовах одним, двома або комбінацією способів розкриття робочих горизонтів кар'єру. При розробці горизонтальних родовищ схема розкривних трас закінчується з введенням кар'єру в експлуатацію або, що частіше, з освоєнням його виробничої потужності кар'єру. Після цього дана схема трас при стійких вантажопотоках діє звичайно до закінчення відпрацювання кар'єру або до періоду його реконструкції.

При розробці пологих, похилих і крутопохилих родовищ, особливо при розробці нагірних родовищ за відносно короткий період, вимірюваний декількома роками або навіть місяцями, змінюються положення робочої зони кар'єру по висоті й розміри її у плані. Це пов'язано із введенням до розробки нових виймальних шарів, зміною розміщення основного виймально-навантажувального устаткування, що обумовлює технічну доцільність формування нових і перерозподілу існуючих елементарних і уступних вантажопотоків і, як наслідок, зміну й розвиток діючої схеми трас.

Зміни схеми розкривних трас реалізуються проведенням похилих траншей на черговому нижньому горизонті (рис. 7.3 а, б), збільшенням або скороченням кількості розкривних виробок на діючих горизонтах (рис. 7.3, в), спорудженням нових траншей (з'їздів) замість старих (рис. 7.3, г), облаштуванням розкривних виробок іншого типу при заміні одного виду транспорту іншим (рис. 7.3, д) тощо.

Порядок і послідовність поетапного створення й зміни (розвитку) схеми розкривних трас за період існування кар'єру, що забезпечують розкриття робочих горизонтів до його кінцевої глибини, називають **системою розкривних**

**трас.** Ця система характеризує сукупність застосування комбінації способів розкриття робочих горизонтів у часі й по етапах у просторі кар'єрного поля за період розробки родовища у цілому. Різновиди способів розкриття, схем і системи розкривних трас у цілому оцінюють по видах, кількості й обсягу виробок розкриття, витратами на їх проведення, тривалістю будівництва кар'єру й підготовки окремого горизонту, відстанню перевезення, витратами на транспорт, використанню цих виробок з метою осушення, водовідливу або провітрювання кар'єру, а в деяких випадках – для розвідки родовища або підготовки його до наступної підземної розробки.

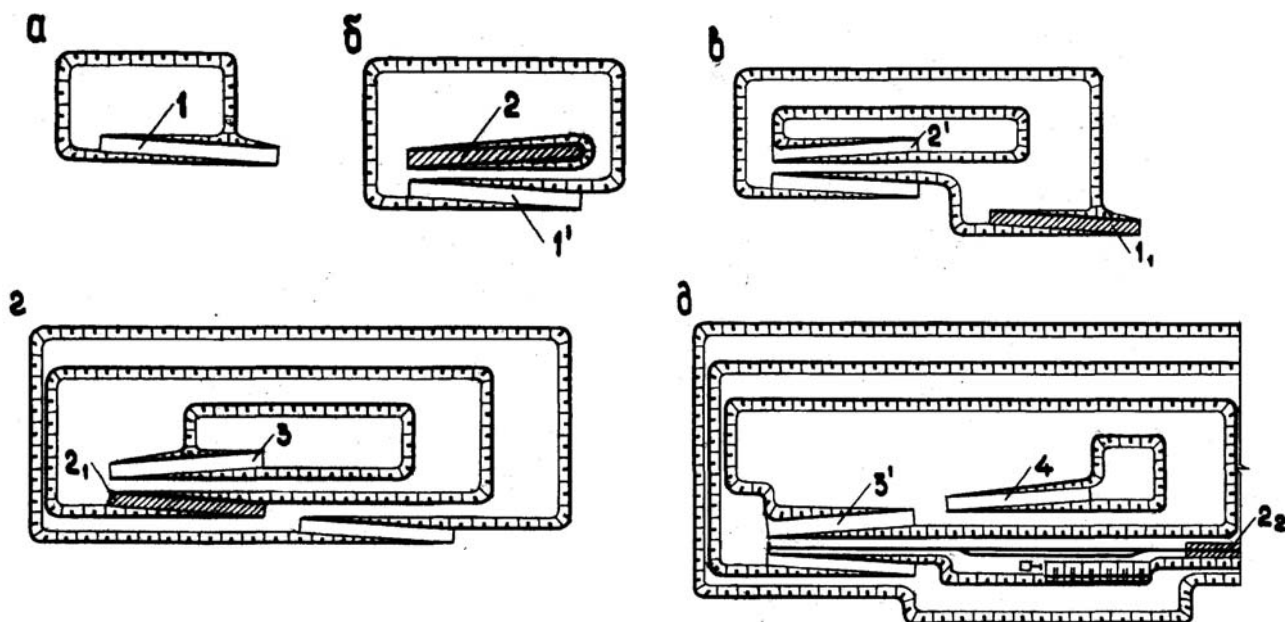


Рис. 7.3. Схеми розкривних трас: 1, 2, 3 і 4 – відповідно початкові з'їзди на горизонтах I, II, III і IV; 1', 2', 3' – послідовна зміна положення з'їздів 1, 2 і 3; 1<sub>1</sub>, 2<sub>1</sub>, 2<sub>2</sub> – додатково проведені з'їзди

При виборі способів, схем і систем розкривних трас визначальне значення мають: рельєф поверхні, розміри кар'єру в плані й по глибині, можливий порядок розробки покладів, вантажообіг кар'єру і його поділ на вантажопотоки, елементи залягання шарів і рудних тіл, просторове положення різних сортів корисної копалини. Від прийнятих рішень залежать загальні обсяги гірничо-капітальних і гірничопідготовчих робіт у період експлуатації, календарний план підготовки й розробки покладів на різних горизонтах, показники використання гірничого й транспортного устаткування в період експлуатації та виробнича потужність підприємства.

Способи розкриття й система розкривних трас органічно пов'язані з застосовуваною системою розробки та її параметрами. Застосування певної системи розробки, як правило, залежить від способу розкриття й обмеженої кількості технічно можливих й економічно доцільних варіантів системи розкривних трас. На можливість їх вибору впливає не тільки сама система розробки, але й її параметри: висота й кількість робочих уступів, довжина фронту їх робіт, поло-

ження робочої зони кар'єру, необхідна інтенсивність ведення гірничих робіт тощо. І, навпаки, застосування конкретних способів, схем і системи розкривних трас у цілому обумовлює певні вимоги до вибору системи розробки та її параметрів. Ці питання взаємозв'язку систем розробки з розкриттям родовища, що визначають можливі або необхідні календарні обсяги виконання гірничих робіт, їх просторове місце розташування, вантажопотоки кар'єру й можливі до застосування комплекси гірничого й транспортного устаткування, розглядаються в наступних розділах даного підручника.

У складних умовах розробки, тобто при великій кількості горизонтів, неправильних контурах і складній формі покладів, чергуванні типів і сортів корисної копалини й пустих порід на одному горизонті при різних їх фізико-технічних характеристиках, застосовують складні комбінації способів розкриття кар'єрних полів і розкривних трас, які основані на використанні декількох видів транспорту. При виборі способу, схем і системи розкривних трас і розташування під'їзних колій та автодоріг, що з'єднують кар'єрні комунікації з дорогами загального призначення, необхідно враховувати можливе або необхідне переміщення контурів кар'єру (по етапах) за період його існування.

Найбільш складними є технологічні рішення з трасування транспортних комунікацій при розробці надглибоких кар'єрів, де передбачають застосування автомобільного й залізничного транспорту, стрічкових і крутопохилих конвеєрів, похилих і вертикальних скіпових підіймачів самостійно або у різних сполученнях між собою. У міру поглиблення гірничих робіт забезпечення надійного формування вантажотранспортного зв'язку з робочими горизонтами здійснюють шляхом проведення відкритих або підземних гірничих виробок із використанням уже діючих у верхній зоні або ж з безпосереднім виходом на денну поверхню. З'єднуючою внутрішньокар'єрною ланкою у всіх системах є автомобільний транспорт, оскільки мобільність, висока прохідність і продуктивність автосамоскидів забезпечують надійну роботу виймально-навантажувального устаткування на обмежених площах нижніх горизонтів кар'єрів. Виробками розкриття при цьому є постійні й тимчасові пологі траншеї, в яких розміщують автомобільні з'їзди.

Перевантажувальні пункти для передачі гірничої маси з внутрішньокар'єрних на магістральні види транспорту можуть розміщуватися як на неробочих, так і на робочих бортах кар'єрів. Розташування їх у центрі ваги розробки різнотипних гірських порід і переміщення слідом за посуванням екскаваторних вибоїв дозволяють знизити до мінімуму відстань доставки вантажу автосамоскидами, що відіграє першорядну роль у зниженні витрат на кар'єрний транспорт у цілому протягом тривалого періоду експлуатації. Спеціалізація перевантажувальних пунктів, їх кількість та продуктивність повинні відповідати різновидам й інтенсивності вантажопотоків, забезпечувати їх надійне функціонування. Трасування виробок розкриття, варто проводити без зайвих змін напрямку вантажопотоків, по можливості з поточним переміщенням гірничої маси без перевантаження в суміжних ланках, що забезпечує високу продуктивність кар'єрного транспорту.

Місце розташування крутопохилих і вертикальних підіймачів вибирається з урахуванням не тільки найкоротшої відстані для доставки гірничої маси на

ДЗФ та у відвали, але й можливості внутрішнього відвалування порід розкриття у виробленому просторі відпрацьованої частини кар'єру. Масив гірських порід у зоні їх дії повинен бути стійким і не схильним до обвалення. При цьому траса магістральних видів транспорту повинна забезпечувати при необхідності підземне відпрацьовування законтурних запасів корисних копалин.

На рис. 7.4 наведено можливі схеми розкриття глибоких горизонтів при розробці крутих родовищ із застосуванням різних видів транспорту. У привласненій індексації першою цифрою позначено порядковий номер схеми, другою – вид застосовуваного магістрального транспорту (1 – автомобільний; 2 і 3 – залізничний з нахилом колії  $i_p = 40 - 60\%$  і  $i_p = 160\%$ ; 4 і 5 – конвеєрний з кутом підйому відповідно  $16 - 18^\circ$  і  $36 - 42^\circ$ ; 6 – скіповий); третьою – місце розташування підйомника (7 – у траншеї; 8 – у підземній виробці); четвертою – наявність (9) або відсутність (0) у транспортній системі рудоспусків і рудоскатів.

Так, **схема 1-1-7-0** передбачає розкриття глибоких горизонтів системою автоз'їздів, проведених на неробочому або тимчасово неробочому борту кар'єру. Транспортування гірничої маси з вибою екскаватора на поверхню здійснюється автосамоскидами. На поверхні можливе встановлення устаткування для перевантаження гірничої маси в інші види транспорту (залізничний, конвеєрний) для доставки її за призначенням. **Схема 2-2-7-0** ілюструє розкриття родовища системою залізничних з'їздів з ухилом  $i_p = 40 - 60\%$ , які пройдені на гранично можливу глибину, обмежену розмірами кар'єру в плані. Траса залізничної колії може бути тупиковою, спіральною, петльовою або комбінованої форми. Коефіцієнт розвитку траси становить від 1,4 – 1,8 і більше. Навантаження у вибоях може здійснюватися екскаваторами безпосередньо в думпкари або до автосамоскидів з наступним перевантаженням у залізничні поїзди.

**Схема 3-3-7-0** передбачає розкриття родовища груповою траншеєю внутрішнього закладення з ухилом до  $160\%$  при застосуванні як магістрального транспорту кар'єрних електропоїздів. Для забезпечення вантажотранспортного зв'язку різних груп уступів з поверхнею обладнуються три незалежні виїзди з кар'єру. Залізничні колії перетинаються на різних рівнях з будівництвом спеціальних шляхопроводів. У вибоях, аналогічно схемі 2-2-7-0, можливе навантаження гірничої маси екскаваторами безпосередньо в думпкари електропоїзда або із застосуванням автосамоскидів як складової ланки при комбінованому автомобільно-залізничному транспорті.

**Схема 4-6-7-0** ілюструє розкриття глибоких горизонтів кар'єру із застосуванням скіпових підйомників, обладнаних у крутих траншеях. Такі траншеї проходять на неробочих або тимчасово неробочих ділянках борту під кутом, близьким до кута його ліквідації. Розташування скіпових підйомників повинно забезпечувати мінімальну відстань транспортування гірничої маси автотранспортом, що використовується як складана ланка, і в той же час не стримувати розвиток гірничих робіт у необхідному напрямку. **Схема 5-5-7-0** передбачає розкриття родовища крутою траншеєю, пройденою під кутом  $36 - 42^\circ$ , з доставкою гірничої маси на поверхню крутопохилим конвеєром. Як і в схемі 4-6-7-0, для розподілу різнотипових вантажопотоків по периметру кар'єру можливо встановлювати кілька таких підйомників.

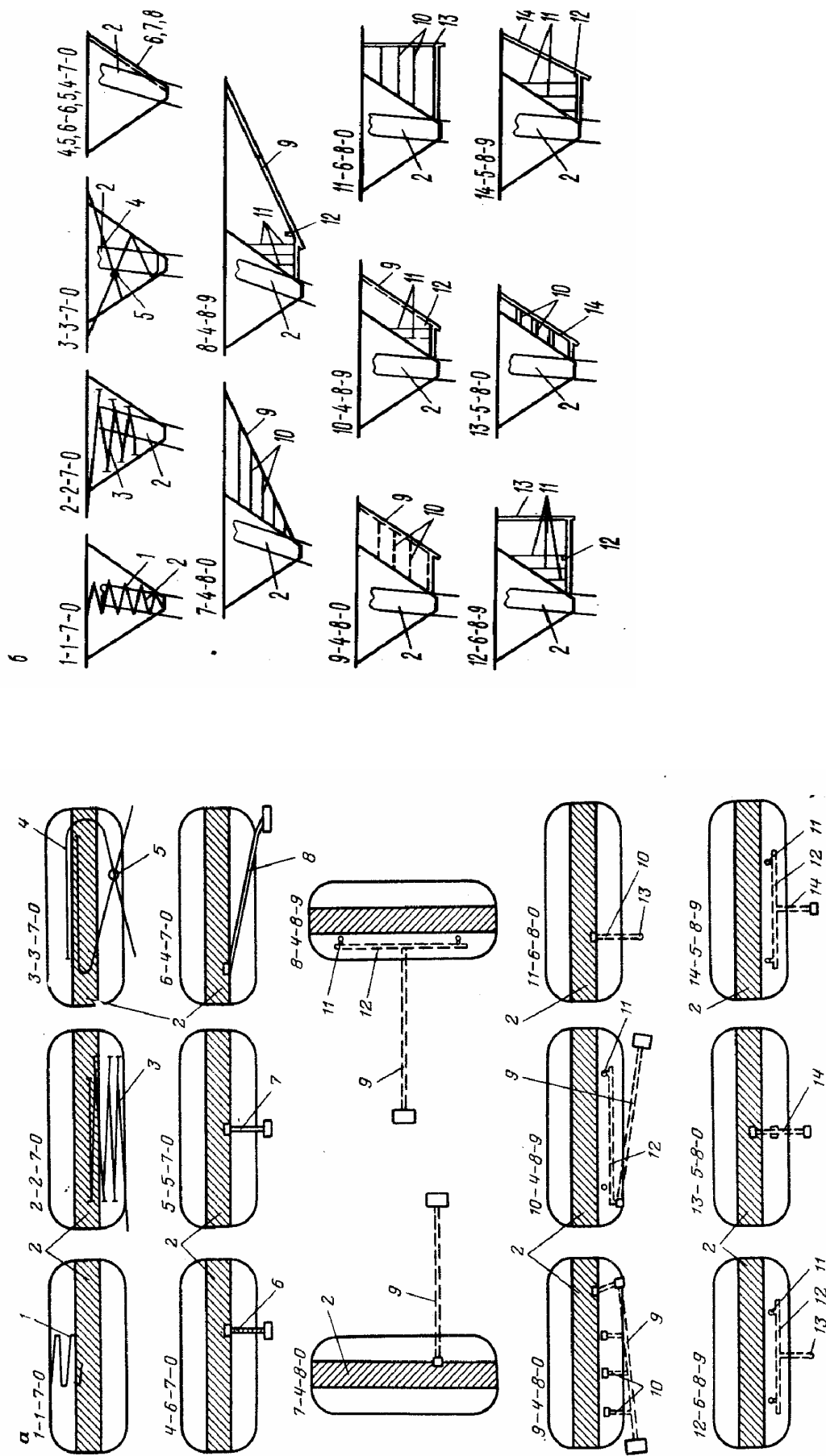


Рис. 7.4. Схеми трасування виробок розкриття при комбінованих видах транспорту в плані (а) і на поперечних перерізах (б): 1 – автомобільний з'їзд; 2 – поклад корисної копалини; 3 – залізничний з'їзд з нахилом 40 – 60‰; 5 – шляхопровід для забезпечення перетинання прямих залізничних з'їздів на різних рівнях при  $i_p = 160\%$ ; 6, 7, 8 – траншеї, обладнані похилими стрічковими й крутопохилими конвеєрами та скіповими підйомачами; 9 – похилий шахтний ствол з конвеєрним підйомачем; 10 – квершлаг; 11 – вертикальний рудоспуск; 12 – штольня; 13 – вертикальний ствол; 14 – крутопохилий ствол для спеціального стрічкового конвеєра



**Схема 6-4-7-0** ілюструє розкриття родовища похилим конвеєрним підйомником, обладнаним у траншеї. Останню проходять на неробочому або підлеглому тривалій (15 – 20 років) консервації ділянці борту кар'єру й може бути за формою у плані прямою або зигзагоподібною. Дроблення гірничої маси здійснюється на дробильно-перевантажувальному пункті, розташованому на концентраційному горизонті, що у міру поглиблення кар'єру переноситься на нижні уступи з кроком 60 – 90 м по глибині.

**Схема 7-4-8-0** передбачає розкриття родовища похилим конвеєрним стволом, пройденим за нормаллю до борту кар'єру у комплексі з квершлагами, які виходять на концентраційний горизонт. Дроблення гірничої маси здійснюється на стаціонарному або напівстаціонарному дробильно-перевантажувальному пункті. **Схема 8-4-8-9** показує розкриття родовища похилим стволом з горизонтальними підземними виробками й рудоспусками, які ліквідуються при поглибленні добувних робіт. Конвеєрний ствол розташовується за нормаллю до борту кар'єру. По горизонтальних підземних виробках здійснюється вантажотранспортний зв'язок випускних камер рудоспусків з похилим стволом. Рудоспуски розосереджені по висоті робочої зони кар'єру й повинні забезпечувати мінімальну відстань транспортування гірничої маси автосамоскидами в межах 0,7 – 1,2 км. Дроблення гірничої маси здійснюється пересувними дробарками, встановленими над приймальним отвором рудоспусків. Замість них можливе застосування рудоскатів, а також сполучення рудоскатів з рудоспусками.

**Схеми 9-4-8-0 і 10-4-8-9** аналогічні схемам 7-4-8-0 і 8-4-8-9, однак на відміну від них передбачають проведення похилих конвеєрних стволів під деяким кутом до фронтального борту кар'єру. Така орієнтація стволів дозволяє скоротити довжину квершлагів до мінімальних розмірів. **Схеми 11-6-8-0 і 12-5-8-9** ілюструють розкриття глибоких горизонтів вертикальним стволом, обладнаним скіповим підйомником і квершлагами, які виходять безпосередньо у робочу зону або ж з'єднуються з нею вертикальними рудоспусками. Поглиблення ствола й проведення нових квершлагів здійснюють слідом за переміщенням дна кар'єру з кроком 60 – 90 м. **Схеми 13-5-8-0 і 14-5-8-9** передбачають розкриття глибоких горизонтів крутопохилим стволом, який обладнають скіповим підйомом або спеціальними конвеєрами. Зв'язок з робочою зоною здійснюється через горизонтальні підземні виробки або рудоскати.

Параметри виробок розкриття визначаються не тільки габаритними розмірами експлуатованого транспортного устаткування й нахилами під'їзних шляхів, але й значною мірою типом виймально-навантажувальних прохідницьких машин, організацією їх роботи й обслуговування. Швидкість проведення виробок повинна бути досить високою й відповідати інтенсивності посування й поглиблення фронту гірничих робіт. У деяких випадках передбачається проведення виробок розкриття декількома вибоями з використанням виходів на сформовані на той час робочі горизонти в кар'єрі.

## 7.2. Безтранспортні технології проведення пологих траншей

Безтранспортну технологію проведення траншей застосовують у тих випадках, коли один або обидва фронтальні борти зайняті відвалами породи, вийнятої при проходці, та які надалі не будуть розроблятися; інакше буде потрібно застосовувати повторне видалення заскладованої породи з використанням певних видів транспорту. Для таких робіт використовують головним чином драглайни, рідше розкривні механічні лопати зі збільшеними робочими параметрами. За допомогою драглайнів звичайно проходять траншеї у м'яких породах, що не потребують виконання буропідривних робіт. При місткості ковша понад 4 – 6 м<sup>3</sup> можливо проведення траншей драглайнами у щільних глинистих або напівскельних породах, розроблюваних із застосуванням буропідривних робіт. При цьому драглайн знаходиться на верхній площадці й екскавує породу нижнім копанням. У скельних і напівскельних породах при безтранспортній технології проходять траншеї за допомогою розкривних механічних лопат типу ЕКГ-2у, ЕКГ-3,2у, ЕКГ-4у і ЕКГ-6,3у. Порода перед навантаженням розпушують підриванням. Екскаватор знаходиться на нижній площадці траншеї.

За М.Г. Новожиловим [26], безтранспортні способи забезпечують значну швидкість проведення траншей завдяки великій продуктивності екскаваторів, що розвантажують породу безпосередньо до відвалу. Коефіцієнт використання екскаватора при цьому доходить до 0,9 – 0,95 (при транспортних способах він становить 0,35 – 0,40). До переваг розглянутого способу відноситься простота організації прохідницьких робіт; найкраще використання виймального устаткування, низька вартість робіт, можливість проведення траншей в обводнених породах, можливість одночасної роботи декількома вибоями, що дозволяє прискорювати, у разі потреби, проведення траншей.

**Безтранспортна технологія проведення зовнішніх траншей драглайном з розміщенням породи на обох бортах** широко застосовується на кар'єрах з м'якими породами. При прямолінійному ході екскаватора уздовж осі траншеї (рис. 7.5) її розміри визначаються за умови

$$V_m \cdot k_p \leq 2 \cdot V_o, \text{ або } (s_{mp} + h_{mp} \cdot \text{ctg} \alpha_{mp}) h_{mp} \cdot k_p \leq 2 h_o^2 \text{ctg} \alpha_o, \quad (7.4)$$

де  $V_m$  – обсяг породи, що виймається із траншеї, м<sup>3</sup>;  $k_p$  – коефіцієнт розпушення породи при складуванні до відвалу,  $k_p = 1,2 - 1,35$ ;  $V_o$  – обсяг породи, який можна розмістити на бортах траншеї за умови робочих розмірів драглайна, м<sup>3</sup>;  $\alpha_{mp}$ ,  $\alpha_o$  – кут нахилу бортів траншеї та відвалу, град;  $h_{mp}$ ,  $h_o$  – глибина траншеї та висота відвалу, м.

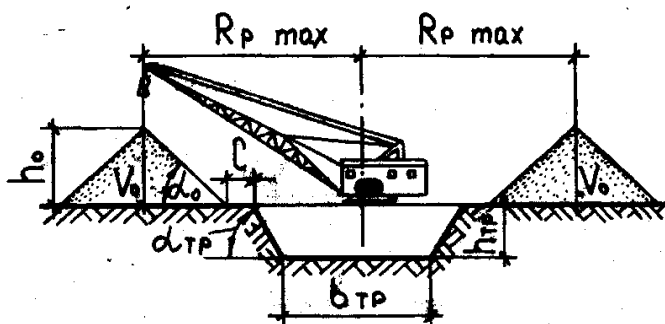


Рис. 7.5. Схема безтранспортного проведення траншеї драглайном при розміщенні породи на обох бортах

При цьому необхідно дотримувати наступні умови:

- глибина траншеї  $h_{mp}$  (м) не повинна перевищувати глибину копання екскаватора  $H_{к.мах}$ , тобто  $h_{mp} \leq H_{к.мах}$ ;
- висота відвалу  $h_o$  (м) не повинна перевищувати максимальну висоту розвантаження екскаватора  $H_{р.мах}$ , тобто  $h_o \leq H_{р.мах}$ ;
- відстань від осі траншеї до центра навалу не повинна перевищувати максимального радіуса розвантаження екскаватора  $R_{р.мах}$  (м), тобто

$$R_{р.мах} \geq \frac{b}{2} + h_{тр} \cdot ctg\alpha_{тр} + C + h_o \cdot ctg\alpha_o \quad (7.5)$$

де  $C$  – безпечна відстань від нижньої брівки відвалу до контуру траншеї, м.

Більш широкі траншеї проводять за два ходи з розміщенням породи на обох бортах (рис. 7.6). При цьому в роботі може бути одночасно задіяні два драглайни. За наявності одного драглайна ширину траншеї можна збільшити шляхом зигзагоподібного пересування екскаватора щодо поздовжньої осі траншеї (рис. 7.7).

При цьому з положення 1 екскаватор відпрацьовує праву частину траншеї, а з положення 2 – ліву. У тому й іншому положенні екскаватор зміщують щодо осі траншеї, завдяки чому можливо перекидати породу від центра траншеї на відстань, значно більшу радіуса розвантаження.

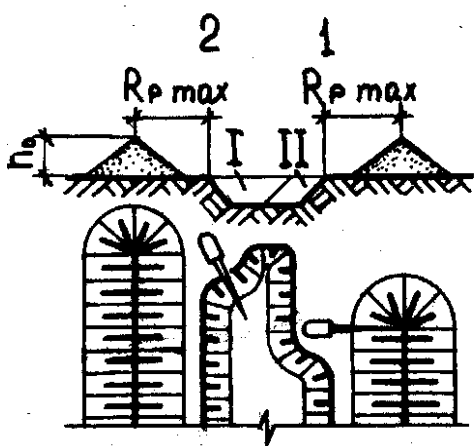


Рис. 7.6. Схема проведення траншеї драглайном за два ходи: 1, 2 – вісь екскаватора при 1-й та 2-й проходках західки

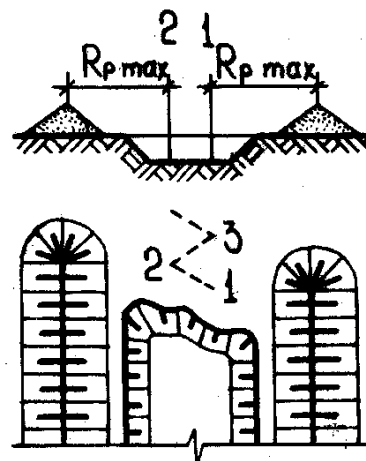


Рис. 7.7. Схема проведення траншеї при зигзагоподібному переміщенні драглайна: 1 – 3 – послідовність розташування драглайна

**Безтранспортна технологія проведення траншеї драглайном з розміщенням породи на одному з її бортів.** Для збільшення ширини траншеї або віддалення відвалів на більшу відстань від її борту драглайн поперемінно зміщують до одного з них (рис. 7.8). При цьому дотримуються умови

$$R_p \geq l + C + h_o ctg\alpha_o, \quad (7.6)$$

де  $l$  – відстань осі драглайна від брівки борту траншеї, що визначається за формулою

$$l = B_{mp} - R_q, \quad (7.7)$$

де  $B_{mp}$  – ширина траншеї поверху, м;  $B_{mp} = e_{mp} + 2h_{mp} \operatorname{ctg} \alpha_{mp}$ ;  $R_c$  – радіус копання екскаватора, м.

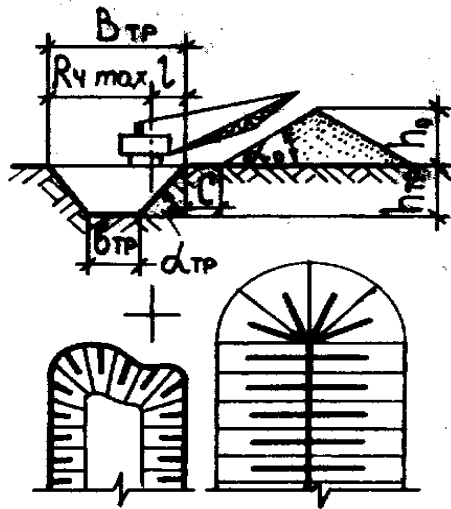


Рис. 7.8. Схема проведення траншеї драглайном з розміщенням породи на одному її борту

При проведенні широких траншей можна застосовувати безтранспортні схеми з переєкспавацією породи. Проведення траншей драглайнами із кратною перевалкою породи може конкурувати з транспортною схемою при три- або чотириразовому перевалюванні. Межі застосування переєкспавації породи драглайнами повинні обґрунтуватися техніко-економічними розрахунками в кожному окремому випадку.

**Безтранспортна технологія проведення траншей із застосуванням розкривної механічної лопати** (рис. 7.9) використовується порівняно рідко, головним чином по міцних породах, коли експлуатація драглайнів неможлива. При цьому робочі параметри розкривної механічної лопати обмежують розміри поперечного перерізу траншеї більшою мірою, чим робочі розміри драглайна. Тому за безтранспортною схемою механічними лопатами проходять траншеї обмежених розмірів. Максимальні параметри механічної лопати визначають за наступними залежностями:

- максимальна висота розвантаження

$$H_p \geq h_{mp} + h_o; \quad (7.8)$$

- максимальний радіус черпання

$$R_{p, \max} = \frac{e_{mp}}{2} + h_{mp} \operatorname{ctg} \alpha_{mp} + C + h_o \operatorname{ctg} \alpha_o. \quad (7.9)$$

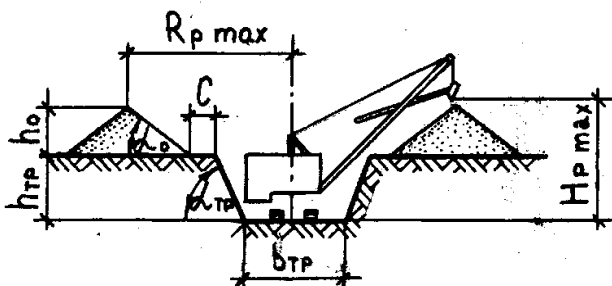


Рис. 7.9. Безтранспортна схема проведення траншеї механічною лопатою

Якщо необхідно провести траншею з більшими поперечними розмірами, чим дозволяють робочі параметри механічної лопати, застосовують переескавацію породи цим або ж додатковим екскаватором, іноді ж проводять траншею у два або в кілька шарів.

На рис. 7.10 показана безтранспортна схема проведення траншеї двома екскаваторами із облаштуванням допоміжної площадки, яку створює драглайн. Порода, що виймається з нижньої частини траншеї, розкривна механічна лопата розвантажує на допоміжну площадку й потім вона перевалюється драглайном до постійного відвалу.

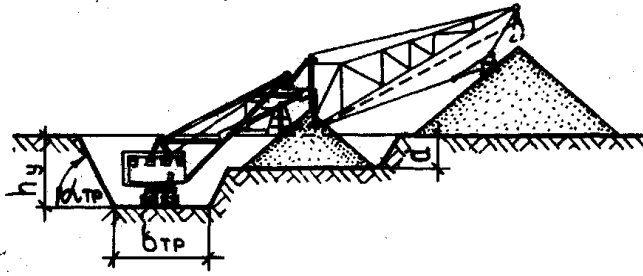


Рис. 7.10. Безтранспортна схема проведення траншеї механічною лопатою з перевалкою породи драглайном

**Безтранспортна схема проведення напівтраншей на косогорах** (рис. 7.11) успішно здійснюється кар'єрними механічними лопатами з нормальними робочими параметрами. У цьому випадку екскаватор розміщує породу безпосередньо на косогорі. При проведенні напівтраншей на пологих косогорах (до  $15^\circ$ ) у міцних скельних масивах загальний обсяг підривання може бути зменшений за рахунок використання для створення транспортної берми порушених при проходці порід. Напівтраншеї в скельних породах також можна проходити підриванням на скид.

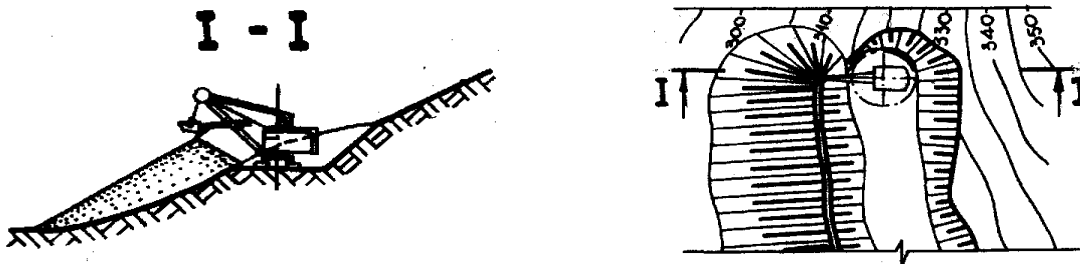


Рис. 7.11. Безтранспортна схема проведення напівтраншеї

### 7.3. Транспортні способи проведення пологих траншей

Для проведення траншей з використанням транспортних засобів застосовують розкривні та кар'єрні прямі й зворотні лопати, драглайни, а також багатокішкові ланцюгові й роторні екскаватори, бульдозери й скрепери. Найбільше застосування з них отримали механічні лопати, які можуть бути використані для проведення траншей у самих різноманітних умовах за наступними технологіями [26]:

- суцільним вибоєм з нижнім навантаженням;
- суцільним вибоєм з верхнім навантаженням;
- пошарово.

### 7.3.1. Проведення траншей на повний переріз механічною лопатою з нижнім навантаженням у засоби залізничного транспорту

Такий спосіб застосовують при розробці як скельних так і м'яких порід. Потяги, які надходять у траншею для навантаження, розформовують і подають до екскаватора по одному вагону. При цьому для виконання маневрових операцій з вагонами в траншеї укладають виставочний тупик (рис. 7.12, а) або облаштовують обмінні пункти більш складної конструкції (рис. 7.12, б). При цьому складні маневри транспорту в траншеї викликають суттєвий простій екскаватора в очікуванні порожняка, що призводить до зниження його продуктивності проти нормальної роботи при бічному навантаженні вагонів у вибоях:

	у м'яких	у скельних
	породах	породах
– при проведенні одноколійних траншей	на 50%,	на 60%
– при проведенні двоколійних траншей	на 30%	на 40%

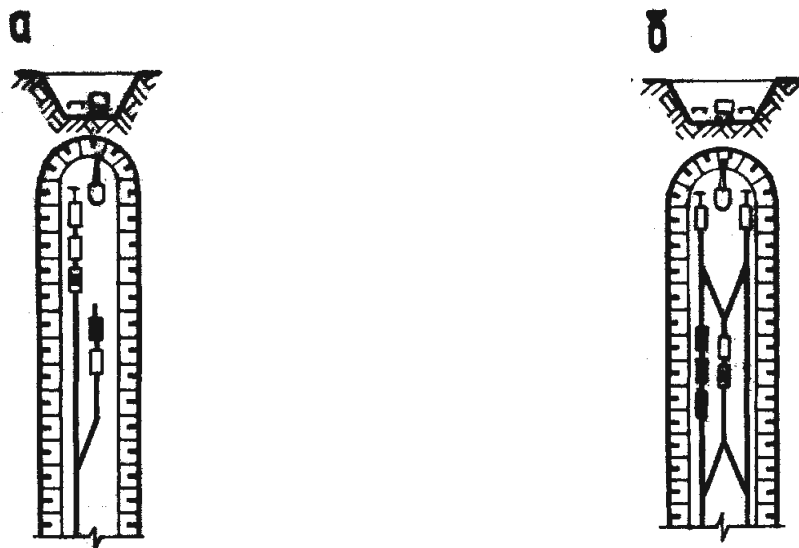


Рис. 7.12. Схема проведення траншей на повний переріз механічною лопатою при залізничному транспорті

Проведення траншей із застосуванням механічних лопат при розташуванні рухомого складу на підшві траншеї має найбільше поширення при розробці скельних порід, які частіше зустрічаються в рудній промисловості. При цьому зазвичай використовують механічні лопати з нормальним обладнанням, що є перевагою цього способу. Недолік його – більша трудомісткість виконання транспортування гірничої маси, що негативно впливає на швидкість посування вибою й економічність прохідницьких робіт.

Ширина підшви траншеї при проведенні її повним перерізом (рис. 7.13) визначається з урахуванням розміщення прохідницького устаткування й мінімальної вартості робіт. При навантаженні у вагони, які розташовані з однієї сторони екскаватора (рис. 7.13, а) ширина підшви  $B_1$  визначається з рівняння

$$B_1 = 2R_k + e - h \operatorname{ctg} \alpha + 2e_1 + g + b, \text{ м}, \quad (7.10)$$

де  $R_k$  – радіус обертання кузова екскаватора, м;  $e$  – зазор, що залишається між екскаватором і бортом траншеї з метою безпеки, м;  $h$  – просвіт між кузовом екскаватора й підшовою траншеї, м;  $e_1$  – зазори між вагоном й екскаватором з однієї сторони й між вагоном та бортом водовідливної канавки з другої, м;  $g$  – ширина колії, м;  $b$  – ширина водовідливної канавки, м.

Для екскаваторів ЕКГ-5 і стандартних думпкарів  $B_1 = 24 - 30$  м.

При навантаженні у вагони, що розташовані по обидва боки екскаватора (рис. 7.13, б), ширина підшови  $B_2$  (м) становить

$$B_2 = 2R_k + 3e_1 + 2g + e + b, \text{ м.} \quad (7.11)$$

Для екскаватора ЕКГ-8І та стандартних думпкарів  $B_2 = 35$  м;

Найменша можлива ширина  $B_3$  траншеї при проведенні її екскаватором ЕКГ-8І за схемою (рис. 7.13,в) становить 26,5 м. Однак така схема з навантаженням у вагони, які розташовані позаду екскаватора, нераціональна, оскільки при цьому робочі розміри екскаватора не дозволяють повністю завантажити вагон. Крім того, вузькі траншеї ускладнюють роботу екскаватора й рухомого складу, що призводить до збільшення вартості прохідницьких робіт.

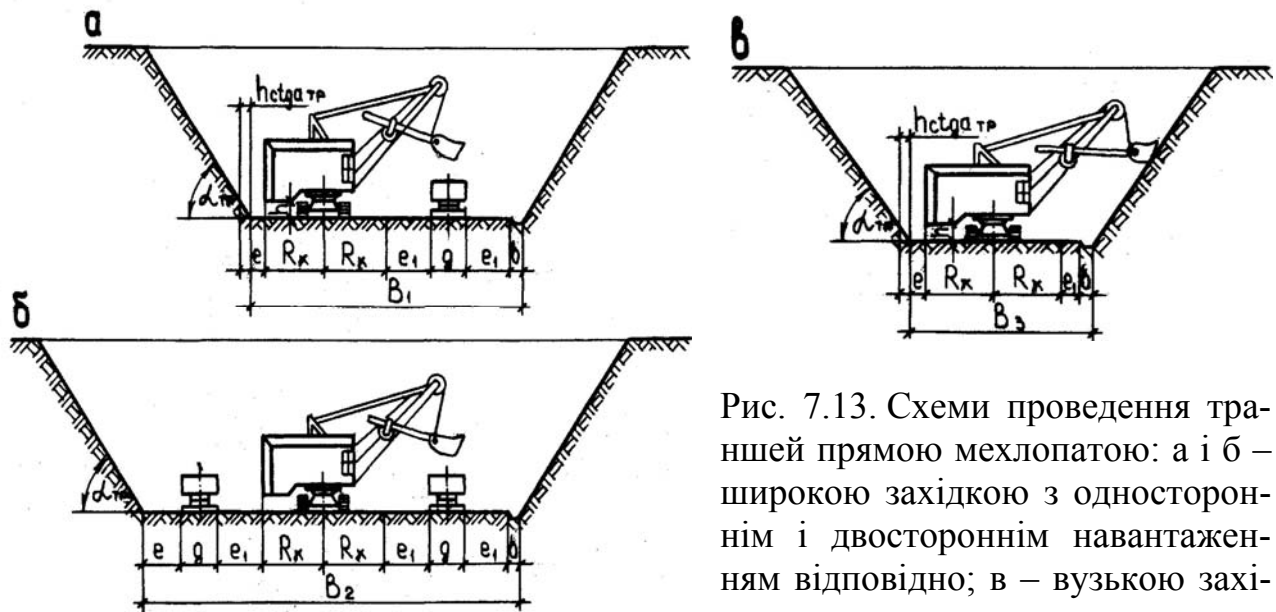


Рис. 7.13. Схеми проведення траншеї прямою мехлопатою: а і б – широкою західкою з одностороннім і двостороннім навантаженням відповідно; в – вузькою західкою з тупиковим навантаженням породи у думпкар

Досвід роботи вітчизняних кар'єрів свідчить, що організацію проведення траншеї можливо удосконалювати. Так, за допомогою багаторядного короткоуповільненого підривання на вруб досягають гарних показників на підривних і навантажувальних роботах при розкритті глибоких горизонтів. Так, на Південному ГЗК у 70-х роках ХХ століття менш ніж за 3 місяці була проведена траншея довжиною 525 м. Середня продуктивність екскаватора склала 35 тис. м<sup>3</sup> на місяць, а швидкість проходки – 6 м на добу. За час проведення траншеї було зроблено 10 вибухів (кількість свердловин при кожному вибуху 25 – 30).

На Баженівських азбестових кар'єрах проведення траншеї виконувалися суцільним вибоєм двома спареними екскаваторами з навантаженням у відокремлені думпкари. Вибійний екскаватор № 1 складавав породу позаду себе у ви-

гляді конуса, а навантажувальний екскаватор № 2 черпав її з навалу й завантажував поїзд з 3 – 4 вагонів без розформування (рис. 7.14). При подачі поїзда екскаватор № 1 навантажував останній вагон, а екскаватор № 2 одночасно подавав породу до першого вагона. Після завантаження цих вагонів поїзд установлювали таким чином, щоб екскаватор № 2 послідовно завантажував інші вагони. Екскаватор № 1 у цей час перевантажував породу з вибою до навалу.

Основним недоліком проведення траншеї за такою схемою є експлуатація двох екскаваторів, що підвищує вартість прохідницьких робіт. Крім того, при проведенні траншеї в скельних породах виникають труднощі з розміщенням негабаритних кусків породи за екскаватором. Проте спарена робота екскаваторів може виявитися доцільною при проведенні широких розрізних траншей невеликої довжини, коли необхідне їх форсоване проведення.

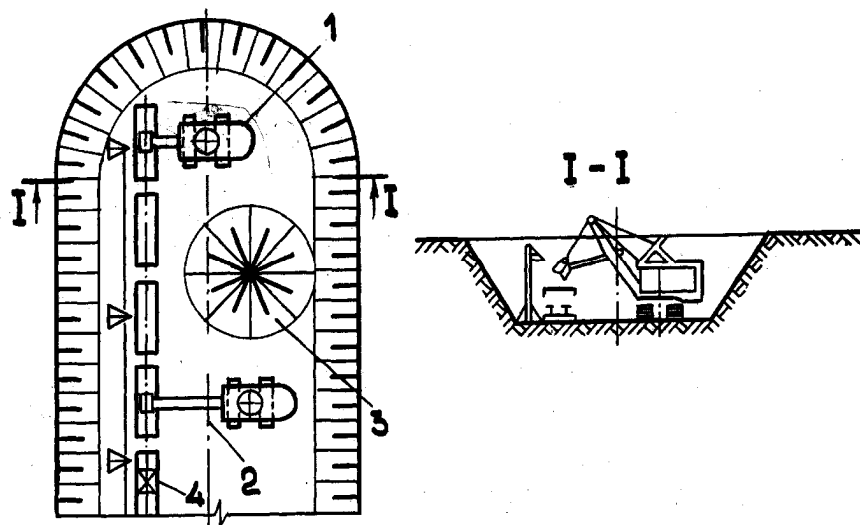


Рис. 7.14. Схема проведення траншеї двома спареними механічними лопатами: 1, 2 – мехлопати №1 і №2 відповідно; 3 – акумулюючий навал перевантажуваної гірничої маси; 4 – залізничні думпкари

*Основні переваги* проведення траншей суцільним вибоєм з нижнім навантаженням:

- можливість проведення траншей відразу на повний переріз, що дозволяє в окремих випадках почати розкривні або очисні роботи до закінчення прохідницьких робіт;
- можливість використання екскаваторів з нормальними робочими параметрами;
- взаємозамінність прохідницького й експлуатаційного устаткування;
- можливість досягнення швидкості проходки 100 – 200 м на місяць.

*Недоліки:*

- низький коефіцієнт використання екскаваторів і засобів транспорту;
- складна схема транспорту при проходці, що створює потребу розчеплення вагонів у вибої;
- великий обсяг путьових робіт;
- складність буропідривних робіт, що пов'язана з труднощами вторинного підривання негабаритних кусків породи;



– висока вартість прохідницьких робіт.

Незважаючи на відзначені недоліки, розглянутий спосіб був основним у країнах СНД при проведенні траншей у міцних породах до 70-х років ХХ століття.

### 7.3.2. Проведення траншей на повний переріз механічною лопатою з нижнім навантаженням до автосамоскидів

Автомобільний транспорт забезпечує високий ступінь використання вибійних екскаваторів та високі темпи проведення траншей. Якщо при проведенні траншей суцільним вибоєм з нижнім навантаженням до залізничних вагонів продуктивність екскаватора становить 40 – 60% від нормативної при роботі його на фронтальному уступі, то при автомобільному транспорті вона підвищується до 80 – 90%. Застосування автосамоскидів для проведення траншей доцільно навіть тоді, коли вони не є основним видом кар'єрного транспорту на підприємстві. При цьому автосамоскиди можуть застосовуватися у комбінації з залізничним або іншим видами транспорту.

До переваг способу проведення траншей із застосуванням автомобільного транспорту відносять відсутність путьових робіт, найменші простой екскаватора через виконання обмінних операцій рухомого складу, можливість скорочення часу робочого циклу екскаватора за рахунок зменшення кута його повороту для навантаження.

Відомі наступні схеми заїздів автомобілів до вибою траншеї: кільцева, тупикова, тупикова з нішами. При кільцевій подачі (рис. 7.15, а) автосамоскидів до екскаватора ширина підосви траншеї  $b_1$  (м) визначається за виразом

$$b_1 = 2(R_a + C), \text{ м}, \quad (7.12)$$

де  $R_a$  – мінімальний радіус повороту автосамоскида, м;  $C$  – зазор між автосамоскидом і бортом траншеї (зазвичай 2 – 3 м).

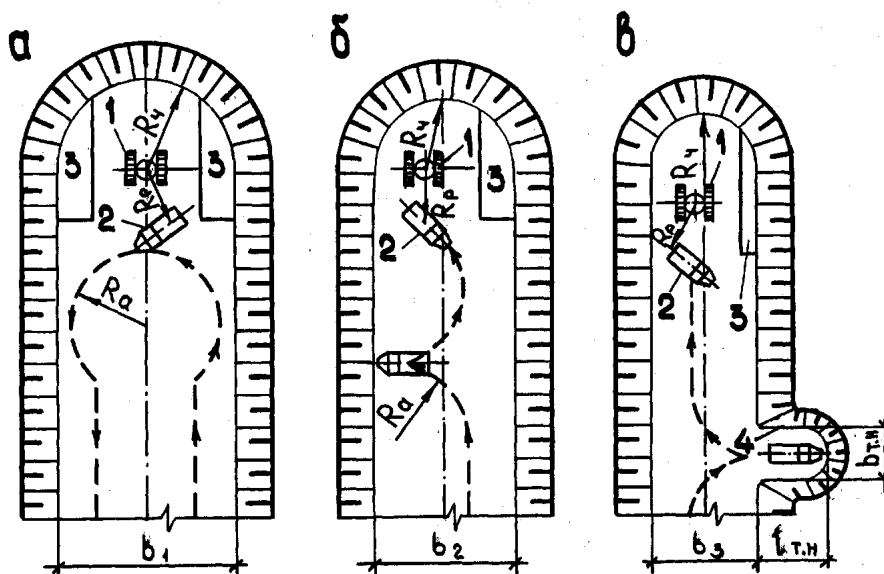


Рис. 7.15. Схеми заїздів автосамоскидів до вибою кар'єрної мехлопата: а – кільцева; б – тупикова; в – тупикова з нішами; 1 – кар'єрна мехлопата; 2 – автосамоскид; 3 – негабарит; 4 – ніша для розвороту автосамоскида

При використанні автосамоскидів вантажністю до 120 т, що мають мінімальний радіус повороту до 12 – 14 м, ширина підшви повинна бути не менш 25 – 30 м. Тупикова схема заїзду (рис. 7.15, б) у порівнянні з кільцевою допускає меншу ширину траншеї. Для тих же машин ширина траншеї при такій схемі становить 20 – 24 м і визначається за формулою

$$b_2 = R_a + 0,5l_a + 2C, \text{ м}, \quad (7.13)$$

де  $l_a$  – довжина автосамоскида, м.

За необхідності проведення більш вузьких траншей (15 – 17 м) у бортах траншеї влаштовують ніші (рис. 7.15, в), що дозволяють розвертати автосамоскиди на меншій площі. Відстань між нішами звичайно становить 50 – 60 м і встановлюється з розрахунку забезпечення потрібної пропускної здатності траншеї. У цьому випадку ширина траншеї в місцях облаштування ніші визначається за формулою

$$b_3 = R_a + 0,5l_a + 2C - b_n, \text{ м}, \quad (7.14)$$

де  $b_n$  – глибина ніші, м.

При більших відстанях транспортування найбільш економічним є комбінований, при якому як вибійний транспорт застосовують автосамоскиди, а як основний – залізничний. При цьому в певному місці кар'єру повинен бути побудований спеціальний перевантажувальний пункт. Продуктивність екскаватора при обох тупикових схемах на 15 – 25% нижче за нормативну, але швидкість проведення траншеї вище, ніж при кільцевій схемі, що пояснюється меншим обсягом гірничих робіт. Середня швидкість проведення траншей при автомобільному транспорті становить 120 – 150 м на місяць, що в 1,3 – 1,5 рази більше ніж при залізничному транспорті. В умовах Кривбасу при застосуванні на кар'єрах автомобільного транспорту продуктивність екскаватора при проведенні траншей збільшується на 20 – 90% у порівнянні з залізничним, а швидкість їх посування підвищується в середньому на 40%. Розповсюджені розміри траншей, проведених суцільним вибоєм з нижнім навантаженням: ширина 20 – 40 м, кути укосів бортів 40 – 60°, поздовжні ухили 70 – 80%.

### 7.3.3. Проведення траншей на повний переріз розкривною механічною лопатою з верхнім навантаженням у транспортні засоби

Цей спосіб здійснюють механічними лопатами зі збільшеними робочими параметрами у м'яких або міцних породах, попередньо розпушених буропідривним способом (рис. 7.16).

При верхньому навантаженні, крім залізничного, застосовують автомобільний транспорт, а при розробці м'яких порід – також і конвеєрний. Найменша ширина траншеї низом залежить від розмірів екскаваторів і становить 15 – 16 м для екскаваторів ЕВГ-4 і 20 – 22 м для ЕВГ-6. Найбільша ширина підшви траншеї становить  $b_{mp.max} = 2R_q$ , м. Для екскаватора ЕВГ-4 вона дорівнює 22 м, для ЕВГ-6 – 27,2 м. Крім того, найбільша ширина траншеї низом повинна задовольняти також умові

$$b_{mp.max} = 2R_p(c + h_{mp} \operatorname{ctg} \alpha_{mp}), \quad (7.15)$$

де  $R_p$  – радіус розвантаження екскаватора при максимальній висоті розвантаження, м;  $c$  – відстань від брівки траншеї до осі залізниці, м;  $h_{mp}$  – глибина траншеї, м;  $\alpha_{mp}$  – кут укосу борту траншеї, град.

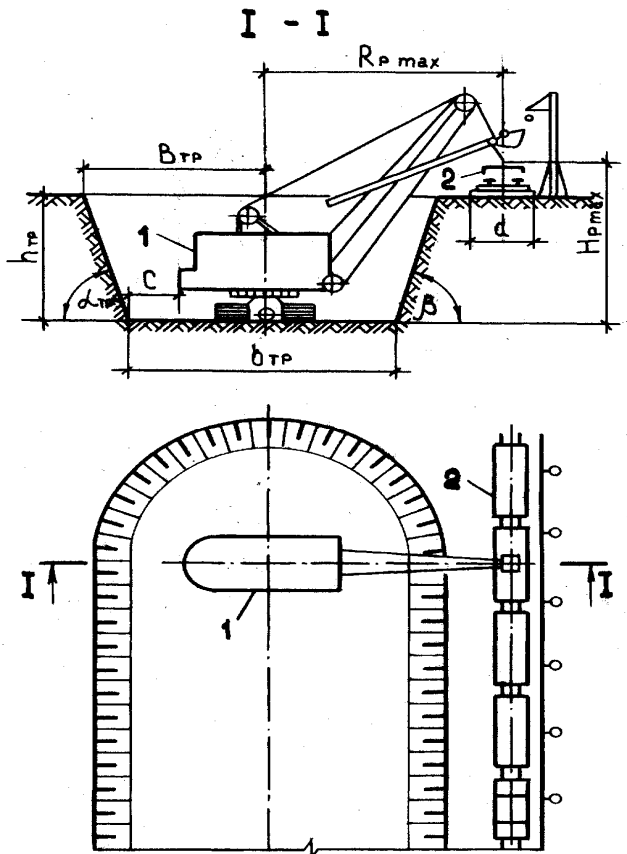


Рис. 7.16. Схема проведення траншеї розкривною механічною лопатою з верхнім навантаженням до залізничних вагонів: 1 – кар’ерна мехлопата; 2 – думпкар

Необхідна максимальна висота розвантаження екскаватора визначається за умови

$$H_{p.max} \geq h_y + h_B + l, \quad (7.16)$$

де  $h_y$  – висота уступу, м;  $h_B$  – висота думпкара разом з висотою верхньої будови колії (остання дорівнює 0,3 – 0,4), м;  $l = 0,4 – 0,5$  м – зазор між відкритим дном ковша й верхнім ребром (кромкою) борту думпкара.

Глибина траншеї при верхньому навантаженні залежить від робочих параметрів екскаватора й розмірів транспортного устаткування й визначається з формули (7.16). Для збільшення висоти розвантаження кут нахилу стріли екскаватора доводять до 55 – 60°. У міцних породах максимальна глибина траншеї становить 12 м для екскаватора ЕВГ-4 й 18 м – для ЕВГ-6.

При верхньому навантаженні, завдяки спрощеній схемі транспортних колій і відсутності складних маневрів у межах вибою, екскаватори нормально забезпечуються порожняком, що дозволяє форсовано проводити траншеї. Крім цього, за наявності водонасичених порід рейкова колія, що розташована на поверхні, перебуває у більш сприятливих умовах.

Спосіб проведення траншей спеціальними розкривними екскаваторами з верхнім навантаженням є у більшості випадків найбільш раціональним, особливо

по м'яким породам і породам середньої міцності. Так, драглайни з ковшом місткістю 6 – 10 м<sup>3</sup> застосовують на кар'єрах для проведення траншей на повний переріз з навантаженням породи у залізничні вагони, автосамоскиди або на конвеєрний транспорт (рис. 7.17). Більші, у порівнянні з механічними лопатами, робочі розміри драглайнів дозволяють проводити суцільним вибоєм траншеї значної глибини в сухих та обводнених породах без попереднього їх осушення.

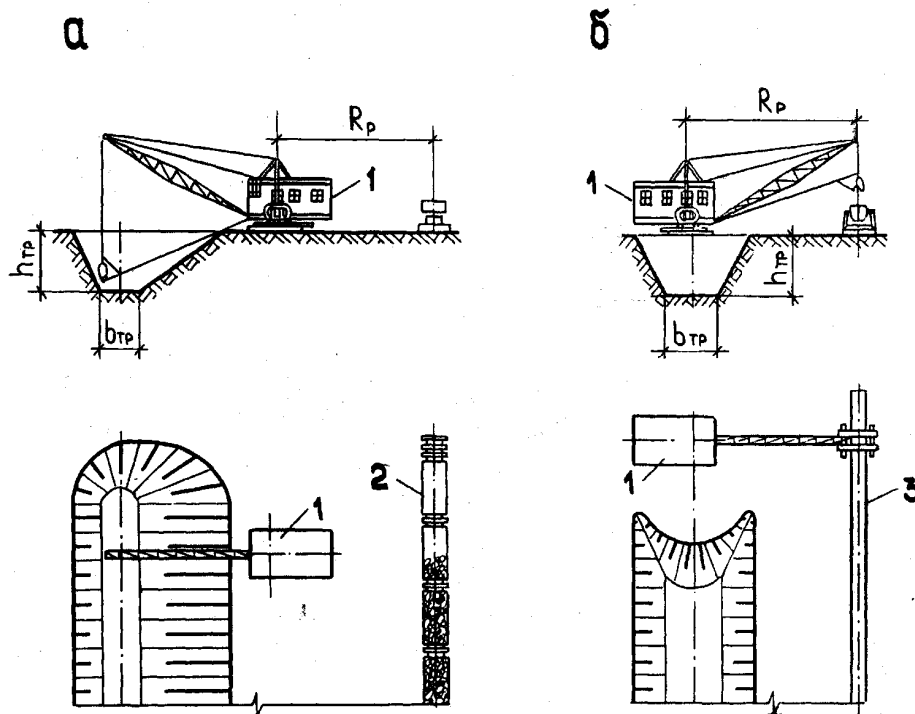


Рис. 7.17. Транспортні схеми проведення траншеї драглайном фронтальним (а) і торцевим (б) вибоями: 1 – драглайн; 2 – залізничний транспорт; 3 – стрічковий конвеєр

При навантаженні породи драглайном на стрічкові конвеєри застосовують навантажувальні пересувні бункери на рейках або гусеничному візку; місткість цих бункерів в 3 – 5 разів перевищує місткість ковша драглайна. Драглайни можна використовувати при торцевому та бічному навантаженні. При навантаженні породи в транспортні посудини драглайном тривалість циклу екскаватора трохи збільшується через необхідність більш точного підведення ковша до місця розвантаження.

#### 7.3.4. Пошарове проведення траншей

При такому способі поперечний переріз траншеї по висоті й ширині ділиться на низку окремих західок, які відпрацьовують екскаватором кар'єрного типу послідовно одну за одною. Висоту кожної західки встановлюють із розрахунку верхнього навантаження екскаватором транспортних засобів, а ширину – залежно від його робочих розмірів. Для проведення траншей окремими шарами застосовують звичайні кар'єрні механічні лопати.

На рис. 7.18 показана схема пошарового проведення траншей екскаватором ЕКГ-8і. Спочатку екскаватор проходить західку 1, виконуючи навантаження потягів, розташованих на верхній площадці А. Коли перша західка пройдена на всю довжину траншеї, рейкову колію А переносять на підшву пройденої західки (положення Б). Екскаватор відпрацьовує західку 2, здійснюючи верхнє навантаження поїздів на площадці Б і т.д. При форсованому проведенні траншеї екскавацію можна робити в декількох західках одночасно. Кожна західка при цьому повинна обслуговуватися самостійною залізничною колією, автомобільним заїздом або конвеєрною лінією. При залізничному транспорті випередження робіт у суміжних західках повинне бути достатнім для розміщення рухомого складу.

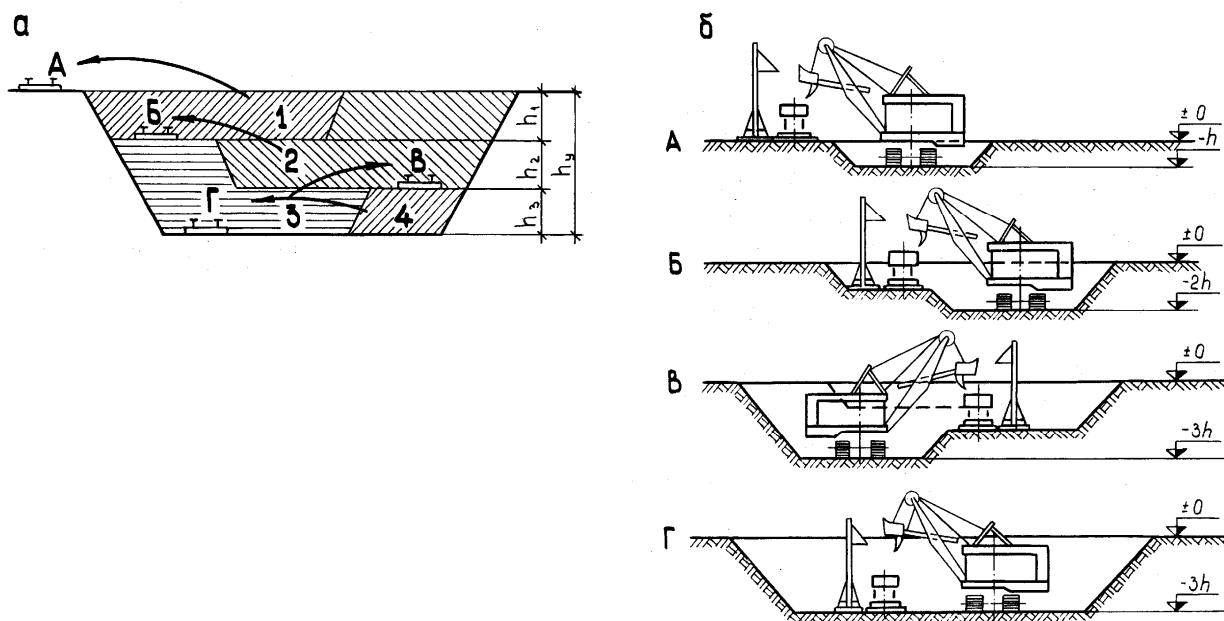


Рис. 7.18. Схема пошарового проведення траншеї на кар'єрі Південного ГЗК:  
а – поперечний переріз; б – розташування екскаватора й думпкарів у вибої

Якщо при проведенні траншеї породу попередньо розпушують вибухом, то величина випередження підривних робіт повинна бути більшою за радіус розльоту кусків породи, щоб не виникала необхідність відведення екскаватора на безпечну відстань. Кількість шарів визначається залежно від розмірів траншеї й висоти шару, що, у свою чергу, залежить від робочих параметрів застосовуваних екскаваторів. При використанні залізничних думпкарів типу 2ВС-105 висота шару становить: для екскаватора ЕКГ-5 – 3,5 м, для ЕКГ-8і – 5 м, ЕКГ-12,5 – 7,5 м. Траншеї глибиною 15 м екскаватором ЕКГ-8і звичайно проходять у три прийоми.

Багаторічний досвід експлуатації кар'єру ПівдГЗК показує, що при розмірах розкривної ділянки у межах 200x300 м можливо проходити кільцеву траншею, за допомогою якої здійснюється одночасно розкриття і підготовка до експлуатації нижнього горизонту [15]. Попередньо по всій площі розкриття проводяться буропідривні роботи, укладається по кільцю залізнична колія і на неї пошарово верхнім навантаженням відробляється порода з контуру траншеї. Залежно від марки екскаватора висота шару складала 3,5 – 5 м. Перекладення колії здійснюється донизу при відробці кожного шару. На площадках відроблених

шарів відгалужують додаткові колії, завдяки чому можливо застосовувати на проходці до трьох-чотирьох екскаваторів. Думпкари пересуваються повз екскаваторів. Їх продуктивність порівняно з однотипними машинами на верхніх горизонтах не знижується (рис. 7.19).

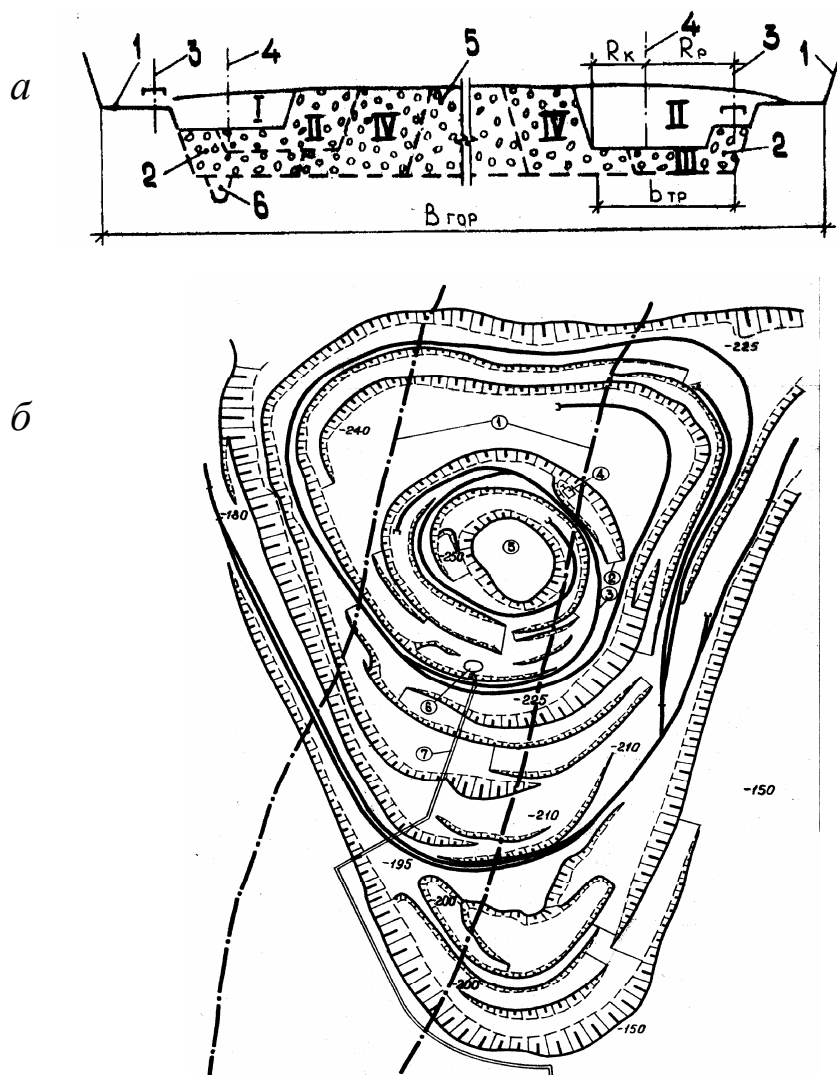


Рис.7.19. Схема розкриття горизонту  $-240$  м на кар'єрі ПівдГЗК кільцевою залізничною траншеєю при залізничному транспорті (за В.С. Шебеко): а – поперечний переріз ділянки розкриття; б – послідовність проведення виробок розкриття; 1 – межі покладу руди; 2 – кільцева траншея; 3, 4 – осі руху поїзда й екскаватора; 5 – цілик з подрібненої гірничої маси у середині замкнутого кільця траншеї; 6 – водозбірник; 7 – водопровід; I – IV – виймальні шари у контурі траншеї

Після укладання рейок на підшві траншеї звичайним способом з екскаватором на рівні стояння відроблюється цілик 5 з подрібненої породи у середині кільця. Важливою мірою у роботі є проведення водозбірника, з якого вода по трубопроводу видається за межі розкривного горизонту. Порівняно з тупиковою схемою проведення траншеї розкриття кільцевим способом дозволяє скоротити термін підготовки нового горизонту до експлуатації з 3,5 – 4 до 1 – 1,5 року. Достатня потужність покладу дозволяє проводити кільцеву траншею по руді, що особливо важливо для підтримання проектної потужності кар'єру.

Для інтенсифікації виймання гірничої маси й концентрації устаткування на кар'єрі №1 Новокриворізького ГЗК також застосовували низку принципово нових технологічних схем.

При проведенні траншеї по гор. +20 м виймання підірваної гірничої маси виконувалося трьома екскаваторами (рис. 7.20). Один з них (№ 1) працював з верхнім навантаженням гірничої маси в думпкари, а два інші (№ 2 й № 3) – з тупиковим. Під час відсутності порожняку екскаватор № 2 утворював запас гірничої маси для екскаватора № 3. Завдяки інтенсифікації гірничих робіт розрізна траншея довжиною 700 м була пройдена зустрічними вибоями за два місяці.

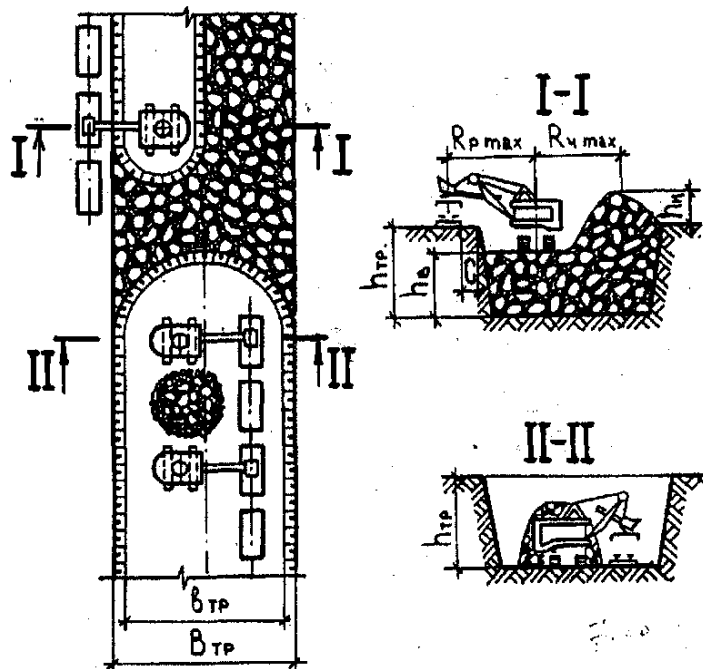


Рис. 7.20. Схема проведення траншеї трьома механічними лопатами на кар'єрі №1 НКГЗК

Впровадженню нових технологічних схем відпрацювання корисної копалини значною мірою сприяло багаторядне короткоуповільнене підривання. Гарне дроблення й утворення значного навалу гірничої маси у сполученні з новими технологічними схемами виймання дозволяють застосовувати паралельну роботу кількох екскаваторів та їх роботу з верхнім навантаженням. При верхньому навантаженні спостерігається значна економія часу на обмін вагонів і ремонтно-путьові роботи.

#### 7.4. Розкриття глибоких горизонтів кар'єрів окремими груповими траншеями з підвищеним ухилом при експлуатації електропоїздів

Глибина вивезення гірничої маси залізничним транспортом 300 – 350 м при ухилах виїзних траншей 60 – 80% є граничною для локомотивної тяги за умовами міцності ударно-тягових приладів, нагріву основного електроустаткування і передачі електричного струму по контактних мережах. Для забезпечення ефективного використання електричної тяги на горизонтах глибиною до 500 – 700 м спеціальним проектно-конструкторським бюро з проектування про-

мислових електровозів (м. Дніпропетровськ) розроблено перспективний кар'єрний електропоїзд ЕКА (рис. 7.21). Він складається з моторних думпкарів, всі колісні пари яких мають привід від асинхронних тягових двигунів. Потужність двигунів розрахована на рух з максимальною швидкістю 25 км/год по траншеї з ухилом до 160‰. Завдяки цьому сумарна сила тяги усіх одиниць ЕКА під час руху по керованому ухилу не буде обмежена міцністю зчіпних пристроїв.

Кожна тягова одиниця електровоза має осьову формулу  $z_0-z_0$  й реалізує наступні параметри при номінальній напрузі 10 кВ у трифазній мережі:

Потужність, кВт	1640
Сила тяги, кН	235
Швидкість, км/год	25
Зчіпна вага кожної тягової одиниці, т	127
Вантажність моторного думпкара, т	70
Мінімальний радіус повороту, м	60

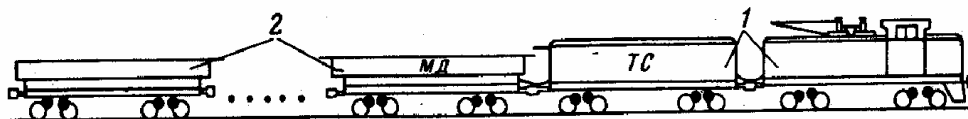


Рис. 7.21. Кар'єрний електропоїзд ЕКА: 1 – локомотив керування; 2 – моторні думпкари

При роботі ЕКА на ухилах менших 160‰ кількість моторних думпкарів може бути зменшена, а до складу поїзда додатково введені причепні (не моторні) думпкари. Залежно від конкретного ухилу траншеї й встановленої оптимальної вантажності поїзда кількість моторних думпкарів у складі поїзда може змінюватися від 1 до 12 без додаткового переустаткування ЕКА та його локомотива керування. На початковій стадії будівництва при розробці нових родовищ у складі поїзда доцільно використовувати тільки локомотив керування. Потім, при розширенні фронту робіт і збільшенні обсягу перевезень до нього додають потрібну кількість моторних і, відповідно, збільшують кількість причіпних думпкарів. Для забезпечення оптимальної вантажності поїзда 1000 – 1300 т при роботі в кар'єрах з ухилом виїзних траншей 160‰ кількість тягових одиниць у складі електропоїзда може бути збільшена до 13. ЕКА може виконувати вивезення гірничої маси по траншеях і пологих тунелях.

Аналіз відомих способів розкриття й відпрацьовування глибоких горизонтів родовищ із застосуванням залізничного транспорту показує, що траса відкотних колій характерна влаштуванням на кожному горизонті розподільних або тупикових станцій. Це суттєво збільшує відстань транспортування гірських порід і, як наслідок, обмежує ефективну область застосування залізничного транспорту. Впровадження кар'єрних електропоїздів дозволяє значно зменшити довжину похилої частини виїзду. При цьому розвиток гірничих робіт у кар'єрі з формуванням постійних бортів у торцях і прилеглих до них ділянок фронтальних бортів дає можливість розмістити на них групові виробки розкриття й здійснювати прямий заїзд електропоїздів на кожний з робочих горизонтів (рис. 7.22, а).



За авторством А.Ю. Дриженка, у межах розроблюваного кар'єру можливо виділити три групи горизонтів, кожен з яких розкривається відповідною внутрішньою окремою груповою траншеєю. Верхні три-чотири горизонти можуть забезпечуватися самостійними виїздами з ухилом 40 – 60 %, наступних шість-сім – з нахилом 160%. Подальше збільшення кількості горизонтів, що розкриваються у цьому напрямку, обмежується тільки шириною кар'єрного поля, у межах якого у торці формують похилі виїзди. Очевидно, що більш глибоке введення прямих заїздів необхідно здійснювати шляхом розміщення початку закладення групових траншей уже на прилеглих до торця ділянках флангових бортів кар'єру. Причому, при віддаленні устя траншеї на можливо більшу відстань від торця кар'єру, розкриваються більш глибокі його горизонти. Однак це викликає необхідність перетинання трас суміжних групових траншей. Найбільш просто їх можна здійснювати на різних рівнях шляхом спорудження спеціальних колієпроводів (рис. 7.22,б).

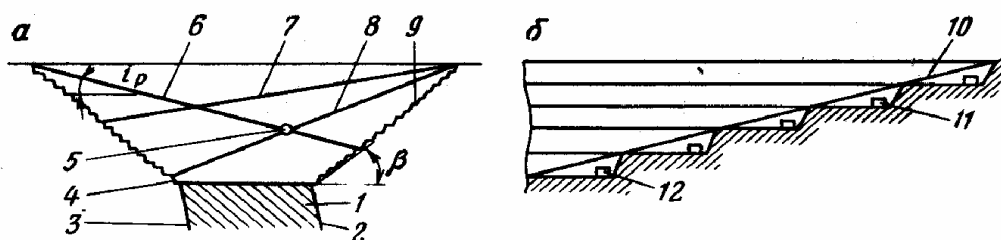


Рис. 7.22. Схема трасування виїзних траншей (а) з використанням колієпроводів (б) для переміщення кар'єрних електропоїздів: 1 – поклад корисної копалини; 2, 3 – висячий і лежачий боки покладу; 4 – дно кар'єру; 5 – місце перетинання групових траншей; 6, 7, 8 – відповідно перша, друга і третя групові траншеї; 9 – робочі горизонти кар'єру; 10 – наступна траншея; 11 – колієпроводи для колій попередньої групової траншеї; 12 – колієпровід для проїзду автосамоскидів

Перша груповая траншея 6 улаштовується у торці кар'єру й розкриває горизонти зі сторони висячого боку покладу на глибину  $H_1$  (м)

$$H_1 = \frac{(B_k - a - R)i_p}{(\cos \omega + \operatorname{ctg} \beta i_p)} \quad (7.17)$$

Довжина першої траншеї  $L_{mp.1}$  (м) до місця перетинання з другою 7 складає не менше

$$L_{mp.1} = \frac{(B_k - a - R)}{(\cos \omega + \operatorname{ctg} \beta i_p) + 1,57R}, \quad (7.18)$$

де  $a$  – відстань від осі групової траншеї до нижньої брівки розкритої групи уступів, м;  $R$  – радіус закруглення залізничних колій, м;  $\omega = \arcsin \omega = \operatorname{ctg} \beta i_p$  – кут нахилу першої групової траншеї до торця кар'єру чи його фронтального борту (друга і третя групові траншеї), град.

Друга груповая траншея формується у протилежному напрямку від першої зі сторони лежачого боку 3 на глибину  $H_2$  (м)

$$H_2 = \frac{(B_k - 2H_1 \operatorname{ctg}\beta - a - R)i_p}{(\cos\omega + \operatorname{ctg}\beta i_p)}. \quad (7.19)$$

Віддалення  $L_{mp.2}$  (м) від початку закладення до місця перетинання з третьою групою траншеєю 8 складає не менш

$$L_{mp.2} = \frac{(B_k - 2H_1 \operatorname{ctg}\beta - a - R)}{(\operatorname{ctg}\omega + \operatorname{ctg}\beta i_p) + 1,57R}. \quad (7.20)$$

Третя групова траншея влаштовується зі сторони висячого боку 2 на глибину  $H_3$  (м)

$$H_3 = \frac{[B_k - 2(H_1 + H_2) \operatorname{ctg}\beta - a - R]i_p}{(\cos\omega + \operatorname{ctg}\beta i_p)}. \quad (7.21)$$

Віддалення  $L_{mp.3}$  (м) від початку закладення до виходу на нижній горизонт визначають за формулою

$$L_{mp.3} = \frac{[B_k - 2(H_1 + H_2) \operatorname{ctg}\beta - a - R]i_p}{(\operatorname{ctg}\omega + \operatorname{ctg}\beta i_p) + 1,57R}. \quad (7.22)$$

У місці перетинання групових траншей з відкотними коліями на горизонтах 9 улаштовують колієпроводи із залізобетонних блоків, які засипають дрібнокусковою скельною породою, з наступним укладанням на них верхніх залізничних колій. Для ремонтних і допоміжних робіт застосовують автотранспорт, для якого влаштовують окрему автодорогу. При поглибленні кар'єру нижні горизонти розкривають шляхом послідовного нарощування кожної з групових траншей з розміщенням залізничних колій на відповідних відпрацьованих ділянках флангових бортів і протилежному торці кар'єру. Нижні горизонти 1 – 3 відпрацьовують із застосуванням автотранспорту, що скорочує тривалість їх розкриття і підготовки.

Аналіз параметрів виробок розкриття, наведених у табл. 7.1, показує, що всі розглянуті вище типові кар'єри по глибині розробки можуть повністю обслуговуватися трьома груповими траншеями з прямими заїздами на кожен горизонт.

Кількість виїзних колій у кожній траншеї й відповідно кількість колієпроводів залежать від конкретної інтенсивності вантажопотоків і обсягів виймання гірничої маси на кожному з горизонтів. Зі збільшенням нахилу колій від 40 до 60 – 160‰ глибина закладання прямих заїздів збільшується в 1,4 – 2,8 рази. При цьому відстань перевезення по борту кар'єру знижується в 3 – 4 рази. Слід зазначити, що зменшення розмірів кар'єру в плані при зниженні гірничих робіт викликає скорочення глибини заїздів  $H_2$  у порівнянні з  $H_1$  на 10 – 30% і  $H_3$  – на 20 – 30%. Із підвищенням ухилу колії першої групової траншеї до глибини  $H_1$  збільшується в межах від 1,45 до 3,6 разів;  $H_2$  – від 1,4 до 2,7 разів;  $H_3$  – від 1,2 до 2 разів.

Заведення крутих залізничних з'їздів до кар'єру при експлуатації електропоїздів суттєво відрізняється від організації робіт з існуючою схемою транспортних комунікацій. Послідовність гірничобудівельних робіт при введенні нового кар'єру в експлуатацію показана на рис. 7.23.

Таблиця 7.1

Параметри траншей розкриття для експлуатації електропоїздів

Найменування параметра	Ширина кар'єрного поля, м			
	1000	1500	2000	3000
$i_p = 80 \%$				
$H_1$	63	100	137	210
$L_{mp1}$	980	1442	1905	2317
$H_2$	53	82	113	173
$L_{mp2}$	855	1217	1605	2355
$H_3$	44	68	93	143
$L_{mp3}$	742	1042	1355	1980
$H_3 = H_1 + H_2 + H_3$	160	250	343	526
$i_p = 100 \%$				
$H_1$	77	121	164	254
$L_{mp1}$	962	1402	1832	1732
$H_2$	61	97	132	203
$L_{mp2}$	802	1162	1512	2222
$H_3$	42	76	104	159
$L_{mp3}$	672	952	1232	1782
$H_3 = H_1 + H_2 + H_3$	186	294	400	616
$i_p = 160 \%$				
$H_1$	119	187	256	393
$L_{mp1}$	936	1361	1792	2646
$H_2$	80	126	171	264
$L_{mp2}$	692	980	1261	1842
$H_3$	55	85	115	176
$L_{mp3}$	536	713	911	1292
$H_3 = H_1 + H_2 + H_3$	254	398	542	832

На першому етапі відпрацювання (див. рис.7.23,а) кар'єрного поля глибина кар'єру досягає 115 м, у роботі знаходиться п'ять горизонтів висотою по 23 м. Південний торець кар'єру, де виконуються розкриття й підготовка до експлуатації рудних горизонтів, обладнаний двома внутрішніми груповими траншеями. Перша 1' призначена для обслуговування двох верхніх горизонтів фронтального борту кар'єру зі сторони лежачого боку покладу й проходить з ухилом 40‰. При цьому для формування торця кар'єру можливо більшої довжини по проектному контуру виконується додатковий рознос ділянки борту петльової форми по породах лежачого боку покладу.

Друга внутрішня групова траншея 2', що призначена для обслуговування двох нижніх горизонтів по лежачому боку кар'єру, проходить з ухилом до 160‰. Північний торець обладнаний зовнішньою груповою траншеєю 8' з ухилом 40‰, яка згодом буде перетворена у внутрішню 9'. Ця система виїздів призначена для обслуговування групи уступів зі сторони висячого боку покладу.

При досягненні кар'єром глибини 230 м (див. рис.7.23,б) – другий етап відпрацювання кар'єру, відбувається формування у південному торці кар'єру системи внутрішніх виїзних траншей з проведенням прямого заїзду на горизонти 7 – 10 по другій груповій траншеї 5', що перерізає у лежачому боці транспортні комунікації перших семи горизонтів із спорудженням на кожному з них одноколійних коліспроводів.

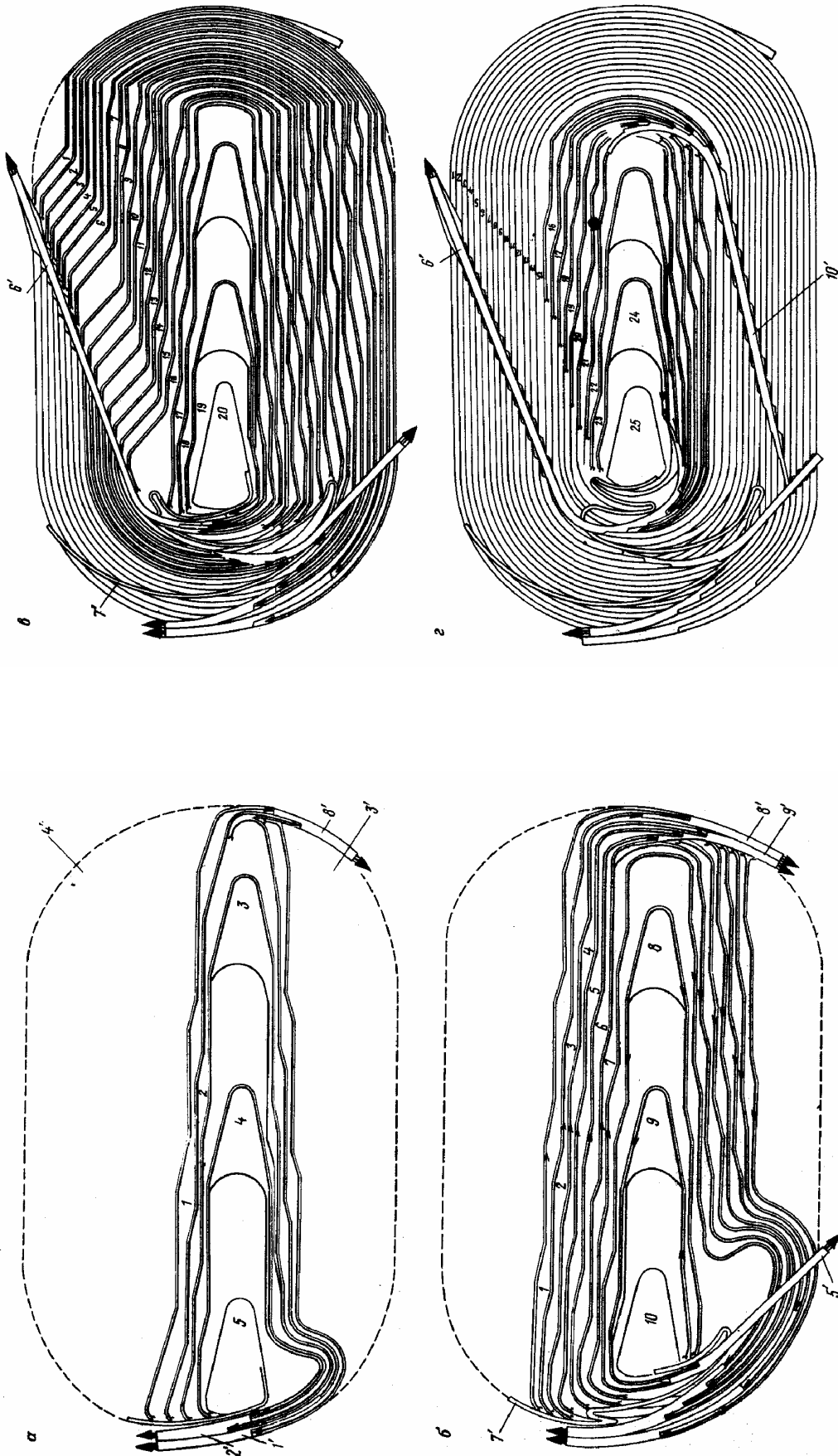


Рис.7.23. Схеми поетапного розкриття глибоких горизонтів кар'єру: а, б, в, г – відповідно при глибині 115, 230, 460 і 575 м; 1, 2 – групові виїзні траншеї з ухилом 40 і 60% у південному торці кар'єру; 3, 4 – відповідно друга і третя внутрішні групові траншеї з ухилом 160% у південному торці кар'єру; 7 – автодорога; 8, 9 – внутрішні виїзні траншеї з ухилом відповідно 40 і 160% у північному торці кар'єру; 10 – четверта групова траншея; 1 – 25 – горизонти кар'єру

Система виїзних траншей північного торця кар'єру обслуговує розкривні горизонти всячого боку покладу й також складається з двох внутрішніх групових траншей. Перша – 8', пройдена з ухилом 40 %, обслуговує два верхніх горизонти, нижні обслуговуються другою груповою траншеєю 9' з ухилом до 160%.

При глибині кар'єру, що складає 345 м, вантажно-транспортний зв'язок з денною поверхнею верхніх восьми горизонтів, які розташовані зі сторони лежачого боку покладу відбувається через існуючу систему транспортних комунікацій південного торця кар'єру. У цьому ж торці подовжується друга внутрішня групова траншея 5' з ухилом 160%, що обслуговує розкривні горизонти всячого боку покладу. На північному торці кар'єру транспортні комунікації повинні бути ліквідованими. При значних обсягах виймання порід у цьому торці може улаштуватися виїзна система групових траншей, аналогічна південному торцю.

Третій етап відпрацювання кар'єрного поля характеризується збільшенням глибини кар'єру до 460 м (рис. 7.23,в). Для забезпечення вантажно-транспортного зв'язку 16 – 20 горизонтів з поверхнею на відпрацьованій ділянці фронтального борту зі сторони всячого боку проводиться третя групова траншея 6' з будівництвом колієпроводів на горизонтах 9 – 15. На четвертому етапі відпрацювання (рис.7.23,г) глибина кар'єру досягає 575 м. Цей етап характерний великою зоною постановки ліквідації бортів кар'єру в проектне положення, що по глибині досягає 345 м (15 горизонтів). Тому по борту кар'єру зі сторони лежачого боку покладу пройдена четверта внутрішня групова траншея 10' з ухилом 160 %. Вона примикає до першої групової траншеї і виходить на горизонт 22. Третя групова траншея подовжена до горизонту 24. Зазначене розташування системи окремих групових виїзних траншей дозволяє здійснити прямі заїзди з поверхні на кожен горизонт без зміни напрямку руху поїздів.

Залежно від довжини транспортних комунікацій і обсягу гірничих робіт на кожному з горизонтів розраховують основні показники вантажоперевезень. Встановлено, що найбільш напруженим виявляється третій етап розробки для всіх типів кар'єрів. При цьому максимальна глибина розробки наближається до кінцевої глибини кар'єру. Відстань транспортування з глибоких горизонтів змінюється для кар'єрів 1 – 6-го типів відповідно у межах від 2,5 до 9 км. На всіх розкривних горизонтах працює по одному кар'єрному екскаватору з місткістю ковша до 20 м<sup>3</sup>. Експлуатується одна нитка пересувної залізничної колії. На кар'єрах 1, 2, 3 і 4-го типів необхідна інтенсивність руху забезпечується прямим навантаженням породи у вагони. На кар'єрах 5 і 6-го типів для цієї мети необхідно використовувати пересувні перевантажувальні пристрої, які працюють сумісно з екскаватором. Корисні копалини в усіх випадках доставляють авто-транспортом на перевантажувальні пункти. Для кар'єрів 3 і 4-го типів виїзди з рудних горизонтів повинні обладнуватися двоколійними дорогами, 5 і 6-го типів – три- або шестиколійними.

Аналіз зміни обсягів гірничобудівельних робіт при розносі робочих бортів для введення групових траншей у кар'єр дає підставу вважати, що перші три системи виїздів з ухилом 160% за наявності двох-шести залізничних колій у кожній з них характеризуються відносно невеликими значеннями додаткового виймання гірських порід у порівнянні з ухилами 40 – 60%. Відомо, що значні

обсяги гірничобудівельних робіт і великі відстані вивезення гірничої маси не дозволяють експлуатувати тягові агрегати на глибинах понад за 300 – 350 м. У цих умовах для формування систем виїзних траншей виймається до 20 – 40 млн м<sup>3</sup> гірських порід. З цього випливає, що відповідно до зазначених обсягів розкриття глибоких горизонтів системою з трьох окремих групових траншей до глибини 500 – 600 м цілком прийнятне.

### 7.5. Організація будівництва залізничних колій з підвищеним ухилом

Будівництво виїзних залізничних колій з ухилами до 160‰ пов'язано з необхідністю проведення групових траншей на відпрацьованих уступах неробочого борту кар'єру й перетинанням транспортних комунікацій, які обслуговують окремі робочі горизонти. Мінімальні терміни будівництва колієпроводів забезпечують спорудженням у місцях перетинання трас руху споруд із збірних залізобетонних блоків (рис. 7.24). Конструкція і габарити колієпроводу повинні відповідати розрахунковим навантаженням й інтенсивності вантажопотоку. Довжина колієпроводу  $l_{к.п}$  (м) може бути визначена за формулою

$$l_{к.п} = \frac{B_{кп} \operatorname{ctg} \alpha' + S_k (n_k - 1)}{\sin \alpha_1 + 2v_б}, \quad (7.23)$$

де  $B_{кп}$  – ширина колієпроводу в розрахунку на одну пересічену колію, м;  $\alpha' = \alpha_1 + \alpha_0$  – кут перетинання внутрішньої й зовнішньої трас залізничної колії, град;  $\alpha_1$  – кут між трасою залізничної колії великого ухилу й бортом кар'єру в плані, град;  $\alpha_0$  – кут закладення діагональної ділянки борту кар'єру, град;  $S_k$  – відстань між зовнішніми коліями, м;  $n_k$  – кількість колій на колієпроводі;  $v_б$  – безпечна відстань від верхньої брівки залізничного насипу до захисної стінки оголовка, м.

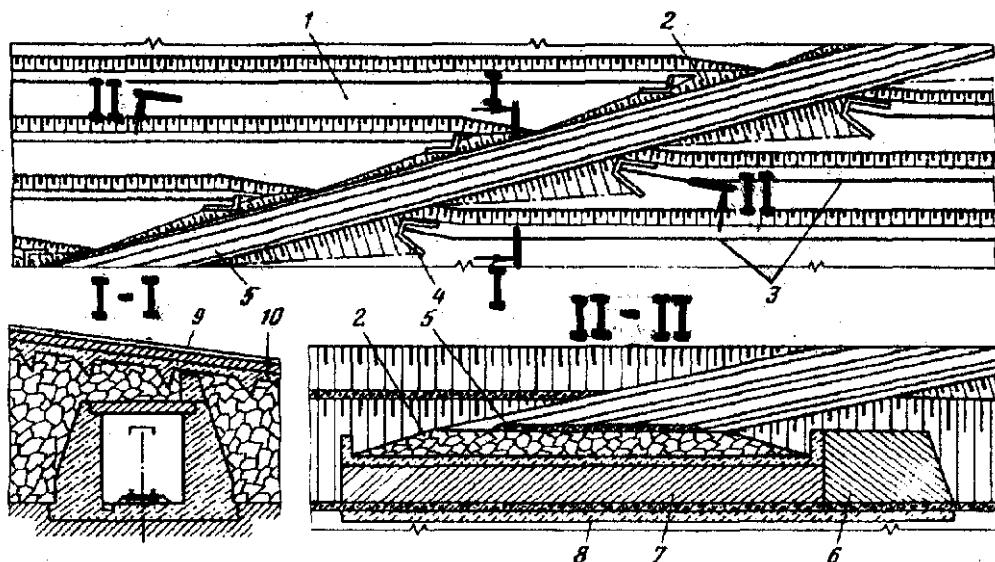


Рис. 7.24. Схема спорудження окремої групової траншеї в кар'єрі: 1 – транспортна площадка; 2 – насип; 3 – пересічене залізничне полотно; 4 – колієпровід; 5 – наступна групова траншея; 6 – оголовок колієпроводу; 7 – бокова стінка колієпроводу; 8 – залізобетонна підшва; 9 – залізничне полотно; 10 – залізобетонні плити з захисними упорами

Сумарну довжину колієпроводу  $L_{kn}$  (м) визначають з виразу

$$L_{kn} = \sum_1^N \sum_1^j l_{kn} n_2, \quad (7.24)$$

де  $n_2$  – кількість колій на одному транспортному горизонті;  $j$  – кількість транспортних горизонтів, які перетинаються трасою великого ухилу, од;  $N$  – кількість крутих трас.

Кут  $\alpha_1$  є основним показником, що визначає довжину траси стосовно довжини ділянки її можливого розміщення. За інших рівних умов він залежить від результуючого кута укусу борту кар'єру, по якому проводиться залізнична колія

$$\alpha_1 = \frac{\arcsin \operatorname{ctg} \beta}{i}, \quad (7.25)$$

де  $\beta$  – кут укусу борту кар'єру, град;  $i$  – кут нахилу залізничної колії, частки.

Мінімальний об'єм засипання колієпроводу  $W_{kn}$  (м<sup>3</sup>) щебенем на одному транспортному горизонті складає

$$W_{kn} = 0,5 h_y \left( \frac{e_n e_m}{\sin \alpha_1} + \frac{2e_m h_y \operatorname{ctg} \delta}{3 \sin \alpha_1} + e_n h_y \operatorname{ctg} \alpha_y \right) - h_{kn} l_{kn} e_m, \quad (7.26)$$

де  $h_y$  – висота уступу, м;  $e_n$  – ширина насипу поверху, м;  $e_m$  – ширина транспортного горизонту, м;  $\delta$ ,  $\alpha_y$  – кути укусу відповідно насипу й уступу, град;  $h_{kn}$  – висота колієпроводу, м.

Засипання колієпроводів можна проводити драглайнми або кар'єрними екскаваторами. Траншейну частину виїздів проводять з використанням існуючого на кар'єрі гірничотранспортного устаткування.

Збільшені ухили виїзних колій висувають особливі вимоги до залізничного полотна, його міцності та стійкості. Найбільш розповсюджений тип залізничної колії – рейково-шпальний на сипучому баласті – у даному випадку виявляється неефективним. У групових траншеях необхідно будувати монолітну рейкову колію на бетонній основі з використанням асфальтоцементної прокладки як баласта. Залізничне полотно може влаштовуватися з модернізованих монолітних плит ПЖДК-72, розрахованих на навантаження 400 т від ваги рухомого складу й швидкість 65 км/год, розмірами 2580x4150 мм і масою 4,46 т. До плит за допомогою пружних скоб кріплять рейки Р75 (рис. 7.25).

На довжину однієї рейки припадає три бетонні плити. Для підвищення стійкості плити можливий безпосередній зв'язок її з несучою основою шляхом анкерного кріплення. Несуча основа являє собою бетонні плити розмірами 3000 x 12500 x 300 мм, які укладають на поверхню насипу. Для запобігання сповзання залізничного полотна під дією динамічних навантажень рухомого складу несучу основу обладнують захисними упорами з залізобетону. Розміри упору: 3000x700x1000 мм. Крок установлення упорів 6,2 м. Для підвищення надійності системи колієпроводу обладнують контрупорами, в які упирається один із зубів несучої основи. З метою запобігання упорів від руйнування використовують пружну прокладку з гуми. У траншеях для кріплення залізничної колії можуть використовуватися анкери, що надійно забезпечують з'єднання плит зі скельною підшоною дна виробки.

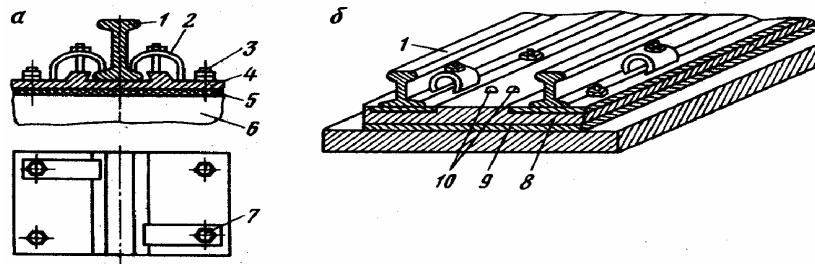


Рис. 7.25. Схеми кріплення залізничної колії (а) та її основи (б) у групових траншеях: 1 – рейка; 2 – пружна скоба; 3 – болтове кріплення; 4 – підкладка; 5 – пружна підкладка; 6 – залізобетонна основа; 7 – кріплення скоби; 8 – монолітна плита; 9 – асфальтова прокладка; 10 – отвір для закачування асфальтоцементної суміші

На кар'єрах з вивезенням гірських порід електровозами й тяговими агрегатами при складній, розвинутій на велику глибину системі внутрішньокар'єрних залізничних станцій і відкотних колій вирішувати питання розкриття нижніх горизонтів похилим траншеями важко. Тут можливо здійснювати перетинання транспортних комунікацій із застосуванням колієпроводів або розміщувати виїзні колії у похилих залізничних тунелях. Транспортна траса колії при відкритому способі проведення виробок і будівництві колієпроводів приймається прямолінійною або з невеликим скругленням при мінімальній кількості перетинання діючих комунікацій. Траса похилого тунелю здійснюється тільки прямолінійною. Кількість виїзних траншей визначається відповідно до необхідного обсягу перевезення й розрахунковою пропускною здатністю. Оскільки вироблений простір у нижній частині робочої зони невеликий, заїзди на робочі горизонти необхідно здійснювати з тупикової внутрішньокар'єрної станції, яку розташовують наприкінці групової траншеї або пологого стовпа тунелю.

Ефективність наведених способів проведення виробок розкриття визначається шляхом порівняння капітальних витрат на гірничобудівельні роботи. Необхідно відзначити, що експлуатація залізничних колій у похилих тунелях з ухилом до 160 ‰ характеризується низкою невирішених до останнього часу питань, таких як електропостачання контактних мереж, механізація гірничобудівельних і путьових робіт, обслуговування та ремонт залізничного полотна тощо. Аналоги спорудження таких виїздів у вітчизняній і світовій практиці відсутні. При спорудженні виїзних колій на колієпроводах зазначені питання вирішуються більш просто.

Як приклад розкриття глибоких горизонтів із застосуванням збільшених ухилів залізничних колій розглянуто кар'єр Лебединського ГЗК (див. рис.7.26,б), де траса відкотних колій з трьох ниток заводиться на гор. –32 м з утворенням станції Глибока. На Коркінському кар'єрі існуючу схему транспортних комунікацій можливо перетнути однією груповою траншеєю з трьома коліями під ухилом 160‰ і завести її на глибину 190 м від поверхні. Станція Глибока споруджується на горизонті  $\pm 0$  м (рис.7.27, а).



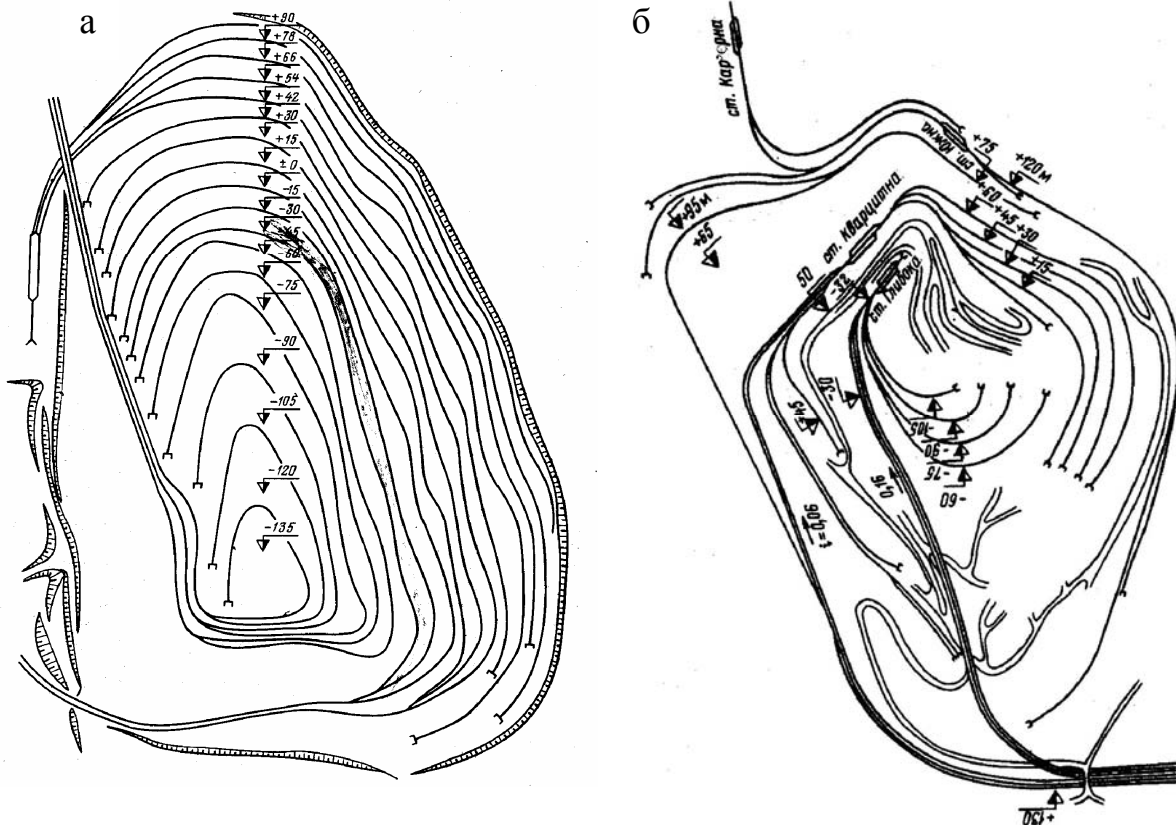


Рис. 7.26. Схема розкриття глибоких горизонтів кар'єру групою траншеєю: а – кар'єр №3 ПАТ “АрселорМіттал Кривий Ріг”; б – Лебединський кар'єр

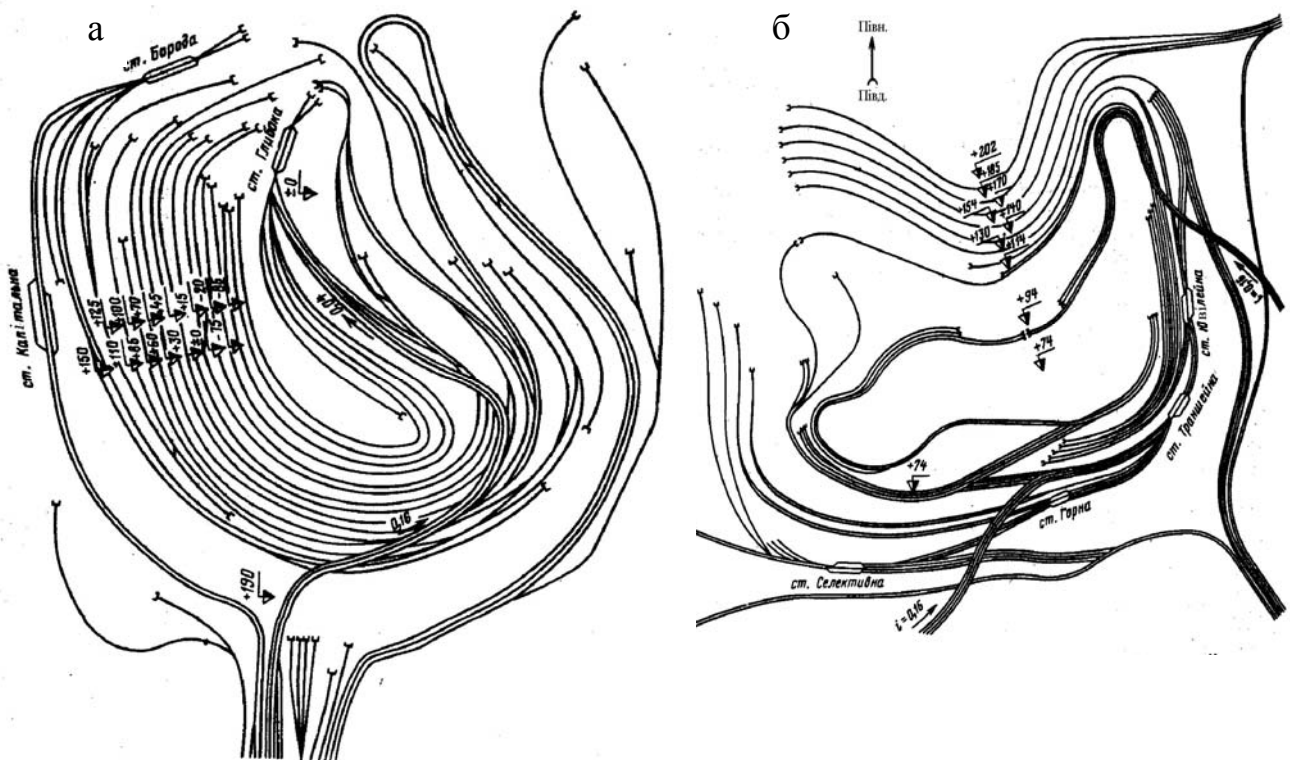


Рис. 7.27. Схеми розкриття глибоких горизонтів траншеями з ухилом 160% кар'єрів: а – “Коркінський”; б – “Богатир”

Найбільш складна схема відкотних виїздів на вугільному кар'єрі "Бога-тир" (рис.7.27, б). Велика його виробнича потужність викликає необхідність будівництва потужних станцій, які з'єднані між собою чотирма-шістьма нитками залізничного полотна. У цих умовах розкриття кар'єру на глибину 130 м двома груповими траншеями характеризується великою кількістю перетинань відкотних колій на горизонтах.

Аналіз техніко-економічних показників розкриття глибоких горизонтів типових кар'єрів показує, що у всіх випадках укладання виїзних колій на колієпроводах виявляється дешевшим у 1,5 – 3,3 рази порівняно з розміщенням їх у тунелях. До того ж переміщення кар'єрних електропоїздів по відкритих виробках надійніше через відсутність недоліків, властивих похилим залізничним тунелям. Установлено, що відстань перевезення кар'єрними електропоїздами в 4 – 5 разів менша, ніж тяговими агрегатами. Застосування електропоїздів на кар'єрах малої довжини за витратами рівноцінно з використанням конвеєрних підйомників, однак переважніше через відсутність перевантажень у суміжних ланках і необхідність додаткового дроблення скельних порід. На кар'єрах середньої й великої довжини витрати на перевезення кар'єрними електропоїздами нижче у порівнянні з тяговими агрегатами в 1,9 – 2,5 рази, а з конвеєрними підйомниками в 1,3 – 1,7 рази.

### **7.6. Проведення траншей комплексами машин безперервної дії**

Багатоківшові екскаватори для проведення траншей звичайно застосовують у м'яких породах і на тих кар'єрах, де вони є основними механізмами при розробці родовища. Так, у 1961 – 1962 рр. на будівництві Бандурівського буровугільного кар'єру замість звичайних схем проведення розрізної траншеї з використанням залізничного транспорту була застосована схема з використанням устаткування безперервної дії: повноповоротного багатоківшового ланцюгового екскаватора ДС-1000, відвалоутворювача А-1200 і системи пересувних стрічкових конвеєрів. Переміщення стрічкових конвеєрів і підекскаваторних залізничних колій здійснювалося турнодозером, обладнаним бічним консольним краном (рис. 7.28).

На рис. 7.29 показана схема проведення капітальної траншеї роторним екскаватором з навантаженням породи на стрічковий конвеєр. Тут передбачається використання прохідницького стрічкового конвеєра на рейковому ході, що встановлюється паралельно вибійному конвеєру й переміщується слідом за посуванням вибою по рейковій колії за допомогою тягової лебідки або роторного екскаватора. Порода з розвантажувального барабана прохідницького конвеєра передається на вибійний конвеєр по похилому жолобу. Рейкова колія у міру посування вибою розбирається по ланках і нарощується у бік вибою. Довжина прохідницького конвеєра може бути рівною довжині або половині довжини поставу вибійного конвеєра. У першому випадку введення в роботу наступного поставу вибійного конвеєра не вимагає припинення прохідницьких робіт, у другому – необхідна короткочасна зупинка для стикування конвеєрної стрічки й переносу хвостового барабана конвеєра. Ця робота може сполучатися у часі з місячним ремонтом екскаватора й консольного відвалоутворювача.

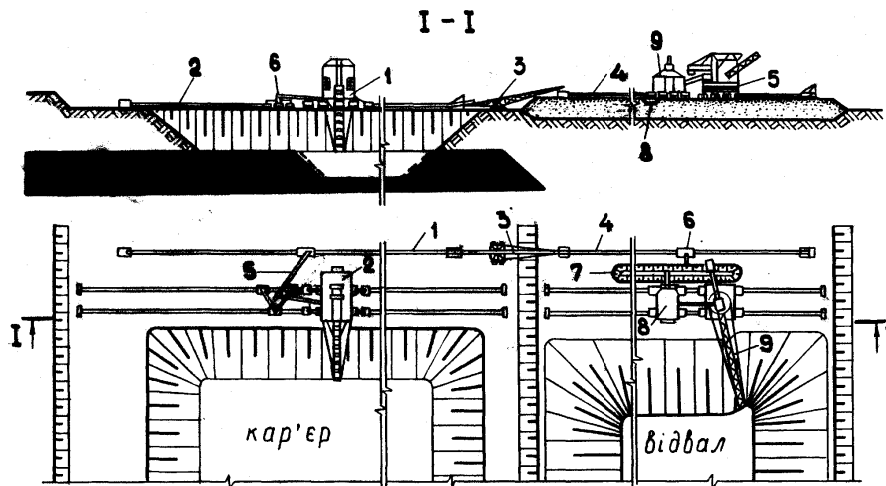


Рис. 7.28. Схема розкриття кар'єру ланцюговим багатоківшовим екскаватором: 1 – ланцюговий екскаватор; 2 – магістральний стрічковий конвеєр; 3 – консольний перевантажувач; 4 – відвальний стрічковий конвеєр; 5 – перевантажувач на залізничному ході; 6 – відвальний консольний відвалоутворювач; 7 – приймальна траншея; 8 – абзетцер; 9 – консольний відвалоутворювач

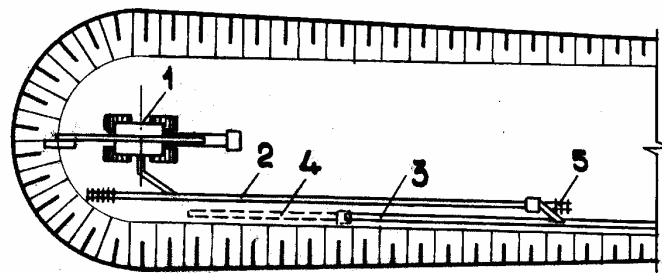


Рис. 7.29. Схема проведення траншеї роторним екскаватором тупиковим вибоєм з нижнім навантаженням породи: 1 – роторний екскаватор; 2,3 – пересувний та вибійний стрічковий конвеєри; 4 – траса подовження вибійного конвеєра; 5 – рейкова колія

При проведенні розрізних траншей з великими поперечними розмірами, призначеними для встановлення потужних комплексів машин, можна використовувати для прохідницьких робіт ті ж роторні екскаватори, консольні відвалоутворювачі й магістральні стрічкові конвеєри, які прийняті для розробки даного родовища у період експлуатації, не прибігаючи до застосування на будівництві допоміжного гірничотранспортного устаткування.

*Транспортно-відвальний спосіб проведення розрізних траншей* передбачає використання комплексу машин безперервної дії, що містить роторний екскаватор й відвалоутворювач. Відвалоутворювач передає породу будівельного розкриття із траншеї на борт кар'єру (рис. 7.30). Будівництво кар'єру починається з проведення транспортно-відвальним способом тимчасової похилої траншеї, розташованої в контурах розрізної траншеї з боку неробочого борту. Після її проведення транспортно-відвальний комплекс здійснює проведення піонерної розрізної траншеї. Потім її розширення до проектних контурів здійснюють та-

ким же способом поздовжніми або поперечними західками. Вантажотранспортний зв'язок з добувним горизонтом у процесі експлуатації кар'єру здійснюється по з'їзду, утвореному при підсипанні порід будівельного розкриття до неробочого борту траншеї за допомогою відвалоутворювача. Вирівнювання відвалу породи до проектного профілю з'їзду виконується бульдозером.

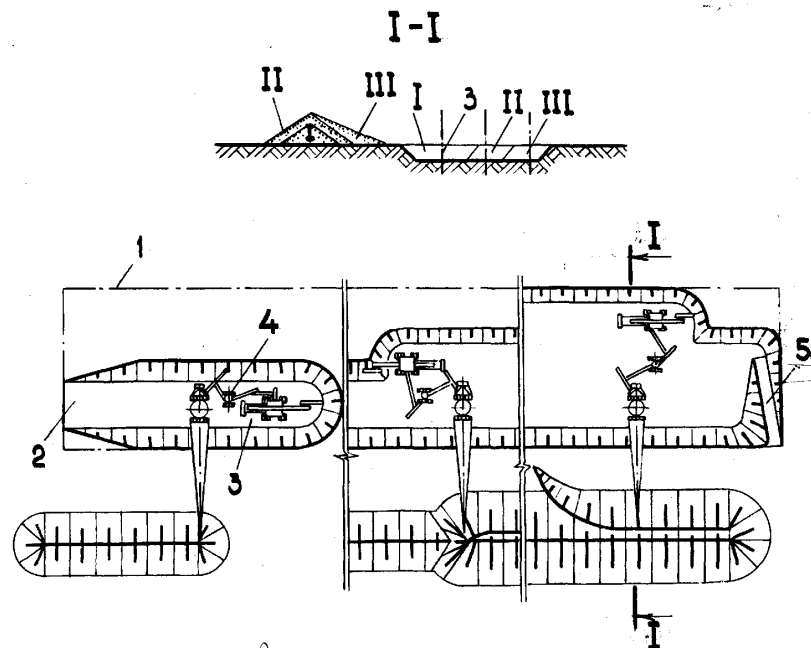


Рис. 7.30. Схема почергового проведення широкої розрізної траншеї роторним екскаватором: 1 – проектний контур розрізної траншеї; 2 – ширина траншеї першої черги з тупиковим I, фронтальним II і III та відповідним складуванням породи на неробочому борту; 3 – роторний екскаватор; 4 – перевантажувач; 5 – виїзна траншея

Корисна копалина на ділянці, що підлягає підсипанню, повинна попередньо видалятися скрепером, який у період експлуатації кар'єру використовується для зачищення покрівлі шару або інших допоміжних робіт. Похила траншея після уведення експлуатаційного устаткування до кар'єру ліквідується. Глибина розрізної траншеї, яка може бути створена при проведенні її транспортно-відвальним способом, залежить від ширини траншеї, гірничо-геологічних умов родовища й конструктивних параметрів відвалоутворювача. Для комплексу машин продуктивністю 3000 м<sup>3</sup>/год кінцева глибина розрізної траншеї при проведенні її транспортно-відвальним способом досягає 18 – 20 м.

*Технологічна схема проведення розрізної траншеї глибиною до 70 м передбачає пошарове проведення розрізної траншеї двома уступами.*

На першому уступі зверху використовується роторний екскаватор ЕРГ-1600  $\frac{40}{10}$ 31 (1) і відвалоутворювач ОШР-4500/180 (2), за допомогою якого породи будівельного розкриття перевантажуються на магістральний конвеєр (3), установлений на її борту. На другому уступі використовується роторний екскаватор ЕРГ -1600  $\frac{40}{10}$ 31 (4) і система стрічкових конвеєрів (5) (рис. 7.31).

У процесі проведення розрізної траншеї комплексами машин безперервної дії можна здійснювати супутнє видобування корисної копалини. При цьому можуть бути два випадки:

– супутнє видобування корисної копалини виконується слідом за проведенням розрізної траншеї після створення необхідного випередження розкривних робіт;

– супутнє видобування корисної копалини починається з моменту, коли розрізна траншея буде пройдена на переріз і довжину, що забезпечують виробничу потужність кар'єру з урахуванням одночасності закінчення робіт з проведення траншеї й виймання західки корисної копалини.

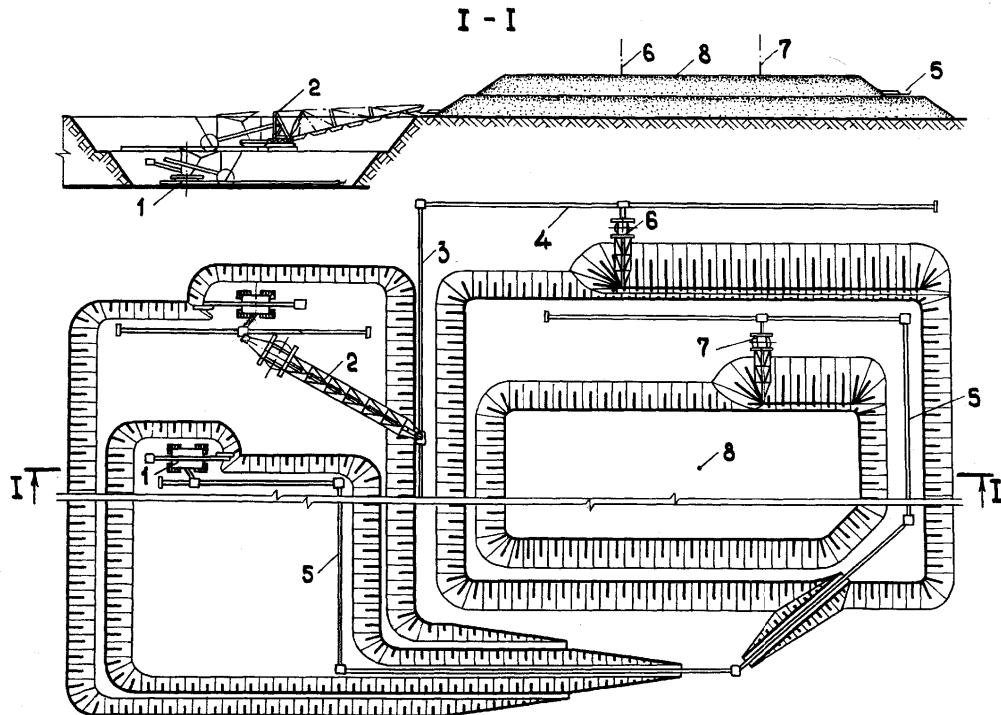


Рис. 7.31. Схема проведення розрізної траншеї двома уступами на глибину 70 м: 1 – нижній роторний екскаватор; 2 – верхній виймально-навантажувальний комплекс у складі роторного екскаватора й консольного відвалоутворювача; 3, 4 – верхні магістральний та відвальний стрічкові конвеєри; 5 – нижні магістральний та відвальний стрічкові конвеєри; 6, 7 – нижній і верхній відвалоутворювачі; 8 – поверхня зовнішнього відвалу

З найменшими втратами часу й найбільшою продуктивністю екскаватор ЕРГ-1600 $\frac{40}{10}$ 31 й відвалоутворювач ОШР-4500/180 будуть працювати, перебуваючи між собою на відстані 95 м. Зменшення ширини підшви розрізної траншеї за рахунок повороту відвальної консолі відвалоутворювача можливо здійснити тільки за умови забезпечення підготовлених до здачі кар'єру в експлуатацію запасів корисної копалини в обсязі, передбаченому проектом.

Схема проведення капітальної траншеї комплексами машин безперервної дії крім свого основного призначення повинна також забезпечити введення до кар'єру потужного експлуатаційного устаткування. При цьому конструктивні

особливості відвалоутворювача ОШР-4500/180 допускають переміщення його тільки при розташуванні відвальної консолі за нормаллю до поздовжньої осі руху. При цьому мінімальна ширина підошви траншеї складе 69 м. Для створення безпечних умов роботи відвалоутворювача необхідно виконувати заукіску верхньої частини борту траншеї з боку відвальної консолі відвалоутворювача. Для спільної роботи екскаватора ЕРГ-1600 й відвалоутворювача ОШР-4500/180 застосовується допоміжний перевантажувач продуктивністю 4500 м<sup>3</sup>/год (породи в розпушеному стані) довжиною 60 м.

Найбільш раціональною схемою проведення капітальної траншеї є транспортно-відвальна, з розміщенням порід будівельного розкриву безпосередньо на борту траншеї (рис. 7.32). Забезпечення безпечного кута укосу виконується керуванням розвантаженням відвалоутворювача по радіусу в процесі повороту його відвальної консолі. Кінцева глибина капітальної траншеї, за умовою розміщення всього обсягу порід будівельного розкриву на її борту при ширині підошви 69 м становить 31 м, а при ширині 120 м – 27,4 м.

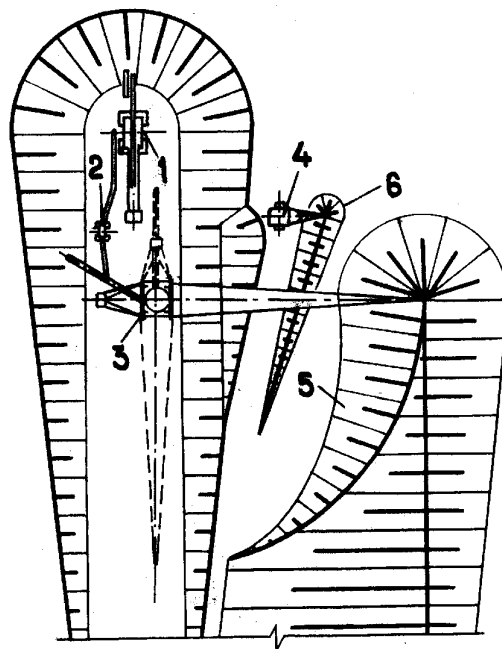


Рис. 7.32. Схема розширення траншеї, що проводиться роторним екскаватором: 1 – роторний екскаватор; 2 – перевантажувач; 3 – консольний відвалоутворювач; 4 – драглайн; 5, 6 – відвали породи на неробочому борту траншеї, що утворюються консольним відвалоутворювачем і драглайном відповідно

Гірничотранспортне устаткування безперервної дії дозволяє різко скоротити строки будівництва, довівши їх до 1,5 – 2 років замість 4 – 5 років при застосуванні інших прохідницьких машин. При цьому уявляється можливим уже в перші 6 місяців будівництва кар'єру освоювати до 50% його проектної потужності [26].

Також при проведенні траншей багатоківшовими екскаваторами можна використовувати транспортно-відвальний міст, якщо він у подальшому буде прийнятий для експлуатації родовища. У разі проведення розрізної траншеї на косогорі (рис. 7.33) можливе застосування двох способів. При першому

(рис. 7.33, а) на поверхні спочатку монтується ферма моста 1 з екскаваторною опорою 2 і знижена відвальна опора 3, що встановлюється на спеціальному підсипанні похилої поверхні. Потім екскаватором 4 проходиться розрізна траншея з передачею породи до відвалу за допомогою стрічкового конвеєра, встановленого на мосту. Після утворення розрізної траншеї тимчасова відвальна опора замінюється на постійну 5.

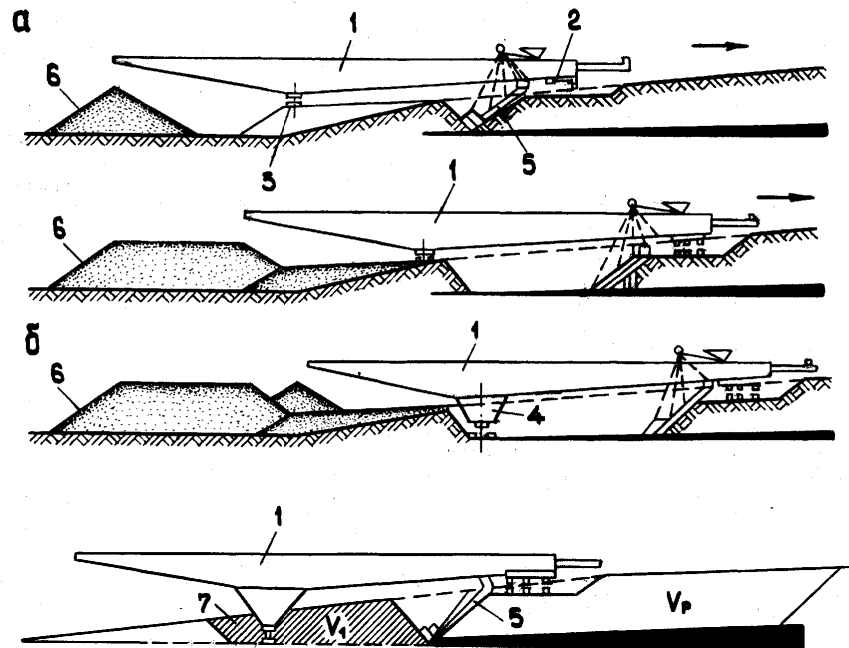


Рис. 7.33. Схема проведення розрізної траншеї із застосуванням транспортно-відвального мосту з розміщенням відвальної опори на схилі земної поверхні (а) та дні виробленого простору (б): 1 – транспортно-відвальний міст; 2 – вибійна опора мосту; 3, 4 – відвальна опора мосту на схилі та дні виробленого простору; 5 – ланцюговий багатоківшовий екскаватор; 6,7 – зовнішній та внутрішній відвали відповідно

При другому способі (рис. 7.33, б) спочатку виконується виймання об'єму  $V_1$  із застосуванням колісного транспорту. Потім у цій виїмці монтується міст і проводиться розрізна траншея об'ємом  $V_p$ . За даними О. Гольда, успішне використання транспортно-відвального мосту на гірничобудівних роботах мало місце в 1931 – 1932 рр. на кар'єрі Гостенс у Франції. Розкриття кар'єру було зроблено невеликим мостом при сумісній роботі з роторним екскаватором.

### 7.7. Спеціальні та комбіновані способи проведення пологих траншей

До спеціальних способів відносять проведення траншей за допомогою бульдозерів, скреперів, буропідливних робіт і гідромеханізації.

Проведення траншей тракторним виймально-навантажувальним устаткуванням ефективно при потужності м'яких порід до 3 – 5 м і відстані транспортування бульдозерами до 50 – 60 м. Гусеничними скреперами доцільно роз-

робляти осушені породи потужністю до 10 – 15 м з відстанню транспортування до 300 – 500 м, пневмоколісними тягачами – за 1000 – 1500 м.

*Підришний спосіб проведення траншей на викид* іноді застосовують для прискорення гірничобудівельних робіт. Його можна застосовувати у породах будь-якої міцності. Термін проведення траншей у порівнянні з екскаваторними роботами скорочується в 3 – 4 рази. Так, на будівництві Новотришевського вугільного кар'єру в Черемхівському басейні вибух на викид дозволив виконати розкриття горизонту за 2,5 місяці замість 7 – 8 місяців при екскаваторно-транспортних роботах. Масові вибухи на викид дають можливість одержувати траншеї великої глибини. Так, на Коркінському буровугільному кар'єрі у такий спосіб була проведена траншея глибиною 22 м.

При підривному способі забезпечується висока продуктивність праці. Підготовку до підривання (проведення шурфів і камер) можна вести паралельно з освоєнням нового району в будь-яких кліматичних умовах протягом цілого року. Недоліком проведення траншей вибухом на викид є висока вартість 1 м<sup>3</sup> підривання гірничої маси за рахунок вартості ВР; труднощі одержання виїмки необхідного профілю; неможливість розташування всієї розпушеної породи на неробочому борту траншеї, а також неможливість виконання вибухів у разі знаходження у зоні житлових будівель й промислових споруд.

*Проведення траншей із застосуванням гідромеханізації* (див. розд. 2.3 і 3.3) здійснювалося при будівництві низки вугільних кар'єрів: Батурицького № 3-4, Красносільського, Ермолаївського на Південному Уралі, Вовчанського – Північному Уралі тощо. За наявності достатньої кількості води, дешевої електроенергії й порід, що добре розмиваються, цей спосіб був досить ефективним. Так, наприклад, на Красносільському кар'єрі вартість робіт при гідромеханізації виявилася приблизно на 25% нижчою, ніж при застосуванні екскаваторів.

Комбіновані способи проведення траншей застосовують, коли робочі параметри драглайна або механічної лопати недостатні для проведення траншеї повним перерізом за найбільш ефективною безтранспортною схемою. При цьому певну частину обсягу породи розробляють за безтранспортною схемою з розміщенням її безпосередньо на борту траншеї, а іншу частину розробляють й вивозять із застосуванням залізничного, автомобільного або конвеєрного чи комбінованих видів транспорту, залежно від гірничотехнічних умов і наявності устаткування.

За схемою, показаною на рис. 7.34, проведення капітальної траншеї комбінованим способом здійснюється двома вибоями. У передовому працює драглайн, який приблизно половину обсягу породи розміщує на борті траншеї. Другий вибій обслуговується механічною лопатою у сполученні з автомобільним транспортом.

Капітальні траншеї можна проводити й за допомогою одного екскаватора, змінюючи в міру необхідності розміри й конструкцію робочого устаткування. Так, драглайн проходить першу західку з розміщенням породи на борт траншеї. Потім проходять другу західку прямою мехлопатою й породу вивозять на зовнішні відвали автосамоскидами чи залізничними поїздами.



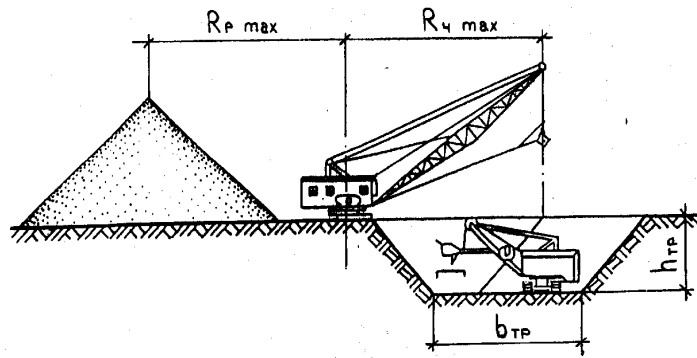


Рис. 7.34. Схема проведення траншеї із застосуванням драглайна і прямої мехлопати

### 7.8. Проведення похилих і крутих траншей

Будова стрічкових конвеєрів для переміщення гірничої маси бортом кар'єру припускає проведення похилих траншей під кутом до  $18^\circ$ . Оскільки кут укосу неробочих бортів складає  $36 - 42^\circ$ , траса похилої траншеї розташовується під кутом  $\varphi$  (град) до простягання їхньої верхньої брівки:  $\varphi = \arcsin \alpha_k / \sin \beta_n$ , де  $\alpha_k$  і  $\beta_n$  – відповідно кути нахилу конвеєрної лінії й укосу неробочого борту, град.

В умовах діючого кар'єру глибокі горизонти можуть розкриватися похилою траншеєю, розташованою не тільки на неробочому, але й на тимчасово законсервованому борті кар'єру, а також на ділянці кінцевого контуру кар'єрного поля, яку створено шляхом випереджувальної розробки борту в місці розміщення конвеєрного підйомника. Улаштування конвеєрної лінії в стаціонарному положенні без наступного перенесення на нове місце переважніше. Дослідження, виконані під керівництвом Б.Н. Тартаковського, показали, що раціонально розміщувати похилу траншею на тимчасово неробочому борту при глибині кар'єру до 100 м, на ділянці кінцевого контуру кар'єрного поля з попереднім проведенням випереджувальних виробок – від 100 до 200 м, на неробочому борту в постійному положенні – при глибині кар'єру 200 – 300 м.

Оскільки похилі траншеї проводять на ділянці борту, що має транспортні площадки й берми безпеки, можливі три схеми гірничобудівельних робіт. За першою уступи оббурюють свердловинами до глибини, що відповідає куту нахилу траншеї, та підривають. Потім під кутом  $8^\circ$  до верхньої брівки ділянки горизонту і кутом  $16 - 18^\circ$  – до поздовжньої осі траншеї кар'єрним екскаватором послідовно одну за одною зверху донизу проходять її ділянки між суміжними уступами. Породу скидають на горизонтальну підшву уступу й у подальшому вивозять за межі кар'єру автосамоскидами. З метою зменшення обсягу робіт з оформлення траншеї лежачий її бік і нижня брівка уступу повинні збігатися. Мінімальна ширина траншеї понизу  $b_{mp}$  (м) складає  $10 - 20$  м і визначається за формулою

$$b_{mp} = R_{ч,y} + R_x + C_x, \quad (7.27)$$

де  $R_{ч,y}$  і  $R_x$  – відповідно радіуси копання на рівні стояння екскаватора й обертання його хвостової частини, м;  $C_x$  – безпечний розмір між хвостовою частиною екскаватора і масивом породи, м.

За другою схемою бурові роботи ведуть так, щоб верхню частину уступів по трасі траншеї можна було підривати на максимальну глибину, а нижню – на глибину вдвічі меншу. При цьому частина подрібненої вибухом гірничої маси поділяється екскаватором по трасі траншеї з підсипанням у нижній частині уступів, а інша скидається вниз. Роботи з проведення траншеї виконують послідовно зверху донизу. Обсяг виймання породи порівняно невеликий. Однак обсяг підсипання й робота бульдозера з оформлення дна траншеї досить суттєві.

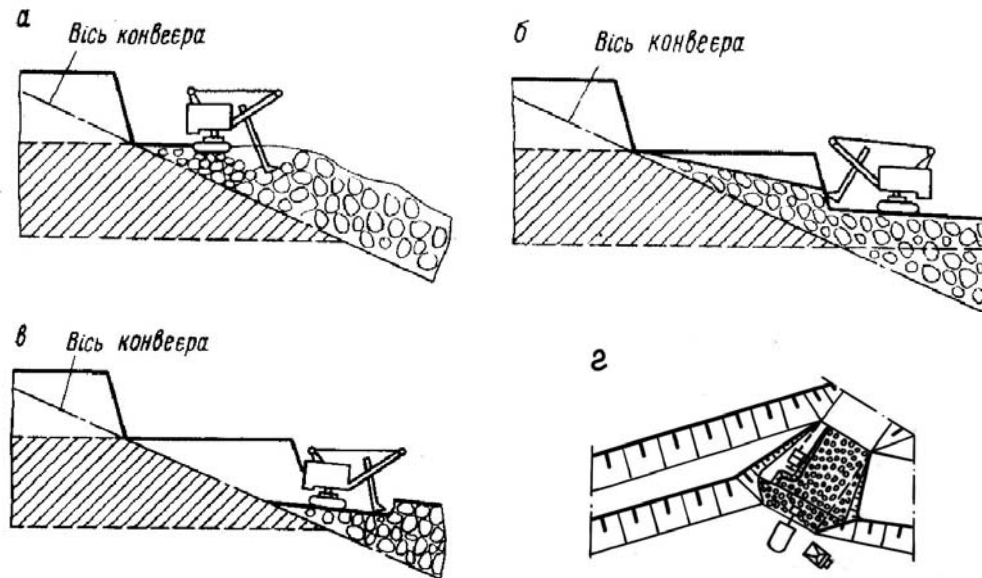


Рис.7.35. Послідовність проведення похилої траншеї  
(г – пропозиція ІГС МЧМ СРСР, 1990 р.)

За третьою схемою подрібнена вибухом порода по трасі траншеї між суміжними уступами виймається шарами висотою 5 – 6 м і перекидається на нижню площадку. Таким способом була проведена похила траншея для розміщення конвеєрного підйомника на кар'єрі № 1 НКГЗК. Тут екскаватор ЕКГ-4,6Б розташовувався на верхній площадці скельного уступу приводними зірочками вперед для роботи під ухил. Спочатку був проведений тимчасовий з'їзд під кутом 5 – 6° з переекскавацією подрібненої породи вниз по трасі для створення необхідного ухилу і захисного валу нижче гусениць екскаватора (рис. 7.35, а). Потім екскаватором формувалася слабопохила площадка з розширенням її у бік кінцевого контуру дна траншеї (рис. 7.35, б). Після цього верхнім копанням прибиралась порода, що залишилася, з формуванням повного контуру траншеї (рис. 7.35, в). Продуктивність екскаватора досягала 60 тис. м<sup>3</sup>/міс.

Траншея проходила по м'яких породах у верхній частині кар'єру драглайном Е-2005. Порода складалася по обох боках траншеї. Після проведення ділянки похилої траншеї на висоту одного уступу екскаватор переміщувався по тимчасовому з'їзді до нижнього уступу. Проведення траншеї велось в денний час і продовжувалося 2 міс. Обсяг вийнятої породи склав 110 тис. м<sup>3</sup>.

Для проведення похилих траншей можуть застосовуватися і транспортні схеми, однак безтранспортні за обсягом гірничобудівельних робіт, продуктивності устаткування й технологічності переважніші.

Проведення похилих траншей характерно посуванням верхньої частини борту для розміщення їх дна і перевантажувальних пунктів. При цьому обсяг гірничих робіт  $V_n$  (м<sup>3</sup>) визначається з виразу

$$V_n = H_n \left( \frac{0,5H_n}{\sin \alpha_c} + l_{n.n} + 0,5 C_d \right) v_{mp} \cos \varphi, \quad (7.28)$$

де  $H_n$  – різниця між рівнем верхньої і нижньої площадок конвеєрного підйомника, м;  $l_{n.n}$  – довжина площадки на ділянці борту для створення перевантажувального пункту, м;  $C_d$  – довжина сполучення борту кар'єру і перевантажувального пункту, м.

Проведення крутих траншей по укосі неробочого борту кар'єру під кутом 36 – 42° дозволяє знизити до мінімуму обсяг гірничобудівельних робіт. Однак більша крутизна траси накладає деяке обмеження на вибір засобів механізації вивезення подрібненої породи. При цьому застосування екскаваторів виключається, а всі роботи виконуються бульдозером. Так, при будівництві скіпового підйомника на Сибайському кар'єрі відповідно до проекту УНДПРОМІДЬ у контурах траншеї ділянку неробочого борту висотою 115 м оббурювали верстатом БМК-4. Свердловини діаметром 100 мм бурили на глибину до 45 м з кутами нахилу 39 – 70°. Усі свердловини підривали одночасно з деяким уповільненням. Обсяг подрібненої породи склав 41 тис. м<sup>3</sup>. Породу, що залишилася після вибуху в контурах траншеї, зіштовхували бульдозером униз. Для безпеки бульдозер переміщувався по трасі траншеї за допомогою двох металевих канатів й лебідки. На нижній площадці порода навантажувалася екскаватором в автосамоскиди та вивозилася ними з кар'єру.

### 7.9. Технології проведення горизонтальних підземних виробок та похилих стволів

Розміщення конвеєрних підйомників за кінцевими контурами кар'єрного поля в масиві гірських порід вимагає проведення не тільки похилих стволів, але й горизонтальних виробок: квершлагів, штреків, штолень, камер перевантажувальних пристроїв. Площа поперечного перерізу їх визначається графічним способом з урахуванням габаритів розташовуваного гірничотранспортного устаткування, а також проміжків між ними й стінками виробок, які призначені для проходження персоналу, руху допоміжних транспортних засобів, монтажу, демонтажу та обслуговування стрічкових конвеєрів, дробарок і пов'язаних з ними механізмів.

Оскільки на великих кар'єрах знайшли застосування конвеєри з шириною стрічки 1600 і 2000 мм, площа поперечного перерізу підземних виробок у світлі для їх розміщення складає 17,1 – 24,6 м<sup>2</sup>. Штольні для руху автосамоскидів типу БілАЗ-548 мають площу поперечного перерізу в світлі 78 м<sup>2</sup>, для переміщення автопоїздів АШ-75 – 42,7 м<sup>2</sup>. Застосування електровозів К-14 і вагонеток ВГ-10 вимагає проведення одно- й двоколійних відкотних виробок з площею поперечного перерізу відповідно 19,8 і 21,4 м<sup>2</sup>. Площа поперечного перерізу в світлі камер розвантажувальних і перевантажувальних вузлів досягає 252,8 м<sup>2</sup>.

Форму поперечного перерізу виробок вибирають залежно від фізико-механічних властивостей перетинаних гірських порід, можливого характеру прояву гірського тиску, призначення і терміну служби виробок, матеріалу й типу кріплення. Корисна площа поперечного перерізу виробки залежить від її форми. Для розміщення конвеєрів найбільше поширення одержали склепоподібна форма з монолітного залізобетонного кріплення та підковоподібна форма перерізу з тубінгового збірного або блокового кріплення (рис. 7.36).

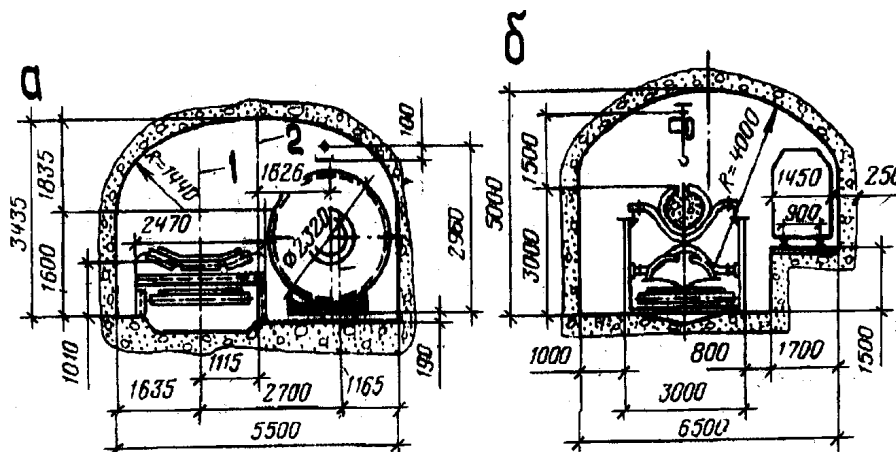


Рис. 7.36. Схема поперечного перерізу шахтного ствола, який обладнаний похилим стрічковим конвеєром (а) та крутопохилим стрічково-візковим конвеєром (б): 1 – вісь конвеєра; 2 – вісь ствола; 3 – вісь колії фунікулера

У м'яких породах при проведенні устя похилого ствола підземним способом розробка ведеться вручну відбійними молотками, а також екскаваторами – при відкритому способі, з наступним кріпленням і засипанням виробки. У скельних породах застосовують буропідривний спосіб руйнування порід. Стволи й сполучні виробки проходять суцільним вибоєм, камери – поуступно. Подрібнену породу прибирають навантажувальними машинами або скреперними пристроями з транспортуванням її в шахтних вагонетках або скіпах.

У Кривбасі накопичений значний досвід з проведення великогабаритних гірничих виробок. Проектні рішення інститутів КРИВБАСПРОЕКТ і ПІВДЕНГІПРОРУДА щодо будівництва конвеєрних піднімальних комплексів реалізовані ВО "КРИВБАСШАХТОПРОХОДКА". При будівництві піднімальних комплексів з устаткуванням стрічкових конвеєрів у похилих траншеях резервування конвеєрних ліній не передбачається. У той же час при розміщенні їх у підземних виробках гірнича маса в окремих випадках видається на поверхню по двох похилих стволах. Так, за проектом інституту Південгіпроруда передбачено на Полтавському гірничо-збагачувальному комбінаті поблизу діючого конвеєрного підйомника у південно-західному торці кар'єру побудувати новий. У міру поглиблення похилих стволів обидва підйомники будуть поперемінно видавати на поверхню руду і скельні породи розкриву. Спочатку південно-західний піднімальний комплекс буде заглиблений до горизонту – 180 м, потім до –225 м і переведений на транспортування порід розкриву. На другому етапі розробки в 2015 р південний рудний комплекс буде заглиблений до гор. –315 м, а південно-західний розкривний з'єднаний з його корпусом крупного дроблення на гор. –225 м.

На третьому, четвертому і п'ятому етапах відпрацювання кар'єру проводиться послідовне випереджувальне заглиблення південного конвеєрного підйомника на гор.  $-405$  м і  $-495$  м з використанням верхніх розвантажувальних площадок рудного комплексу для видачі порід розкриву. Залежно від зміни режиму ведення гірничих робіт у кар'єрі мається можливість направляти рудний і розкривний вантажопотоки будь-яким конвеєрним підйомником.

Підземні виробки конвеєрних комплексів складаються з рудного і породного конвеєрних стволів, камер станцій перевантажень, допоміжних доставочних і вентиляційних хідників. Проведення конвеєрного ствола по м'яких породах запланована з попереднім їх заморожуванням. Ділянку ствола в тріщинуватій вивітрілій зоні проходять з цементациєю. Всі інші ділянки стволів проходять із застосуванням буропідривних робіт. Площа поперечного перерізу похилого ствола прийнята за умови розміщення в ньому конвеєра з шириною стрічки  $2000$  мм, підвісної монорейкової дороги й зазорів безпеки між ними та кріпленням виробки. Ширина ствола у світлі  $- 5,2$  м, кут нахилу  $-$  від  $4$  до  $15^\circ$ . Ширина виробок від дробильних установок до магістральних конвеєрів у світлі складає  $5,2$  м, кут нахилу  $-$  від  $7$  до  $15^\circ$ . Параметри камер станцій перевантаження визначені за умови розміщення в них привідних і натяжних механізмів конвеєрів, а також обслуговування їх мостовим краном. Розміри камери з розміщенням в них чотирьох приводів для магістральних конвеєрів показані на рис. 7.37. Для розміщення двох приводів передаточних конвеєрів потрібно проведення камери площею  $25 \times 10,5$  м і висотою  $20,5$  м.

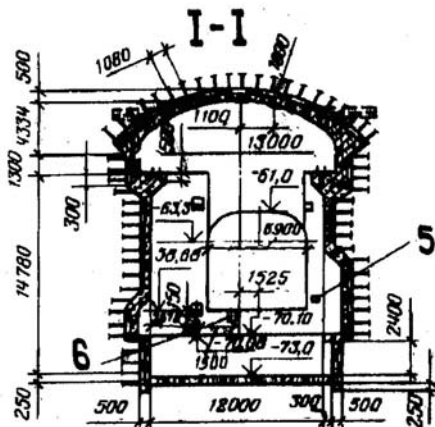
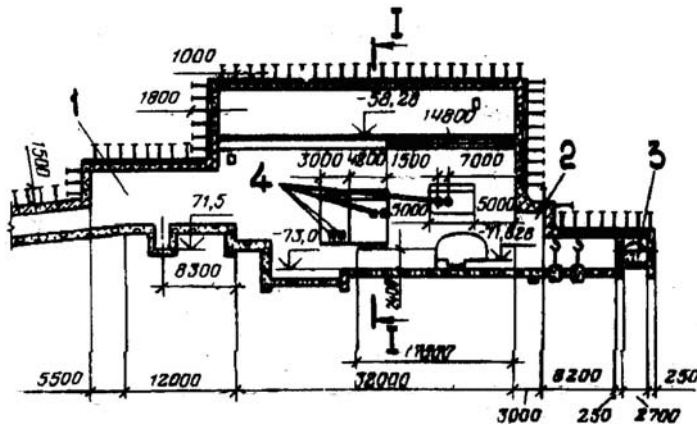


Рис. 7.37. Схема підземної камери для перевантажування гірничої маси з одного стрічкового конвеєра на другий: 1 – камера привідної станції верхнього конвеєра; 2 – камера натяжної станції нижнього конвеєра; 3 – боковий хідник; 4 – 6 – виїмки для закладних деталей перевантажувального пункту

У період експлуатації комплексу для спуску й підйому людей, матеріалів і устаткування похилий рудний ствол обладнується вантажно-людським фунікулером. Породний ствол призначений для доставки людей і матеріалів, для чого він обладнується підвісною монорейковою дорогою. Доставка матеріалів і устаткування до пункту перевантаження здійснюється по транспортних хідниках електровозами К-14. Підземні води з гірничих виробок самопливом передаються у кар'єр. Туди ж скидається і технологічна вода від змиву просипу з конвеєрів. Схема провітрювання гірничих виробок нагнітальна. Свіже повітря у похилі стволи подається по вертикальному стволу дренажного комплексу кар'єру і вентиляційному горизонтальному хіднику.

Проведення підземних виробок рудного конвеєрного комплексу на першому етапі до гор.  $-225$  м здійснюється чотирма вибоями: з поверхні спадним вибоєм; з боку площадки гор.  $-105$  м кар'єру проводять допоміжну штольню й камеру перевантаження № 2; з боку площадки гор.  $-240$  м кар'єру спадним вибоєм проводять похилий ствол і камеру перевантаження № 1, а підняттяєвим вибоєм – допоміжну штольню і похилий ствол.

Подальше поглиблення рудного й породного конвеєрних комплексів на другому-п'ятому етапах здійснюється через допоміжні доставочні штольні з боку кар'єру, що не впливає на роботу раніше уведених в експлуатацію ділянок комплексів. Для проведення рудного ствола на поверхні монтують два підйоми: скіповий (місткість скіпа  $2,5 \text{ м}^3$ ) і вантажно-людський. Навантаження породи в скіп здійснюється скреперною лебідкою 55ЛС-2СМ, а видалення подрібненої породи в горизонтальних виробках – навантажувально-доставочною машиною ПД-8.

При проведенні вентиляційних горизонтальних виробок породи навантажують машиною ППН-3 і вивозять електровозами К-7 у прохідницьких вагонах ВПК-7. З урахуванням місячної швидкості проведення горизонтальних виробок  $70 \text{ м}$  і камер –  $400 \text{ м}^3$ , а також часу, необхідного для оснащення цих виробок, тривалість будівництва першого етапу рудного комплексу складе  $3,5 - 4$  роки.

Як приклад розкриття глибоких горизонтів кар'єрних полів похилими стволами може слугувати шахта № 2 ім. Артема. Тут за проектом інституту КРИВБАСПРОЕКТ здійснене будівництво піднімального конвеєрного комплексу першої та другої черг із 100-відсотковим дублюванням конвеєрних ліній. Два спарених стволи комплексу першої черги пройдені під кутом  $16^\circ$  загальною довжиною  $2943 \text{ м}$ . Вони мають п'ять перевантажувальних пунктів і пов'язаними з ними камерами допоміжного призначення, шахтними дворами, вузлами навантаження руди й бункерами з потужним дробильним устаткуванням. Устя стволів довжиною  $128 \text{ м}$  пройдено відкритим способом і закріплено збірним залізобетонним кріпленням. Нижні м'які породи при проведенні заморожували, стволи кріпили чавунними тубінгами. У стійких породах ствол закріплений набризкбетоном по металевій сітці й анкерних болтах на цементному розчині. По всій довжині стволів підшва закріплена монолітним бетоном. Для фунікулера покладені колії з рейок Р-33 шириною  $900 \text{ мм}$ . Оскільки порода при транспортуванні просипається, під конвеєрами був улаштований спеціальний лоток для змиву просипу водою. У кожному стволі встановлено по шість конвеєрів із ши-

риною стрічки 2000 мм, довжиною близько 500 м кожний. Пункти перевантаження руди між конвеєрами загальні для обох стволів. Камери перевантаження площею поперечного перерізу 160 – 180 м<sup>2</sup> закріплені монолітним залізобетоном. Проведення стволів велось з трьох ділянок п'ятьма вибоями: з поверхні – спадним вибоєм, із проміжного вертикального ствола шахти "Прохідницька" – підняттявим і спадним вибоями, з гор. 550 м через вентиляційні стволи – підняттявим і спадним вибоями (рис. 7.38). Для кожного ствола були змонтовані піднімальні машини БМ-3000 і розвантажувальні естакади з бункерами місткістю 7 м<sup>3</sup>. Породи видавали на поверхню скіпами місткістю 2,5 м<sup>3</sup>. Вони рухалися рейковою колією шириною 900 мм. У них же до вибоїв доставляли допоміжні матеріали й устаткування. Стволи проходили повним поперечним перерізом, перевантажувальним камери – пошарово з випереджальним вийманням і кріпленням склепіння. М'які породи розробляли вручну відбійними молотками, а скельні оббурювали перфораторами ПР-35 і ПР-22. Видалення подрібненої породи здійснювали скреперними лебідками ЛС-45 і ЛС-50, що встановлювалися на пересувному скреперному помості. Породу від скреперного помосту до бункера доставляли в скіпах місткістю 2,5 м<sup>3</sup> прохідницькою піднімальною лебідкою БЛ-1600.

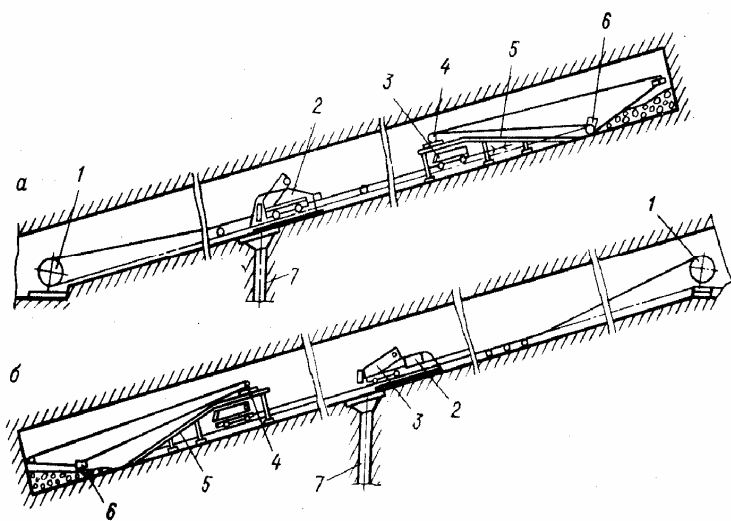


Рис. 7.38. Схема проведення похилого ствола підняттявим (а) і спадним (б) вибоями: 1 – піднімальна машина; 2 – розвантажувальне устаткування; 3 – прохідницький скіп; 4 – скреперна лебідка; 5 – розвантажувальний поміст; 6 – скрепер; 7 – рудо-спуск

Максимальна швидкість проведення похилого ствола підняттявим вибоєм досягала 107,7 м/міс. При проведенні стволів спадним вибоєм продуктивність скреперного навантаження була нижче в 2,2 – 2,6 рази, а за наявності підземних вод у вибої – різко знижувалася. Крім того, буріння й заряджання шпурів нижнього ряду утруднялося через постійне замулювання. Максимальна швидкість проведення похилого ствола спадним вибоєм складала 47,8 м/міс.

При спорудженні конвеєрного підйомника в похилих стволах і прилеглих до них виробках було змонтовано 3800 т технологічного устаткування, близько 900 т металоконструкцій і понад 200 т технологічних трубопроводів. Для механізації монтажних робіт у всіх камерах перевантаження були передбачені мостові крани вантажністю 30 т. У камері для конусних дробарок встановлені крани вантажністю 50 т. Камери навантаження, живильників і перекидачів облад-

нані тельферними пристроями з прямою чи фігурною монорейкою. Устаткування і металоконструкції зібрані в максимально укрупнені блоки, виходячи з можливості їх переміщення по підземних виробках.

Монтаж конвеєрних ліній здійснювали у напрямку знизу догори по пройдених і закріплених виробках. Доставка устаткування по похилому стволу проходила на спеціальній монтажній платформі багатоцільового призначення, що переміщувалася канатом діаметром 39 мм стаціонарною піднімальною машиною 1x7x3,3. Конвеєрну стрічку доставляли в барабанах масою до 30 т. Найбільша довжина куска стрічки складала 235 м, довжина стрічки по замкнутому контуру на одному конвеєрі – 1060 м. Навішування стрічки з гарячою вулканізацією стиків здійснювалося зверху вниз з перервою на налагоджувальні роботи кожного конвеєра. Першою навішувалася стрічка на верхній конвеєр.

У 1978 р. на шахті № 2 ім. Артема було завершено будівництво другої черги піднімального комплексу, який представлено також двома похилими стволами, пройденими під кутом 16°, довжиною 903 м кожний. Досвід будівництва конвеєрних піднімальних комплексів показує, що проведення горизонтальних і похилих підземних виробок відрізняється значними обсягами і трудомісткістю. Терміни введення в експлуатацію окремих етапів будівництва досягають 5 – 7 років. Механізація основних виробничих процесів недостатня. У цьому зв'язку для підвищення швидкості проведення й продуктивності праці варто вести прохідницькі роботи переважно піднятковими вибоями з видачею породи на транспортні площадки в кар'єрі. Використання великогабаритного потужного кар'єрного гірничотранспортного устаткування дозволить радикально вирішити цю проблему.

### 7.10. Проведення вертикальних стволів та колодязів

При розробці корисних копалин відкритим способом вертикальні стволи призначені для підйому гірничої маси на поверхню, провітрювання кар'єрів і підземних транспортних комплексів та водовідливу. Проведення їх, особливо по міцних породах, ведеться переважно буропідривним способом. Навантаження подрібненої породи здійснюється машинами з грейферним робочим органом. Поперечний переріз стволів визначається з урахуванням продуктивності підйому та залежить головним чином від габаритів скіпів (рис. 7.39) і їх кількості. Мінімальна відстань між піднімальною посудиною й виступаючою частиною кріплення ствола  $\Delta$  (мм) визначається за формулою

$$\Delta = 0,8 (150 + Qv), \quad (7.29)$$

де  $Q$  – максимальне кінцеве навантаження, т;  $v$  – максимальна швидкість підйому, м/с.

Максимальні відстані між піднімальними посудинами, а також між кріпленням і рухомого складу не повинні перевищувати 400 – 500 мм. У цьому зв'язку при використанні вертикального скіпового підйому площа перерізу вертикальних стволів у світлі складає 44,2 – 70,8 м<sup>2</sup> (табл. 7.2).



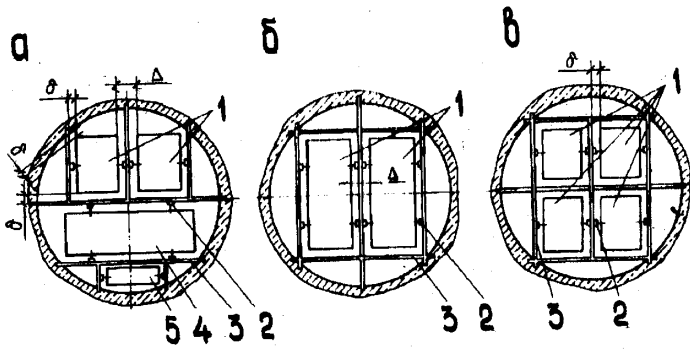


Рис.7.39. Схема поперечного перерізу вертикального ствола при двоскіповому підйомі з допоміжним устаткуванням (а) і дво- (б) та чотирискіповому (в) підйомі; 2 – провідник; 3 – розпірка; 4 – кліть; 5 – противага клітьового підйому

Таблиця 7.2

Параметри вертикальних стволів для розкриття глибоких горизонтів кар'єрів

Вантажність скіпів, т	Діаметр ствола у світлі, м		Площа поперечного перерізу ствола у світлі, м <sup>2</sup>
	розрахунковий	рекомендований	
50	7,5	7,5	44,2
80	8,3	8,5	56,7
120	8,7	9,0	63,6
150	9,2	9,5	70,8

На ділянці примикання до горизонтальних транспортних виробок формується рудниковий шахтний двір з низкою допоміжних виробок і камер. Обсяги гірничих робіт на їх виконання наведені в табл. 7.3.

Таблиця 7.3

Обсяг гірничих робіт при будівництві споруд вертикального скіпового підйомника

Споруда	Площа поперечного перерізу в проходці, м <sup>2</sup>	Об'єм споруди, м <sup>3</sup>
Вертикальний вантажний ствол	30	залежно від глибини
Устя ствола	50	975,6
Шахтний двір камери	залежно від типу транспорту	– // –
Сполучення ствола з виробками	– // –	– // –
Камера розвантаження у районі ствола	– // –	– // –
Камера віброживильника	17,1	98,3
Камера дозуючого устаткування	19,6	254,8
Горизонт видалення просипу	11,2	560
Насосна камера	6,6	29,7
Виробка аспірації	3,6	13,3
Камера електропідстанції	17,6	390
Камера дробарки	75,0	4000
Вентиляційний ствол	23,75	залежно від глибини
Шахтний двір вентиляційного ствола	13,8	3600
Вентиляційна штольня	5,0	залежно від глибини
Вентиляційний хідник	5,0	360
Вентиляційний підняттєвий	4,0	залежно від глибини

Технологія проведення вертикальних стволів передбачає будівництво постійних або тимчасових копрів різної конструкції. Однак при проведенні неглибоких стволів може застосовуватися й безкопрова схема проведення. Це відноситься й до будови споруд великого діаметра, зокрема, до проведення колодязів для установлення конусних дробарок при обладнанні перевантажувальних пунктів на кар'єрах. При цьому застосовуються гусеничні чи пневмоколісні піднімальні крани достатньої вантажності для підвіски одного-трьох грейферів типу КС-3 і відповідна кількість кранів для підвіски бадей БПН місткістю 0,5, 0,75 і 1 м<sup>3</sup>. Ці ж крани використовують і для спуску кріпильних матеріалів.

Використання кар'єрного бурового та виймально-навантажувального устаткування суттєво поліпшує показники прохідницьких робіт. Так, на кар'єрі ІнГЗК будівництво перевантажувального пункту почалося з проведення конвеєрного штреку майбутнього ствола колодязя, дробарки та горизонтального діагонального хідника. Від останнього були проведені вісім дучок для приймання подрібненої породи. З вентиляційної штольні по всій площі перерізу колодязя була проведена підсічна щілина висотою 3 м. Контур ствола колодязя оббурювався свердловинами діаметром 250 мм і глибиною 30 м з верхньої площадки перевантажувального пункту. Усього верстатом СБШ-250 було пробурено 105 свердловин у три ряди. Вибух здійснювали секціями від центру ствола. Подрібнена порода згід дучок забиралася скреперною лебідкою ЛС-55. Колодязь проводили ділянками знизу догори з відповідним бетонуванням стін. Об'єм гірничої маси від проведення виробки склав 16 тис. м<sup>3</sup>. Монтаж устаткування дробарки ККД-1500/180 у колодязі виконували за допомогою екскаватора ЕКГ-8І, який переобладнали у кран. Тривалість гірничобудівельних робіт тривала близько 2 років.

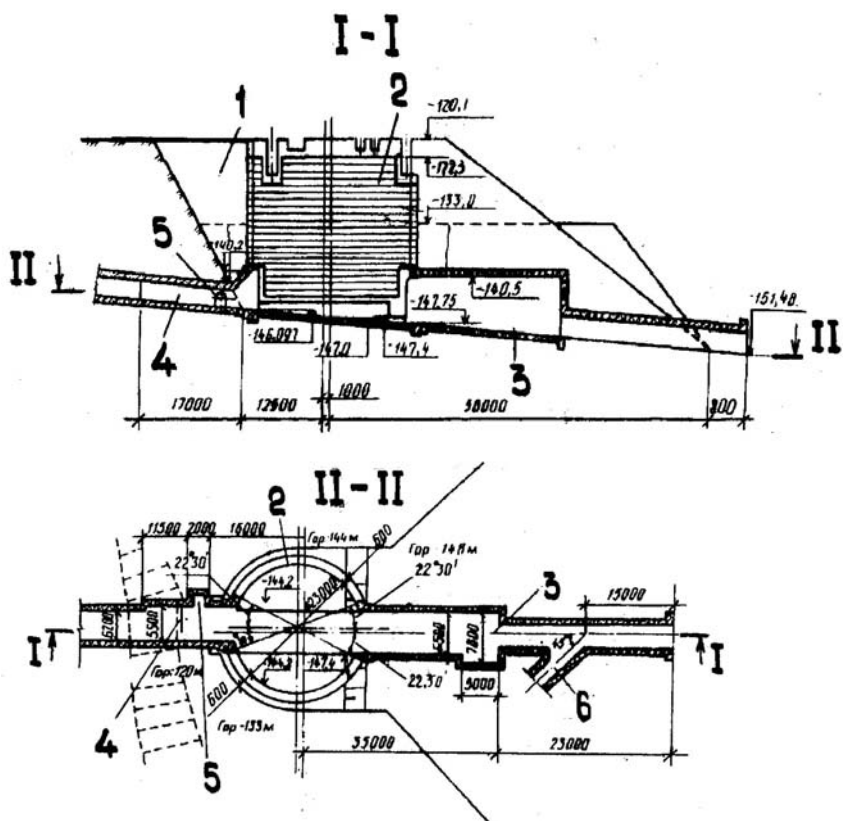


Рис. 7.40. Схема зведення колодязя для дробарки ККД-1500/180 на площадці перевантажувального пункту з кріпленням тьобінгами: 1 – засипувана ділянка котловану; 2 – залізобетонні тьобінги; 3 – камера привідної станції конвеєра; 4 – посадочна площадка; 5 – камера для схову людей; 6 – збійка; I – вісь ствола колодязя; II – вісь ствола дробарки

Надалі при будівництві колодязів на перевантажувальних пунктах конвеєрних піднімальних комплексів на кар'єрах ПівдГЗК і Ганнівському кар'єрі ПівнічГЗК прибирання подрібненої гірничої маси у вибої здійснювали невеликим екскаватором з місткістю ковша 0,25 – 0,5 м<sup>3</sup>. Порода навантажувалася в баддю місткістю 3 м<sup>3</sup> і підіймалася на верхню площадку екскаватором ЕКГ-4,6Б, який був переобладнаний у кран. Стіни колодязя бетонували ділянками слідом за проведенням з застосуванням пересувної опалубки.

У перспективі, за проектом інституту ПІВДЕНГІПРОРУДА пропонується зводити колодязь на нижній площадці перевантажувального пункту кар'єру Полтавського ГЗК з укладанням тюбінгів по необхідному контуру і зворотному засипанні котловану дрібною породою (див. рис.7.40). У цьому випадку можлива максимальна швидкість гірничобудівельних робіт суттєво збільшується, оскільки сполучаються операції з монтажу устаткування та нарощування висоти колодязя.

### 7.11. Технологія розкриття кар'єрних полів із застосуванням рудоспусків

При розробці нагірних родовищ транспортування гірничої маси у кар'єрах здійснюють автосамоскидами. Породи розкриву переважно розміщують на схилі гір, а корисні копалини переміщують за рахунок своєї ваги до підніжжя у більшості випадків по вертикальних або крутопохилих рудоспусках (підземні гірничі виробки). Рудоспуски розташовують у контурі кар'єрного поля (рис.7.41, а), наприклад, у кар'єрах Алтин-Топканський, Каджаранський, Блявинський, Расвумчорр-Цирк тощо. При такій гірничотранспортній системі корисні копалини з робочих горизонтів транспортують по внутрішньокар'єрних комунікаціях автосамоскидами до устя рудоспусків, що знаходяться на дні кар'єру або на його неробочих бортах. Рудоспуски знаходяться у зоні дії буропідривних робіт.

При розташуванні рудоспусків зовні контуру кар'єрного поля (рис.7.41,б) корисні копалини спочатку підіймають з кар'єру на поверхню, а потім, після перевантаження переміщують по рудоспуску до відкотного горизонту штольні (кар'єри Каула, Хайдарканський, Маркона, Керол, Нань-Финь та ін.). Ствол рудоспуску знаходиться у непорушеному вибухами масиві в більш стійкому положенні. Але відстань транспортування автосамоскидами значно більша, ніж у попередній системі, що суттєво впливає на економічні показники виробництва.

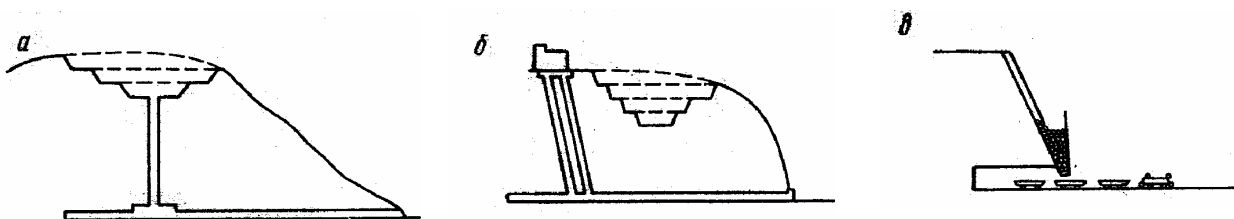


Рис. 7.41 Схеми транспортування руди під дією власної ваги з експлуатацією:  
а – вертикальних; б – крутопохилих рудоспусків; в – рудоскатів

Рудоскати проходять по укусу гори або неробочого борту кар'єру і з'єднують робочі горизонти з пунктами перевантаження або початкового дроблення, які розташовані у підніжжя (рис.7.41,в). Прикладом успішного транспортування корисних копалин по рудоскатах може бути англійський гранітний кар'єр Тревор. Граніт у кар'єрі спочатку доставляють автосамоскидами до щоклової дробарки, а потім, після розсіву на грохотах, надрешітковий продукт перепускається схилом гори униз для вторинного дроблення. Переміщення його здійснюється по жолобах, які виготовлені з особливо міцного бетону. Внизу рух подрібненої маси зупиняється високою бетонною стінкою. У цьому місці утворюється акумулювальна споруда, місткість якої досягає 1500 т. З акумулювального пункту через жолоб, який футеровано гранітом, матеріал навантажують у залізничні вагони. У СНД рудоскати успішно використовують на Стерлітомакському та Новоросійському вапнякових кар'єрах.

З рудоспусків корисні копалини вивантажують у більшості випадків на залізничний, рідше – на конвеєрний види транспорту, які розташовують у штольнях з виходом до підніжжя гір. Іноді матеріал транспортують на відстань понад 10 км підвісними канатними дорогами. Найбільше розповсюдження отримало розташування рудоспусків усередині кар'єрів. Тут вони бувають зосереджені в одному місці так, як на кар'єрах об'єднання "Апатит", Каджаран, Кіруна та ін., або рівномірно розподілені по усій площі кар'єру (Алтин-Топкан). Незалежно від місця розміщення рудоспусків розкриття кар'єрного поля здійснюють капітальною штольнею, яка забезпечує підведення знизу канатної дороги, залізничного або конвеєрного транспорту та проведенням кар'єрних рудоспусків зверху.

Прикладом такої гірничотранспортної системи можуть бути кар'єри об'єднання "Апатит". Тут рудоспуски почали використовувати ще у 1936 р. Перший кар'єрний рудоспуск на руднику ім. С.М. Кірова мав діаметр 3 м і глибину 240 м. Вивантаження апатитової руди з нього велось у залізничні поїзди нормальної колії. Дотепер на комбінаті працює кар'єр Центральний, де використовують рудоспуски. У розрахунку з того, що раніше кар'єр Расвумчорр-Цирк було розкрито капітальною штольнею у комбінації з двома вертикальними рудоспусками, така ж схема була запроваджена за проектом інститута ГППРОРУДА і на кар'єрі Центральний. Тут була подовжена капітальна штольня з поперечним перерізом 35,7 м<sup>2</sup>, пройдені три рудоспуски діаметром по 6 м і глибиною 600 м. Відстань між ними прийнята 88 м за умови забезпечення розвороту автосамоскидів та можливості одночасного навантаження поїзду з двох рудоспусків. Для підйому людей, матеріалів та устаткування споруджено також клітьовий ствол діаметром 5,6 м. Руда із рудоспусків випускається на висоту нижче устя до 20 – 40 м, що забезпечує стійкість стінок ствола випускної камери з випускними люками.

В умовах, коли руди й породи розкриву слабкі рудоспуски доцільно розташовувати на неробочому борту кар'єру. Це дозволяє встановлювати перед устям рудоспуску дробарки й транспортувати подрібнену руду конвеєрами. Залежно від умов залягання родовища рудоспуски можуть мати кут нахилу від 35° (Блявинський кар'єр) до 65° (кар'єри Хайдаркан, Каула, Вест-

Ляйсл, Суливан та ін.) з круглою або квадратною формою поперечного перерізу. Так, кар'єр Каула (Мурманська обл., Росія) розташований на схилі гірського хребта. Рудне тіло пластоподібної форми залягає під кутом  $40^\circ$ . Руда і вміщуючі породи стійкі. Видобуту руду доставляють автосамоскидами до дробарки, яка встановлена на неробочому борту. Після дроблення руду стрічковим конвеєром подають до рудоспуску, який пройдено під кутом  $65^\circ$ , і по ньому перепускають на горизонт капітальної штольні з електровозною відкаткою. У міру поглиблення кар'єру горизонт з дробаркою і конвеєром переносять вниз, а рудоспуски ліквідують (рис. 7.42).

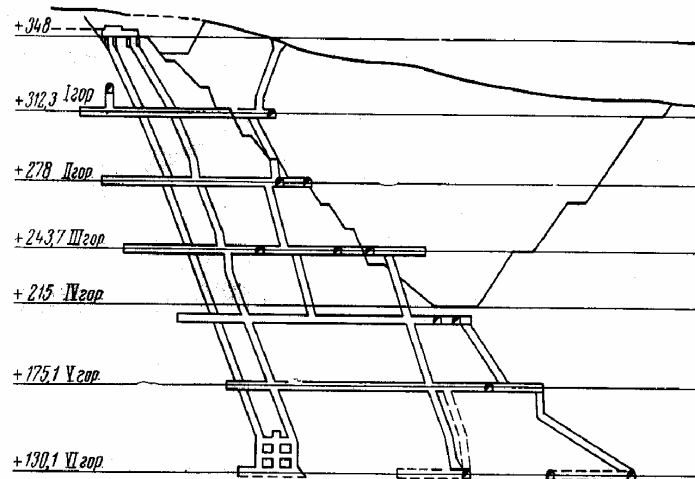


Рис. 7.42. Схема розкриття кар'єру Каула крутопохилими рудоспусками

Конструкція рудоспусків визначається переважно фізико-механічними властивостями руди що перепускаються, і порід, в яких вони споруджені. Вертикальні рудоспуски забезпечують добре, без налипання на стінки ствола, проходження руди. Для зменшення швидкості її руху, що викликає велике динамічне спресовування замагазинованої руди, а також знос стінок, використовують крутопохилі рудоспуски. Тут для попередження налипання руди матеріал, що перепускають, повинен бути незначної вологості з малим вмістом дріб'язку.

Навантаження руди здійснюється безпосередньо автосамоскидами з розворотом і під'їздом заднім ходом до устя рудоспуску. Місце зупинки машини огорожене захисним металевим брусом висотою  $0,7 - 0,8$  м, який закріплено анкерами зі старих бурових штанг, що забетоновані у свердловини глибиною  $4 - 5$  м. Устя рудоспуску споруджене на  $1 - 1,5$  м вище покрівлі приствольної площадки з незначним ухилом у бік кар'єру, завдяки чому попереджується попадання до нього паводкових та дощових вод. На деяких кар'єрах над рудоспуском улаштовують грохот або поздовжні балки, що попереджують прямі удари великих кусків руди по стінках. Для зниження попадання атмосферних опадів у тіло рудоспуску устя перекривають навісом.

Стволи рудоспусків пройдені круглим або квадратним поперечним перерізом. У нижній частині споруджують оглядові хідники з перерізом  $2,2 \times 2$  м, які з'єднані з підняттявим (рис. 7.43). Акумулявальні камери виконують овальною форми висотою  $30 - 50$  м з розмірами у плані від  $8 \times 16$  до  $14 \times 19$  м.

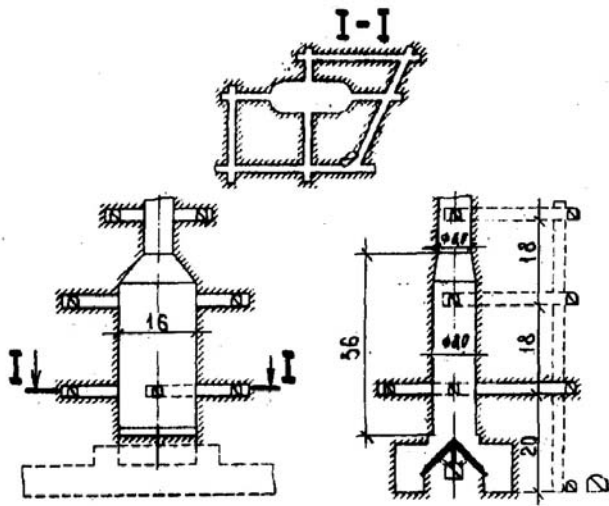


Рис. 7.43. Схема спорудження рудоспуску на кар'єрі Центральний

Дно рудоспуску має нахил  $45^\circ$ , лобова стінка  $62^\circ$  (рис. 7.44). Дно 1 повністю забетоноване й армоване рейками. Випускні отвори 3 з перерізом  $1,8 \times 1,1$  м споруджують на відстані 0,8 м один від одного. Бетонна перемичка 2 підіймається на висоту 1,5 м. На висоті 4 м від затвора випускна виробка має переріз  $7 \times 15$  м. Випускний отвір 3 перекривається пальцевим затвором з металевих рейок 4. Для запобігання просипу дрібного матеріалу затвор обладнано рухомих лотком-заслінкою 5. Вище 7 м від рівня головок рейкової колії розміщено робочий поміст 6, на якому споруджено пульт керування випуском руди 8 з пневматичним приводом 7. Для попередження пересипання руди через протилежний борт думпкара використовують відбійний щит 9, який у момент навантаження впритул підводять до вагона. Для збільшення продуктивності випуску руди застосовують двостороннє навантаження з одночасним збільшенням кількості робочих люків. Досвід експлуатації глибоких рудоспусків на кар'єрах Алтин-Топкан, Каджаран і Тирниауз свідчить, що значне розширення їх нижньої частини не всюди необхідне.

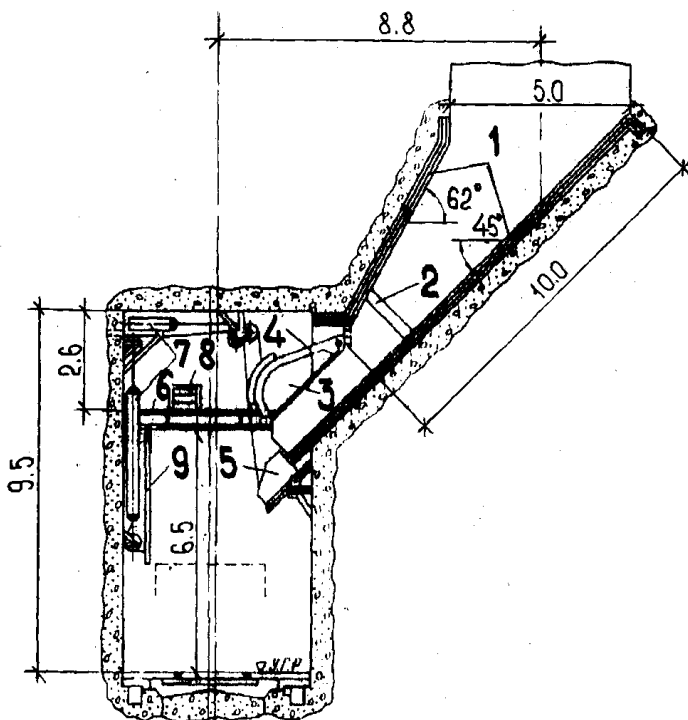


Рис.7.44. Пристрій для випуску руди з рудоспуску

Наведені гірничотранспортні системи можливо використовувати і на рівнинних родовищах значної глибини. Тут однією з особливостей їх розкриття із застосуванням рудоспусків (див. схеми 8-4-8-9, 10-4-8-9, 12-6-8-9, 14-5-8-9 на рис. 7.4) є те, що пункти розвантаження автосамоскидів (уста рудоспусків) розташовують у робочій зоні кар'єру. Поетапна розробка родовища ведеться з виділенням проміжних контурів з кутом нахилу, близьким до кута ліквідації, у межах якого формують крутопохилі виїмкові шари. При цьому відпрацювання кожного такого шару ведуть однією робочою площадкою з формуванням на висячому боці покладу наступного шару зі створенням тимчасово неробочого борту. Розкриття крутопохилого шару ведеться за допомогою зміни по черзі один за одним рудоспусків, що ліквідуються при посуванні фронту гірничих робіт. При цьому кожна робоча площадка з'єднується з підземною гірничою виробкою одним або декількома розосередженими по фронту рудоспусками.

У міру поглиблення робочої площадки рудоспуск ліквідується на висоту відпрацьованого уступу. При цьому робочу площадку зміщують щодо рудоспуску до виходу за його межі. До моменту закінчення відпрацювання шару на діючий рудоспуск до поверхні робочої площадки нижнього горизонту на безпечній відстані від його верхньої брівки і на відстані  $v_{p.c}$  (м) від попереднього проводять новий рудоспуск. На рис. 7.45, 7.46 наведено схеми розкриття робочих горизонтів у глибокому кар'єрі рудоспусками. Відстань між суміжними рудоспусками при відпрацюванні одного шару, розраховується за формулою

$$v_{p.c} = H_p(\text{ctg } \alpha_0 \pm \text{ctg } \gamma) + h_y \text{ctg } \alpha_y - 2C - z, \quad (7.30)$$

де  $H_p$  – відстань, на яку поглиблюються гірничі роботи при повному відпрацюванні одного крутопохилого шару, м;  $\text{ctg } \alpha_0$  – кут укосу неробочого борту крутого шару, град;  $\gamma$  – кут падіння рудного тіла, град;  $c$  – ширина берми від лінії обвалення до осі рудоспуску з урахуванням розміщення захисного валу, м;  $z$  – відстань від верхньої брівки уступу до лінії обвалення, м.

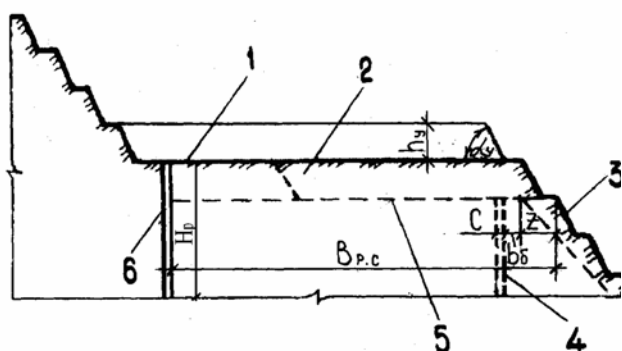


Рис. 7.45. Схема до розрахунку відстані між суміжними рудоспусками: 1, 2 – відроблювані горизонти; 3 – тимчасово неробочий борт кар'єру; 4 – рудоспуск, що вводиться в експлуатацію; 5 – робоча площадка, в межах якої один із рудоспусків виводиться з експлуатації; 6 – рудоспуск, який виводиться з експлуатації

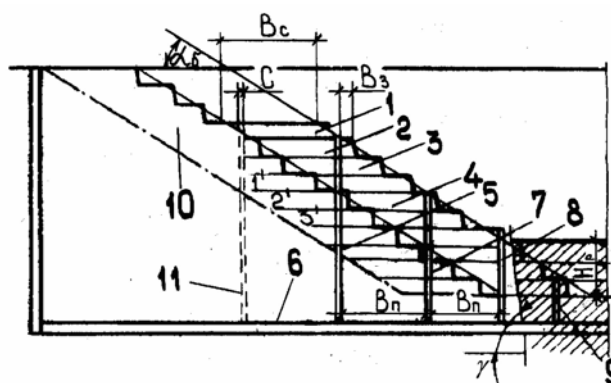


Рис. 7.46. Схема розкриття робочих горизонтів у глибокому кар'єрі рудоспусками

З формули (7.30) випливає, що при параметрах  $H_p = 30 - 60$  м,  $\alpha_6 = 35^\circ$ ,  $\gamma = 65^\circ$ ,  $c = 3$  м,  $z = 5$  м відстань між рудоспусками  $v_{p,c}$  у різних гірничо-геологічних умовах змінюється в широких межах: від 45 до 220 м – на висячому борту кар'єру і до 85 м – на лежачому. Причому, значення  $v_{p,c}$  на висячому і лежачому бортах кар'єру знаходяться в обернено-пропорційній залежності. При рості величини  $H_{p,c}$  від 30 до 60 м і  $h_y = 15$  м відстань між суміжними рудоспусками збільшується від 45 до 190 м – на висячому борту кар'єру і від 25 до 80 м – на лежачому. Якщо при цьому ж значенні  $H_p$  у кар'єрі застосовують уступи висотою  $h_y = 30$  м, то  $v_{p,c}$  збільшується в межах: 63 – 220 м – на висячому борту кар'єру і 8 – 103 м – на лежачому.

Зміна кута падіння покладу корисної копалини від  $35$  до  $90^\circ$ , у свою чергу, спричиняє збільшення відстані між суміжними рудоспусками на висячому борту кар'єру від  $45 - 83$  до  $88 - 190$  м при  $h_y = 15$  м і від  $65 - 93$  до  $94 - 220$  м – при  $h_y = 30$  м. На лежачому борту відстань між суміжними рудоспусками змінюється від  $5 - 35$  до  $8 - 80$  м при  $h_y = 15$  м і від  $8 - 60$  до  $23 - 102$  м – при  $h_y = 30$  м.

У процесі відпрацьовування горизонтів 1, 2 і 3 (рис. 7.46) крутопохилого шару 4 гірнична маса доставляється до рудоспуску 5, по якому перепускається вниз на конвеєрний квершлаг 6. Одночасно зі зниженням гірничих робіт у межах шару 4 рудоспуск ліквідується на висоту уступів 2 і 3, забезпечуючи цим постійну наявність приймального устя рудоспуску на робочій площадці. Після відпрацьовування уступу 3 вісь рудоспуску 5 виходить за межі віддробленого шару 4. Рудоспуск заповнюють гірничою масою і виводять з експлуатації. Попередньо на робочу площадку нижнього горизонту проводять новий рудоспуск 7. Тривалість експлуатації одного рудоспуску не перевищує  $1 - 1,5$  року. При відпрацьованні наступного крутопохилого шару 10 проводять новий рудоспуск 11 і розконсервують старі 5, 7, 8 і 9. Шар 10 відпрацьовують аналогічно шару 4.

Організація робіт з ліквідації рудоспусків виконується наступним чином. Навколо устя рудоспуску залишають цілик, що має з трьох сторін відслонену поверхню. Щоб уникнути попадання негабаритних кусків породи і заклинювання їх у рудоспуску, перед початком виконання робіт з ліквідації виробки її заповнюють дрібною гірничою масою на повну висоту. Цілик оббурюють і підривають при зменшеній сітці і глибині свердловин. Недобур до підосви нижнього уступу складає  $12 - 15$  діаметрів заряду. Подрібнену породу відвантажують екскаваторами в автосамоскиди. Розробку захисного шару, що залишився на нижньому горизонті з метою запобігання устя рудоспуску від руйнування, варто оббурювати шпурами з наступним їх підриванням і зачищенням гірничої маси бульдозерами.

Зачищене устя рудоспуску огороджують захисним валом і упорами під колеса автосамоскидів. При встановленні у горизонтальних підземних виробках стрічкових конвеєрів гірничу масу необхідно дробити до розмірів  $300 - 400$  мм. Дроблення порід доцільно здійснювати мобільними дробильно-перевантажувальними пунктами (ДПП), які устанавлюють на площадці біля устя рудоспусків. У відповідних умовах можливо також застосування грохотильних або дробильно-грохотильних пунктів (ДГП).



У більшості випадків у скельних породах проходять рудоспуски круглого перерізу діаметром 3 – 6 м без кріплення. У слабких і нестійких породах рудоспуски необхідно кріпити металевими блямсами. При цьому споруджують рудоспуски квадратного перерізу розмірами 2,5х2,5 м. Кріплення зводять знизу догори ділянками по 8 – 10 м. Блямси укладають у вигляді зрубу, де з'єднання на кутах між вінцями виконують за допомогою штанг довжиною 1 м і діаметром 30 мм. Простір між кріпленням і стінками рудоспуску заповнюють бетоном марки 150 товщиною 200 – 300 мм. Такі конструкції рудоспусків не знайшли застосування в практиці відкритих гірничих робіт. Їх використовують, як правило, при підземному способі розробки для перепуску гірничої маси з верхнього горизонту на нижній на висоту 80 – 120 м.

На кар'єрах будівництво рудоспусків здійснюється в стійких скельних породах і рудах міцністю  $f = 8 - 16$ . Їх проходка ведеться за допомогою прохідницьких комплексів типу КВП, прохідницьких комбайнів 1КВ-1, 2КВ і шведських комплексів STH-5D фірми "Лінден-Алімак". Вітчизняні прохідницькі комплекси і комбайни забезпечують максимальну швидкість проведення рудоспуску за один цикл 1,54 – 1,68 м.

Практика експлуатації рудоспусків на кар'єрах показує, що у процесі роботи їх стінки інтенсивно зношуються, а діаметр виробки може збільшуватися до 20 м і більше. При цьому на знос стінок рудоспусків значний вплив здійснюють: гранулометричний склад і фізико-механічні властивості гірничої маси, глибина перепуску, висота заповнення рудоспуску гірничою масою, форма і площа поперечного перерізу ствола, кут його нахилу, інтенсивність навантаження й випуску, наявність сполучених виробок, порушеність і міцнісні властивості вміщуючих порід тощо. Для зниження руйнівальної дії падаючих кусків гірничої маси на стінки рудоспуску необхідно постійно підтримувати його в заповненому стані, щоб максимальна висота падіння кусків породи не перевищувала 120 – 150 м в умовах проведення виробки у міцних породах і 60 – 70 м – у породах середньої міцності.

Випуск гірничої маси з бункерної частини рудоспусків здійснюють за допомогою люків, які обладнані пальцевими та іншими типами затворів, а також пластинчастими і вібраційними живильниками. Вібровипуск скельних гірничих порід має низку переваг у порівнянні з іншими способами, забезпечує високу пропускну здатність і надійність експлуатації рудоспусків при переміщенні по них різної за крупністю кусків гірничої маси.

Для встановлення області використання гірничотранспортної системи з вертикальними скіповими підйомниками інститутом КРИВБАСПРОЕКТ на прикладі кар'єру №3 ЦГЗК проведено техніко-економічне порівняння чотирьох варіантів схем транспортування: I – автомобільно-залізничним транспортом з тепловозною тягою (базовий варіант); II – підйомниками з вантажністю скіпа 80 т у вертикальних стволах; III – відкритим крутопохилим скіповим підйомником з вантажністю скипів 80 т по неробочому борту кар'єру; IV – стрічковими конвеєрами, які розміщені в похилих стволах. Для усіх варіантів розглядаються дві черги відпрацювання кар'єру: до виходу бортів на кінцеві межі поверхнею при глибині 300 м і до кінцевої глибини 500 м. Річний обсяг транспортування руди

становить 9 млн т, у тому числі 8 млн т магнетитової і 1 млн т окисленої, а також 12 млн т порід скельного розкриву.

За II варіантом передбачено транспортування гірничої маси з кар'єру до вертикальних стволів (рис. 7.47) по підваріантах: II-1 – недроблену масу переміщують по штольнях і транспортують автосамоскидами вантажністю 40 т; II-2 – подрібнену масу з кар'єру по рудоскатах переміщують до штольні на гор. –260 м, яка обладнана стрічковим конвеєром; II-3 – недроблену гірничу масу транспортують аналогічно підваріанту II-2 при застосуванні у штольні стрічково-візкового конвеєра. Конструкція устаткування передбачає, що один двоскіповий підйомник видає на поверхню руду за різновидами, другий – породи розкриву. Для виконання заданої виробничої програми необхідні скіпи вантажністю 80 т. Як тяговий орган, за рекомендацією Л.В. Колосова, прийняті гумотросові стрічки шириною 1200 мм з запасом міцності 7,5 для глибини кар'єру 500 м. Піднімальні машини запропоновані з ведучим шківом тертя. Швидкість руху скіпів 8 – 12 м/с залежно від глибини кар'єру. Привід підйомника здійснюється від двох електродвигунів постійного струму потужністю по 5000 кВт кожний. Розвантаження скіпів у приймальні бункери передбачено на рівні гор.+24 м. Навантаження думпкарів із бункерів здійснюють віброживильниками з продуктивністю 2 – 3 тис.т/год.

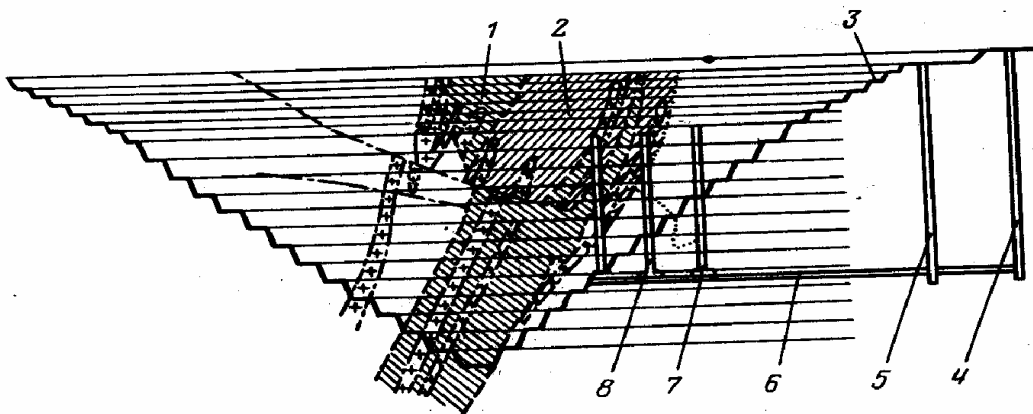


Рис. 7.47. Схема розкриття глибоких горизонтів кар'єру №3 ЦГЗК: 1, 2 – різновиди корисних копалин; 3 – кінцевий контур кар'єрного поля; 4, 5 – вентиляційний і рудопідйомний стволи; 6 – квершлаг; 7 – місця вивантаження руди на стрічковий конвеєр; 8 – вертикальний рудоспуск, що ліквідується

Варіант III гірничотранспортної системи з розміщенням крутопохилих скіпових підйомників по борту кар'єру не відрізняється від відомих конструкцій. Використання як тягового органа гумотросових стрічок дозволяє збільшити вантажність скіпів до 80 т, які повинні експлуатуватися у комплексі з автосамоскидами такої ж вантажності. Технічні рішення по варіанту IV аналогічні відомих, наприклад, діючим конвеєрним трактам у похилих стволах на кар'єрах Інгулецького або Південного ГЗК у Кривбасі.

У результаті техніко-економічного аналізу встановлено, що найменший середній коефіцієнт розкриву ( $0,647 \text{ м}^3/\text{т}$ ) відповідає варіанту II, а найбільший ( $0,72 \text{ м}^3/\text{т}$ ) – варіанту I, де здійснюється максимальний рознос бортів для розміщення залізничних транспортних комунікацій. Розташування рудоспусків у

го робітника по підваріанту II-2 найвища і становить 21,8 тис. т/рік по гірничій масі, а собівартість видобутку руди дорівнює 1,8 крб./т у цінах 1988 р., що на 15 – 20% нижче порівняно з базовим варіантом.

Оскільки крутопохилі скіпові підйомники неможливо розташувати на робочих бортах, а відбудова неробочих бортів у кінцевому положенні викликає різке збільшення обсягу поточного виймання порід розкриття, застосування варіанта III у даних умовах ускладнено. Окрім того, нарощування траси крутопохилого підйомника потребує його зупинки на довгий термін. У зв'язку з цим варіант III був виключений з порівняння. Використання стрічково-візкових конвеєрів на ходових опорах дотепер ще не знайшло промислового застосування. Скіпи для підйому недробленої гірничої маси також не виготовляють. З цієї причини підваріант II-3 теж було виключено з розгляду.

У результаті техніко-економічного аналізу для використання на кар'єрі з глибини понад 300 м було рекомендовано комбінований транспорт з вертикальними скіповими підйомниками по підваріанту II-2. До його переваг слід віднести можливість будівництва і подальше поглиблення стволів незалежно від проведення гірничих робіт у кар'єрі; роздільну видачу на поверхню різнотипних порід; можливість і ефективність переходу у перспективі на підземну доробку родовища; відсутність необхідності формування постійних бортів у кар'єрі; можливість спорудження підземного бункера достатньої місткості, що забезпечує незалежну роботу складових ланок комбінованого транспорту. Проте виявлені й деякі недоліки такої системи, наприклад, порівняно високі початкові капітальні витрати та великий загальний термін будівництва піднімального комплексу; наявність додаткових перевантажень гірничої маси; значний обсяг гірничобудівельних робіт.

Оскільки дотепер скіпи вантажністю 80 т теж не виготовляються, розглянута доцільність відробки глибоких горизонтів з використанням скипів вантажністю 50 т. На низці рудників у Кривбасі їх експлуатація підтверджує високі надійність і ефективність. Якщо до кар'єрного поля примикає ствол діючої шахти, то його доцільно застосовувати для кар'єрного підйому Так, Першотравневий кар'єр ПівнічГЗК розміщений у контурі дії шахт ПЗРК, стволи якого оснащені скіпами вантажністю 50 т і задіяні лише на 30% своєї проектної продуктивності. З кар'єру до 9 млн т/рік залізної руди економічно видавати через ствол 1 шахти "Першотравнева-2" (рис. 7.48).

Руду можливо транспортувати підземними гірничими виробками шахтними електровозами від рудоспуску 3. Горизонтальна відкотна штольня 4 у майбутньому буде з'єднана з кар'єром на горизонті –180 м, де розташовують дробильно-перевантажувальний пункт 5 з дробаркою КВКД-1200. З екскаваторних вибоїв руда транспортується автосамоскидами до ДПП і після дроблення навантажується у вагонетки ВГ-10 віброживильниками. Для забезпечення потрібної провізної здатності 8,7 тис.т / зміну потрібно спорудження двох відкотних двоколійних виробок. Чисельність обслуги 56 чоловік проти 106 на похилому конвеєрному підйомнику. Вартість транспортування через скіпові стволи на 12% нижча.

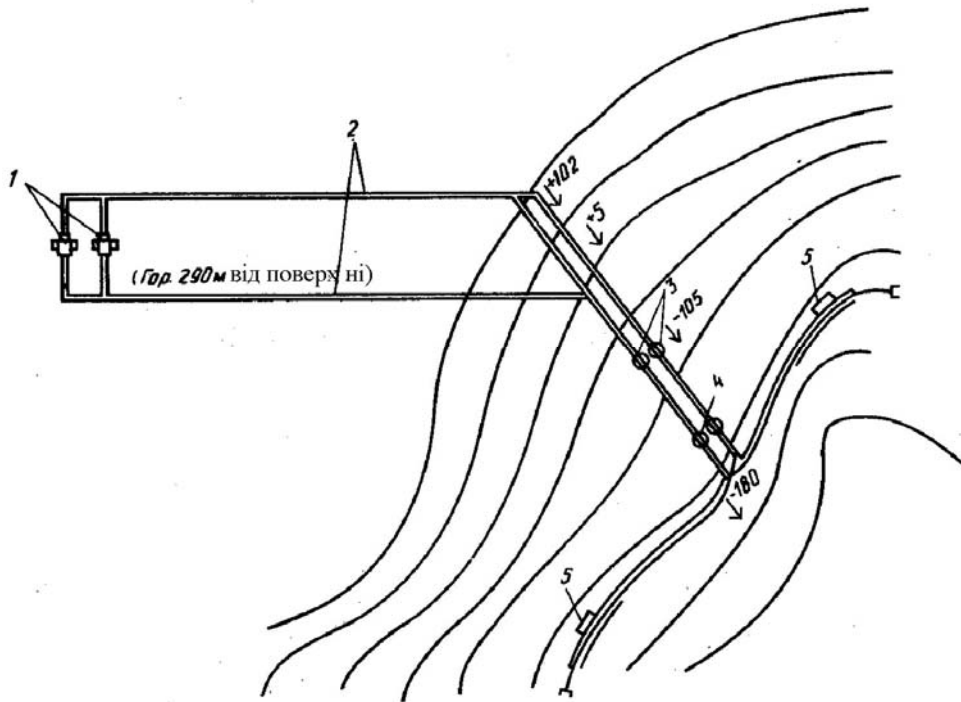


Рис.7.48. Схема розкриття Першотравневого кар'єру ПівнічГЗК: 1 – технологічний комплекс скіпового підйому шахти "Першотравнева-2"; 2 – квершлаги; 3 – рудоспуски; 4 – штольня; 5 – пересувне дробильно-перевантажу-вальне устаткування у кар'єрі

## 7.12. Технологія проведення рудоскатів

Рудо- і породоскати застосовують з метою зниження обсягів проведення підземних виробок розкриття на кар'єрах, а також транспортних витрат збірної автомобільної ланки. Гірничу масу, що видобувається на верхніх робочих горизонтах, по схилу неробочого борту перепускається униз на концентраційний горизонт. При поетапному відпрацьовуванні кар'єрів (рис.7.49) етап I виїмкового шару 4 розроблюють ділянками 1, 2 і 3 із застосуванням автотранспорту, який доставляє гірничу масу до приймального устя рудоспуску 5. При поглибленні гірничих робіт рудоспуск ліквідують і потім виводять з експлуатації аналогічно способу, описаному в розділі 7.11.

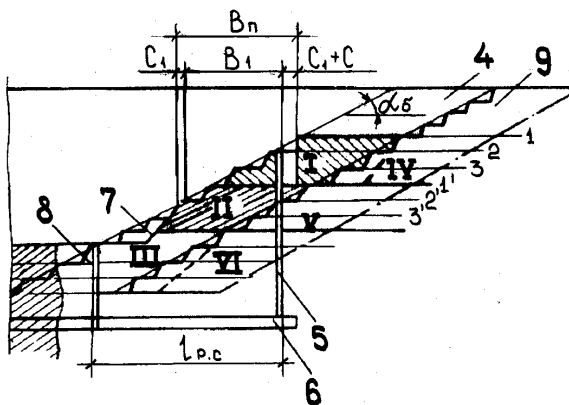


Рис. 7.49. Схема поетапної відробки кар'єру з використанням рудоспусків і рудоскатів

Етап I крутого шару 4 відпрацьовують уступами 1, 2 і 3, від яких гірничу масу доставляють до приймальної площадки рудо- чи породоскату 7. Його схил споруджують на тимчасово неробочому борту шару 4 на повну висоту етапу II. Після перепуску по рудоскату гірнична маса надходить на ДПП або ДГП, з яких завантажується в рудоспуск 8 і по ньому перепускається на конвеєрний квершлаг 6. У міру відпрацювання уступів 1, 2 і 3 рудоскат ліквідують на висоту відпрацьованого уступу 1. Відпрацювання ділянки III здійснюють безпосередньо на рудоспуск.

Одночасно з відпрацюванням крутого шару 4 по його межі із сусіднім крутим шаром 9 проходять рудо- і породоскати на ділянках IV і VI. Відпрацювання всіх ділянок крутого шару 9 здійснюють аналогічно попередньому шару 4. При цьому рудоспуски 5 і 8 повторно вводять в експлуатацію у міру поглиблення гірничих робіт. Відстань між суміжними рудоскатами на борту кар'єру дорівнює відстані між суміжними рудоспусками  $l_{p.c}$  (м), що у розглянутій схемі розкриття крутоспадного родовища визначається за формулою

$$l_{p.c} = B_1 + H_6 + H \operatorname{ctg} \alpha_6 + C_1 - e_6, \quad (7.31)$$

де  $B_1$  – відстань від осі рудоспуску до місця перетинання площадки уступу з усередненою лінією укосу неробочого борту крутого шару, м;  $H_6$  – висота ділянки тимчасово законсервованого борту кар'єру, м;  $e_6$  – відстань від осі рудоспуску до верхньої брівки уступу, м.

Якщо прийняти, що  $B_1 = B_n - 2C_1 - C$ ,  $B_n = H_p (\operatorname{ctg} \alpha_6 \pm \operatorname{ctg} \beta) + 1/3 h_y$ , і  $C_1 = 1/3 h_y$ , то формула матиме наступний вигляд:

$$l_{p.c} = H_p (\operatorname{ctg} \alpha_6 \pm \operatorname{ctg} \beta) + H_6 \operatorname{ctg} \alpha_6 - 2C - z. \quad (7.32)$$

Висота  $H_6$  може змінюватися від 60 до 120 м, а ширина шару  $B_c$  – від 30 – 40 до 90 м. У межах зміни зазначених величин  $\alpha_6 = 35^\circ$ ,  $\beta = 35 - 90^\circ$ ;  $H_p = 30 - 65$  м,  $c = 3$  м і  $z = 5$  м. Відстань  $l_{p.c}$ , що визначена за формулою (7.32) коливається від 100 до 255 м. При відпрацюванні наступного крутого шару порядок розробки його ділянок може бути й іншим. При цьому деякі уступи виявляються поза зоною обслуговування раніше експлуатованих рудоспусків, а кількість уступів, що обслуговуються рудоскатами, буде збільшуватися або зменшуватися. Для підтримки наведеної організації гірничих робіт, при якій у міру горизонтального посування ділянок бортів кар'єру група одних і тих же уступів обслуговується поперемінно рудоспуском і рудоскатом, необхідне виконання умови  $H_6 = B_c \operatorname{ctg} \alpha_6$ . Тоді вираз (7.32) перетвориться у такий

$$l_{p.c} = 2H_p (\operatorname{ctg} \alpha_6 \pm \operatorname{ctg} \beta) - 2C - z. \quad (7.33)$$

З виразу (7.33) випливає, що відстань  $l_{p.c}$  не залежить від висоти уступу  $h_y$ . Аналіз залежності  $l_{p.c} = f(H_p)$  показує наступне: при  $H_p = 30 - 65$  м;  $\alpha_6 = 35^\circ$ ,  $C = 3$  м і  $z = 5$  м відстань  $l_{p.c}$  змінюється в межах від 85 – 170 до 180 – 370 м на висячому борту кар'єру і від 42 – 85 до 85 – 180 м – на лежачому. Збільшення кута падіння покладу корисної копалини з 35 до 90° призводить до аналогічного росту відстані між рудоспусками і рудоскатами.

Конструктивно рудоскат (породоскат) являє собою круту траншею, яку проведено по тимчасово неробочому борту на висоту до 90 м. Днище скату від-

будується зі змінним кутом нахилу. У середній частині кут нахилу визначається за формулою

$$v = \operatorname{arctg} f_m + (2 - 3^\circ), \quad (7.34)$$

де  $f_m$  – коефіцієнт тертя руху гірничої маси, що транспортується, об поверхню днища рудоскату; при природній поверхні днища  $f_m = 1,3 - 1,7$ .

У нижній частині днище скату сполучається з бункером або складом гірничої маси. Бункер рудоскату може розвантажуватися одноківшовими екскаваторами або навантажувачами, вібраційними конвеєрами та віброживильниками. У першому випадку місткість бункера рудоскату обмежується максимальною висотою копання екскаватора і, наприклад, для ЕКГ-8І складає 10 – 20 тис. т. При цьому ширина рудоскату по фронту уступу досягає 30 – 60 м. Пропускна здатність такого рудоскату регламентується надійною роботою екскаватора. Крім того, для його безпечної експлуатації одночасний перепуск гірничої маси та її навантаження в транспортні засоби не допускаються. Тому кількість рудоскатів у кар'єрі повинна бути вдвічі більшою.

Перевага надається використанню рудоскатів, бункер яких розвантажувється за допомогою вібраційних механізмів (рис. 7.50). Середня частина 2 такого рудоскату споруджується з кутом нахилу, обумовленим формулою (7.34). Нижня частина 3 закінчується бункером 4. Тут днище скату будується ступінчастим. Висота ступіні  $h_{cm}$  (м) відповідає висоті уступу, а кут укосу  $\alpha_y$  (град) – куту укосу неробочого уступу. Ширина горизонтальної ступіні 5  $v_{cm}$  (м) визначається за формулою  $v_{cm} = h_m (\operatorname{ctg} \theta - \operatorname{ctg} \alpha_y)$ , де  $\theta$  – кут випуску породи з бункера, град.

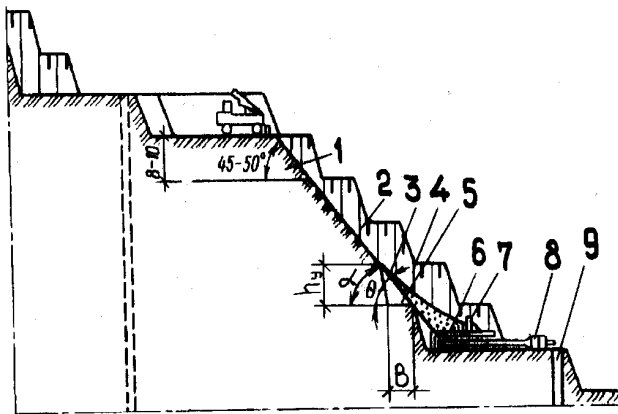


Рис. 7.50. Конструкція рудоскату

При вібровипуску скельних порід експериментальним шляхом встановлено  $\theta = 36,9 + 2,62 W - 0,068 W^2$ , де  $W$  – вологість гірничої маси, що перепускається, %. Тоді

$$v_{cm} = h_{cm} [\operatorname{ctg} (36,9 + 2,62 W - 0,068 W^2) - \operatorname{ctg} \alpha_y]. \quad (7.35)$$

На площадці 5 після розвантаження бункера залишається не випущеною порода під кутом  $\theta$ , укіс якої є днищем скату в його бункерній частині. Залишена на площадці 5 порода виконує функції амортизувальної підсіпки, що захищає днище скату від рухомих зі швидкістю до 25 – 30 м/с окремих кусків породи. При вологості  $W = 8 - 10\%$  у кар'єрних умовах кут  $\theta$  досягає 50 – 55°.

У верхній частині 1 днище рудо-породоскату на висоту 8 – 10 м споруджують з кутом трохи меншим кута  $\gamma$ . Така конструкція приймається з метою забезпечення стійкості укосу борту кар'єру на ділянці по днищу скату. При розробці верхніх горизонтів потужність порушеного шару породи нижче подошви уступів знаходиться в діапазоні від 8 до 11 м. Величина розкриття тріщин складає 2,5 – 10 мм. У цій частині уступ (борт) кар'єру рекомендується до виположення у межах 30 – 40°. Тому буропідривні роботи на верхньому уступі в місці спорудження рудоскату доцільно виконувати без перебурів. Для якісної проробки подошви уступу до параметрів сітки свердловин, які розраховані за типовими методиками, варто застосовувати знижувальні коефіцієнти.

Кут нахилу навантажувальної верхньої частини 1 днища рудоскату встановлений у межах 45 – 50°, що забезпечує поряд зі стійким положенням профілю ефективний спуск переміщеної гірничої маси. У малостійких масивах порід верхню частину укосу 1 днища рудоскату доцільно зміцнювати штангами-анкерами, які встановлені у завчасно пробурені свердловини глибиною 4 – 12 м. Простір між анкерами і стінками свердловин заповнюють піском, щебенем або цементним розчином. Кількість таких рядів штангового кріплення залежно від міцнісних властивостей масиву й потужності порушеної зони складає 1 – 4. Найбільш простий варіант кріплення укосу – двома поперечними рядами штангового кріплення, з яких один розташований від верхньої брівки укосу на відстані  $L \geq H_{пор} \operatorname{ctg} \alpha_{\gamma}$ , де  $H_{пор}$  – потужність порушеної частини уступу, м;  $\alpha_{\gamma}$  – стійкий кут укосу порушеної частини уступу, град.

Друга низка штанг розташовується на відстані 1 – 2 м від верхньої брівки уздовж осі заднього колеса автосамоскида, що знаходиться під розвантаженням. Щоб поверхня укосу 1 не обвалювалася від падіння породи й зберігалася його проектна крутість, верхні торці штанг на цій ділянці розміщують у площині укосу. Бункер 4 рудоскату розвантажують віброживильниками 6, які встановлені в підбункерній галереї. По всій ширині траншеї рудоскату бункер перекривають підпірною стінкою 7. Віброживильниками 6 перепуска гірничу масу подається на ДПП чи ДГП 8, а з нього – до рудоспуску 9. З поглибленням гірничих робіт верхня частина рудоскату ліквідується на висоту уступу. При цьому він повинен постійно знаходитися у роботі і навантажуватися гірничою масою. Для сполучення зазначених робіт ділянку, що ліквідується, споруджують з двох секторів, які у плані перетинаються між собою під кутом 90°. Кут нахилу днищ секторів приймають рівним куту нахилу завантажувальної верхньої частини скату 45 – 50° (рис. 7.51).

Організація робіт з ліквідації та навантаження рудоскату здійснюється в наступному порядку. На одному з секторів, наприклад 1, йде розвантаження породи автосамоскидами 3. Інший сектор 2 у цей час ліквідується: оббурюють свердловинами, подрібнюють вибухом, породу відвантажують екскаваторами й вивозять автосамоскидами. При цьому гірничу масу по тимчасовому автомобільному з'їзду 4 доставляється до сектора 1 умовного горизонту +100 м (рис. 7.51, а). Після розширення площадки на гор. +85 м відбудовують новий сектор 5 рудоскату, по якому починають перепуск усієї гірничої маси (рис. 7.51, б). На наступному етапі, у міру відпрацювання гор. +100 м, ліквідується сектор 1. Поступово з посуванням вибо-

їв горизонтів +100 і +85 м під кутом  $90^\circ$  до сектора 5 відбудовують суміжний сектор 6. До того періоду, коли на уступі гор. +85 м будуть ліквідувати сектор 5, суміжний з ним сектор 6 повинний бути готовим до перепуску гірничої маси (рис. 7.51,в). Операції з ліквідації рудоскату на гор. +85 м і з проведення нових рудоскатів на гор. +70 м повторюють аналогічно описаному способу.

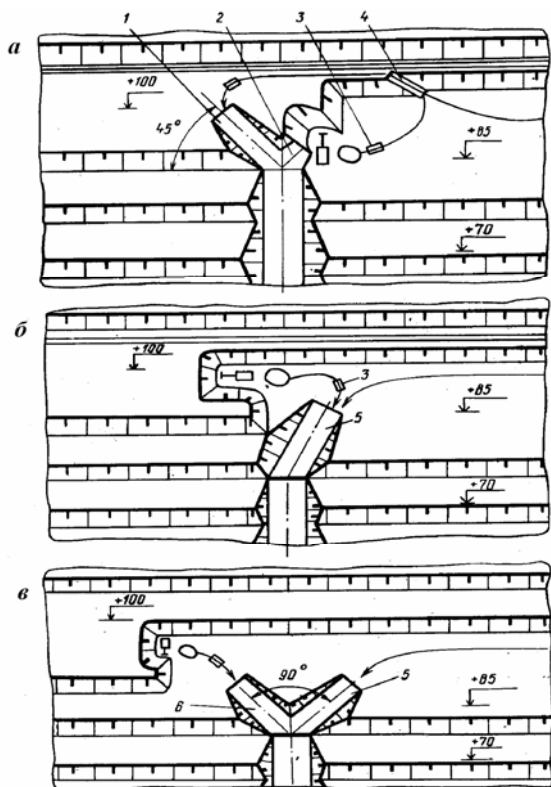


Рис. 7.51. Послідовність ліквідації рудоскату

При пропускній здатності рудоскату до 10 млн т/рік ширина його днища становить 20 – 25 м, кут нахилу скату в середній частині днища  $55 - 60^\circ$ , у нижній  $50 - 55^\circ$  і у верхній  $45 - 50^\circ$ . Висота бункерної частини при повністю заповненому бункері 30 – 35 м, місткість бункера 4,5 – 5 тис. т. На випуску встановлюють три віброживильники по усій ширині днища. Розміри випускних прорізів у підпірній стінці днища для вивантаження породи з крупністю кусків 1,1 – 1,3 м складають 2х3 м.

### 7.13. Організація робіт з проведення виробок розкриття

Проведення виробок розкриття складається з декількох процесів, що виконуються в певній послідовності: буріння, підривання, екскавація, транспортування гірничої маси й дорожні роботи. Роботи з проведення виробок розкриття ведуться, як правило, на декількох робочих горизонтах, тому вони повинні бути технологічно ув'язані з ними як у часі, так й у просторі. Взаємне ув'язування в роботі між окремими уступами, горизонтами, машинами й механізмами може бути досягнуто тільки за умови дотримання спеціальних заходів, розроблених у проектах організації будівництва. При цьому організація робіт при проведенні гірничих виробок повинна бути спрямована на досягнення високих техніко-економічних показників при забезпеченні безпеки праці.



Для прискорення проведення виробок розкриття з найменшою собівартістю при організації розкривних робіт керуються наступними положеннями:

- проведення кожної траншеї здійснюють на основі робочого проекту, в якому зазначені обсяги всіх робіт (буріння, підривання, екскавації, укладання транспортних комунікацій тощо), складено календарний графік їх виконання й планові техніко-економічні показники;

- до початку проведення виробок виконують необхідні підготовчі роботи (будівництво тимчасових будинків і споруд, ліній електропередачі, під'їзних колій тощо). Підготовчі роботи здійснюють на основі затвердженого календарного графіку будівництва кар'єру (у будівельний період) і графіку підготовчих робіт;

- прохідницькі роботи звичайно виконують у три зміни за встановленим графіком;

- організацію робіт здійснюють на основі циклічного графіка, оскільки практика показує, що тільки при циклічній роботі можна досягти високих показників з продуктивності механізмів і швидкості проведення виробки.

Окремі операції при проведенні виробок розкриття повторюються періодично й у певній послідовності. Так, після оббурювання й підривання блока необхідно здійснювати навантаження розпушеної маси в транспортні посудини; повторюються також роботи з розбурювання й підривання негабаритних кусків породи, нарощування рейкової колії й контактної мережі, вирівнювання підшви виробки й проведення водовідливної каналізації.

Для організації циклічної роботи при проведенні виробок розкриття складають технологічний графік – циклограму робіт, у якій графічно зображують тривалість і послідовність виконання всіх процесів у вибої. При складанні циклограм слід дотримуватися наступних умов:

- прагнути до найбільшого сполучення в часі різних операцій, що дозволить зменшити тривалість циклу й збільшити швидкість проведення виробок;

- графік робіт не повинен бути занадто жорстким, бо на практиці можуть виникати різні затримки в роботі, які в окремих випадках призводять до збільшення тривалості тієї або іншої операції. Тому при побудові циклограм необхідно враховувати час на перехід від однієї роботи до іншої;

- циклічна організація робіт вийде найбільш простою й зручною, якщо послідовність робіт у циклі пристосувати до протяжності робочих змін, а весь цикл виконувати в 2 – 3 зміни.

Технологічні графіки координують роботу механізмів, які використовують при виконанні основних виробничих операцій і передбачають ув'язування в часі й просторі роботи екскаваторів, відвалів, засобів транспорту, бурових, підривних і дорожніх робіт. Висока продуктивність екскаваторів обумовлюється конструктивними параметрами машини, задовільною підготовкою вибою до екскавації, найбільш доцільним розташуванням екскаватора у вибої, скороченням тривалості циклу екскавації й організацією роботи у вибої. До початку роботи у вибої екскаватор повинен мати запас підірваної й добре розпушеної породи в обсязі, що забезпечує повне завантаження його протягом однієї-двох змін. Вихід негабаритних кусків породи при задовільній організації буро-

підривних робіт повинен бути не більше 3 – 5%. У добре підготовленому вибої екскаватор працює з більш високою продуктивністю, оскільки в цьому випадку процес черпання відбувається швидше, а коефіцієнт наповнення ковша вище.

Буропідривні роботи є одними з основних процесів при проведенні траншей у скельних породах значною мірою впливають на ефективність роботи екскаваторів і транспорту. Збільшення продуктивності праці на бурових роботах може бути досягнуте в результаті широкого впровадження блокового підривання, використання верстатів обертального й вогневого буріння, застосування найбільш раціональних технологічних режимів роботи верстатів, скорочення часу на їх пересування тощо.

Організація роботи транспорту повинна забезпечувати найкраще використання екскаваторів за рахунок рівномірної й своєчасної подачі транспортних засобів під навантаження; найкращого використання локомотивів, автосамоскидів і місткості складу; погодженості у роботі всіх основних технологічних процесів у кар'єрі; своєчасного ремонту й переукладання залізничних колій тощо.

**Приклад.** Визначити параметри підготовки горизонту з пошаровим проведенням кільцевої розрізної траншеї з застосуванням залізничного транспорту (рис. 7.52) за наступними вихідними даними: висота уступу  $h_y = 15$ ; гірничі роботи виконуються прямою мехлопатою ЕКГ-8І; навантаження ведуть до поїзда у складі тягового агрегата ПЕ-2м і десяти думпкарів 2ВС-105; нахил ділянки виїзної траншеї  $i_p = 40\%$ ; мінімальний радіус вписування поїзда до кривої залізничної колії визначається за даними думпкару й становить  $R_{\partial.min} = 80$  м.

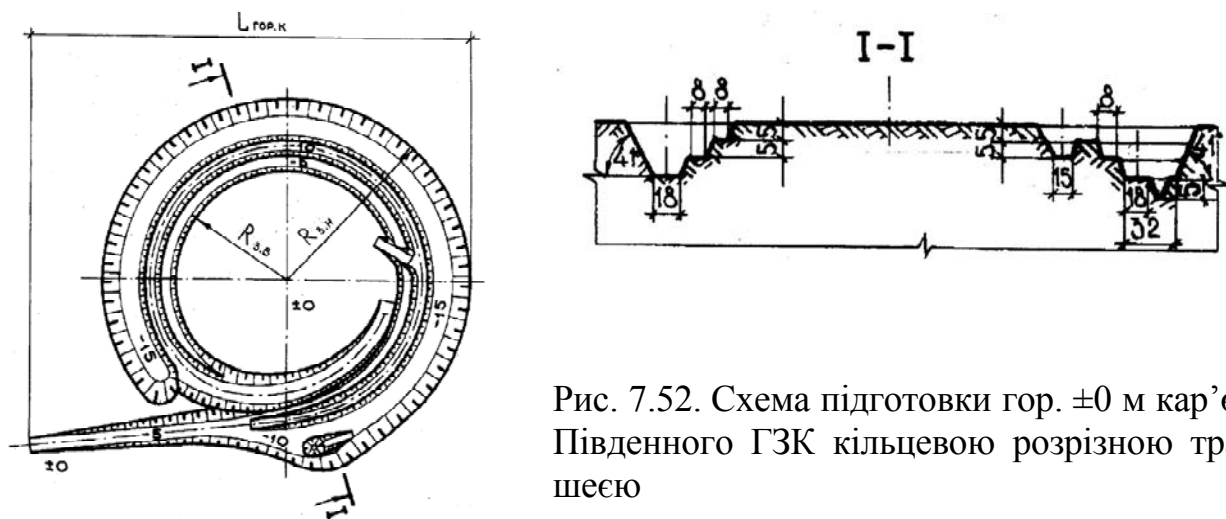


Рис. 7.52. Схема підготовки гор.  $\pm 0$  м кар'єру Південного ГЗК кільцевою розрізною траншеєю

#### Розв'язання задачі

1. Радіус виїзної траншеї  $R_3$  (м) на горизонті, що розкривається, визначається за формулою

$$R_3 = 1,5R_{\partial.min} = 15 \cdot 80 = 120 \text{ м.}$$

2. Довжина похилої ділянки траншеї  $l_{н.тр}$  (м) становить

$$l_{н.тр} = \frac{1000h_y}{i_p} = \frac{1000 \cdot 15}{40} = 375 \text{ м.}$$

3. Висота шару при проведенні траншеї екскаватором ЕКГ-8І з верхнім навантаженням породи до думпкару  $h_{ш}$  (м) визначається за умов:

– максимальної висоти розвантаження екскаватора

$$h_{ш.в} = H_{p.max} - h_{\delta} - h_n - e = 8,6 - 3,2 - 0,3 - 0,1 = 5 \text{ м.}$$

– максимального радіуса розвантаження екскаватора при максимальній висоті розвантаження

$$h_{ш.р} = (R_{p.max} - 0,5B_{\delta} - R_x - c - a)tg\beta = (15,6 - 0,5 \cdot 3,75 - 7,78 - 1 - 1)tg60^{\circ} = 6,9 \text{ м.}$$

де  $H_{p.max}$ ,  $R_{p.max}$  – максимальні значення висоти та радіуса розвантаження, м;  $h_{\delta}$  – висота думпкара, м;  $h_n$  – висота рейкової колії, м;  $B_{\delta}$  – ширина думпкара, м;  $e$  – безпечна відстань від днища ковша до борту думпкара, м;  $R_x$  – радіус повороту кузова екскаватора, м;  $c$ ,  $a$  – значення безпечної відстані від верхньої брівки уступу до залізничної шпали та кузова екскаватора до укосу борта траншеї відповідно, м. Із встановлених показників приймається менше значення, тобто  $h_{ш} = 5$  м.

4. Довжина горизонту, що розкривається  $L_{гор}$  (м), становить:

– при прямолінійному розміщенні виїзної та розрізної траншей

$$L_{гор.н} = l_{н.тр} + l_{ном} + 1,7R_{ч.н} = 375 + 120 + 1,7 \cdot 12,2 = 516 \text{ м;}$$

– при кільцевому розміщенні виїзної та розрізної траншей

$$L_{гор.к} = (l_{н.тр} + l_{ст} + 2l_{ном} + 2 \cdot 1,7R_{ч.н}) / \pi = (375 + 300 + 240 + 42) / 3,14 = 305 \text{ м}$$

де  $l_{ст}$  – довжина залізничної станції на горизонті, що розкривається, м;  $l_{ст} = (2 - 3) (l_{л} + n_{\delta}l_{\delta})$ , м;  $l_{л}$  – довжина локомотиву, м;  $n_{\delta}l_{\delta}$  – кількість думкарів у поїзді (од.) та довжина думпкара, м;  $R_{ч.н}$  – радіус черпання екскаватора на рівні стояння, м.

5. Ширина траншеї низом  $\epsilon_{тр}$  (м) визначається за формулою

$$\epsilon_{тр} = a + R_x + \epsilon_m = 1 + 7,78 + 10 = 19 \text{ м}$$

де  $\epsilon_{тр}$  – мінімальна відстань між осями екскаватора і залізничної колії, м.

6. Ширина траншеї зверху  $B_{тр}$  (м) становить

$$B_{тр} = \epsilon_{тр} + 2h_y ctg\beta = 19 + 2 \cdot 15 \cdot 0,57 = 36 \text{ м,}$$

де  $\beta$  – кут укосу бортів траншеї, град;  $\beta = 60^{\circ}$ .

7. Обсяг гірничої маси, який виймається при підготовці горизонту кільцевою траншеєю,  $V_{нр}$  (м<sup>3</sup>), визначається за формулою

$$V_{нр} = V_n + V_n = \frac{h_y^2}{i_p} \left( \frac{\epsilon_{тр}}{2} + \frac{h_y}{3tg\beta} \right) + l_{тр} \cdot h_y \cdot \frac{\epsilon_{тр} + B_{тр}}{2} = \frac{15^2}{0,04} \left( \frac{19}{2} + \frac{15}{3tg60^{\circ}} \right) + 955 \cdot 15 \cdot \frac{19 + 36}{2} = 1441305 \text{ м}^3$$

де  $V_n$ ,  $V_n$  – обсяг породи у контурах виїзної й розрізної траншей, м<sup>3</sup>.

8. Термін проведення кільцевої траншеї  $t_{гор}$  (міс) становить

$$t_{гор} = \frac{V_{нр}}{Q_e \cdot n_{зм} \cdot N_{дiб}} = \frac{1441305}{2040 \cdot 3 \cdot 30} \cong 8 \text{ міс,}$$

де  $Q_e$  – нормативна продуктивність навантаження залізничного поїзда екскаватором ЕКГ-8І за зміну, м<sup>3</sup>;  $Q_e = 2400$  м<sup>3</sup>;  $n_{зм}$  – кількість робочих змін на добу, од;  $N_{дiб}$  – кількість робочих діб протягом місяця, од.

## Питання для самоконтролю

1. Поясніть, що називається трасою виробки розкриття, її положення у плані та поздовжньому профілі.
2. Як проводять трасування траншеї? Які її довжина, форма та обсяг?
3. Поясніть поняття схеми та системи трас розкриття. Як вони обґрунтовуються?
4. Наведіть перелік схем розкриття з експлуатацією комбінованих видів кар'єрного транспорту.
5. Поясніть безтранспортні схеми проведення траншеї драглайном.
6. Поясніть безтранспортні схеми проведення траншеї розкривною мехлопатою.
7. Поясніть схеми проведення траншеї кар'єрною мехлопатою у комплексі з залізничним транспортом при нижньому навантаженні.
8. Поясніть схеми проведення траншеї розкривною мехлопатою у комплексі з залізничним транспортом при верхньому навантаженні.
9. Поясніть схеми пошарового проведення траншеї кар'єрною мехлопатою у комплексі з залізничним транспортом при верхньому навантаженні.
10. Поясніть схеми пошарового проведення траншеї мехлопатою у комплексі з автотранспортом.
11. Поясніть технологію розкриття кар'єрних полів окремими груповими траншеями при експлуатації електропоїздів.
12. Наведіть схеми проведення траншей роторними екскаваторами.
13. Поясніть схеми розміщення відвалів пустих порід при розкритті кар'єрів на пагорбистій місцевості.
14. Поясніть схеми проведення похилих траншей для будівництва конвеєрних підіймачів.
15. Поясніть схеми проведення похилих шахтних стволів для будівництва конвеєрних підіймачів.
16. Поясніть схеми проведення вертикальних стволів для кар'єрного транспорту.
17. Наведіть схеми розкриття нагірних кар'єрів за допомогою рудоспусків.
18. Наведіть схеми розкриття нагірних кар'єрів за допомогою рудоскатів.
19. Поясніть організацію робіт при розкритті горизонтів рудоспусками.
20. Поясніть організацію робіт при розкритті горизонтів кар'єрів рудоскатами.
21. Наведіть перспективні схеми розкриття залізрудних кар'єрів України.
22. Поясніть конструкцію і порядок проведення рудоспусків.
23. Поясніть конструкцію і порядок проведення рудоскатів.
24. Наведіть основні положення з організації проведення виробок розкриття.
25. Поясніть, яким чином корегується графік виконання гірничих робіт з проведення виробок розкриття?

## Глава 8. Гірничотранспортні системи відкритої розробки родовищ корисних копалин

### 8.1. Короткий історичний опис розвитку техніки й технології відкритих гірничих робіт

Гірнича справа зародилася у далекій давнині поряд з виникненням громадянського суспільства. З його розвитком зростає кількість широко застосовуваних людьми корисних копалин. До нерудної сировини кам'яного віку в 7 – 5 тисячоліттях до нашої ери додаються розробки дорогоцінних і кольорових металів, пізніше – залізних руд і горючих корисних копалин. У 1249 р. вперше у чеському місті Йіглави було прийнято спеціальне законодавство – **гірниче право**, впровадження якого цеховою організацією рудокопів значно сприяло підвищенню продуктивності праці у гірничій справі. У подальшому досвід роботи професійних товариств Чехії, Саксонії й Австрії широко розповсюджувався у Європі.

Перші наукові узагальнення практики добування корисних копалин навели у своїх описах середньоазіатські вчені Біруні (993 – 1048) й Авіцена (Ібн Сіна, 980 – 1037). Ульріх Кальве в 1500 році видав у м. Аусбург книжку **“Корисна гірнична книжиця”**, яка довго була настільним посібником гірників і металургів. Перше фундаментальне узагальнення накопиченого досвіду з добування й переробки корисних копалин було виконано Г. Агріколою (1556) у праці **“Про гірничу справу й металургію”**.

Подальший технічний прогрес у гірничій справі базується на винаході й широкому впровадженні у виробництво нових на той час механізмів і машин. Так, у 1680 р. Д. Папен (Великобританія) винайшов паровий котел, на базі якого почалася широка механізація важких робіт у гірничій промисловості. У 1763 – 1765 роках І.І. Ползунов сконструював першу парову повітродувку, а в 1774 – 1784 рр. Дж. Уатт побудував універсальний паровий двигун, який почав широко застосовуватися на рейковому транспорті та інших галузях виробництва. У 1834 році В. Отис (США) запатентував основну машину для відкритих розробок – одноківшовий екскаватор на рейковому ході. В 1844 р. у Франції було винайдено спосіб проведення свердловин вільно падаючим інструментом, на базі якого суттєво збільшилася продуктивність буріння виробок для підривних робіт великого діаметра й глибини. У 1860 р. французький інженер М. Кувре винайшов багатоківшовий екскаватор. З 1861 року у Франції впроваджуються пневматичні поршневі перфоратори. В 1863 р. у Новій Зеландії почали добувати золото за допомогою драг. З 1864 року у Великобританії була сконструйована ланцюгова (барова) врубова машина. Для переробки рудної сировини створюються різнотипові дробарки: 1806 р. – валкові, 1842 р. – роторні, 1854 р. – стержньові, 1877 р. – конусні, в 1895 р. – молоткові.

Для транспортування вугілля в 1881 р у США починають використовувати повітровози, в Германії з 1882 р. – електровози. У Великобританії застосовують скребкові (1902) й стрічкові конвеєри (1906). Перші наукові роботи з гірничої справи в Росії були виконані В.І. Генінім (1735), який описав уральське

гірничо-металургійне виробництво. Сам же термін **“Гірничі науки”** запропонував М.В. Ломоносов, який сформулював їх у праці **“Перші основи гірничої науки”**, виданої у 1742 р. Пізніше на підставі цієї роботи М.В. Ломоносов опублікував у 1763 році книгу **“Перші основи металургії й гірничої справи”**.

Безперечно, що вельми важливу роль у розвитку гірничої науки в Росії відіграло відкриття у 1773 р. Петербурзького гірничого училища, перейменованого пізніше в Гірничий кадетський корпус гірничих інженерів, а потім в Гірничий інститут. У 1825 р вийшло у світ перше в Росії друковане видання під назвою **“Гірничий журнал”**, який від дня свого заснування став центром становлення й розвитку гірничої справи, науки й вищої гірничої освіти. 1899 року в Україні, по аналогії з російським, було утворено Катеринославське вище гірничче училище, пізніше перейменоване в Дніпропетровський гірничий інститут – нині Державний ВНЗ **“Національний гірничий університет”**, який став центром підготовки інженерів, наукових і професорсько-викладацьких кадрів, центром розвитку гірничої науки, а також узагальнення гірничого досвіду та розповсюдження гірничотехнічних знань серед робітників Південного Заходу Росії.

Поряд з цим почалося становлення й виділення у самостійні окремих дисциплін гірничої науки. Цьому сприяли фундаментальні на той час роботи: в області буріння свердловин – Г.Д. Романовського (1866); в області розкриття й систем розробки твердих корисних копалин – А.І. Узатиса (1843), Г.Я. Дорошенка й О.М. Терпігорева (1906, 1915), Б.І. Бокія (1914); гірничої механіки – І.А. Тіме (1899); гірничого тиску й зсуву гірських порід – П.М. Мельникова (1836), М.А. Шостака (1891) та І.А. Тіме (1891), М.М. Протодьяконова (1907, 1912); наукових основ безпеки при гірничих роботах – А.А. Скочинського (1901) й Н.П. Чорниціна (1917). Подальший розвиток науково-дослідних, проектних, промислових і гірничобудівельних робіт на теренах колишнього СРСР детально описано Н.Т. Баккою та І.В. Ільченком [32], В.А. Боярським [33] та іншими дослідниками.

Гірниче виробництво початку ХХ-го століття характеризується все більшим обсягом добування різноманітних корисних копалин відкритим способом, утворенням нових конструкцій видобувних і транспортних машин, що дозволяло суттєво підняти продуктивність підприємств і значно їх механізувати. Посилене розгортання відкритого способу розробки на буровугільних кар’єрах Німеччини дозволило довести ці роботи до відомої досконалості. Робиться певна спроба систематизувати методи відкритих гірничих робіт.

Свого часу А.І. Онезорге (1931) поділяв весь процес відкритих робіт на дві головні частини: роботи з розкриття родовища та добування корисних копалин. Відзначалося, що організація усіх робіт повинна проводитися таким чином, щоб завжди були у наявності достатні запаси розкритої сировини. Процес розкриття поділяється на гірничі роботи, відкатку й відвалування; добування корисної копалини – на гірничі роботи, відкатку, навантаження у бункер з подальшим транспортуванням до місця призначення. Підкреслювалося, що всі ці операції повинні бути поєднані у гармонічному співвідношенні між собою й забезпечувати найвищу продуктивність з найменшою витратою енергії [34]. Для кар’єрів Кривбасу надано рекомендації щодо розробки руди й порід розкриття підпошвоуступно з виконанням буропідривних робіт. Розкриття нового

горизонту пропонувалось виконувати поблизу від похилого підіймача шляхом проведення розрізного котловану. Продуктивність одного робітника за зміну складала тоді біля 3,8 т руди і породи, а при вийманні наносів з перевезенням їх кінською тягою сягала 5 – 10 м<sup>3</sup>.

Описувалося також добування штучного каменя правильної форми й потрібних розмірів за допомогою буріння шпурів і свердловин по заданому контуру з використанням подальшого підривання або без нього із забиванням металевих клинів і проведенням суцільної борозни по верхній площині. Наводилася передова на той час технологія відбивки каменя за способом Кнокса, коли пробурені шпури розширяли скарпелем до овальної форми й орієнтували її довгу вісь у потрібному напрямку відколу. Описується попередня прострілка шпурів для збільшення маси заряду та врубова машина для вирізування каменя – чаннелер. Поряд з ручним випилюванням вапняку й вулканічного туфу давалися рекомендації з механічного їх вирізування машиною із зубчастими шарошковими пилами конструкції Рогозинського, а також канатними пилами.

Перспективною технологією з добуванням корисних копалин на великих глибинах на той час виявився метод **гірничих воронок**. При цьому під дно кар'єру проходили штольні, якщо місцевість була пагористою, або з вертикального шахтного ствола – квершлаг чи штрек. Від вказаних виробок до внутрішнього простору кар'єру проводили ряд вертикальних рудоспусків (рис. 8.1). Навколо кожного його верхів'я за допомогою буропідривних робіт виконували розширення поперечного перерізу з формуванням крутої поверхні, за якими корисна копалина перепускалася з вибоїв у кар'єрі до нижньої частини виробки. Там обладнувався бункер-люк, через який корисну копалину навантажували до засобів транспорту й видавали ними на поверхню. Найпоширеніше така схема розробки на той час використовувалася в Америці. Застосовували її також на Уралі при розробці Баженівського родовища азбесту. Руду відробляли похилими шарами довгими вибоями. Висота уступу досягала 100 м. Тоді ж у Кривбасі застосовувалося й пошарове проведення траншей [35].

До 1908 р. на кар'єрах Німеччини транспортування бурого вугілля й видачу його на поверхню виконували переважно ланцюговими підіймачами з нерухомими електричними двигунами. Використання паровозів було небезпечним у пожежному відношенні. Проте вже з 1929 р. на частки електричної локомотивної відкатки припадало 50% перевезень, а на чисто ланцюгову – тільки 40%. З появою у 1925 р. похилих підіймачів з канатною тягою для поїздів, складених з великовантажних саморозвантажувальних вагонів, а також зубчаторейкових і похилих конвеєрних підіймачів (1929 р.), ланцюгова відкатка почала швидко втрачати свою перевагу.

Породи розкриву розробляли переважно багаточерпаковим екскаваторами з нижнім і верхнім черпанням. До внутрішніх відвалів порода складувалась транспортно-відвальними мостами, до зовнішніх – перевозилася залізницею й укладалась абзетцерами. Величина поздовжнього прогону мостів доходила до 190 – 200 м (рудник “Гольпа”), виліт консолей досягав 140 м (Ульзе-Ост), повна довжина мосту на руднику “Фрідлендер” доходила до 504 м. Найбільша маса мосту складала 4850 т, потужність двигунів становила 3100 кВт. Конвеєрна стрічка мала ширину 1 – 2 м, рухалась вона зі швидкістю 1,63 – 3 м/с і забезпечувала продуктивність до 2150 м<sup>3</sup>/год у цілику.

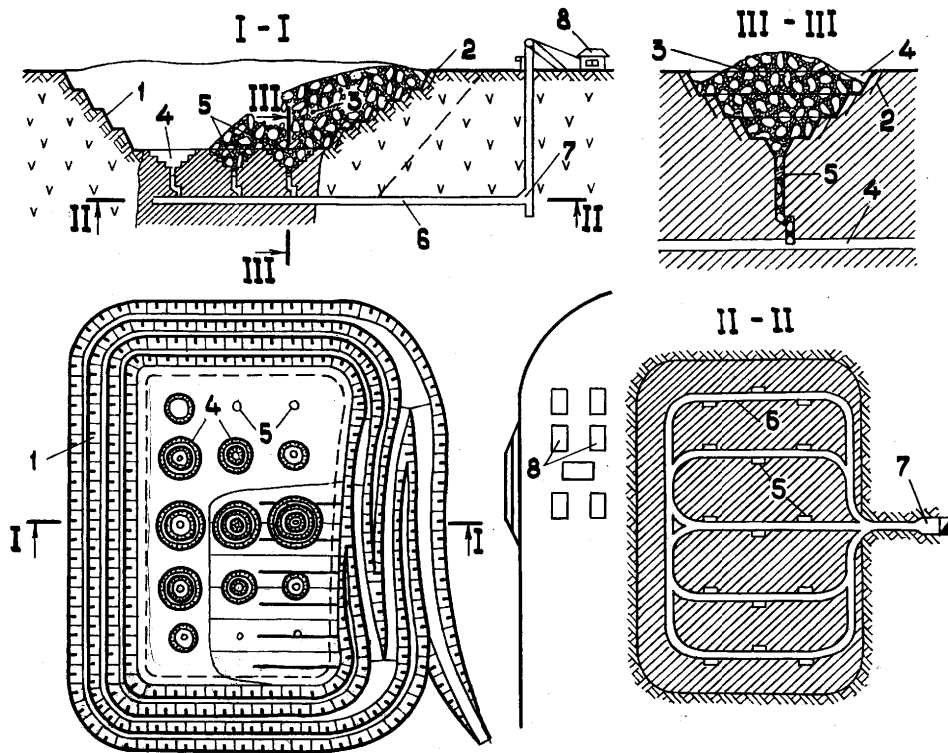


Рис. 8.1. Система розробки родовища гірничими воронками: 1, 2 – неробочий та робочий борти кар'єру; 3 – навал подрібненої вибухом корисної копалини, що перевантажується; 4 – воронки; 5 – рудоспуски; 6 – квершлаг; 7 – підйомний ствол; 8 – підйомна машина з бункерами-накопичувачами на поверхні

Роботами О. Гольда (1929) на той час були описані схеми розкриття родовищ за допомогою багатоківшових екскаваторів у комплексі з транспортно-відвальними мостами, які мали суттєві переваги перед залізничним транспортом внаслідок меншої дальності переміщення пустої породи. Крім того, відпадала необхідність перехрещення породних і вугільних залізних доріг у кар'єрі. Поряд з цим розглядалися переваги баштових екскаваторів, якими розроблялися не тільки породи розкриття, а й корисна копалина. У протилежність мостам баштові екскаватори дозволяли збільшити прогін між опорами до 450 м і глибину копання до 70 м без суттєвого збільшення своєї маси. Підйоми рейкової путі могли досягати 60 – 70%, у той час коли для відвальних мостів вони не перевищували 20%. А головне, не потрібно було проходити виробки розкриття. Переваги баштового екскаватора полягають у тому, що для його роботи не потрібні були робочі площадки на покривних породах і корисній копалині. Башти його розташовувалися на поверхні за межами робочої зони кар'єру й машинам не загрожувало підтоплення підземними водами. Була відсутня також потреба у кар'єрному транспорті. Основна частина порід розкриття розміщувалася у виробленому просторі кар'єру. Баштовий екскаватор міг працювати у комбінаціях з будь-яким видом транспорту не тільки при експлуатації кар'єру, а й при його засипанні відходами виробництва. Проте його продуктивність не перевищувала 100 – 200 м<sup>3</sup>/год, в той час, коли транспортно-відвальні мости забезпечували розробку й складування порід розкриття з продуктивністю до 2 – 6 тис. м<sup>3</sup>/год [36].



## 8.2. Розвиток поняття про систему відкритої розробки родовищ корисних копалин

Відкрита розробка родовищ корисних копалин характеризується значними об'ємами виймання гірських порід, умови залягання й міцність яких змінюються у доволі широкому діапазоні; залученням до експлуатації все більш складних ділянок і окремих покладів, різким зростанням глибини кар'єрів; використанням досить різноманітного й потужного гірничотранспортного устаткування. Подальшому розвитку класифікації систем відкритої розробки сприяли праці І.А. Кузнєцова, О.П. Зотова, Е.М. Барбот-де-Марні, Г.Д. Шахлевича, П.Е. Зуркова та інших, які користувались такими класифікаційними ознаками, як геометрична характеристика фронту гірничих робіт, місце знаходження відвалів або вид транспорту. На основі цього зазначалось, що основними ознаками класифікації системи розробки повинні бути технологічні особливості виконання розкривних робіт і характер переміщення порід розкриву, а допоміжними – розміщення відвалів, порядок переміщення фронту робіт та інші. На цих ознаках у подальшому і були побудовані класифікації систем відкритої розробки Є.Ф. Шешка [29] і М.В. Мельникова [27].

Досліджуючи режим гірничих робіт при розробці пологих і крутих покладів, В.В. Ржевський дійшов висновку, що провідними ознаками класифікації мають бути напрямок виймання корисних копалин у плані та профілі кар'єрного поля, а також місце розміщення відвалів порід розкриву. На цій основі у 1968 р. ним була запропонована нова редакція класифікації систем розробки, яка найбільш широко описана в роботі [28]. Тут під системою відкритих гірничих розробок автор розуміє "визначений порядок виконання підготовчих, розкривних і добувних робіт, які забезпечують для даного родовища безпечне, економічне і найбільш повне виймання кондиційних запасів корисних копалин" (табл. 8.1).

Подальшому розвитку теорії систем розробки залежно від порядку формування робочої зони кар'єру й стану його виробленого простору присвячені праці О.І. Арсентьєва, К.А. Кумачова та В.Я. Маймінда, а залежно від порядку відпрацювання і комплексної механізації – роботи М.Г.Новожилова. З'єднання обох суттєвих ознак систем відкритої розробки: способу переміщення порід розкриву як головного технологічного процесу гірничого виробництва, а також конструкції робочої зони й порядку розвитку в ній розкривних і видобувних робіт відображено у технологічній класифікації В.С. Хохрякова. Тут, на думку автора, збережені традиційні, що увійшли у практику проектування і планування, основні складові елементи назв цих систем розробки. Класифікаційними ознаками у спадному порядку є: спосіб виконання розкривних робіт (безтранспортний, транспортний і комбінований), форма розвитку робочої зони (суцільна й заглиблювальна), розташування фронту гірничих робіт у плані та напрямок його переміщення.

Розуміючи тісну залежність між основними показниками відкритих гірничих робіт, Є.Ф. Шешко обґрунтував логічний взаємозв'язок між системою розробки і способом розкриття горизонтів у кар'єрі. Розвиваючи це положення, акад. В.В. Ржевський уводить поняття "про технологічні комплекси розкривних

і видобувних робіт як сукупність комплексів устаткування й технологічних рішень (у першу чергу по системах розробки й способах розкриття та їх параметрах), що сумісно забезпечують безпечне, високопродуктивне й економічне виконання гірничих робіт у планових обсягах". На цій основі ним створена теорія технології комплексної механізації при суцільних, заглиблювальних і змішаних (заглиблювально-суцільних) системах розробки. Тут же розглядається теорія розкриття робочих горизонтів з формуванням таких понять, як траса **виробок розкриття**, їх форма, схема й система. Надається їх взаємозв'язок з етапністю розробки кар'єрного поля.

Таблиця 8.1

Класифікація систем відкритої розробки родовищ  
(за В.В. Ржевским)

Індекс групи	Група систем	Індекс підгрупи	Підгрупа	Індекс системи	Система розробки
С	Суцільні	СД	Суцільні поздовжні	СДО	Суцільна поздовжня, однобортова
				СДД	Суцільна поздовжня, двобортова
		СП	Суцільні поперечні	СПО	Суцільна поперечна, однобортова
				СПД	Суцільна поперечна, двобортова
СВ	Суцільні віялові	СВЦ	Суцільна віялова, центральна		
		СВР	Суцільна віялова, розосереджена		
З	Заглиблювальні	ЗД	Заглиблювальні поздовжні	ЗДО	Заглиблювальна поздовжня, однобортова
				ЗДД	Заглиблювальна поздовжня, двобортова
		ЗП	Заглиблювальні поперечні	ЗПО	Заглиблювальна поперечна, однобортова
				ЗПД	Заглиблювальна поперечна, двобортова
ЗВ	Заглиблювальні віялові	ЗВР	Заглиблювальна віялова, розосереджена		
		КК	Заглиблювальні кільцеві	УКЦ	Заглиблювальна кільцева, центральна
ЗС	Змішані (Заглиблювально-суцільні)	—	Те ж, у різних сполученнях		

У цьому зв'язку, використовуючи накопичений багаторічний досвід проектування й відпрацювання родовищ, особливо похилих і крутих, можливо навести обґрунтування основних розділів організації та виконання відкритих гірничих робіт у наступній послідовності: установлення меж кар'єрного поля, визначення потужності кар'єру з видобування корисних копалин і режиму виймання порід розкриття, комплексна механізація розкривних і видобувних робіт протягом усіх періодів існування гірничого підприємства, взаємозв'язок її з прийнятими рішеннями по розкриттю та системах розробки. При цьому в усіх варіантах відкритої розробки присутнє певне виймальне устаткування, а ефективність добувних робіт суттєво залежить від наявності чи відсутності певного виду кар'єрного транспорту для переміщення порід розкриття з повсюдним використанням його на видобувних роботах, при пониженні глибини яких до існуючих схем трас виробок розкриття додатково вводяться нові.

### 8.3. Структура гірничотранспортної системи

Широкий діапазон гірничотранспортного устаткування за потужністю й принципами дії дозволяє застосовувати певну технологію розкриття й системи розробки різноманітних родовищ залежно від їх конкретних геологічних і гідрогеологічних умов залягання, обґрунтованих виробничої потужності підприємства, якістю добутої сировини, її потужністю та співвідношенням за обсягами виймання з породами розкриття, кінцевою глибиною кар'єрів, місцем переробки корисних копалин і складування відходів виробництва. Аналіз умов розробки родовищ за кінцевою глибиною (див. табл. 1.6) дозволяє узагальнювати технологічні показники у досить конкретному розумінні. Так, кар'єрами надто малої, малої та середньої глибини переважно відпрацьовуються пологі родовища з м'якими гірськими породами одразу на повну потужність продуктивного шару. Виробки розкриття проводять тільки у період будівництва й більше не поновлюють. Виробничу потужність підприємств відносно невелика й забезпечується однією-трьома різноманітними за конструкцією виймальними машинами. Породи розкриття складають переважно до виробленого простору.

Глибокими кар'єрами, й особливо надглибокими, відпрацьовують похилі, крутопохилі й круті родовища. Гірничу масу на них представлена переважно напівскельними й скельними різновидами. Виробки розкриття подовжуються одна за одною у просторі за довжиною й глибиною відповідно до встановленого темпу поглиблення гірничих робіт. Виймальні роботи виконуються багатьма одноківшовими екскаваторами. Породи розкриття в основний період експлуатації кар'єрів транспортують і складують до зовнішніх відвалів.

Виробки розкриття в усіх зазначених випадках проводять устаткуванням, яке потім буде задіяне при виконанні розкривних або добувних робіт протягом усього періоду експлуатації кар'єрів. При цьому техніко-економічні показники виймально-навантажувальних і транспортних робіт суттєво залежать від застосовуваних технологій, типу механізації й організації розкриття, поточної глибини розробки та відстані перевезення гірничої маси поверхнею. Параметри й показники проведення виробок розкриття повинні сумісно забезпечувати міні-

мальну потребу в енергоносіях, високу продуктивність обслуговуваного персоналу, найменші капітальні й експлуатаційні витрати (див. рис. 6.6).

Найбільша ефективність при проектуванні й експлуатації підприємства досягається шляхом використання принципів системного аналізу, що дозволяє враховувати всю різноманітність умов у їх взаємозв'язку та єдності. Відповідно цим принципам, окремі технологічні об'єкти кар'єру слід аналізувати у вигляді **гірничотранспортної системи**, яка являє собою цілісне формування засобів рухомого складу й виймально-навантажувального устаткування у взаємозв'язку з типом і кількістю виробок розкриття та параметрами системи розробки з відповідними внутрішніми й зовнішніми сполученнями між ними. Розвиток цих систем регулюється в межах досліджуваного підприємства з використанням економіко-математичного моделювання [11, 13, 15].

Для ефективного функціонування системи у цілому кожній з її підсистем і кожному ієрархічному рівню повинен відповідати свій перелік і своя складність виконання окремих робіт. При цьому ефективність їх вирішення може бути досягнута лише з урахуванням причинно-наслідкового зв'язку між ними. Рівні ієрархії підсистем повинні взаємодіяти по відповідних цілях і задачах гірничого виробництва. Така взаємодія досягається шляхом використання результатів вирішення задач на другому, більш низькому рівні, при активному інформаційному обміні між ними. Умови формування й параметри робочої зони кар'єру на усьому терміні експлуатації є вирішальними.

Вибір типу й чисельності транспортних засобів, сполучення їх з виймально-навантажувальним устаткуванням, визначення напрямку проведення виробок розкриття та їх параметрів вирішується завданнями початкового рівня залежно від головних параметрів кар'єру та його продуктивності, а також від величини керівного підйому виїзних доріг. Досягнення максимальної продуктивності екскаваторів і рухомого складу кар'єрного транспорту в свою чергу залежить від параметрів системи виробок розкриття й розробки, сприяє скороченню їхнього робочого парку. Висота уступів і ширина екскаваторних заходок, а також розміщення їх у просторі робочої зони впливають не тільки на продуктивність екскаваторів, але й є визначальними при формуванні кількості концентраційних горизонтів з переважувальними пунктами, довжини відкотних доріг, інтенсивності їх переукладання у міру відпрацювання екскаваторних заходок. Це, в остаточному підсумку, знаходить висвітлення у рівні продуктивності праці, споживанні енергетичних і матеріальних ресурсів, капітальних вкладеннях в основні фонди підприємства й, нарешті, собівартості видобутку корисних копалин.

Ефективність гірничотранспортної системи, що поєднує у собі комплекти устаткування й технічні рішення з його використання, оцінюється величиною ресурсозберігаючих показників у конкретних гірничотехнічних умовах розробки родовища, що відповідають мінімальним витратам на добувні роботи в основний період експлуатації кар'єру. У загальному випадку економічна доцільність відкритої розробки корисної копалини визначається за умови досягнення підприємством мінімальної собівартості товарної продукції  $Z_{m,n}$  (грн), тобто

$$Z_{m,n} = A_{p,m} \cdot Z_{p,m} + \sum_1^m (A_{e,m} \cdot Z_{e,m} + A_{x,m} \cdot Z_{x,m}) - \sum_1^n K_{n,n} \rightarrow \min, \quad (8.1)$$

де  $A_{p,m}$ ,  $A_{e,m}$ ,  $A_{x,m}$  – річний обсяг виробництва основної й попутної товарної продукції з сирової руди, порід розкриття й відходів збагачення, т;  $Z_{p,m}$ ,  $Z_{e,m}$ ,  $Z_{x,m}$  – собівартість виробництва 1 т основної й попутної товарної продукції з сирової руди, а також порід розкриття й відходів збагачення, грн;  $m$  – різновиди попутної товарної продукції з порід розкриття й відходів збагачення;  $n$  – кількість різновидів порушення навколишнього природного середовища;  $K_{n,n}$  – грошові платежі за порушення природи, грн;

$$A_{p,m} = A_p \cdot \gamma_p; A_{e,m} = A_e \cdot \gamma_e; A_{x,m} = A_x \cdot \gamma_x, \quad (8.2)$$

де  $A_p$ ,  $A_e$ ,  $A_x$  – річний обсяг видобутку сирової руди, виймання порід розкриття й виходу відходів збагачення, т;  $\gamma_p$ ,  $\gamma_e$ ,  $\gamma_x$  – вихід товарної й попутної продукції з корисної копалини, порід розкриття й відходів збагачення, частки од.;

$$Z_{p,m} = Z_p + \gamma_p \cdot Z_{p,n} + Z_e \cdot \frac{A_e - A_{e,m}}{A_e}, \quad (8.3)$$

де  $Z_p$ ,  $Z_{p,n}$  – собівартість видобутку 1 т корисної копалини й переділу її у товарну продукцію, грн;  $Z_e$  – собівартість виймання й відвалування 1 т порід розкриття, грн;

$$Z_p = Z_{b.p} + Z_{e.p} + l_{m.p} \cdot Z_{m.p} + Z_{n.p}, \quad (8.4)$$

де  $Z_{b.p}$ ,  $Z_{e.p}$ ,  $Z_{n.p}$  – собівартість буропідривних робіт, навантаження й перевантаження 1 т корисної копалини при комбінованих видах транспорту, грн;  $l_{m.p}$  – відстань транспортування 1 т сировини на дробильно-збагачувальну фабрику, км;  $Z_{m.p}$  – собівартість транспортування корисної копалини, грн/ткм.

$$Z_{e,m} = Z_{b.e} + Z_{e.e} + l_{m.e} \cdot Z_{m.e} + Z_{n.e} + Z_o, \quad (8.5)$$

де  $Z_{b.e}$ ,  $Z_{e.e}$ ,  $Z_{n.e}$  – собівартість буропідривних робіт, навантаження й перевантаження 1 т порід розкриття при комбінованих видах транспорту, грн;  $l_{m.e}$  – відстань транспортування 1 т порід розкриття на відвали, км;  $Z_{m.e}$  – собівартість транспортування 1 т порід розкриття, грн/ткм;  $Z_{n.e}$  – собівартість перевантаження 1 т сировини на ДЗФ, грн;  $Z_o$  – собівартість відвалування 1 т порід розкриття, грн;

$$Z_{e,m} = Z_{e,n} + (1 - \gamma_e) Z_e; Z_{x,m} = Z_{x,n} + (1 - \gamma_x) Z_x, \quad (8.6)$$

де  $Z_{e,n}$ ,  $Z_{x,n}$  – собівартість переділу 1 т порід розкриття й відходів збагачення в товарну продукцію, грн;  $Z_{x,m}$  – собівартість складування 1 т відходів збагачення, грн;

$$K_{n,n} = K_p + K_z + K_a + K_o + K_e, \quad (8.7)$$

де  $K_p$  – плата за надра, грн,  $K_p = A_p(1 + \rho)K_p^1$ ;  $\rho$  – втрати корисної копалини в надрах, частки од.;  $K_p^1$  – плата за 1 т корисної копалини в надрах, грн;  $K_z$  – плата за порушення земельної площі, грн,

$$K_z = K_z^1 \{ S_o A_e (1 - \gamma_e) + A_p [ S_p + S_x (1 - \gamma_p) (1 + \beta) ] \}, \quad (8.8)$$

де  $K_z^1$  – плата за 1 га земельного відводу, грн;  $S_p$ ,  $S_o$ ,  $S_x$  – питома землеємність при видобутку гірничої маси у кар'єрі, роздільному складуванні різнотипових порід

розкриття й відходів збагачення, га/млн. т;  $\beta$  – засмічування корисної копалини при видобутку, частки од.;  $K_a$  – плата за пилогазове забруднення атмосфери, грн,

$$K_a = K_{nz}^1 [(V_{\bar{o}}d + V_{\bar{e}})A_z + V_{m.p} \cdot l_m (A_p + A_e) + V_o S_{n.o} + V_x S_{n.x} + V_m A_{p.m} + V_{n.m} (A_{o.m} + A_{x.m})]; \quad (8.9)$$

де  $K_{nz}^1$  – плата за пилогазовиділення 1 м<sup>3</sup> шкідливих речовин, грн;  $V_{\bar{o}}$  – питомий вихід пилу при бурінні 1 м підривної свердловини, м<sup>3</sup>;  $d$  – вихід гірничої маси з 1 п.м. свердловини, м<sup>3</sup>;  $V_{\bar{e}}$  – питомий вихід шкідливих газів при підриванні 1 м<sup>3</sup> гірничої маси, м<sup>3</sup>;  $A_z$  – річний об'єм виймання скельної гірничої маси у кар'єрі, м<sup>3</sup>;  $V_{m.p}$  – питомий викид пилу при переміщенні кар'єрного транспорту, м<sup>3</sup>/км;  $l_m$  – середня відстань транспортування гірничої маси, км;  $V_o$ ,  $V_x$  – питомий вихід пилу з 1 м<sup>2</sup> площі відвалу й сховища відходів збагачення, м<sup>3</sup>;  $S_{n.o}$ ,  $S_{n.x}$  – площа поверхні відвалу й відходів збагачення, м<sup>2</sup>;  $V_m$ ,  $V_{n.m}$  – питомий викид пилу в атмосферу при переділі корисної копалини й добутої попутно сировини у товарну продукцію, м<sup>3</sup>/т;  $K_o$  – плата за зберігання відходів збагачення, грн,

$$K_o = K_o^1 \cdot A_p \cdot (1 - \gamma_p), \quad (8.10)$$

де  $K_o^1$  – плата за 1 т відходів, грн;  $K_e$  – плата за порушення режиму підземних вод, грн,

$$K_e = K_e^1 \cdot S_{n.k} \cdot a_e, \quad (8.11)$$

де  $K_e^1$  – плата за 1 м<sup>3</sup> підземних вод, видаляємих на поверхню, грн;  $S_{n.k}$  – площа виробленого простору кар'єру, м<sup>2</sup>;  $a_e$  – питомий водопрплив до виробленого простору кар'єру протягом року, м<sup>3</sup>/м<sup>2</sup>.

Як видно з наведених залежностей, раціональне використання природних ресурсів може бути досягнуто за рахунок зниження поточних об'єм виймання порід розкриття при експлуатації технологічних комплексів з мінімальними втратами й засмічуванням добутої сировини, а також максимально можливим переділом порід розкриття й відходів збагачення в попутну товарну продукцію. Раціональне конструювання залізничних транспортних комунікацій у верхній частині робочої зони, що забезпечують мініимально можливу відстань доставки гірничої маси автосамоскидами до перевантажувальних пунктів, утворення їх раціональних конструкцій з акумулюючими складами, максимальне наближення їх до вибоїв у глибинній частині кар'єру, а також використання виробленого простору кар'єрів для утворення внутрішніх відвалів дозволить суттєво знизити витрати на добувні роботи

Крім того, аналіз калькуляції собівартості видобутку 1 т руди за останні роки показує, що енергетичні витрати в ній становлять 32 – 35%. У цьому зв'язку зниження відстані автомобільних перевезень і вивільнення частини бульдозерів на перевантажувальних роботах сприятливо позначиться на зменшенні об'ємів споживання дизельного палива. Побічно це відіб'ється й на платежах за загазованість атмосфери. Оскільки витрати на виймально-навантажувальні й транспортні роботи досягають 60 – 70% у собівартості видобутку корисної копалини, удосконалення структури гірничотранспортної системи в глибоких кар'єрах є основним напрямком підтримки їхньої ринкової конкурентоспроможності.

## 8.4. Класифікація гірничотранспортних систем

Для вивчення показників роботи кар'єрів залежно від комплектації технологічних комплексів і встановлення області ефективного їх застосування пропонується класифікувати гірничотранспортні системи за ознаками зміни висоти робочої зони при відповідній глибині кар'єру сумісно з видом механізації виймально-навантажувальних, транспортних і відвальних робіт, а також кутами нахилу виймальних шарів у тих же межах, що і падіння розроблюваних покладів: горизонтальних, пологих і крутопохилих (табл. 8.2).

Таблиця 8.2

Класифікація систем відкритої розробки родовищ корисних копалин

Індекс групи систем	Групи систем	Індекс підгрупи систем	Підгрупи	Напрямок переміщення (кут нахилу) виймальних шарів у робочій зоні кар'єру
С	Суцільні з постійною висотою робочої зони	СЕ(Тр)	Суцільні екскаваторні (тракторні) на надто мілких кар'єрах (до 20 м)	Горизонтальний – породи розкриву й корисна копалина Похилий (до 15°) – корисна копалина
		СЕВ	Суцільні екскаваторно-відвальні на мілких кар'єрах (21 – 50 м)	Горизонтальний – породи розкриву й корисна копалина Похилий (до 15°) – породи розкриву й корисна копалина
		СЕТ	Суцільні екскаваторно-транспортні на кар'єрах середньої глибини (51 – 100 м)	Горизонтальний – породи розкриву й корисна копалина Похилий (до 15°) – породи розкриву Крутий підшвоуступний (до 80°) – кам'яні блоки
		СК	Суцільні комбіновані на глибоких кар'єрах (101 – 200 м)	Горизонтальний – породи розкриву й корисна копалина Похилий (до 15°) – породи розкриву
З	Заглиблювальні зі зростаючою висотою робочої зони	ЗЕТ	Заглиблювальні екскаваторно-транспортні на глибоких і надглибоких кар'єрах (201 – 1000 м)	Горизонтальний – породи розкриву й корисна копалина Крутопохилий (до 45°) – породи розкриву й корисна копалина Крутопохилий (до 45°) підшвоуступний з розосередженими по висоті робочими площадками – породи розкриву
ЗС	Заглиблювально-суцільні зі зростаючою й постійною на окремих ділянках висотою робочої зони	ЗСЕТ	Заглиблювально-суцільні екскаваторно-транспортні на глибоких і надглибоких кар'єрах (201 – 1000 м)	Горизонтальний – породи розкриву й корисна копалина Крутопохилий (до 45°) підшвоуступний з розосередженими по висоті робочими площадками – породи розкриву

Запропонована класифікація будується на основі системного аналізу, що розглядає кар'єр як складну сукупність ведення виймальних робіт і транспортування гірських порід на поверхню. Динаміка їх припускає виконання підготовчих, розкривних і добувних робіт з поетапним введенням до експлуатації різних видів транспорту у міру збільшення висоти робочої зони, які спільно забезпечують безпечне, економічне й найбільш повне добування корисних копалин. Основне цільове призначення класифікації – не тільки наочне ознайомлення з можливим варіантом розвитку відкритих гірничих робіт, але й вибір з безлічі сполучень найбільш економічних, які відповідають гірничо-геологічним і гірничотехнічним умовам експлуатації родовища.

Різноманітність гірничо-геологічних умов, у яких будуються й експлуатуються кар'єри, широкий вибір гірничого устаткування з доцільної області його застосування дають можливість вважати обґрунтованим поділ гірничотранспортних систем на три основних групи з виділенням характерних підгруп і рівнів класифікації. Вивчення умов відкритої розробки родовищ показує, що формування робочої зони на повну глибину кар'єру з переміщенням її уздовж шару корисної копалини й утворенням виробленого простору по кінцевій глибині кар'єрного поля відповідає **групі суцільних систем** при відпрацюванні в основному пологих родовищ. У той же час є позитивний досвід відпрацювання похилих і крутих покладів з переміщенням порід розкриття до виробленого простору безтранспортним способом або із застосуванням конвеєрів, автосамоскидів і залізничних поїздів, що відповідає даній групі розробки.

**Група заглиблювальних систем** характерна тільки для похилих, крутопохилих і крутих родовищ, при розробці яких робоча зона розвивається вглиб кар'єрного поля, а вироблений простір ще повністю несформований. **Змішана група систем** (заглиблювально-суцільна) застосовується в основному при розробці розосереджених покладів складної будови або при виділенні кар'єру першої черги з частковим утворенням первинного виробленого простору. У даних групах кар'єрний транспорт застосовують повсюдно для переміщення як корисних копалин, так і порід розкриття. За таких умов глибина кар'єру є визначальною для класифікації гірничотранспортних систем по видах транспорту. При цьому, залежно від щільності гірських порід, глибини розробки й площі кар'єру, експлуатують різноманітні види транспорту як самостійно, так і у різних сполученнях між собою. Залежно від цього застосовують й відповідні конструкції виробок розкриття. Так, експлуатація автомобільного й залізничного транспорту може бути з прямою формою траси по окремих або групових траншеях тільки на верхніх горизонтах; стрічкових конвеєрів або скіпових підйомників, розміщених у похилих траншеях або шахтних стовбурах, – на нижчележачих глибоких. Складна форма траси характерна для автомобільного й залізничного транспорту під час руху по загальних траншеях на глибину до 200 – 350 м, а також стрічкових конвеєрів у зигзагоподібних траншеях.

Дослідження й досвід проектування показують, що при відпрацюванні крутих родовищ керування режимом розкривних робіт досягається шляхом зміни прямолінійної форми переміщення фронту гірничих робіт на розосереджену або діагональну, переходом з горизонтального пошарового виймання гірничої маси на похилу та крутопохилу з довгостроковою консервацією окремих ділянок або бортів у цілому. Відповідно до цього широко застосовуються системи з підземними виробками розкриття, з'являється можливість постійного внутрішнього відвалоутворення на глибоких кар'єрах.

У міру поглиблення фронту гірничих робіт траса виробок розкриття у верхній частині кар'єру залишається без зміни або ж реконструюється, систематично доповнюється відповідним розвитком у глибинній частині. У цьому зв'язку класифікація якісних характеристик кар'єру як складної системи, наведена у вигляді дерева з'єднань елементів (рис. 8.2). Це дає можливість аналізувати взаємозв'язок між ними на різних рівнях, оцінювати техніко-економічні показники й ефективність спільної експлуатації у цілому.



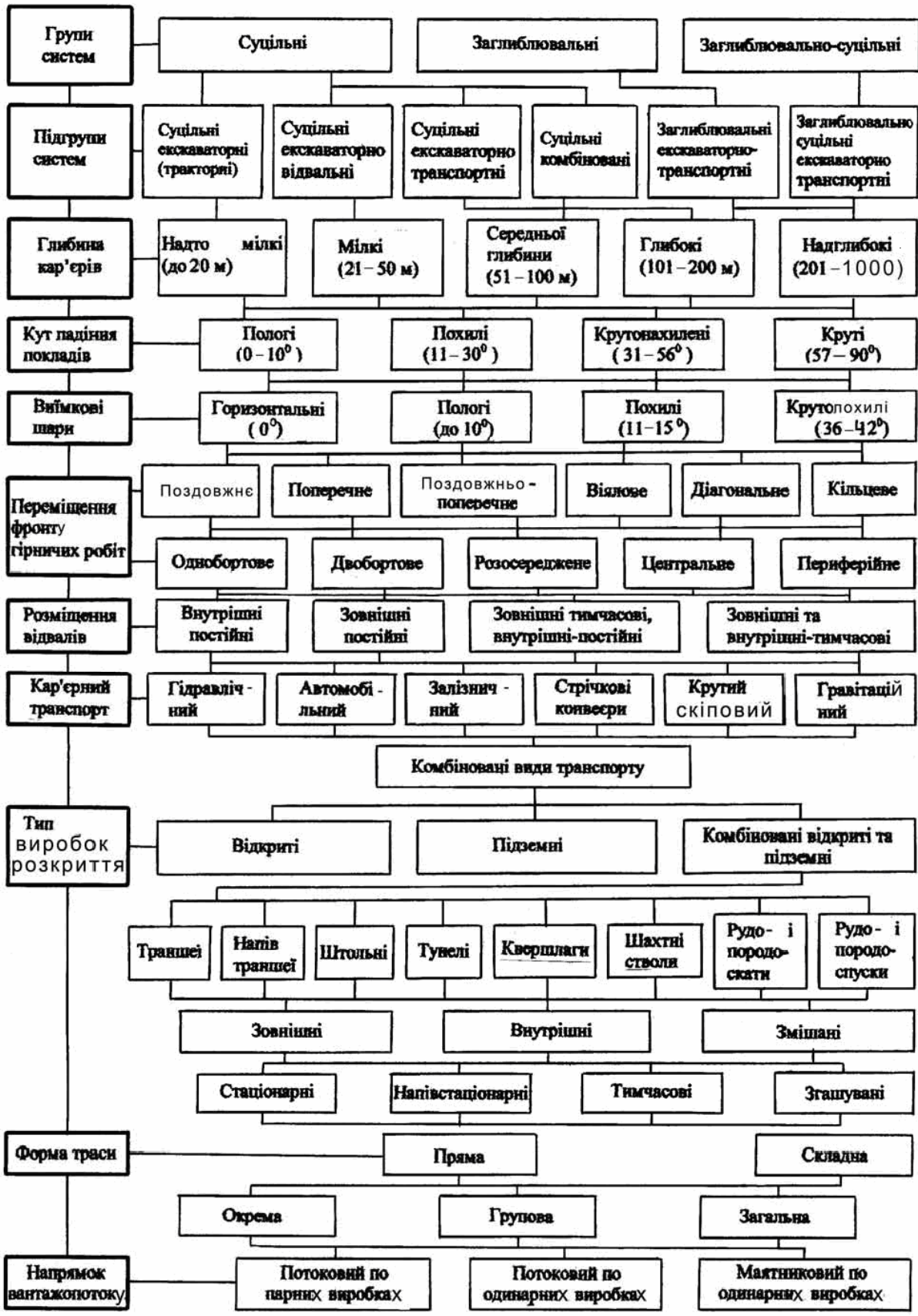


Рис. 8.2. Взаємозв'язок між елементами гірничотранспортних систем відкритої розробки корисних копалин

Представлена у такий спосіб класифікація гірничотранспортних систем кар'єру дає можливість упорядкувати у єдиному дереві сполучення основних елементів гірничих, транспортних і підготовчих робіт, створити методику економіко-математичного моделювання багатоваріантної гірничотранспортної системи розробки кар'єру. Внаслідок цього суттєво спрощується не тільки інформованість про розвиток кар'єру, але й вибір оптимального напрямку переміщення відкритих розробок при проектуванні й експлуатації протягом усього періоду їх існування.

Наведена в табл. 8.2 класифікація гірничотранспортних систем передбачає вибір і встановлення кількісних залежностей між типами виймально-навантажувального, транспортного й відвального устаткування, способами розкриття робочих уступів, місцем розміщення відвалів пустих порід у кар'єрі, що відповідають виробничій потужності з видобутку гірничої маси протягом усього періоду відпрацювання кар'єрного поля. Вихідними даними для обґрунтування й дослідження наведених гірничотранспортних систем слугують відомості про родовище корисних копалин, розміри кар'єрного поля й прийнятий режим гірничих робіт. Як критерій доцільності тієї або іншої системи приймають найменші витрати на видобуток корисної копалини з урахуванням заходів щодо компенсації засобів за відновлення продуктивності порушеного навколишнього середовища.

Вибір типу виймально-навантажувального устаткування базується на міцності гірських порід та їх потужності. М'які породи досить малої потужності звичайно розробляють бульдозерами й скреперами, великої – одно- і багатоківшовими екскаваторами. В окремих випадках для розробки м'яких порід застосовують гідромонітори, земснаряди й драги, а напівскельних і скельних – породорозпушувальні комбайни, дискові, фрезерні й канатні пили. Напівскельні й скельні породи в основному попередньо розпушують механічним або підривним способами й розробляють одноківшовими екскаваторами. Кількість екскаваторів приймають залежно від співвідношення їхньої експлуатаційної продуктивності до потужності кар'єру з розробки гірничої маси.

Тип транспортних засобів встановлюють залежно від потужності виймально-навантажувального устаткування, абразивності гірських порід, ступеня їхнього подрібнення й розмірів кар'єрного поля. Як правило, у комплексі з одноківшовими екскаваторами експлуатують автосамоскиди й залізничні поїзди, з багатоківшовими – стрічкові конвеєри. Драглайни працюють зі складуванням порід розкриття до внутрішніх відвалів, а корисної копалини – з навантаженням у транспортні засоби, або у навал на верхній площадці уступу. Останнім часом на залізрудних кар'єрах у сполученні з автомобільним і залізничним транспортом усе більш широко застосовують стрічкові конвеєри з попереднім подрібненням скельної гірничої маси у дробарках. У кар'єрах зі стиснутим робочим простором поза конкуренцією експлуатується автомобільний транспорт, а на протяжних потужних кар'єрах – залізничний. Область застосування гідравлічного транспорту невелика й обмежена м'якими породами. Способи розкриття кар'єрних полів в основному залежать від прийнятого кар'єрного транспорту, а кількість транспортних одиниць – від їх потужності й відстані переміщення гірських порід.

Механізація відвалування порід розкриття базується в основному на типах кар'єрного транспорту. При автомобільному транспорті для складування порід застосовують в основному бульдозери, при залізничному – однокішсові екскаватори. У комплексі з конвеєрами працюють стрічкові відвалоутворювачі. В окремих випадках можуть бути й інші сполучення зазначеного устаткування. Кількість відвальних машин та їхня потужність повинні забезпечувати нормативне функціонування транспортних засобів.

### 8.5. Показники гірничотранспортних систем

До елементів гірничотранспортної системи відноситься сукупність геометричних параметрів, що визначають її просторове положення: уступи, фронт роботи уступу, фронт роботи кар'єру, робоча зона кар'єру, робочі й транспортні площадки, берми безпеки; до параметрів – їх кількісне значення та швидкість посування, темп поглиблення фронту робіт і термін відпрацювання кар'єрного поля [10].

**Уступи.** Головним параметром уступу є його висота  $h_y$  (м), що безпосередньо впливає на продуктивність виймального устаткування, якість добутої корисної копалини, кут укосу бортів кар'єру, довжину фронту робіт і транспортних комунікацій, обсяг гірничо-капітальних робіт тощо. Висота уступу встановлюється з урахуванням комплексного впливу зазначених вище факторів. Основною вимогою при встановленні висоти уступу є безпечне ведення гірничих робіт при використанні виймального устаткування певного типорозміру (див. рис. 1.16). При розробці горизонтальних і пологих родовищ висота уступу часто визначається потужністю покладу й покривних порід. Для похилих і крутих родовищ висота уступу встановлюється виходячи з параметрів гірничого устаткування й вимог до якості корисної копалини. У разі розробки однорідних порід розкриття й потужних покладів простої будови висота уступу приймається максимальною виходячи з параметрів гірничого устаткування. При цьому, відповідно до Правил охорони праці, при розробці скельних і напівскельних порід висота уступу не повинна перевищувати максимальну висоту черпання екскаватора більш ніж у 1,5 рази за умови, що висота розвалу не буде перевищувати максимальну висоту черпання екскаватора. У разі багаторядного підривання висота розвалу може бути в 1,5 рази більше максимальної висоти черпання екскаватора, однак при екскавації порід у цьому випадку необхідно вживати заходів, що виключають утворення й довільне обвалення козирків і нависів. При верхньому навантаженні екскаваторами з подовженим робочим устаткуванням висота уступу визначається параметрами екскаваторів. При розробці складно-структурних покладів втрати й засмічення зростають зі збільшенням висоти уступів. У цьому випадку висота уступу не повинна перевищувати висоти черпання екскаватора. Іноді з метою зменшення втрат при розробці уступ поділяється на два-три підуступи.

Досвід розробки родовищ простої будови показує, що раціональна висота уступу перебуває в межах 11 – 14 і 16 – 19 м відповідно для екскаваторів з ковшем ємністю 3 – 5 і 8 – 12,5 м<sup>3</sup>. У конкретних умовах висота уступу визначається з урахуванням зазначених вище факторів і може відхилитися від наведених значень.

**Площадка уступу**, на якій розміщуються основні кар'єрні машини і ведуться виймальні роботи, називається **робочою**. Мінімально допустима її ширина залежить в основному від розмірів виймально-навантажувальних машин й виду кар'єрного транспорту, схеми транспортних комунікацій, висоти уступів, міцності порід. Мінімальна ширина  $B_{pn.min}$  (м) робочої площадки при розробці скельних порід з використанням мехлопат і автомобільного транспорту складається з ширини  $x$  (м) розвалу підірваної породи, безпечної відстані від його нижньої брівки до захисного валу, його ширини  $e_e$  (м) та ширини призми обвалення (див. рис. 1.17). При розробці м'яких порід замість ширини розвалу приймається ширина західки  $e_e$  (м) по цілику. Ширина  $x$  розвалу залежить від властивостей порід, методів підривання, величини й типу зарядів ВР, розташування зарядів на уступі, висоти уступу, порядку підривання свердловин. Для орієнтовних розрахунків можна приймати наступну ширину розвалу: у легкопідривних породах  $x = 1,2h_y$ , у середньопідривних  $x = 2,3h_y$  й у важкопідривних  $x = 3h_y$ . Ширина транспортної смуги залежить від типу транспортних засобів і схеми їх руху. Ширина призми можливого обвалення залежить від висоти уступу й значення стійкого кута укосу породи. Величина  $z$  приймається рівною 2,5 – 3,5 м.

**Фронт робіт на уступі** повинен забезпечувати посування гірничотранспортного устаткування у потрібному напрямку для виймання гірничої маси у необхідних об'ємах. Відносно простягання покладів корисних копалин фронт робіт може бути поздовжнім (рис. 8.3,а), поперечним (рис. 8.3,б) або концентричним (рис. 8.3,в,г). Сумарна довжина фронтів робіт на уступах становить фронт робіт кар'єру.

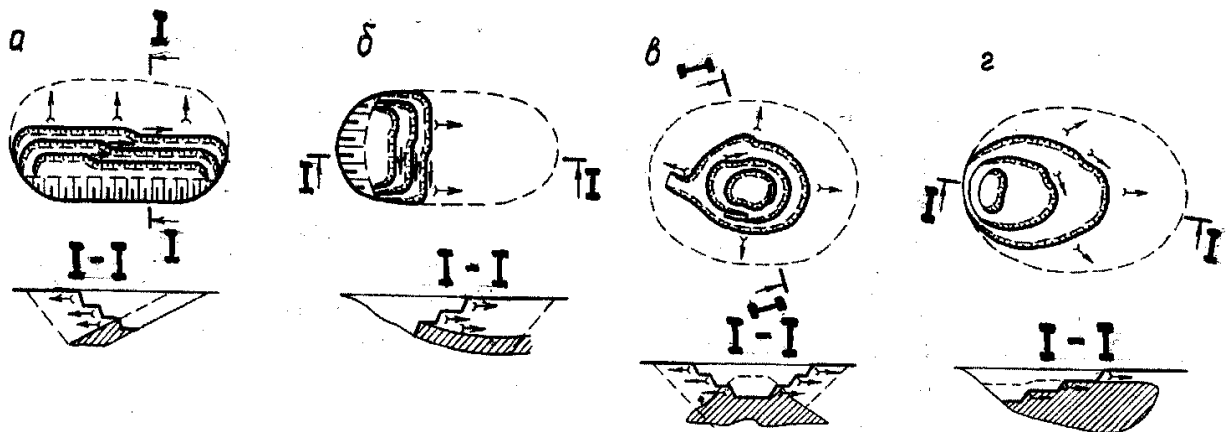


Рис. 8.3. Напрямок посування фронту гірничих робіт у кар'єрі

**Поздовжній фронт** кар'єру має значну довжину й відносно малу швидкість посування (30 – 60 м/рік). При цьому складаються сприятливі умови для роздільної розробки різновидів гірських порід на уступах, утворення значних запасів підготовлених до виймання корисних копалин і інтенсивності їх видобування. Але таке орієнтування фронту пов'язано з великим обсягом гірничопідготовчих робіт. Воно доцільне на кар'єрах з відносно невеликою потужністю покривних порід й експлуатацією залізничних потягів і стрічкових конвеєрів.

**Поперечний фронт** кар'єру має відносно малу довжину й велику швидкість посування (60 – 200 м/рік). Резерви нарощування виробничої потужності

та створення значних запасів підготовлених до виймання корисних копалин обмежені. Проте обсяги гірничопідготовчих робіт невеликі, що забезпечує темп поглиблення до 10 – 20 м/рік і більше. Така орієнтація фронту доцільна при розробці крутоспадних родовищ корисних копалин з використанням автомобільного транспорту у вибоях.

**Концентричний фронт** кар'єру характеризується певною довжиною на кожному уступі, що змінюється упродовж усього періоду експлуатації. Фронт робіт по корисних копалинах обмежений 3 – 5 нижніми уступами. Однак таке орієнтування фронту забезпечує мінімальні обсяги гірничопідготовчих і розкривних робіт та високий темп їх поглиблення. Воно практикується на надглибоких кар'єрах з використанням автомобільного й рідко – залізничного транспорту у вибоях.

При використанні колісного транспорту гірничу масу після навантаження переміщується уздовж фронту робіт до транспортного виходу з уступу. При цьому можливий **тупиковий фронт**, при якому рух транспортних засобів здійснюється у зворотному напрямку (рис. 8.4, а). На уступі існує тільки один загальний транспортний вихід для подачі порожніх і навантажених автосамоскидів або залізничних потягів. Такий фронт характеризується робочими площадками з мінімальною шириною (40 – 50 м).

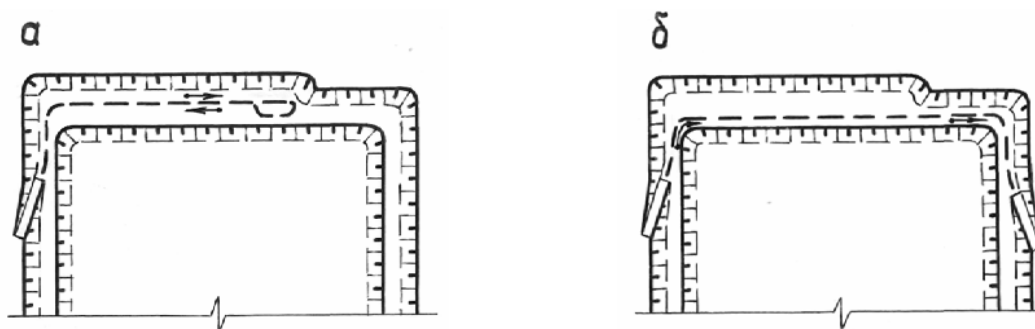


Рис. 8.4. Схеми переміщення гірничої маси на уступі: а – тупиковий фронт; б – наскрізний фронт

**Наскрізний фронт** забезпечує потоковий рух транспорту, при якому на уступі експлуатують два й більше спеціалізованих транспортних виходів – окремо для подачі порожніх і навантажених машин для переміщення гірничої маси (рис. 8.4, б). Такий фронт отримав найбільше використання при автомобільному транспорті на невеликих кар'єрах.

Уступ відробляється смугами породного масиву уздовж фронту робіт, які (за В.В. Ржевським) називаються **панелями**. На уступі можуть одноразово розроблятися одна (рис. 8.5, а) чи декілька панелей (рис. 8.5, б,в). У міру їх відпрацювання переміщується робочий фронт уступу, переносяться транспортні комунікації для обслуговування виймально-навантажувального устаткування. Панель характеризується висотою  $h$  (м), довжиною  $l_n$  (м) і шириною  $v_n$  (м) уступу, що відпрацьовується екскаватором. По м'яких породах панель відпрацьовується однією виймальною західкою; по скельних, розпушених вибухом – двома-трьома й більше.

Частина панелі, що відводиться для розробки однією виймальною машиною, називається блоком панелі або **екскаваторним блоком**. У межах панелі можуть одноразово експлуатуватися один або декілька таких блоків довжиною

$l_{n.б}$  (м) (рис.8.5,б). Блоки панелі у свою чергу можуть поділятися на **робочі блоки**, у межах кожного з яких виконується один із технологічних процесів, наприклад, буріння свердловин, підготовка й проведення вибуху, виймальні роботи (рис. 8.5, в).

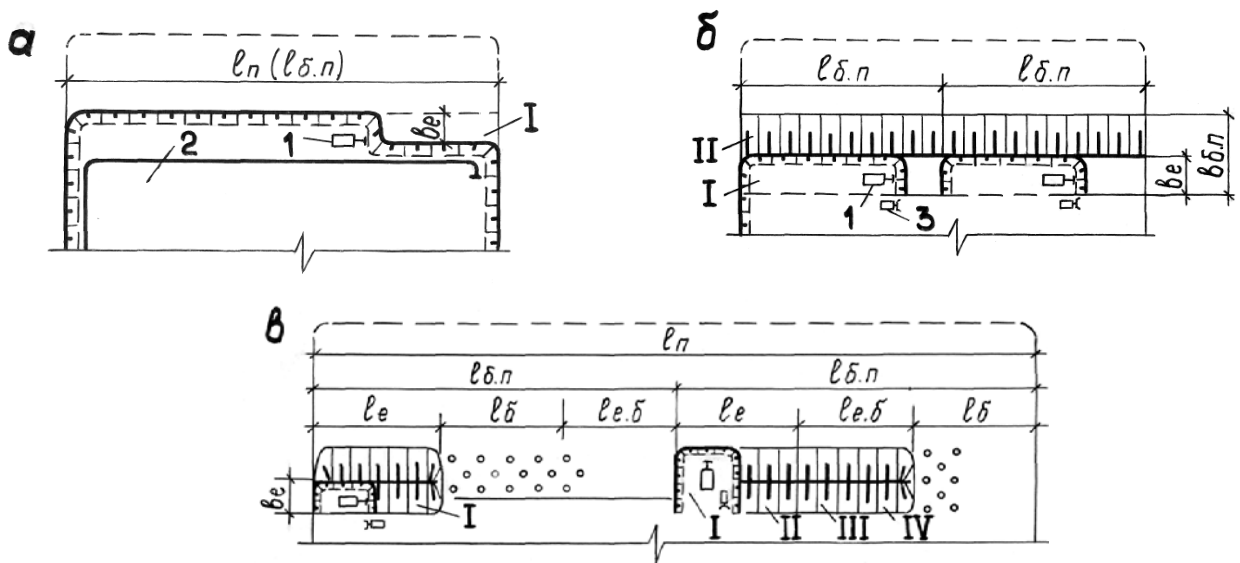


Рис. 8.5. Схеми формування панелей і робочих блоків на уступі

Виймання порід у кожному блоці виконується смугами, які називаються **західками**. При розробці м'яких порід західки суміщуються по ширині з блоками панелей (рис. 8.5,а). Блоки панелей і західки залежно від напрямку відпрацювання відносно фронту уступу можуть бути **поздовжніми, поперечними та діагональними** (рис. 8.6). Поздовжні блоки панелі й західки використовують при усіх видах транспорту, поперечні – звичайно при автомобільному та конвеєрному.

**Ширина виймальної західки по цілику  $v_e$**  (м) у м'яких породах устанавлюється за умов максимального використання робочих розмірів екскаватора й технології гірничих робіт на уступі. У скельних породах ширина виймальних західок визначається за формулою

$$v_e = R_{ч.у} + 0,8R_{p.max} \text{ або } v_e = 1,7R_{ч.у}, \quad (8.12)$$

де  $R_{ч.у}$ ,  $R_{p.max}$  – радіуси черпання екскаватора на рівні стояння й максимального розвантажування, м.

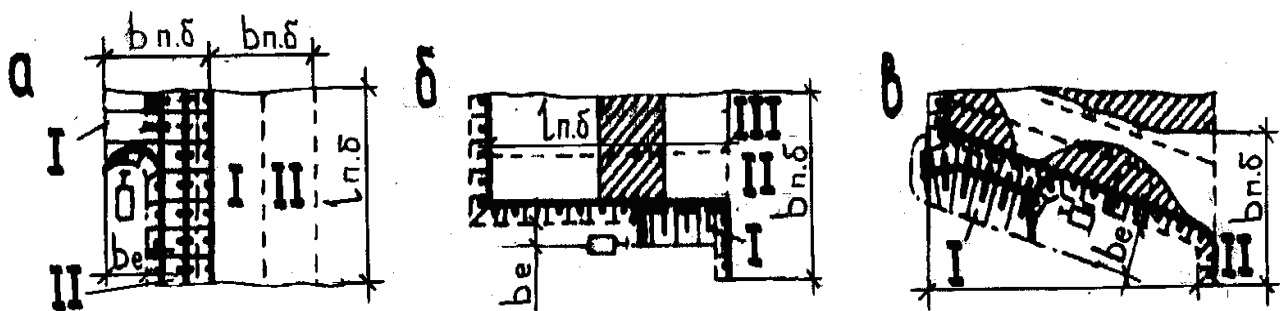


Рис. 8.6. Схеми орієнтування панелей і західок на уступі: а – поздовжнє; б – поперечне; в – діагональне

**Ширина блока панелі  $e_{\delta.n}$**  (м) для скельних порід (рис. 8.7) пов'язана (за Ю.І. Аністратовим) співвідношенням з шириною розвалу порід, які подрібнені вибухом свердловин у буровому блоці шириною  $e_{\delta}$  (м):

$$e_{\delta.n} = e_{\delta} \left( K_p \frac{h_y}{h_{p.n}} - 1 \right) + \frac{h_y}{2\varphi}, \quad (8.13)$$

де  $K_p$  – коефіцієнт розпушування порід у розвалі;  $h_{p.n}$  – висота розвалу подрібнених порід, м;  $\varphi = \frac{\operatorname{tg} \alpha_y \cdot \operatorname{tg} \beta}{(\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \beta)}$ ;  $\beta$  – кут укосу розвалу, град.

Максимальна висота розвалу  $h_{p.n}$  визначається із відношення

$$h_{p.n} = (0,8 - 0,9)h_y. \quad (8.14)$$

**Ширина робочої площадки  $e_p$**  (м) залежить від фізико-механічних властивостей гірських порід, робочих параметрів виймально-навантажувального і транспортного обладнання й організації робіт на уступі. При наскрізному фронті робіт на уступах скельних порід з використанням буропідричних робіт мінімальна ширина робочої площадки  $e_{p.m}$  (м) (рис. 8.7) встановлюється за формулою

$$e_{p.m} = e_{\delta} + e_{p.n} + C + T + Z; \quad (8.15)$$

де  $e_{\delta}$  – ширина бурової західки, м;  
при тупиковому фронті

$$e_{p.m} = e_{p.n} + C + Z, \quad (8.16)$$

де  $e_{p.n}$  – ширина розвалу породи після вибуху, м;  $C$  – необхідний зазор між розвалом і транспортною смугою шириною  $T$  (м) або значенням ширини призми можливого обвалення  $Z$  (м),

$$Z = h_y (ctg \alpha_c - ctg \alpha_y). \quad (8.17)$$

$\alpha_c$  – стійкий кут укосу уступу, град.

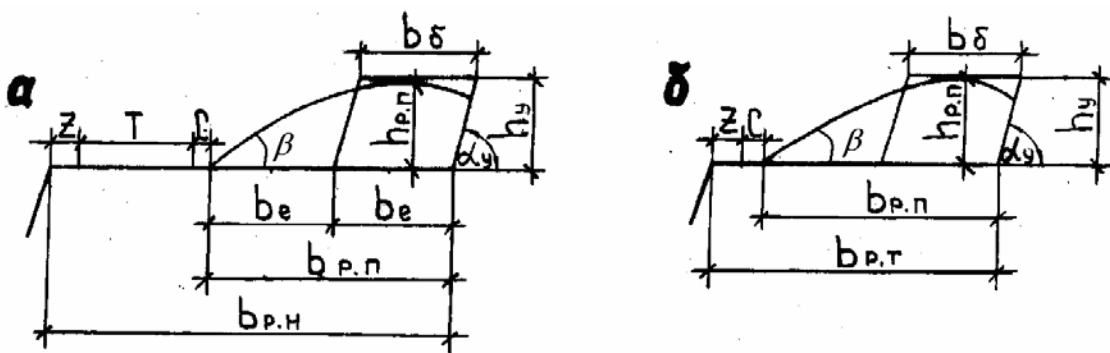


Рис. 8.7. Схема до розрахунку ширини робочих площадок: а – при наскрізному фронті робіт; б – при тупиковому

Як у період будівництва, так і в період експлуатації кар'єру одноразово розроблюють декілька уступів – по породах розкритву та корисних копалинах. Кожен з них має робочий фронт і неробочий – ту частину уступу, в межах якої довгий час виймання порід не ведеться. Кожен нижній уступ відокремлюється від верхнього площадками: транспортними й безпеки (запобіжними). Такі пло-



щадки обов'язкові як у робочій частині, так і у неробочих частинах фронту уступу. Між робочими фронтами уступів обов'язково залишають робочі площадки, ширину й довжину яких установлюють проектом.

Сукупність робочих фронтів усіх робочих уступів кар'єру й відповідних робочих площадок, де ведуться основні виробничі процеси, називають **робочою зоною кар'єру**. Робоча зона може розміщуватись як на одному борту, так і охоплювати два або усі борти кар'єру (рис. 8.8). Висота робочої зони  $H_p$  (м) складається з суми усіх робочих уступів і тимчасово неробочих, які можуть розміщуватись між ними. Регулювати об'єми виймання порід розкриття можливо шляхом збільшення кута укосу робочих бортів  $\alpha_p$  (град.) (рис. 8.8,б).

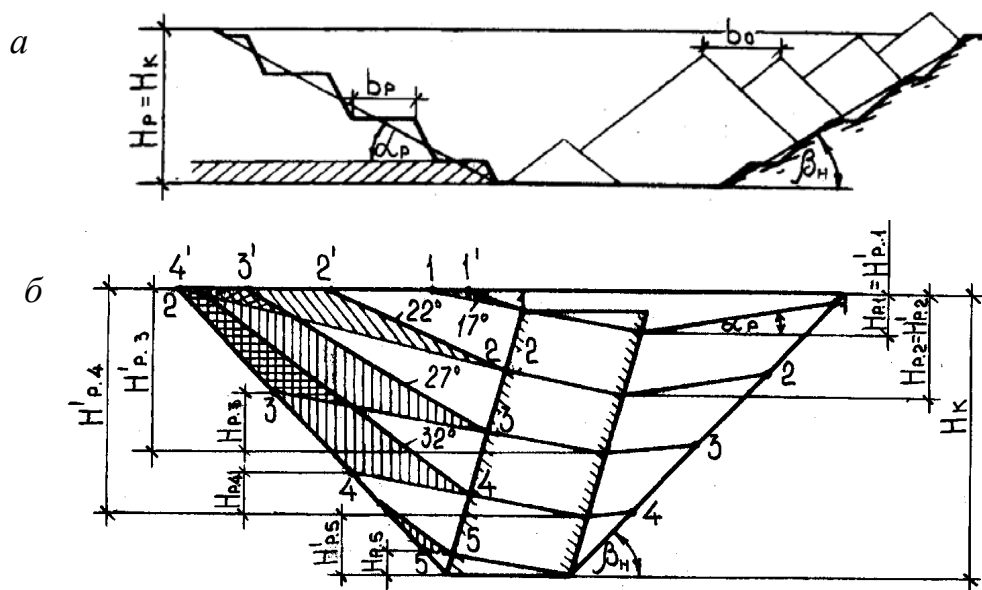


Рис. 8.8. Схема розвитку гірничих робіт при розробці родовищ корисних копалин: а – пологих; б – крутоспадних: 1 – період освоєння виробничої потужності; 2 – вихід гірничих робіт на проектні контури поверхню; 3, 4 – етапи експлуатації кар'єру; 5 – доробка кар'єру; заштриховано – зміна об'ємів виймання порід розкриття при збільшенні кута укосу  $\alpha_p$  робочого борту кар'єру

У період експлуатації кар'єру в робочій зоні обов'язково виділяються зони розкривних, добувних і гірничопідготовчих робіт. Кількість блоків панелей  $N_b$ , що утворюються у робочій зоні, визначають за формулою

$$N_b = \frac{S_p}{S_b} K_o f K_e, \quad (8.18)$$

де  $S_p$  – площа горизонтальної проекції робочої зони,  $m^2$ ;  $K_o$  – коефіцієнт, що враховує наявність укосів уступів на площі  $S_p$  (за звичайних умов  $K_o = 0,85 - 0,93$ );  $f$  – коефіцієнт, що враховує наявність резервних блоків,  $f = 0,75 - 0,8$ ;  $K_e$  – коефіцієнт використання площі робочої зони, що визначає відповідність робочого фронту уступу довжині блока  $K_e = 0,7 - 0,9$ ;  $S_b$  – площа, що виділяється для роботи кожній робочій виймально-навантажувальній машині,  $m^2$ ,  $S_b = 3 - 40$  тис.  $m^2$ .

У межах робочої зони кар'єру кожному однокішшовому робочому екскаватору виділяють робочу площадку шириною 40 – 60 м і блок панелі довжиною не менше 150 – 250 м – при автомобільному транспорті та 600 – 1200 м – при



залізничному. Багатоківшовий екскаватор, як правило, обслуговує один уступ. Динамічні параметри формування робочої зони кар'єру: висота по корисній копалині й породах розкриття, швидкість посування фронту гірничих робіт і темп їх поглиблення суттєво відрізняються за умовами експлуатації для пологих і крутих родовищ. Тому визначення цих показників ведеться роздільно для кожної з груп родовищ.

### **8.6. Формування робочої зони кар'єрів при суцільних гірничотранспортних системах**

До досліджуваної групи родовищ відносяться пологі пласти й шароподібні поклади корисних копалин, які залягають під кутом  $0 - 10^\circ$ . Труднощі видобутку корисних копалин на них змінюються в широких межах і визначаються типом порід: від сипучих до напівскельних і скельних. До таких родовищ відносяться розсипи, піщано-гравійні суміші, вогнетриви, поклади заліза, марганцевої та фосфоритової руди, сланцю й вугілля, карбонатних порід, гранітів, кварцитів, мармуру тощо. Переважна більшість покривних порід на них складена сипучими й м'якими різновидами, а іноді й щільними, напівскельними й скельними, що характерно для родовищ сланцю, бурого вугілля й природного каменя. Глинисті породи розкриття часто вміщують великоуламковий матеріал і, нерідко, малопотужні прошарки напівскельних і скельних порід.

Потужність шарів корисних копалин змінюється від 2 – 4 м на родовищах марганцевої руди, карбонатних порід, розсипів кольорових і дорогоцінних металів і каменя до 50 – 90 м – на покладах бурого вугілля. Потужність сипучих, глинистих і м'яких порід розкриття на розсипах невелика й змінюється від 0,2 – 0,5 до 5 – 10 м; в окремих випадках на схованих розсипах може досягати 25 і більше метрів. Такі ж приблизно значення характерні для покладів природного каменя. Потужність порід розкриття на родовищах осадових карбонатних порід у більшості випадків не перевищує 3 – 6 м, а на вугільних і марганцеворудних – змінюється від 10 – 15 до 80 – 100 і більше метрів. Потужність напівскельних і скельних порід розкриття на сланцевих, вугільних і фосфоритових родовищах звичайно змінюється в межах 10 – 40 м. При розробці шароподібних сланцевих і флюсових покладів вона відповідно становить 2 – 4 і 2 – 6 м, а потужність порід розкриття не перевищує 10 – 15 м.

Для покладів вугілля, сланцю, залізних, марганцевих і фосфоритових руд, а також дуже широких розсипів (ширина понад 500 м) характерні більші кар'єрні поля. Розміри їх у плані змінюються від 1 – 2 до 6 і більше кілометрів. Родовища можуть оконтурюватися одним кар'єрним полем або поділятися на декілька окремих полів. Витягнуті й округлі в плані кар'єрні поля характерні при розробці піщано-гравійних і карбонатних родовищ, покладів природного каменя, дуже вузьких (ширина до 20 м), вузьких (20 – 50 м), середніх (50 – 150 м) і широких (150 – 500 м) розсипів. Найбільший розмір таких кар'єрних полів рідко перевищує 1000 м.

Продуктивність кар'єрів змінюється в дуже широкому діапазоні й обумовлюється не тільки потужністю покладів корисних копалин, але й довжиною

фронту гірничих робіт, що визначається розмірами кар'єру в плані, напрямком переміщення видобувних робіт і кількістю уступів, що відпрацьовуються одночасно. Так, річна продуктивність кар'єрів з видобутку розсипів, піщано-гравійної суміші й природного каменя становить кілька десятків або сотень м<sup>3</sup> на рік. На рудних підприємствах і гірничохімічної сировини вона не перевищує 12 – 20 млн. т, а на вугільних – коливається від 0,1 – 0,5 до 30 – 60 млн. т. При цьому продуктивність кар'єру забезпечується прийнятим типом виймально-навантажувального устаткування, що відповідають транспортним засобам й організації їх спільної роботи. У загальному випадку при обґрунтуванні річної продуктивності кар'єру з видобутку корисних копалин  $A_{к.н}$  (м<sup>3</sup>/рік) довжина фронту гірничих робіт на уступі  $L_{ф.н}$  (м) визначається із співвідношення

$$L_{ф.н} = \frac{A_{к.н} l_{б.е}}{n_{у.н} Q_n^2}, \quad (8.19)$$

де  $l_{б.е}$  – довжина екскаваторного блока, м;  $n_{у.н}$  – кількість уступів, що відпрацьовуються одночасно по корисних копалинах;  $Q_n^2$  – річна продуктивність виймально-навантажувальної машини, м<sup>3</sup>.

Продуктивність кар'єру з виймання порід розкриву  $A_{к.в}$  (м<sup>3</sup>/рік) залежить від значення поточного коефіцієнта розкриву  $k_m$  (м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>) і забезпечується відповідною кількістю виймально-навантажувального й транспортного устаткування. При цьому довжина фронту розкривних робіт на кожному з верхніх уступів  $L_{ф.в}$  (м) дорівнює

$$L_{ф.в} = \frac{A_{к.в} k_m l_{б.е}}{n_{у.в} Q_v^2}. \quad (8.20)$$

Залежно від потужності покладів корисних копалин і порід розкриву в одночасній експлуатації може перебувати різна кількість уступів, висота яких визначається не тільки за фізико-механічними показниками й обводненістю гірських порід, але й типом застосовуваного виймально-навантажувального устаткування для їх розробки. Характерною ознакою суцільних гірничотранспортних систем є розміщення порід розкриву у виробленому просторі кар'єру, що повинне забезпечуватися відповідними способами розкриття й підготовки уступів до експлуатації з найменшою з можливих відстанню перевезень до внутрішнього відвалу. Завдяки цьому досягається низька собівартість видобувних робіт.

Підготовка кар'єрного поля до експлуатації в загальних випадках вимагає проведення виробок розкриття й розрізних виробок. Однак залежно від потужності покривних порід і покладів корисних копалин, типу виймального устаткування й виду транспорту можлива часткова або повна відсутність проведення тих або інших підготовчих виробок. Так, при автомобільних перевезеннях роль розрізних траншей виконують розрізні котловани довжиною до 40 – 60 м. За умови використання драглайнів для розробки основного розкривного уступу або при загальній потужності порід розкриву до 10 – 20 м можна повністю відмовитися від розкриття й підготовки нижніх пластів корисних копалин досить малої потужності. При таких технологічних схемах корисні копалини переміщуються драглайном до складу або бункера, розміщеного на поверхні розроб-

люваних шарів, звідки самостійним видом транспорту їх доставляють до місця призначення. При застосуванні бульдозерів і скреперів для розробки покладів невеликої потужності з досить малою висотою розкривного уступу виробки розкриття й підготовки не потрібні. Використання ж для виймальних робіт потужних екскаваторів у комплексі з відвалоутворювачами, залізничними поїздами та стрічковими конвеєрами обов'язково вимагають проведення виробок розкриття на повну глибину свого застосування й розрізних траншей – по всій довжині фронту робіт кожного уступу.

Вимоги охорони навколишнього середовища й економічна доцільність при використанні суцільних гірничотранспортних систем розробки обумовлюють застосування організації складування порід розкриву у виробленому просторі кар'єру. З рис. 8.9 видно, що при використанні потужного виймального транспортно-відвального устаткування з тупиковим розміщенням розкривного й видобувного вибоїв один за одним для підготовки кар'єрного поля до експлуатації потрібно сформуванню розрізну траншею з шириною дна  $b_{\delta.n}$  (м), що забезпечує мінімально можливу первісну потужність кар'єру. При цьому ширина траншеї поверхнею  $R_{\delta}$  (м) визначається з рівняння

$$R_n = b_{\delta.n} + C_2 + H_k \operatorname{ctg} \beta_n + h_{\delta} \operatorname{ctg} \alpha_k + C_1 + h_p \operatorname{ctg} \alpha_p, \quad (8.21)$$

де  $C_1, C_2$  – відповідно ширина площадок безпеки між розкривними й видобувними уступами та нижніми брівками добувного уступу й неробочого борту (відвалу), м.

Будівельні роботи ведуться спеціальним або, найчастіше, основним гірничотранспортним устаткуванням. Породи розкриву розміщують поряд з межами кар'єрного поля в зовнішньому відвалі. При подальшому переміщенні фронту гірничих робіт з порід розкриву панелі 1у відсипається перша внутрішня відвальна західка 1в, частина якої розміщується на неробочому борту кар'єру. У цьому випадку ширина робочої зони поверхнею  $R_n$  (м) дорівнює

$$R_n = b_{\delta.n} + h_p \operatorname{ctg} \alpha_p + C_1 + h_{\delta} \operatorname{ctg} \alpha_k + C_2 + H_k \operatorname{ctg} \alpha_v, \quad (8.22)$$

де  $\alpha_k, \alpha_p, \alpha_v$  – відповідно кути результуючого укосу добувних, розкривних і відвальних уступів, град.

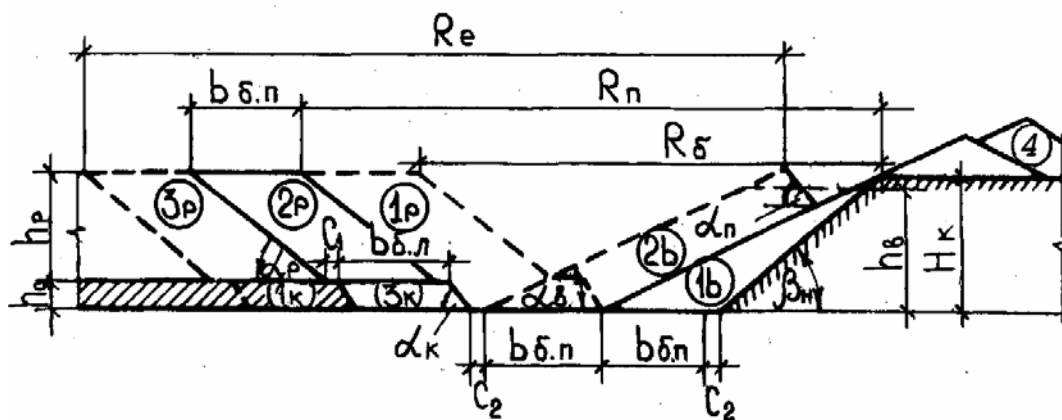


Рис. 8.9. Схема до розрахунку параметрів робочої зони кар'єру при розробці пологих родовищ: 1к, 3к; 1р, 2р, 3р; 1в, 2в – відповідно положення панелей по корисній копалині, породах розкриву та у внутрішньому відвалі; 4 – зовнішній відвал при спорудженні кар'єру

В основний період експлуатації добувні панелі можуть забезпечувати як тупиковий, так і наскрізний фронт робіт, коли будуть підготовлені до виймання запаси корисних копалин нормованого розміру. При послідовній розробці панелі за простяганням покладу корисної копалини 3к слідом за переміщенням розкривної панелі 2р відсипається друга відвальна західка 2в. При цьому ширина робочої зони кар'єру поверхнею  $R_{e2}$  (м) дорівнює

$$R_{e2} = 1,5 v_{\sigma.n} + h_p(ctga_p + K_{p.o}ctga_e) + h_k ctga_k + C_1 + C_2. \quad (8.23)$$

При паралельному розміщенні панелі 3к до переміщення розкривної панелі 3р ширина робочої зони становить

$$R_{e3} = 2,5 v_{\sigma.n} + h_p(ctga_p + K_{p.o}ctga_e) + h_k ctga_k + C_1 + C_2, \quad (8.24)$$

де  $K_{p.o}$  – залишковий коефіцієнт розпушення порід розкриву у відвалі,  $K_{p.o} = 1,05 - 1,2$ .

**Швидкість посування фронту гірничих робіт**  $\vartheta_{e.n}$  (м/рік) на пологих і похилих родовищах можливо визначати відповідно встановленої виробничої потужності добувного устаткування  $Q_e$  (м/рік) за формулою

$$\vartheta_{e.n} = \frac{Q_e}{h_o l_o}, \quad (8.25)$$

де  $h_o$  – висота добувного уступу, м;  $l_o$  – довжина екскаваторного блока, м.

Практика розробки м'яких порід розкриву показує, що кути укосу робочої зони змінюються у дуже великому діапазоні. Під дією поверхневих і підземних вод коефіцієнти зчеплення й внутрішнього тертя різко знижуються, що призводить до зменшення значення стійкого кута укосу. Так, якщо кут природного укосу м'яких порід у середньому становить  $\alpha_p = 30^\circ$ , то на кар'єрах Нікопольського марганцеворудного, Олександрійського буровугільного, Малишевського розсипового титанового й інших кут укосу робочих бортів становить  $21 - 23^\circ$ , для неробочих – не перевищує  $35 - 45^\circ$ , відвалів –  $12 - 23^\circ$ . Ширина виймальних панелей дорівнює  $40 - 80$  м. Залежно від величини виробничої потужності кар'єру щорічно відпрацьовується по  $2 - 3$  панелі по корисній копалині й породах розкриву на кожному уступі.

З рис. 8.10 видно, що гірничотехнічні умови безпосередньо впливають на вибір транспортно-відвального устаткування, що застосовують для переміщення порід розкриву з вибоїв до внутрішніх відвалів. Ширина робочої зони, сформованої в конкретних умовах, обумовлює необхідний радіус розвантаження порід розкриву до відвалу драглайнами, консольними відвалоутворювачами або транспортно-відвальними мостами. За межами їх дії всі залишкові об'єми порід розкриву доставляють до відвалів різними видами кар'єрного транспорту. При цьому як відстань переміщення, так і обсяги порід відіграють основну роль в економічному обґрунтуванні застосування конкретних гірничотранспортних систем. Тому на досить мілких кар'єрах (до  $20$  м) при розробці порід розкриву досить малої й малої потужностей у всіх випадках можливо відсипати внутрішні відвали бульдозерами, скреперами й драглайнами невеликих моделей без використання спеціального транспорту. На мілких кар'єрах ( $21 - 50$  м) така ж

технологія забезпечується шляхом застосування потужних драглайнів, багатоківшових екскаваторів у комплексі з консольними відвалоутворювачами або транспортно-відвальними мостами.

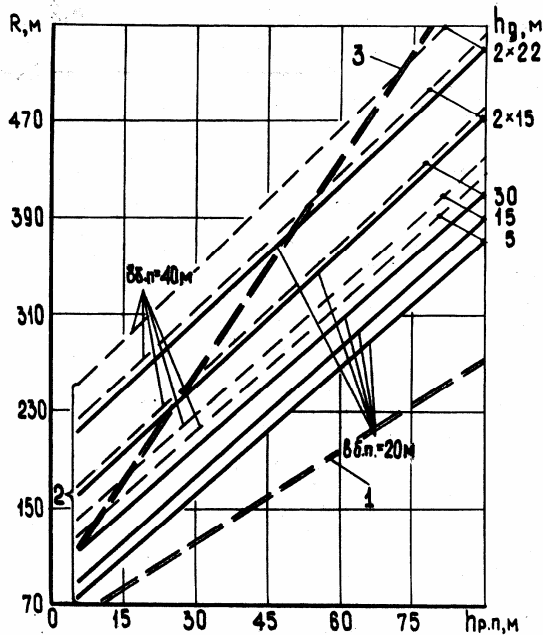


Рис. 8.10. Графіки залежності ширини робочої зони кар'єру поверхнею  $R$  від потужності покривних порід  $h_p$  (м), висоти добувного уступу  $h_d$  (м) і ширини виймальної панелі  $v_{b.n}$  (м): 1 – початкове положення внутрішнього відвалу при  $h_p = 15$  м;  $v_{b.n} = 20$  м;  $\alpha_p = \alpha_o = 38 - 40^\circ$ ;  $\alpha_k = 40^\circ$ ; 2 – період експлуатації з паралельним розміщенням розкривної й добувної панелей; 3 – період експлуатації з послідовним розміщенням розкривної й добувної панелей при  $v_{b.n} = 40$  м;  $\alpha_e = 17 - 18^\circ$ ;  $\alpha_e = 22 - 23^\circ$

Більш глибокі кар'єри з потужними покривом порід розкриву й покладів корисних копалин повинні використовувати комбіновані схеми формування внутрішніх відвалів із застосуванням різних видів транспорту й способів відвалування.

### 8.7. Розвиток робочої зони кар'єрів при заглиблювальних гірничотранспортних системах

При розробці похилих і крутих родовищ гірничі роботи ведуть у межах робочої зони, висота якої систематично змінюється протягом усього терміну експлуатації кар'єру (рис. 8.11). Відпрацювання пластових родовищ може здійснюватися з поглибленням гірничих робіт від контурів кар'єрного поля, по лежачому або висячому боках рудного покладу або ж по його середині. Як видно з наведених схем закладення розрізної траншеї (положення  $C_1$ ,  $C_2$  і  $C_3$ ), освоєння проектно-виробничої потужності з видобутку корисної копалини досягається при виході робочих бортів кар'єру на межі лежачого й висячого боків родовища з горизонтальною потужністю  $t_r$  (м) (положення  $A_1$ ,  $C_1$ ,  $D_1$ ).

Робота кар'єру з постійно встановленою продуктивністю по корисній копалині й максимальному вийманні порід розкриву ведеться при виході робочих бортів на граничні контури кар'єрного поля поверхнею шириною  $B_k$  (м) (положення  $A_2$ ,  $C_2$ ,  $D_2$ ). Доробка родовища із загасанням продуктивності по корисній копалині й породах розкриву здійснюється при досягненні граничної глибини кар'єру (положення  $A_3$ ,  $C_3$ ,  $D_3$ ). Значення висоти робочої зони по періодах розробки у цілому  $H_{p1} - H_{p3}$  (м) і для корисної копалини  $h_{p1} - h_{p3}$  (м) суттєво залежать від кутів нахилу робочих бортів по лежачому й висячому боках родовища  $\alpha_{p.l}$  і  $\alpha_{p.v}$  (град) й визначаються за наведеними залежностями відповідно для кожної зі схем (табл. 8.3).

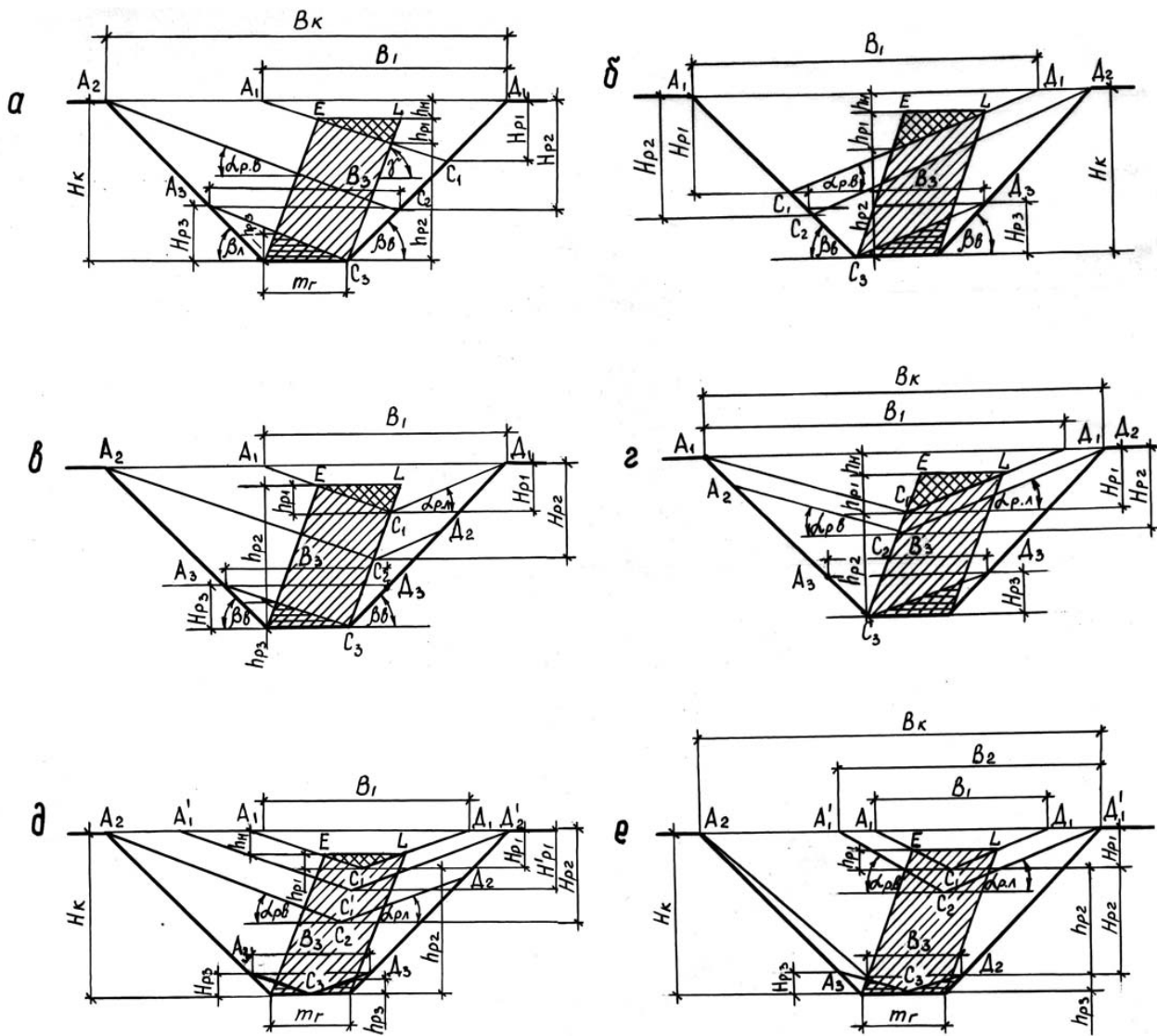


Рис. 8.11. Схеми до визначення параметрів робочої зони надглибоких кар'єрів у поперечному перерізі: а, б – при розкритті родовища по контуру кар'єрного поля зі сторони лежачого й висячого боків покладу; в, г – по підшві й покрівлі покладу; д – по його середині з пологими кутами укосів; е – по його середині з крутопохилими кутами укосів

Напрямок поглиблення по середині покладу (рис. 8.11, д, е) дозволяє виконувати добувні роботи з мінімальними поточним об'ємом виймання порід розкриву й шириною робочої зони в поперечному перерізі (положення  $B_1 - B_3$ ). Внаслідок цього при зниженні гірничих робіт можливо реалізувати зростаючий графік режиму розкривних робіт. Зі збільшенням значення  $\alpha_p$  суттєво збільшується висота робочої зони при певному зниженні поточних об'ємів виймання порід розкриву. При значеннях  $\alpha_p$ , близьких до проектних кутів укосів бортів кар'єрного поля  $\beta_v$  (град), висота робочої зони  $H_{p2}$  (м) досягає максимальної величини, близької до кінцевої глибини кар'єру  $H_k$  (м). Однак невеликі значення  $B_1 - B_3$  у порівнянні з  $B_k$  негативно позначаються на можливості розміщення транспортних комунікацій, особливо залізничних. За цих умов найбільш сприятливим є розкриття робочих горизонтів автомобільними ковзними з'їздами.

Таблиця 8.3

## Залежності параметрів робочої зони від етапів розробки кар'єрного поля

Етап розробки кар'єрного поля	Висота робочої зони кар'єру по корисній копалині, м	Загальна висота робочої зони кар'єру, м	Ширина робочої зони, м	Об'єм гірничої маси по етапах розробки, м <sup>3</sup> ; середній коефіцієнт розриву, м <sup>2</sup> /м <sup>3</sup>
1. Освоєння проектної потужності кар'єру відповідно до напрямку поглиблення	$h_{p1} = \frac{m_z \cdot \sin \gamma \cdot \sin \alpha_{ps}}{\sin(\alpha_{ps} + \gamma)} \quad (\text{а, в})$ $h_{p1} = \frac{0,25 \cdot m_z \cdot \sin^2 \gamma \cdot \sin(\alpha_{ps} + \alpha_{ps})}{\sin(\alpha_{ps} + \gamma) \cdot \sin(\gamma - \alpha_{ps})} \quad (\text{д})$ $h_{p1} = \frac{m_z \cdot \sin \gamma}{\sin(\alpha_{ps} - \gamma)} \quad (\text{б})$ $h_{p1} = \frac{m_z \cdot \sin \gamma \cdot \sin \alpha_{ps}}{\sin(\gamma - \alpha_{ps})} \quad (\text{г})$ $h_{p1} = \frac{m_z \cdot \sin \alpha_{ps} \cdot \sin \alpha_{ps}}{\sin(\alpha_{ps} + \alpha_{ps})} \quad (\text{е})$	$H_{p1} = \frac{h_n + h_{p1} + (H_k - h_n - h_{p1})}{\text{ctg} \beta - \text{ctg}(90^\circ - (\gamma + \beta))} \quad (\text{а})$ $H_{p1} = \frac{m_z + (2 \cdot h_n + h_{p1}) \cdot \text{ctg} \alpha_p}{\text{ctg} \alpha_p + \text{ctg} \beta} \quad (\text{д})$ $H_{p1} = h_n + h_{p1} \quad (\text{б, в})$ $H_{p1} = h_n + h_{p1} \quad (\text{г, е})$	$B_{p1} = h_n \cdot \text{ctg} \alpha_p + m_z + (H_k - h_n - h_{p1}) \cdot (\text{ctg} \beta - \text{ctg}(90^\circ - (\gamma + \beta))) \quad (\text{а})$ $B_{p1} = (2 \cdot h_n + h_{p1}) \cdot \text{ctg} \alpha_p \quad (\text{д, е})$ $B_{p1} = m_z + 2 \cdot h_n \cdot \text{ctg} \alpha_p \quad (\text{б, в, г})$	$V_{\text{л}} = B_{p1} \cdot L_{\text{сеп1}}$ $K_{\text{сеп1}} = \frac{B_{\text{сеп1}} \cdot L_{\text{сеп1}}}{0,5 \cdot m_z \cdot h_{p1} \cdot L_{\text{сеп-p}}} - 1$
2. Вихід робочих бортів на проектні межі кар'єру по поверхні	$h_{p2} = H_{p2} - h_n - h_{p1} \quad (\text{а, г})$ $h_{p2} = H_{p2} - h_n - h_{p1} \quad (\text{д, б, г, е})$	$H_{p2} = \frac{B_k}{\text{ctg} \alpha_p + \text{ctg} \beta} \quad (\text{а, в})$ $H_{p2} = \frac{B_k \cdot \sin \alpha_{ps} \cdot \sin \alpha_{ps}}{\sin(\alpha_{ps} + \alpha_{ps})} \quad (\text{д, е})$ $H_{p2} = \frac{B_k \cdot \sin \beta_6}{\sin(\alpha_{ps} + \beta_6)} \quad (\text{г})$ $H_{p2} = H_{p1} + \frac{0,5 \cdot m_z \cdot \sin(\gamma + \alpha_{ps}) \cdot \sin \alpha_{ps}}{\sin \gamma} \quad (\text{б})$	$B_{p2} = B_k \quad (\text{а-е})$	$V_2 = B_{p2} \cdot L_{\text{сеп2}} \quad (\text{а, в})$ $K_{\text{сеп2}} = \frac{B_{p2} \cdot L_{\text{сеп2}}}{(m_z \cdot (H_{p2} - h_n) - 0,5 \cdot m_z \cdot \sin \gamma \cdot \sin \alpha_{ps}) \cdot L_{\text{сеп}}} - 1$ $K_{\text{сеп2}} = \frac{B_{p2} \cdot L_{\text{сеп2}}}{(m_z \cdot (H_{p2} - h_n) - 0,5 \cdot h_{p1} \cdot m_z) \cdot L_{\text{сеп-p}}} - 1 \quad (\text{д})$ $K_{\text{сеп2}} = \frac{B_{p2} \cdot L_{\text{сеп2}}}{m_z \cdot \sin \gamma \cdot \sin \alpha_{ps} \cdot L_{\text{сеп}}} - 1 \quad (\text{б, г})$ $K_{\text{сеп2}} = \frac{B_{p2} \cdot L_{\text{сеп2}}}{m_z \cdot H_{p2} \cdot L_{\text{сеп-p}}} \quad (\text{е})$
3. Доробка кар'єру в проектних межах	$h_{p3} = \frac{m_z \cdot \sin \beta_n \cdot \sin \alpha_{ps}}{\sin(\alpha_{ps} + \beta_n)} \quad (\text{а, в})$ $h_{p3} = \frac{0,5 \cdot m_z \cdot \sin \alpha_{ps}}{\sin(\beta_6 - \alpha_{ps})} \quad (\text{д})$ $h_{p3} = m_z \cdot \text{tg} \alpha_{ps} \quad (\text{б, г})$ $h_{p3} = \frac{0,5 \cdot m_z \cdot \sin \beta_n \cdot \sin \alpha_{ps}}{\sin(\alpha_{ps} + \beta_n)} \quad (\text{е})$	$H_{p3} = H_k - H_{p2} \quad (\text{а, г})$ $H_{p3} = \frac{m_z \cdot \sin \beta_6}{\sin(\beta_6 - \alpha_{ps})} \quad (\text{в})$ $H_{p3} = \frac{m_z \cdot \sin \beta_n}{\sin(\beta_n - \alpha_{ps})} \quad (\text{б, г})$ $H_{p3} = \frac{0,5 \cdot m_z \cdot \sin \beta_6 \cdot \sin \alpha_{ps}}{\sin(\beta_6 - \alpha_{ps})} \quad (\text{е})$	$B_{p3} = H_{p3} \cdot (\text{ctg} \alpha_{ps} + \text{ctg} \alpha_{ps}) \quad (\text{а-е})$	$V_3 = B_{p3} \cdot L_{\text{сеп3}}$ $K_{\text{сеп3}} = \frac{B_{p3} \cdot L_{\text{сеп3}}}{0,5 \cdot h_{p3} \cdot m_z \cdot L_{\text{сеп-p}}} - 1 \quad (\text{а, в, д, е})$ $K_{\text{сеп3}} = \frac{B_{p3} \cdot L_{\text{сеп3}}}{0,5 \cdot m_z \cdot \sin \gamma \cdot L_{\text{сеп}}} - 1 \quad (\text{б, г})$

Річна продуктивність кар'єру  $A_{p,2}$  (м<sup>3</sup>) по корисній копалині в першому періоді визначається за формулою

$$A_{p,2} = \frac{K_{\phi} m_z h_{p1} L_n Q_{e,2}}{h_y (B_{p,ш} + h_y \operatorname{ctg} \alpha_y) l_e}, \quad (8.26)$$

де  $K_{\phi}$  – коефіцієнт форми покладу в плані,  $K_{\phi} = 0,7 - 0,9$ ;  $m_z, L_n$  – горизонтальна потужність і довжина шару за простяганням, м;  $h_{p1}$  – висота робочої зони по корисній копалині, м;  $Q_{e,2}$  – річна продуктивність добувного екскаватора, м<sup>3</sup>/рік;  $h_y$  – висота добувного уступу, м;  $B_{p,ш}$  – ширина робочої площадки, м;  $\alpha_y$  – кут укосу добувного уступу, град;  $l_e$  – довжина екскаваторного блока, м.

Відстань транспортування гірничої маси  $l_{mp}$  (м) по борту кар'єру становить

$$l_{mp} = \frac{1000 H_{p1} \cdot K_{mp}}{i_p}, \quad (8.27)$$

де  $H_{p1}$  – висота робочої зони протягом першого періоду розробки родовища, м;  $K_{mp}$  – коефіцієнт розвитку траси, м;  $i_p$  – керівний підйом шляху, ‰.

Протягом другого періоду розробки родовища продуктивність кар'єру з видобутку корисної копалини залишається постійною. Продуктивність по гірничій масі змінюється відповідно до темпу зниження гірничих робіт і визначається за формулою

$$V_{z,m} = \frac{A_p}{K_m + 1}, \quad (8.28)$$

де  $K_m$  – поточний коефіцієнт розкриття, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

Довжина транспортування гірничої маси по борту кар'єру протягом другого періоду розробки становить:

$$l_{\delta 2} = \frac{1000 (H_{p1} + h_{p2}) K_{mp}}{i_p}, \quad (8.29)$$

де  $h_{p2}$  – висота робочої зони по корисній копалині протягом другого періоду розробки, м.

Швидкість посування фронту робіт  $\mathcal{G}_{p,\delta 0}$  (м/рік) на крутопохилих і крутих родовищах залежить від темпу поглиблення  $h_z$  (м/рік) (див. рис. 8.8, б):

$$\mathcal{G}_{p,\delta 0} = h_z (\operatorname{ctg} \alpha_{p,\epsilon} \pm \operatorname{ctg} \beta), \quad (8.30)$$

де  $\beta$  – кут, що визначає напрямок поглиблення гірничих робіт, град; знак (+) приймається для розрахунку значення  $\mathcal{G}_{p,\delta 0}$  за напрямком поглиблення від висячого боку покладу до лежачого ( $\mathcal{G}_{n,l}$ ); (–) – у зворотному напрямку ( $\mathcal{G}_{n,\epsilon}$ ).

При розробці крутих покладів для розкриття й підготовки чергового горизонту необхідно на верхньому виконати обсяг робіт з розширення існуючих там площадок (рис. 8.12). У цьому випадку темп поглиблення при одно-  $h_{p,1}$  (м/рік) і двобортовій  $h_{p,2}$  (м/рік) системах розробки відповідно становить



$$h_{p.1} = \frac{Q_{e.p}}{l_{б.е} [\epsilon_{p.m} + \epsilon_m + \epsilon_p + 1,5h_y (ctg\alpha_y + ctg\alpha_{y.н})]},$$

$$h_{p.2} = \frac{Q_{e.p}}{l_{б.е} [\epsilon_{p.m} + 2\epsilon_p + 2h_y (ctg\alpha_y + ctg\alpha_{y.н})]}, \quad (8.31)$$

де  $Q_{e.p}$  – річна продуктивність екскаватора, зайнятого на гірничопідготовчих роботах, м<sup>3</sup>;  $l_{б.е}$  – довжина блока панелі екскаватора, м;  $\epsilon_{p.m}$ ,  $\epsilon_m$ ,  $\epsilon_p$  – ширина різної траншеї, транспортної й робочої площадок, відповідно, м.

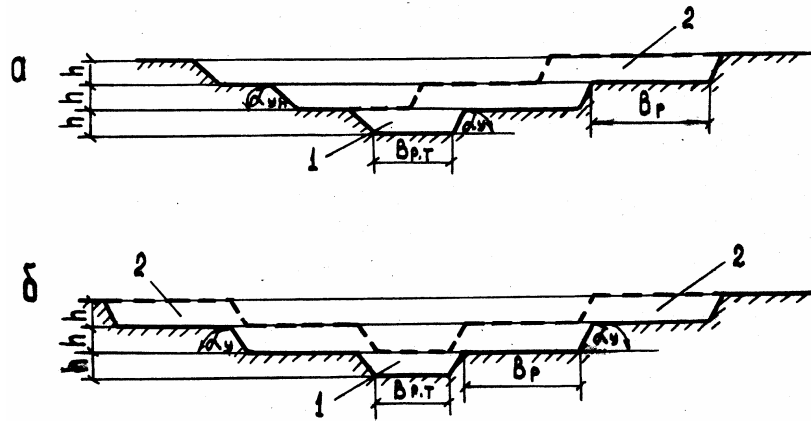


Рис. 8.12. Схеми розкриття й підготовки горизонту до експлуатації: а – при однобортовій системі розробки; б – при двобортовій: 1 – горизонт, що готується до розробки ; 2 – ширина посування верхніх уступів

При відомій потужності кар'єру середньорічний темп поглиблення  $h_{p.сеп}$  (м/рік) залежить від обсягу запасів корисних копалин у його межах  $H_K$  (м) і терміну їх відпрацювання, тому

$$h_{p.сеп} = \frac{H_K}{T_K}. \quad (8.32)$$

### 8.8. Керування гірничотранспортними роботами на надглибоких кар'єрах

У процесі розвитку робочої зони виконується послідовне розкриття й розробка нижніх горизонтів кар'єру для освоєння проектної виробничої потужності з видобутку корисної копалини й підтримки її в заданих межах. Регулювання обсягів розробки гірничих порід можливо шляхом відповідної орієнтації фронту гірничих робіт у горизонтальному й вертикальному напрямках.

У загальному випадку напрямок відпрацювання глибоких кар'єрів можливо здійснювати по одній з наведених на рис. 8.13 схем або їх комбінацій. У привласненому шифрі першою цифрою позначено порядковий номер схеми, другою – кут падіння покладу ( $1 - \gamma = 35 - 70^\circ$ ;  $2 - \gamma = 70 - 90^\circ$ ;  $3 - \gamma = 35 - 90^\circ$ ), третьою – застосований вид транспорту (1 – автомобільний, 2 – залізничний, 3 – конвеєрний; 4, 6, 8, 10, 12 – комбінований автомобільно-залізничний; 5, 7, 9, 11 – комбінований автомобільно-конвеєрний); у дужках зазначено можливий вид транспорту.

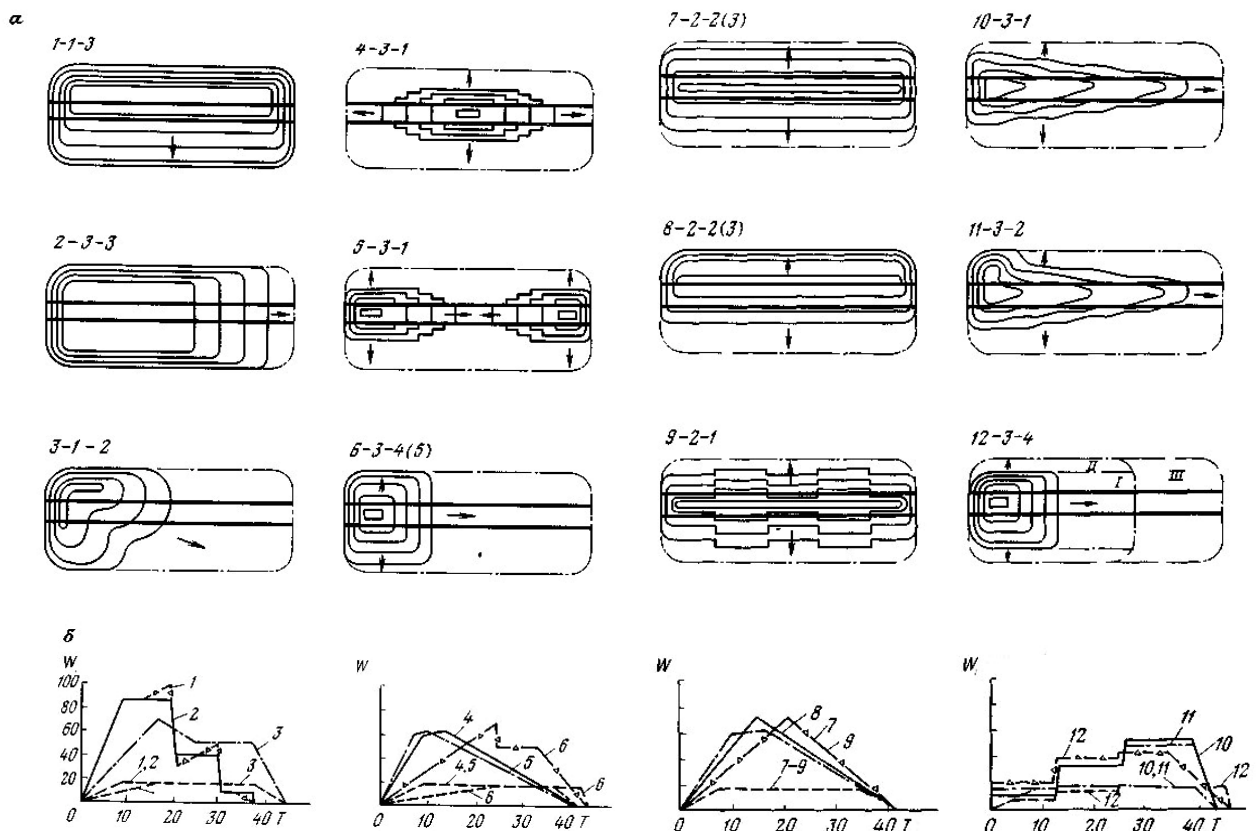


Рис. 8.13. Схеми відпрацювання глибоких кар'єрів у плані (а) і графіки зміни об'ємів виймання порід розкриття  $W$  (млн. м<sup>3</sup>/рік) у період розробки  $T$  (роки) покладу корисної копалини (б)

Схема 1-1-3 передбачає поздовжню підготовку й поперечне відпрацювання кар'єрного поля з вийманням гірничої маси горизонтальними шарами. Розрізні траншеї повинні бути пройдені по борту кар'єру зі сторони лежачого боку покладу. Напрямок переміщення гірничих робіт розвивається до протилежного борту кар'єру.

Схема 2-3-3 характеризується поперечною підготовкою й поздовжнім відпрацюванням кар'єрного поля з вийманням гірничої маси горизонтальними шарами. Розрізні траншеї проходяться в одному з торців кар'єру й передбачають напрямок переміщення фронту гірничих робіт до протилежного торця кар'єру.

Схема 3-1-2 передбачає поздовжньо-поперечну підготовку кар'єрного поля з розміщенням розрізної траншеї в одному з його торців і напрямком переміщення фронту гірничих робіт до протилежного торця й борту кар'єру. Ця схема найбільш характерна для застосування залізничного транспорту на діючих кар'єрах. Ділянка фронтального борту й неробочий торець відбудовують у граничному положенні з розміщенням постійних транспортних комунікацій.

Схема 4-3-1 характеризується поперечною підготовкою без проведення розрізних траншей та поздовжнім відпрацюванням кар'єрного поля. Розкриття горизонтів здійснюють тимчасовими автомобільними з'їздами й створенням первісного розрізного котловану. Напрямок руху фронту гірничих робіт – від середини покладу до торців кар'єру за його простяганням. Посування гірничих робіт вхрест простягання виконується в межах, що забезпечують необхідну інтенсивність поглиблення кар'єру.

Схема 5-3-1 аналогічна схемі 4 й відрізняється розкриттям горизонтів у торцях кар'єру з переміщенням фронтів гірничих робіт за простяганням покладу від торців назустріч один одному.

Схема 6-3-4 (5) передбачає поперечну підготовку без розрізних траншей з поздовжнім відпрацюванням кар'єрного поля. Поглиблення кар'єру інтенсивно ведеться до кінцевої глибини з наступним переміщенням фронту гірничих робіт від одного із торців до протилежного з внутрішнім відвалуванням порід розкриву.

Схеми 7-2-2 (3) і 8-2-2 (3) характеризуються поздовжньою підготовкою й поперечним відпрацюванням кар'єрного поля. Місце закладення розрізних траншей – по центру покладу корисної копалини (схема 7) або по її лежачому боку (схема 8). Напрямок переміщення фронту гірничих робіт – до бортів кар'єру. Транспортні комунікації розташовують на верхніх горизонтах, відбудованих у граничному положенні.

Схема 9-2-7 передбачає відпрацювання кар'єрного поля широкими панелями й характеризується поздовжньою підготовкою шляхом закладення розрізних траншей по центру покладу з поперечним посуванням фронту гірничих робіт від центра до кінцевого положення бортів. Кожний горизонт поділяють за простяганням покладу корисної копалини на кілька ділянок – панелей із самостійними засобами розробки й зсувом напрямку фронту переміщення їх робіт відносно один одного.

Схеми 10-3-1 і 11-3-2 передбачають відпрацювання кар'єрного поля діагональними блоками, орієнтованими під невеликим кутом до лінії простягання покладу корисної копалини. Розкриття горизонтів за схемою 10 виконується автомобільними з'їздами з розміщенням первинного розрізного котловану в одному з торців кар'єру, за схемою 11 – у торці й частині прилеглого борту. Розвиток фронту гірничих робіт орієнтується в напрямку до протилежного торця кар'єру. За схемою 11 розкриття горизонтів виконується загальною внутрішньою траншеєю з тупиковими залізничними з'їздами. Транспортні комунікації розташовують на відбудованому в кінцевому положенні торці кар'єру й прилеглій частині борту.

Схема 12-3-4 характеризує відпрацювання кар'єрного поля чергами з поперечною підготовкою без розрізних траншей та поздовжнім вийманням корисної копалини. Напрямок переміщення фронту гірничих робіт – від одного з торців до протилежного.

Гірничо-геометричний аналіз наведених схем розвитку фронту гірничих робіт (рис. 8.13, б) показує, що найменші поточні обсяги розкривних робіт при однаковій виробничій потужності кар'єру досягаються за рахунок формування в одному з торців кар'єрного поля уступів у постійному проектному положенні й переміщення фронту розкривних робіт під певним кутом до поздовжнього напрямку залягання покладу (рис. 8.13, а, схеми 10-3-1 і 11-3-2).

З розвитком гірничих робіт у глибину змінюються відстань транспортування гірничої маси, об'єм й напрямок вантажопотоків, конструкція вантажно-транспортного устаткування та засоби механізації допоміжних процесів. Відповідно до цього змінюється й ефективність застосування кожного способу транспортування. Обґрунтування раціональних параметрів вантажно-транспортного устат-



Математична модель задачі має вигляд

$$\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^t q_{ij} z_{ij} \rightarrow \min \quad (8.33)$$

при обмеженнях

$$0 \leq q_{ij} \leq r_{ij}, \quad (8.34)$$

де  $r_{ij}$  – пропускна здатність транспортної комунікації або продуктивність устаткування;  $q_{ij}$  – об'єм гірничої маси, що виймається на  $i$ -му горизонті в  $j$ -й період, м<sup>3</sup>/рік;  $z_{ij}$  – питомі наведені витрати.

На сітковому графіку етапи планованої вантажно-транспортної схеми можуть розглядатися через кожні 45 – 60 м по глибині кар'єру. На кожному етапі визначається оптимальна або близька до неї схема розробки розглянутих горизонтів кар'єру. Поточна глибина кар'єру визначається за формулою

$$H_k = T_j h_o, \quad (8.35)$$

де  $h_o$  – плановане річне пониження гірничих робіт, м;  $T_j$  – тривалість  $j$ -го періоду, роки.

Величину  $q_{ij}$  (м<sup>3</sup>/рік) приймають відповідно до календарного плану роботи кар'єру. На кожному етапі сіткового графіка методом динамічного програмування вибирається оптимальний варіант. При цьому вибір оптимальної схеми кар'єрного транспорту за допомогою теорії графів поділяють на два етапи. Спочатку будують кілька локальних графів (у даній задачі граф розбивають на зони, що відповідають добувним горизонтам), а потім на кожному графі встановлюють шлях з мінімальними витратами.

Алгоритм розрахунку складається з трьох етапів: попередній розрахунок, корегування отриманих значень, визначення найкоротших маршрутів (тобто маршрутів з мінімальними витратами). Розрахунок сіткового графіка виконують методом повного перебору заданих величин, що полягає у виконанні кінцевої кількості кроків з метою вибору найкоротшого шляху від початкової події до кінцевої. Оскільки транспортні витрати значною мірою залежать від глибини розробки, то для досягнення найкращих техніко-економічних показників роботи кар'єру необхідно здійснювати планування всіх технологічних процесів на кожному етапі розробки в оптимальному режимі.

### 8.9. Керування поточним обсягом виймання порід розкриття на надглибоких кар'єрах

Регулювати вийманням гірських порід при розмірах робочої зони, що змінюються можливо шляхом корегування кута укусу робочого борта кар'єру (див. рис. 8.11, табл. 8.3). Застосування залізничного транспорту, конвеєрних або скіпових підйомників з розміщенням їх у траншеях найбільш часто обумовлює розкриття родовища по лежачому боку покладу в межах всієї його довжини або частини з розвитком гірничих робіт у бік висячого боку. Освоєння проектної продуктивності кар'єру з видобутку корисної копалини вважається досягнутим з моменту формування укусу робочого борту в межах всієї товщі корисної копалини.

Як видно з рис. 8.15 об'єми виймання порід розкриву значно зменшуються при збільшенні кута укосу робочого борту кар'єру. Так, на першому етапі розробки збільшення його до  $17^\circ$  характеризується зсувом контуру з положення I – I в I – I', що відповідно призводить до зниження поточного об'єму виймання порід розкриву (з розрахунку на 1 м довжини фронту робіт), рівного

$$\Delta W_1 = \frac{10^{-6} H_n^2 \sin(\alpha_{p1} - \alpha_p)}{\sin \alpha_p \sin \alpha_{p1}}. \quad (8.36)$$

Висота робочої зони кар'єру в обох випадках однакова й становить  $H_{p1} = H'_{p1}$ . Надалі фронт гірничих робіт переміщується в положення 2, що при постійному значенні  $\alpha_p$  характеризується виходом на межу кар'єрного поля поверхню, максимальною висотою робочої зони  $H_{p2}$  й відбудовуванням всієї верхньої частини неробочого борту зі сторони лежачого боку покладу в кінцевому положенні. Висота добувної зони й кількість видобувних уступів не змінюються й залишаються постійними протягом усього періоду експлуатації. При нарощуванні виробничої потужності кар'єру відповідно збільшується й кількість добувних горизонтів. Висота розкривної зони становить  $H_{e2} = H_n + \sum h_{\delta}$ , а кількість розкривних горизонтів буде

$$n_{e2} = \frac{H_n + \sum_1^i h_{\delta}}{h_e}. \quad (8.37)$$

Зміна обсягу виймання порід розкриву при збільшенні кута укосу робочого борту до величини  $\alpha_{p1}$  ураховується виразом

$$\Delta W_2 = \frac{10^{-6} (H_n + \sum_1^i h_{\delta})^2 \sin(\alpha_{p1} - \alpha_p)}{\sin \alpha_p \sin \alpha_{p1}}. \quad (8.38)$$

Подальше поглиблення дна кар'єру (рис. 8.15, а) при постійному значенні  $\alpha_p$  призводить до зменшення висоти робочої зони до значень  $H_{p3}$  і  $H_{p4}$ . У той же час, збільшуючи кут укосу до  $\alpha_{p1} = 27 - 32^\circ$  і розташовуючи робочий борт у положенні 3 – 3' і 4 – 4', можливо значно знизити об'єм виймання порід розкриву у всякому боці покладу. Однак при цьому висота робочої зони кар'єру буде максимальною

$$H'_{p4} = \frac{B_{\kappa} \operatorname{tg} \alpha_{p1} \operatorname{tg} \beta}{(\operatorname{tg} \alpha_{p1} + \operatorname{tg} \beta)}. \quad (8.39)$$

Наступне поглиблення дна кар'єру призводить до зменшення висоти робочої зони  $H_{p5}$  до мінімального значення, після чого відбувається зниження продуктивності кар'єру з видобутку корисної копалини.

Досвід розробки надглибоких кар'єрів показує, що величина кутів укосу робочого й неробочого бортів істотно впливають на загальний та поточний об'єми виймання порід розкриву. Збільшуючи кути укосу робочого борту на окремих етапах розробки надглибоких кар'єрів можна знизити об'єм виймання порід розкриву на 20 – 30%, у зв'язку з чим з'являється можливість проводити рівномірно або збільшуючи обсяги розкривних робіт протягом тривалого періоду експлуатації.

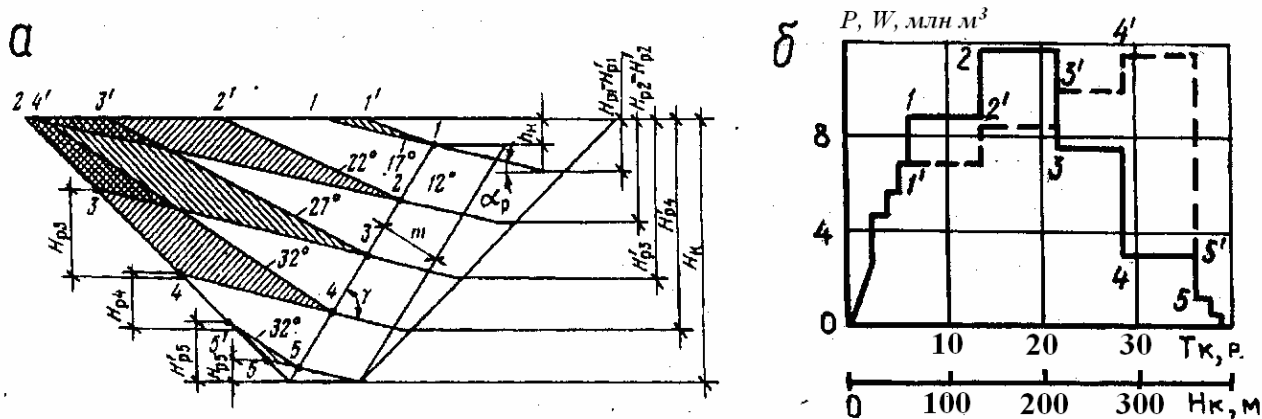


Рис. 8.15. Схема розвитку гірничих робіт у надглибокому кар'єрі (а) та графіки зміни об'ємів видобутку корисної копалини  $P$  і порід розкриву  $W$  від терміну розробки  $T$  і поточної глибини кар'єру  $H_p$  (б): I, II – розкривні роботи при  $\alpha_p = 12^\circ$  і  $\alpha_p = 17 - 37^\circ$ ; III – добувні роботи; 1,1' – 5,5' – етапи розробки

Інтенсивність порушення земної поверхні відкритими роботами в межах кар'єрного поля також значною мірою залежить від значення кута укосу робочого борту кар'єру. При  $\alpha_p = 12^\circ$  уже при глибині 150 – 250 м (тобто менш половини терміну експлуатації кар'єру) відведена площа повністю освоюється гірничим виробництвом і сільськогосподарські роботи на ній припиняють. У той же час, збільшуючи  $\alpha_p$  до 27 – 42°, можливо суттєво зменшити обсяги поточного виймання порід розкриву, перенести їх максимальні значення на заключний період експлуатації (рис. 8.15, б), внаслідок чого з'являється можливість внутрішнього відвалування відходів та максимального використання площі земельного відводу у сільськогосподарському напрямку. При цьому тривалість продуктивної експлуатації земель у межах кар'єрного поля  $T$  (років) складе

$$T_c = \frac{H'_p - H_p}{h_{сер}}, \quad (8.40)$$

де  $h_{сер}$  – середньорічна інтенсивність поглиблення гірничих робіт, м.

Збільшення кута укосу робочого борту, а отже, і регулювання об'ємів розробки порід розкриву протягом усього періоду експлуатації кар'єру можливі з відповідною орієнтацією посування гірничих робіт у горизонтальному й вертикальному напрямках, а також шляхом зміни ширини робочих площадок і висоти уступів.

### 8.10. Оцінка ефективності гірничотранспортних систем надглибоких кар'єрів

Особливості розробки крутоспадних родовищ припускають поряд з видобутком руди попутне виймання різних типів покривних і вміщуючих гірських порід, область застосування яких в економіці країни досить велика. Схеми виймання й доставки всіх різновидів гірничої маси до пунктів приймання в планових обсягах варто оцінювати не тільки за величиною вкладених витрат, але й за інтенсивністю навантаження гірничотранспортної системи, що сформувалася до цього часу в кар'єрі для видобутку й переміщення корисних копалин і пустих

порід. Мінімальні витрати при цьому в першу чергу повинні бути забезпечені за рахунок раціонального формування вантажопотоків з перевезенням гірничої маси за найкоротшою відстанню з розміщенням транспортних комунікацій на площадках з найменшими розмірами. Оптимальні техніко-економічні показники гірничих робіт досягаються спільною оцінкою ефективності експлуатації комплексів устаткування, узгодженням їх параметрів з технологічними рішеннями по системах розкриття й розробки, що забезпечують безпечну й високу продуктивність праці з мінімальною собівартістю виробництва.

Залежно від застосовуваного виду транспорту виробки розкриття можуть розташовуватися як по неробочому борту, так і в масиві гірських порід за граничними контурами кар'єрного поля (рис. 8.16). Оскільки останніми роками суттєво зросли вимоги до гірничих підприємств для запобігання надмірного відчуження земельних площ, а вартісна їх оцінка зросла в 15 – 20 разів, у деяких випадках розкриття кар'єрів підземними виробками виявляється переважнішим. У цьому випадку є можливість роздільного складування у виробленому просторі різнотипових порід розкриття без порушення траси транспортних комунікацій на бортах кар'єрів.

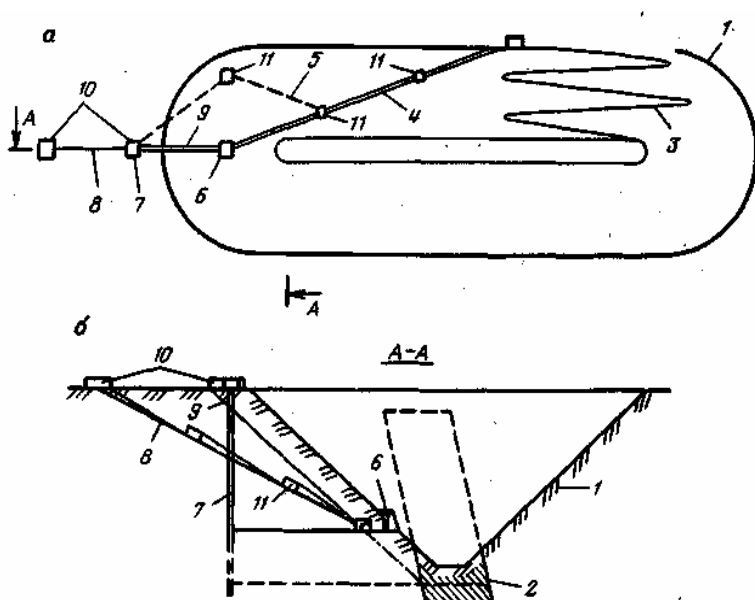


Рис. 8.16. Схеми трасування виробок розкриття у глибокому кар'єрі: 1 – кінцевий контур кар'єрного поля; 2 – поклад корисної копалини; 3 – автомобільні з'їзди; 4, 5 – стрічковий конвеєр у прямолінійній і серпантинній похилих траншеях; 6 – дробильно-перевантажувальний пункт у кар'єрі; 7 – вертикальний скіповий підйомник; 8 – стрічковий конвеєр у похилому стволі; 9 – крутопохилий конвеєр у стволі; 10 – пункти вивантаження на поверхні; 11 – перевантажувальні пункти з одного конвеєра на інший

Відстань підйому гірничої маси  $l_{mp}$  (м) в основному залежить від глибини розробки, тягових характеристик рухомого складу й у загальному випадку може визначатися за формулою

$$l_{mp} = \frac{H_n k_{mp}}{\sin \alpha_n} + l_{cop}, \quad (8.41)$$

де  $H_n$  – вертикальна висота підйому, м;  $k_{TR}$  – коефіцієнт розвитку траси;  $\alpha_n$  – кут підйому транспортних комунікацій, град;  $l_{cop}$  – горизонтальна ділянка шляху при з'єднанні похилих виробок розкриття з пунктом перевантаження, м.

Досвід відкритої розробки крутоспадних родовищ показує, що в період будівництва кар'єрів, як правило, застосовуються екскаваторно-автомобільні комплекси. Надалі, у міру нарощування виробничої потужності й збільшення глиби-



ни кар'єрів до експлуатації вводиться залізничний транспорт, що застосовується в сполученні з автомобільним. При зниженні дна кар'єрів до 200 м і більше глибокі горизонти найчастіше розкривають похилими стволами й траншеями, обладнаними стрічковими конвеєрами. У добувній зоні таких кар'єрів експлуатуються екскаваторно-автомобільні комплекси, на поверхні перевезення гірничої маси на великі відстані здійснюють залізничним транспортом (табл. 8.3). Прискорення технічного прогресу й удосконалювання технології відпрацювання глибоких горизонтів кар'єрів дозволять у майбутньому, поряд з автомобільним, широко застосовувати як з'єднувальний рухомий склад залізничного транспорту у звичайному або спеціальному виконанні, а також конвеєри різних типів, що призначені для переміщення недробленої гірничої маси, наприклад, пластинчасті, стрічково-візкові тощо. При цьому структура гірничотранспортної системи у взаємозв'язку з виробками розкриття та їх конфігурацією може бути різноманітною.

Перехід до ринкових відносин у промисловості не дозволяє досить точно орієнтувати гірничодобувні підприємства на стабільні ціни за постачане йому устаткування, електроенергію, матеріали, оплату праці й компенсацію за порушення екологічної рівноваги навколишнього середовища. Тому об'єктивним критерієм ефективності гірничотранспортної системи може слугувати максимальний прибуток, одержуваний підприємством. Крім того, він повинен відповідати рівню виробничої потужності кар'єру, надійності роботи, гірничобудівельним обсягам, метало- й енергоємності, чисельності обслуговуючого персоналу і, в остаточному підсумку, мінімальним загальним витрати на переміщення гірничої маси.

З табл. 8.4 видно, що при залізничному транспорті спостерігаються максимальні відстані переміщення гірничої маси по борту кар'єру, а мінімальні – відповідають експлуатації скіпових підйомників і крутопохилих конвеєрів, розташовуваних у траншеях. У той же час розкриття кар'єрів вертикальними стволами зі скіповими підйомниками й похилими зі стрічковими конвеєрами дозволять пристосувати неробочі борти кар'єрів для складування пустих порід у виробленому просторі. Створення ж у майбутньому надійних високопродуктивних крутопохилих конвеєрів дозволить переміщувати гірничу масу за найкоротшою відстанню перпендикулярно укосу неробочого борту кар'єру; відмовитися від будівництва дробильних і перевантажувальних пунктів для передачі породи з одного конвеєра на іншій в одному технологічному ланцюзі; суттєво знизити витрати не тільки на кар'єрний транспорт, але й на видобуток корисних копалин у цілому.

Виробнича потужність гірничотранспортної системи визначається конструктивними параметрами виймально-навантажувальних, транспортних і відвальних машин, схемою трасування розкривних виробок їх провізною спроможністю, рівнем механізації перевантаження в суміжних ланках при комбінованих видах транспорту. Надійність роботи системи залежить не тільки від якісних характеристик устаткування, але й, в основному, від їх компонування в єдиному транспортному ланцюзі, організації її експлуатації, наявності резервних елементів. Обсяги розкривних виробок і займані ними земельні площі визначаються габаритами й тяговими можливостями транспортних машин, способом проведення, провізною спроможністю системи. Метало- й енергоємність гірничотранспортної системи залежать від якості й досконалості конструктивних параметрів устаткування, його енергонасиченості, можливості багатоцільового застосування.

Параметри рухомого складу кар'єрного транспорту

Вид транспорту	Кут підйому, град	Відстань переміщення гірничої маси, м, при висоті підйому, м		
		100	300	500
Автосамоскиди при $k_{mp.a} = 1,1$	4,5 – 7	1200	3600	6000
Тягові агрегати при: $k_{mp.з} = 1,6$	2,5	4000	12000	20000
$k_{mp.з} = 1,4$	3,5	2700	8100	13500
$k_{mp.з} = 1,2$	4,5	2000	6000	10000
Кар'єрні електропоїзди при $k_{mp.з} = 1$	6,0	1000	3000	5000
Стрічковий конвеєр: – у похилій траншеї	15 – 16	$\frac{364}{0}$	$\frac{1092}{1}$	$\frac{1820}{3}$
– у похилому стволі	15 – 16	$\frac{464}{0}$	$\frac{1192}{1}$	$\frac{1920}{3}$
Крутопохилий конвеєр: – у траншеї	39 – 42	154	462	770
– у стволі	39 – 42	254	562	880
Скіповий підйом: – у крутій траншеї	39 – 42	154	462	770
– у вертикальному стволі	90	220	660	1100

Примітка: у знаменнику наведена кількість перевантажувальних пунктів у технологічній лінії конвеєрного підйомника

Чисельність обслуговуючого персоналу визначається методом розміщення працівників по робочих місцях з урахуванням постійного вдосконалювання рівня організації, механізації й автоматизації основних і допоміжних процесів гірничого виробництва. Поряд з основним персоналом, який обслуговує різні машини й механізми в кар'єрі, до виконання планово-попереджувальних і ремонтних робіт залучається додатковий штат робітників. Невисока надійність виймально-навантажувального й транспортного устаткування, а також жорсткі умови його експлуатації на кар'єрах вимагають виконання тривалих ремонтних робіт. Внаслідок цього чисельність ремонтних і експлуатаційних робітників на транспорті порівнянна, а на виймально-навантажувальних роботах – вище в 2 – 6 разів.

**Приклад 1.** Родовище марганцевої руди середньою потужністю  $m_e = 2$  м характеризується загальною висотою порід розкриття  $H_p = 60$  м, які відпрацьовують трьома уступами  $n_y = 3$ . Фронт гірничих робіт поділено на два блоки, кожен довжиною  $l_{e.б} = 1500$  м. Продуктивність кар'єру  $Q_{p.з} = 1,6$  млн т/рік. Загальна глибина кар'єру  $H_k = 62$  м, ширина розкритих робочих площадок  $v_{p.n.} = 50$  м, нижньою з яких підготовлено до виймання запаси марганцеворудного шару, що добувається поздовжніми західками шириною  $v_z = 23$  м (рис. 8.17). Визначити основні показники гірничотранспортної системи.

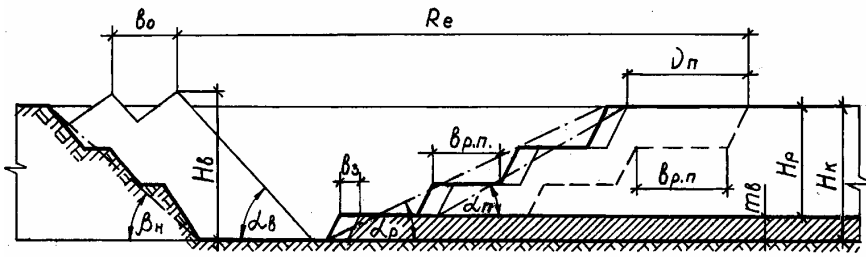


Рис. 8.17. Схема поперечного перерізу кар'єру для визначення основних показників гірничотранспортної системи

### Розв'язання задачі

Приймаємо продуктивність одного екскаваторного блока 800 тис. т/рік, щільність марганцевої руди  $\gamma = 2 \text{ т/м}^3$ , кут укосу робочих уступів  $\alpha_y = 60^\circ$ , середня висота розкривного уступу  $h_y = 20 \text{ м}$ .

1. Середній коефіцієнт розкриву  $k_{сер}$  ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ) за формулою (1.21) становить

$$k_{сер} = \frac{H_p}{m_6} = \frac{60}{2} = 30 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

2. Кут укосу розкривної робочої зони  $\alpha_n$  (град) визначається із співвідношення

$$\alpha_n = \arctg \frac{H_p}{(n_y - 1)(b_{p.n} + h_y \cdot ctg \alpha_n)} = \frac{60}{2(50 + 20 \cdot ctg 60^\circ)} = 26^\circ.$$

3. Загальний кут укосу робочого борту кар'єру  $\alpha_p$  (град) становить

$$\alpha_p = \arctg \frac{H_k}{n_y b_{p.n} + (m_6 + n_y h_y) ctg \alpha_n} = \frac{62}{3 \cdot 50 + (2 + 3 \cdot 20) ctg 60^\circ} = \frac{62}{155,77} = 0,33 = 18^\circ.$$

4. Швидкість посування робочого борту кар'єру  $v_n$  (м/рік) визначається за формулою

$$v_n = \frac{Q_e}{n_6 \cdot m_6 \cdot l_{e.6} \cdot \gamma} = \frac{1600000}{2 \cdot 2 \cdot 1500 \cdot 2} = 133 \text{ м/рік.}$$

5. Ширина смуги розкритих запасів марганцевої руди уздовж робочого борту відповідно (6.16) повинна становити

$$B_{e.3} = \frac{Q_{p.3} \cdot N_{p.3}}{12 \cdot \gamma \cdot m_6 \cdot n_{e.6} (1 - K_{n.6})} = \frac{1600000 \cdot 2}{12 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 1500 (1 - 0,03)} \cong 23 \text{ м.}$$

6. Кількість відпрацьованих добувних заходок  $n_3$  (од.), що забезпечують річну продуктивність кар'єру, визначається з рівняння

$$n_3 = \frac{Q_{p.3}}{n_{e.6} \cdot \gamma \cdot l_{e.6} \cdot v_3} = \frac{1600000}{2 \cdot 2 \cdot 1500 \cdot 23} \cong 12 \text{ од.}$$

**Приклад 2.** Родовище залізистих кварцитів з горизонтальною потужністю  $m_2 = 450 \text{ м}$  характеризується кутом падіння  $\gamma = 60^\circ$ , кінцевою глибиною відпрацювання  $H_k = 500 \text{ м}$ , довжиною дна  $l_d = 2500 \text{ м}$ , та усередненими кутами укосу неробочих бортів кар'єрного поля зі сторони лежачого  $\beta_n = 40^\circ$  і висячого  $\beta_e = 40^\circ$  боків покладу. Ширина кар'єрного поля поверхнею 1200 м. Кути укосу неробочих  $\alpha_{н.у.} = 60^\circ$  і робочих уступів  $\alpha_y = 80^\circ$ . Висота уступів  $h_y = 15 \text{ м}$  (рис. 8.18). Кар'єрне поле відпрацьовують етапами. Ширина дна розрізної траншеї  $v_{p.m.} = 30 \text{ м}$ , робочих площадок на перших двох етапах становить  $v_{p.1,2} = 80 \text{ м}$ , на третьому –  $v_{p.3} = 60 \text{ м}$ , на четвертому –  $v_{p.4} = 50 \text{ м}$ . Тип добувного екскаватора ЕКГ-8І. Його нормативна

річна продуктивність з виймання гірничої маси при проведенні підготовчих виробок становить  $Q_{e.p.} = 1,45$  млн  $m^3$ . Довжина екскаваторного блока  $l_{б.е.} = 450$  м. Напрямок поглиблення робочої зони – по середині покладу.

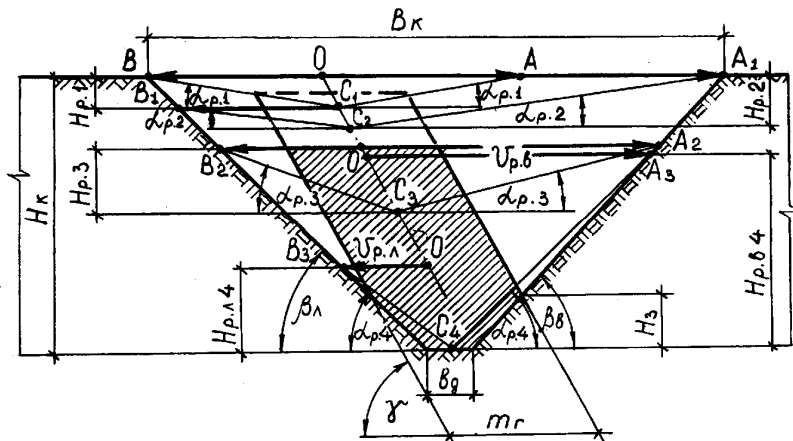


Рис. 8.18. Схема поперечного перерізу крутого родовища для визначення основних показників робочої зони кар'єру

### Розв'язання задачі

1. Кут укосу робочих бортів кар'єру  $\alpha_p$  (град) визначається за формулою

$$\alpha_p = \arctg \frac{h_y}{e_p + h_y \operatorname{ctg} \alpha_{n,y}}$$
 і становить:

на першому й другому етапах експлуатації

$$\alpha_{p1.2} = \arctg \frac{15}{80 + 15 \operatorname{ctg} 80^\circ} = \arctg 0,185 \cong 10^\circ,$$

на третьому етапі

$$\alpha_{p3} = \arctg \frac{15}{60 + 15 \operatorname{ctg} 80^\circ} = \arctg 0,24 \cong 14^\circ,$$

на четвертому етапі

$$\alpha_{p4} = \arctg \frac{15}{50 + 15 \operatorname{ctg} 80^\circ} = \arctg 0,28 \cong 16^\circ.$$

За схемою 12-3-4 (див. рис. 8.13)

$$\alpha_{p5} = \arctg \frac{0,5(B_k + e_{p,m})}{H_k} = \frac{0,5(1200 + 30)}{500} = 1,23 \cong 39^\circ.$$

2. Темп поглиблення гірничих робіт у кар'єрі при двобортовій системі розробки  $h_{p,2}$  (м/рік) для умов, що розглядаються на першому і другому етапах, визначається за формулою (8.31)

$$h_{p,2} = \frac{Q_{e.p.}}{l_{б.е.} [e_{p,m} + 2e_p + 2h_y (\operatorname{ctg} \alpha_y + \operatorname{ctg} \alpha_{n,y})]}$$
 і становить відповідно:

$$h_{p,1.2} = \frac{1450000}{450 [30 + 2 \cdot 80 + 2 \cdot 15 (\operatorname{ctg} 80^\circ + \operatorname{ctg} 60^\circ)]} = \frac{1450000}{95679} \cong 15 \text{ м/рік},$$

на третьому етапі  $h_{p,2,3} = \frac{1450000}{450 [30 + 2 \cdot 60 + 2 \cdot 15 (\operatorname{ctg} 80^\circ + \operatorname{ctg} 60^\circ)]} \cong 18,7 \text{ м/рік},$

на четвертому етапі  $h_{p,2,4} = \frac{1450000}{450 [30 + 2 \cdot 50 + 2 \cdot 15 (\operatorname{ctg} 80^\circ + \operatorname{ctg} 60^\circ)]} \cong 21,1 \text{ м/рік}.$

3. Швидкість посування гірничих робіт у кар'єрі в напрямку від висячого боку покладу  $v_{p.в}$  (м/рік) відповідно до етапів відпрацювання визначається за формулою  $v_{p.в} = h_p (ctg\alpha_{p.в.} + ctg\gamma)$  і становить відповідно: на першому й другому етапах

$$v_{p.в1,2} = h_{p.2,1,2} (ctg10^\circ + ctg60^\circ) = 15 \cdot 6,247 = 93,7 \text{ м/рік,}$$

на третьому етапі

$$v_{p.в3} = h_{p.2,3} (ctg14^\circ + ctg60^\circ) = 18,7 \cdot 4,577 = 85,6 \text{ м/рік,}$$

на четвертому етапі

$$v_{p.в4} = h_{p.2,4} (ctg16^\circ + ctg60^\circ) = 21,1 \cdot 3 = 63,3 \text{ м/рік.}$$

4. Висота робочої зони кар'єру  $H_{p.2}$  (м) відповідно до етапів відпрацювання кар'єрного поля визначається за формулою  $H_{p.2} = \frac{B_k \cdot \sin\alpha_{p.л.} \cdot \sin\alpha_{p.в.}}{\sin\alpha_{p.л.} + \sin\alpha_{p.в.}}$  і становить відповідно на першому і другому етапах

$$H_{p.2} = \frac{1200 \cdot \sin10^\circ \cdot \sin10^\circ}{\sin(10^\circ + 10^\circ)} = \frac{1200 \cdot 0,173 \cdot 0,173}{0,342} = 105 \text{ м,}$$

на третьому етапі  $H_{p.3} = \frac{1200 \cdot \sin14^\circ \cdot \sin14^\circ}{\sin(14^\circ + 14^\circ)} = \frac{1200 \cdot 0,242 \cdot 0,242}{0,469} = 150 \text{ м,}$

на четвертому етапі  $H_{p.4} = \frac{1200 \cdot \sin16^\circ \cdot \sin16^\circ}{\sin(16^\circ + 16^\circ)} = \frac{1200 \cdot 0,276 \cdot 0,276}{0,5299} = 173 \text{ м.}$

За схемою 12-3-4 (див. рис. 8.13) максимальна висота робочої зони кар'єру може досягти рівня кінцевої глибини кар'єрного поля.

5. Можлива виробнича потужність кар'єру за гірничих умов  $A_{к.к.}$  (млн м<sup>3</sup>/рік) відповідно до максимально можливого темпу поглиблення  $h_p$  визначається за формулою (1.29)

$$A_{к.к.} = 10^{-6} h_p \cdot S_k \cdot K_{p.к} \frac{1 - \Pi_p}{1 - B_p},$$

і становить відповідно на третьому етапі

$$A_{к.к.} = 10^{-6} \cdot 18,7 \cdot 450 \cdot 2500 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot \frac{1 - 0,04}{1 - 0,03} = 15 \text{ млн м}^3/\text{рік}$$

на четвертому етапі

$$A_{к.к.} = 10^{-6} \cdot 21,1 \cdot 450 \cdot 2500 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot \frac{1 - 0,04}{1 - 0,03} = 16,9 \text{ млн м}^3/\text{рік.}$$

### Питання для самоконтролю

1. Поясніть структуру гірничотранспортної системи.
2. Наведіть основні положення класифікацій систем розробки за М.В. Мельниковим, В.В. Ржевським і М.Г. Новожиловим. Сформулюйте поняття “система розробки родовищ корисних копалин відкритим способом”.

3. У чому полягає класифікація гірничотранспортних систем відкритої розробки родовищ твердих корисних копалин. Її формулювання.
4. Поясніть основні показники суцільної гірничотранспортної системи розробки. Область її застосування.
5. Що називається робочою зоною кар'єру? Особливості її розвитку при суцільних гірничотранспортних системах.
6. Поясніть основні показники заглиблювальної гірничотранспортної системи розробки. Область її застосування?
7. Як розвивається робоча зона кар'єру при заглиблювальних гірничотранспортних системах? У чому її відмінність від суцільної системи?
8. Поясніть основні показники заглиблювально-суцільної гірничотранспортної системи розробки. У чому їх відмінність від заглиблювальної системи?
9. Як розвивається робоча зона кар'єру при заглиблювально-суцільній системі розробки?
10. Поясніть поняття “фронт гірничих робіт кар'єру”. Як переміщуються фронти гірничих робіт у контурах кар'єрного поля?
11. Що називається виймальною панеллю? Її параметри при відпрацюванні м'яких і скельних порід.
12. Поясніть поняття “блок панелі”, його параметри?
13. Поясніть параметри робочої площадки при формуванні уступів по м'яких і скельних породах.
14. У чому полягає розрахунок швидкості посування фронту гірничих робіт на уступі?
15. Поясніть залежність між темпом поглиблення і швидкістю посування фронту робіт при відпрацюванні крутих родовищ.
16. Наведіть параметри розрізної траншеї при підготовці до експлуатації положого родовища.
17. Поясніть особливості підготовки горизонту до експлуатації в умовах надглибоких кар'єрів.
18. Як визначається продуктивність надглибокого кар'єру з добування корисних копалин на нижніх горизонтах при освоєнні проектної потужності?
19. Як визначається продуктивність надглибокого кар'єру з добування гірничої маси у період виходу робочих бортів на денну поверхню?
20. Як визначається продуктивність надглибокого кар'єру з добування гірничої маси при доробці родовища у проектних контурах?
21. Наведіть типові схеми відпрацювання надглибоких кар'єрів з поздовжньою підготовкою.
22. Наведіть типові схеми відпрацювання глибоких кар'єрів з поперечною підготовкою.
23. Наведіть типові схеми відпрацювання надглибоких кар'єрів з поздовжньо-поперечною підготовкою.
24. Як здійснюють керування режимом розкривних робіт на надглибоких кар'єрах?
25. Поясніть особливості оцінки ефективності гірничотранспортних систем надглибоких кар'єрів.

## ЧАСТИНА II. СУЦІЛЬНІ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

### Глава 9. Суцільні екскаваторні (тракторні) системи розробки надто мілких кар'єрів

#### 9.1. Загальні положення

За наведеною класифікацією до надто мілких кар'єрів відносяться виїмки у надрах Землі глибиною до 20 м (див. табл. 1.6). У такий спосіб відпрацьовують поклади розсипів важких і дорогоцінних металів, будівельних матеріалів, марганцевих руд, бурого вугілля, фосфоритів та інших корисних копалин. За співвідношенням потужності розроблюваних родовищ і покриваючих порід розкриття загальне їх співвідношення може розподілятися у межах від 1:1, у середньому, до 1:4 – 1:20 – в окремих випадках. При цьому поклади корисних копалин потужністю 5 – 20 м відпрацьовують із застосуванням екскаваторів і засобів гідромеханізації, а потужністю до 5 м – бульдозерно-скреперними комплексами й ковшовими навантажувачами, які за загальним для них типом дизельного двигуна об'єднані під назвою **тракторного устаткування**. При потужності родовищ до 5 – 10 м і невеликій товщі покриваючих порід гірнича маса може вийматися й транспортуватися однотипним тракторним устаткуванням.

На виймально-навантажувальних роботах переважно використовують кар'єрні механічні лопати й драглайни невеликої потужності. Корисні копалини переміщують до місця призначення в основному автосамоскидами й гідротранспортом, рідше – стрічковими конвеєрами. Складування порід розкриття здійснюють у виробленому просторі або, рідше, на земній поверхні поблизу неробочих бортів кар'єру. Розкриття кар'єрного поля при застосуванні тракторного устаткування – безтраншейне, а при використанні драглайнів і гідромеханізації – шляхом проведення первинних котлованів. Застосування екскаваторно-автомобільних комплексів базується на розкритті уступів окремими траншеями. При цьому найкращі результати досягаються при мінімальних відстанях перевезення гірничої маси. Найбільшого поширення суцільні екскаваторні гірничо-транспортні системи розробки набули при експлуатації розсипних родовищ різноманітних корисних копалин.

#### 9.2. Гірничо-геологічна характеристика розсипних родовищ корисних копалин

Розсипи з давніх часів відомі як джерела видобутку благородних металів, виробних і дорогоцінних каменів. Пізніше з них стали вилучати олов'яний камінь й деякі інші мінерали руд кольорових металів, а з середини минулого століття – мінерали титану, циркону й рідкоземельні. При цьому **розсипами** називають пухкі або зцементовані відкладення уламкового матеріалу, що містять у вигляді кусків різні корисні мінерали. Корисними звичайно є мінерали з великою щільністю. Розсипи є вторинними родовищами корисних копалин, що

утворюються за рахунок руйнування корінних порід з невеликою вкрапленістю коштовних мінералів.

Найважливішими характеристиками розсипів є їх площа, мінеральний склад, вміст корисних компонентів, крупність уламкового матеріалу й кількість мулистих частинок, які визначають їх промислову особливість освоєння. Останній параметр характеризує здатність відокремлювати мінеральні зерна від глини й піску у водному потоці. Якщо домішки глинисто-алевролітового матеріалу (мулу) у розсипі становлять понад 10%, то за рахунок важкорозмивних грудок багато коштовних мінералів при промивання йде до відвалу.

Розсипоутворюючі мінерали є, як правило, високощільними, абразивними й хімічно стійкими. Вони найчастіше концентруються у важкій фракції теригенових відкладень. За щільністю промислово коштовні мінерали в спадному порядку утворюють наступний ряд (у г/см<sup>3</sup>): золото – 15 – 19; платина – 14 – 19; торіаніт – 8,0 – 9,9; танталіт – 6,3 – 8,2; колумбіт – 5,2 – 8,0; каситерит – 6,8 – 7,1; шеєліт – 5,9 – 6,2; баделеїт – 5,5; магнетит – 5,2; монацит – 5,0 – 5,5; ільменіт – 4,7; циркон – 4,7; гранати – 3,5 – 4,2; топаз – 3,6; алмаз – 3,5; берил – 2,7 і бурштин – 1.

Фізичні й гідравлічні параметри розсипоутворюючих мінералів визначають **дальність їхнього переносу** – граничну відстань їх транспортування у водному потоці, при якому розміри зерен дозволяють промислове добування. Цей показник залежить також від особливостей середовища й може змінюватися для одного й того ж самого мінералу в широких межах. За даними Н. І. Арманд у водному середовищі встановлюються наступні відстані перенесення для: пірохлору – 1 – 1,5 км; танталіту – 5 км; вольфраміту – 1,0 – 2,5 км, колумбіту – 1,5 – 2,5 км; каситериту – 3 – 6 км; золота – 8 – 10 км; платини – 4 – 8 км; фергюсоніту, евксеніту й самарскіту – 15 – 20 км; лопариту – від 3 – 5 до 200 і більше км; нефриту – 150 – 200 км; алмазу – десятки – перші сотні км; ільменіту, циркону, монациту, рутилу – сотні км. На цій основі для розсипів ближнього зносу виділяється міграційний ряд мінералів: гатчеттоліт – мікроліт – кіновар – пірохлор – танталіт – вольфраміт – шеєліт – циртоліт (малакон) – колумбіт – полікраз – каситерит – ільменіт – самарскіт – фергюсоніт – лопарит – евксеніт – золото – платина. Він відображує зростаючу здатність мінералів накопичуватися у розсипах за своєю щільністю.

За способом утворення й місцем відкладення матеріалу вони поділяються на наступні основні категорії: елювіальні, делювіальні, алювіальні, дельтові, озерні й лагунові, берегові й морські, річкові й косові; льодовикові. За часом утворення розрізняють сучасні й четвертинні розсипи, що складені м'яким матеріалом, а також древні, представлені звичайно третинним або мезозойським м'яким або слабо зцементованим матеріалом [9].

За формою й крупністю уламковий матеріал класифікується наступним чином (табл. 9.1). Із усіх генетичних типів розсипів, окрім будівельних гірських порід з різною формою обкатаності, найбільше промислове значення в Україні мають стародавні морські розсипи, особливо пляжові й донні. У них зосереджена основна частина запасів титанової сировини (близько 90%). У більшості випадків вони мають комплексний склад і крім титанових містять інші промислово кош-



товні мінерали: циркон, дистен, силіманіт, гранат тощо. Цей тип розсипів широко експлуатується. Серед континентальних типів промислово кошовними є також алювіально-озерні розсипи завдяки великим запасам і комплексному складу. У низці випадків їх цінність підвищується у зв'язку з наявністю серед корисних компонентів малохромистого ільменіту й підвищеного вмісту циркону.

Таблиця 9.1.

Класифікація уламкового матеріалу (за Ю.О. Білібіним)

<b>Крупність</b>	<b>Обкатаність</b>	<b>Кутастість</b>
Понад 20 см	Валуни	Валуни (глиби)
10 – 20 см	Булижник	Крупний щебінь
5 – 10 см	Булижник	Середній щебінь
1 – 5 см	Галька	Мілкий щебінь
2 – 10 мм	Гравій (ефель)	Дресва
1 – 2 мм	Грубозернистий пісок	
0,5 – 1 мм	Крупнозернистий пісок	
0,25 – 0,5 мм	Середньозернистий пісок	
0,1 – 0,25 мм	Мілкозернистий пісок	
0,01 – 0,1 мм	Алевроліт, сілт (мули)	
Менше 0,01 мм	Глини	

В Україні розсипні родовища титану різноманітні за складом, морфологією, умовами залягання й іншими особливостями, які визначають їх промислову цінність. Основним же фактором є умови утворення родовищ, тому генетичний принцип покладений в основу більшості запропонованих на цей час класифікацій. Найбільш глибокою з них є класифікація промислових родовищ титану, що запропонована І.І. Малишевим [37]. Вона містить все коло родовищ, починаючи від корінних до метаморфізованих. У ній уперше вводиться поділ родовищ на групи залежно від їх відношення до вивітрювання, а також дається практична оцінка різним типам родовищ. Акцентується увага на древніх розсипах, які виділяються в окрему групу. Сучасна класифікація мінерально-сировинної бази титану України базується на генетичному поділі родовищ на типи: магматичний, гіпергенний та розсипвий (рис. 9.1).

Найбільш масштабно вивчені й залучені до промислової розробки розсипні ільменітові й рутилові руди, прояви яких на узбережжі Азовського моря вперше було встановлено в 1919 р. (К.І. Лісичин). У 1924 і 1930 рр. С.В. Бельським виявлені розсипні прояви ільменіту в четвертинних алювіальних відкладеннях і корі вивітрювання габро-лабрадоритових порід Волині. В 1953 р. виявлено підвищений вміст титанових мінералів у полтавських і сарматських відкладеннях середнього Придніпров'я (В.Н. Гладкий, Е.М. Матвієнко, Ю.Ю. Виноградов), а вже в 1955 р. відкрите цирконієво-титанове розсипне родовище прибережно-морського типу (Н.Т. Вадимов, І.Ф. Злобенко, М.А. Зеликов та ін.). У результаті проведення широких пошуково-розвідувальних робіт до теперішнього часу в Україні виявлені наступні розсипні райони: Волинський і Кор-

сунь-Новомиргородський титанові, Придніпровський і Дніпровсько-Донецький цирконієво-титанові, Приазовський і Причорноморський рідкометалево-титанові, а також Побузький титаново-рідкісноземельний [38].

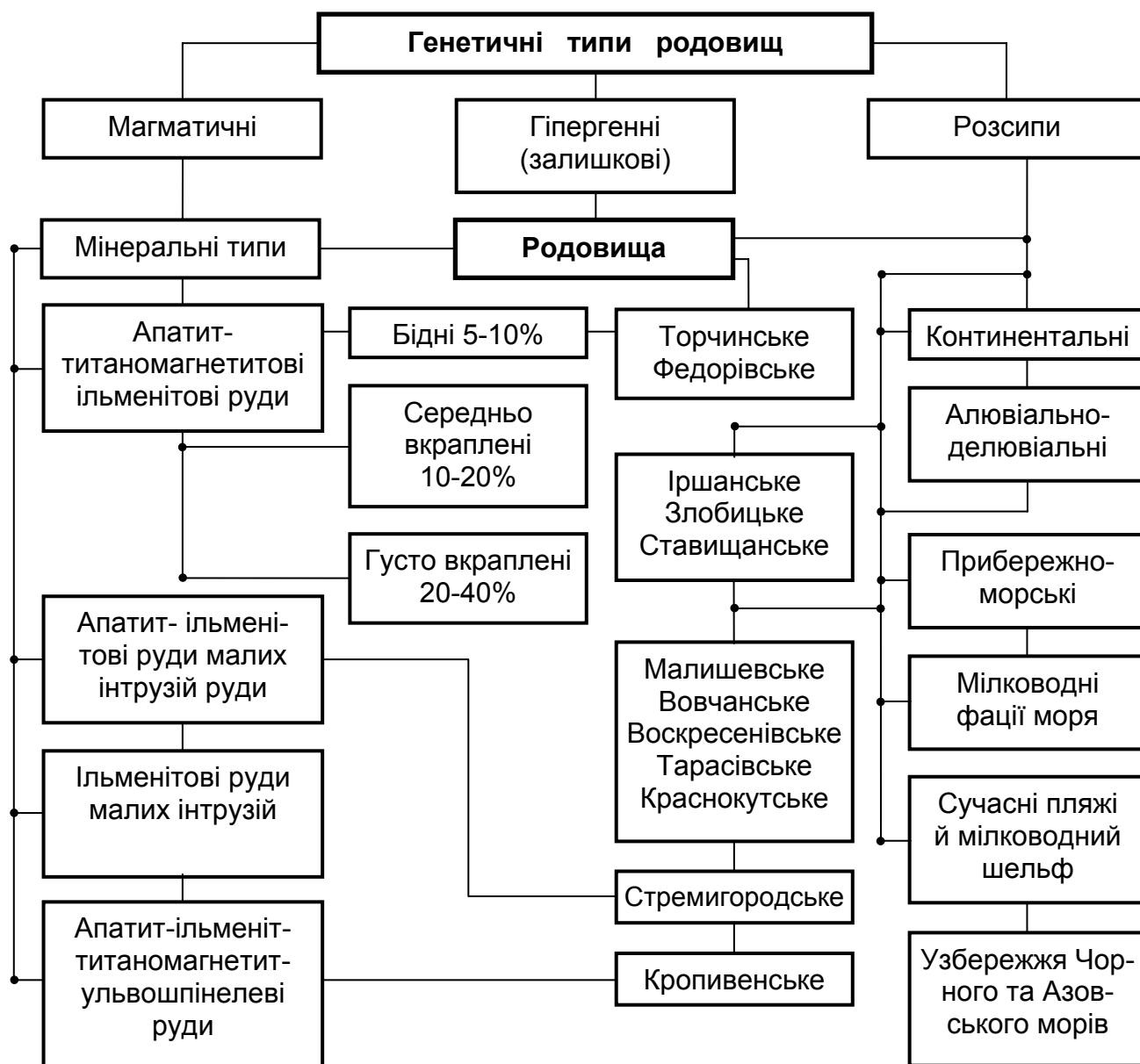


Рис. 9.1. Мінерально-сировинна база титану України (за Л.С. Галецьким і О.О. Ремезовою)

**Волинський титановий район** розташований у північно-західній частині Українського щита в межах розвитку основних і, частково, кислих порід Коростенського плутону. На його площі виявлено й детально вивчено понад 10 розсипових родовищ ільменіту в крейдових і четвертинних відкладеннях, а також у корі вивітрювання основних порід плутону. За складом розсипи Волині віднесені до істотно ільменітових, що відрізняються високою якістю.

**Корсунь-Новомиргородський титановий район** розташований у центральній частині Українського щита на півдні Черкаської й півночі Кіровоградської областей. На його території виявлений і вивчений ряд проявів і не-

ликих розсипів ільменіту в корі вивітрювання основних порід, у нижньокрейдових, нижньопалеогенових і четвертинних відкладеннях, а також окремі цирконієво-титанові розсипи у відкладеннях полтавської серії й сарматського ярусу. Із всіх відомих у районі розсипів практичне значення зараз можуть мати лише нижньокрейдові. **Придніпровський цирконієво-титановий** район розташований переважно у центральній частині Українського щита й на його північно-східних схилах, а також у Дніпровсько-Донецькій западині. Характеризується наявністю розсипів титанових і цирконієвих мінералів у піщаних відкладеннях полтавської серії й сарматського ярусу.

**Приазовський рідкометально-титановий** район розташований у межах Приазовського кристалічного масиву й, частково, Причорноморської западини. Розсипи тут установлені у відкладеннях крейдового, палеогенового, неогенового й четвертинного віків. Тут є прибережно-морські, алювіальні, аллювіально-делювіальні й еолові розсипи. Найбільше добре вивчені коштовні верхньоолігоцен-міоценові (полтавські) прибережно-морські й алювіальні розсипи Консько-Ялинської западини й північного схилу Приазовського масиву. Ці ж райони є досить перспективними на виявлення нових розсипів ільменіту, циркону, каситериту та інших мінералів. У **Причорноморському районі** розсипи титанових і цирконієвих мінералів установлені в сучасних пляжних відкладеннях на північному узбережжі Чорного моря, а також на узбережжях Бузького й Дніпровського лиманів.

На сьогодні родовища титанових руд розробляються кар'єрами двох великих комбінатів: Іршанським гірничозбагачувальним (ІрГЗК) і Вільногірським гірничо-металургійним (ВГМК). Крім того добування титанових руд ведуть приватні підприємства ЗАТ “Кримський титан”, ВАТ “Валки-Ільменіт”, ВАТ “Межиріченський ГЗК”, ВАТ “Кольорові метали”. Планують виробництво титанових металів: ВАТ “Демурінський ГЗК”, ВАТ “Феррекспо”, ВАТ “Велта” і ВАТ “Тіофаб”.

**Мінерально-сировинна база Іршанського ГЗК** складається з дев'яти в різному ступені підготовлених до відпрацювання родовищ. До них відносяться:

– Іршанське, Верхньо-Іршанське й Лемненське розсипні родовища ільменіту, відпрацювання яких ведеться кар'єрами №№ 2,3,5 і “Шершневським”;

– родовища, що перебувають у проектній розробці, будівництві й підготовці до уведення до експлуатації, а також дорозвідки запасів (Межирічне й Валки-Гацьківське розсипні родовища ільменіту та корінне Стремигородське апатит-ільменітове родовище);

– резервні родовища, що потребують розробки проектів відпрацювання запасів, а також виконання геологорозвідувальних робіт (Торчинське залишкове апатит-ільменітове й Лівобережне розсипне родовище ільменіту). Крім того, у детальній розвідці перебувають розташовані поруч Тростяницьке розсипне родовище ільменіту й корінне Федорівське апатит-ільменітове родовище.

У геологічній будові родовищ беруть участь (знизу-нагору): у різному ступені оруденіння протерозойські корінні породи основного габроанортозитового ряду; палеозой-мезозойська кора вивітрювання; осадові породи

піщано-глинистого складу алювіально-делювіального генезису. За потужністю рудні відкладення коливаються у межах від 1 – 2 до 15 – 20 м і більше із вмістом ільменіту від 1,0 до 5 – 7%, а в корінних габро- і габро-норитових рудах – до 20 – 25%. Коефіцієнт розкриття на родовищах, як правило, не перевищує 1,2-1,5 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

**Межирічне розсипне родовище ільменіту** є одним з перспективних об'єктів комбінату. Воно розташовано на вододілі р. Ірша та її припливу р. Тростяниці у Володарськ-Волинському й Малинському районах Житомирської обл. Складається з 7 просторово роз'єднаних розсипів, об'єднаних у 2 групи: Південну, у складі Середньої, Емилівської, Південної, Ісаківської і Букинської ділянок, а також Північної у складі Осиковської і Юрської. Загальна довжина родовища близько 21 км. Середня потужність шару продуктивних відкладень змінюється по ділянках родовища від 6,0 до 10,8 м. Породи розкриття представлені русловими й заплавними різнозернистими кварцовими пісками, супісями й суглинками, а також піщано-кременистими відкладеннями. Їх потужність коливається від 2,0 до 17 м, середня по ділянках 7 – 10 м.

**Валки-Гацківське розсипне родовище ільменіту** розташоване в 2,5 км південніше діючого Лемненського гірничорудного комплексу (кар'єр № 3) і в 2-х км північніше діючого кар'єру № 2. Представлено двома генетичними типами руд: алювіально-делювіальними піщано-глинистими відкладеннями й каоліновою габро-анортозитовою корою вивітрювання. Загальна довжина родовища – 3,5 км. Воно має досить складну геологічну будову й характеризується невитриманими за потужністю й довжиною рудними тілами, а також нерівномірним розподілом у них ільменіту. Середня сумарна потужність продуктивних відкладень становить 10,1 м і змінюється від 2,0 до 16,1 м. Рудні відкладення перекриваються безрудними піщано-глинистими породами із середньою потужністю 9,3 м.

**Сировинна база Вільногірського ГМК** – Малишевське родовище, є типовим і головним у розсиповому титанорудному районі Середнього Придніпров'я. Представлено воно прибережно-морським розсиповим родовищем неогенового віку й відноситься до піщаних відкладень полтавської світи сарматського ярусу. Нижче цих відкладень за віком залягають осадові піщано-глинисті утворення олігоцену, палеогену, кори вивітрювання й кристалічні породи Українського щита.

Гірничі роботи на родовищі ведуться з 1962 р. Західна ділянка відпрацьована в 1990 р. Тоді ж почата розробка Центральної ділянки з уведенням до експлуатації 1-ї черги кар'єру № 7-захід. З 1992 р. ведуться роботи на кар'єрі № 7-південь. Перспективні ділянки – Мотронівська й Ганнівська є північно-західною частиною Малишевського родовища. Розташовані вони у верхів'ях рік Самоткань й Домоткань, що є припливами р. Дніпро. Загальна площа ділянок 39 км<sup>2</sup>. Відстань від їх центру до промплощадки ВГМК по прямій становить 11 км. Рудоносними є піски полтавської світи. Вміст глини в рудному шарі становить 20%. Середня потужність рудних пісків 10,3 м, при коливанні від 5 до 20 м. Піски тонко- і дрібнозернисті. Мінімальна потужність порід розкриття спостерігається в північній та північно-західній частинах ділянок і становить 15,4 – 30 м. Максимальна відзначається на півдні й досягає 77 м. Середня потужність порід

розкрити по ділянках 49,3 м. Горизонт рудних пісків залягає практично горизонтально з позначками ґрунту й покрівлі +82 і +112 м.

Перспективним для ВГМК є **Вовчанське розсипне родовище ільменіту**, рутилу, циркону й силіманіту, що розташовано на лівобережній частині Середнього Придніпров'я у верхів'ях річок Вовчої й Каменки, які є припливами р. Дніпро. Продуктивні відкладення родовища простежуються у субширотному напрямку на відстань 20 км при ширині 1,4 – 3,5 км. Потужність титанової руди змінюється від 0,2 до 14,5 м. Глибина залягання коливається від 3,8 до 6,5 м. Підшовою й покрівлею рудних пісків є, головним чином, аналогічні піски, некондиційні за вмістом рудних мінералів або взагалі без них. Середня потужність порід розкрити складає 26 – 32 м.

Родовище складається із трьох рудних площ: Північної, Центральної й Південної, що представляють собою порівняно вузькі смуги, витягнуті в субширотному напрямку на 15 – 20 км і розташовані одна від одної на відстані від 150 до 1200 м. Самою великою з них є Північна, у межах якої містяться всі балансові запаси, що становлять понад 95% від загальних запасів родовища. Довжина її за простяганням становить 1 – 1,6 км, ширина змінюється від 50 до 1000 м. До розсипних родовищ відносяться також **поклади бурштину** у Поліссі. Уперше описав його прояву П.А. Тутковський в 1911 у Волинській губернії. Основні прояви бурштину на півночі Українського щита пов'язані з прибережно-морськими й лагуновими фаціями граничних шарів еоцену й олігоцену. Більшу роль у формуванні цих проявів зіграли палеодолини, з русловими фаціями яких, а також з дельтовими конусами виносу в підводні частини пов'язані відкладення бурштину.

Найбільше з родовищ бурштину входить до складу **Клесівської бурштиноносної зони Прип'ятського бурштиноносного басейну**. У геоморфологічному відношенні територія родовища являє собою болотисто-лісисту місцевість із виступами кристалічних порід на 5 – 10 м, знижені площі між якими заповнені піщано-глинистими відкладеннями, що містять у різних кількостях бурштин. Крім виступів кристалічних порід, по всій території району відзначені піщані пагорби, що являють собою або одиночні бархани, або витягнуті у одному напрямку піщані вали. Знижені ділянки рельєфу між невисокими пагорбами заболочені.

На території **Клесівського родовища** виявлено 5 ділянок з підвищеною концентрацією бурштину: Пугач, Клесівська, Федорівська, Дюни й Джерельна. Самою перспективною з них є ділянка Пугач. Бурштин зосереджений в основному у прошарках глинистої й гумусової речовини, а також у зонах контакту з породами нижчележачого шару, де зустрічається рідше. Представлений переважно дрібними окатаними кусками червонясто-жовтогарячого й жовтого кольору розміром 1 – 2, рідше 3 – 5 см з плівкою окислювання товщиною 1 – 2 мм. Вміст його коливається від 1 – 2 до 20 г/м<sup>3</sup> при середньому значенні 7 г/м<sup>3</sup>.

Родовище **“Вільне”** розташоване в північно-західній частині Рівненської області в 1,5 км на захід від с. Грицьки Дубровицького району. Площа його являє собою одноманітну, зі зниженням на північ, низовину з окремими локальними підвищеннями, у значній частині заболочену. Родовище характеризується вели-

кою різноманітністю розмірів, форм і кольорів бурштину. Найбільші його куски досягають розміру 150 мм у поперечнику. Переважає в основному бурштин із кусками розміром 7 – 80 мм. Продуктивними породами є пісок жовтогарячого кольору. Бурштин розміщується в ньому у вигляді дрібних кусочків (0,5 – 2,5 см), а також перебуває поблизу лінз ясно-коричневої глини. Потужність продуктивного шару зазначених пісків 0,4 м, які залягають на глибині 2,7 – 3,1 м від поверхні.

### **9.3. Концепція ефективного освоєння розсипних родовищ та їх систематизація**

Ґрунтуючись на **понятті концепції**, як певного способу розуміння й конструктивного принципу в стратегії освоєння родовищ корисних копалин, можна виділити основні положення розробки розсипів: повнота виймання корисних копалин з надр, потоковість процесів розробки, мінімальна порушеність земельної території, максимальна економічна ефективність задіюваного способу розробки.

Узагальнюючи результати досліджень та існуючого стану освоєння розсипових родовищ титанових руд і бурштину в Україні, можливо коротко охарактеризувати наступні концептуальні положення їх розробки:

- незначна потужність покриваючих порід, що представлені м'якими різновидами, дозволяє широко застосовувати відкритий спосіб видобутку корисних копалин;

- як виймально-навантажувальне устаткування для видобутку титанових руд натеper повсюдно використовують драглайни й роторні комплекси. Однак низька стійкість гірських порід, їх істотна обводненість, а також розміщення в підшві продуктивних шарів пісків різної крупності утруднюють формування у виробленому просторі відвалів порід розкриву й відходів збагачення у безпосередній близькості від діючого фронту добувних робіт;

- існуючі технології розробки виконуються численним гірничотранспортним устаткуванням. Його продуктивність істотно залежить від кліматичних умов і недостатньо висока;

- незначний вміст корисних елементів у видобуваємій руді (5 – 20% по масі) викликає значні грошові витрати на переміщення відходів збагачення до зовнішніх сховищ. Земельні відводи їх надмірно великі. Рекультивация порушеної поверхні виконується тільки після повного зашламування виділеної ємності й ведеться, в основному, у лісогосподарському напрямку;

- внаслідок недосконалої технології розробки видобуток корисних копалин супроводжується істотним споживанням виробничих ресурсів. Витрати на добувні роботи значні. Внаслідок суттєвої обводненості продуктивних шарів виконується попереднє складування корисних копалин у конуси з наступним їх відпрацюванням;

- родовища корисних копалин характеризуються невеликою потужністю покриваючих порід розкриву й продуктивних шарів, які залягають практично горизонтально. Якщо бурштин добувають у Поліссі з низькою продуктивністю сільського господарства, то титанові руди розташовані в чорноземних регіонах

країни. Під функціонування одного кар'єру виділяють до 1,5 тис.га земель, які потім після рекультивації використовують для культивування лісів. У цьому зв'язку при освоєнні розсипних родовищ варто передбачати відпрацювання кар'єрних полів з максимальним відновленням родючості порушених земель для використання їх у сільському господарстві.

У зв'язку з відзначеним **основним концептуальним напрямком освоєння розсипних** родовищ варто передбачати розміщення фабрики попереднього збагачення поблизу контурів кар'єру й заповнення його виробленого простору поряд з діючим фронтом гірничих робіт відходами виробництва – породами розкриття й хвостами збагачення відразу на повну глибину до рівня прилеглих непорушених земель. При цьому продуктивність гірничотранспортного устаткування повинна бути не нижче, ніж на передових підприємствах країни. Створення насипного ґрунтового покриву на рекультивованій території повинно відповідати бонітету родючих земель і бути навіть вище.

Аналізуючи результати огляду літературних джерел, можна зробити висновок, що саме землезберігаюча технологія розробки розсипних родовищ, за аналогією з розробкою інших м'яких корисних копалин, забезпечить найбільш швидке формування виробленого простору в межах кар'єрного поля для безпечного й ефективного складування в ньому відходів гірничого виробництва. Внутрішньокар'єрне їх розміщення дозволить істотно скоротити відстань доставки відходів до місця складування. За рахунок цього буде досягнуте раціональне споживання коштів при істотному землезбереженні.

При створенні й обґрунтуванні складу землезберігаючих технологій варто дотримуватися відзначених концептуальних положень. Їх можна створити тільки для конкретних родовищ і кар'єрних полів. При вирішенні таких завдань пропонується з обстежених розсипних родовищ України виділити типові об'єкти досліджень – типові кар'єри. Угрупування подібних родовищ варто здійснювати при їх систематизації за об'єднувальними ознаками. Установити такі ознаки можна за результатами детального аналізу особливостей формування виробленого простору на діючих кар'єрах з видобутку титанових руд і бурштину, а також досягнутої питомої трудомісткості виконання гірничих робіт.

При цьому економічність відкритих гірничих робіт визначає певне конструювання гірничотранспортної системи розробки з розміщенням відходів виробництва безпосередньо у виробленому просторі кар'єру. Це також сприятиме й мінімальним площам порушених земель, відвід яких останнім часом суворо регламентується законодавством України. Однак розкриття кар'єрного поля й проведення піонерної розрізної траншеї супроводжується, як правило, переміщенням порід розкриття до зовнішніх відвалів. Якщо ж поблизу є балки, яри або відпрацьовані кар'єри, породи розкриття доцільно використовувати для відновлення продуктивності таких малопродуктивних угідь. Це ж відноситься й до корисної копалини, відходи збагачення якої можливо також використовувати для відновлення продуктивності порушених земель. Залишкова траншея при завершенні відпрацювання кар'єрного поля звичайно використовується під водойму або може слугувати місцем для складування відходів при наступній розробці сусідніх кар'єрів.

Нині в Україні розсипні родовища титанових руд ведуть дванадцятьма кар'єрами, бурштину – одним. Зростаюча потреба у товарній продукції з цих мінералів послужила основою для розробки низки технічних проектів освоєння нових родовищ. На підставі аналізу компоновки виймально-навантажувального устаткування, з урахуванням мінімальних витрат на виконання гірничотранспортних робіт, виконано систематизацію розсипних родовищ за ознакою важкості їх розробки (табл. 9.2). Для виконання досліджень як типові прийняті родовища бурштину (I-й клас), кар'єри Іршанського ГЗК (II-й клас) і Матронівський кар'єр Вільногірського ГМК (III-й клас).

Таблиця 9.2

Систематизація кар'єрів з добування розсипних титанових руд і бурштину

Показники	Клас розробки		
	I	II	III
Труднощі розробки	незначна	середня	підвищена
Тип корисної копалини	бурштин	ільменіт	ільменіт-рутил-циркон
Потужність, м			
– корисна копалина	3 – 6	7 – 10	11 – 20
– породи розкриву	3 – 7	10 – 15	20 – 70
Річна продуктивність по гірничій масі, тис. м <sup>3</sup>	0,6 – 1,5	1600 – 4500	5000 – 30000
Кількість виймально-навантажувальних машин у кар'єрі, од.	1 – 2	2 – 4	5 – 6
Питомий показник важкості розробки, грн/м <sup>3</sup>	1 – 2	6 – 10	15 – 20

#### 9.4. Суцільні безтранспортні системи розробки

Невелика потужність порід розкриву й покладів корисних копалин у межах кар'єрного поля дозволяє виконувати роздільну розробку декількох різновидів гірничої маси однією виймальною машиною без внутрішньокар'єрних перевезень зі складуванням відходів виробництва у виробленому просторі. Переміщення сирової руди поверхнею для наступного збагачення найчастіше здійснюють гідравлічним транспортом. На кар'єрах невеликої продуктивності для цього найбільш прийнятні драглайни, які відрізняються від кар'єрних мехлопат значно більшими значеннями глибини копання й радіуса розвантаження. Розташування драглайна на верхній площадці уступу при екскавації сприяє кращій прохідності машини, її стійкості у роботі й обслуговуванню та ремонту.

Так, наприклад, розробка бурштиновмісних порід у Поліссі, де потужність продуктивного шару й покриваючих порід становить у середньому по 3 – 3,7 м, характеризується ручною вибіркою кондиційних кусків бурштину на лотку промивної установки. До 2003 р. на Клесівському кар'єрі добування гірничої маси велося двома самостійними уступами, які обслуговувалися дизельними екскаваторами ЕО-6122 з місткістю ковша 2,5 м<sup>3</sup>. Розкривні роботи проводилися у період з січня по листопад місяці, добувні – з середини квітня до половини



листопада. Перевезення гірничої маси здійснювалося автосамоскидами КрАЗ-256. У середньому за рік добувалося 46,2 тис.м<sup>3</sup> бурштиновмісних порід і 84 тис.м<sup>3</sup> порід розкриву. Систематичні підвищення вартості дизельного палива й невисока надійність екскаваторів з приводом від двигунів внутрішнього згоряння збільшували проблему рентабельності експлуатації родовища.

Переведення кар'єру на безтранспортну систему розробки шляхом експлуатації тільки одного драглайна ЕШ-5/45 і пересувної промивної установки в одному комплексі з розміщенням порід розкриву й відходів збагачення у виробленому просторі [15] дозволило істотно поліпшити економіку й організацію гірничих робіт. При цьому кар'єрне поле поділяється на ряди виймальних блоків, які формують довжиною  $l_{e.б.} = (4,3 - 4,5) R_k$  (м) і шириною  $b_{e.б.} = (1,4 - 1,7) R_k$  (м), де  $R_k$  – максимальний радіус копання драглайна, м.

Кожний блок відпрацьовують двома суміжними смугами при поступально-зворотному русі драглайна уздовж фронту робіт. Першу смугу розміщують з боку непорушеного масиву, а другу – з боку виробленого простору. При цьому розкрив з першої смуги складують у насип впритул до непорушеного масиву другої смуги, по верхній площадці якої слідом пересувають промивне устаткування з кроками, рівними крокам переміщення драглайна. При відпрацьовуванні другої смуги породи розкриву з частиною насипу укладають у відвальну західку з одночасним формуванням перемичок між нею й насипом для утворення ємності під прояснену воду, яку використовують для збагачення корисної копалини. Між суміжними відвальними західками з порід розкриву будують поперечні греблі й формують між ними карти хвостосховища (рис. 9.2).

Перед початком роботи екскаватор розташовують на відстані 12 – 14 м від верхньої брівки розкривного уступу в позиції 0. Породи розкриву розробляють західкою шириною поверху 30 – 32 м. Західка формується вглиб масиву блока шириною 60 м паралельно його поздовжньому укосу. Екскаватор переміщується уздовж фронту гірничих робіт на відстані 18 м від верхньої брівки. Пересувна промивна установка (ППУ) монтується в положенні А. Потім екскаватор переміщується холостим ходом перпендикулярно лінії фронту гірничих робіт у позицію 1. При такому розташуванні устаткування здійснюється розвантаження ковша до бункера ППУ. У процесі переміщення екскаватора з позиції 0 до позиції 1 породи розкриву складують у стрічковий відвал висотою 7 м, шириною поверху 14 м, а також у поперечну перемичку. Оскільки радіус розвантаження ЕШ-5/45 не забезпечує формування перемички на всю її довжину, на укосі стрічкового відвалу відсипають конусоподібний штабель з порід розкриву висотою 12 – 14 м (рис. 9.2, а).

З позиції 1 екскаватор переміщується робочим ходом до позиції 2 і 3. Породи розкриву складуються до поздовжнього стрічкового відвалу, а бурштиновмісні породи – до бункера ППУ (рис. 9.2, б). При цьому здійснюється виймання тільки розкриву з залишенням шару бурштиновмісних порід у масиві блока. Розкрив складається до поздовжнього відвалу. Після чого ЕШ-5/45 повертають холостим ходом до початку блока – у позицію 5. З даного положення екскаватор відпрацьовує другу західку. Далі екскаватор переміщується ближче до вибою у позицію 7 і





Рис. 9.3. Екскаватор ЕШ-5/45 при відпрацюванні бурштиновмісного піску й порід розкриву одним вибоєм

Екскаваторний вибій драглайна відпрацьовується західною шириною 80 м. До приймального бункера ППУ розвантажується 4 – 5 ковшів. Розмив піску триває 3 – 4 хв. Протягом зміни розкрив розробляють 5 год, пісок – 1,5 год. Кліматичні умови на роботу кар'єру істотно не впливають. Ґрунтовий шар знімається бульдозером. Оскільки кут повороту драглайна при складуванні розкриву до відвалу досягає  $90^\circ$ , а при розвантаженні бурштиновмісної породи –  $180^\circ$ , відповідно різняться й термін робочого циклу: по розкриву в середньому 59,7 с, по руді – 121,3 с. Промивання одного ковша піску займає 131 с. ППУ переміщується на нове місце роботи один раз у 3 – 4 тижні. Тривалість перенесення й монтажу – 2 зміни. Застосування драглайна ЕШ-5/45 для виконання гірничих робіт у кар'єрі дозволило відмовитися від послуг автомобільного транспорту. У порівнянні з роботою двох екскаваторів ЕО-6122 витрати на виймання гірничої маси знижені на 53,27 тис. грн. Загальний економічний ефект від впровадження нової безтранспортної системи розробки склав 153,1 тис. грн.

При більшому співвідношенні потужностей товщі порід розкриву й покладів корисних копалин з метою концентрації гірничих робіт і збільшення продуктивного використання драглайнів застосовується блоковий спосіб виймання гірничої маси з розміщенням порід розкриву до виробленого простору (рис. 9.4). При цьому довжина  $L$  (м) і ширина  $B$  (м) виймального блока не перевищують  $3 R_{к. max}$  (м) драглайна [15]. У процесі експлуатації кар'єрне поле розбивають на виймальні блоки А – Ж, які відпрацьовують послідовно один за одним, починаючи з боку неробочої межі (рис. 9.4, а). Розкриття кожного блока 2 супроводжується проведенням первинного котловану зі складуванням порід розкриву до зовнішнього відвалу 3. Поверхнею підводять пульпо- і водоводи 4, з'єднують їх з промивним бункером 5, який будують на підшві добувного уступу, де встановлений гідромонітор. Блок поділяють на панелі I – IX, довжина й ширина

яких не перевищує максимальний радіус копання  $R_{к.мах}$  (м) драглайна (рис. 9.4, б). Драглайн 6 розміщують на верхній площадці розкривного уступу 7 (рис. 9.4, в) і відпрацьовують ним з одного положення породи розкриву 7 і шар пісків 8. Піски складують у навал 9 біля промивного бункера 5, а породи розкриву переміщують у внутрішній відвал 10.

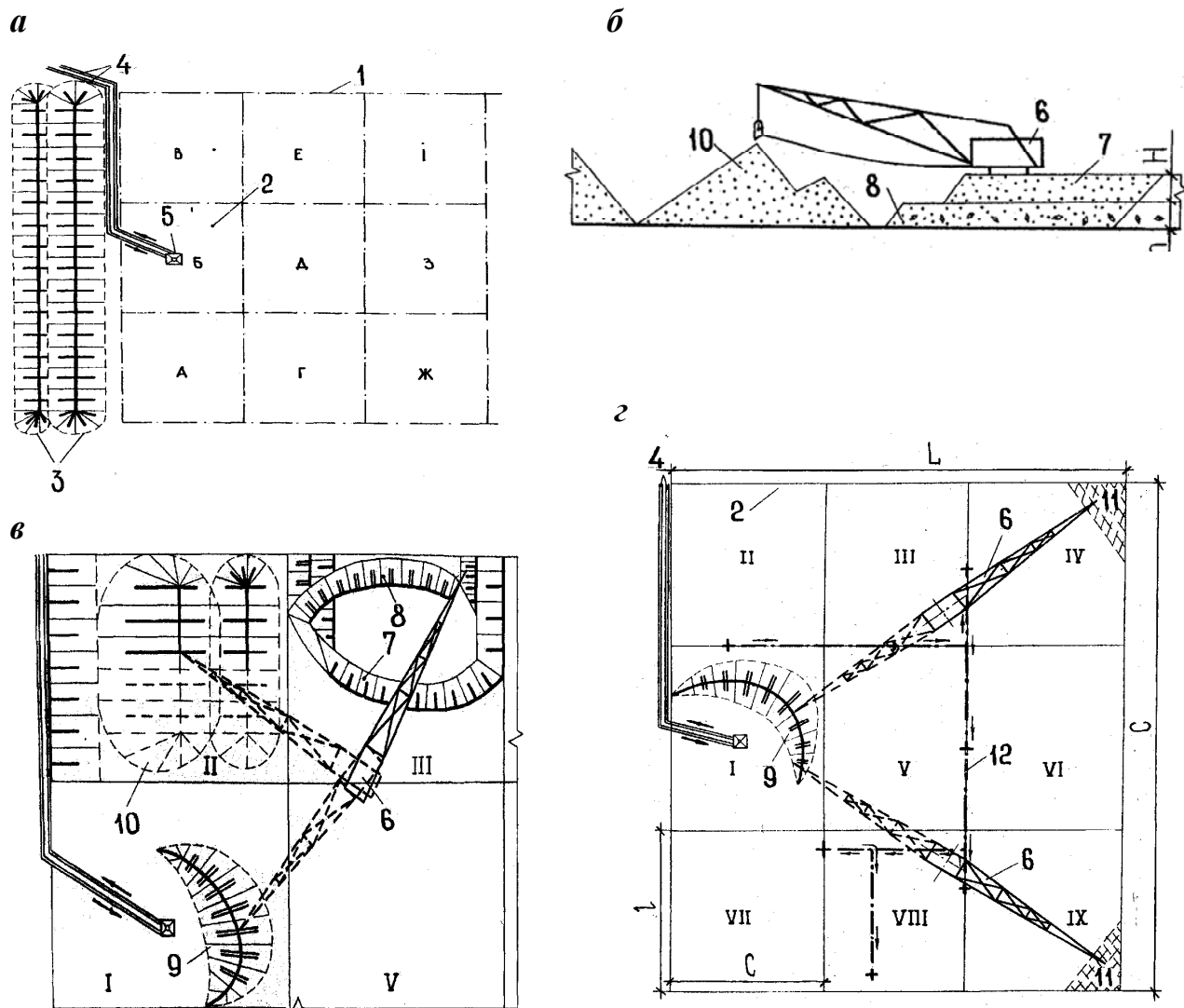


Рис. 9.4. Гірничотранспортна система з блоковою розробкою гірничої маси драглайном у комплексі з гідротранспортом: а – план кар'єрного поля з розбивкою на виймальні блоки А – Ж; б – поперечний переріз родовища; в – послідовність розробки пісків і складування порід розкриву; г – послідовність відпрацювання блока панелями

Виймальні панелі I – IX відпрацьовують послідовно одну за одною з переміщенням драглайна за поступально-зворотною схемою 12. При розробці панелей I і II породи розкриву укладають у зовнішньому відвалі 3, а в межах панелей IV і IX – частину породи 11 переєксавають драглайном до внутрішнього відвалу 10 (рис. 9.4, г). Після виймання пісків з панелі III й наступних за нею IV – XI породи розкриву укладають до виробленого простору кожної попередньо відпрацьованої панелі, наприклад, від панелі III до панелі II, у результаті чого

формується внутрішній відвал 10. Вироблений простір панелі I залишають незаасипаним. Потім у такий же спосіб відпрацьовують наступні блоки.

На кар'єрах Іршанського ГЗК, де розробляють окремими уступами титановмісні піски потужністю 10 м і покриваючі їх породи розкриву товщиною до 10 м, гірничі роботи ведуть паралельними виймальними панелями довжиною 1200 і шириною 65 м із застосуванням двох драглайнів ЕШ-10/70. При цьому щорічно потрібно переєкскарповувати 65% порід розкриву й переміщувати 50 разів промивний бункер через кожні 200 м. Проведення робіт блоковим способом одним драглайном ЕШ-10/70 з формуванням виймальних панелей довжиною 70 м і шириною 65 м дозволило при однаковій продуктивності з видобутку пісків зменшити коефіцієнт переєкскарпації до 5%, визволити з роботи один драглайн і перенести промивний бункер тільки 2,6 рази протягом року.

### 9.5. Суцільні тракторні системи розробки

Використання бульдозерів, скреперів і ковшових навантажувачів характеризується виконанням процесів виймання, транспортування і відвалоутворення однією машиною. Розвантаження корисних копалин здійснюється у приймальний бункер для подальшого переміщення до збагачувального устаткування чи для безпосереднього вироблення товарної продукції, або ж для перевантажування на автосамоскиди чи стрічкові конвеєри. Доцільність застосування того чи іншого обладнання залежить від відстані переміщення вантажу та потужності пластів розроблюваних порід. Така система розробки не потребує великих капітальних вкладень і відрізняється малою потребою енергетичних ресурсів, що забезпечують невеликі експлуатаційні витрати на гірничі роботи. До її переваг слід віднести високу маневреність, можливість швидкого переміщення устаткування з одного місця використання на друге й введення його у експлуатацію, простоту та гнучкість технологічних схем розкривних і добувних робіт, можливість пошарового виймання порід.

Недоліками тракторної системи є різке зниження ефективності гірничих робіт при підвищеній вологості й великій валунистості порід, а також збільшення відстані транспортування, залежність показників роботи від метеорологічних і кліматичних умов, значна потреба у дизельному паливі, висока трудомісткість ремонтних робіт.

Добувні роботи здійснюються суміжними горизонтальними та гребінчастими стружками, траншеями, з розпушенням, похилими стружками, з підгортанням породи, з застосуванням двох-трьох бульдозерів та скреперів із штовхачами (рис. 9.5).

Виймання суміжними горизонтальними стружками здійснюють звичайно весною на мерзлих породах, коли необхідна їх пошарова розробка. Продуктивна робота можлива при товщині шару не менше 5 – 7 см. Скреперна розробка суміжними стружками здійснюється також при роздільній пошаровому вийманні пластів потужністю до 1,5 м.

Розробка порід траншеями найбільш раціональна й здійснюється бульдозерами. При цьому розробку ведуть по одному сліду, послідовно підрізуя поро-

ду шарами, внаслідок цього утворюється траншея глибиною 0,2 – 1,7 м. Потім на відстані 0,5 – 0,7 м від першої врізають другу траншею. Міжтраншейний цілик зштовхують відвалом бульдозери у траншею й переміщують породу за призначенням. За один хід бульдозер транспортує до 15 м<sup>3</sup> породи.

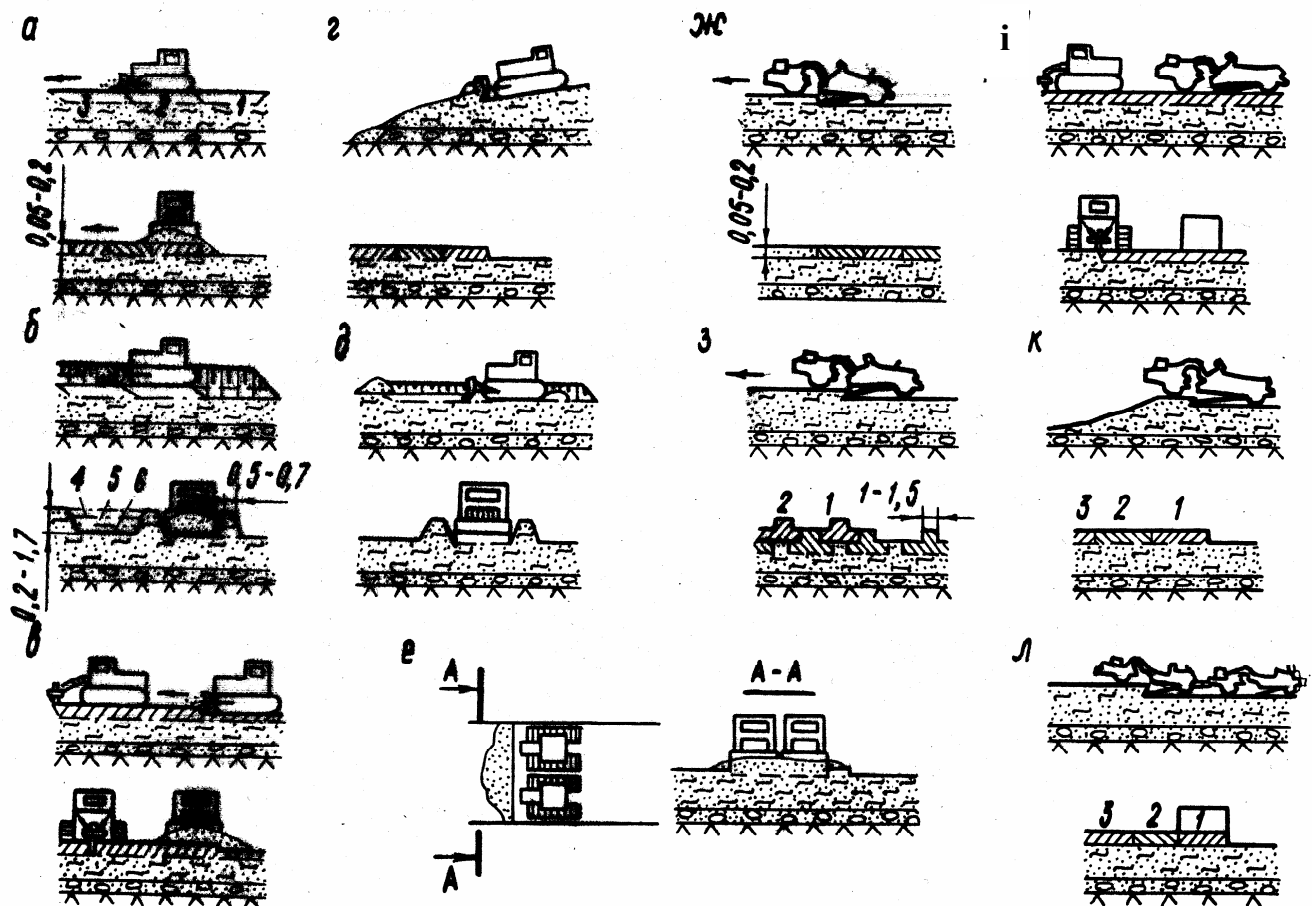


Рис. 9.5. Способи бульдозерної та скреперної вробки порід (за В.Г. Лешковим): а – бульдозерами з суміжними горизонтальними стружками; б – те ж, траншеями; в – те ж, з розпушенням; г – те ж, похилими стружками; д – те ж, з підгортанням; е – те ж, спареними машинами; ж – скреперами з суміжними горизонтальними стружками; з – те ж, з гребінчастими; і – те ж, з похилими стружками; л – те ж, горизонтальними стружками із застосуванням штовхача; 1 – 6 – послідовність виймання стружок

При скреперній розробці порід II і III категорій найбільш розповсюджений спосіб виймання гребінчастими стружками, при якому між окремо підрізнаними стружками першого шару залишають цілики шириною 1 – 1,5 м. Завдяки цьому, починаючи з другого шару, переріз стружки приймає форму гребеня. Різання й набір породи у ківш такої гребінчастої стружки полегшується завдяки чому на 10 – 15% підвищується коефіцієнт наповнення ковша та на 10 – 20% зменшується час його заповнення порівняно з іншими способами.

Для підвищення продуктивності бульдозерно-скреперного виймання застосовують попереднє руйнування порід IV – V категорій розпушувачами, а також розробку шарів по схилу вибоїв. Спосіб виймання з підгортанням здійс-

нують бульдозером, який за 2 – 3 прийома зрізує породу на короткій відстані, складає її у вал, а потім транспортує його траншеєю. Для такої ж цілі застосовують спарені бульдозери, завдяки чому їх продуктивність зростає на 10 – 30%. Штовхачі використовують для утворення додаткового зусилля скрепера при розробці порід III та IV категорій. При цьому підрізається більш товста стружка і на 15 – 20% збільшується коефіцієнт наповнення ковша.

За основу класифікації схем використання розкривних робіт (за В.Г. Лешковим) покладено напрямок переміщення вибою чи орієнтування заїздів бульдозерів і скреперів відносно простягання родовища. При цьому вид і розташування виїздів визначають як напрямок заїздів, так і спосіб відвалоутворення. При бульдозерній розробці виділяють три схеми виконання розкривних робіт: паралельну всьому борту виробки, віялову з виїзними траншеями та з кутовими заїздами (рис. 9.6).

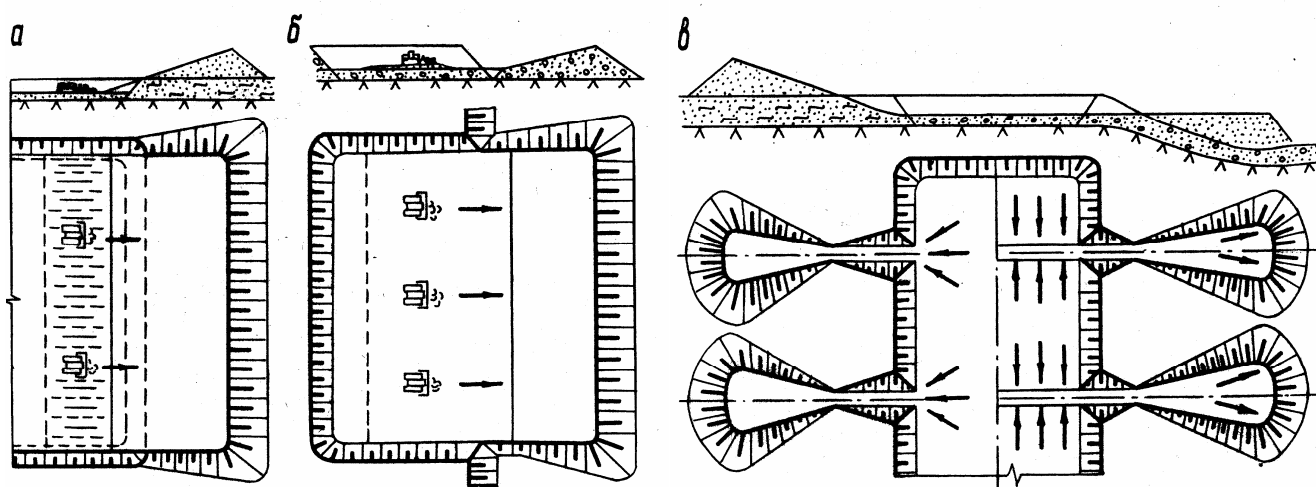


Рис. 9.6. Схеми виконання розкривних робіт бульдозерами й скреперами: паралельна з вирівнюванням неробочого борту та складування порід розкриття у зовнішньому (а) або внутрішньому (б) відвалах і віялова (в) з виїзними траншеями – ліворуч та угловими заїздами – праворуч.

Паралельну схему застосовують при розкритті горизонтів суцільними виїздами або без проведення виробок. Для цього уздовж усього борту кар'єру улаштовують пологий виїзд. Добування корисних копалин виконують паралельними ходами у напрямку, що перпендикулярний до простягання родовища. Корисні копалини складають до насипів трикутового або трапецеїдального перерізу. Від місця розвантаження до вибою бульдозер пересувається заднім ходом. При невеликих відстанях забезпечується висока продуктивність устаткування. При цьому виділяють суцільне (по всій площі ділянки) і траншейне виймання порід.

При віяловій системі проведення розкривних робіт зі спорудженням виїзних траншей добування корисної копалини здійснюють радіальними ходами у напрямку один до одного. Корисну копалину розміщують у відвалах, які мають форму сектора. Віялові гірничотранспортні системи розкривних робіт із двостороннім переміщенням доцільні при потужності покладів 3 – 4 м і ширині кар'єру 40 – 50 м. При розробці родовищ із льодомулистими корисними копалинами ку-

тові заїзди поділяють на дві частини. Виймання продуктивної товщі ведуть по-здовжніми заїздами під прямим кутом до основної траншеї, де накопичують її для наступного переміщення бульдозером до основного відвалу. У порівнянні з віяловою системою довжина заїздів збільшується на 25 – 40%, проте внаслідок роботи бульдозера під ухил по основній траншеї його продуктивність зростає.

Системи виконання розкривних робіт скреперами поділяють за напрямком робочих ходів у заїзді на одинарні (однобічні) і здвоєні (двосторонні). За формою руху – на схеми з переміщенням по еліпсу, по вісімці, човниковим і петльовим способами, по спіралі, зигзагами тощо (рис. 9.7). При цьому трасу руху машини приймають такою, щоб довжина ходу й кількість поворотів були найменшими, а загальний підйом у вантажному напрямку не перевищував різниці між позначками вибою й місцем розвантаження.

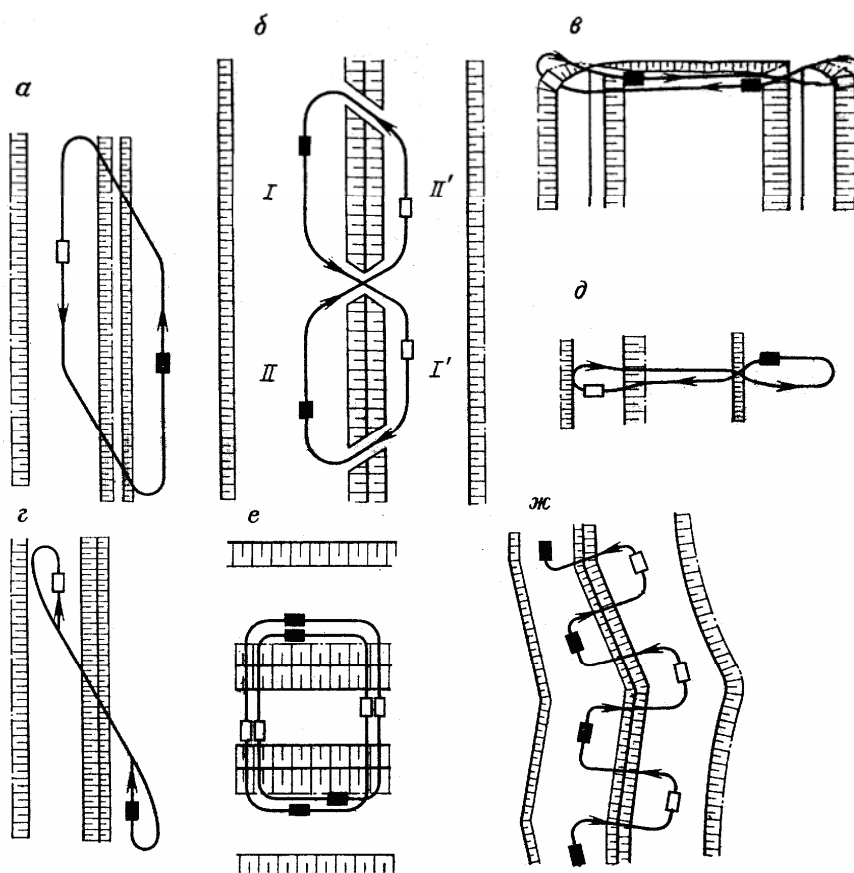


Рис. 9.7. Траси руху скреперів при розкривних роботах на кар'єрах

Еліптичну трасу руху (рис. 9.7, а) застосовують при поперечному переміщенні порід розкриття й паралельному посуванню фронтів розкривних і відвальних робіт з приблизно однаковою швидкістю. Для зменшення зношування ходової частини машин варто періодично змінювати напрямок руху скреперів. При русі вісімкою (рис. 9.7, б) скрепер після набору породи у вибої I прямує на відвал I'. Після розвантаження він переміщується до вибою II, а звідти на відвал II'. При такій трасі руху за один технологічний цикл роботи машина повертається на 180°, а при еліптичній – на 360°. Завдяки цьому, а також зменшенню кута повороту скрепера на відвалі, продуктивність його збільшується на 20 – 25%.



Застосування човниково-поперечної (рис. 9.7, в) і човниково-поздовжньої (рис. 9.7, г) трас доцільно при потужності розкриву до 2 – 3 м, можливості розташування відвалів на обох бортах кар'єру й організації суцільних вибоїв. При човниково-поперечній трасі руху виймання породи здійснюють вхрест простягання покладу. Транспортують породу однією й тією ж колією у два відвали, які розміщені по обидві сторони кар'єру. При цьому на кожний цикл припадає тільки один розворот скрепера на  $180^\circ$ . Довжина вибою не повинна перевищувати шлях наповнення ковша, а борти кар'єру слід виположувати до рівня максимального кута підйому скрепера у вантажному напрямку. При човниково-поздовжній трасі напрямки розробки західки порід розкриву паралельні між собою. Вирівнювання борту кар'єру не здійснюють, а мінімальну ширину вибою визначають відповідно радіусу розвороту скрепера.

Траса руху по двосторонній петлі (рис. 9.7, д) застосовується при дальності транспортування понад 200 м, а по спіралі (рис. 9.7, е) – виконується з вийманням породи у двох вибоях і розвантаженням її смугами перпендикулярно до поздовжньої осі відвалу. Застосовують її при розміщенні відвалів з обох сторін кар'єрних виїмок. Траса руху зигзагами (рис. 9.7, ж) використовується при проведенні траншей, канал, спорудженні дамб, гребель і насипів. Наприкінці виймальної ділянки скрепер повертається на  $180^\circ$  і рухаючись у зворотному напрямку, виконує послідовно набір і розвантаження породи. При цьому скорочуються холості перегони, але потрібне постійне збільшення довжини фронту робіт.

При розробці розсипів і піщано-гравійних родовищ найбільш характерна поперечна (звичайно однобортова) гірничотранспортна система. У цьому випадку довжина фронту робіт дорівнює ширині покладу (у середньому 50 – 200 м). Потужність порід розкриву не перевищує 10 м. Відпрацьовуються вони одним уступом. Розкривні роботи, як правило, випереджають добувні на 200 – 300 м і більше. Початковий похилий скреперний вибій утворюють шляхом проведення котловану невеликої висоти довжиною  $\ell_{до} = 2\ell_{с.н}$  (де  $\ell_{с.н}$ , м – довжина ходу, що забезпечує повний набір ковша породою). Ширина котловану проходиться кратною ширині ковша скрепера.

Поздовжні системи розробки застосовують при більш потужній товщі порід розкриву, що розробляється 2 – 3 уступами. Виймання порід ведуть торцевими вибоями, при яких поздовжні західки відпрацьовують по човниковій або однобічній трасах (див. рис. 9.7, а, б) відповідно з врізанням до нової західки уступу на обох або одному флангах фронту робіт. Утворення початкового фронту робіт здійснюється проведенням двостороннього котловану. Висота уступу  $h_y$  (м) при багатоярусній відробці визначається за умови

$$h_y \geq i_c \ell_{с.н}, \quad (9.1)$$

де  $i_c$  – допустимий підйом роботи скрепера, частки од.

Для потужних скреперів  $\ell_{с.н}$  змінюється у межах 30 – 50 м. Ширина робочої площадки визначається сумарною шириною панелей скреперування й розпушення, транспортної й дренажної смуг і становить для м'яких порід 35 – 40 м, для щільних – 45 – 50 м.

На широких кар'єрах застосовують комбінований (бульдозерно-скреперний) спосіб ведення розкривних робіт, коли на одному уступі породи розкриву розробляють одночасно бульдозером і скрепером. При цьому бульдозери виймають породу на прилеглих до межі кар'єрного поля ділянках, а скрепери – на більш віддалених, завдяки чому повністю використовуються переваги обох видів машин.

Відвалоутворення порід розкриву здійснюють при заключному процесі розробки похилими шарами тими ж машинами, що й при транспортуванні. Залежно від потужності й типу устаткування раціональний кут підйому становить  $11 - 21^\circ$ . Для підвищення продуктивності бульдозерів основну частину відвала відсипають горизонтальними шарами потужністю 0,8 – 1,2 м (рис. 9.8). При розміщенні порід у виробленому просторі спочатку розкривні роботи ведуть без підйому й відвал формують під ухил (положення 1-2-3-4). Після досягнення рівня непорушених земель відвал відсипають похилими шарами під кутом природного укосу, а також горизонтальними шарами або їх комбінацією. Укладання породи скреперами ведуть у такий же спосіб шарами висотою 10 – 30 м з розміщенням устаткування на верхній площадці відвалу. Ширина  $B_0$  (м) й висота  $H_0$  (м) однобічного відвалу за О.І. Арсентьєвим визначається за формулами

$$B_0 = \sqrt{\frac{2K_p L_\phi h_y (\ell + i \operatorname{ctg} \beta)}{(i - i_n)(\ell + i_n \operatorname{ctg} \beta)}}; H_0 = \sqrt{\frac{2K_p L_\phi h_y (i - i_n)}{(1 + i \operatorname{ctg} \beta)(2 + i_n \operatorname{ctg} \beta)}}$$

де  $K_p$  – коефіцієнт розпушення породи у відвалі;  $L_\phi$  – довжина фронту розкривних робіт, м;  $i, i_n$  – відповідно нахил поверхні й підшови відвалу, частки од;  $\beta$  – кут укосу відвалу, град. При розміщенні відвалів на обох бортах кар'єру замість  $L_\phi$  використовують значення  $0,5L_\phi$ .

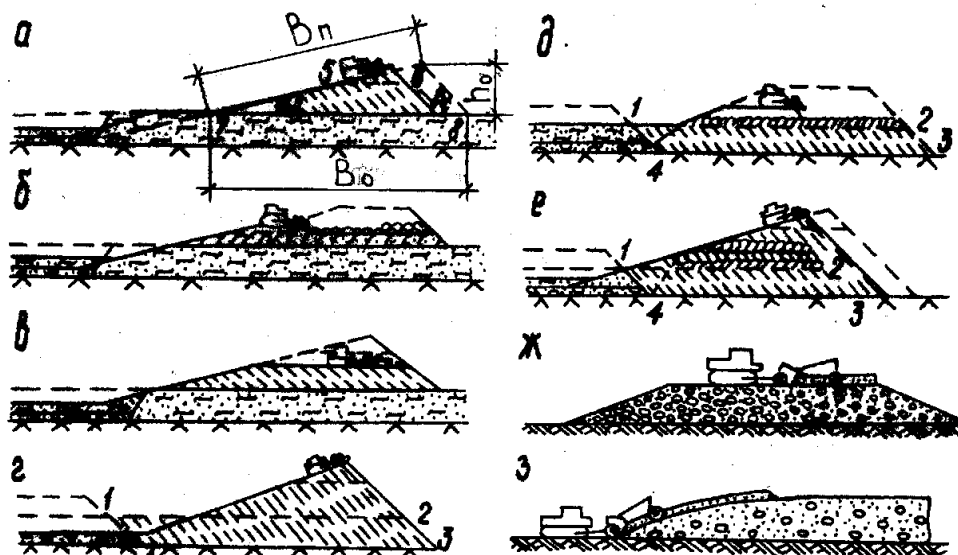


Рис. 9.8. Схеми відсипання відвалів: а – похилими шарами при підйомі породи на максимальну висоту; б – горизонтальними шарами; в – комбінованими похилими й горизонтальними шарами; г, д, е – те ж, при формуванні внутрішніх відвалів; ж, з – складування порід скреперами відповідно на верхній площадці відвалу й на укосі

Добувні роботи з використанням бульдозерів ведуться також, як і розкривні, віяловими, паралельними, діагональними або комбінованими заходками з транспортуванням корисних копалин до приймального бункера (рис. 9.9). З бункера різні за якістю копалини транспортують переважно гідротранспортом або стрічковими конвеєрами. При використанні на добувних роботах скреперів траса їхнього руху також визначається місцем розвантаження корисних копалин.

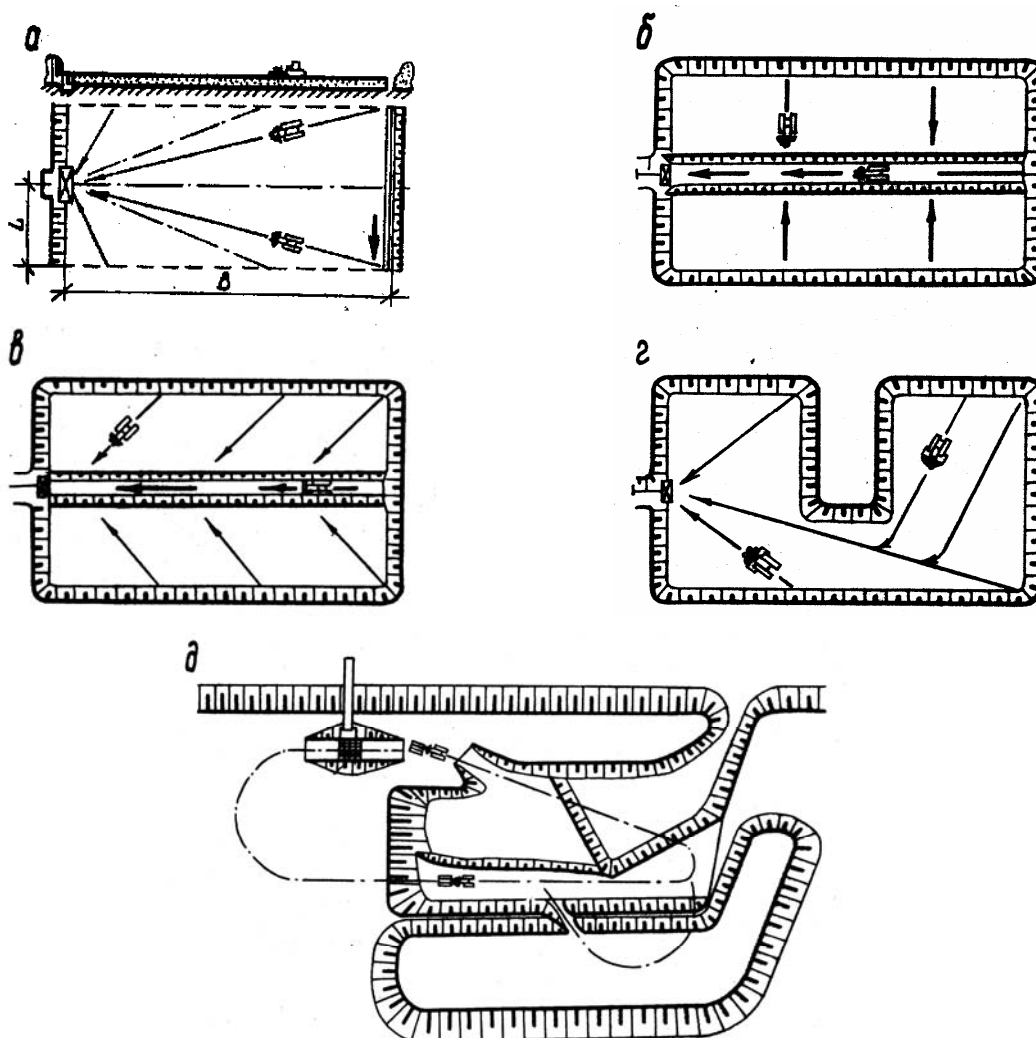


Рис. 9.9. Гірничотранспортні системи добувних робіт: а – віялова; б – паралельна; в – діагональна; г – кутова; д – двостороння

Організація роботи ковшових навантажувачів аналогічна скреперній. При розробці скельних порід вони попередньо руйнуються вибухом. Наповнення ковша при черпанні розпушеного масиву здійснюється ходовим механізмом навантажувача. Висота вибою не перевищує 8 – 15 м і залежить від максимальної висоти підйому ковша. Мінімальна ширина виймальної панелі становить 4,5 – 5 м. При розробці розпушених руд і вугілля навантажувачі забезпечують найвищу продуктивність при ширині виймальної панелі 12 – 15 м. Внаслідок великої мобільності й маневреності ковшових навантажувачів довжина фронту робіт практично не впливає на їх продуктивність. Це підвищує доцільність використання навантажувачів при розробці покладів з великою кількістю вибоїв, які відповідають типам і сортам корисних копалин. Відстань транспортування ковшових навантажувачів звичайно не перевищує 150 – 450 м.

## 9.6. Суцільні гідромеханізовані системи розробки

Гідромонітори, земснаряди й драги застосовують переважно для розробки розсипів. У деяких випадках гідромонітори й земснаряди застосовують для розробки м'яких і щільних порід розкриття, при видобутку марганцевих, залізних і поліметалевих руд, вугілля тощо. Основний обсяг гірничої маси транспортують по трубопроводах і пульповідних канавах, що обумовлює деяку специфіку в проведенні виробок розкриття й підготовки покладів до експлуатації. При гідромеханізації розкривними виробками й одночасно підготовчими можуть бути котловани, напівтраншеї й неглибокі траншеї, а при розробці розсипів – канали та дамби. Безтраншейне розкриття здійснюється проведенням тільки пульповідвідних каналів, які надалі можуть перетворюватися у лотки. Часто підготовчою виробкою є первинний котлован, в якому розміщують устаткування й звідки починається проведення розрізних траншей або здійснюється безтраншейний розвиток гірничих робіт. При цьому можливо вести двосторонній розвиток робіт з одного центрального котловану або багатостороннє – з декількох котлованів. Кількість первинних котлованів визначається необхідною довжиною фронту робіт. Поряд із проведенням виробок розкриття гідромоніторами більш продуктивно використовувати також бульдозери, скрепери й екскаватори, особливо драглайни.

Виймання гірничих порід ведеться похилими шарами. При цьому розроблювальний масив поділяють на виймальні блоки. При пологому заляганні шарів фронт робіт переміщується паралельно або за віяловою схемою з центром у первинному котловані (рис. 9.10). При цьому збільшується обсяг породи, що розмивається з одного місця установа землесоса, спрощується схема пересування водоводів й поліпшуються техніко-економічні показники робіт.

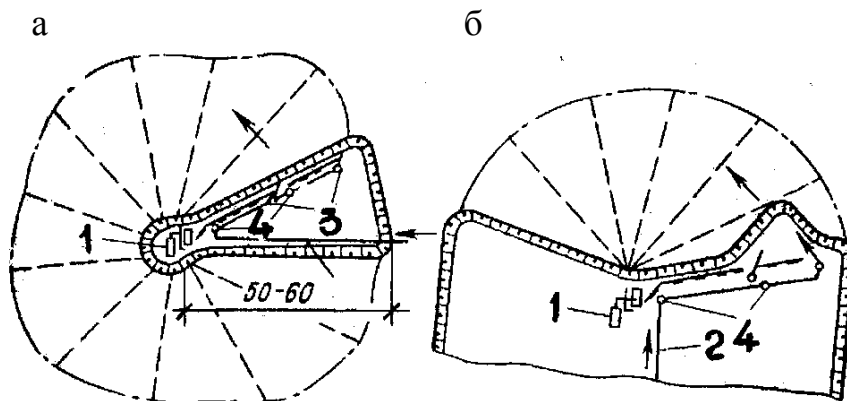


Рис. 9.10. Віялова система розробки розсипів із застосуванням гідромоніторів при віяловому (а) і напіввіяловому (б) переміщенні фронту гірничих робіт: 1 – землесос; 2 – водовід; 3 – гідромонітор; 4 – кульове з'єднання трубопроводу

Г.А. Нурок [22] запропонував виділяти системи розробок із самопливним і напірним транспортуванням пульпи або їх сполучення з руйнуванням гірничої маси гідромоніторами, бульдозерами, екскаваторами, а також плавучими землесосами, земснарядями й драгами. Системи із самопливним гідротранспортуванням прості в технологічному відношенні й найбільш економічні.

Розмив породи гідромоніторами проводиться попутним, зустрічним або попутно-зустрічним вибоями (рис. 9.11). При розміщенні гідромонітора на верхній площадці уступу розмив породи виконується попутним вибоєм, а при розташуванні на нижній – попутним або зустрічним. Перевага розмиву з верхньої площадки уступу полягає в тому, що виймальне устаткування експлуатується на сухому місці, а струмінь води діє уздовж напрямку руху потоку пульпи, завдяки чому зменшуються недомив породи й витрати на її переміщення. Збільшення транспортуючої здатності пульпи й концентрація її у привибійному просторі досягається проведенням струменем гідромонітора пульповідної каналу й спрямуванням до неї пульпи за допомогою щитів висотою 0,4 – 0,45 м.

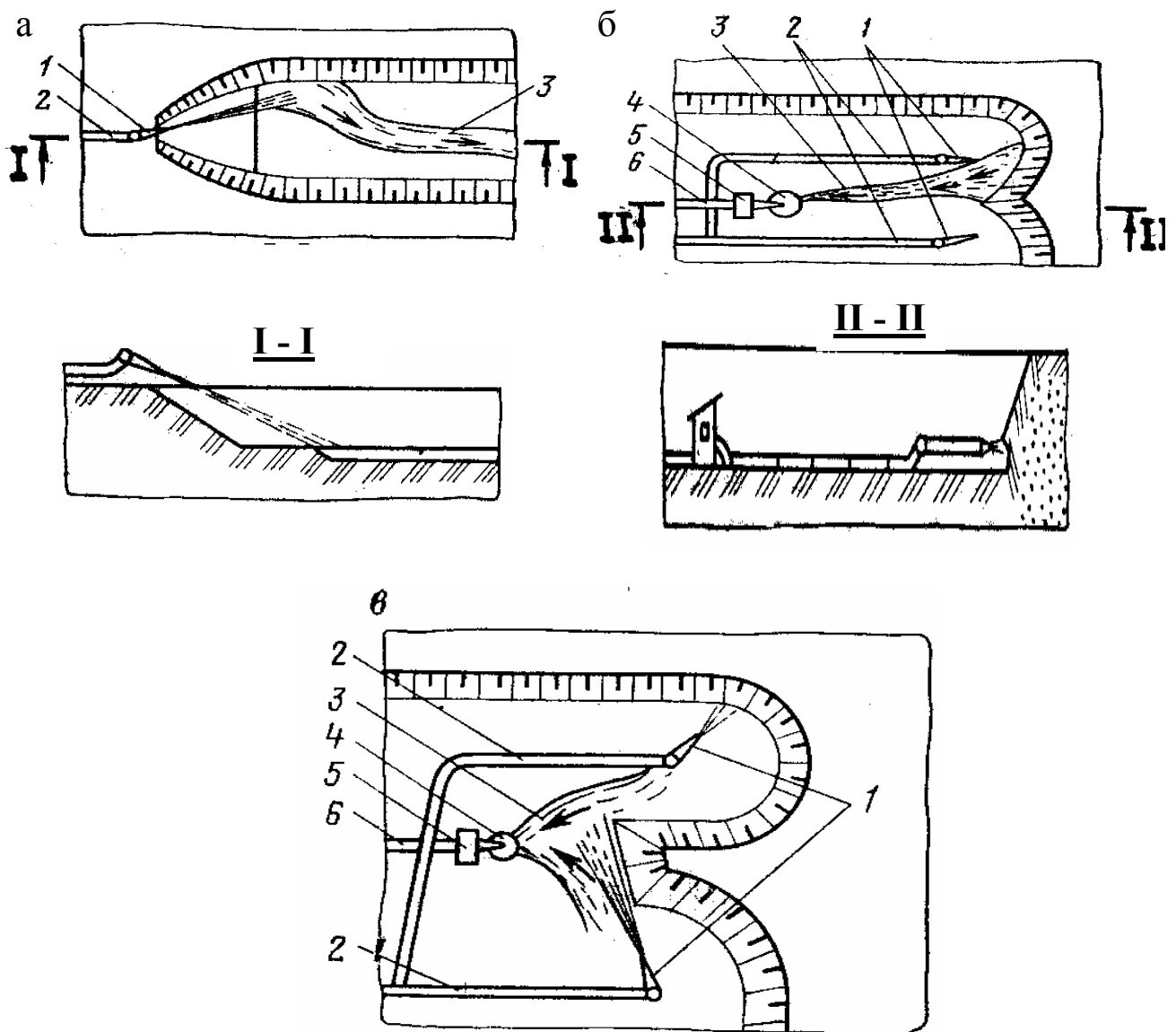


Рис. 9.11. Схеми розмиву породи гідромоніторами: а – попутним; б – зустрічним; в – попутно-зустрічним; 1 – гідромонітор; 2 – водоводи; 3 – пульпа; 4 – зумпф; 5 – землесос; 6 – пульповод

Розмив зустрічним вибоєм широко застосовується на розкривних роботах у кар'єрах. Відповідно до Правил технологічної експлуатації відстань від місця

встановлення гідромонітора з ручним керуванням до вибою повинна бути не менше 0,8 висоти уступу. При розробці глинистих порід, які можуть обвалюватися брилами, ця відстань повинна бути не менше 1,2 висоти уступу. При збільшенні висоти уступу зменшуються довжина пульпо- і водоводів, кількість пересувань гідромонітора, час на підрізування вибою ( у розрахунку на 1 м<sup>3</sup> породи). Але при цьому зменшується ударна сила струменя води, для чого потрібно збільшувати її напір в основному устаткуванні. Тому для середніх умов розробки порід I – III категорій гідромоніторами звичайних конструкцій доцільна висота уступів не перевищує 22 – 25 м. Довжина фронту робіт на одну гідроустановку впливає також на обсяг недомиву підосви й зміни характеру обвалення уступу. Для глинистих порід довжина фронту становить 18 – 25 м, для пісків – 30 – 60 м, для суглинків – 25 – 45 м. При розробці порід, що містять 50 – 70, 30 – 50 і менше 30% гальки й щебенів, а також при ухилах корінних порід підосви (плотика) менше 0,03 довжину фронту робіт на один гідромонітор приймають відповідно не більше 50 – 60 і 60 – 70 м.

Підготовка й виймання породи ведеться гідромоніторним розмивом, переміщення пульпи до приймального бункера землесоса – самопливом. Розмив породи потужністю 2 – 8 м і шириною понад 40 м при поперечній системі розробки найбільш часто проводять наступальним попутним вибоєм з попереднім проведенням пульповідводної каналі для самопливного гідротранспорту. Довжина каналі дорівнює довжині панелі, що виділяється для розробки одним землесосом, і становить 30 – 40 м. При потужності порід до 2 – 3 м використовують також розмив відступаючим попутним вибоєм з розміщенням гідромоніторів на покрівлі уступу. Розмив зустрічним вибоєм використовують переважно при розробці розсипів потужністю до 20 – 30 м у зв'язку з відсутністю виконання підготовчих робіт.

У технології гідравлічної розробки використовується термін "**підйом пісків**", під яким розуміють гідравлічне транспортування гірничої маси від місця розмиву до рівня збагачувального устаткування на висоту від одного до 40 м. Висота розміщення цього устаткування визначає положення відвальних робіт і їх висоту. За сприятливих місцевих умов гідровідвал розміщують у виробленому просторі кар'єру (рис. 9.12).

Способи гідравлічного відвалування вибирають з урахуванням класу їх відповідності характеристиці складованих порід, обсягу робіт, площі й рельєфу місцевості. Відповідно до Єдиних норм на гідротранспортні роботи намивні відвали розділяють по ширині намиваємої полоси і продуктивності землесоса на "вузькопрофільні" – з шириною підосви споруди в межах 15 – 150 м, і "широкопрофільні" – при розмірах полоси шириною понад 150 м. Виділяють низькоопірний, естакадний і безестакадний способи складування порід з розміщенням пульповоду відповідно на опорах висотою до 1,5 м; на естакадах висотою понад 1,5 – 2 м і дамбах (рис. 9.13).

При намивних роботах, які ведуться з ухилом до ставка-відстійника, великі частинки породи осідають безпосередньо біля гребеня намиву, а дрібні розподіляються по його укосі до самого ставка. При цьому позначка поверхні намиву в дамбі обвалування, що періодично нарощується, повинна бути вище рівня води не менш 0,75 м.

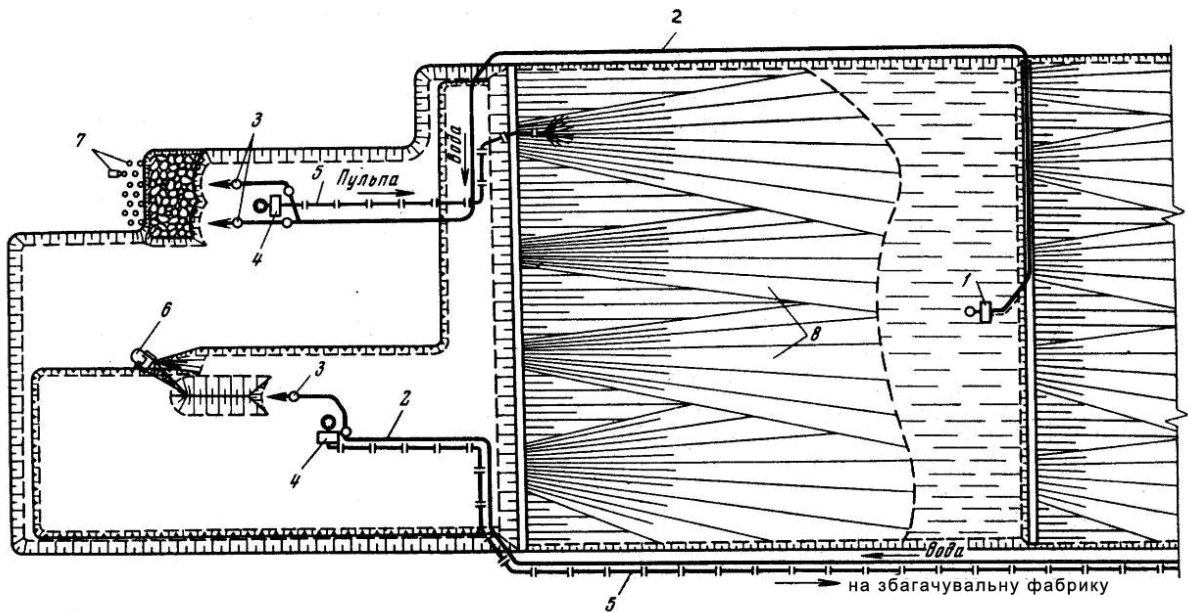


Рис. 9.12. Схема гідравлічної розробки родовища олова у Нігерії: 1 – насосна станція; 2 – водовід; 3 – гідромонітор; 4 – землесос; 5 – пульповоди; 6 – екскаватор для видобутку пісків; 7 – подрібнювання порід вибухом; 8 – внутрішній відвал

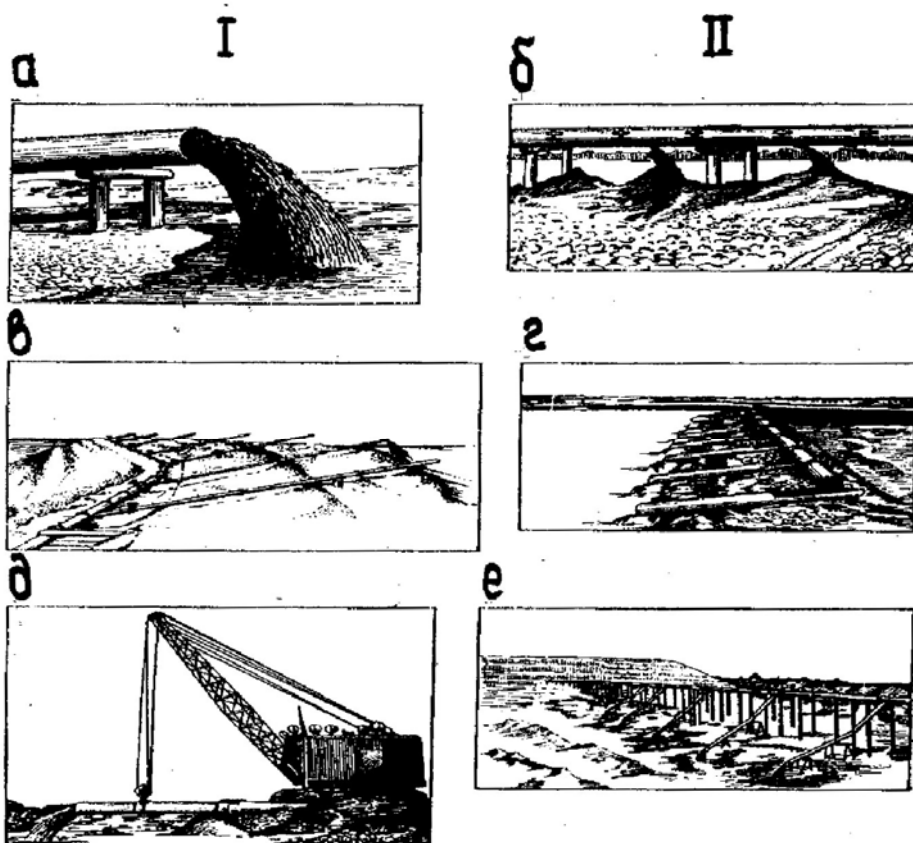


Рис. 9.13. Способи складування порід у гідровідвали: I – зосереджений випуск пульпи з торця пульповода; II – розосереджений випуск пульпи з багатьох патрубків; а, б – низькоопірний намив; в, г – безестакадний намив з дамб обвалування; д – безестакадний намив при безперервному крановому переукладанні пульповода; е – естакадний намив

Відведена ємність заповнюється породою з одно-, двостороннім і кільцевим наливом. У місці випуску пульпи з пульповода із осідаючих частинок породи утворюється конус. При досягненні положення, коли подальший налив породи неможливий, пульповід переміщують у напрямку розвитку гідровідвалу. Таке переміщення може бути паралельним, віяловим і змішаним. За необхідності дамба обвалування наросується по висоті з використанням відвальної породи [22].

Земснаряди призначені для підводної розробки порід розкриву або корисних копалин у природних чи штучних водоймах і транспортування гірничої маси до відвалів, а іноді до збагачувального устаткування та у проміжні ємності. Початковий фронт робіт може створюватися не тільки спорудженням первісного котловану, але й проведенням розрізних траншей або каналів для подачі води від водойм. Довжина котловану  $L_k$  (м) приймається  $L_k \approx 2 \ell_c$ , а ширина  $B_k$  (м)  $\approx 3v_z$  (де  $\ell_c$  і  $v_z$  – довжина й ширина земснаряда відповідно, м).

Розробка порід виконується найчастіше з розпушенням механічним або гідравлічним способами. Без попереднього розпушення можливо виймати породи, які мають незначні сили зчеплення (грунт, пісок, супісі тощо). Інтенсивність усмоктування порід земснарядом визначається гранулометричним складом і зв'язністю частинок породи, формою й розмірами усмоктувальної труби, витратою води й відстанню від кінця труби до вибою. При продуктивності земснаряда до  $400 \text{ м}^3/\text{год}$  рекомендується кругла форма кінця усмоктувальної труби, а при більшій – еліптична.

Виймання гірничої маси супроводжується періодичним пересуванням земснаряда, що може здійснюватися за допомогою якорів з канатами й паль. На кар'єрах переважно застосовують пальове папільонування, що виконується шляхом підняття однієї з опущеної паль й підтягуванні земснаряда канатами до якоря в потрібному напрямку. Після того як здійснене виймання породи у межах радіуса дії земснаряда з положення однієї палі, опускають раніше підняту на нове місце й піднімають опущену. У такий спосіб відбувається як би "шагання" земснаряда на палях.

Драги широко використовують при розробці обводнених розсипів як м'яких і сипучих, так і щільних порід з невеликими валунами, включеннями гравію й гальки. Гірничу масу черпається ковшами й збагачується на самому судні. Відходи збагачення складують за драгою до внутрішнього відвалу. Гірничопідготовчі роботи здійснюють проведенням виробок розкриття, звичайно котлованами, або будівництвом гребель, дамб і перемичок. При цьому повинні забезпечуватися підводна глибина, достатня за умовами осадки понтону і невисокого надводного борту. При розміщенні котловану в нижній частині розсипу й подальшого його розроблення проти течії річки спрощується освітління води при роботі драги, зменшуються її втрати, підвищується продуктивність виймання породи. Оптимальна ширина вибою встановлюється за умови досягнення максимальної продуктивності драги по гірничій масі, що відповідає раціональному куту її маневрування. Для повноти виймання пісків доцільно приймати крок пересування драги не більше за максимальний радіус черпання.



У дражному кар'єрі розробка може здійснюватися в одинарному або декількох суміжних вибоях, у яких поперемінно працює драга, переміщуючись поперек або уздовж кар'єру. При цьому виділяють одинарно-поздовжню й одинарно-поперечну системи з вузькими або нормальними панелями, суміжно-поздовжню й суміжно-поперечну з широкими панелями й комбіновані (рис. 9.14).

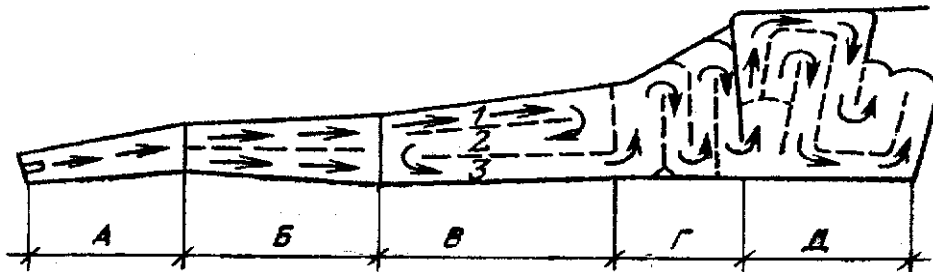


Рис. 9.14. Системи розробки кар'єра драгами: одинарно-поздовжня (ділянки А і В); одинарно-поперечна (ділянка Г); суміжно-продольна й суміжно-поперечна (ділянки Б і Д); 1 – 3 – послідовність ходів драги

При паливних драгах використовують усі зазначені системи розробки, а при канатних – тільки з одинарним вибоєм. Широко застосовують комбіновані системи. Незважаючи на деякі ускладнення, пов'язані з видобутком пісків, використання цих систем призводить до зменшення грошових витрат на розкривні або гірничобудівельні роботи.

### 9.7. Суцільні системи розробки з вивезенням гірничої маси автосамоскидами

До родовищ корисних копалин, які розробляються екскаваторами із застосуванням різних видів транспорту, відносяться переважно будівельні гірські породи: осадові карбонатні, піски, піщано-гравійні суміші, каоліни, різноманітні глини, а також поклади марганцевих і титанових руд, вугілля й фосфоритів. Висота уступів при розробці порід мехлопатами й драглайнами не перевищує їх максимальну висоту копання. Виймальні роботи, як правило, ведуться 1 – 2 уступами: по розкриву й корисній копалині. На переважній більшості кар'єрів виймання їх здійснюють прямими мехлопатами з вивозом автосамоскидами й, значно рідше, стрічковими конвеєрами або залізничними поїздами. Розкриття кар'єрних полів здійснюють самостійними, загальними й парними траншеями: внутрішніми й зовнішніми (рис. 9.15).

При значній потужності порід розкриву розробку їх здійснюють драглайнами з розміщенням відвалу у виробленому просторі. Добувні роботи ведуть прямими мехлопатами у комплексі з автосамоскидами (рис. 9.16). Готові до виймання запаси розміщують по всій довжині фронту робіт. Драглайн розташовують на земній поверхні або на верхній площадці другого розкривного уступу. При роботі тупиковим вибоєм після відпрацювання кожної виймальної панелі розкривний екскаватор холостим ходом вертається для виконання наступно-

го циклу. Добувний екскаватор після відпрацювання панелі також повертається до початку фронту робіт, для чого передбачають формування спеціальної допоміжної смуги (рис. 9.16, а). Для зменшення втрат часу на холостий хід довжина фронту робіт повинна бути мінімальною.

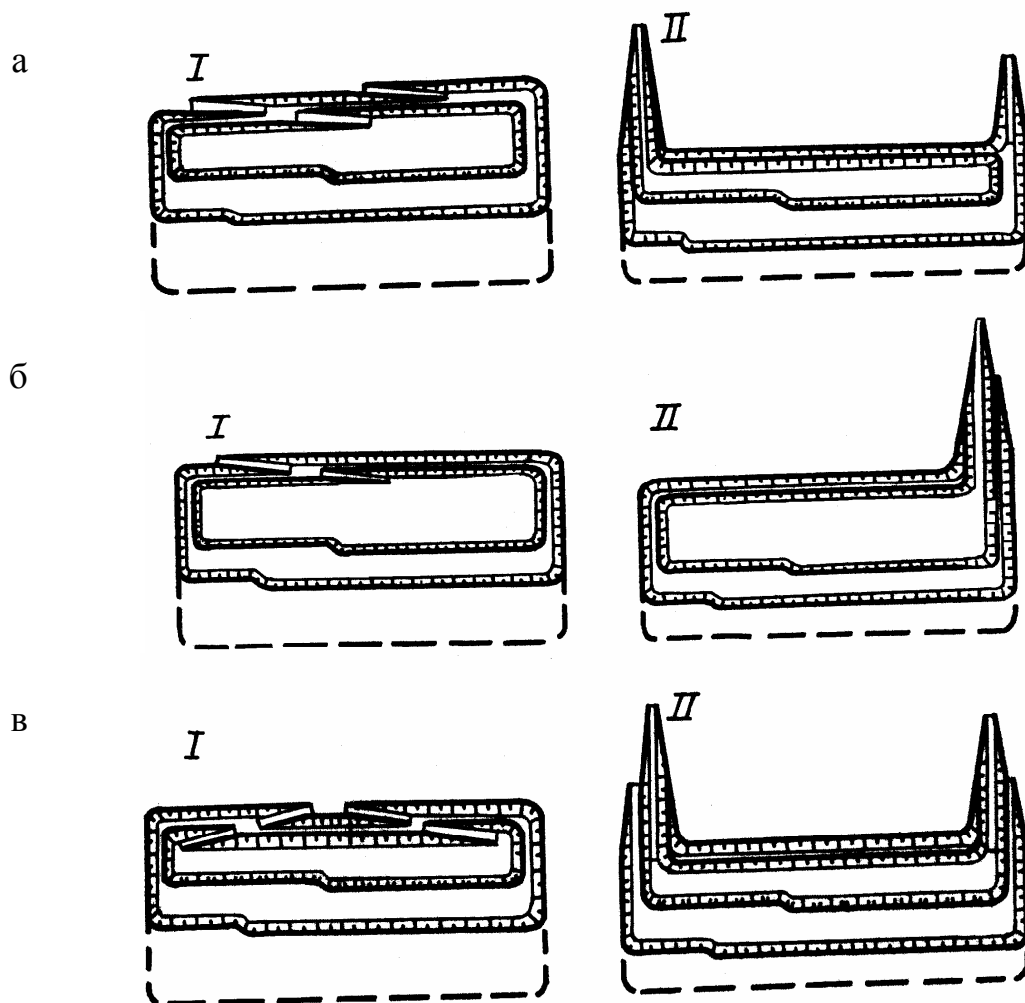


Рис. 9.15. Схеми розкриття надто мілких кар'єрних полів капітальними траншеями при експлуатації прямих мехлопат: I – внутрішніми; II – зовнішніми; а – окремими; б – загальними; в – парними

Для забезпечення потокового руху автосамоскидів застосовують розкриття кар'єру парними траншеями з наскрізним фронтом робіт (рис. 9.16, б). При перевалюванні порід розкриття до виробленого простору з мінімальною шириною смуги розкриття драглайн простоює у вибоях, чекаючи повного відпрацювання добувної панелі й утворення виробленого простору для розміщення у ньому породи з нової розкривної панелі. Потім добувний екскаватор повинен також простоювати, чекаючи випередження розкривних робіт для забезпечення нормативної величини підготовлених до виймання запасів.

Для підвищення продуктивного використання екскаваторів можливо збільшувати ширину смуги виймання порід розкриття, що дозволяє вести незалежну роботу добувного екскаватора від розкривного. При цьому драглайн після відпрацювання панелі врізається до нової західки й відпрацьовує її в про-

тилежному напрямку. У такий же спосіб переміщується й добувний екскаватор з виїздом автосамоскидів по другій фланговій траншеї. Однак така гірничотранспортна система вимагає більших робочих параметрів драглайна й максимально можливої довжини фронту робіт.

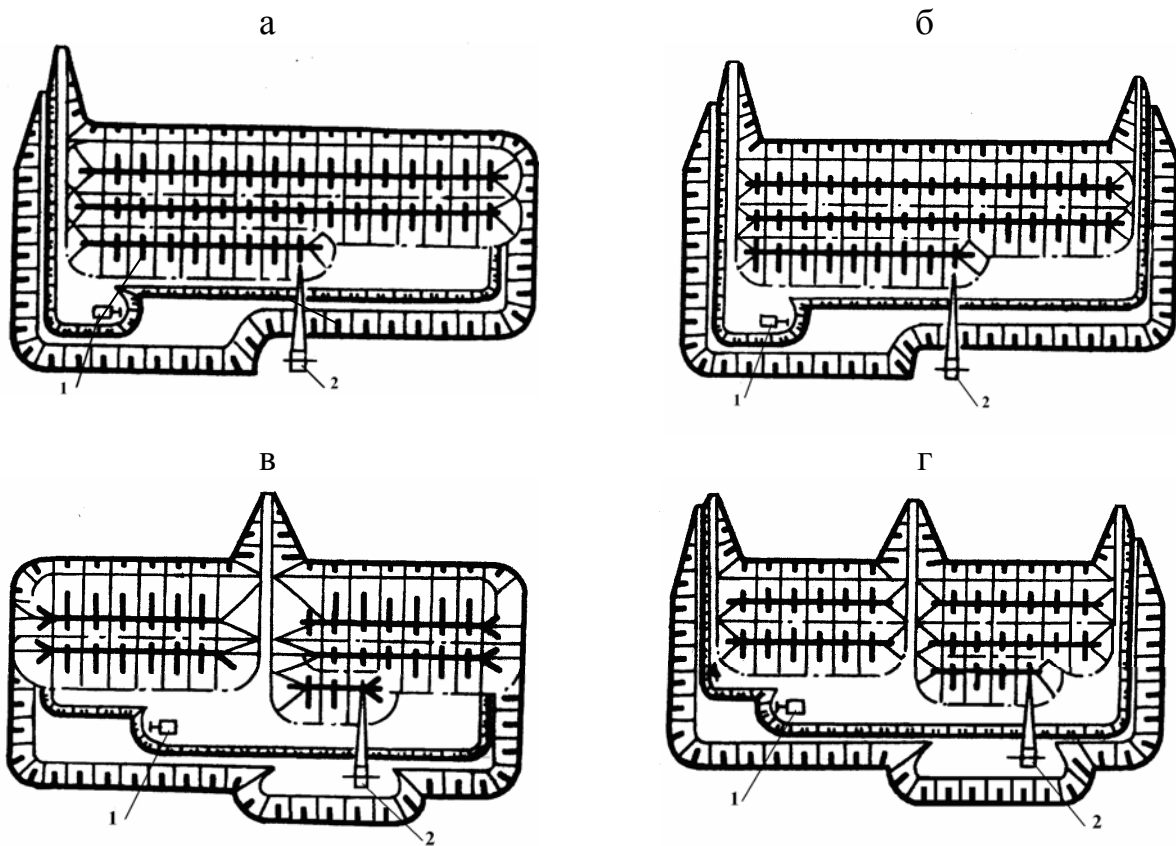


Рис. 9.16. Конструкція фронту гірничих робіт надто мілких кар'єрів: а – тупиковий; б – наскрізний; в – здвоєний тупиковий; г – здвоєний наскрізний: 1 – пряма мехлопата; 2 – драглайн

Для скорочення відстані й часу на холості перегони екскаваторів застосовують здвоєні фронти робіт (рис. 9.16, в, г). При цьому забезпечується незалежна робота розкривного й добувного устаткування в кожній ділянці фронту. Розкривний і видобувний екскаватори після відпрацювання панелі в одній частині фронту робіт можуть вертатися холостим ходом до центра для продовження відпрацювання панелі у другій частині фронту. Така технологія гірничих робіт дозволяє також здійснювати розробку порід і без поділу фронту на дві частини: з холостими рухами екскаваторів і без них.

Забезпечення добувних екскаваторів транспортом виконують із наскрізним проїздом автосамоскидів до вибою при однобічному русі по уступу, під'їздом з петльовим розворотом при зустрічному русі на уступі й під'їздом з тупиковим розворотом у стиснутих умовах (рис. 9.17). Найбільш ефективна схема з наскрізним проїздом автосамоскидів, оскільки при цьому не потрібно виконувати розворот автосамоскида, забезпечувати мінімальний час на установлення його під екскаватором. Робоча площадка має найменшу ширину. Автосамоскиди розміщують у вибої так, щоб кут повороту екскаватора при розвантаженні був найменшим.

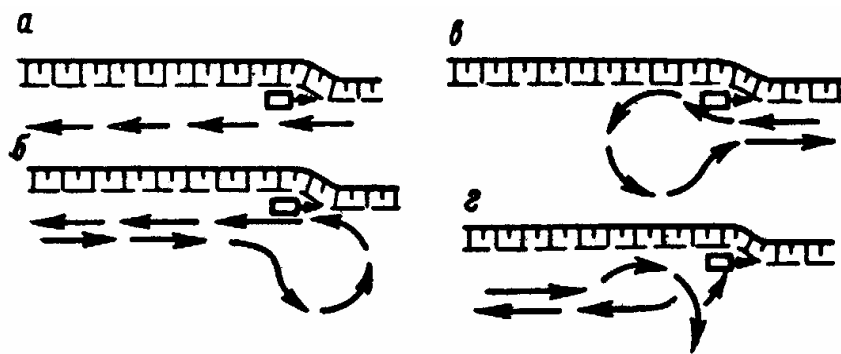


Рис. 9.17. Схеми руху автосамоскидів у вибої: а – наскрізна; б, в – з петльовим розворотом; г – з тупиковим розворотом

Елементи системи розробки при використанні мехлопат з місткістю ковша 1 – 5 м<sup>3</sup> залежать від розмірів їх робочого устаткування й габаритів спільно експлуатованих автосамоскидів. Так, раціональна висота уступу  $h_d$  (м) повинна забезпечувати наповнення ковша екскаватора за одне черпання (табл. 9.3) і визначається за формулою

$$h_d = \frac{q_e K_{н.мах} K_p}{v \cdot a \cdot K_{р.к}}, \quad (9.3)$$

де  $K_{н.мах}$  – максимальне значення коефіцієнта наповнення ковша породою;  $K_{н.} = 0,9 - 1,2$ ;  $K_p$  – коефіцієнт розпушення породи у розвалі (при вийманні з масиву м'яких порід  $K_p = 1,2 - 1,3$ );  $v, a$  – відповідно ширина й товщина стружки, м;  $K_{р.к}$  – коефіцієнт розпушення породи в ковші;  $K_{р.к} = 0,9 - 1,1$ .

Таблиця 9.3

Раціональна висота вибою при розробці будівельних гірських порід

Найменування	Показник					
Місткість ковша екскаватора, м <sup>3</sup>	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	4-5
Раціональна висота уступу при видобуванні породи, м:						
– пісок, гравій, галька	2,0	2,4	2,6	2,8	3,0	3,5
– м'які породи	2,6	3,2	3,5	3,8	4,2	4,9
– щільні породи	3,0	3,8	4,1	4,5	5,0	6,2
– скельні породи	5,0	5,3	5,8	5,8	6,0	6,3

Слід зазначити, що близько 60% піщано-гравійних кар'єрів розробляють запаси корисних копалин, які розташовані під водою. У більшості випадків добути з-під води породи укладають на робочій площадці до штабелю для зневоднення. Потім підсушена порода навантажується екскаваторами до автосамоскидів або бункерів з гідромоніторами й транспортується ними за межі кар'єру [15]. Переважне використання для розробки обводнених порід одержали драглайни (рис. 9.18).

Особливістю підводних вибоїв є значно менша їхня глибина у порівнянні із сухими, які відпрацьовують тим самим устаткуванням. Так, наприклад, глибина копання екскаватора Е-2503 у підводних вибоях не перевищує 3 – 4 м. При такій технології драглайн розміщують на верхній осушеній товщі покладів ко-

рисних копалин. Рівень водного горизонту перебуває нижче рівня встановлення драглайна на 0,4 – 0,7 м. Невелика висота уступу вимагає частих пересувань екскаватора уздовж фронту робіт, що обумовлює обвалення сухої частини вибою при підтягуванні ковша до його поверхні. Внаслідок цього глибина розробки обводнених порід зменшується у порівнянні із сухими виboями.

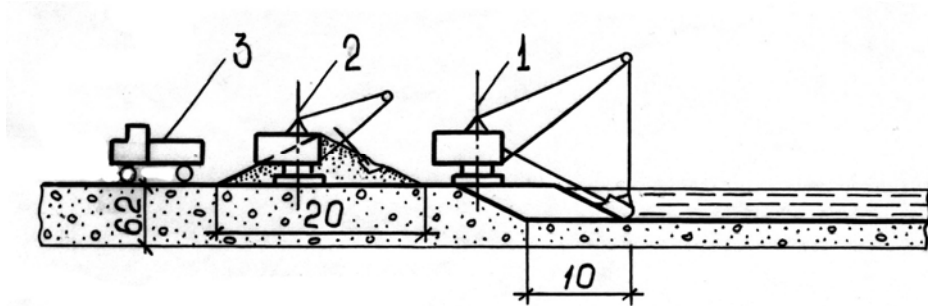


Рис. 9.18. Схема розробки обводнених порід: 1 – добувний драглайн; 2 – перевантажувальна мехлопата; 3 – автосамоскид

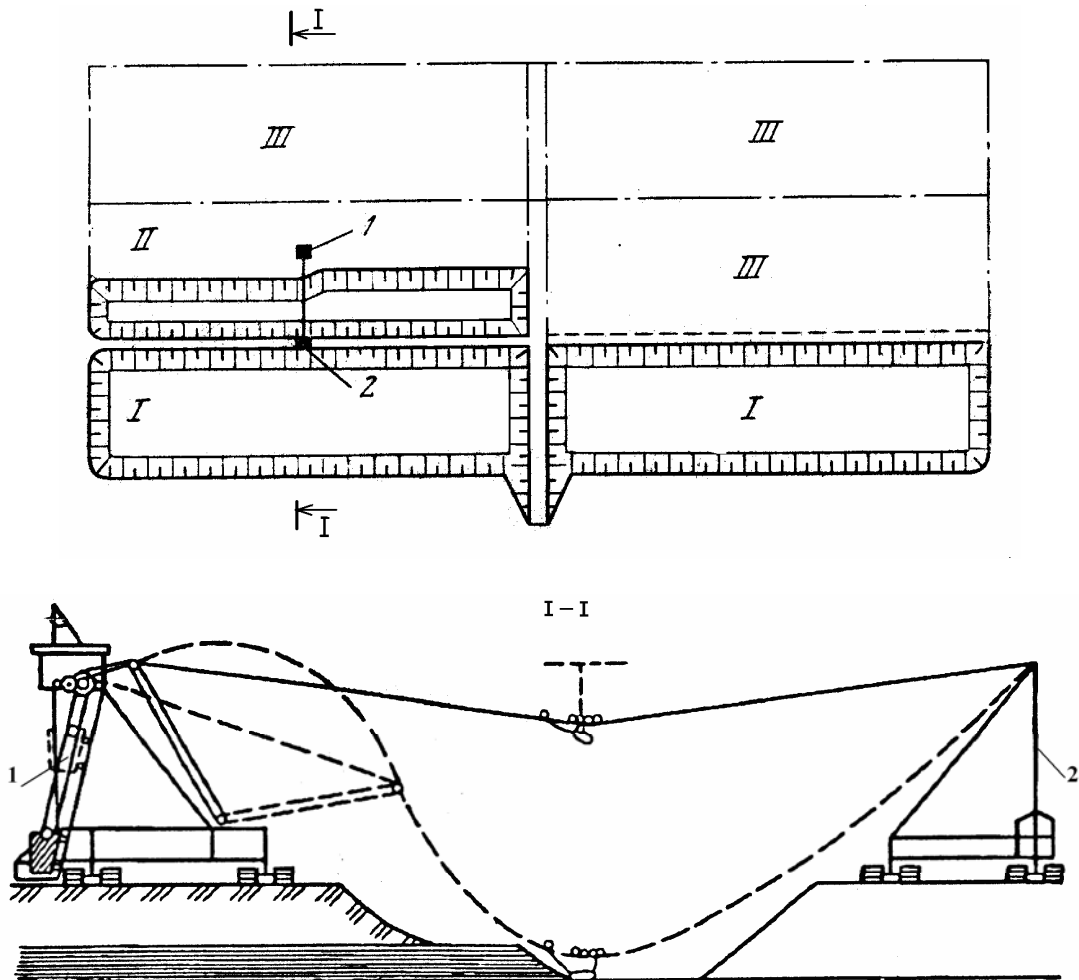


Рис. 9.19. Система розробки кар'єрного поля баштовим екскаватором: 1 – головна башта; 2 – хвостова опора; I – відпрацьована панель; II – розроблювана панель; III – перспективні ділянки розробки

В окремих випадках при використанні конвеєрного транспорту можливе застосування зневоднювальних бункерів-живильників, за допомогою яких здійснюється видалення значної частини води. Порода, що навантажується до бункера-живильника екскаватором, потім безпосередньо подається з нього на стрічковий конвеєр. Однак при розробці підводних покладів з великим вмістом великих валунів більш ефективно застосування зворотних лопат, які характеризуються більшими зусиллями копання.

При видобуванні піщаних і піщано-гравійних порід з-під води на закордонних кар'єрах широко використовують канатно-скреперне устаткування й баштові екскаватори (рис. 9.19). Кар'єр у цьому випадку є відкритим котлованом без внутрішніх робочих транспортних площадок. Таку систему можливо застосовувати у складних умовах, легко переводити з добувних робіт на розкриття й навпаки. Вийнята порода може навантажуватися до транспортних засобів або укладатися в штабель для зневоднювання. Виймальне устаткування виготовляється самохідним і пересувним [39].

### 9.8. Суцільні гірничотранспортні системи розробки із застосуванням стрічкових конвеєрів

Поряд з автомобільним транспортом для переміщення піщано-гравійних порід застосовують також стрічкові конвеєри, які експлуатують переважно в комплексі з самохідними бункерами-живильниками й мехлопатами [39]. Конвеєри, розташовані у вибоях, можуть забезпечувати розробку панелей однією або декількома західками з одного положення без пересування (рис. 9.20). За наявності в породі великої кількості валунів або вийманні подрібнених скельних порід замість бункера-живильника використовують пересувні або самохідні дробарки крупного дроблення. У загальному випадку в одному вибої поряд з тією або іншою установкою розміщується і перевантажувальне устаткування (перевантажувач).

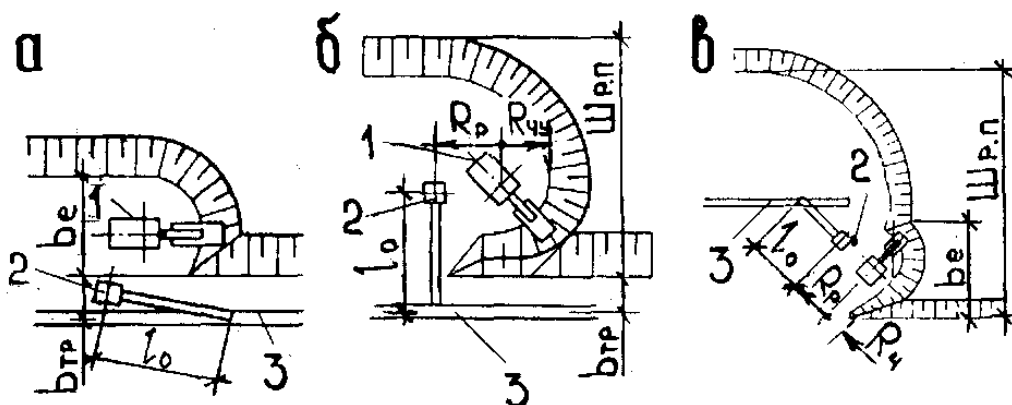


Рис. 9.20. Схеми розробки уступу мехлопатою у комплексі з стрічковим конвеєром: 1 – екскаватор; 2 – самохідний бункер-живильник або дробарка; 3 – стрічковий конвеєр

При боковому розміщенні конвеєра розробка уступу здійснюється поздовжніми одинарними західками шириною  $v_{\bar{o}.n} = 1,7R_{k.max}$ , м. Пересування устаткування виконується на всю довжину фронту робіт. Така схема передбачає відпрацювання західки одним суцільним вибоєм з поперечним або поздовжнім розташуванням самохідного бункера-живильника (дробарки). Необхідна ширина робочої площадки  $B_{p.n.1}$  (м) з поперечною схемою розміщення дробильного устаткування (рис. 9.20, а) визначається за формулою

$$B_{p.n.1} = R_{ч.у} + R_{p.max} + l_{\bar{o}.к.} + l_o \cos \alpha_o + C_{кон.р} + v_{кон} + C_{кон.г} + v_{\bar{o}}, \quad (9.4)$$

де  $R_{ч.у}$ ,  $R_{p.max}$  – радіуси черпання на рівні стояння та максимального розвантаження екскаватора відповідно, м;  $l_{\bar{o}.к.}$  – відстань від приймального бункеру установки до її розвантажувальної консолі, м;  $l_o$ ,  $\alpha_o$  – довжина розвантажувальної консолі, м та кут її повороту до стрічкового конвеєра, град.;  $C_{кон.р}$  – безпечна відстань від конвеєра до розвалу межі породи, м;  $v_{кон}$  – ширина конвеєра, м;  $C_{кон.г}$  – відстань від конвеєра до границі берми безпеки, м;  $v_{\bar{o}}$  – ширина берми безпеки, м; за Правилами охорони праці  $v_{\bar{o}} \geq h_y$ , м.

При поздовжній схемі розміщення дробильного устаткування у сукупності з конвеєрним перевантажувачем (рис. 9.20,б) ширина робочої площадки  $B_{p.n.2}$  (м) становить

$$B_{p.n.2} = R_{ч.у} + R_{p.max} + l_{\bar{o}.к.} + l_{кон} + C_{кон.р} + v_{кон} + C_{кон.г} + v_{\bar{o}}. \quad (9.5)$$

Наведена схема руху самохідного бункера-живильника у комплексі з самохідним перевантажувачем виключає необхідність руху дробильно-грохотильного обладнання за складною криволінійною схемою при переміщенні на наступну західку. Відстань по підшві від блока, що руйнується вибухом, до конвеєра повинна бути не менше 50 – 60 м, а крок пересування рівнятися ширині панелі по цілику. В окремих випадках, коли екскавована маса містить 90 – 95% кусків породи потрібного розміру, перевантажувач може бути представлений бункером з колосниковим або вібраційним грохотом. Підрешітний продукт подається на конвеєр, а надгрохотна фракція додрібнюється безпосередньо на робочій площадці або вивозиться автосамоскидами до місця призначення.

У деяких випадках перевантаження піщано-гравійної суміші доцільно проводити бульдозерами. При цьому масив розробляють шарами з установленням пересувного бункера на дні кар'єру [39]. Конструкція бункера забезпечує під'їзд бульдозера впритул до верхнього краю приймальної воронки (рис. 9.21). Її параметри розраховуються на місткість обсягу породи, що транспортується бульдозером у призмі волочіння за один прохід. Кількість бульдозерів, що завантажують бункер, визначається продуктивністю конвеєра й відстанню переміщення породи.

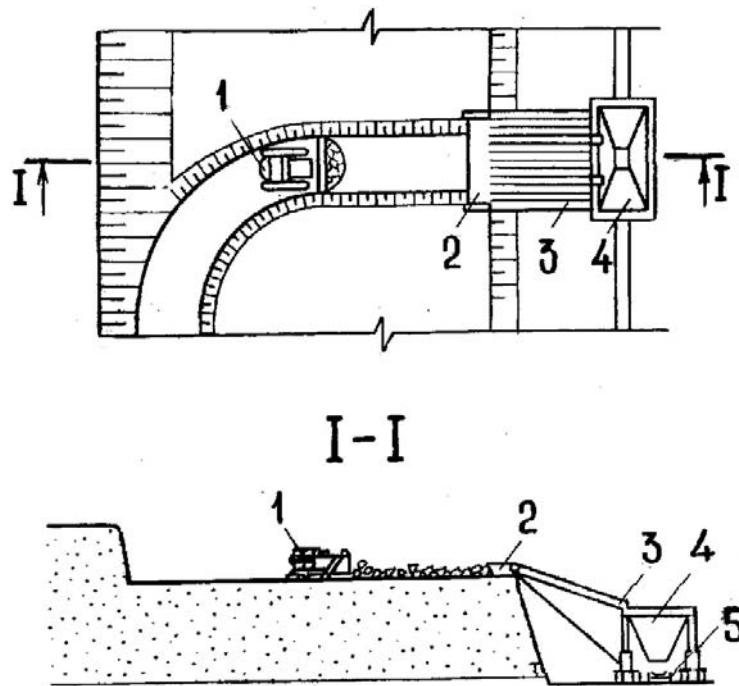


Рис. 9.21. Схема добувних робіт з використанням бульдозера й стрічкового конвеєра: 1 – бульдозер; 2 – під’їзна платформа; 3 – розвантажувальна площадка; 4 – бункер; 5 – стрічковий конвеєр

### 9.9. Суцільні комбіновані гірничотранспортні системи розробки

Системи розробки при використанні комплексів з автотранспортом характеризуються поздовжнім, поперечним або кільцевим переміщенням фронту гірничих робіт. При валовій підготовці порід до виймання буропідривними роботами панелі відпрацьовують звичайно поздовжніми західками. Виймання проводять торцевими або фронтальними вибоями. При роздільній розробці тонких шарів карбонатних і вугільних покладів виймання їх ведуть горизонтальними або похилими шарами залежно від напрямку нашарування масиву. Руйнування порід здійснюють підривним способом на струс або механічним з використанням бульдозерів-розпушувачів (рис. 9.22). Розробка горизонтальних шарів проводиться вибоєм-площадкою, а похилих – фронтальним вибоєм.

При використанні бульдозерів породи складують до штабелю, звідки екскаватором навантажують до автосамоскидів або на стрічкові конвеєри. Бульдозерне й розпушувальне устаткування, об’єднане на одному тракторному тягачі, дозволяє поперемінно виконувати процеси підготовки й виймання корисної копалини одним агрегатом, а штабелювання забезпечує необхідну якість корисних копалин і незалежну роботу різнотипного виймального устаткування одне від одного. Застосування ковшових навантажувачів дозволяє спростити гірничотранспортну систему, а також використовувати їх самостійно без бульдозерів при розробці порід I – III категорій. Найбільш ефективна робота ковшових навантажувачів виконується фронтальним вибоєм з вийманням і переміщенням породи під ухил. Висота уступу при цьому становить 5 – 10 м.



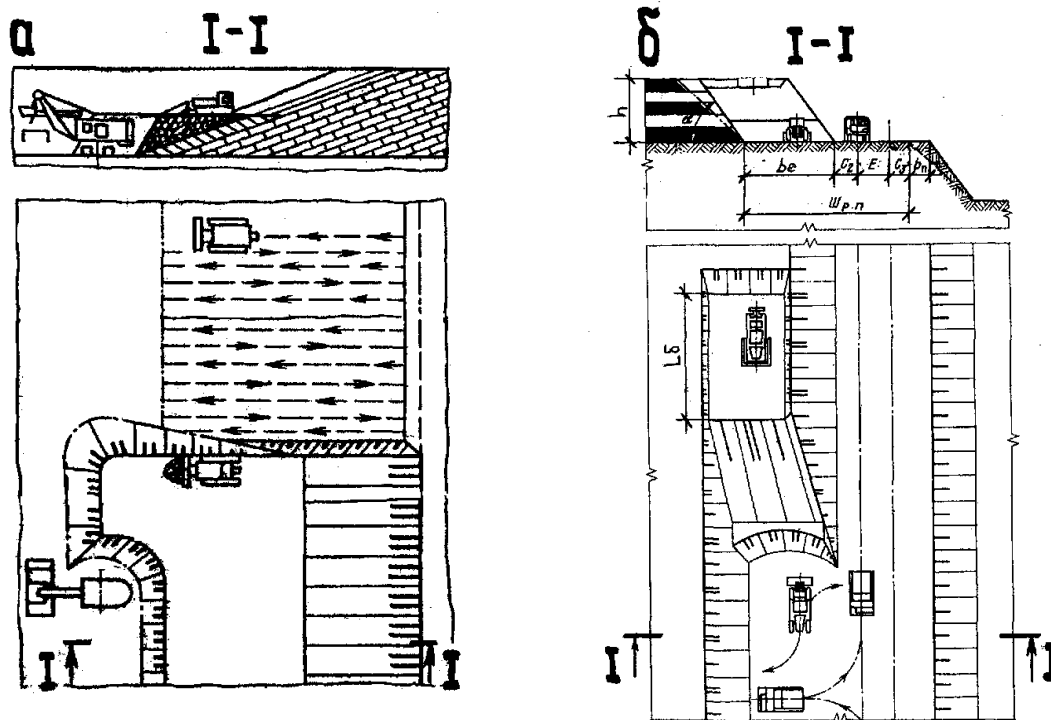


Рис. 9.22. Схема розробки порід похилими шарами з використанням бульдозерно-розпушувальних агрегатів із застосуванням екскаваторів (а) та ковшових навантажувачів (б) у вибоях

Висока продуктивність не тільки бульдозера-розпушувача, але й екскаватора досягається при штабелюванні породи. При цьому висота уступу досягає 6 – 15 м, висота штабелю становить 3,5 – 5 м, а його ширина – 6 – 9 м. Рациональна ширина панелі дорівнює 20 – 35 і 30 – 60 м відповідно при навалюванні породи на рівні підшви й поверхні пласта уступу, що руйнується. Мінімальна довжина блоку панелі при валовій розробці становить 70 – 100 м, а при роздільній – 75 – 150 м [39].

При розробці складноструктурних родовищ невеликої потужності, коли окремі включення, лінзи й прошарки корисних копалин досягають міцності 120 МПа, альтернативою підривному й розпушувальному способам руйнування порід виступають фрезерні виймально-навантажувальні комбайни типу КСМ і СМ (рис. 9.23). Їхнє застосування разом з можливістю роздільної розробки порід і високою продуктивністю дозволяє одразу одержувати товарну продукцію з необхідним фракційним складом безпосередньо у вибоях і забезпечити захист навколишнього середовища від викидів шкідливих речовин при масових підричних роботах. Крім того, застосування фізико-хімічних способів знеміцнення масиву дає можливість руйнувати фрезерним робочим устаткуванням досить міцні породи.

Світова практика гірничих робіт показує, що виймально-навантажувальні комбайни успішно застосовують при розробці вапняків, вугілля, бокситів, аргілітів та подібних їм порід. Розкриття кар'єрного поля проводять бульдозерами, які виположують початкову ділянку довжиною 100 – 120 м і шириною 60 – 80 м з можливістю проїзду по ній автосамоскидів.



Рис.9.23. Схема розробки скельних порід комбайном КСМ

Перші 2 – 3 проходки комбайна ведуться уздовж краю майбутнього кар'єру зі скиданням фрезеруємої гірничої маси через розвантажувальну консоль до штабелю або з навантаженням в автосамоскиди й переміщенням її за межі розробки. Надалі фронт робіт постійно збільшується. Потужність шару вийманої породи, що змінюється від 15 – 20 см до 3 – 3,5 м, визначається переважно необхідною крупністю товарної гірничої маси (рис. 9.24).

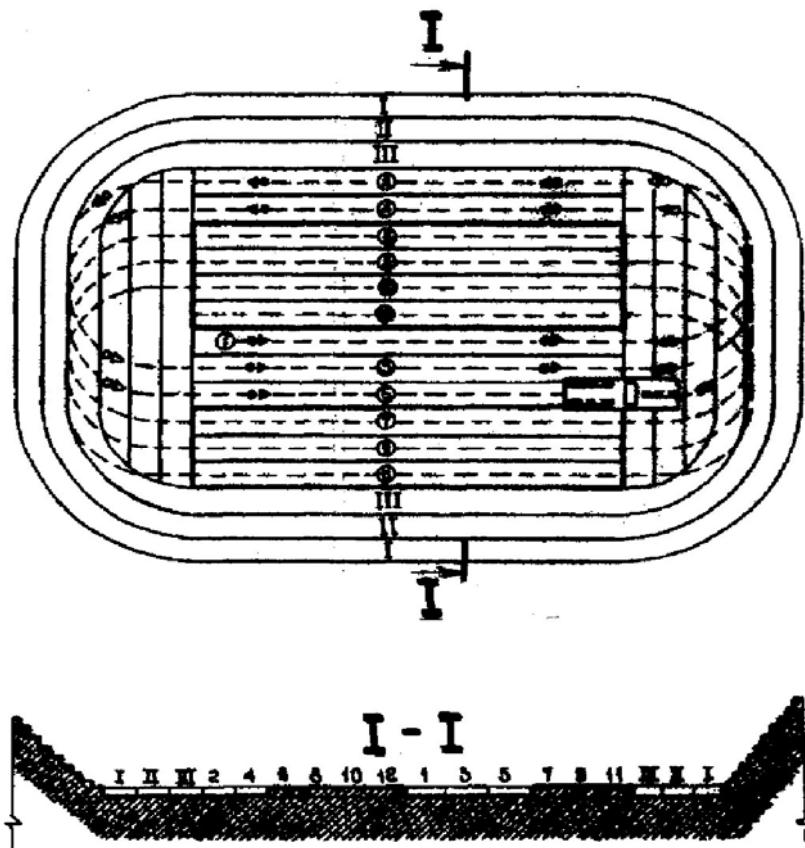


Рис.9.24. Гірничотранс порта система пошарової розробки корисної копалини виймально-навантажувальним комбайном: I – II – підготовчі заходки; 1 – 12 – виймальні заходки

Перші проходи комбайна (I, II, III) здійснюють за круговою схемою. Процес фрезерування припиняють при зменшенні радіусів повороту до мінімально можливих за конструкцією комбайна, що становить приблизно 6 – 7 розмірів ширини барабана й дорівнює 14 – 16 м. По коротких сторонах блока в поперечному напрямку виконують проходи за човниковою схемою, завдяки чому формуються відповідні врубові виробки. Після цього здійснюється продуктивна робота комбайна. Виймання західок з 2-ї по 12-ту ведуть у поздовжньому напрямку. Робочий цикл включає заїзд комбайна з вихідної врубової виробки до центру блока на західку 1, фрезерування її, поворот до протилежної врубової виробки, заїзд на західку 2 та її фрезерування й т.д.

На прикладі розробки бокситової руди рудником Дебеле (Гвінея) при виїманні прошарків потужністю менш 2 м встановлено, що при товщині фрезерованого шару 15 – 17 см продуктивність комбайна 2100СМ при двозмінній роботі у середньому становить 1,6 тис.т на тиждень. Крупність подрібненого матеріалу не перевищує 9,5 см, що забезпечує підготовку у вибої готової до реалізації продукції. Робоча швидкість комбайна складає 8 – 10 км/год. Автосамоскид КрАЗ-256Б завантажується за 2 – 5 хв проїжджаючи 26 – 28 м. Випробування комбайна КСМ-2000Р на вугільному кар'єрі Талдинський у Кузбасі підтвердило ефективність впровадження розглянутої системи при роботі у комплексі з вибійними стрічковими конвеєрами. Потужність виїмального шару становила 3,5 м. Продуктивність комбайна у вибої досягала 800 м<sup>3</sup>/год у щільному тілі. Наявність спеціального розпушувального оснащення у робочому устаткуванні запобігало утворенню крупнокускового матеріалу [13].

### Питання для самоконтролю

1. Поясніть умови застосування суцільних гірничотранспортних систем розробки родовищ корисних копалин.
2. У чому полягає особливість розробки надто мілких кар'єрів?
3. Наведіть характеристику розсипних родовищ. Їх генетичні типи?
4. Поясніть особливості мінерально-сировинної бази титану України. Перспективи її розвитку?
5. Наведіть характеристику сировинної бази Іршанського й Вільногірського комбінатів та перспективи їх розширення.
6. Поясніть особливості залягання та розробки покладів бурштину в Україні.
7. У чому полягає концепція ефективної розробки розсипних родовищ та її систематизація?
8. Поясніть особливості суцільної безтранспортної системи розробки драглайном з відпрацюванням кар'єру західками.
9. Поясніть особливості суцільної безтранспортної системи розробки драглайном з відпрацюванням кар'єру блоками.
10. Назвіть схеми відпрацювання розсипних родовищ бульдозерами.
11. Назвіть схеми відпрацювання розсипних родовищ колісними скреперами.
12. Поясніть особливості системи розробки родовищ із застосуванням гідромоніторів.

13. Поясніть особливості системи розробки родовищ із застосуванням земснарядів.
14. Поясніть особливості системи розробки родовищ із застосуванням драг.
15. Назвіть схеми розкриття надто мілких кар'єрних полів капітальними траншеями.
16. У чому полягає особливість конструкції фронту гірничих робіт надто мілких кар'єрів при автомобільних перевезеннях корисних копалин?
17. Поясніть схеми руху автосамоскидів у вибої надто мілких кар'єрів.
18. Як визначається раціональна висота уступів при розробці будівельних гірських порід?
19. Поясніть особливості розробки обводнених порід драглайнами.
20. Наведіть основні параметри гірничотранспортної системи із застосуванням стрічкових конвеєрів.
21. Поясніть схеми розробки корисних копалин горизонтальними й похилими шарами із застосуванням бульдозерів.
22. Наведіть розрахунок ширини робочої площадки при відпрацюванні виймальної західки з поперечним або поздовжнім розташуванням бункераживильника.
23. Наведіть розрахунок ширини робочої площадки при відпрацюванні виймальної західки з поперечним або поздовжнім розташуванням бункераживильника у сукупності з конвеєрним перевантажувачем.
24. У чому полягає особливість параметрів системи розробки скельних порід комбайном КСМ?
25. Поясніть заходи поводження з породами розкриву щодо їх складування та повторного використання.

## 10. Суцільні екскаваторно-відвальні системи розробки мілких кар'єрів

### 10.1. Загальні положення

За наведеною класифікацією до мілких кар'єрів відносяться виїмки у надрах землі глибиною 21 – 50 м (див. табл. 1.6). У такий спосіб відпрацьовують пологі поклади розсипів важких металів, марганцевих руд, вугілля, фосфоритів, будівельних гірських порід та інших корисних копалин. У вертикальному геологічному перерізі потужність корисних копалин у середньому становить 2 – 15 м, а порід розкриву досягає 35 – 48 м. Сприятливі геологічні умови дозволяють розміщувати породи розкриву у виробленому просторі за простими технологічними схемами без застосування засобів транспорту, внаслідок чого досягаються високі техніко-економічні показники розробки з низькими витратами на добувні роботи, мінімальним порушенням земної поверхні й проведенням її рекультивації переважно у сільськогосподарському напрямку.

Породи розкриву в основному мають невелику міцність і розробляються у вибоях безпосередньо одноківшовими й багатоківшовими екскаваторами. Більш міцні породи розкриву типу аргілітів, алевролітів, сланців, вапняків тощо, вимагають попереднього руйнування вибухом і екскавуються прямими мехлопатами й драглайнами. Це ж відноситься й до корисних копалин. Кар'єри пильного каменю експлуатують устаткування для вирізки блоків безпосередньо з масиву.

Розкриття кар'єрних полів здійснюють зовнішніми траншеями у сполученні з внутрішніми. Як правило, закладають їх по краях кар'єрного поля з мінімальною потужністю порід розкриву й кращими якісними властивостями корисних копалин. Схема розробки – однобортна. Для вивезення корисних копалин з кар'єру використовують переважно автомобільний і залізничний транспорт, рідше – конвеєрний. Низькі витрати на гірничі роботи обумовлюються невисокими обсягами виймання порід розкриву, раціональним типом розкривних екскаваторів і організацією їх роботи за безтранспортними схемами. При цьому породи розкриву переміщують із вибою до виробленого простору у внутрішній відвал по найкоротшій відстані. Для цього одноківшові екскаватори повинні мати досить великі лінійні параметри, а багатоківшові експлуатуватися разом з відвалоутворювачами або транспортно-відвальними мостами. Залежно від потужності покриваючих порід і параметрів виймально-відвального устаткування системи розробки можуть бути простими – з безпосереднім зведенням внутрішнього відвалу й ускладнені – із застосуванням для його утворення пере-екскавації порід розкриву. Рекультивація порушених земель проводиться у процесі ведення розкривних робіт, для чого екскаватором або відвалоутворювачем верхня площа внутрішнього відвалу відсипається більш-менш рівною без великих провалів між гребенями сусідніх західок. Потім поверхня вирівнюється драглайнами або бульдозерами з подальшим нанесенням шару родючого ґрунту скреперами.

## 10.2. Прості системи розробки з вийманням і відвалуванням порід розкриву одноківшовими екскаваторами

При вивченні зазначеної системи основним устаткуванням кар'єру є розкривний екскаватор, що може бути представлений розкривною мехлопатою типу ЕВГ-15, ЕВГ-35.65, ЕВГ-100.70 або драглайном типу ЕШ-10/70, ЕШ-15/90, ЕШ-25/100, ЕШ-40/85, ЕШ-40/100, ЕШ-100/70. Область застосування простої схеми обмежується у більшості випадків родовищами, що залягають горизонтально шарами, потужністю 5 – 7 м при потужності порід розкриву 15 – 20 м. Продуктивність розкривного екскаватора й схема його розміщення в кар'єрі дають можливість формувати підготовлений до виймання певний запас корисних копалин, що розробляється добувним екскаватором відповідної потужності. Спільно з розкривним і добувним екскаваторами комплект машин може відпрацьовувати все кар'єрне поле або поділене на два блоки. У цьому випадку загальний добувний фронт кар'єру ділиться на окремі ділянки, кожна з яких повинна мати окремий виїзд на поверхню (див. рис. 9.16).

При розрахунках елементів системи розробки визначаються ширина розкривної західки, потужність порід розкриву, що розробляється екскаватором, стійкі кути укосу робочого борту й відвалу, розміри площадок безпеки на робочій площадці й відвалі. При цьому для заданої моделі екскаватора виходять із рівності обсягів розкривних  $V_e$  (м<sup>3</sup>) і відвальних  $V_o$  (м<sup>3</sup>) західок, тобто

$$V_p k_{p.e} = V_o, \text{ або } v_{e.p} h_{y.p} k_p = v_{e.o} h_{y.o} - 0,25 v_{e.o}^2 \operatorname{tg} \alpha_o, \quad (10.1)$$

де  $v_{e.p}$ ,  $v_{e.o}$  – ширина розкривної і відвальної західок відповідно, м;  $h_{y.p}$ ,  $h_{y.o}$  – відповідно висота розкривного й відвального уступів, м;  $k_p$  – коефіцієнт розпушення породи;  $\alpha_o$  – кут укосу відвала, град.

Відповідно до типових схем [13,40], умовами раціонального використання місткості відвалу й кращої організації добувних робіт ширина розкривної західки приймається в межах  $(0,4 - 0,7)R_{к.маx}$  і становить для зазначених вище типів екскаваторів 20 – 50 м. Довжина фронту розкривних робіт повинна відповідати мінімуму витрат на розробку родовища при автомобільному й залізничному видах транспорту на добувних роботах і для екскаваторів з місткістю ковша 10 і 13 м<sup>3</sup> становить 1 – 1,5 і 1,5 – 2 км; 15 – 40 м<sup>3</sup> – 1,5 – 2 і 2,5 – 3 км; 40 – 100 м<sup>3</sup> – 2 – 2,5 і 3 – 4 км відповідно.

Максимальна потужність порід розкриву  $h_{y.p}$  (м), що відпрацьовується за простими технологічними схемами з використанням розкривної мехлопати (рис. 10.1, а), визначається за формулою

$$h_{y.p} = \frac{R_p - B - v_{e.p} - m_e \operatorname{ctg} \alpha - 0,25 v_{e.p}}{K_{p.o} (\operatorname{ctg} \alpha_o + \operatorname{ctg} \delta)}, \quad (10.2)$$

де  $R_p$  – радіус розвантаження екскаватора, м;  $B$  – відстань від осі екскаватора до верхньої брівки добувного уступу, м;  $v_{e.p}$  – ширина західки розкривного уступу, м;  $m_e$  – потужність шару корисної копалини, м;  $\alpha_o$ ,  $\delta$  – відповідно кути укосу відвального й розкривного уступів, град.

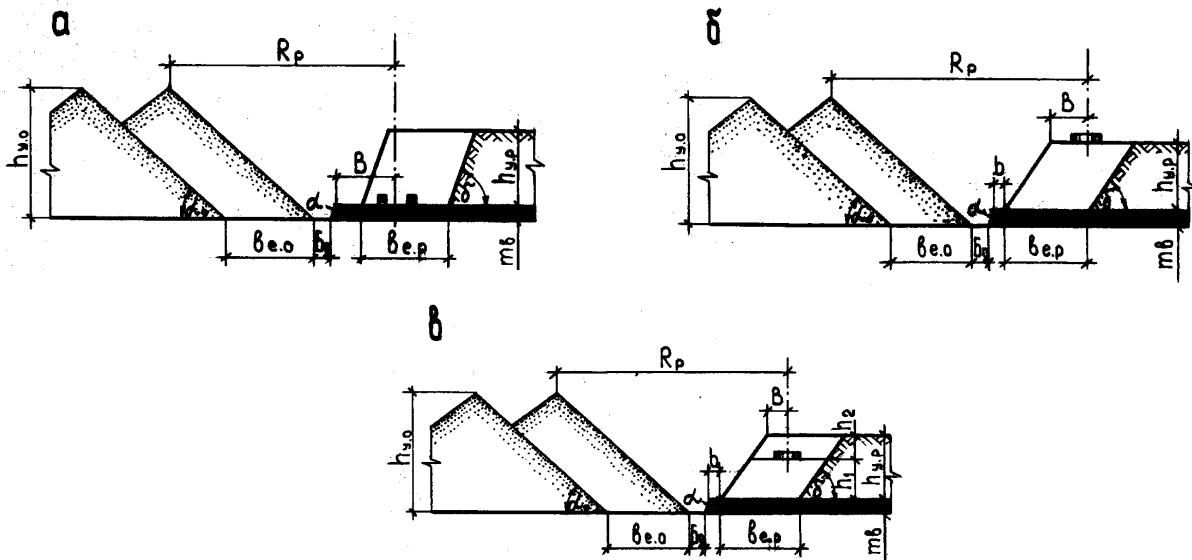


Рис. 10.1. Схеми для визначення потужності порід розкриву, що відробляється за простою технологічною схемою розкривною мехлопатою з встановленням на підшві (а) й драглайном з розміщенням на покрівлі (б) або проміжній площадці (в) розкривного уступу

Для простих технологічних схем при розташуванні драглайна на покрівлі розкривного уступу (рис. 10.1, б):

$$h_{y.p} = \frac{R_p - (B + b + m_6 \operatorname{ctg} \alpha + 1,25 v_{e.p})}{k_p (\operatorname{ctg} \alpha_0 + \operatorname{ctg} \delta)}, \quad (10.3)$$

де  $b$  – ширина площадки на покрівлі шару корисної копалини, м.

При розташуванні драглайна на підступі (рис. 10,1, в):

$$h_{y.p} = \frac{R_p - (B + b + h_1 \operatorname{ctg} \alpha + 1,25 v_{e.p}) + h_2 \operatorname{ctg} \delta}{k_p (\operatorname{ctg} \alpha_0 + \operatorname{ctg} \delta)}, \quad (10.4)$$

де  $h_1$  – висота нижнього підступу, м;  $h_2$  – висота верхнього підступу, м (приймається у межах 0,4 – 0,5 висоти розвантаження).

Згідно методичних вказівок ВНДМІ [44] рекомендується приймати значення  $\delta = 34 - 40^\circ$  – для слабких глинистих і піщано-глинистих порід;  $\alpha_0 = 34 - 46^\circ$  – для відвалів скельних і напівскельних порід на міцній і шаруватій підшві;  $\alpha_0 = 20 - 25^\circ$  – для відвалів слабких порід на водонасиченій глинясто-піщаній підшві.

Мінімальна відстань від осі екскаватора до верхньої брівки розкривного уступу на рівні стояння  $B$  (м) дорівнює

$$B = \frac{S}{2} + v_n, \quad (10.5)$$

де  $S$  – ширина ходу екскаватора, м;  $v_n$  – ширина захисної площадки, м.

Для екскаватора ЕШ-25/100 значення  $B$  приймається у межах 17 – 19 м; для ЕШ-40/85 – 15 – 18 м; для ЕШ-15/90 – 13 – 15 м, для ЕВГ-35.65 – 11 м і для ЕВГ-15 – 10 м. Для розробки порід розкриву з категорією I – II по важкості екскавації, які мають потужність шару корисних копалин 5 – 6 м і розкриву 17 – 25 м, а

також для напівскельних порід аналогічної потужності основні параметри простої технологічної схеми розробки наведені в табл. 10.1.

Таблиця 10.1

Параметри типової простої технологічної схеми розробки  
мільких кар'єрів (за НДІВГР)

Найменування	Позначення	Показники						
		I-II	I-II	I-II	I-II	III-IV	III-IV	III-IV
Категорія порід	$H_k$	25	33	32	30	20	30	31
Глибина кар'єра		ЕШ-	ЕШ-	ЕШ-	ЕШ-	ЕВГ-	ЕВГ-	ЕВГ-
Тип екскаватора		10/30	15/90	25/100	40/85	15	35.65	100.70
Стійкий кут укосу уступу, град:								
– розкривного	$\delta$	62	62	62	62	65	65	65
– відвального	$\alpha_o$	35	35	35	35	37	37	37
Ширина західки, м	$v_{e,p}$	40	40	50	50	30	30	40
Висота розкривного уступу, м:	$h_{y,p}$	17	25	24	22	12	22	23
– верхнього підуступу	$h_2$	9	18	15	13			
– нижнього підуступу	$h_1$	8	7	9	9			
– передового по ґрунтовій масі	$h_k$	2	2	2	2	2	2	2
Відстань від вісі екскаватора до бровки уступу, м	$B$	12	15	24	20	15	18	15
Ширина захисної площадки на розкривному уступі, м	$v_l$	3,5	9	9,5	6			
Висота відвалу, м	$h_{y,o}$	27,5	37,5	37	34	22	35	37
Ширина площадки на ґрунті шару, м	$b$	3	3	3	3			
Коефіцієнт розпушення	$k_p$	1,22	1,22	1,22	1,22	1,33	1,33	1,33
Термін циклу екскавації, с	$t_c$	47,5	47,2	54	50,2	46,3	65,2	55
Продуктивність екскаватора:								
змінна, м <sup>3</sup>	$Q_{e,зм}$	4120	6260	9250	14920	4430	7370	21703
річна, тис.м <sup>3</sup>	$Q_{e,рік}$	2870	4360	6600	10650	3520	5130	12830
Обсяг бульдозерних робіт за зміну, м <sup>3</sup>	$Q_{б,зм}$	120	150	180	320	120	170	560

Наведені технології передбачають відпрацювання передового уступу по ґрунтовій масі й підстилаючим її породах висотою до 2 – 3 м. На покрівлі продуктивного шару залишається шар породи товщиною 0,5 – 0,8 м, що захищає корисні копалини від порушення ківшем екскаватора й пізніше зачищається бульдозером. Знята порода розміщується впритул до нижньої брівки розкривного уступу й переeksкавується разом з породами розкриву до внутрішнього відвалу при вийманні наступної західки.

При відпрацюванні торцевих ділянок кар'єру виникають ускладнення з розміщенням порід розкриву у внутрішніх відвалах, які пов'язані зі скороченням довжини фронту робіт при врізанні до нової західки. Для нормалізації підготовки добувних уступів на практиці застосовують три способи відпрацювання торцевих ділянок (рис. 10.2):



– з використанням допоміжного виймально-транспортного устаткування або навантаженням порід розкривним екскаватором до автосамоскидів (рис. 10.2, а), що погіршує техніко-економічні показники гірничотранспортної системи;

– з розміщенням усієї породи з випереджальної виробки на неробочому борті кар'єру з використанням розкривного екскаватора (рис. 10.2,б) або сполученням цього способу з попереднім;

– з переміщенням породи торцевих ділянок до внутрішнього відвалу без зміни прийнятої схеми екскавації (рис. 10.2, в), що можливо лише при значних лінійних параметрах розкривного устаткування.

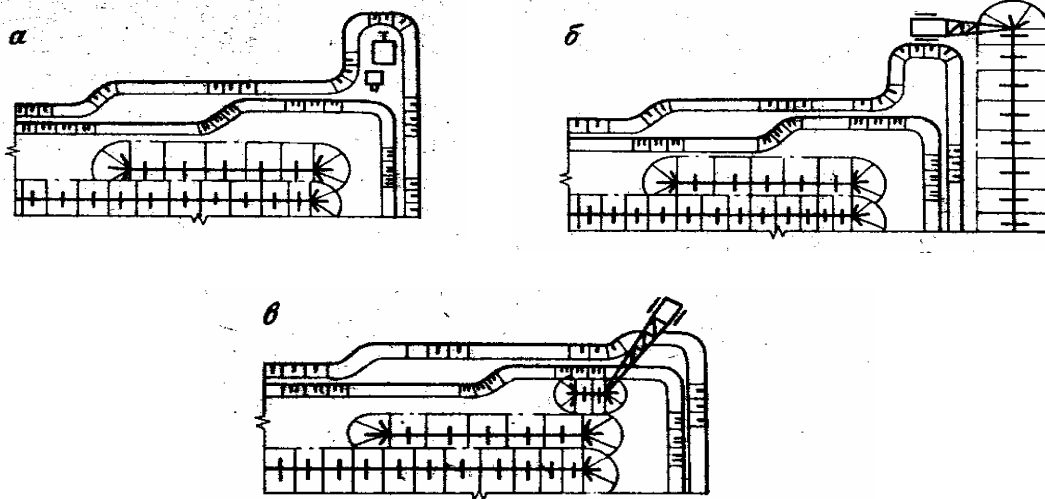


Рис. 10.2. Схеми відпрацювання торцевих ділянок кар'єру одноківшовими екскаваторами: а – прямою мехлопатою у комплексі з автотранспортом; б, в – драглайном зі складуванням породи на неробочому торці та у виробленому просторі відповідно

Оскільки обсяги робіт на торцевих ділянках не перевищують 5 – 10% від загальних, головним є не досягнення максимальної продуктивності й використання лінійних параметрів екскаваторів, а повне розміщення порід розкриву у відвали без допоміжних перевезень, для чого обумовлюється доцільність збільшення кратності перевалки породи на цих ділянках. Схеми екскавації на торцевих ділянках визначаються графічними побудовами й геометричними розрахунками.

### 10.3. Ускладнені системи розробки з вийманням і відвалуванням порід розкриву одноківшовими екскаваторами

Розробка родовищ із потужністю порід розкриву понад 30 – 32 м або з малими кутами укошу заскладованих порід ( $\alpha_0 = 17 - 20^\circ$ ) вимагає значного віддалення вершини внутрішнього відвалу від вибою. Це досягається застосуванням ускладнених технологічних схем, коли первинний навал породи переєкскавується вглиб відвалу основним або допоміжним екскаватором [44]. У схемах з використанням на розкривних роботах і переєкскавації одного драглайна (Райчихинська схема) передвідвалом тимчасово засипається розкрита смуга корисної копалини й частина внутрішнього відвалу (рис. 10.3).

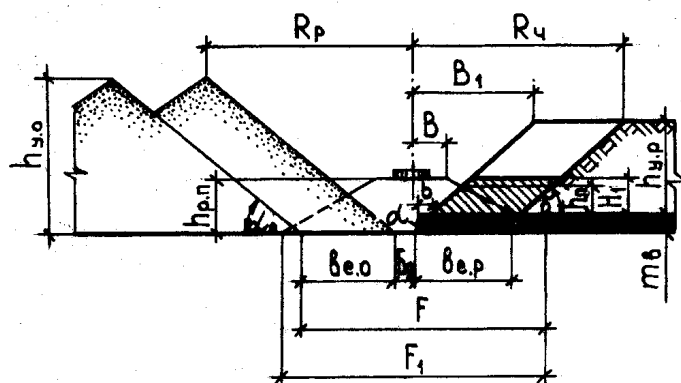


Рис. 10.3. Схема до визначення потужності порід розкриву, що відпрацьовується за складною технологією з використанням на розкривних роботах і переєккавації одного драглайна

У цьому випадку максимальна потужність розроблюваних порід розкриву  $h_{y.p}$  (м) становить

$$h_{y.p.} = \frac{EF - 0,25tg\alpha_0(E - 2B_1)^2 - 0,5h_n n - m_6(0,5n + v + 0,5d) + h_1 v_{e.p.} k_p}{v_{e.p.} K_p + Fctg\delta tg\alpha_0}, \quad (10.6)$$

де  $E = (R_p - v_{e.p.} - B + n - hctg\delta) tg\alpha_0$ ;  $F = v_{e.p.} + b + v + n + d$ ;  $B_1$  – відстань від осі розкривного екскаватора до верхньої брівки розкривного уступу, м;  $h_n$  – висота підсипання передвідвалом шару корисної копалини або розкривного уступу, м;  $n = (h_n - h)(ctg\delta + tg\alpha_0)$ ;  $d = h_n (ctg\delta + tg\alpha_0)$ .

Висота розташування екскаватора над підшоною покладу, корисної копалини  $h_{p.n}$  (м) визначається за формулою

$$h_{p.n} = (R_p - v_{e.p.} - B_1) tg\alpha_0 + h_n(ctg\alpha tg\alpha_0 + 1) - (h_{y.p.} + m_6)ctg\alpha tg\alpha_0 \quad (10.7)$$

У схемах із застосуванням окремих драглайнів для виконання розкриву й переєккавації (рис. 10.4) розміри  $h_{y.p.}$  (м) і  $h_{p.n}$  (м) визначаються із співвідношень:

– при розташуванні екскаватора на покрівлі розкривного уступу

$$h_{y.p.} = \frac{ZF - 0,25F^2 tg\alpha_0 - M_3}{v_{e.p.} K_p + Fctg\delta tg\alpha_0}, \quad (10.8)$$

де  $Z = (R_p - B - v + N) tg\alpha_0$ ;  $N = m_6 ctg\alpha + h_n(ctg\alpha + ctg\alpha_0)$ ;

$$h_{p.n} = [R_p - B - v - H ctg\delta - h_{y.p.} ctg\alpha + h_n (ctg\alpha + ctg\alpha_0)]tg\alpha_0;$$

– при розташуванні розкривного екскаватора на підступі

$$h_{y.p.} = \frac{ZF + h_2 ctg\delta Ftg\alpha_0 - 0,25F^2 tg\alpha_0 - M_3}{v_{e.p.} k_p + Fctg\delta tg\alpha_0}; \quad (10.9)$$

$$h_{p.n} = (R_p - B - v + h_n ctg\alpha_{npo} + e - h_{o.1} ctg\delta) tg\alpha_0,$$

де  $M_3 = mn + 0,5h^2 (ctg\alpha + ctg\alpha_0)$ ;  $m$  – висота засипання шару корисної копалини породами розкриву, м.

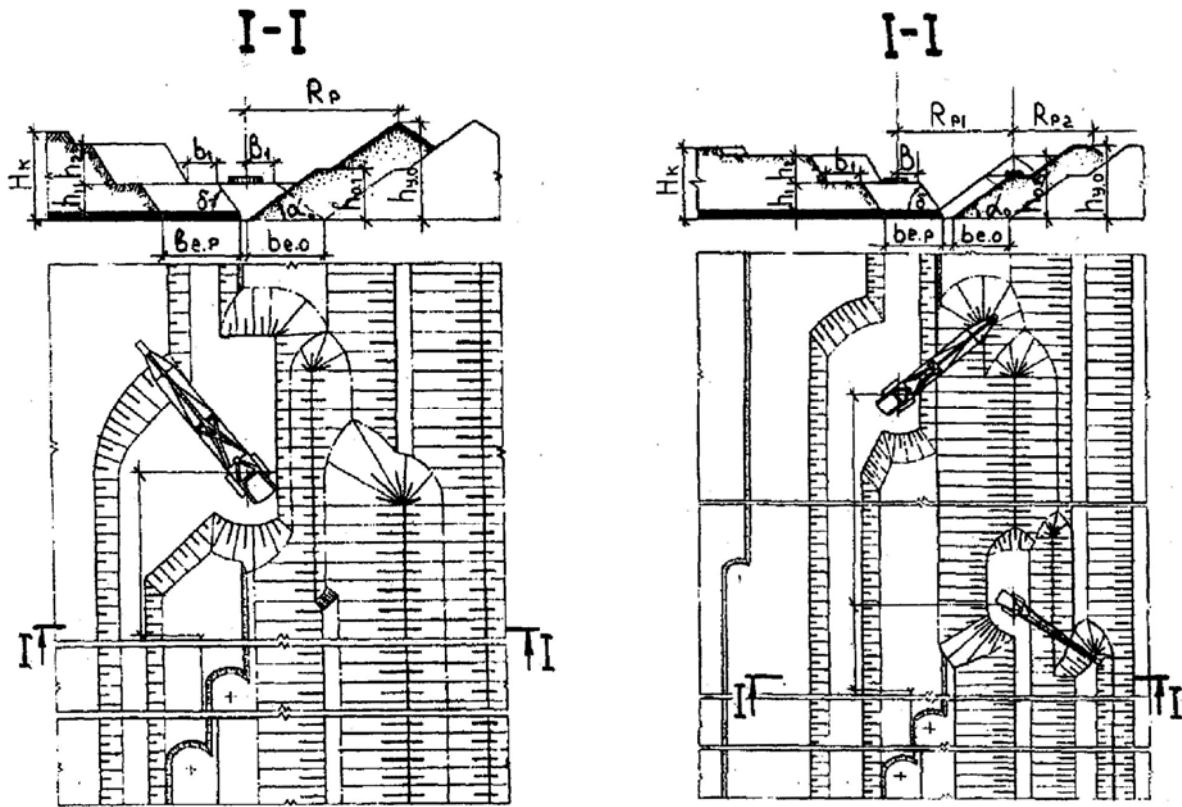


Рис. 10.4. Типові ускладнені технологічні схеми розробки уступів одним драглайном установленим на передвідвалі (а), та двома (б), працюючими самостійно на розкритті та переекскавації

При формуванні внутрішнього відвалу в два яруси висота розкривного уступу  $H_{y.p.}$  (м) повинна бути не більше

$$H_{y.p.} = \frac{h_{o.1} + h_{o.2}}{k_p}, \quad (10.10)$$

де  $h_{o.1}, h_{o.2}$  – відповідно висота нижніх і верхнього відвальних ярусів, м; при цьому

$$h_{o.1} = \frac{R_p - (B_1 + B + h_{o.1} \operatorname{ctg} \alpha)}{\operatorname{ctg} \alpha_o} \leq H_{ч.max}; \quad h_{o.2} = \frac{R_p - B_2}{\operatorname{ctg} \alpha_o} \leq H_{p.max},$$

де  $H_{ч.max}, H_{p.max}$  – відповідно максимальна глибина копання й висота розвантаження екскаватора, м;  $B_2$  – відстань від осі ходу екскаватора до нижньої брівки верхнього ярусу відвалу, м.

В елементах типових схем розробки значення коефіцієнтів переекскавації наведені для поперечного перерізу західки (табл. 10.2)

В “українській” схемі з двома драглайнами при експлуатації одного з них одночасно на розкритті й переекскавації (рис. 10.5) висота розкривного уступу становить

$$H_{y.p.} = \frac{EF - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_o - 0,5nh_{n.o.} - h_n(0,5n + v + 0,5d) + h_1 \epsilon_{e.p.} k_p}{\epsilon_{e.p.} K_p + F \operatorname{tg} \alpha_o \operatorname{ctg} \delta}, \quad (10.11)$$

де значення  $F, n, d$  визначаються за схемою із передвідвалом, а  $E = (R_p - B + n + m \epsilon \operatorname{ctg} \alpha_o) \operatorname{tg} \alpha_o$ .

## Параметри ускладненої схеми розробки кар'єрів малої глибини (за НДІВГР)

Найменування	Позначення	Показник		
		I - II	I - II	I - II
Категорія порід		I - II	I - II	I - II
Глибина кар'єру	$H_k$	42/49	45/46	42/44
Тип екскаватора		ЕШ-15/90(1) ЕШ-10/70(2)	ЕШ-25/100(1) ЕШ-15/90(2)	ЕШ-40/85(1) ЕШ-15/90(2)
Стійкий кут укосу уступу, град:				
- розкривного	$\delta$	62	62	62
- відвального	$\alpha_o$	35	35	35
Ширина виймальної західки, м	$b_{e.p}$	40	45/50	40
Висота розкривного уступу, м:				
- верхнього	$h_2$	21/20	18/17	21/20
- нижнього	$h_1$	14/20	20/20	14/25
Відстань від осі екскаватора до брівки, м:				
- навалу	$B_1$	14	19	16
- верхнього уступу	$B_e$	15	20	18
- нижнього уступу	$B_n$	20	17,5	14
Ширина захисної площадки на розкривному уступі, м	$b$	15/25	23/24	15/22
Висота постійного відвалу, м	$h_{y.o}$	49/51	53/53	49/55
Висота нижнього / верхнього ярусів відвала, м	$h_{o.1}/h_{o.2}$	25/44	30/40	25/46
Ширина площадки на підосві шару корисної копалини, м	$B$	3/6,5	3/6,5	3/3
Коефіцієнт переекскавації	$k_{n.e}$	0,25/0,41	0,32/0,47	0,25/0,5
Продуктивність екскаватора:				
- змінна, м <sup>3</sup>	$Q_{e.зм}$	6160	9320	15120
- річна, тис.м <sup>3</sup>	$Q_{e.рік}$	6090 – 4520	10250 – 6260	15150 – 6260
		4290	6650	10800
		4240 – 3140	7320 – 4350	10960 – 4360
Обсяг бульдозерних робіт за зміну, м <sup>3</sup>	$V_{б.см}$	110	130	220
		180	220	280

Примітка: у чисельнику наведені дані для драглайна (1), установленого на передвідвалі; у знаменнику – для драглайнів (1) і (2), що розробляють окремі уступи

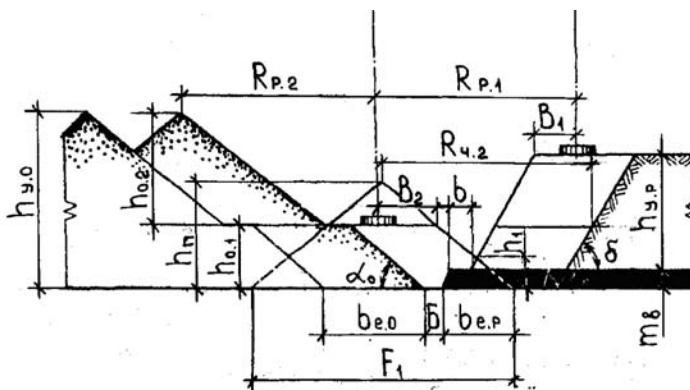


Рис. 10.5. Схема для визначення потужності відпрацювання порід розкриву за ускладненою технологією з двома драглайнами, один із яких використовується на породах розкриву, а другий – на переекскавації (українська схема)

Запропоновані НДІВГР розрахункові формули для визначення потужності порід розкриву прийняті для умов залягання покладів під кутом до 3 – 5° [44].

## 10.4. Організація роботи розкривних одноківшових екскаваторів

Залежно від розмірів кар'єрних полів можливі декілька ускладнених схем роботи розкривних екскаваторів при складуванні порід розкриття до внутрішніх відвалів:

1. **Одним блоком з одним виїздом** (рис. 10.6). Розкривний екскаватор рухається попереду добувного з деяким випередженням, відстань якого регламентується Правилами охорони праці. Робота виконується з обов'язковим холостим перегonom обох екскаваторів у початкове положення після виймання розкривної і добувної заходок.

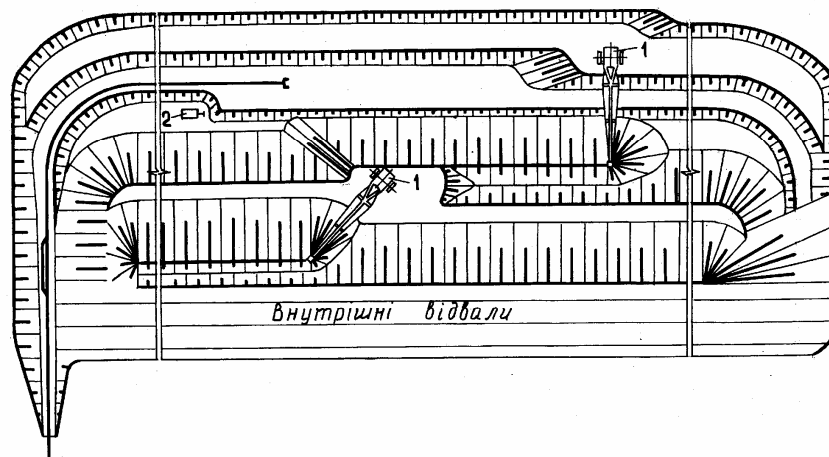


Рис.10.6. Схема розробки кар'єрного поля одним блоком з однією фланговою траншеєю: 1 – розкривна мехлопата; 2 – драглайн на переекскавації порід розкриття; 3 – добувний екскаватор

2. **Одним блоком з двома виїздами** (рис. 10.7). Робочий хід розкривного й добувного екскаваторів здійснюється в обох напрямках. Добувний екскаватор може рухатися за або попереду розкривного. Після відпрацювання кожної заходки обидва екскаватори вхолосту переміщуються у початкове положення біля виїзду.

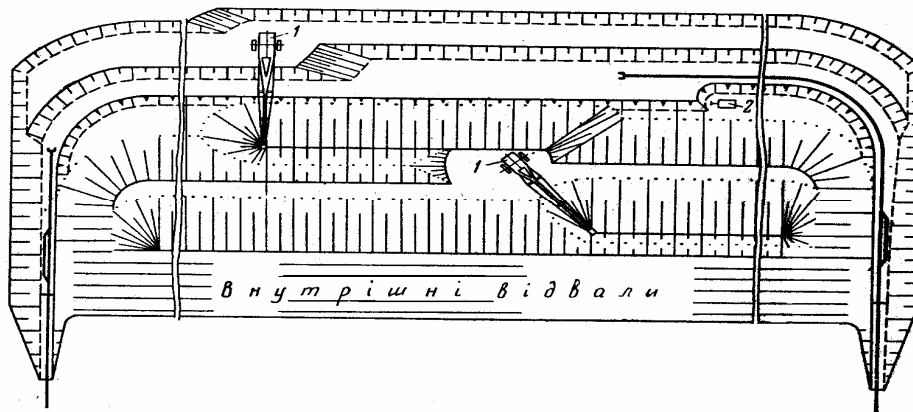


Рис. 10.7. Схема розробки кар'єрного поля одним блоком з двома фланговими виїзними траншеями: 1 – драглайн; 2 – добувний екскаватор

3. **Двома блоками з одним центральним виїздом** (рис. 10.8). Розкривний екскаватор здійснює робочий хід від центрального виїзду до одного із флангів кар'єрного поля й вертається вхолосту для роботи в протилежному крилі. Добувний екскаватор розробляє підготовлену панель корисної копалини двома західками, для чого переміщується в обох напрямках. Така схема найбільш допустима для виконання не тільки ускладненого, але й простого складування порід розкриву до відвалу.

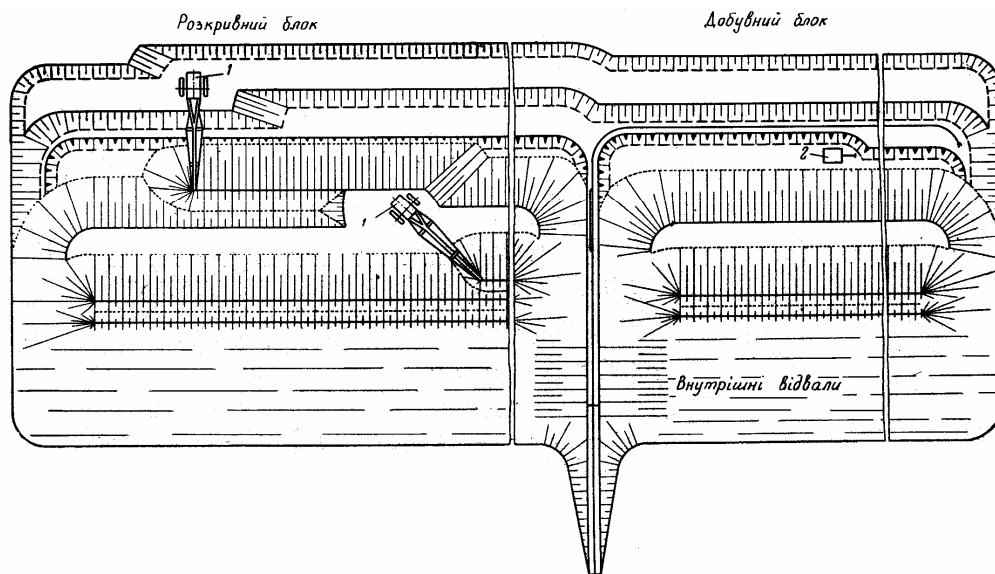


Рис. 10.8. Схема розробки кар'єрного поля двома блоками з однією центральною виїзною траншеєю: 1 – драглайн; 2 – добувний екскаватор

4. **Двома блоками з двома фланговими виїздами** (рис. 10.9). Розкривний екскаватор поперемінно виконує робочий хід в одному з крил, вертається вхолосту до центра, а потім відпрацьовує західку у протилежному крилі й вертається назад. Добувний екскаватор виконує робочі ходи в прямому й зворотному напрямках.

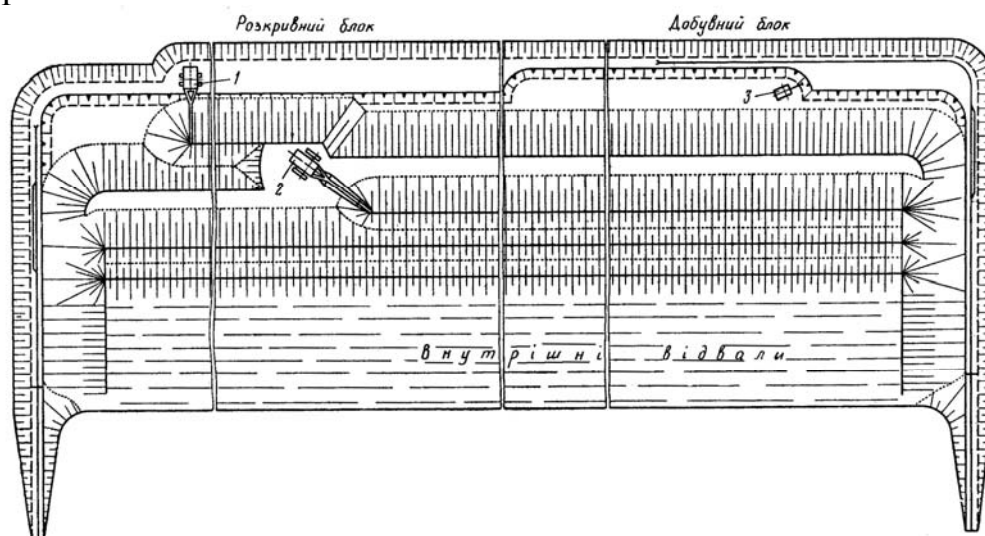


Рис. 10.9. Схема розробки кар'єрного поля двома блоками з двома фланговими траншеями: 1 – розкривна мехлопата; 2 – драглайн на переєкскавації порід розкриву; 3 – добувний екскаватор

5. **Двома блоками з трьома виїздами: двома фланговими й одним центральним** (рис. 10.10). У цьому випадку розкривний та добувний екскаватори переміщуються так, як і за схемою 4. При цьому є можливість організації кільцевого руху автосамоскидів у добувних вибоях.

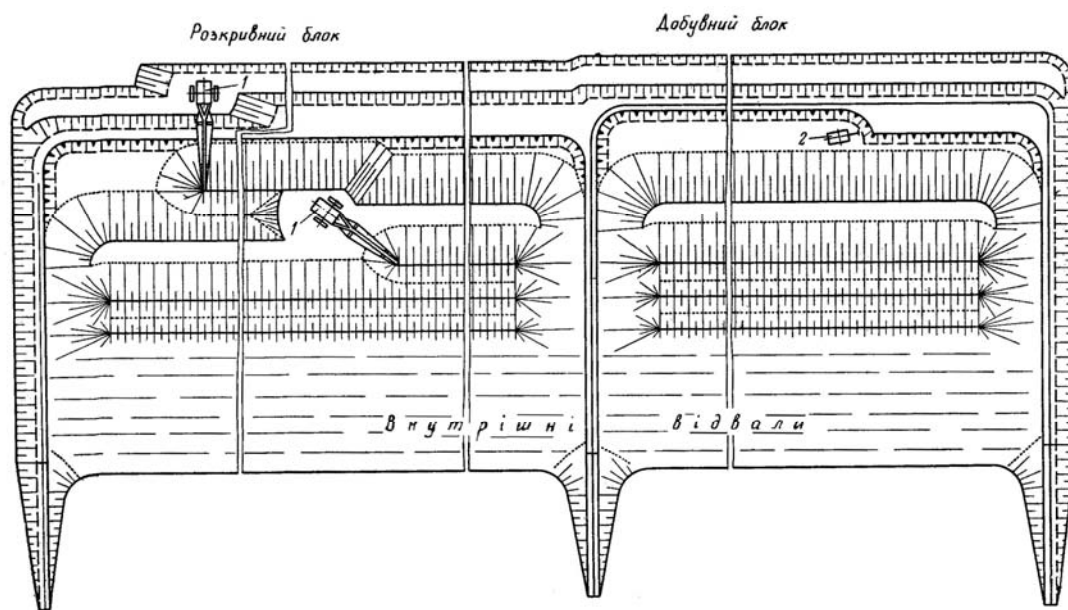


Рис. 10.10. Схема розробки кар'єрного поля двома блоками з трьома виїзними траншеями

Економіко-математичним моделюванням розробки кар'єрних полів із застосуванням механічних лопат і драглайнів, проведеним інститутом ЦЕНТРГПРОШАХТ, встановлено:

1. Для всіх схем екскавації застосування потужнішого устаткування забезпечує кращі техніко-економічні показники.

2. Найбільш економічна двоблочна конструкція фронту робіт, незалежно від використовуваної схеми екскавації.

3. При розробці родовищ із незначними обсягами гірничо-капітальних робіт (потужність порід розкриву 5 – 10 м) оптимальна довжина фронту робіт має більше значення (4 – 5 км) проти 2,5 – 3 км, яке характерно для родовищ із більшими обсягами порід розкриву. Для родовищ із потужнішим розкривом властиве більш інтенсивне зростання витрат при збільшенні довжини фронту робіт понад оптимального значення.

4. Застосування на добувних роботах залізничного транспорту обумовлює більшу, ніж для автомобільного, довжину фронту робіт. При залізничному транспорті оптимальна довжина фронту робіт становить 3 – 5 км, при автомобільному – 2 – 3 км.

5. На довжину фронту робіт істотно впливає зміна потужності порід розкриву, що й обумовлює вибір схеми екскавації та лінійних параметрів екскаваторів. З ростом потужності порід розкриву область оптимальних значень довжини фронту робіт зміщується в більшу сторону.

## 10.5. Системи розробки з вийманням порід розкриття роторними екскаваторами

Використання роторних і ланцюгових багатоківшових екскаваторів здійснюється у комплексі з перевантажувачами й консольними відвалоутворювачами або транспортно-відвальними мостами, що дозволяє переміщувати породи розкриття до виробленого простору за найкоротшим шляхом на значно більшу відстань в порівнянні з драглайнами. Завдяки цьому забезпечуються висока продуктивність і використання гірничотранспортного устаткування протягом робочого часу й, відповідно, низькі енергоємність та собівартість гірничих робіт. При встановленні оптимальних параметрів багатоківшових екскаваторів варто враховувати показники всього комплексу машин. Найпоширенішим з них є **питома металоємність** – відношення маси устаткування  $G_e$  (т) до його теоретичної продуктивності  $Q_m$  (м<sup>3</sup>/т), тобто  $\frac{G_e}{Q_m}$ . Для оцінки ж технологічних можливостей комплексів ураховують також лінійні розміри устаткування у сукупності з питомими тиском на ґрунт  $g$  (МПа) і зусиллям копання  $K_m$ . З урахуванням методики компанії ТАКРАФ (Німеччина) показники ефективності становлять

$$\frac{G_e}{Q_m \sum H_k} \text{ і } \frac{G_e g}{Q_m k_m H_k R_k \ell_m}, \quad (10.12)$$

де  $\sum H_k$  – сума висот верхнього й нижнього копання екскаватора, м;  $l_m$  – транспортна відстань у ланцюзі відвалоутворюючих машин, м.

При порівнянні показників для машин однакового конструктивного типу, виготовлених однією фірмою, перевагу віддають комплексам з меншою питомою металоємністю. Остаточний вибір раціонального типорозміру комплексів приймають за мінімумом питомих витрат на розробку 1 м<sup>3</sup> гірничої маси.

У країнах СНД в основі комплексів безперервної дії натеper переважно експлуатують **роторні багатоківшові екскаватори**, які знайшли широке поширення на буровугільних і марганцеворудних кар'єрах. При роботі роторного екскаватора транспортна відстань відвалоутворюючих машин  $l_m$  впливає на формування виробленого простору в умовах невеликих значень кутів укусу робочих бортів і внутрішніх відвалів. Оскільки термін експлуатації комплексів у зимовий період року обмежений, велике значення мають схеми розташування відвалоутворювача й наявність підготовлених запасів корисної копалини для функціонування добувних робіт протягом року. Багатоківшовий екскаватор здійснює виймання порід розкриття, які далі переміщуються до виробленого простору відвалоутворюючими машинами [26]. Корисні копалини й породи розкриття відпрацьовують одним уступом на кожному з них. Відвалоутворювач можливо розміщати на покрівлі чи підшві шару корисної копалини, або на передвідвалі (рис. 10.11).



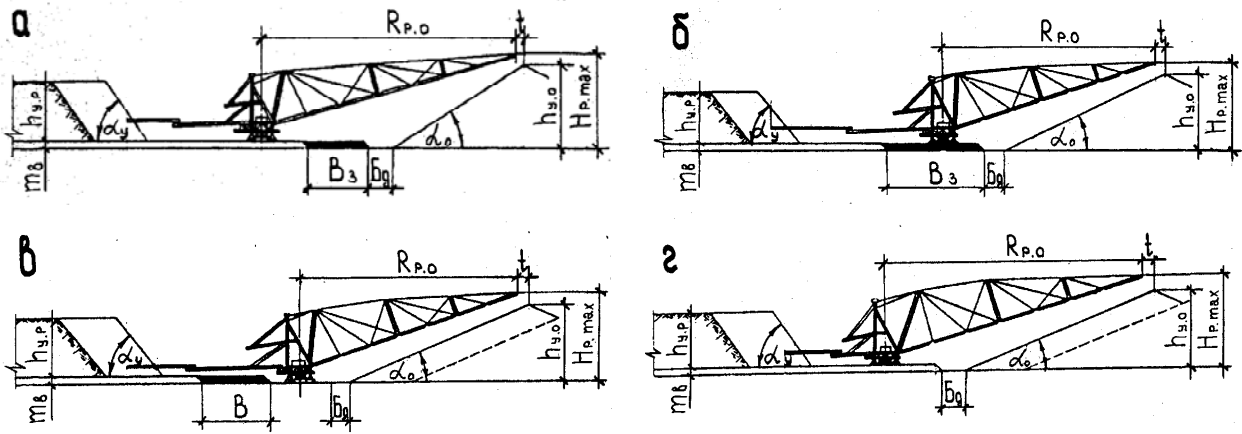


Рис. 10.11. Схеми утворення підготовлених до виймання зимових запасів корисної копалини (за М.Г. Новожиловим)

При розміщенні підготовлених до виймання зимових запасів під відвальною консоллю відвалоутворювача (рис. 10.11, а) його встановлюють на покрівлі шару корисної копалини. Ширина розкривної й відвальної західок однакова. На розмір запасів не впливає ширина добувної західки. При розміщенні зимових запасів між розвантажувальною й приймальною консолями з установленим відвалоутворювачем на покрівлі шару корисної копалини (рис. 10.11, б) ширина розкривної західки перевищує відвальну й рівну їй добувну. Розміщення відвалоутворювача на підшві шару корисної копалини (рис. 10.11, в) утворює умови для відпрацювання західок по породах розкриву й на відвалі однакової ширини. При цьому зимові запаси утворюються за рахунок зменшення ширини добувної західки. При відсутності зимових запасів (рис. 10.11, г) здійснюється рівномірне переміщення розкривного й відвального фронтів з однаковою шириною західок. Добувні роботи не ведуться. У більшості випадків доцільне сполучення зазначених способів, що дозволяє у конкретних умовах використовувати відвалоутворювач із меншими лінійними параметрами, а при відомій моделі відвалоутворювача – збільшити висоту розкривного уступу.

Необхідна ширина підготовлених зимових запасів  $B_3$  (м) визначається із співвідношення

$$B_3 = \frac{A_k N_3}{365 m_e L_{\phi, \delta} \eta_k} - e_{\delta} \frac{L_{\phi, \delta} - l_1 - l_2}{L_{\phi, \delta}}, \quad (10.13)$$

де  $A_k$  – потужність кар'єру з видобутку корисної копалини, м<sup>3</sup>/рік;  $N_3$  – тривалість зимової зупинки розкривного комплексу, діб;  $m_e$  – потужність шару корисної копалини, м;  $L_{\phi, \delta}$  – довжина добувного фронту, м;  $\eta_k$  – коефіцієнт виймання корисної копалини;  $e_{\delta}$  – ширина добувної західки, м;  $l_1, l_2$  – мінімально допустима відстань випередження відвалоутворювача добувним вибоєм і добувного вибою відвалоутворювачем відповідно, м.

Висота відвалу  $h_{y, o}$  (м), що відсипається без повороту відвальної консолі, обмежується висотою розвантаження  $H_{p, o}$  відвалоутворювача:

$$h_{y, o} = k_{p, o} k_{\phi} k_e h_{y, p} + 0,25 e_{e, p} \operatorname{tg} \alpha_o \leq H_{p, o} - e, \quad (10.14)$$

де  $k_{p.o}$  – коефіцієнт розпушення породи у відвалі;  $k_{\phi}$  – коефіцієнт, що враховує різницю у довжині розкривного  $L_{\phi.p}$  і відвального  $L_{\phi.в}$  фронтів робіт,  $k_{\phi} = \frac{L_{\phi.в}}{L_{\phi.o}}$ ;  $k_e$  – коефіцієнт, що враховує різницю у ширині розкривної  $e_{e.p}$  (м) і відвальної  $e_{e.o}$  (м) західок;  $k_e = \frac{e_{e.p}}{e_{e.o}}$ ;  $\alpha_o$  – кут природного укосу породи у відвалі;  $e$  – мінімальна відстань між консоллю й відвалом по висоті, м.

При висоті відвалу, що допускає розміщення породи під кутом природного укосу за умовами стійкості, його відсипають в один ярус. Якщо загальний кут укосу відвалу за умовами стійкості повинен бути меншим, то відвал формують у два-три яруси. Відсипання нижніх ярусів ведеться при зменшенні кута повороту відвальної консолі щодо лінії фронту робіт у панелі.

При схемах екскавації з розміщенням відвалоутворювача на підшві шару корисної копалини дійсні технологічні розрахунки, які наведені у попередній схемі. При схемі екскавації з розташуванням відвалоутворювача на передвідвалі висота відвалу  $h_{y.o}$  (м) розраховується за формулою

$$h_{y.o} = k_p \cdot k_{\phi} \cdot h_{y.p}. \quad (10.15)$$

Необхідні лінійні параметри відвалоутворювача розраховують для умов типового, а також найбільш важких ділянок кар'єрного поля. Основним параметром відвалоутворювача є необхідний радіус розвантаження  $R_{p.o}$  (м), що розраховується за схемою, наведеної на рис. 10.12, а:

$$R_{p.o} = h_{y.o} \operatorname{ctg} \alpha_o + B + h_{y.d} \operatorname{ctg} \alpha_1 + Ш_{n.p} + e_{e.o} + B_o + 0,5B_o - t - e, \quad (10.16)$$

де  $B$  – ширина вільної смуги між відвалом і добувним уступом, м;  $h_{y.d}$  – сумарна висота добувних уступів, м;  $\alpha_1$  – кут укосу добувного уступу, град;  $Ш_{n.p}$  – ширина робочої площадки добувного уступу, м;  $a$  – безпечна відстань між розвантажувальною консоллю відвалоутворювача й верхньою брівкою добувного уступу, м;  $B_o$  – ширина ходової частини відвалоутворювача, м.

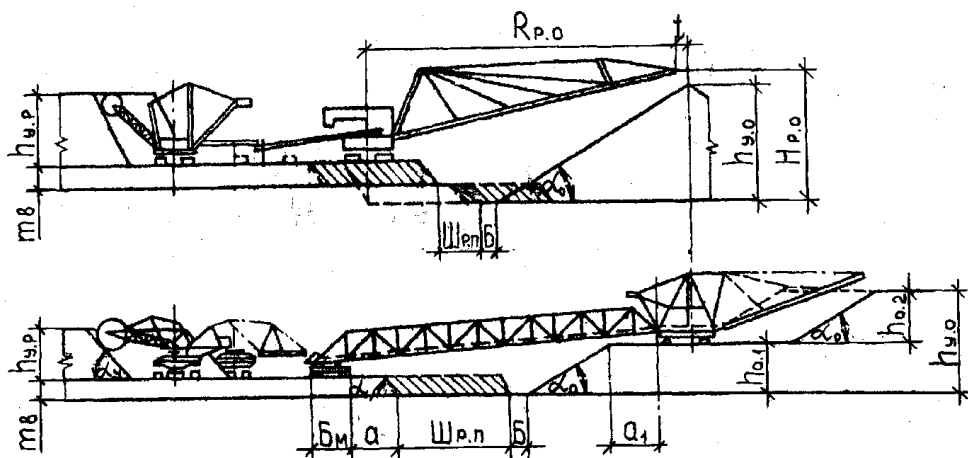


Рис. 10.12. Схеми до розрахунку радіуса й висоти розвантаження відвалоутворювача (а) й довжини мосту перевантажувача (б)

При схемі екскавації з розміщенням відвалоутворювача на передвідвалі необхідна довжина  $L_n$  (м) перевантажувача сполучного мосту (рис. 10.12, б) становить

$$L_n = 0,5 B_m + a + h_{o.1} \operatorname{ctg} \alpha + Ш_{p.n.} + B + h_{o.2} \operatorname{ctg} \alpha_o + a_1, \quad (10.17)$$

де  $B_m$  – ширина ходу опори моста або перевантажувача, м;  $h_{o.1}$  – висота передвідвалу, м;  $a_1$  – безпечна відстань від осі відвальної опори моста до верхньої брівки передвідвалу, м.

Роторні екскаватори звичайно працюють торцевим вибоєм при всіх видах транспорту, відвалоутворювачів і транспортно-відвальних мостів. Залежно від виду стружок і послідовності їх виймання розрізняють способи відпрацювання вибоєм вертикальними й горизонтальними стружками, а також комбінованим способом [42]. При відпрацюванні вертикальними багаторядними стружками м'яких в'язких порід забезпечується найбільш повне використання продуктивності екскаватора й створюються умови для автоматизації робочого процесу. Крім того, максимально використовується висота черпання екскаватора. Недоліками цього способу є підвищена кількість переїздів екскаватора, а при розробці міцних порід – більша кускуватість розроблюваної гірничої маси й занижений (на 10 – 20%) коефіцієнт наповнення ковшів.

Виймання горизонтальними стружками дозволяє суттєво знизити кількість переміщень екскаватора, а при розробці крихких міцних порід – забезпечити найменшу кускуватість й найбільше завантаження екскаватора за продуктивністю. Проте максимальна висота уступу в цьому випадку на  $3/4$  радіуса роторного колеса менше, ніж при вертикальних стружках, а на підосві утворюються "гребені", які вимагають відпрацювання зі зниженою продуктивністю. Тому на практиці часто застосовують комбінований спосіб відпрацювання вибоєм. При розробці уступів заниженої висоти вертикальними стружками виймається тільки нижній шар, що дозволяє виключити утворення "гребенів" на підосві. За необхідності застосовується виймання вертикальними стружками.

Залежно від типу роторної стріли виділяють концентричні стружки (при висувній стрілі) і серповидні (при невисувній стрілі). Висота шару при вертикальних стружках приймається у межах 0,5 – 0,7 діаметра ротора. При роздільному вийманні корисних копалин і прошарків породи висота шару приймається рівною відповідно потужності розроблюваного шару або прошарку пустої породи.

Максимальна висота уступу  $h_y$  (м), що відпрацьовується роторним екскаватором, визначається за формулами:

– при вертикальних стружках

$$h_{y.e} = L_p \sin \varphi_1 + C_n + h_l - r_p; \quad (10.18)$$

– при горизонтальних стружках

$$h_{y.e} = L_p \sin \varphi_1 + C_n - r_p, \quad (10.19)$$

де  $\varphi_1$  – максимальний кут нахилу роторної стріли до горизонту, град;  $L_p$  – довжина роторної стріли, м;  $C_n$  – висота опорного шарніру роторної стріли, м;  $r_p$  – радіус роторного колеса, м.

Кути укосу вибою й уступу визначають залежно від ступеня стійкості розроблюваних порід. Необхідна величина кута укосу вибою регулюється величиною кроку переїзdv екскаватора при переходах від виймання одного шару до іншого. Ширина заходки роторних екскаваторів  $v_{e.p.}$  (м) визначається залежно від їх лінійних параметрів, висоти уступу й кута його укосу, а також кутів повороту стріли при верхньому ( $\psi_1$ ) і нижньому ( $\psi_n$ ) положеннях ротора при черпанні (рис. 10.13).

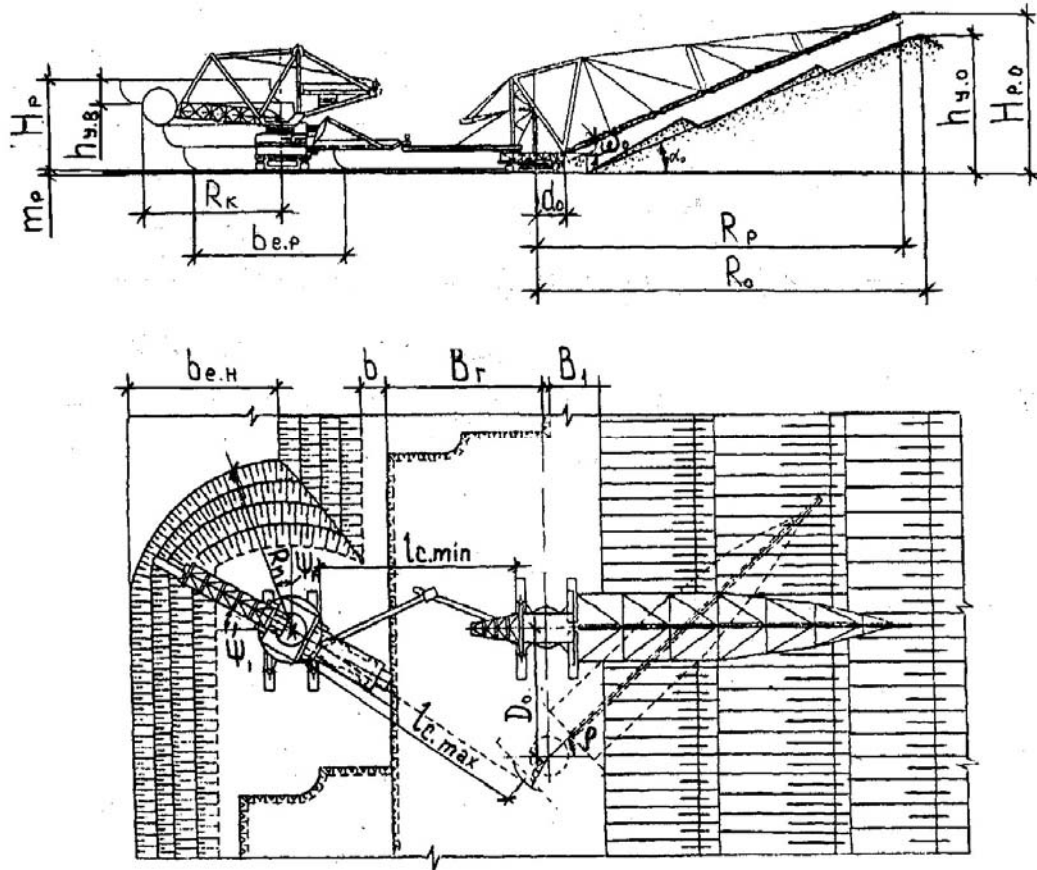


Рис. 10.13. Схема до визначення ширини заходки роторного екскаватора

Максимальне значення ширини заходки  $v_{e.p.}$  (м) визначається за формулами:  
– для екскаваторів з невисувною стрілою

$$v_{e.n} = a + L_p \cos \psi_1 \sin \psi_1 + (L_p \cos \psi_n + a) \sin \psi_n - (H_4 - h_1) \operatorname{ctg} \alpha_y; \quad (10.20)$$

– для екскаватора з висувною стрілою

$$v_{e.s} = (r + L_p \cos \psi_1 + a) (\sin \psi_1 + \sin \psi_n) - h_y (\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha_y \sin \psi_n); \quad (10.21)$$

де  $a$  – відстань від опорного шарніру роторної стріли до осі обертання екскаватора, м;  $\alpha_y$  – кут укосу вибою, град.

Кут повороту стріли  $\psi_n$  залежить від якості розроблюваних порід і повинен бути для в'язких  $50 - 60^\circ$ , бурого вугілля  $40 - 50^\circ$ , кам'яного –  $30^\circ$ , оскільки при більших значеннях буде "виштовхування" матеріалу ротором з вибою. Кут  $\psi_1$  приймається рівним  $80^\circ$ .

Переміщення екскаватора за цикл  $v_{e.p.}$  (м) обмежується габаритами роторної стріли й ходового устаткування. Його максимальне значення становить:

– при вертикальних стружках у верхній частині вибою

$$v_{e.e} = \left( r_p - \frac{d}{\cos \varphi_1} \right) \operatorname{ctg} \varphi_1; \quad (10.22)$$

– при горизонтальних стружках у верхній частині вибою

$$v_{e.z} = 2 \sqrt{r_p^2 - d^2} - d \operatorname{tg} \varphi_1; \quad (10.23)$$

– залежно від габаритів ходового устаткування

$$v_{e.x} = a + L_p \cos \psi_1 - 0,5 \ell_x - f_1 - \Delta - (h_n - h_1) \operatorname{ctg} \alpha_c, \quad (10.24)$$

де  $r_p$  – радіус ротора, м;  $d$  – допустима відстань від поздовжньої осі роторної стріли до верхньої брівки нижнього шару, м;  $\ell_x$  – довжина ходового устаткування, м;  $f_1 = 1 - 1,5$  – допустима відстань між ходовим устаткуванням і нижньою брівкою уступу, м;  $\Delta$  – виправлення на кривизну нижньої брівки, м; для екскаваторів типу EP-1250 і EPШР-1500 приймаються  $\Delta = 1,5$  м.

## 10.6. Системи розробки з вийманням порід розкриву ланцюговими багатоківшовими екскаваторами

**Ланцюгові екскаватори** можуть відпрацьовувати уступи трьома способами: фронтальним, торцевим та їхнім сполученнями між собою (рис. 10.14). При фронтальному способі для відпрацювання уступу використовують переважно ланцюгові екскаватори на рейковому ході. Екскаватори пересуваються уздовж фронту уступу, знімають з його уступу стружки прямокутного виду в плані. Після відпрацювання однієї або декількох стружок екскаваторна колія переміщується на нову трасу й технологічний цикл повторюється.

При торцевому способі розробка уступів виконується ланцюговими екскаваторами в основному на гусеничному або крокуючому ході. Виймання породи ведеться стружками серповидної форми в плані. При комбінованому способі вибій спочатку відпрацьовується фронтальним, потім торцевим вибоями.

Відпрацювання вибою ланцюговими екскаваторами при всіх способах виконується окремими й багаторядними паралельними стружками, а також віяловими трикутними. Окремі паралельні стружки (рис. 10.14, а, г, з, л) застосовують при відробці вибою екскаваторами, які мають ковшову раму без планувальних ланок, а також у деяких випадках ланцюговими екскаваторами у складі мостових комплексів.

Багаторядні паралельні стружки (рис. 10.14, б, д, е, і, м) характерні для екскаваторів з висувною ковшовою рамою. При цьому екскавація нижнім черпанням ведеться із залишенням або з вийманням "гребенів" у підшві уступу (рис. 10.14, д). При екскавації верхнім черпанням відпрацьовування вибою багаторядними паралельними стружками можливо за наявності в ковшовій рамі верхньої планувальної ланки.

Способи розробки вибою	Тип вибою			
	Фронтальний		Торцевий	
	Верхнє копання	Нижнє копання	Верхнє копання	Нижнє копання
Окремими паралельними стружками	а	б	в	г
Багаторядними паралельними стружками	д	е	ж	з
Веєрними трикутними стружками	и	к	л	м

Рис. 10.14. Способи відпрацювання уступу ланцюговими екскаваторами

Віялові трикутні стружки (рис. 10.14, в, ж, к, н) застосовують при відпрацюванні вибою ланцюговими екскаваторами будь-якої конструкції. При фронтальному вибої ширина західки збігається з розміром кроку переміщення екскаваторної колії. При фронтальному вибої й окремих паралельних стружках крок переміщення екскаваторної колії становить

$$B_{mp} = h_c / \sin \alpha, \quad (10.25)$$

де  $h_c$  – товщина стружки, м.

При екскавації віяловими трикутними стружками з опусканням ковшової рами й горизонтальному положенні планувальної ланки (рис. 10.14, ж) крок переміщення екскаватора дорівнює довжині цієї ланки  $B = L_{пл}$ . В умовах відпрацювання вибою верхніми трикутними стружками з виположуванням уступу крок переміщення екскаватора може досягати  $(1,25 - 1,3)L_{пл}$ . В умовах екскавації з залишенням "гребенів" максимальний крок переміщення колії визначається за формулою

$$B_{mp} = 2 h_{гр} \operatorname{ctg} \alpha, \quad (10.26)$$

де  $h_{гр}$  – висота гребеня, м.

При екскавації торцевим вибоєм для повноповоротних ланцюгових екскаваторів на гусеничному або крокуючому ході ширина західки  $b_e$  (м) визначається залежно від кута повороту ковшової рами у бік уступу при нижньому чер-

панні або убік виробленого простору при верхньому черпанні (рис. 10.15) і становить:

– при нижньому черпанні

$$b_{e.n} = l_{ж} \sin \psi'_n + \left( l_{ж} + \frac{h_n}{\sin \alpha_3} \right) \sin \psi_n; \quad (10.27)$$

– при верхньому черпанні

$$b_{e.в} = (L_{ж} + L_{n.в} + H_в \operatorname{ctg} \alpha_3) \sin \psi'_в + [H_в + (L_{ж} + L_{n.в}) \operatorname{tg} \alpha_c] \operatorname{ctg} \alpha_3, \quad (10.28)$$

де  $l_{ж}$  – відстань від осі руху екскаватора до ковшової рами на рівні стояння екскаватора, м;  $h_n, h_в$  – висота уступу, що відпрацьовується при нижньому і верхньому черпанні, м;  $l_{л.в}, l_{л.н}$  – довжина верхньої й нижньої планувальної ланки, м;  $\psi_в, \psi_n, \psi'_в, \psi'_n$  – кути повороту екскаватора з ковшовою рамою убік уступу й виробленого простору при верхньому і нижньому черпанні відповідно, град;  $\psi'_в = 82 - 84^\circ$ ;  $\psi_n = 73 - 76^\circ$ ;  $\psi'_в = \psi'_n = 42 - 47^\circ$ .

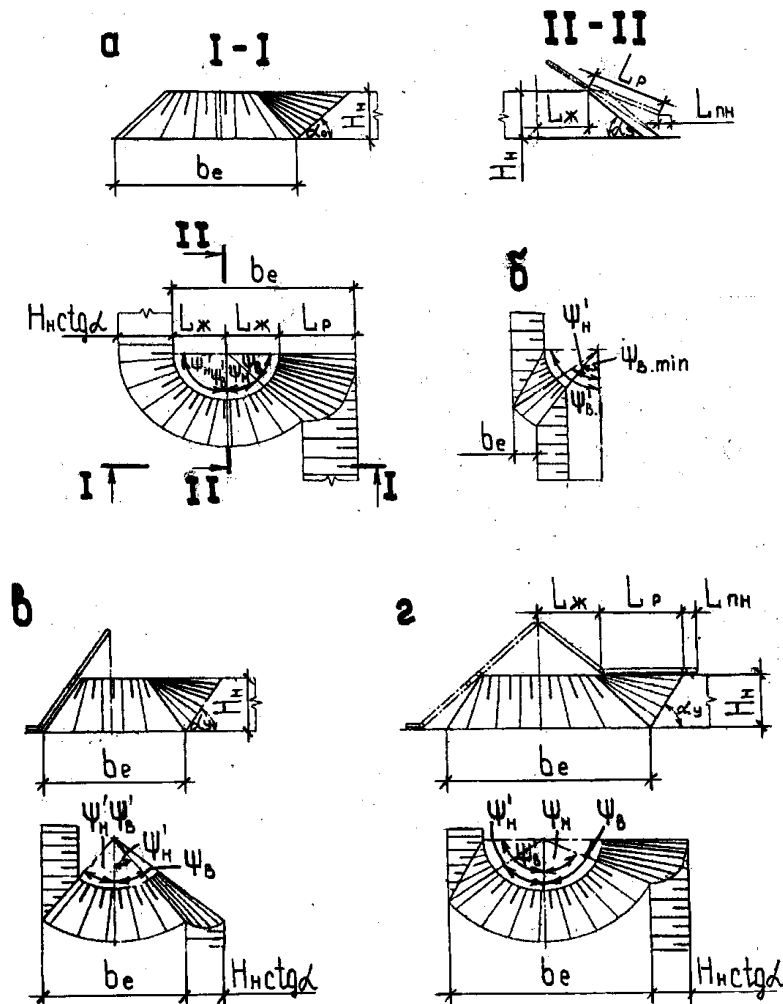


Рис. 10.15. Схеми до визначення ширини західки ланцюгового екскаватора при роботі торцевим вибоєм і нижньому копанні

Значення параметрів переміщення екскаватора при роботі торцевим вибоєм визначається за тими ж формулами, що й для переміщення при фронтальному вибої.

## 10.7. Організація роботи відвалоутворювачів

Розміщення м'яких порід розкриву у виробленому просторі кар'єрів характеризується необхідністю забезпечення стійкого кута укосів відвалів у межах  $17 - 32^\circ$ . Така можливість досягається поворотом відвальної стріли відвалоутворювача щодо фронту робіт, коли внутрішні відвали відсипаються в кілька ярусів. Кількість ярусів відсипання залежить від загальної висоти відвалу, стійкості порід у відвалі й прийнятих технологічних схем виймання порід розкриву. Для умов більшості мілких кар'єрів формування укосу відвалу можливо здійснювати у два яруси. При цьому утворення верхнього ярусу виконується при розміщенні відвальної стріли за нормаллю до фронту робіт, а нижнього (передвідвалу) – при повороті стріли на деякий кут відносно фронту робіт (див. рис. 10.13). Кут повороту стріли відвалоутворювача  $\gamma$  (град) залежить від схеми його розміщення й розраховується за формулою

$$\gamma = \arcsin \frac{a}{R_p + t}, \quad (10.29)$$

де  $a$  – відстань від осі руху відвалоутворювача до гребеня передвідвалу, м.

За М.Г. Новожиловим і Б.Н. Тартаковським величина  $a$  визначається залежно від розташування відвалоутворювача відносно шару корисної копалини і необхідної висоти передвідвалу  $h$  (м) й становить:

– при розміщенні відвалоутворювача на покрівлі покладу

$$a = B_1 + h_n \operatorname{ctg} \alpha_y + v_e + h_n \operatorname{ctg} \alpha_0, \quad (10.30)$$

– при розміщенні відвалоутворювача на підшві покладу

$$a = B_1 + h_n \operatorname{ctg} \alpha_0. \quad (10.31)$$

де  $B_1$  – відстань між базою відвалоутворювача і нижньою бровкою передвідвалу, м.

Відсипання відвалу у два яруси можливо виконувати з випередженням формування передвідвалу щодо верхнього ярусу й з розташуванням його після відсипання верхнього. Перевагою першого способу є можливість утворення стійкого кута укосу відвалу на всій протяжності фронту робіт. Проте при відпрацюванні західки у напрямку від виїзної траншеї виникає необхідність обладнати комплекс допоміжними перевантажувачами.

При відсипанні відвалу в три яруси можливо здійснювати переднє відсипання, коли в першу чергу формується передвідвал, а потім послідовно середній і верхній яруси. При задньому відсипанні відвал формується у зворотній послідовності: спочатку верхній, потім середній та нижній яруси. Комбінований спосіб характеризується першочерговим відсипанням передвідвалу або середнього ярусу, а потім верхнього ярусу за середнім або передвідвалом. При цьому потрібно здійснювати поворот стріли відвалоутворювача під більшим кутом, що негативно впливає на плавність перевантаження породи з розвантажувальної стріли екскаватора на приймальну стрілу відвалоутворювача.



Особливістю технологічних розрахунків спільної роботи роторних екскаваторів з відвалоутворювачами є необхідність перевірки параметрів устаткування за умовами урізання у нову західку й відпрацювання торцевих ділянок кар'єру. Врізання здійснюється під кутом 45 – 90° до фронту робіт (рис. 10.16), що забезпечує мінімальні розміри площадки для маневрування комплексу й збереження високої продуктивності роторного екскаватора при відпрацюванні ніші, рівній ширині західки.

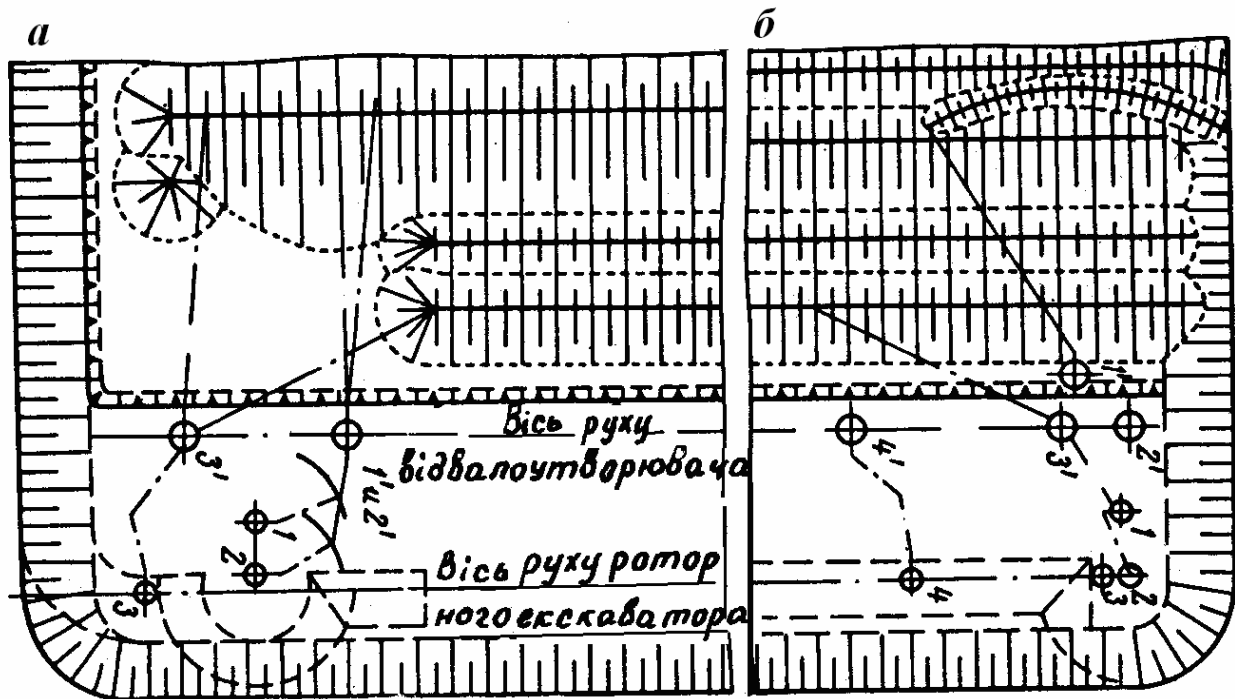


Рис. 10.16. Схема роботи екскаваторно-відвального комплексу при прямому врізанні в західку: *a* – в районі виїзної траншеї; *б* – на ділянці неробочого борту; 1 – 4 – робоче положення роторного екскаватора; 1' – 4' – те ж, відвалоутворювача

Скривлення фронту робіт на торцевих ділянках кар'єру біля виїзної траншеї є ефективним технологічним прийомом, що дозволяє зменшити відстань між вибоєм і відвалом, внаслідок чого породи розкриву розміщуються на скороченому відвальному фронті. При цьому мінімальна довжина скривленого фронту  $L_{кр}$  (м) може бути визначена за формулою О.С. Красникова

$$L_{кр} = \frac{K_{\phi}}{K_{\phi} - 1} (L_{\phi.p} - L_{\phi.o} - d_o), \quad (10.32)$$

де  $K_{\phi}$  – коефіцієнт скорочення фронту робіт;  $L_{\phi.p}$ ,  $L_{\phi.o}$  – відповідно довжина розкривного й відвального фронтів робіт, м;  $d_o$  – можливе відставання (випередження) відвалоутворювача від екскаватора, м.

При мінусовому значенні  $L_{кр}$  скривлення розкривного фронту не потрібно, а розміщення порід у відвалі забезпечується тільки за рахунок взаємного

відставання або випередження машин відносно одна одної. Значно спрощує технологію робіт у торцях кар'єру використання вибійного перевантажувача. Завдяки цьому збільшується відстань між екскаватором і відвалоутворювачем, підвищується рівномірність укладання порід у відвал на значній довжині фронту, а також забезпечується формування відвалу поруч із виізною траншеєю.

### **10.8. Добувні роботи при екскаваторно-відвальних системах розробки**

Видобуток корисних копалин при суцільних екскаваторно-відвальних системах на кар'єрах малої глибини характеризується розробкою переважно одного уступу. На марганцеворудних кар'єрах, де потужність шару корисної копалини становить 2 – 3 м, розробка уступу ведеться одноківшовими екскаваторами, частіше мехлопатами, з місткістю ковша 4,6 – 5 м<sup>3</sup> у комплексі з автосамоскидами вантажопідйомністю до 40 т. По тимчасових автомобільних дорогах корисна копалина транспортується до прирейкового складу на відстань 1,5 – 3,5 км. Місткість складу досягає 200 – 250 тис. т і дозволяє не тільки усереднювати якість марганцевої руди, але й поставляти її в зимовий період без затримок до збагачувальної фабрики на відстань 5 – 20 км. Як локомотиви експлуатують електровози ЕЛ1 і ЕЛ2, а також тепловози ТЕ3 і ТЕ7. Вантажопідйомність поїзда становить 600 – 735 т. Прирейковий склад обладнують на ділянці спланованих внутрішніх відвалів.

Для збільшення кута укосу робочого борту й спрощення організації добувних робіт на цих же кар'єрах іноді ведуть розробку марганцеворудного покладу без проведення виробок розкриття. Для цього в ускладнених екскаваторно-відвальних схемах на нижньому уступі переекскавацію порід розкриття здійснюють екскаваторами ЕШ-10/70, ЕШ-15/90 і ЕШ-20/90, які розміщують на передвідвалі, планують його й укладають на його поверхню в суцільний навал або окремі конуси добути марганцеву руду (рис. 10.17).

Таким чином, при формуванні внутрішнього відвалу розробляється уступ загальною висотою 18 – 20 м, з нижньої частини якого добувається марганцева руда. Ширина західки становить 35 – 50 м. Коефіцієнт переекскавації дорівнює 60%. За необхідності цими ж екскаваторами зачищається поверхня передвідвалу від обводнених порід і підсипається суха порода для проходу відвалоутворювача. У цьому випадку коефіцієнт переекскавації зростає до 72 – 86%. Навал марганцевої руди відпрацьовують екскаватором ЕКГ-5 із транспортуванням її автосамоскидами до прирейкового складу. Довжина складу становить 250 – 300 м. Висота навалу не перевищує максимальної висоти черпання екскаватора ЕКГ-5. Ширина виймальної західки визначається також його лінійними параметрами.

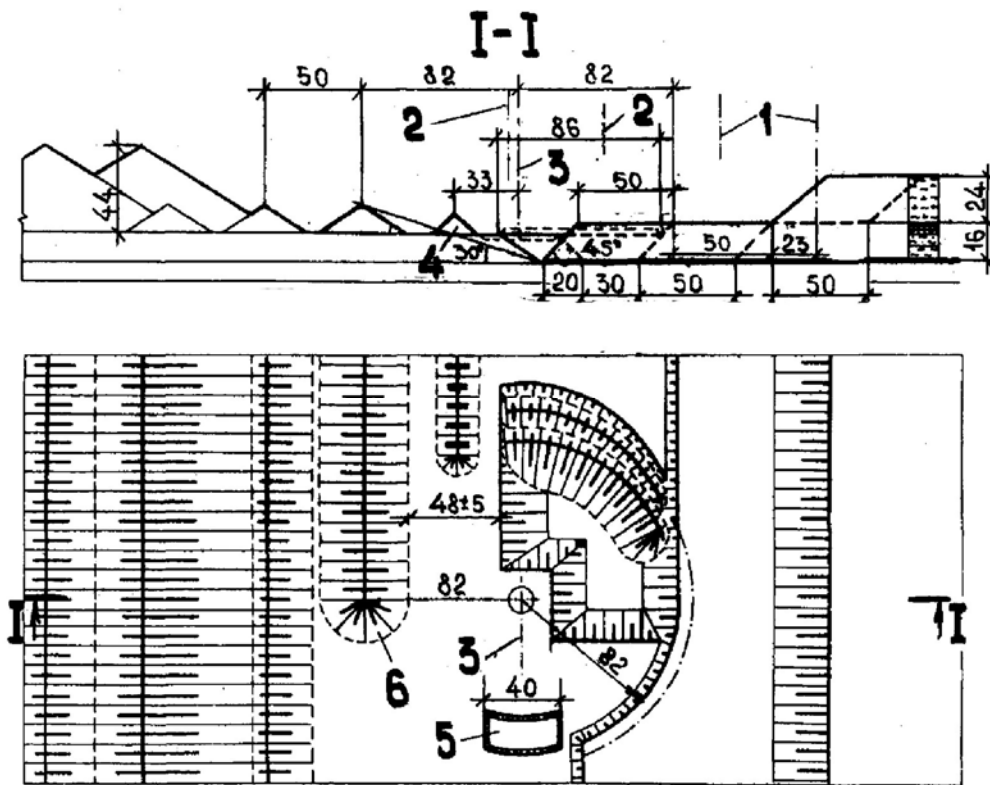


Рис. 10.17. Схема складування марганцевої руди на передвідвалі екскаватором ЕШ-15/90: 1,2 – ось руху драглайнів з виймання порід розкриття №1 і №2; 3– ось руху драглайна №2 з добування марганцевої руди; 4, 5 – суцільний та окремий розосереджений навали руди; 6 – передвідвал породи розкриття

Шари вугілля, каолінів, вогнетривких глин потужністю до 10 – 20 м відпрацьовують багатоківшовими екскаваторами з навантаженням у залізничні поїзди або стрічкові конвеєри. Прошарки пустої породи або корисної копалини виймаються роторними екскаваторами з відповідним орієнтуванням ротора по площині вибою.

Ланцюгові екскаватори на залізничному ході у процесі роботи безупинно переміщуються уздовж фронту робіт. Гусеничні, як правило, відпрацьовують вибій з торця уступу. Неповоротні ланцюгові екскаватори відпрацьовують вибій тільки верхнім або тільки нижнім черпанням, поворотні – послідовно верхнім і нижнім черпанням. Нижнє черпання більш продуктивне у порівнянні з верхнім внаслідок кращого наповнення ковшів (на 10 – 15%). Профіль вибою при роботі екскаватора із жорсткими ковшовими рамами мають прямолінійну форму, з вільно провислими – криволінійну. При нижньому і верхньому черпанні застосовують два способи екскавації: паралельними шарами й віяловий (радіальний) [42]. Роздільне виймання корисної копалини у складному вибою ведуть шляхом керування положенням планувальної ланки й ковшової рами (рис. 10.18).

При розробці розсипів титанових руд потужність шару корисної копалини в середньому становить 10,9 м. Їх видобуток ведуть переважно драглайнами ЕШ-10/70 і переміщують з використанням гідротранспорту. При цьому екскаватор складає руду в окремі конусні навали на покрівлі шару корисної копалини, де вони потім розмиваються гідромоніторами (рис. 10.19).

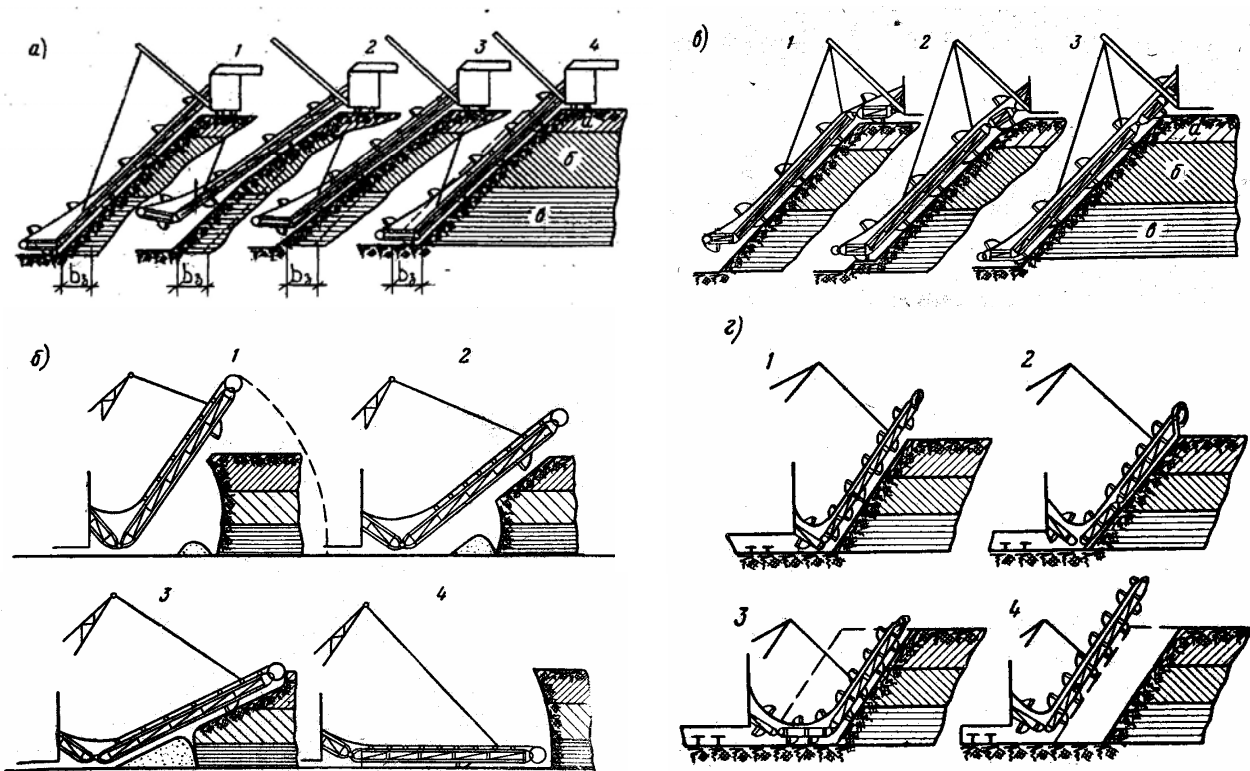


Рис. 10.18. Способи екскавації при роботі ланцюгових багатоківшових екскаваторів: а, б – віяловий з нижнім й верхнім черпанням; в, г – паралельний з нижнім і верхнім черпанням; 1 – 4 – послідовні положення ківшової рами при відпрацюванні уступа

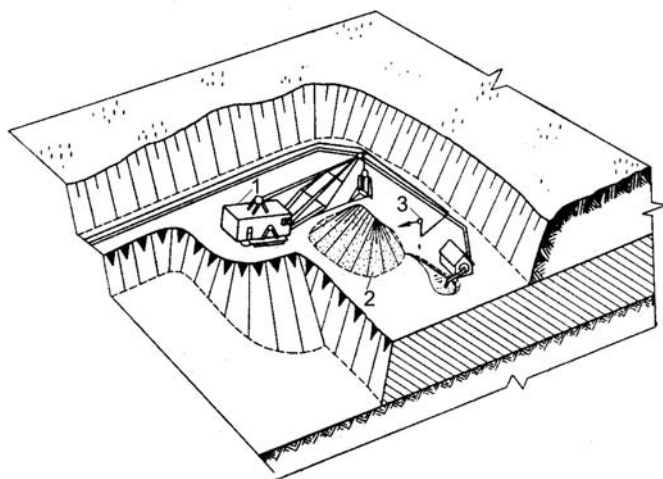


Рис. 10.19. Схема розробки уступа зі складуванням руди на кровлі покладу корисної копалини: 1 – драглайн; 2 – конус руди; 3 – гідромонітор

На кар'єрах Вільногірського гірничо-металургійного комбінату для переміщення руди використовують комбіновані види транспорту разом з гідравлічним. З навалу руда переeksкавується мехлопатою або роторним екскаватором відповідно до автосамоскидів або на стрічковий конвеєр, потім транспортується ними до торця кар'єру, де обладнаний перевантажувальний склад із двома гідромоніторами (рис. 10.20). Одночасно з переміщенням руди струменями води в консистенції 1:6 – 10, пульпа вже підготовлена для подальшого збагачення корисних копалин у різноманітних сепараторах.

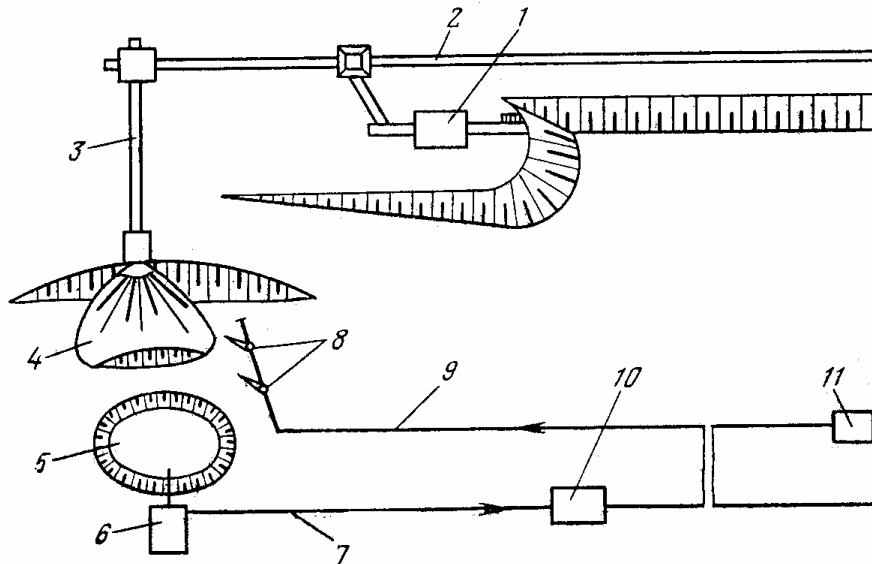


Рис. 10.20. Схема розробки навалу руди роторним екскаватором з гідротранспортуванням: 1 – екскаватор; 2 – вибійний конвеєр; 3 – торцевий конвеєр; 4 – навал руди; 5 – зумпф; 6 – землесос; 7 – трубопровід; 8 – гідромонітор; 9 – водовід; 10 – перекачувальна станція; 11 – насосна станція

Технологічні схеми видобутку корисних копалин на кар'єрах малої глибини прості за конструкцією. Проте, від значення їх параметрів, потужності порід розкриття й продуктивності кар'єру істотно залежить вибір типу розкривного устаткування й схеми його експлуатації. Доцільно сформована гірничотранспортна система кар'єру при цьому повинна забезпечувати високі техніко-економічні показники гірничих робіт і низьку собівартість видобутку корисних копалин.

### 10.9. Системи розробки родовищ пильного каменю

За умовами утворення розрізняють родовища пильного каменю осадового морського, вулканічного й осадово-континентального походження. До родовищ осадового морського походження, які широко поширені, відносяться мшанкові, нумолітові й оолітові вапняки, туфописковики, мергелі, опоки, вапняки-черепашники тощо. Такі родовища поширені на території України, Молдови, Криму, Північного Кавказу, Закавказзя й інших регіонів СНД. Типовими представниками вулканічних родовищ є туфи Артиксського (Вірменія), Каменського (Кабардино-Балкарія) і Ковач (Закарпаття) родовищ. До осадових континентальних родовищ відносяться вапнякові туфи, які утворилися при осадженні карбонату кальцію з водних джерел.

Потужність порід розкриття більшості родовищ не перевищує 25 – 30 м, а корисних копалин – досягає 20 – 30 м. У зв'язку з цим звичайно породи розкриття відпрацьовують одним-двома уступами, а корисні копалини переважно декількома. Коефіцієнт розкриття не перевищує  $1 \text{ м}^3/\text{м}^3$ . Висота розкривних уступів визначається геологічними умовами й параметрами виймально-навантажувального устаткування, а добувних – змінюється у межах 0,41 – 3 м.

Для підготовки механізованого видобутку пильного каменю проводять капітальні, розрізні й флангові траншеї. Потім нарізають потрібну кількість добувних уступів, забезпечують необхідне випередження розкривних робіт і ширину робочих площадок для переміщення засобів кар'єрного транспорту, розміщення готової продукції й відходів виробництва. За характером будови верхньої частини покладів корисних копалин і покриваючих порід розрізняють чотири типи родовищ із перекриттям пильного каменю:

I – тільки м'якими породами; верхня частина родовища за своєю монолітністю не відрізняється від основної;

II – тільки м'якими породами, а верхня частина родовища на контакті з породами розкриву пронизана тріщинами;

III – напівскельними породами, які не відповідають вимогам державного стандарту для виробництва товарної продукції;

IV – скельними породами підвищеної міцності, що набагато перевищує міцність пильних різновидів.

Породи розкриву відповідно встановленим міцності й потужності розробляють екскаваторами, бульдозерами, з механічним або підричним подрібненням за раніше описаними схемами. На родовищах I-го типу при виконанні підготовчих робіт досить по покрівлі пильного каменю зрізати нерівності рельєфу й знівелювати її у горизонтальній площині. Такі роботи виконують каменерізальними машинами. На родовищах II й III-го типів для виймання непильних різновидів з покрівлі родовища застосовують також врубові машини, канатні установки й розпушувачі. На родовищах IV-го типу покриваючі породи руйнують буропідричним способом з попереднім проведенням врубової щілини для захисту покрівлі пильного покладу. Для забезпечення якості стінового каменю при веденні гірничих робіт повинні дотримуватися прямолінійність уступу, його висота, горизонтальне або слабопохиле розташування підошви з міліметровими допусками у вертикальній площині.

Розкриття родовищ пильного каменю здійснюється переважно груповими й загальними траншеями, а також їх сполученням. При невеликій потужності покриваючих порід і корисних копалин розкриття уступів ведеться окремими траншеями. Добувні роботи ведуться за одnobортною схемою (рис. 10.21) з поздовжнім і поперечним переміщенням фронту робіт.

Основним недоліком поздовжнього переміщення гірничих робіт є перекриття в'їзду в кар'єр при підготовці чергового добувного уступу зі зниженням ширини транспортних площадок і проведенням флангових траншей. Розташування транспортних комунікацій більш ефективно при поперечному посуванні фронту робіт, що забезпечує постійний доступ транспортних засобів на добувні уступи з боку покрівлі покладу. Транспортний зв'язок між окремими уступами може здійснюватися також за допомогою інвентарних металевих з'їздів-площадок, які покриті деревом і пересуваються за необхідності навантажувачами.

Нагірні родовища розкривають напівтраншеями, які проводять у межах граничного контуру кар'єрного поля й мають складну петльову трасу. При цьому кожний уступ має самостійний транспортний зв'язок з напівтраншеєю. Зі

зниженням гірничих робіт частину напівтраншеї, що примикає до кар'єру, періодично переносять. Внаслідок наявності укосів з обох сторін родовища проводити флангові траншеї не потрібно.

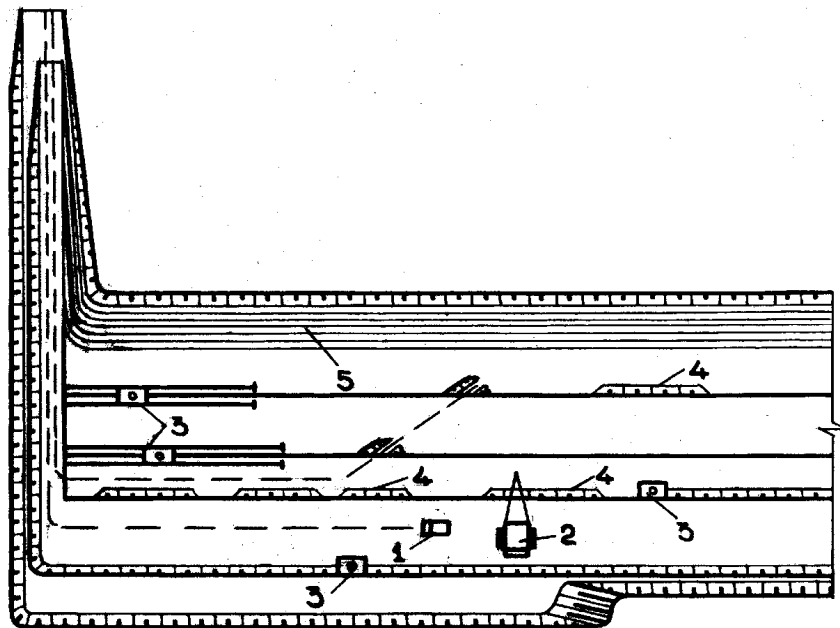


Рис. 10.21. Схема розкриття родовища загальною траншеєю: 1 – одноківшовий навантажувач; 2 – стріловий кран; 3 – каменерізальна машина; 4 – штабель вирізаних блоків; 5 – відпрацьовані уступи

Розрізну траншею доцільно закладати поздовжньо по центру кар'єрного поля. При цьому зменшуються витрати на будівництво кар'єру й відстань вивезень готової продукції з нього, що забезпечує більшу продуктивність гірничого устаткування. Довжина фронту робіт, що виділяється для експлуатації однієї добувної машини, визначається за критерієм максимальної концентрації основного й допоміжного устаткування (табл. 10.3).

Ширина робочих площадок визначається з урахуванням габаритних розмірів каменерізальних машин і організації їхнього переміщення (рис. 10.22). Робочі площадки можуть бути призначені для розміщення добувного, навантажувального й транспортного устаткування, а також штабелів готової продукції або тільки добувного устаткування. Ширина робочої площадки  $Ш_{pn}$  (м) визначається за формулою

$$Ш_{p.n} = v_3 + l_a + C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + F, \quad (10.32)$$

де  $v_3$  – нормативне посування фронту робіт, м;  $v_3 = \frac{A_2}{l_m h_y}$ ,  $A_2$  – обсяг гірничої ма-

си, що добувається за нормативний час витримки каменю для видалення вологи, діб;  $l_m$  – довжина машинного блока, м;  $h_y$  – висота уступу, м;  $l_a$  – ширина автостороги, м;  $C_1, C_2$  – відстані між габаритами транспортних машин і брівкою уступу, м;  $C_3, C_4$  – відстані між брівкою уступу та внутрішніми й зовнішніми транспортними рейками, м;  $F$  – ширина штабелю товарної продукції, м.

Таблиця 10.3

Параметри добувних каменерізальних машин (за Б.М. Родіним і Ю.Д. Буяновим)

Марка машини	Швидкість робочої подачі, м/хв	Міцність каменю на стиск, Н/см <sup>2</sup>	Довжина уступу, м	Ширина робочої зони, м
СМ-89А	5,0	40 – 100	170 – 230	70 – 75
	2,0	350 – 500	120 – 170	60 – 66
СМ-518	8,0	40 – 100	320	100
	2,0	350 – 400	220	70
СМ-824	1,7	40 – 100	840	100
	1,0	100 – 350	700	90
СМ-177А	0,25	1000 – 2000	175	500
СМ-580А	0,1	2500 – 4000	130	40
	1,7	350 – 500	310	50
	0,6	2000 – 2500	210 – 270	40
СМ-826	4,0	40 – 100	150 – 200	80 – 85
	2,0	150 – 250	70 – 120	70 – 75
СМ-950	0,6	5000 – 1000	400 – 450	100 – 110

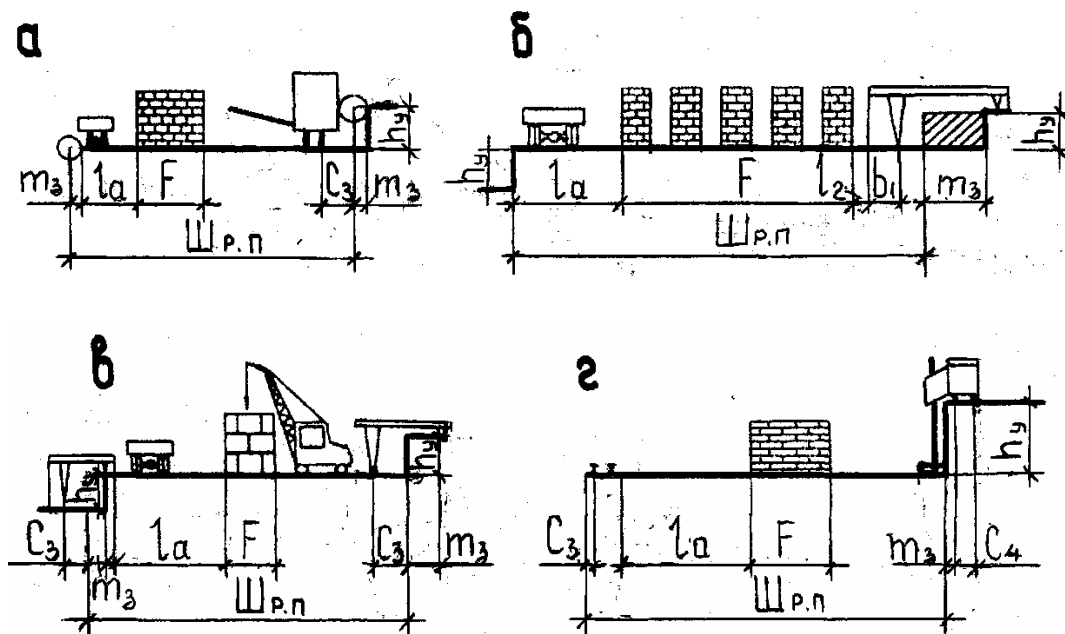


Рис. 10.22. Схеми для визначення ширини робочих площадок кар'єрів пильного каменю: а – для підступних машин; б – для уступних машин при видобутку стінового каменю; в – для уступних машин при видобутку великих блоків; г – для надступних захватних машин:  $m_3$  – ширина пропилу, м.

Видобуток штучного каменю на кар'єрах пов'язаний зі значним обсягом вантажно-транспортних робіт, коли доводиться переміщувати готову продукцію за межі дії каменерізальної машини, навантажувати її в транспортні засоби й перевозити до місця призначення. Крім того, до технологічного процесу входять навантаження й транспортування відходів пиляння каменю, а також порід розкриття.



Навантаження блоків здійснюють, як правило, піднімальними автомобільними кранами вантажопідйомністю 3 – 15 т і кранами на колісному й гусеничному ході вантажопідйомністю 20 – 25 т. Найбільше поширення одержало нижнє й верхнє навантаження блоків на робочих площадках, які одночасно є й транспортними горизонтами. Таким чином можна обслуговувати одним краном два уступи. У цьому випадку транспортні горизонти розташовуються через один добувний уступ.

Механізація навантажувальних робіт мілких стінових блоків при безконтейнерному перевезенні передбачає укладання їх у пакети. Механізми для складування великих блоків обладнуються кліщовими захватами спеціальної конструкції, що забезпечує надійність захвату й збереження цілісності матеріалу. Механізоване збирання виробничих відходів на робочих площадках уступу й транспортування їх до відвалу здійснюються бульдозерами разом з екскаваторами й автосамоскидами або навантажувачами самостійно або у комплексі з автосамоскидами.

### **Питання до самоконтролю**

1. У чому особливість розробки мілких кар'єрів?
2. Поясніть технологічну схему виймання й відвалування порід розкриву розкривною мехлопатою.
3. Поясніть технологічну схему виймання й відвалування порід розкриву драглайном з встановленням його на верхній площадці уступа.
4. Поясніть технологічну схему виймання й відвалування порід розкриву драглайном з встановленням його на проміжній площадці уступа.
5. У чому полягає особливість відпрацювання торцевих ділянок кар'єру однокішшовими екскаваторами?
6. Поясніть технологічну схему відпрацювання порід розкриву одним драглайном з переєкскавацією.
7. Поясніть технологічну схему відпрацювання порід розкриву драглайном з наступною переєкскавацією їх одним допоміжним екскаватором.
8. Поясніть технологічну схему відпрацювання порід розкриву драглайном з наступною переєкскавацією їх двома допоміжними екскаваторами.
9. Поясніть схему розробки кар'єрного поля одним блоком з одним виїздом на поверхню.
10. Поясніть схему розробки кар'єрного поля одним блоком з двома виїздами на поверхню.
11. Поясніть схему розробки кар'єрного поля двома блоками з одним центральним виїздом на поверхню.
12. Поясніть схему розробки кар'єрного поля двома блоками з двома фланговими виїздами на поверхню.

13. Поясніть схему розробки кар'єрного поля двома блоками з трьома виїздами на поверхню: двома фланговими й одним центральним.
14. Поясніть схеми утворення підготовлених до виймання зимових запасів корисних копалин при експлуатації консольного відвалоутворювача.
15. Поясніть схеми утворення підготовлених до виймання зимових запасів корисних копалин при експлуатації відвалоутворювача у комплексі з перевантажувальним мостом.
16. Поясніть схему визначення ширини західки роторного екскаватора.
17. Поясніть схему визначення ширини західки ланцюгового екскаватора.
18. Поясніть схему роботи екскаваторно-відвального комплексу при врізанні роторного екскаватора до нової західки.
19. Поясніть схему роботи добувного крокуючого екскаватора.
20. Поясніть схему роботи добувного ланцюгового багатоківшового екскаватора у складному вибою.
21. Поясніть схему роботи добувного роторного екскаватора сумісно з гідравлічним транспортом.
22. Поясніть технологічні умови розробки родовищ пильного каменю.
23. Поясніть схеми розкриття й підготовки кар'єрів пильного каменю.
24. Поясніть схеми для визначення ширини робочої площадки при роботі підступних і уступних каменерізних машин.
25. Поясніть схеми для визначення ширини робочої площадки при роботі надуступних каменерізних машин.

## **Глава 11. Суцільні екскаваторно-транспортні системи розробки кар'єрів середньої глибини та глибоких**

### **11.1. Загальні положення**

За наведеною класифікацією до кар'єрів середньої глибини відносяться виїмки в надрах землі з межами розробки 51 – 100 м, а до глибоких – 101 – 200 м (див. табл. 1.6). Такими кар'єрами відпрацьовують осадові й метаморфогенні поклади, родовища марганцевих руд, вугілля, будівельних гірських порід тощо. При невеликій потужності пластів корисних копалин (2 – 10 м) на марганцеворудних і деяких вугільних кар'єрах потужність порід розкриву досягає 85 – 100 м. У той же час поклади будівельних гірських порід у більшості випадків мають потужність у діапазоні 30 – 150 м і більше з відносно невеликою товщиною покриваючих порід. За площею залягання й міцністю порід розкриву й корисних копалин зазначені родовища досить різноманітні й коливаються в значних межах.

Характерною рисою розглянутих кар'єрів є розміщення порід розкриву у виробленому просторі з використанням різних видів транспорту в комплексі з екскаваторно-відвальним устаткуванням при розробці тільки нижнього уступу. На глибоких кар'єрах зі скельними корисними копалинами переважно застосовують зовнішнє відвалування. Кам'яне вугілля й напівскельні породи попередньо розпушують підривними роботами з можливістю наступного виймання драглайнами й багатоківшовими екскаваторами. Скельні породи розкриву й корисні копалини після дроблення екскавують прямими й зворотними мехлопатами. Відповідно до типу головної навантажувальної машини в комплексі приймають і доцільний вид кар'єрного транспорту в технологічній схемі розробки. Тому на кар'єрах досліджуваної групи гірничотранспортні системи характеризуються за способом переміщення гірничої маси як у внутрішні, так і в зовнішні відвали із застосуванням певного виду транспорту. При цьому головним є умови залягання покладів корисної копалини та можливість складування порід розкриву з максимальними обсягами до внутрішніх відвалів. Параметри систем розробки таких кар'єрів в основному залежать від гірничо-геологічних умов залягання покладів корисних копалин. Розробка родовищ бурого вугілля України є наочним втіленням у виробництво новітніх методів застосування технічних засобів і організації гірничотранспортних робіт на кар'єрах середньої глибини та глибоких.

### **11.2. Сучасний стан і перспективи добування бурого вугілля**

З самого початку розвитку відкритого вуглевидобутку в СРСР було взято курс на будівництво потужних гірничих підприємств. Уже в 50-х роках минулого століття почали будувати вугільні розрізи потужністю від 3 до 15 млн т на рік. Найбільш великі з них були запроектовані на Екібастуському й Ітатському родовищах. Середньодобова продуктивність розрізів змінювалась від 1480 т у 1941 р. до 4861 т – у 1956 р. Причому, поряд з цим послідовно збільшувалося й освоєння їх проектної потужності з 96% – у 1954 р. до 115,2% – у 1955 р. і до 127,1% – у 1956 р.

Після цього відкритий спосіб добування вугілля в країнах СРСР стрімко зростає не тільки по окремих басейнах (Інгренське родовище – 1948 р.; Кузбас – 1949 р.; Байдаківське, Семенівсько-Головківське, Юрківське – 1950 р.; родовища Башкирії – 1952 р.; Екібастузське родовище – 1954 р.), а й по країні у цілому. Так, питома вага відкритого добування вугілля у 1940 р. складала 3,8%; у 1945 р. – 11,9%; у 1950 р. – 10,4%; у 1955 р. – 16,6%; у 1956 р. – 18,3%. Його виймання супроводжувалося значним обсягом розкривних робіт, річна величина яких у 1957 р. досягала 230 млн м<sup>3</sup>. Коефіцієнт розкриву на той час по окремих підприємствах коливався від 0,5 м<sup>3</sup>/т (Ірша-Бородинське родовище) до 7,9 – 8,3 м<sup>3</sup>/т (Коркінський розріз). Тоді ж було встановлено й економічну доцільність ведення відкритих робіт за безтранспортною системою розробки з коефіцієнтом розкриву до 18 – 20, транспортно-відвальною – до 15 і комбінованою – до 12 м<sup>3</sup>/т [15].

Способи розкриття й подальшої розробки буровугільних родовищ суттєво залежать від геологічних умов їх залягання. Так, якщо для вугільної промисловості США і Німеччини характерна однотипність родовищ у межах країни, то для Росії, Казахстану й України, навпаки, умови її залягання доволі різноманітні. Слід відзначити, що у США відкритим способом розробляють в основному горизонтальні або пологі пласти з середньою потужністю 1,6 м та максимальним їх значенням 4 – 6 м, у Німеччині – горизонтальні пласти потужністю 10 – 30 м і більше, які залягають під товщею наносів потужністю 20 – 80 м. На площі ж колишнього СРСР можливо виділити не менше 10 типів вугільних родовищ, що різняться потужністю пластів, умовами залягання (від горизонтального до крутого), міцністю вугілля й вміщуючих порід, засміченням продуктивних шарів, водоприпливністю, кліматичними умовами тощо. Все це стало підставою для застосування різноманітних схем розкриття родовищ, експлуатації різнотипного гірничотранспортного устаткування, а також параметрів систем розробки на відміну від технології відкритої розробки родовищ США і Німеччини.

Великий обсяг гірничих робіт на вітчизняних підприємствах став можливим тому, що при розкритті родовищ:

- вантажопотоки вугілля і породи поділяються на зони, що об'єднують декілька уступів або поділяють їх по флангах;
- рух транспортних засобів здійснюється по відокремлених розкривних виробках порожнього і вантажного напрямків;
- організація транспортних вантажопотоків здійснюється за вільним графіком, а обмінні пункти виносять ближче до екскаваторних вибоїв.

Системи розробки у вугільних розрізах визначаються способом виймання і транспортування порід розкриву, оскільки у загальному обсязі ці процеси займають провідне місце. До 1941 р. родовища експлуатували тільки за транспортною системою розробки, при якій породи розкриву залізницею вивозилися до зовнішніх відвалів. Але вже у 1943 р. на Коркінському розрізі була застосована безтранспортна система, коли однокішові екскаватори виймали й розміщували пусті породи у виробленому просторі. У 1943 – 1944 рр. на Богословських розрізах впроваджують комбіновану систему, коли верхні уступи розробляли з вивезенням пустої породи залізницею до зовнішніх відвалів, а породи

нижнього уступу висотою 20 – 25 м перевалювали екскаваторами до виробленого простору. Нові системи розробки дозволили збільшити продуктивність праці більше ніж у два рази. Тоді ж були розроблені проекти використання пересувних стрічкових відвалоутворювачів на Райчихінському родовищі, а дещо пізніше – транспортно-відвальні системи знайшли застосування на буровугільних розрізах України.

Суттєва обводненість гірських порід сприяла застосуванню для їх розробки й транспортування засобів гідромеханізації. Вперше на вугільних підприємствах така технологія була застосована у 1938 р. на Байдаківському розрізі. В 1942 – 1943 рр. на Батурінському розрізі №3 треста Коркінвугілля, а потім і на розрізі №4 треста Вахрушіввугілля була впроваджена самостійна гідроустановка для ведення розкривних робіт. Залежно від міцності гірничої маси на розмив 1 м<sup>3</sup> ґрунту було потрібно витратити 6 – 15 м<sup>3</sup> води під тиском 6 – 7 атм. Порода транспортувалася до гідровідвалів трубопроводами за допомогою землесосів 8НЗ і ЗГМ-1 з добовою продуктивністю 1000 – 1400 і 1500 – 2100 м<sup>3</sup> відповідно. При цьому продуктивність обслуговуючого персоналу була вища у 2 – 3 рази порівняно з екскаваторним вийманням. Проте питома потреба в електроенергії для гідромеханізації була вища у 3,6 – 4,4 рази порівняно з екскаваторно-залізничним комплексом.

Слід відзначити, що порушення породи за допомогою гідромоніторів забезпечує високу продуктивність тільки при розробці ґрунтів до IV категорії за міцності (суглинки, піски, супісі тощо). При вийманні ж більш міцних порід потреби у воді й електроенергії різко зростають (до 30 – 40 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>). Зимові умови суттєво скорочують час ефективного використання гідромоніторів. У той же час застосування бульдозерів і земснарядів у комбінації з гідроспособом значно розширює можливості розробки м'яких порід. Так, за пропозицією проф. Н.Д. Холіна у 1948 р. при будівництві Райчихінського розрізу було застосовано схему видалення наносів потужністю 11 м з рихленням породи бульдозером і транспортуванням її за допомогою води. На місці виконання робіт попередньо збудували землесосну установку, водовід, пульповід і гідромонітори. Бульдозером знімали шар пустої породи товщиною 10 – 15 см і зіштовхували до бункеру, де вона розмивалася водою з гідромоніторів і видалялася за межі кар'єру пульповодом. Цикл роботи бульдозера складався із трьох заходок загальною довжиною 27 м. Продуктивність бульдозера складала 83,7 м<sup>3</sup>/год, витрата електроенергії – 3,5 кВт/м<sup>3</sup>.

### **11.3. Геологічні особливості й умови залягання родовищ бурого вугілля**

Буре вугілля являє собою природний тип твердої корисної копалини осадового походження як перехідної форми від торфу до кам'яного різновиду. Його поклади залягають у надрах Землі у вигляді плито- і лінзоподібних тіл з невеликою, порівняно із площею розповсюдження, потужністю. Широке промислове значення видобутку бурого вугілля (далі вугілля) в Україні починається з 1929 р., коли був створений трест Укрбурвугілля. Об'єктом розробки став Дніпровський буровугільний басейн, який розташований у центральній частині

України і простягається широкою смугою з північного заходу на південний схід через Житомирську, Київську, Черкаську, Кіровоградську, Дніпропетровську, Запорізьку і, частково, через Миколаївську і Одеську області. Загальна протяжність басейну складає 650 км при ширині 70 – 175 км. Його площа становить біля 100 тис. км<sup>2</sup>.

На площі басейну виділено 10 геолого-промислових районів, які розташовані з північного заходу на південний схід наступним чином [50, 51]:

1. Коростишевський – Коростишевське родовище.
2. Звенигородський – Юрківське, Мокро-Колигорське, Зеленівське, Залізничкове, Олександрівське та інші більш мілкі родовища.
3. Златопольський – Ново-Миргородське, Златопольське, Журовське, Сердюковське, Палеологівське (Квитковський і Михайлівський поклади) родовища.
4. Кіровоградський – Мало-Висківське, Зелено-Гайське, Ново-Михайлівське, Мамайське, Веселівське, Аджамське, Балашівське, Зеленівське родовища.
5. Ново-Георгіївський – Золотаревське, Ревівське, Табурищенське, Миронівське родовища.
6. Олександрійський – Бандурівське, Морозівське (ділянки Верболозівська, Байдаківська, Семенівська №4, Семенівсько-Головківська), Мошорино-Світлопільське, Ново-Празьке, Михайлівське, Мар'янівське, Балаховське родовища.
7. Криворізький – Христофорівське, Гур'ївське, Весело-Тернівське, Пічугінське, Коломийцівське родовища.
8. Саксаганський – Ганнівське, Фастівське, Ново-Олександрівське, Верхньодніпровське, Соколівське, Саксаганське, Адамівське, Павло-Григор'ївське, Широківське, Барвінковське, Каменське родовища.
9. Дніпропетровський – Карнаухівське, Павловське, Синельниковське, Первозванівське родовища.
10. Горіховський – Горіхівське родовище.

У межах басейну нараховано до 120 родовищ і вуглепроявлень бурого вугілля, але не всі з них мають практичне значення та достатні запаси. Станом на 01.01.1985 р. у межах басейну нараховано 33 родовища, балансові запаси яких за категоріями А+В+С<sub>1</sub> становили 2409,3 млн т; за категоріями С<sub>2</sub> – 215,7 і 393,1 млн т – забалансові. Балансові запаси, що придатні для відкритої розробки, по категоріям А+В+С<sub>1</sub> становлять 510,9 млн т, забалансові – 393,1 млн т. Розташовані вони в основному в Кіровоградській (240,57 млн т) і Дніпропетровській (106,62 млн т) областях; інші – у Черкаській (187,4 млн т), Запорізькій (11,43 млн т) і Вінницькій (5,24 млн т) областях.

В експлуатації знаходилось дев'ять родовищ: Андрушівське, Козацьке, Кайтанівське, Юрківське, Балахівське, Бандурівське, Морозівське, Новомиргородське та Семенівсько-Олександрійське, на базі яких працювали 14 вугільних підприємств загальною річною продуктивністю 12,22 млн т, з них сім вугільних розрізів із загальною продуктивністю 6,65 млн т. До 2000 р. було намічено будівництво чотирьох нових шахт із загальною річною потужністю 7,1 млн т і вугільний розріз потужністю 4 млн т (Верхньодніпровське родовище) [50]. Проте

станом на 2011 р. добування бурого вугілля в Україні з причин недостатнього фінансування було практично припинено.

Німецькою фірмою Лаубаг виконано прогноз відновлення української буровугільної промисловості, згідно з яким комерційно цікавим є використання запасів, що до останнього часу не експлуатуються. Серед них, у першу чергу, планується відновлення видобувних робіт на вже розкритих і обладнаних технікою розрізах Костянтинівському та Морозівському із запасами 48,6 і 20,1 млн т і проектною річною продуктивністю 2,3 і 1,5 млн т відповідно. У подальшій перспективі додатково планується освоєння Верхньодніпровського родовища із запасами 146,4 млн т, Ново-Дмитрівського (390 млн т) і Сула-Удайського (130 млн т) з річною продуктивністю 4,7; 8 – 10; 2 і 4,6 млн т відповідно.

У Дніпровському басейні вугленосна товща складається від одного до трьох зближених між собою пластів вугілля, які є, по суті, загальним буровугільним шаром, що поділений породними прошарками потужністю від 0,5 до 6 м і більше. Основним пластом є нижній з потужністю до 25 м при середньому значенні 2 – 4 м. Верхній пласт характеризується змінною потужністю від 0,1 до 3 м. Максимальна потужність усіх пластів сягає 29 м (Верхньодніпровське родовище). Конфігурація покладів доволі складна і повторює контури палеодолин, у межах яких вони розташовані. Залягання родовищ практично горизонтальне. Глибина їх розташування від поверхні коливається від 10 – 30 м у центрі, до 100 – 150 м – на водорозділах. Площа окремих родовищ сягає 50 – 60 км<sup>2</sup> (табл. 11.1).

Слід відзначити, що Україна на цей час має 8,6 млрд т розвіданих і 3,5 млрд т балансових запасів бурого вугілля. Зосереджені вони у Дніпровському буровугільному басейні та на відокремлених родовищах Харківської та Полтавської областей – Ново-Дмитрівському і Сула-Удайському. Найбільш перспективними з них для відкритої розробки є запаси, які розташовані в Олександрійському районі Кіровоградської та на Верхньодніпровському й Синельниковському родовищах у Дніпропетровській областях, а також Ново-Дмитрівське – на Харківщині.

Запаси **Олександрійського району** зосереджені в основному на двох ділянках Миронівського родовища – Миронівській та Костянтинівсько-Березівській, на ділянці Ведмежеярській, а також на ділянці Морозівській №3 Морозівського родовища. Гірничогеологічні умови цих ділянок складні і характеризуються значною глибиною залягання, невеликою потужністю вугільного шару і високим коефіцієнтом розкриву. За даними інституту УкрНДІпроект на Миронівській ділянці виділена площа під відкриті розробки з запасами 63 млн т і коефіцієнтом розкриву 17 м<sup>3</sup>/т, а на Костянтинівсько-Березівській ділянці – із запасами 25 млн т і коефіцієнтом розкриву 10 м<sup>3</sup>/т. Ділянка Ведмежеярська має під відкриті роботи запаси 29 млн т. Потужність пласта вугілля коливається від 2 до 12,2 м при середній 6,3 м. Сумарна потужність порід розкриву 70 – 90 м. Морозівська ділянка №3 під відкриті розробки має запаси 11,4 млн т з коефіцієнтом розкриву 10 – 15 м<sup>3</sup>/т.

Таблиця 11.1  
Геолого-промислова характеристика Дніпровського басейну бурого вугілля (за П.Г. Нестеренком)

Назва районів і родовищ	Превалююча глибина залягання пластів, м	Потужність пластів, м	Превалюючий коефіцієнт розкри-ву, м <sup>3</sup> /т	Якісна характеристика вугілля						Вихід смол, %
				W <sub>p</sub> , %	A <sup>c</sup> , %	S <sup>c</sup> <sub>зас</sub> , %	γ <sup>r</sup> , %	Q <sub>с</sub> <sup>c</sup> , ккал/кг	Вихід бітумів, %	
<b>Коростишівський</b> Коростишівське	15 – 25	4 – 5	4 – 10	55,6	40	6,28	45,2 – 58,5	6530	13,2	5 – 13
<b>Звенигородський</b> Юрківське	15 – 20	4 – 6	6 – 7	50	14 – 18	4 – 5,3	23,7 – 62	5900 – 6530	0,6 – 7,8	5,4 – 23,6
<b>Златопольський</b> Ново-Миргородське	65 – 70	4 – 5	10 – 15	42,65 – 59,4	10,7 – 40	0,8 – 4,72	50,9 – 68,6	6560 – 7170	1,9 – 17,75	15,5
<b>Кіровоградський</b> Балашівське	35 – 38	3 – 5	підз. розроб.							
<b>Ново-Георгіївський</b> Миронівське	90 – 100	3 – 6	20 – 30	47,2 – 60,9	9,8 – 26,5	1,3 – 3,7	57,3 – 71	5900 – 7450	1,3 – 11,6	8,5 – 24,6
<b>Олександрійський</b> Бандурівське	60 – 70	4 – 5	8 – 10	49,9 – 61,1	9,7 – 35,6	1,14 – 3,79	50,5 – 68,5	5000 – 6950	2,3 – 9,25	5 – 22,8
Морозівське	50 – 60	3,5 – 6	5 – 10	50 – 59,9	11,7 – 17,5	3 – 3,7	60 – 63	6500 – 7000	5,5 – 6,2	8 – 23
Верболозівська діл.	50 – 60	2,5 – 3,5	8 – 15	51 – 60,2	11,5 – 16,5	1,8 – 3,6	58 – 67	6000 – 6500	3,2 – 8,5	6 – 23
Байдаківська діл.	30 – 40	5 – 10	4 – 8							
Семенівсько-Головківська діл.	30 – 40	10 – 12	2 – 5							
Балахівське	30 – 40	4,5 – 7	4 – 8	57 – 62	8,7 – 33,4	2,95 – 5,25	59,1 – 72,5	5130 – 7880	3,38 – 15,96	8,4 – 38,8
<b>Криворізький</b> Христофорівське	35 – 40	3,5 – 4,5	6 – 10	54 – 63,2	7,4 – 27,6	5,34 – 6,44	47,2 – 73	3200 – 7070	4,33 – 5,55	6,8 – 38,2
Пічугінське	65 – 75	3 – 4	20 – 25	54,6 – 71,4	12,2 – 29,3	4,12	57,8 – 62	6300 – 7130	3,5 – 10,9	12 – 18
<b>Сакаганський</b> Ново-Олександрівське	65 – 75	5 – 8	10 – 15	54,1 – 69,59	9,8 – 28,7	2,51 – 5,79	57,2 – 67,1	5880 – 7590	3,3 – 11,4	6,9 – 23,9
Верхньодніпровське	50 – 70	8 – 11	6 – 12	52,8 – 58,4	8,7 – 28,8	1,1 – 4,3	53 – 70	6730	2,8 – 12,6	8 – 25
<b>Дніпропетровський</b> Синельниківське	65 – 75	5 – 7	5 – 20	56	12,7 – 17,2	2,3 – 4,5	27	6700	до 8	8,5 – 26
<b>Горхівський</b> Горхівське	50 – 55	2 – 3	20 – 30	46,9 – 58,6	19,6 – 38,4	1,68 – 4,96	28,3 – 60	3770 – 6700	1,67 – 6,37	4,85 – 8,73
– верхній пласт	85 – 95	2 – 3	25 – 30	54 – 60	12,4 – 40	0,96 – 5,99	45,2 – 64,7	6560 – 7590	2,37 – 10,86	5,3 – 16,4

Позначення: W<sub>p</sub> – вологість, %; A<sup>c</sup> – зольність, %; S<sup>c</sup><sub>зас</sub> – вміст сірки, %; γ<sup>r</sup> – вміст летючих на горючу масу, %; Q<sub>с</sub><sup>c</sup> – теплота згоряння, ккал/кг



На **Верхньодніпровському родовищі** запаси під відкриті роботи становлять 159,2 млн т. Гірничогеологічні умови сприятливі: потужність вугільного пласта 10,6 м, промисловий коефіцієнт розкриву – 6,6 м<sup>3</sup>/т, вологість 51%, зольність 18,7%, місткість бітуму 8,3%, теплота згоряння вугілля 2290 ккал/кг. Тут можливо побудувати розріз із річною потужністю 4,0 – 4,7 млн т. Але це родовище знаходиться у природоохоронній зоні р. Дніпро і відведення його під розробку у Дніпропетровській області, яка й так перевантажена гірничодобувними підприємствами, доволі проблематичне.

На **Синельніковському буровугільному родовищі** з загальними запасами 350 млн т під відкриті роботи розвідана ділянка Петровська з запасами 70 млн т і коефіцієнтом розкриву 9,1 м<sup>3</sup>/т. Вміст вологи у вугіллі 58%, сірки 4,8%, зольність 20,8%, вміст бітуму 7,4%, теплота згоряння 1810 ккал/кг. Гірничогеологічні умови складні. Інші родовища Верхньодніпровського буровугільного району розвідані попередньо й можуть розроблятися тільки підземним способом.

**Ново-Дмитрівське родовище** бурого вугілля розташоване у Барвінківському районі Харківської області. Воно приурочене до глибокої западини над сольовим штоком, має мульдоподібну форму. Промисловий інтерес становлять три буровугільних пласти, потужність яких змінюється від 2,0 до 60 м. Балансові запаси становлять 390 млн т. Зольність вугілля змінюється від 13,5 до 40%, вологість – 48,5 – 56%, вміст сірки – 1,5 – 3,8%, теплота згоряння коливається від 1435 до 2930 ккал/кг. Глибина залягання вугільних пластів на виходах до поверхні 50 – 60 м, а у центрі мульди досягає 300 – 400 м. Промисловий коефіцієнт розкриву складає 4 м<sup>3</sup>/т. Вугілля придатне як для брикетування й отримання гірського воску, так і для прямого спалення та хіміко-технологічної переробки [15].

**Сула-Удайське родовище** розташоване у Полтавській області, складається із чотирьох ділянок: Воронківської, Меліхівської, Сенчанської та Дубровської. Загальні запаси ділянок становлять 504,5 млн т. Ділянка Меліхівська розвідана попередньо, а інші висвітлені тільки пошуковими роботами. Буровугільні поклади Меліхівської ділянки представлені двома пластами – верхнім і нижнім. За попередніми даними потужність верхнього пласта становить 2,7 м, нижнього – 3,8 м. Глибина залягання продуктивних пластів коливається від 16 до 112 м. Робоча вологість – від 58,8 до 60,2%, вміст сірки – від 1,46 до 1,7%, теплота згоряння палива – 2080 ккал/кг. Попередньо виділена ділянка під відкриту розробку має середній коефіцієнт розкриву 9,5 м<sup>3</sup>/т, запаси – біля 100 млн т. Якість вугілля вивчена недостатньо.

З виконаного геолого-промислового огляду слідує, що за умовами залягання буровугільних покладів, їх якості й величиною промислових запасів доцільним є відновлення законсервованих добувних робіт на Костянтинівському і Морозівському розрізах. Але їх промислові запаси й експлуатаційна продуктивність недостатні для задоволення енергетичних потреб регіону. Тому в якості першочергового будівництва нових буровугільних підприємств слід відзначити Ново-Дмитрівське родовище, на базі якого можливо створити потужний паливно-енергетичний комплекс. На користь такого висновку слід додати, що поряд з цим родовищем виявлено ще декілька аналогічних мульдоподібних покладів

бурого вугілля над сольовими штоками з великими запасами: Бантишевське, Степківське, Берекське, Біляєвське та інші – усього 10 соляно-купольних структур. Вугілля на них характеризується підвищеним виходом смоли (до 18,5%) і бітуму (до 10 – 15%) [15].

#### 11.4. Системи розробки із застосуванням автомобільного транспорту

Автомобільний транспорт у самостійному використанні повсюдно застосовується для переміщення різноманітних корисних копалин і скельних порід розкриття, а також м'яких різновидів на відстань до 3 – 5 км до пунктів розвантаження. Так, при розробці скельних будівельних гірських порід для виробництва щебенів підготовку їх до виймання з масиву ведуть буропідривним способом. Як добувне устаткування експлуатують механічні лопати з місткістю ковша 5 – 8 м<sup>3</sup> у комплексі з автосамоскидами вантажністю 10 – 40 т. Оскільки корисні копалини залягають на значну глибину, розробка їх ведеться двома-трьома уступами з переходом на більш поглиблені при відпрацюванні верхніх. Розкриття кар'єрного поля здійснюють загальними внутрішніми траншеями. Переміщення фронту гірничих робіт у більшості випадків поздовжнє, поперечне або кільцеве. При валовій підготовці порід до виймання панелі добувних уступів відпрацьовують звичайно поздовжніми західками по розвалу гірничої маси торцевим або фронтальним вибоями. Висота уступу становить 10 – 15 м, ширина робочої площадки – 30 – 60 м, мінімальна довжина екскаваторного блоку – 75 – 150 м.

При відстанях перевезення гірничої маси понад 3 – 5 км автомобільний транспорт для зниження загальних витрат і підвищення продуктивності праці експлуатують у сполученні з залізничним або конвеєрним як збірної ланки. Кількісний аналіз статистичних даних роботи гірничорудних підприємств дозволив установити найбільш імовірні умови експлуатації автотранспорту у якості збірної. Вони характеризуються:

- порівняно малими (0,5 – 1,0 км) і середніми (1,1 – 2,5 км) відстанями перевезення гірничої маси при значній питомій вазі тимчасових автодоріг (до 50 – 70%) у загальній відстані транспортування;

- мінімальною шириною робочих (30 – 35 м) і маневрових (15 – 20 м) площадок, складними трасами із кривими малих радіусів (12 – 18 м) і переважно тупиковими під'їздами до екскаваторів;

- транспортуванням в основному скельних порід щільністю 3,2 – 4,0 т/м<sup>3</sup> на внутрішньокар'єрні перевантажувальні комплекси (екскаваторні пункти, бункери дробильних установок, естакадні перевантаження);

- великою інтенсивністю руху автосамоскидів (до 170 – 200 авт/год) на основних ділянках трас, що здійснюють технологічний зв'язок вибоїв з пунктами приймання гірничої маси.

До теперішнього часу збірний автотранспорт застосовують на всіх потужних кар'єрах з видобутку залізної руди, азбесту, а також на низці кар'єрів кольорової металургії й у вугільній промисловості. Розподіл обсягів перевезень за відстанню транспортування, середньозваженим ухилом й щільністю перевезених пустих порід і руд свідчить про значну варіацію умов його експлуатації.

Середньозважений поздовжній ухил збірних автотрас змінюється від 50 до 70‰, при вантажному напрямку руху на спуск у схемах з перевантаженням на стрічкові конвеєри, до +50 – 70‰ – при вантажному напрямку руху на підйом, становлячи у середньому 37,5‰. Керівний ухил, як правило, не перевищує 70 – 80‰. У глибинній зоні кар'єрів максимальні ухили окремих ділянок автомобільних трас часто підвищуються до 90 – 100‰.

Транспортування руди й породи виконується тимчасовими автодорогами на робочих горизонтах і на підйом (спуск) до внутрішньокар'єрних перевантажувальних пунктів. Тимчасові автодороги на скельній підосві споруджують без спеціальних покриттів. Їх будівництво обмежується плануванням дорожнього полотна бульдозерами з наступним підсипанням щебеню для зменшення зношування автошин. Ширина проїжджої частини автодоріг залежно від вантажності автосамоскидів змінюється від 9 – 11 до 17 – 19 м. Внаслідок цього середня робоча швидкість руху автосамоскида не перевищує 19 – 21 км/год.

Середня щільність гірничої маси, перевезеної збірним автотранспортом, становить 3,16 т/м<sup>3</sup>, що на 27% вище ніж магістральним. Зона дії збірного автотранспорту в більшості випадків обмежується робочою зоною кар'єру, віддаленої від автоцепа на 4 – 10 км, у зв'язку з чим спостерігається низький рівень коефіцієнта використання пробігу (0,40 – 0,45), скорочується чистий час роботи протягом зміни до 6,0 – 6,5 год, збільшується витрата дизельного палива й автошин. Гірничотехнічні умови експлуатації визначають специфічні особливості роботи автосамоскидів. До них варто віднести перевагу несталих режимів руху й значну питому вагу (до 40 – 50%) вантажно-розвантажувальних і маневрових операцій у загальній тривалості транспортного циклу, недовикористання швидкісних якостей, підвищену на 25 – 40% питому витрату дизельного палива й автошин, меншу надійність і пробіг (на 25 – 30%) автосамоскидів до списання.

Своєчасне перенесення перевантажувальних пунктів (ПП) дозволяє протягом тривалих періодів підтримувати відносно стабільні гірничотехнічні умови роботи автосамоскидів з раціональними відстанню транспортування й висоті підйому гірничої маси. Відзначений на низці кар'єрів деякий зріст зазначених параметрів пояснюється відставанням швидкості подовження комунікацій залізничного й конвеєрного транспорту разом із ПП від темпу зниження гірничих робіт у зоні експлуатації автотранспорту, стаціонарністю перевантажувальних пунктів тощо.

Підвищення продуктивності автосамоскидів, а отже, і зменшення їхньої кількості для виконання планового завдання можна вирішувати технічними й організаційними способами. Подовження конвеєрних підйомників із дробарками крупного дроблення, а також глибоке уведення залізничних комунікацій з перенесенням ПП на нижні горизонти вимагають величезних капітальних витрат і часу на гірничобудівельні роботи. Організаційні ж заходи полягають у керуванні роботою автосамоскидів протягом зміни й не вимагають великих капіталовкладень. При цьому диспетчер розподіляє автосамоскиди за пунктами навантаження у вибої й розвантаження на ПП або в дробарки. Розподіл проводиться на початку кожної зміни й, у міру необхідності, корегують у процесі виконання виробничої програми. Маршрут руху автосамоскидів вибирають за умови мінімальної відстані транспортування й можливості прийняття гірничої маси на ПП.

У ролі “порадника” диспетчерові по встановленню маршруту руху автосамоскидів із застосуванням ЕОМ розроблена імітаційна модель, в якій автомобільно-екскаваторний комплекс (АЕК) розглядається як багатоканальна, багатофазна, керована система масового обслуговування (СМО). Вхідний потік вимог становить час закінчення навантаження гірничої маси до автосамоскидів. Далі гірнича маса проходить дві фази обслуговування: перевезення на склади ПП і навантаження у думпкари.

Модель, що імітує роботу даної СМО, складається із чотирьох частин: генератора вхідного потоку вимог (ГВПТ), функціональної моделі (ФМ), інформаційної моделі (ІМ) і системи прийняття рішень (СПР). Зв'язки між ними показані на рис 11.1. Функціональна модель слугує для зберігання поточного стану різних відомостей про параметри АЕК: екскаваторів, перевантажувальних комплексів зі складами й відстаней між ними. Формальний стан АЕК може бути описано так

$$A = f(E, P, D),$$

де  $E$  – кількість екскаваторів у вибоях;  $P$  – кількість перевантажувальних екскаваторів на ПП;  $D$  – перелік відстаней між перевантажувальними екскаваторами.



Рис. 11.1. Блок-схема керування роботою автосамоскидів із застосуванням ЕОМ

Інтенсивність роботи вибійних екскаваторів  $e \in E$  описується як  $e = f(t_{on}, V)$ , де  $t_{on}$  – момент закінчення навантаження чергового автосамоскида;  $V$  – прогнозовані обсяги гірничої маси у вибоях за типами та черговості навантаження, т.

Перевантажувальні екскаватори  $p \in P$  описуються як  $P = f(Q_n, V_n, V_o, S)$ , де  $Q_n$  – продуктивність перевантажувального екскаватора, т/зміну;  $V_n$  – обсяг поїзда думпкарів, що перебувають під навантаженням, т;  $V_o$  – добовий обсяг подачі поїздів на конкретний ПП, т;  $S$  – кількість ПП у кар'єрі. Кожний ПП  $s \in S$  характеризується спеціалізацією  $n$ , місткістю  $V_{max}$ , обсягом породи  $V_n$ :  $s = f(n, V_{max}, V_{II})$ . Зміна стану ФМ відбувається під впливом ГВПТ і керуючого впливу СПР. Якщо для будь-якого екскаватора виконується умова  $t_{on} \leq t_{cuc}$ , то виконують наступні дії:

1. Формується запит у СПР про напрямок перевезення одним автосамоскидом породи типу  $n$  від екскаватора  $i$ .
2. Відповідно до алгоритму вибору напрямку перевезення визначається ПП  $j$ , на який необхідно направити автосамоскид або видається команда про

припинення роботи екскаватора  $i$ . При цьому для складу спеціалізації  $n$  перевіряється умова  $V_n + V_{авт} \leq V_{max}$ , тобто чи не перевищується місткість складу.

3. Обсяг вантажу на складі відповідного типу ПП збільшується на величину  $V_{авт}$ .

Генератор вхідного потоку вимог виділений із ФМ для можливості перетворення імітаційної моделі в АРМ з керування АЕК. Час закінчення навантаження автомобілів у ГВПТ може бути отримано двома способами:

– прочитано з файлу (використовують для оцінки ефективності керування протягом уже виконаного періоду). Дані до файлу заносять на підставі хронометражу;

– за результатами моделювання транспортної системи.

У результаті статистичної обробки спостережень за функціонуванням АЕК в умовах кар'єру ПГЗК встановлено, що тривалість навантаження автосамоскидів є випадковою величиною, поділеної за нормальним законом з параметрами: математичне очікування  $M[T_{ногр}] = 4,6$  хв; середньоквадратичне відхилення  $S[T_{ногр}] = 0,8$  хв. Для моделювання тривалості навантаження приймається

$T_{ногр} = M[T_{ногр}] + ZS[T_{ногр}]$ , де  $Z = \sum_{i=1}^{12} R_i - 6$ ;  $Z$  – коефіцієнт, що враховує надійність роботи автосамоскидів на складах;  $R_i$  – випадкове число, що рівномірно розподілене в інтервалі  $[0,1]$ .

Міжопераційна затримка екскаватора між моментами закінчення навантаження одного автомобіля й початком навантаження наступного являє собою випадкову величину, розподілену за показовим законом з математичним очікуванням  $M[T_{np}] = 0,11$  хв. Для моделювання приймається  $T_{np} = -M[T_{np}] \ln R_i$ . Таким чином, вимоги в систему надходять через якийсь випадковий проміжок часу  $T = T_{ногр} + t_{np}$ .

Оцінка ситуації диспетчером відбувається в момент надходження вимоги на перевезення породи від  $i$ -го екскаватора, коли необхідно направити автосамоскид до того чи іншого ПП. Від даного рішення залежать витрати на пробіг автосамоскида, а також витрати по його перепробігу внаслідок переповнення складів ПП. При цьому можливі наступні стратегії керування АЕК:

**Стратегія 1.** Керування в ручному режимі. Тут імітується поточний стан в АЕК, коли на початок зміни диспетчером складається план перевезень. У випадках, коли перевезення неможливе через переповнення складів ПП, корегування плану виконується в оперативному режимі. Недолік цієї стратегії проявляється в суб'єктивності прийнятих рішень, коли показники роботи комплексів багато в чому залежать від досвіду диспетчера, який приймає рішення, і можуть бути далекими від оптимальних.

**Стратегія 2.** Автосамоскид направляється на найближчий ПП  $j$ , здатний прийняти даний вантаж, а завдання зводиться до визначення ПП, в якого  $V_n + V_{авт} \leq V_{max}$  і відстань  $D_{ij} = \min$ . Дана стратегія не враховує додаткові перепробіги через переповнення складів ПП.

**Стратегія 3.** Керування за планом, складеним на підставі рішення транспортного завдання. При цьому на початку зміни виконується прикріплення ав-

тосамоскидів до конкретних ПП. Забезпечується рівність обсягів гірничої маси, доставленої на склади ПП і вивезеної з них, що виключає їх переповнення й попереджує максимальний пробіг автосамоскидів.

Інформаційна модель слугує для попередження змін ФМ та її візуальної оцінки. На дисплеї ІМ відображається у вигляді схеми АЕК, на якій зазначені вибійні екскаватори й склади ПП. Як приклад маршрутизації автосамоскидів з використанням ЕОМ при роботі автомобільно-екскаваторного комплексу кар'єру ПГЗКа показано рекомендоване завдання на першу зміну 7 жовтня 2005 р. (табл. 11.2). У результаті моделювання гірничої маса була рівномірно розподілена по всіх ПП, не викликаючи їх переповнення, з максимальним обсягом вивезення із усіх вибоїв. При цьому навіть відносно більші відстані транспортування гірничої маси у порівнянні з середньомісячними, характерними для ПП №13 і №60, дозволили зменшити загальну інтенсивність вантажопотоку на 9,1 тис.ткм, у результаті чого за зміну була отримана економія в 5 тис. грн.

Таблиця 11.2

Планове завдання на роботу кар'єра ПГЗК в I зміну 07.10.2005 р.

№ екскаватора у вибої	Тип гірничої маси	Пункт перевантаження, обсяг перевезень, т/відстань перевезення, км						
		13	50	60	71	91	93	Усього
10	руда			3200/2,3				3200/2,3
11	руда		215/4,9					215/4,9
12	скельна		315/2,9			1069/1,6		1384/2,3
14	руда						4064/3,2	4064/3,2
15	руда	4116/2,6						4116/2,6
18	наноси			3996/1,6				3996/1,6
54	руда						107/2,9	107/2,9
61	сланець					630/1,8		630/1,8
62	руда	839/3,9					1714/3,5	2553/3,7
67	скельна					4599/2,7		4599/2,7
70	сланець		5038/1,1					5038/1,1
76	сланець					911/1,2		911/1,2
80	руда			1957/1,8				1957/1,8
80	скельна			856/1,8				856/1,8
82	скельна						995/2,2	995/2,2
82	руда	4845/3,5						4845/3,5
89	скельна				4720/0,9			4720/0,9
У цілому ПП		9800/3,3	5568/3	10009/1,9	4720/0,9	7209/1,8	6880/3	44186/2,3
Частка участі ПП у змінному виробітку, %								
ткм		22,0	12,7	22,6	10,6	16,3	15,6	100
т		30,5	15,7	18,0	4,0	12,3	19,5	100

У перспективі, для поліпшення роботи ПП із автомобільно-екскаваторним комплексом можуть бути рекомендовані схеми перевантаження гірничої маси через акумулюючі склади без застосування екскаваторів і бульдозерів на верхній площадці, шляхом будівництва обмінних пунктів із залізничними коліями безпосередньо біля перевантажувальних екскаваторів, переходу

на відпрацювання верхньої частини робочої зони кар'єру із застосуванням тільки залізничного транспорту й спорудження ПП на рівні нижнього положення його відкотних доріг.

Виконані дослідження дозволяють затверджувати, що підвищення продуктивності автотранспорту в 2 – 2,5 рази можливо, у першу чергу, за рахунок більш повного використання гірничотранспортного устаткування протягом зміни. Це може бути досягнуто завдяки перезміні водіїв у кар'єрі, заправленні автосамоскидів паливом у межах робочої зони кар'єру й керування їх роботою із застосуванням ЕОМ за викладеною вище методикою. Збільшення швидкості руху автосамоскидів виконується шляхом поліпшення конструкції автодоріг. Перехід навантажувальних робіт на новий тип екскаваторів – ЕКГ-12,5 є завершальним етапом у суттєвому підвищенні продуктивності технологічного автотранспорту.

Автосамоскидами корисні копалини транспортуються до дробарки крупного дроблення, встановленої у більшості випадків поблизу межі кар'єру на поверхні. Відвал пустих порід слід розташовувати на непридатних землях, і при досягненні кар'єром кінцевої глибини формувати його у виробленому просторі. При цьому відстань переміщення гірничої маси буде рідко перевищувати 2,5 – 3 км.

### **11.5. Системи розробки із застосуванням залізничного транспорту**

Технологічні схеми із залізничним транспортом є універсальними й застосовуються при розробці як м'яких, так і скельних порід з навантаженням їх як одно-, так і багатоківшовими екскаваторами. За розташуванням виїзних траншей повсюдно застосовується флангова одnobортна конструкція формування фронту гірничих робіт з одинарними або здвоєними вантажними виходами.

Транспортна схема з переміщенням порід розкриву до внутрішніх відвалів застосовується при одночасній розробці родовища на всю потужність при значних розмірах кар'єру в плані. Кут залягання родовища не перевищує 4 – 5°. Вивіз порід розкриву в перший період на зовнішні відвали з наступним розміщенням пустих порід у виробленому просторі практикується при розробці пологих покладів з кутом падіння 5 – 10° (рис. 11.2).

Інститут ЦЕНТРГПРОШАХТ рекомендує розробляти кар'єрні поля з формуванням стаціонарних і ковзних з'їздів з поверхні на уступи, а також їх сполученням один з одним. До переваг стаціонарних з'їздів відносять більшу провізну здатність завдяки кращому стану залізничної колії, можливості використання постійних засобів централізації й блокування та забезпечення великої швидкості руху поїздів. Недоліками є додаткові витрати на рознос неробочого борту, збільшення відстані транспортування за рахунок подовження транспортних комунікацій в торцях кар'єру, а також збільшення обсягу будівельних робіт при підготовці нових горизонтів.

Ковзні з'їзди характеризуються зменшенням капітальних витрат на гірничобудівельні роботи, скороченням відстані транспортування гірничої маси, зниженням обсягу робіт з підготовки нового горизонту й строком уведення його в експлуатацію. До недоліків варто віднести поділ уступу з'їздом на два підступи

змінної висоти, що обумовлює роботу екскаватора на похилій площині з непостійним по висоті вибоєм, а також навантаження думпкарів на похилому рейковому полотні; зменшення швидкості руху поїздів; збільшення обсягу колієпересувних робіт; стримування посування фронту робіт на ділянках уступу, де розміщені з'їзди; розрив транспортного зв'язку при переміщенні рейкового полотна на нове місце.

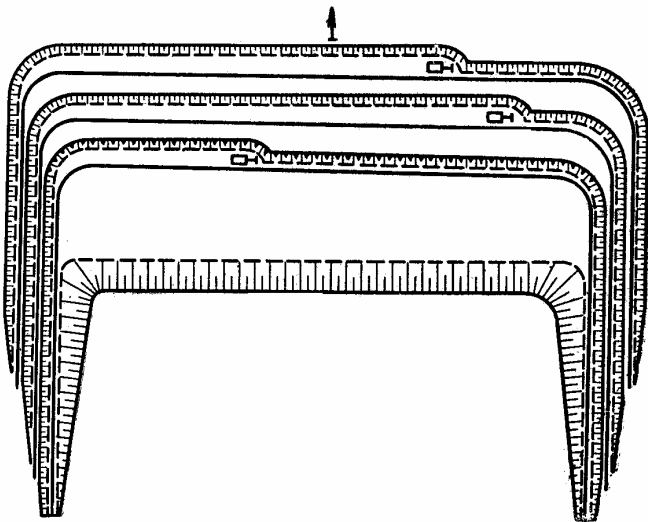


Рис.11.2. Схема розробки родовища з кутом падіння до  $4 - 5^\circ$  при парних в'їзних траншеях і наскрізному фронті робіт

Конструкція фронту може бути тупиковою або з наскрізним проїздом. Навантаження поїздів здійснюється на рівні або вище стояння екскаватора, а також з перевалкою породи. Підготовка нових горизонтів ведеться на повну висоту уступу й підуступу. Схеми, наведені на рис. 11.3 – 11.4, типові для горизонтальних і похилих родовищ із використанням кар'єрних мехлопат або роторних екскаваторів у якості навантажувальних засобів.

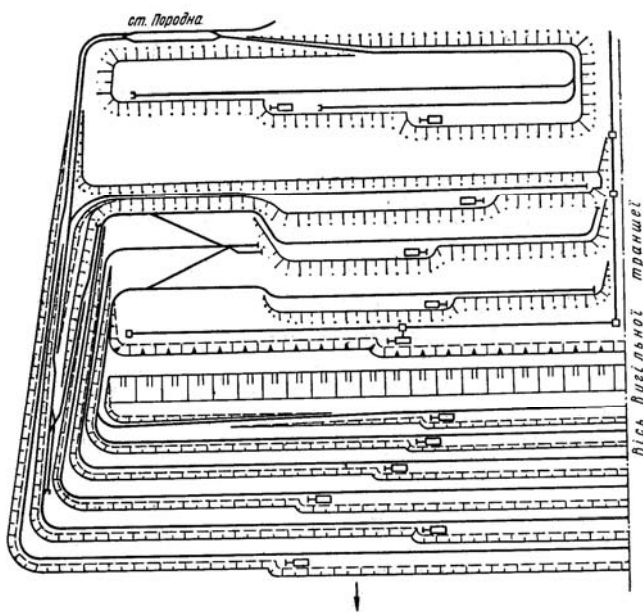


Рис. 11.3. Схема розробки родовища із кутом падіння  $5 - 10^\circ$  із застосуванням ковзних з'їздів при тупиковому фронті робіт

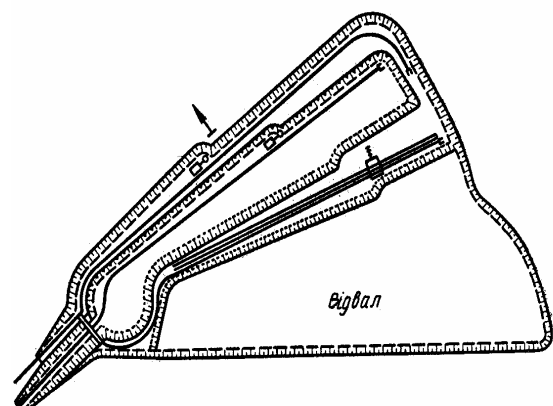


Рис. 11.4. Схема розробки родовища із віяловим переміщенням фронту робіт



Ширина виймальної західки  $v_e$  взаємозалежна з максимальним радіусом черпання екскаватора на рівні стояння  $R_{ч.н}$  і для мехлопат (за Ю.І. Беляковим) становить

Категорія порід	I – III	IV	V – VI	VII – VIII
$R_{ч.н}$ (у частках)	0,65 – 0,6	1,0	0,95 – 0,9	0,8 – 0,75
$v_e$ (у частках)	1,75 – 1,7	1,6 – 1,5	1,35–1,3	1,1–1,05

При розробці м'яких порід роторними екскаваторами ширина заходки визначається його лінійними параметрами й кутом укосу уступу, а також кутами повороту роторної стріли до вибою й убік залізничного поїзда (рис. 11.5).

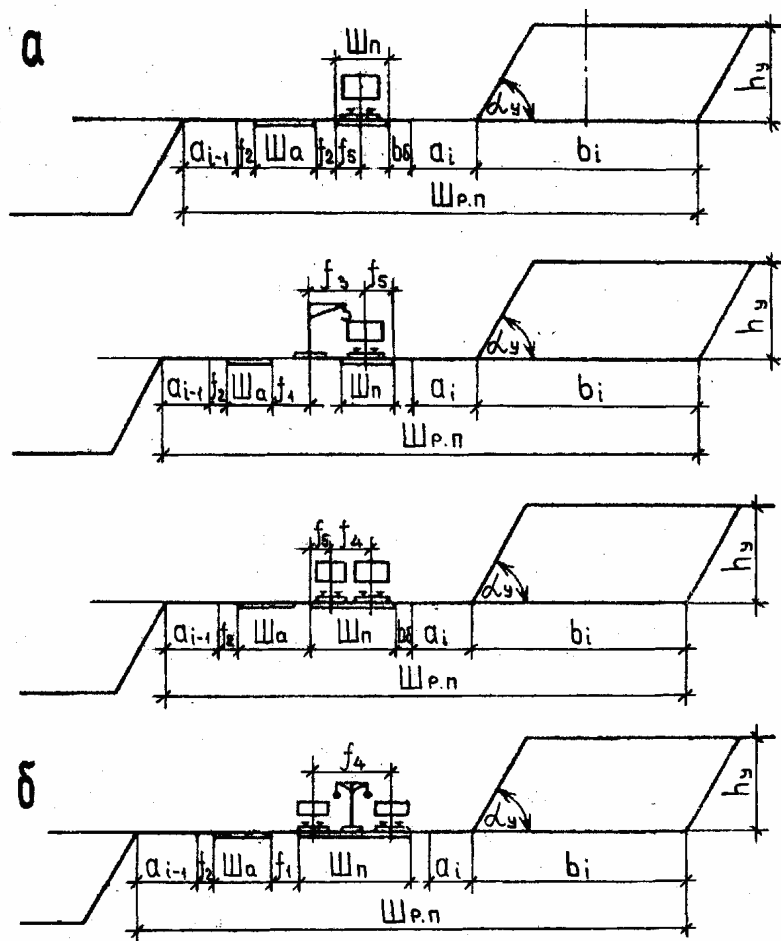


Рис. 11.5. Схеми до визначення параметрів робочих площадок роторних екскаваторів при роботі сумісно з тепловозним (а) і електровозним (б) транспортом

Мінімальна відстань від осі руху екскаватора до верхньої брівки нижнього уступу визначається кутом зустрічі  $\theta$ , а положення верхньої брівки верхнього шару  $R_e$  – кутом повороту стріли  $\varphi_e$ . Кут  $\varphi_y$  для роторних екскаваторів без висування стріли повинен бути не більше ніж  $80^\circ$ , а з висуванням стріли – може становити  $90^\circ$ . Відстань верхньої брівки нижнього уступу від осі руху екскаватора убік поїзда  $R_n$  визначає кут  $\varphi_z$ , що не повинен перевищувати  $45$  або  $50^\circ$  відповідно для екскаваторів з висувною й невисувною стрілами.

Максимальна ширина заходки  $v_{e,max}$  (м) становить

$$v_{e,max} = R_e \sin \varphi_1 + R_n \sin \varphi_2 (h_y - \Delta h) \operatorname{ctg} \alpha_y, \quad (11.1)$$

де  $h_y$  – висота уступу, м;  $\Delta h$  – висота виймального шару, м.

Ширина робочих площадок  $Ш_{p.n}$  (м) визначається за умовами врахування розмірів західки екскаватора  $v_e$  (м), ширини верхньої будови залізничної колії  $Ш_n$  (м), ширини автодороги  $Ш_a$  (м), необхідної для доставки запчастин, а також ширини необхідних зазорів і площадок

При використанні драглайнів можливо робити навантаження гірничої маси безпосередньо до залізничних вагонів (рис. 11.6, а), через навал (рис. 11.6, б) або бункер (рис. 11.6, в).

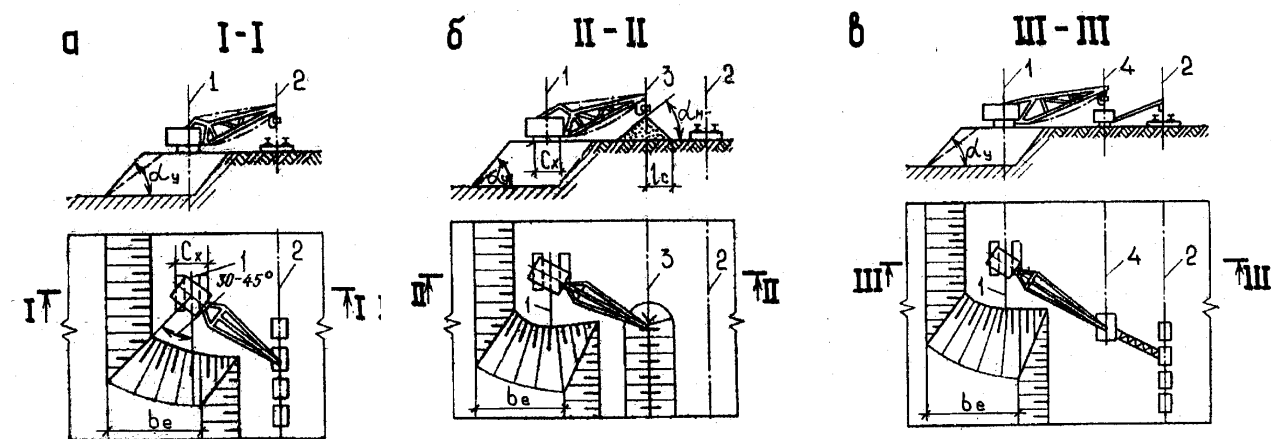


Рис. 11.6. Схеми експлуатації драглайнів сумісно із залізничним транспортом: 1 – вісь екскаватора; 2 – вісь залізничної колії; 3 – навал гірничої маси; 4 – перевантажувальний бункер

Навантаження порід драглайном у засоби транспорту легше виконувати при розташуванні його трохи вище рівня установа вагонів. При розміщенні корисних копалин у навал повинне дотримуватися співвідношення

$$R_p \geq v_e + 0,5C_x + \sqrt{h_n v_e K_p \text{ctg} \alpha_n}, \quad (11.2)$$

де  $C_x$  – ширина ходу екскаватора, м;  $\alpha_n$  – кут укосу навала, град.

Якщо радіус розвантаження драглайна  $R_p$  недостатній для забезпечення умов навантаження, то варто зменшити обсяг виймальної західки за рахунок скорочення її ширини.

### 11.6. Системи розробки з переміщенням порід розкриття стрічковими конвеєрами

Застосування стрічкових конвеєрів на відкритих розробках характеризується потоковістю виробництва й великою продуктивністю, що не залежить від відстані транспортування гірничої маси. Конвеєри забезпечують можливість повної автоматизації керування у всіх ланках технологічної мережі. Вони займають мінімально можливу ширину робочих площадок. Переміщення їх на нову західку повністю механізовано.

За своїм призначенням конвеєри поділяють на вибійні, сполучні, відвальні, магістральні, збірні та інші. Вибійні й відвальні конвеєри переміщують слідом за посуванням фронту робіт. Їх довжина складається з 1 – 3 окремих ланок

довжиною по 800 – 1000 м. Перевантаження породи з однієї ланки на наступну здійснюється через напрямний бункер. У конвеєрів цієї групи є неробоча зона, що перекривається розвантажувальними й приймальними пристроями багатоківшових екскаваторів, перевантажувачів і відвалоутворювачів. Сполучні торцеві конвеєри призначені для передачі гірничої маси від вибійних на відвальні. Вони розміщуються на площадках неробочого торця кар'єру й переміщуються уздовж своєї осі при кожному черговому пересуванні ланок вибійних і відвальних конвеєрів. Вибійні, сполучні й відвальні конвеєри входять до складу широко розповсюджених комплексів устаткування безперервної дії з роторними екскаваторами й відвалоутворювачами.

Магістральні конвеєри, які встановлюють стаціонарно в траншеях або на поверхні, слугують для передачі гірничої маси від вибійних конвеєрів на відвальні при зовнішньому відвалоутворенні. Збірні конвеєри використовують для передачі гірничої маси, що транспортується декількома вибійними конвеєрами на піднімальний (похилий), який встановлюється на неробочому борту кар'єру або у траншеї. Серед інших видів конвеєрів на кар'єрах застосовують також розподільні, допоміжні й перевантажувальні.

При комплектуванні комплексу устаткування продуктивність конвеєрів приймається більшою за продуктивність вибійних екскаваторів і меншою за продуктивність відвалоутворювачів на 10 – 20%. Розробка гірничої маси проводиться як одноківшовими (рис. 11.7), так і багатоківшовими екскаваторами. Ширина робочої площадки визначається відповідно до їх лінійних параметрів (табл. 11.3). Система розробки, як правило, однобортна з переміщенням порід розкриву до внутрішніх відвалів. Наявність у конвеєрній лінії декількох ланок дозволяє пересувати їх по одному при русі екскаватора у напрямку до сполучного конвеєра.

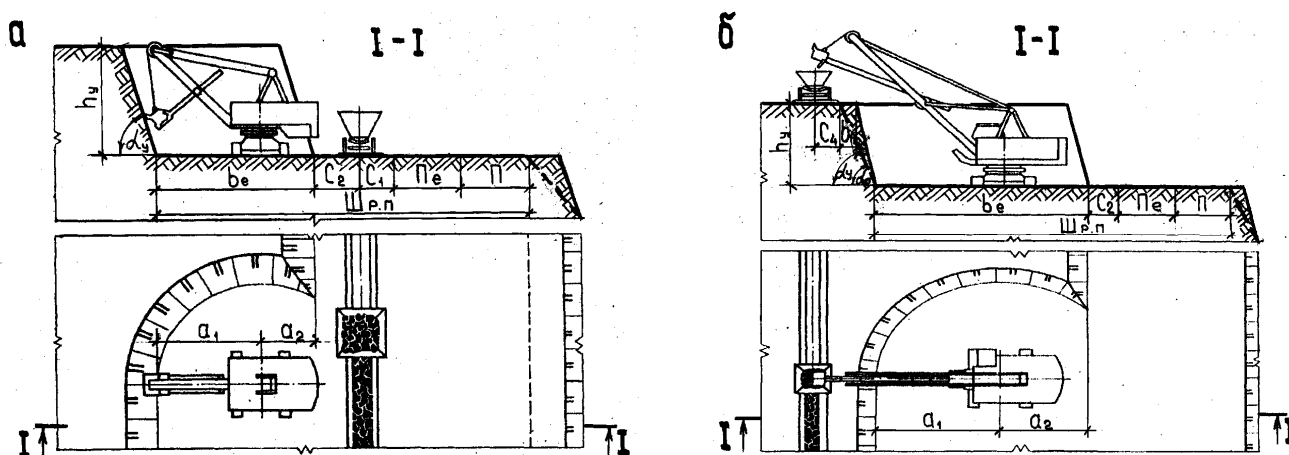


Рис. 11.7. Схеми розробки уступу одноківшовими екскаваторами: а – з навантаженням на стрічковий конвеєр на рівні стояння екскаватора; б – з верхнім навантаженням

При внутрішньому відвалоутворенні довжина вибійних, сполучних і відвальних конвеєрних ліній визначається відповідно до параметрів кар'єру. Оскільки фронт робіт на відвалі пересувається слідом за розкривним у кар'єрі, то

довжина сполучних конвеєрів  $l_{кон}$  у межах можливої їх телескопічності становить  $(1,25 - 1,5)l_{кон}$ , м. Ступінь використання кожної конвеєрної ланки у загальній лінії враховується коефіцієнтом використання конвеєрної лінії  $K_n = \frac{n+1}{2n}$ , де  $n$  – кількість ланок у конвеєрній лінії при навантаженні одним екскаватором.

Таблиця 11.3

Типові елементи технологічної схеми виймальних робіт із застосуванням прямих мехлопат і стрічкових конвеєрів (за даними НДІВГР)

Найменування	Позначення	Показник	
		на рівні стояння	з верхнім навантаженням
Тип навантаження екскаватором			
Висота уступу, м	$h_y$	10	11
Кут укосу уступу, град	$\alpha$	70	80
Ширина західки, м	$b_e$	14	22
Відстань від осі руху екскаватора до нижньої брівки західки, м:			
– внутрішньої	$a_1$	9,3	13
– зовнішньої	$a_2$	4,7	9
Відстань від осі конвеєра, м:			
– до нижньої брівки уступу	$C_2$	4	–
– до лінії електропостачання	$C_1$	3	–
– до смуги безпеки	$C_3$	–	2,5
Ширина смуги для розміщення, м:			
– устаткування електропостачання	$Pe$	6	6
– додаткового устаткування	$P$	6	6
Мінімальна ширина робочої площадки, м	$Ш_{p,n}$	33	37
Місткість ковша екскаватора	$E$	4,6	4
Продуктивність екскаватора:			
– змінна, м <sup>3</sup>	$Q_{e.зм}$	3050	2070
– річна, тис.м <sup>3</sup>	$Q_{e.рік}$	2340	1550

Застосування перевантажувачів у складі комплексів дозволяє розширити їхню можливість при розробці порід розкриття з формуванням широких робочих площадок, до складу яких входять підготовлені зимові запаси. Крім того, перевантажувачі забезпечують обхід роторним екскаватором неробочих зон вибійних конвеєрів без перерви у роботі, зменшують кількість пересувань конвеєрів, спрощують технологію відпрацювання флангових ділянок кар'єру (ніші в торцях) при постійній або змінній довжині фронту робіт і ведення розкривних робіт з поділом уступу на підступи в схемі з переміщенням на них роторних екскаваторів.

Оскільки продуктивність роторних екскаваторів пов'язана з розміром і кількістю розвантаження ковшів за певний термін роботи, а їх маса значно збільшується з підвищенням лінійних параметрів, то при розробці уступів висотою до 15 – 20 м можливо ефективно застосовувати так звані компактні екскаватори в комплексі з перевантажувачами [15]. При цьому уступ поділяється на три підступи, а вибійний конвеєр розташовують на середньому з них (рис. 11.8).

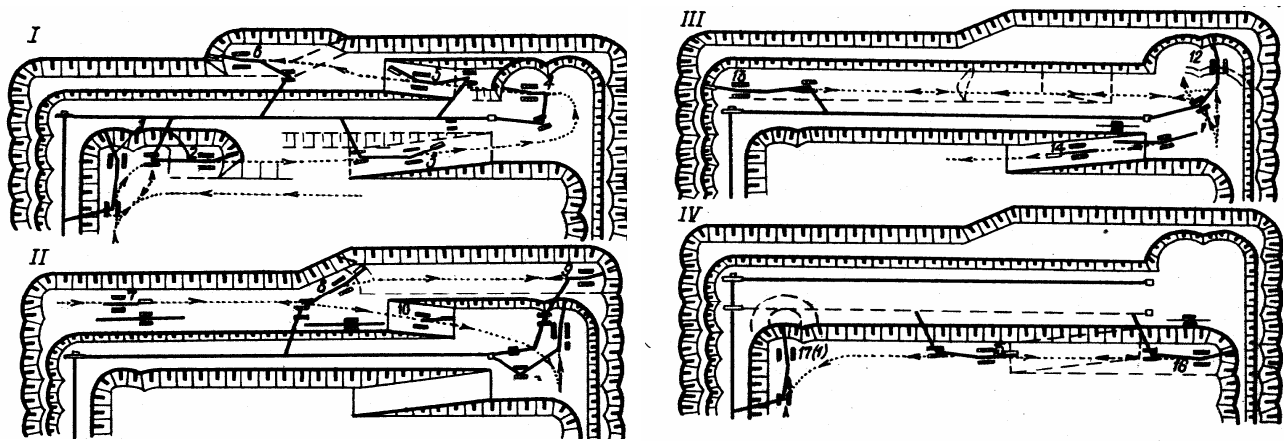


Рис. 11.8. Схема розробки уступу компактим роторним екскаватором з перевантажувачем (за І.А. Сидоренком): I – IV – етапи розвитку гірничих робіт

На початку технологічного циклу після врізання екскаватора до нової західки спрацьовується нижній підступ на основній частині фронту робіт. При підході до тупика кар'єру екскаватор проходить похилий з'їзд під кутом  $5^\circ$ , по якому разом з перевантажувачем підіймається на транспортний горизонт. На раніше підготовленій площадці, що являє собою здвоєну нішу в торці середнього підступу, екскаватором улаштовується виїзд на верхній підступ, і після косяго врізання до нього відпрацьовується західка нормальної ширини до торця кар'єру. Після цього екскаватор разом з перевантажувачем холостим ходом вертається до ділянки звуження ширини західки для відпрацювання залишеної її частини, а потім холостим ходом – до з'їзду, яким спускається на транспортний горизонт. На цьому підступі екскаватором проходиться ніша шляхом прямого урізання, а потім її розширення й зрізання масиву з'їзду між верхнім і середнім підступами з наступним робочим ходом до торця кар'єру. Після цього екскаватор холостим ходом вертається в тупикову ділянку кар'єру й спускається з'їздом на підшву нижнього підступу. Потім послідовно спрацьовується масив нижнього з'їзду, здійснюється доробка нижнього підступу, перехід до протилежного кінця фронту й після врізання у нову західку на нижньому підступі починається новий технологічний цикл.

Застосування компактних роторних екскаваторів малої маси з великою продуктивністю дозволяє ефективно відпрацьовувати верхню частину робочої зони кар'єру зі змінною висотою порід розкриття, створює більш сприятливі умови для роздільного виймання різнотипних порід, призводить до меншої інтенсивності пересування вибійного конвеєра. Поділ уступу на два підступи спрощує будівництво проміжних з'їздів і організацію переміщення екскаватора з перевантажувачем, може широко застосовуватися на кар'єрах з різноманітними умовами залягання корисних копалин.

На кар'єрах Вільногірського ГМК робота роторних екскаваторів можлива з відпрацюванням двох підступів і розміщенням стрічкового конвеєра на проміжному горизонті (рис. 11.9). За допомогою перевантажувача роторний екскаватор послідовно відпрацьовує верхній підступ висотою 30 м з передачею породи до конвеєра на рівні стояння, а потім по допоміжному з'їзду пересувається на нижній підступ висотою 15 м. Навантаження гірничої маси на конвеєрну лінію здійснюють знизу вверх.

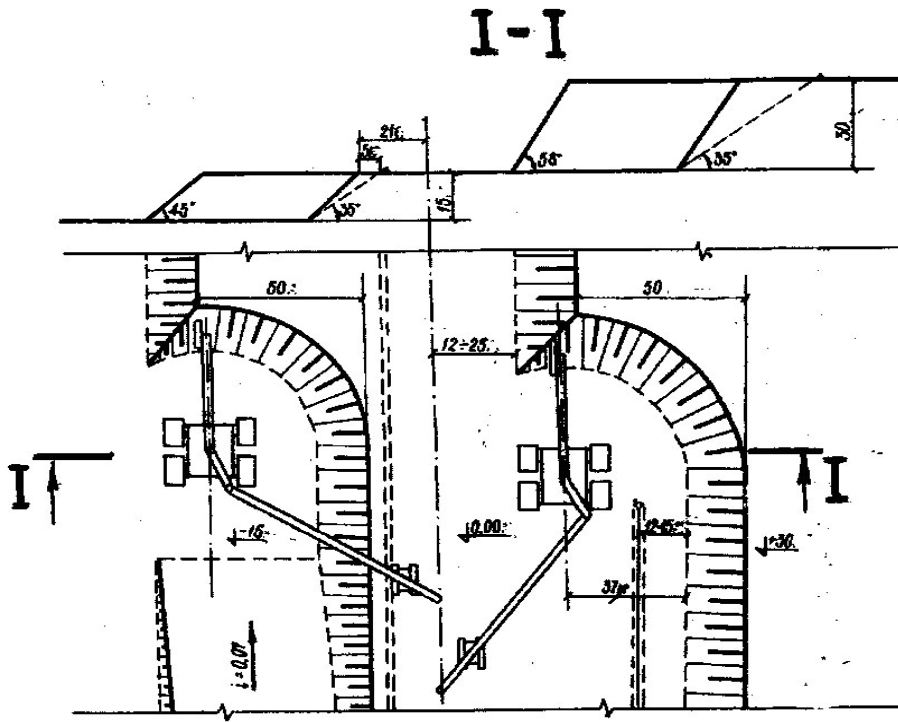


Рис. 11.9. Схема відпрацювання уступу екскаватором КУ-800 з підйомом на два підступи

Розміри робочих площадок при роботі роторних екскаваторів  $Ш_{рн}$  (м) визначають залежно від ширини західки  $b_e$  (м), габаритів привідної станції вибієного конвеєра  $Ш_{н.с}$  (м), ширини автодороги для обслуговування робочого устаткування  $Ш_a$  (м), ширини резервної західки нижнього уступу ( $a_{i-1}$ ) та ширини необхідних зазорів і берм (рис. 11.10). Залишення резервної західки при роботі з конвеєрним транспортом необхідно здійснювати для запобігання жорсткої залежності між гірничими роботами на суміжних уступах.

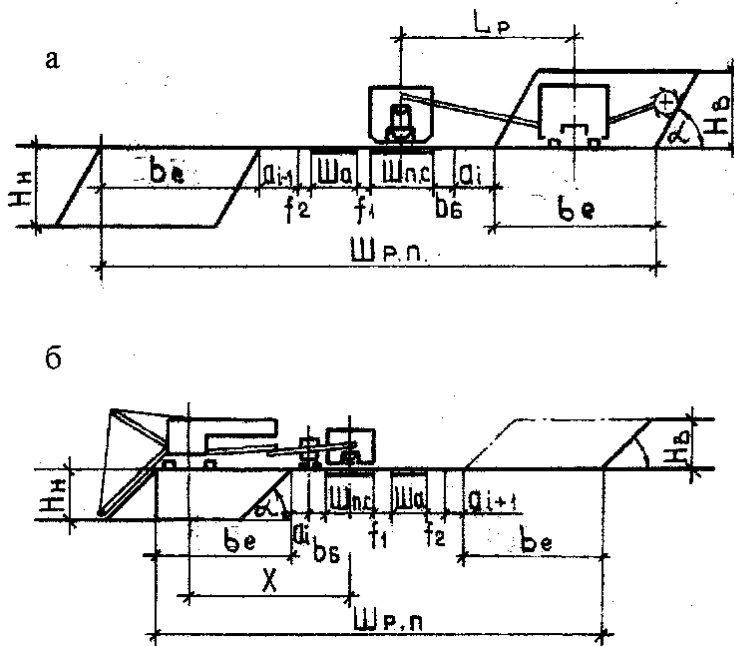


Рис. 11.10. Схеми до визначення ширини робочих площадок багатокішшових екскаваторів: а – роторні екскаватори; б – ланцюгові екскаватори

При роботі роторних екскаваторів для переходу через неробочі зони в місцях з'єднання конвеєрних ланок необхідне застосування вибієних перевантажувачів. При роботі на добувних і сезонних розкривних роботах до ширини робочої площадки варто додатково включати й полосу зимових запасів.

Основні обмеження до застосування ланцюгових екскаваторів для роздільної виймання порід і покладів корисних копалин: кут падіння прошарків не повинен перевищувати кут укосу уступу; висота залягання окремого шару в уступі  $h_{nl}$  не повинна бути більше висоти підвіски приймального жолоба  $h_n$  при роботі верхнім копанням. При роботі нижнім черпанням можливо відпрацьовувати шари, що залягають на будь-якій глибині щодо рівня стояння екскаватора (рис. 11.11).

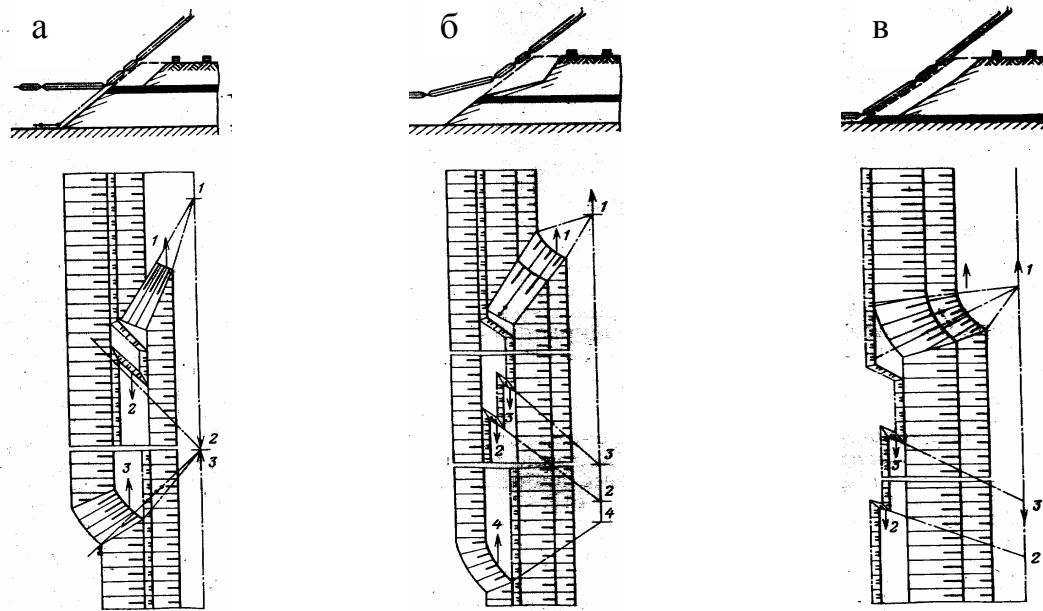


Рис. 11.11. Схеми роздільного виймання порід ланцюговими екскаваторами при розташуванні шарів корисних копалин у верхній (а), середній (б) і нижній (в) ділянках уступу (за даними УКРНДІПРОЕКТа): 1 – 3 – послідовність виймання гірничої маси

Виймання похилих шарів може проводитися фронтальним вибоєм як при верхньому, так і при нижньому копанні.

### 11.7. Комбіновані гірничотранспортні системи розробки

Наведені вище розрахунки показують, що екскаваторно-транспортні системи з переміщенням порід розкриву до внутрішніх відвалів безпосередньо або із застосуванням автосамоскидів, залізничних поїздів і стрічкових конвеєрів мають досить обґрунтовані межі застосування по висоті робочої зони. Внаслідок цього на кар'єрах середньої глибини й глибоких загальна висота робочої зони поділяється на окремі уступи, які відпрацьовуються технологічно й організаційно різними видами гірничотранспортного устаткування.

Основні схеми комбінованих технологічних комплексів включають поперечне й поздовжнє переміщення порід розкриву до внутрішнього й частково – до зовнішніх відвалів. Їх застосовують у тих випадках, коли потужну товщу покриваючих порід неможливо або неекономічно розробляти тільки з перевалкою пустих порід до виробленого простору в кар'єрі внаслідок недостатніх розмірів робочого устаткування. Для підвищення техніко-економічних показників кар'єру його робочу зону по вертикалі поділяють на кілька ділянок. Нижню розробляють драглайнами або розкривними мехлопатами за безтранспортною

схемою, середню – багатоківшовими екскаваторами сумісно з консольними відвалоутворювачами або транспортно-відвальними мостами – по транспортно-відвальній. Верхня ділянка може відпрацьовуватися як багатоківшовими, так і одноківшовими екскаваторами з переміщенням порід розкриву до внутрішніх відвалів стрічковими конвеєрами (рис. 11.12), залізничними поїздами, автосамоскидами або скреперами. Один або кілька передових уступів, як правило, розробляють бульдозерами, скреперами й екскаваторами зі складуванням родючих і потенційно родючих порід у тимчасових складах для використання надалі при рекультивації порушених земель.

Параметри устаткування розраховують на певну середню потужність порід розкриву. На флангових ділянках можливе зменшення висоти розкривного уступу для зниження коефіцієнта переєкспавації порід і збільшення висоти уступу на основній ділянці фронту робіт. Для збільшення потужності порід розкриву, які відпрацьовуються з поперечним переміщенням до виробленого простору й більш повної реалізації продуктивності головних машин до комплексів устаткування вводять перевантажувачі та відвалоутворювачі з більшими лінійними параметрами, а також додаткові драглайни й розкривні мехлопати для переєкспавації порід. При цьому максимальна потужність порід розкриву, які відпрацьовують із безпосереднім розміщенням у виробленому просторі з використанням найбільш потужних екскаваторів (ЕШ-25/100, ЕШ-25/120, ЕШ-80/100, ЕШ-100/70) і відвалоутворювачів (ОШР-4500/180, ОШР-5250/190) залежно від потужності покладу корисної копалини становить 40 – 60 м.

На буровугільних кар'єрах при відпрацюванні нижньої частини розкривної робочої зони застосовують роторні екскаватори з консольними відвалоутворювачами. На передових уступах експлуатують також роторні екскаватори сумісно з конвеєрним транспортом. При роботі комплексів із транспортно-відвальними мостами передові уступи відпрацьовують ланцюговими екскаваторами сумісно з конвеєрним і залізничним транспортом. Вугілля вивозять з кар'єру звичайно залізничними поїздами.

При поздовжній системі розробки пологих родовищ питома вага обсягів розкривних робіт постійно збільшується. У початковий період розробки весь потік порід розкриву транспортується до зовнішніх відвалів. Потім, зі збільшенням потужності порід розкриву, при посуванні фронту робіт уводяться до експлуатації комплекси з відвалоутворювачами й транспортним устаткуванням. Розрахунки таких технологічних комплексів виконуються відповідно по збірних частинах. Основним об'єднуючим показником складових частин, а також технологічної системи у цілому, є швидкість посування фронту виймання порід розкриву з необхідною продуктивністю.

В окремих випадках за наявності великого водоприпливу на окремих горизонтах ведуть розробку гірських порід засобами гідромеханізації. Так, у 60-х роках ХХ сторіччя для видобутку залізних руд з вмістом заліза 55 – 61,7% на кар'єрах Курської магнітної аномалії (КМА) широко застосовувався гідравлічний спосіб розробки пісків, глин і суглинків. Багаті залізні руди були рівномірно поширені на великій площі (табл. 11.4). Залягали вони горизонтально на виходах залізистих кварцитів під верхніми осадовими породами розкриву. Підземні води були розташовані як у скельних породах докембрію, так і в осадовій товщі, мали напір до 50 – 60 м.



# И

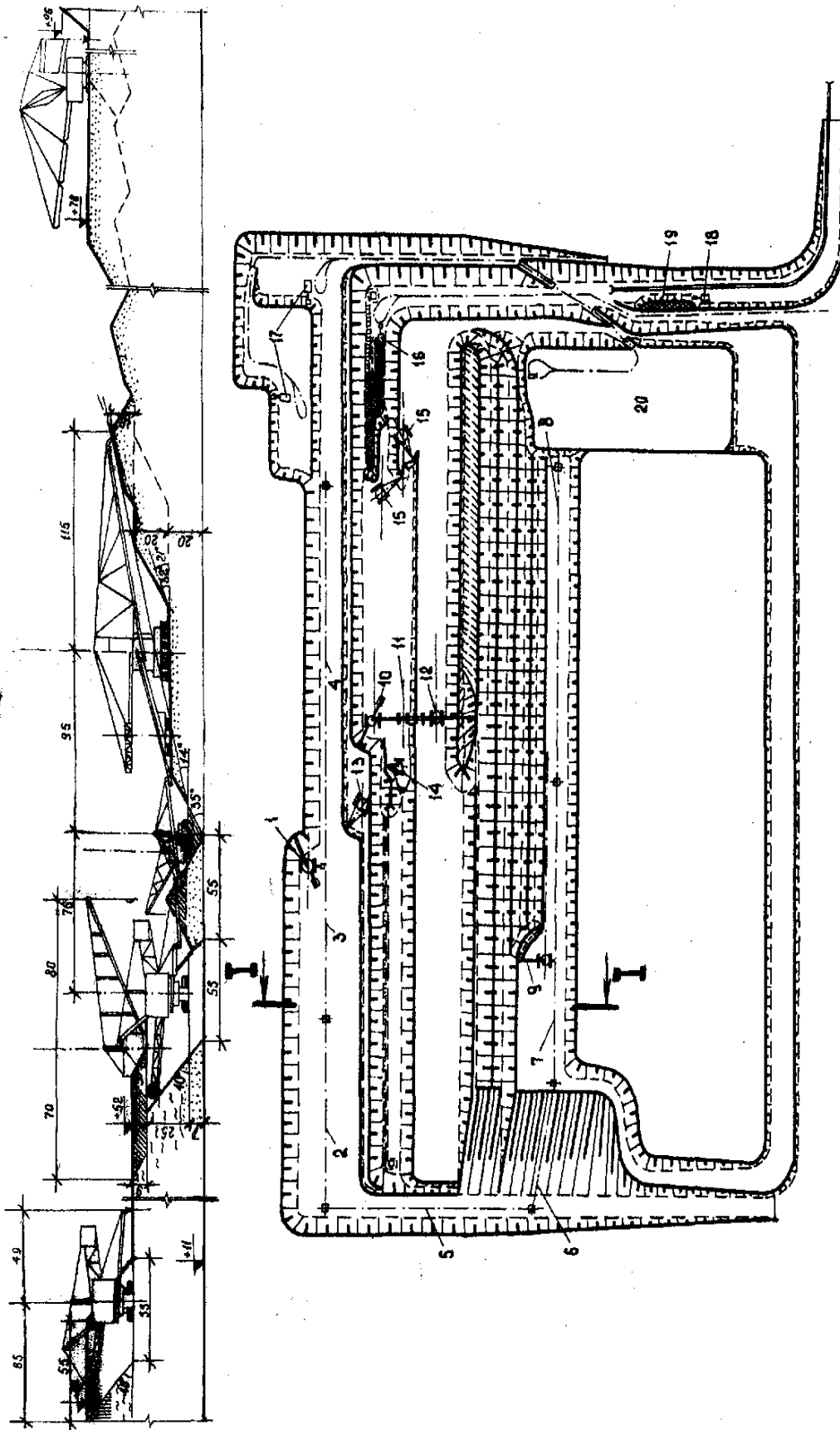


Рис. 11.12. Гірничотранспортна система Шевченківського марганцеворудного кар'єру: 1 – роторний екскаватор ЕРГ-1600; 2 – 4 – вибійні конвеєри; 5 – поперечний з'єднувальний конвеєр; 6 – похилий конвеєр; 7,8 – відвальні конвеєри; 9 – відвалоутворювач ОПШ-4500/90; 10 – роторний екскаватор ЕРГ-1600; 11 – перевантажувач; 12 – відвалоутворювач; 13 – 15 – драглайни ЕШ-15/90, ЕШ-10/60, ЕШ-6/60; 16 – добувний екскаватор Е-2005; 17 – розкривний екскаватор ЕКГ-4,6; 18 – екскаватор ЕКГ-4,6 для навантаження залізничних поїздів на рудниковому складі; 19 – рудниковий склад; 20 – автомобільний відвал

## Показники розробки родовищ багатих залізних руд КМА

Родовище	Глибина залягання, м	Середня глибина залягання, м	Середня потужність рудного шару, м	Коефіцієнт розкриття, м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup>	Площа кар'єрного поля, км	Водоприток, м <sup>3</sup> /год
Михайлівське	30 – 80	100	11,6	9,2	6,5x3	130 – 140
Лебединське	52 – 109	74	21,6	3,3	4x3	4000
Південно-Лебединське	63 – 150	108	15,6	7,0	3,5x0,3	-
Стойлинське	80 – 170	130	14,0	11,0	1,5x1,4	3500 – 4000
Погромецьке	160 – 240	200	17,8	12,0	3x1,6	4000
Чернянське	130 – 180	170	21,0	7,0	4,1x1,5	-
Гостишевське	370 – 575	-	104,0	-	7,5x2,1	8000 – 10000

Проектами освоєння Михайлівського й Лебединського родовищ було передбачене застосування гідромеханізації для розробки поверхневих ґрунтів і піщаних порід загальною потужністю понад 30 м (рис. 11.13). Надалі, разом із проектною схемою розмиву порід розкриття гідромоніторами ГМН-300 і відкачкою пульпи землесосами 12-Р-7, при будівництві кар'єрів були застосовані земснаряди. Натепер після повного відпрацювання багатих руд у контурах кар'єрного поля розробка ведеться з добуванням залізистих кварцитів за заглиблювальною гірничотранспортною системою.

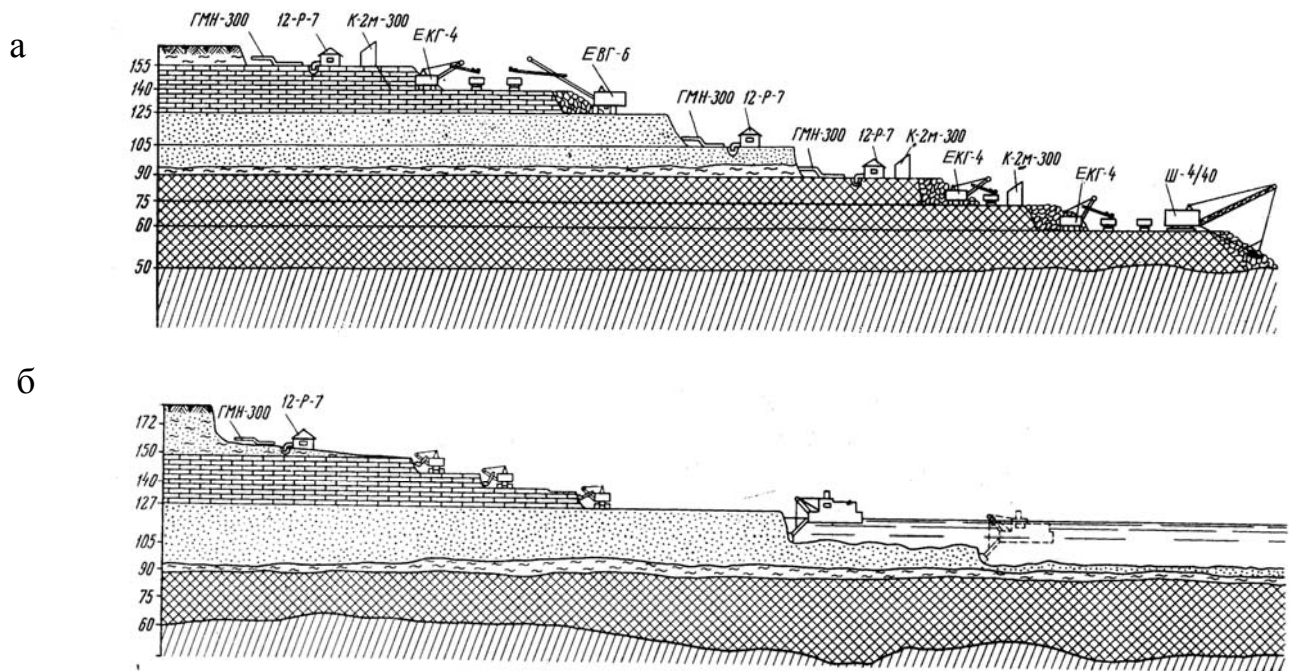


Рис. 11.13. Схема розробки Лебединського кар'єру: а – за проектом; б – у період будівництва

## 11.8 Системи розробки з вийманням порід розкритву похилими шарами

Прогресивна технологія розробки потужних порід розкритву багатоківшовими екскаваторами має істотні обмеження: з ростом висоти уступів необхідно різко збільшувати лінійні параметри машин та їх масу. У цьому зв'язку вартість розробки значно зростає. Використання на передових уступах технології з доставкою порід розкритву до внутрішніх відвалів стрічковими конвеєрами, які розташовані по периметру кар'єра, теж значно збільшує витрати на ведення гірничих робіт. Вирішити проблему ефективної розробки родовищ на глибинах понад 60 – 80 м дозволяє технологія розробки порід розкритву похилими шарами з кутом укосу робочого борту  $10 - 15^\circ$ . Така схема проведення гірничих робіт була запропонована С.І. Поповим. Відомі також дослідження й проектні розробки у цій області інститутів ЛЕНДПРОШАХТ, ІГС АН РАН, ГПРОУГЛЕГОРМАШ. За проектом інституту ДонНДГРІ в механічних майстернях Часов-Ярського комбінату вогнетривів у 1972 р. було побудоване устаткування з продуктивністю  $630 \text{ м}^3/\text{год}$  і побудована дослідна ділянка на кар'єрі "Південний" для перевірки ефективності нової технології й працездатності устаткування при роботі на похилій поверхні. Проведені роботи дали позитивний результат.

Головною відмінною рисою розробки родовищ похилими шарами є незалежність висоти уступу, що відпрацьовується, від параметрів роторного екскаватора й відвалоутворювача. Це дозволяє істотно збільшити загальну висоту товщі порід, що відпрацьовується одним комплексом устаткування зі складуванням порід розкритву до виробленого простору. При цьому можлива експлуатація потужних машин з невеликими лінійними параметрами, що дозволяє поліпшити техніко-економічні показники відкритої розробки на глибинах понад 100 м.

За технологією, розробленої ІГТМ НАН України, вся товща порід розкритву  $H_p$  у межах кар'єрного поля може відпрацьовуватися одним або двома уступами з нахилом робочого борту до горизонту під кутом  $10^\circ$  (рис. 11.14). Похилий шар розкритвного уступу поділяється на дві частини. Верхня його частина "а" відпрацьовується при робочому переміщенні екскаватора 1 зверху до низу по укосі уступу, а нижня "б" – знизу догори.

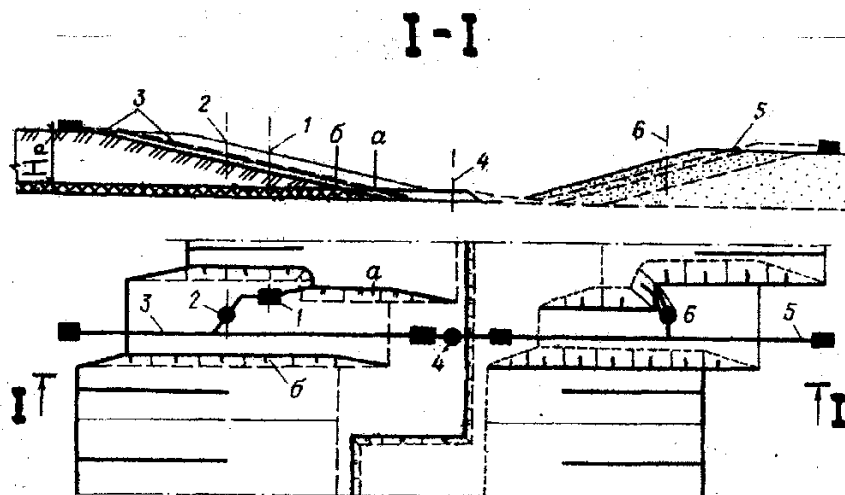


Рис. 11.14. Схема розробки порід розкритву похилими шарами

Переміщення порід від роторного екскаватора здійснюється перевантажувачем 2 на вибійний конвеєр 3. При відпрацюванні верхньої частини суміжного похилого шару екскаватор і перевантажувач пересуваються нахиленою транспортною площадкою, на якій розташований конвеєр. При відпрацюванні нижньої частини шару екскаватор переміщується робочою площадкою, а перевантажувач – транспортною. Після доробки нижньої частини шару екскаватор обходить натяжну станцію конвеєра й відпрацьовує верхню частину шару при русі донизу. При цьому вибійний конвеєр, перевантажувач і роторний екскаватор розташовані на одній площадці, що значно поліпшує умови обходу "мертвої" зони конвеєрів. Приводні й натяжні станції конвеєрів обладнають на горизонтальних площадках, що полегшує їхнє пересування.

Формування відвалу здійснюють у два яруси. Складування породи до верхнього ярусу ведеться західками при робочих переміщеннях відвалоутворювача 6 знизу догори по укусу відвалу, а в нижній ярус – зверху донизу. Екскаватор і відвалоутворювач пересуваються одночасно нагору або донизу, що включає переміщення різнотипних порід у вертикальному перерізі при складуванні до відвалу.

Після відсипання відвальних західок нижнього й верхнього ярусів з одного положення відвального конвеєра 5 він пересувається на нове місце для відсипання наступної західки. Екскаватор і відвалоутворювач розвертаються шляхом обходу натяжної й привідної станцій конвеєра на верхній і нижній площадках. При обході "мертвої" зони відвалоутворювач може приймати породи розкриву безпосередньо з-під розвантажувального барабана конвеєра. Слідом за рухом відвалоутворювача при відсипанні західок нижнього ярусу здійснюється вирівнювання похилої робочої площадки для переміщення конвеєра в нове положення. Передача породи від вибійного конвеєра на відвальний здійснюється за допомогою перевантажувача 4.

Врізання до нового похилого шару обумовлює проведення похилої траншеї в одному з торців кар'єру й установлення в ній вибійного конвеєра. Траншею проходять скреперами. При цьому породи розкриву використовують для формування піонерного насипу для розміщення відвального устаткування. При відпрацюванні торців кар'єру розробка нижньої частини шару зупиняється з підходом до нижнього краю торця західки. Відроблення верхньої частини шару триває до верхнього краю торця західки.

Маріупольським заводом важкого машинобудування за участю ІГТМ НАН України обґрунтовано параметри розкривного комплексу машин продуктивністю 5000 м<sup>3</sup>/год для розробки порід розкриву нахиленими шарами, що складається з роторного екскаватора ЕРГН-5000, відвалоутворювача ОГН-5000, двох перевантажувачів ПГН-5000 і системи похилих конвеєрів – вибійного КНЗ-5000 і відвального КОН-5000. Комплекс призначений для роботи на ухилі 10°. Підведена напруга 6000 В.

Екскаватор ЕРГН-5000 виконаний зі зменшеними лінійними розмірами на трьох гусеничних візках. Під час роботи екскаватора за допомогою гідродомкратів верхня поворотна його частина розташовується горизонтально. Гусениці обладнані грунтозацепами для підвищення прохідності (табл. 11.5).

Таблиця 11.5

## Технічна характеристика екскаватора ЕРГН-5000

Показники	Од. виміру	Позначення
Теоретична продуктивність по розпушеній масі	м <sup>3</sup> /год	5000
Діаметр роторного колеса	м	12
Кількість ковшів	од.	10
Місткість ковша	м <sup>3</sup>	1,4
Швидкість обертання роторного колеса,	хв. <sup>-1</sup>	6,11 – 4,28
Висота уступу, що відпрацьовується:		
– верхнього	м	20
– нижнього		14
Ширина західки	м	40
Радіус черпання	м	32,4
Радіус розвантаження	м	28
Максимальна висота розвантаження	м	12
Швидкість посування	м/год	300
Питомий тиск на ґрунт	Па	1,0·10 <sup>4</sup>
Мінімальний радіус розвороту	м	51
Встановлена потужність	кВт	3370
Маса	т	1500

Відвалоутворювач ОГН-5000 виконаний повноповоротним, двогусеничним з горизонтуванням верхньої поворотної частини. Гусениці обладнані ґрунтозацепами. Перевантажувач ПГН-5000 виготовлений повноповоротним з горизонтуванням верхньої поворотної частини (табл. 11.6). Поворот стріл здійснюється тільки у вертикальній площині. Система вибійних і відвальних конвеєрів складається з двох ланок. Перевантаження породи з однієї ланки на другу здійснюється на горизонтальних площадках через напрямний бункер. Привідні станції самохідні. Пересування конвеєрів здійснюється турнодозером.

Таблиця 11.6

## Технічна характеристика відвалоутворювача ОГН-5000 і перевантажувача ПГН-5000

Показники	Од. виміру	Позначення	
		ОГН-5000	ПГН-5000
Устаткування		ОГН-5000	ПГН-5000
Теоретична продуктивність по розпушеній масі	м <sup>3</sup> /год	5000	5000
Довжина розвантажувальної стріли	м	25,5	24
Висота підйому прийомної стріли	м	3,5-8,5	10
Радіус розвантаження	м	35,3	36
Висота розвантаження,	м	15,4	11
Довжина прийомної стріли	м	42,9	43
Ширина стрічки	м	1,8	1,8
Швидкість пересування, м/с	м/с	4,5	4,5
Питомий тиск на ґрунт, Па	Па	0,9·10 <sup>4</sup>	0,9·10 <sup>4</sup>
Установлена потужність, кВт	кВт	2300	1000
Маса, т	т	670	550

Встановлено, що описана гірничотранспортна схема може бути ефективною при розробці порід розкриву потужністю понад 40 – 60 м. Застосування технології розробки похилими шарами у порівнянні з відомими дозволяє зменшити загальну масу використовуваного устаткування в 1,6 рази; знизити енер-

гоємність в 1,3 рази; підвищити продуктивність роботи одного робітника в 1,3 рази; зменшити витрати на розробку 1 м<sup>3</sup> порід розкриву в 1,25 рази. Ефективність наведеної технології з високими показниками підтверджена на дослідній ділянці одного з буровугільних родовищ із глибиною розробки 150 – 200 м.

### Питання для самоконтролю

1. Поясніть сучасний стан і перспективи відкритої розробки бурого вугілля.
2. У чому особливості залягання бурого вугілля в Україні?
3. Наведіть геолого-промислову характеристику Дніпровського басейну бурого вугілля.
4. Поясніть область застосування суцільних екскаваторно-транспортних систем розробки на кар'єрах середньої глибини та глибоких.
5. Поясніть доцільність застосування автосамоскидів при розробці кар'єрів.
6. Що являється стримуючим фактором збільшення дальності перевезень гірничої маси автосамоскидами?
7. Поясніть принципи керування роботою автотранспорту й моделювання їх за системою масового обслуговування.
8. Яким чином можливо підвищити продуктивність роботи автосамоскидів у кар'єрі?
9. Поясніть доцільність застосування залізничного транспорту при розробці кар'єрів.
10. Які схеми розкриття практикують на кар'єрах середньої глибини з використанням залізничного транспорту?
11. Які схеми розкриття практикують на глибоких кар'єрах з використанням залізничного транспорту?
12. Поясніть схеми розробки родовищ із застосуванням ковзних з'їздів.
13. Поясніть схеми визначення ширини робочих площадок при роботі роторних екскаваторів.
14. Поясніть схеми розробки уступів драглайнами з навантаженням породи до залізничних вагонів.
15. Поясніть схеми розробки уступів драглайнами з навантаженням породи до стрічкового конвеєра.
16. У чому перевага застосування компактних роторних екскаваторів при розробці високих уступів?
17. Поясніть схему відпрацювання високих уступів роторним екскаватором з поділенням їх на підступи.
18. Поясніть схеми до визначення ширини робочих площадок для роторних екскаваторів.
19. Поясніть схеми до визначення ширини робочих площадок для ланцюгових екскаваторів.
20. Поясніть схеми відпрацювання вибоїв ланцюговими екскаваторами.
21. Поясніть умови застосування комбінованих гірничотранспортних систем розробки кар'єрів середньої глибини.
22. Поясніть умови застосування комбінованих гірничотранспортних систем розробки глибоких кар'єрів.
23. Поясніть умови застосування гідравлічного транспорту при відпрацюванні залізородних родовищ.
24. У чому перевага розробки потужних порід розкриву похилими шарами?
25. Поясніть схему й організацію робіт для розробки м'яких порід похилими шарами.

## ЧАСТИНА III. ЗАГЛИБЛЮВАЛЬНІ ЕКСКАВАТОРНО-ТРАНСПОРТНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

### 12. Параметри заглиблювальних екскаваторно-транспортних систем

#### 12.1. Особливості розробки похилих і крутих родовищ

За статистичними даними дотепер відкритим способом щорічно розробляють понад 20 млрд т гірських порід. З них на території Співтовариства Незалежних Держав (СНД) Євразійського континенту відкритим способом добувається 86% залізної руди, 96% гірничої маси кольорових металів, 42% вугілля, понад 75% гірничохімічної сировини, близько 100% флюсових вапняків і алмазів. Родовища цих корисних копалин залягають у надрах Землі під кутом від 31 до 90° й істотно відрізняються за технологією розробки від розглянутих вище пологих покладів. Так, запаси залізних руд зосереджені в основному на заході СНД (62,2%), з яких на території України – 31%, у Центральному районі – 25,5%, на північному заході – 4,1%, на сході в Уральському районі 14,1 %, у Казахстані – 14,3%, у Східносибірському районі – 5,3%. За генетичними типами залізородні родовища поділяються на магматичні – 12,3%, контактено-метасоматичні – 9%, гідротермальні – 3,1%, осадові – 13,6%, метаморфічні – 61,7%, з яких 84,9% представлені залізистими кварцитами.

У промисловому відношенні метаморфізовані залізисті кварцити становлять переважну частину світових запасів і добуваються переважно відкритим способом. Вміст заліза в них становить 25 – 40%. Ці родовища являють собою потужні товщі смужкуватих залізисто-кременистих порід, у яких гематитові або магнетитові прошарки чергуються із кременистими потужністю 10 – 15 м і граничать із шарами вміщуючих порід, потужністю від 20 – 50 до 150 – 400 м. Основними з них є конгломерати, пісковики, кварцити, філіти, сланці різного складу з вмістом тальку, хлориту, амфіболіту, магнезиту й серпентину в різних співвідношеннях. На магматичних родовищах вміщуючими є габро й габбро-амфіболітові породи, а також гнейсограніти. Покриваючі породи представлені покладами алевролітів, аргілітів, мергелів, крейди, пісковиків, вапняків, туфів, трапів, піску, глини й суглинків. Кути падіння як покладів корисних копалин, так і супутніх порід змінюються від 31 до 90°, у більшості випадків становлячи 60 – 85°. Глибина їх занурення в надра Землі перевищує 1000 – 1200 м.

Аналіз роботи залізородних підприємств країн СНД показує, що найкращі показники у галузі були досягнуті в 1989 р., коли відкритим способом було добуто понад 86% сирової руди. У наступні роки абсолютний обсяг видобутку залізної руди зменшується. Крім того, питома вага заліза у сирій руді знизилася з 34,7 до 32%, внаслідок чого витрати її на виробництво 1 т концентрату зросли до 2,42 т. Обсяг розробленої гірничої маси на кар'єрах в 1989 р. перевищував 1,5 млрд т, з яких залізничним транспортом перевозилося 43,2%, автомобільним – 48,6%, стрічковими конвеєрами – 7,2% і гідравлічним транспортом – 0,8%. Середня продуктивність одного робітника на відкритих розробках досягла 7923 т, проти 2494 т – на підземних роботах.

Гірничі роботи велися на 58 кар'єрах, які відрізнялися один від одного як продуктивністю по руді й породах розкриття, так і глибиною розробки в досить широких межах. Основний же обсяг виробництва припадав на 22 кар'єра з річною продуктивністю кожного по руді 5 – 35,6 млн т, які функціонували в складі 16 гірничозбагачувальних комбінатів (ГЗК). Виймання гірничої маси на цих кар'єрах у загальному обсязі перевищувало 85%. Видобуток залізної руди на найближчу перспективу планується вести на експлуатованих нині родовищах. Проектна глибина їхньої розробки переважно становить 500 м, в окремих випадках досягаючи 700 – 1000 м.

Родовища руд кольорових металів, гірничохімічної сировини й алмазів, які розробляють відкритим способом, за морфологічними ознаками в основному відносяться до типу штокверкових, лінзоподібних і шароподібних покладів складної форми з низьким вмістом корисних компонентів. До кар'єрів такого типу відносяться Кальмакирський, Коунрадський, Азбест, "Центральний" комбінату Апатит, Ювілейний та інші. Вони розташовані переважно у віддалених районах Євразійського континенту, характеризуються пагорбкуватою й гористою місцевістю з вічною мерзлотою або посушливим кліматом. Слід зазначити, що розроблювальна гірнична маса у порівнянні з породами залізорудних родовищ має меншу щільність і міцність. Менша їх тріщинуватість обумовила можливість формувати неробочі борти кар'єрів під більшими кутами укосу (до 45°) при відносно великій глибині розробки (600 – 800 м).

Вугільні родовища країн СНД представлені шарами пологого, похилого й крутого падіння. За якісними показниками вони підрозділяються на коксівні, кам'яні й бурі. В 1990 р. на території колишнього СРСР в експлуатації перебувало 85 вугільних кар'єрів із середньорічною продуктивністю 4,5 млн т. Більшість кар'єрів (66) мало щорічну виробничу потужність менше 5 млн т. На частку підприємств, що експлуатують родовища з кутом падіння 20 – 90°, припадало 41,2% кар'єрів. Вони добували 46,6% вугілля й 42,6% порід розкриття. Сумарний обсяг виймання гірничої маси становив 1,1 млрд т, потоковий коефіцієнт розкриття складав 3,43 м<sup>3</sup>/т проти 4,12 на кар'єрах, що розробляють пологі родовища. До найбільш потужних в аналізованій групі кар'єрів відносяться Кедрівський й Чорнігівський в Кузбасі; Нерюнгрінський в Якутії; Коркінський на Уралі; Північний, Богатир і Східний (Екібастуське родовище) – у Казахстані. Окремі кар'єри мали глибину понад 200 м, а Коркінський – перевищив 500 м. Перспективи розвитку вугільної промисловості пов'язані з подальшим ростом глибини кар'єрів і збільшенням обсягу розкривних робіт. За П.І. Томаковим у структурі витрат на розкривні роботи домінуючими є витрати на переміщення порід розкриття до зовнішніх відвалів. Так, станом на 2005 р. на вугільних кар'єрах транспортували залізничним транспортом 27,5% породи, автомобільним – 34,6%, автомобільно-конвеєрним – 4%. Безпосередньо до внутрішніх відвалів розміщували 24,4% порід розкриття.

Транспорт на відкритих розробках є сполучною ланкою між процесами виймання гірничої маси та її переробки, має велике значення у загальному комплексі видобутку корисних копалин, споживає більшу частину виділених виробничих ресурсів. Найбільша вага у загальному обсязі перевезень на потужних



кар'єрах припадає на залізничний транспорт, що дотепер є самим економічним і надійним при роботі в різноманітних кліматичних умовах. Його домінуюча роль як самостійного виду транспорту, так і у комплексі з автомобільним або конвеєрним, буде зберігатися й у майбутньому.

Аналіз досвіду роботи залізничного транспорту на глибоких кар'єрах показує, що техніко-економічні показники електровозної тяги значно вище, ніж тепловозної. Тепловози реалізують відносно невеликі тягові зусилля й внаслідок цього застосовуються тільки для розробки верхніх горизонтів глибоких кар'єрів. Область їх застосування по глибині звичайно становить 70 – 90 м, і тільки в окремих випадках при розробці потужних родовищ зі значними розмірами поверхнею, досягає 125 – 132 м. Глибокі горизонти цих кар'єрів розробляють з використанням автомобільного транспорту, яким гірничу масу доставляється до внутрішньокар'єрних складів, звідки екскаваторами перевантажується у залізничні вагони. Витрати на переміщення гірничої маси у загальній собівартості добутої сировини перевищують 50%.

Кар'єрні електровози й тягові агрегати спеціально виготовляють для експлуатації в тяжких умовах відкритих робіт на великих глибинах. Завдяки кращим тяговим характеристикам їх застосовують для перевезень гірничої маси з глибини до 250 – 360 м. Незважаючи на більш важкі умови роботи, річна продуктивність одного середньосписочного електровоза становить 1,6 – 1,77 млн т, а тягового агрегату 3,1 – 3,25 млн т проти тепловоза, яким переміщується 0,92 – 1,63 млн т зі значно меншої глибини. Автосамоскиди на таких кар'єрах застосовують тільки для обслуговування 4 – 6 нижніх уступів. Обсяг автомобільних перевезень невеликий і становить 15 – 18,6% у загальному вантажопотоці. Електрична тяга в порівнянні з тепловозною забезпечує підвищення продуктивності робочого поїзда у 2 – 3 рази й зменшення витрат на перевезення гірничої маси на 60 – 70%.

Залізничним транспортом як самостійно, так і у комплексі з автомобільним в основному перевозять породи розкриву. Тенденція розширення області застосування стрічкових конвеєрів у комплексі з автомобільним і залізничним транспортом стосується тільки переміщенню корисних копалин на поверхню. Проте у всіх комбінованих схемах транспорту значний вплив на рівень експлуатаційних і капітальних витрат спричиняє ступінь механізації перевантажувальних робіт, обсяг яких досягає 30 – 46%.

Останнім часом перевантаження скельних порід з автосамоскидів до вагонів повсюдно здійснювалося кар'єрними екскаваторами з ковшами місткістю 4,6 – 12,5 м<sup>3</sup>. У такий спосіб тільки на залізничних кар'єрах щорічно перевантажується понад 600 млн т гірничої маси. На таких роботах зайнято 27% екскаваторів, продуктивність яких вище продуктивності вибійних усього на 23%. При комбінованому автомобільно-конвеєрному транспорті перевантаження руди в кар'єрі здійснюється через дробарку – невід'ємну частину технологічного комплексу. Пропускна здатність комплексу досягає 20 – 22 млн т/рік. Однак на поверхні при значній відстані кар'єрів від збагачувальних фабрик гірничу масу доставляється залізничним транспортом після перевантаження її екскаватора-

ми. У Криворізькому басейні обсяг таких вторинних перевантажень щорічно перевищує 65 млн т.

При розробці глибоких кар'єрів за умовою застосування різних видів транспорту можна виділити дві технологічних зони. Верхня, глибиною до 200 – 360 м – область застосування залізничного й комбінованого автомобільно-залізничного транспорту. Нижня, глибиною понад 200 – 360 м – область застосування комбінованого автомобільно-конвеєрного й автомобільно-скіпового транспорту. Розкриття робочих горизонтів у верхній технологічній зоні здійснюється внутрішніми капітальними траншеями з підйомом 30 – 40‰ при залізничному транспорті й 80 – 120‰ – при автомобільному. Застосування залізничного транспорту обумовлює будівництво площадок примикання на кожному робочому горизонті, внаслідок чого коефіцієнт подовження траси становить 1,4 – 1,6 і більше, а відстань транспортування на поверхню досягає 6 – 10 км. Внутрішні траншеї обладнують найчастіше двоколіійною залізницею. Загальні ж траншеї зовнішнього закладення в окремих випадках мають до шести виїзних колій. Робочі горизонти другої технологічної зони розкривають похилими й крутими траншеями або шахтними стволами, кут нахилу яких для стрічкових конвеєрних підйомачів становить 15 – 16°, для спеціальних конвеєрів і скіпів – 39 – 42°.

При збільшенні глибини розробки різко ускладнюються умови експлуатації гірничотранспортних систем, зменшуються розміри робочих площадок, довільно здвоюються й строювати уступи, збільшується кут укосу робочих бортирів. У цьому зв'язку заслуговує на увагу досвід експлуатації й проектування низки вугільних, рудних і нерудних кар'єрів з великою глибиною розробки. Так, Коркінський кар'єр за проектом інституту УРАЛДІПРОШАХТ спочатку повинен був розробляти вугільне родовище до глибини 470 м. Потім був запропонований варіант "великого кар'єру" глибиною до 735 м. Річна потужність підприємства з видобутку вугілля становить 5,5 млн т, по породах розкриву – 28 млн т. Родовище являє собою мульду довжиною біля 5 км і шириною 2,5 км. Кути падіння вугільних шарів змінюються від 20 – 45° на західному крилі до 60 – 80° – на східному. Світа вугільних шарів, що містить майже 100 вугільних пачок, характеризується загальною потужністю від 90 м на півдні, до 715 м – у центрі мульди. Корисна потужність шарів змінюється від 1,45 до 116,7 м. Потужність прошарків пустої породи досягає 40 – 50 м. Добуте вугілля видається на поверхню двома стрічковими конвеєрами, розташованими під кутом 14 – 16° до горизонту. Для вивозу порід розкриву застосовують електрифікований залізничний транспорт. Підйом виїзних траншей 40‰. Породи розкриву розробляють із застосуванням підричних робіт. Висота уступів 10 – 15 м, ширина робочих площадок рідко перевищує 25 – 30 м, транспортних – 15 м.

Для збільшення кута укосу робочого борту й зниження обсягу виймання порід розкриву на кар'єрі практикують здвоювання суміжних уступів і роботу декількох кар'єрних розкривних екскаваторів по висоті на один транспортний горизонт. Для цього тимчасово консервують три суміжних уступи із залишенням загальних для них верхньої й нижньої робочих площадок шириною до 40 м, а між ними на кожному горизонті – площадок шириною по 15 м. Спарена робота екскаваторів з верхнім (ЕКГ-4у) і нижнім (ЕКГ-8І) навантаженням до-

зволяє збільшити загальну висоту уступу до 30 м. При цьому після відпрацювання першої західки екскаватором ЕКГ-8І створюються умови для проведення підричних робіт на всю висоту уступу. Нижні розкривні горизонти розробляють драглайном ЕШ-10/70, що підвалює породу на верхній уступ до екскаватора ЕВГ-6, що працює з верхнім навантаженням на залізничний транспорт. У кар'єрі немає автомобільних доріг. Всі допоміжні перевезення здійснюють залізничним транспортом і тракторами. Зазначені заходи дають можливість збільшувати на окремих ділянках кар'єру кут укосу робочого борту до 40 – 42°. Незважаючи на велику глибину й складну організацію роботи гірничотранспортного устаткування витрати на виймання 1 м<sup>3</sup> порід розкриву в 1990 році становили 0,698 руб.

Соколовсько-Сарбайським гірничозбагачувальним комбінатом розробляють шароподібні поклади потужністю 80 – 120 м з кутами падіння до 65 – 90°, покритих товщею піщано-глинистих відкладень потужністю до 135 м. Проектна глибина Сарбайського кар'єру 650 м, Соколовського – понад 500 м. Товщу м'яких порід відпрацьовують уступами висотою 10 – 13 м, руду й корінні породи розкриву – уступами висотою 15 м на Соколовському кар'єрі і висотою 20 м – на Сарбайському. Застосування такої висоти уступів дозволило зменшити кількість робочих горизонтів на Сарбайському кар'єрі, завдяки чому кут укосу робочого борту був збільшений до 23°. Крім того, підвищилася продуктивність гірничого устаткування, скоротилися довжина транспортних комунікацій і обсяг путевих робіт, зменшилася кількість площадок безпеки в кінцевих контурах кар'єру, збільшився вихід гірничої маси з 1 м свердловини, а за рахунок зменшення непродуктивних їх перебудів – знизився обсяг бурових робіт. Наприкінці ХХ століття експлуатувалося одинадцять горизонтів висотою по 20 м. Спочатку для їх розробки застосовували екскаватори ЕКГ-4, потім ЕКГ-8І, ЕШ-14/55 і ЕКГ-6,3УС. При розробці обводнених і м'яких порід широко застосовують драглайни з навантаженням породи до залізничних поїздів.

Найбільша глибина з кар'єрів країн СНД запроєктована інститутом УРАЛ-ДПРОШАХТ при розробці Баженівського родовища азбесту. Особливістю розробки є розташування з боку західного борту кар'єру м. Азбест, а на флангах і східному борті – промислових споруд. Для збереження цих об'єктів, зниження обсягів гірничих робіт з розносу бортів, а також вирівнювання поточного коефіцієнта розкриву здійснюють поетапне відпрацювання родовища, що передбачає довгострокову консервацію одного з бортів для розміщення на ньому залізничних транспортних комунікацій, у той час як інший борт перебуває в активній розробці. Гірничі роботи ведуть на кар'єрах “Південний”, “Центральний” і № 1 - 2. Між “Південним” і “Центральним” кар'єрами залишена перемичка із законсервованих гірничих порід, на якій розміщені транспортні й інженерні комунікації. Дані кар'єри розкриті трьома зовнішніми траншеями, кожна із прямими заїздами на глибину 70 – 90 м від поверхні. Середня частина горизонтів висотою до 100 м розкрита системою ковзних тупикових з'їздів. Нижня зона потужністю 45 – 120 м розкривається автомобільними з'їздами, які мають виходи на західний борт до пунктів перевантаження. Всі внутрішньокар'єрні станції й пости розташовані у робочій зоні кар'єру.

На кар'єрах експлуатуються екскаватори ЕКГ-4,6; ЕКГ-8І і ЕКГ-12,5. Висота уступів 15 м, ширина робочих площадок при роботі у комплексі з залізничним транспортом – 30 – 44 м. Кут укосу робочого борту 22 – 23°. Кут погашення неробочих бортів, рівний 37°, відбудовують шляхом здвоювання уступів і формуванням транспортних площадок шириною 10 м. Кут довгострокової консервації борту для поновлення гірничих робіт становить 27°. Середня річна продуктивність екскаватора при навантаженні до залізничних вагонів перевищує 3 млн т. Проектними рішеннями в перспективі передбачається об'єднання окремих кар'єрів і злиття їх транспортних комунікацій. Загальна довжина кар'єру поверхнею при цьому складе 13 км, кінцева глибина розробки – 750 м. Річна потужність по гірничій масі 220 млн т, по руді – 33,5 млн т.

Середня ширина робочих площадок при автомобільному транспорті прийнята 40 м, при залізничному – 54 – 63 м. Довжина екскаваторного блока при автомобільному транспорті – 0,8 – 0,9 км, при залізничному – 1,2 км. Кут довгострокової консервації бортів у майбутньому планують збільшити до 31°. Річне поглиблення гірничих робіт у середньому складе 5 м. Навантаження гірських порід у вибоях виконують екскаваторами ЕКГ-8І, ЕКГ-6,3УС і ЕКГ-12,5. При розконсервації борту з довжиною фронту робіт 2 – 3 км і річному переміщенні до 100 м переважно будуть застосовувати екскаватори ЕКГ-12,5 з наступною заміною на ЕКГ-12. Зменшення ширини робочої площадки несприятливо позначається на умовах експлуатації вантажно-транспортного устаткування. Збільшення ж висоти уступів при збереженні ширини робочої площадки в межах 60 – 80 м дозволить крім зазначених вище переваг поліпшити умови виконання буропідливних робіт.

Робочі горизонти в нижній технологічній зоні на низці кар'єрів розкривають похилими або крутими траншеями, обладнаними стрічковими конвеєрами. Уперше в СРСР дослідний конвеєрний підйомач для переміщення міцних скельних порід був побудований в 1972 р. на кар'єрі № 1 НКГЗКа (див. розд. 4.6). Потім досвід експлуатації стрічкових конвеєрів був розповсюджений на усіх залізничних кар'єрах галузі. У 1973 р. на Сарбайському кар'єрі Башкирського мідно-сірчаного комбінату був побудований похилий скіповий підйомач. Він був розміщений у траншеї, проведеної по борту кар'єру під кутом 39°. Довжина траншеї 275 м, ширина підшви 10 м, вертикальна висота підйому 372 м. Скіповий підйомач складався з нижнього перевантажувального пункту, залізничних колій, піднімальної машини з електропідстанцією, копра з похилою естакадою й бункерами для руди й порід розкриття місткістю відповідно 150 і 300 м<sup>3</sup>. Два скіпи вантажопідйомністю по 40 т переміщувалися по залізничних коліях шириною 3 м. Відстань між осями колій 4,6 м. Ланку з рейок Р-50 довжиною 12,5 м укладали на чотирьох дерев'яних й одній металевій шпалах, які встановлювали на металевих опорах, закріплених шпурами на підшві траншеї. Підрейкова основа була забетонованою. Траншея й колії будувалися у напрямку зверху донизу. Уздовж колії з кроком 20 м встановлені канатопідтримуючі роликоопори. Скіпи переміщувалися за допомогою двох канатів діаметром 54 мм закритого типу. Стінки й днище скіпів були футеровані металевими плитами. Навантаження їх велося через розсувні прорізи у мостовому перекритті перевантажувального пункту. Місткість автосамоскида відповідала вантажності скіпа. Максимальний розмір куска переміщуваної породи – 1,2, руди – 0,8 м. Кожний

скіп розвантажувався у розвантажувальних кривих через піднімальну задню стінку до відповідного акумулюючого бункеру. Верхня перевантажувальна станція влаштована на копрі висотою 35,2 м. Гірнича маса з бункерів вивантажувалася до автосамоскидів віброживильниками. Піднімальна машина двохбарабанна, циліндрична, безредукторна з електродвигуном постійного струму потужністю 2,4 тис. кВт. Швидкість руху піднімальних посудин 7 м/с. Годинна продуктивність підйому 1430 т. Витрати на будівництво піднімального комплексу склали 4,6 млн руб.

Досвід роботи глибоких кар'єрів показує, що на сучасному етапі розвитку економіки, коли велика увага приділяється питанням захисту навколишнього середовища від негативного впливу гірничодобувних галузей і, у першу чергу, раціонального використання земельних ресурсів, розкриття горизонтів нижньої технологічної зони варто здійснювати з урахуванням впливу всіх виробничих факторів. До основного з них відносяться обґрунтування кінцевих контурів відкритої розробки й продуктивності кар'єру по гірничій масі, способу розкриття робочих горизонтів й параметрів виймання порід розкриття, засобів транспортування гірничої маси за встановленими різновидами, а також можливості складування у виробленому просторі відходів виробництва. Проведення й експлуатація виробок розкриття повинні забезпечувати не тільки мінімальні витрати на переміщення гірських порід, але й максимальний прибуток від експлуатації кар'єру у цілому.

## **12.2. Головні параметри надглибоких кар'єрів**

Головними параметрами відкритої розробки крутоспадних родовищ корисних копалин є глибина кар'єру, розміри його в плані – довжина й ширина на земній поверхні, річна продуктивність з виймання гірничої маси. Залежно від величини цих параметрів визначають виробничу потужність кар'єру з видобутку руди й порід розкриття, напрямок відпрацювання кар'єрних полів, інтенсивність порушення земної поверхні, параметри розкриття й системи розробки глибоких горизонтів, вид механізації виробничих процесів. Як правило, основні техніко-економічні показники роботи гірничих підприємств перебувають у функціональній залежності від головних параметрів кар'єрів і, насамперед, від глибини розробки.

Відомо, що для досить глибоких кар'єрів характерне систематичне поглиблення гірничих робіт і зменшення розмірів нижніх горизонтів у плані, внаслідок чого на робочих і неробочих бортах протягом тривалого періоду експлуатуються транспортні комунікації, а через неможливість складування у виробленому просторі породи розкриття вивозять з кар'єру й розміщують у зовнішніх відвалах. При розробці горизонтальних і пологих родовищ такого чіткого взаємозв'язку між розкривними, транспортними й відвальними роботами не спостерігається й пусті породи, як правило, в основний період експлуатації кар'єру розміщують у виробленому просторі.

Виробничу потужність надглибоких кар'єрів, як розглядалося в розділі 1.9, залежить від гірничо-геологічних умов залягання родовища, величини запасів корисної копалини в контурах кар'єрного поля, рівня технічного прогресу, оснащення підприємств високопродуктивними гірничими машинами, по-

треби в добуваємій сировині тощо. У загальному випадку продуктивність видобутку корисної копалини визначається двома факторами: гірничими можливостями й економічними доцільними показниками. У першому випадку враховується величина річного поглиблення гірничих робіт, що характеризує інтенсивність розробки родовища. До економічних факторів відносяться величина питомих і абсолютних витрат на будівництво підприємства, собівартість видобутку корисних копалин, розмір відшкодування за порушення земельних площ, продуктивність праці, розмір гірської ренти тощо.

Зазначені фактори детально досліджені й широко застосовують на стадії проектної оцінки виробничої потужності кар'єру. При цьому на підставі вихідних геологічних даних у кожному конкретному випадку проектна організація обґрунтовує продуктивність кар'єру з видобутку корисної копалини, попутного виймання порід розкриття й цілої низки інших показників. Цей процес досить тривалий і трудомісткий. Тому на стадії досліджень і проектних рішень доцільно визначати виробничу потужність підприємства з достатнім ступенем надійності за аналогією з відомими показниками, залежно від установлених меж кар'єрного поля поверхнею: довжини  $L_k$  (км), ширини  $B_k$  (км) і глибини  $H_k$  (м) [13, 15].

Аналіз проектних показників і досвіду експлуатації понад 350 вітчизняних і закордонних кар'єрів, що розробляють крутоспадні родовища на глибину понад 200 м показують, що їхня продуктивність по гірничій масі перебуває у тісному взаємозв'язку з кінцевими контурами кар'єрного поля. Залежно від форми розглянуті кар'єри об'єднані в групи: малої ( $L_k = 0,3 - 1,9$  км), середньої ( $L_k = 2,0 - 4,2$  км) і великої ( $L_k = 4,3 - 11$  км) довжини, а також вузькі ( $\frac{L_k}{B_k} = 2,01 - 14,4$ ) та округлі ( $\frac{L_k}{B_k} = 1,0 - 2,0$ ). Вузькими кар'єрами звичайно роз-

робляють крутоспадні родовища невеликої потужності, округлими – мультіподині або ізометричні потужні поклади. Установлено, що серед обстежених кар'єри малої довжини становлять 44,4%, середньої – 40,6%, великої – 15%. При цьому вузьких кар'єрів – 60,5%, округлих – 39,5%. Серед закордонних (44,8%) переважають кар'єри малої довжини – 56,3%, середньої та великої – відповідно становлять 31,1 і 7,6%. Вітчизняні кар'єри (55,2%) відрізняються більшими у порівнянні з закордонними співвідношеннями: малої довжини – 34,7%, середньої – 38,3%, великої – 21%. Кар'єрами великої довжини розробляють переважно вугільні родовища – 58%. Як правило, рудні кар'єри великої довжини утворені внаслідок об'єднання локальних кар'єрів малої й середньої довжини.

Досвід роботи досить глибоких кар'єрів показує, що їхня продуктивність по гірничій масі в окремі проміжки часу збільшується у порівнянні з середньою проектною величиною на 30%, в інші – знижується на 20%. Це обумовлено специфікою відкритої розробки міцних гірських порід із застосуванням буропідричних робіт, неритмічною роботою дробильно-збагачувальних комплексів, транспорту та інших причин. Кореляційним аналізом визначений взаємозв'язок між річною продуктивністю кар'єру по гірничій масі  $A_2$  (млн т) і його головними параметрами. Велике значення коефіцієнтів множинної кореляції та їхньої надійності свідчать про високу збіжність отриманих залежностей з вихідними даними.

Установлено, що кар'єри малої довжини мають невеликий обсяг виймання порід розкриття й характеризуються застосуванням комбінованих видів транспорту з автомобільною внутрішньокар'єрною ланкою. Для перевезення гірських

порід денною поверхнею експлуатують переважно залізничний транспорт. Річна продуктивність цієї групи кар'єрів по гірській масі  $A_{z.m}$  (млн. т) становить

$$A_{z.m} = 6,39 L_k + 12,48 B_k + 0,08 H_k - 20,6. \quad (12.1)$$

Кар'єри середньої довжини мають значно більшу продуктивність і характеризуються, як правило, застосуванням залізничного транспорту в робочій зоні як самостійно, так і в комплексі з автосамоскидами. Продуктивність цієї групи кар'єрів по гірничій масі  $A_{z.c}$  (млн т) становить

$$A_{z.c} = 13 L_k + 17,2 B_k + 0,061 H_k - 34,43. \quad (12.2)$$

Кар'єри великої довжини характеризуються повсемісним застосуванням залізничного транспорту для переміщення основного обсягу гірських порід. Продуктивність цих кар'єрів по гірничій масі  $A_{z.b}$  (млн т) дорівнює

$$A_{z.b} = 7,92L_k - 8,01 B_k + 0,07 H_k - 7,64. \quad (12.3)$$

Продуктивність кар'єрів по гірській масі при розробці вугільних родовищ становить

$$A_{z.g} = 9,24 L_k + 44 B_k + 0,093 H_k - 102. \quad (12.4)$$

Для кар'єрів руд чорних і кольорових металів

$$A_{z.p} = 7,068L_k + 16,76 B_k + 0,078 H_k - 24,64. \quad (12.5)$$

Загальна залежність для всіх розглянутих різновидів кар'єрів  $A_z$  (млн.т) має вигляд

$$A_z = 7,45L_k + 19,45 B_k + 0,069 H_k - 25,6. \quad (12.6)$$

Річна продуктивність кар'єру з добування корисної копалини  $A_p$  (млн.т) устанавлюється за формулою

$$A_p = \frac{A_z}{1 + K_{cp}}; \text{ по розкриттю} - A_g = A_z - A_p. \quad (12.7)$$

Техніко-економічні показники підприємства визначаються у відповідності з встановленими глибиною розробки, дальністю транспортування гірничої маси, досконалістю техніки, технології й організації комплексу гірничотранспортних робіт. Оскільки гірничотехнічні умови розробки кар'єрних полів досить різноманітні, а їх розміри суттєво впливають на обґрунтування доцільності застосування того чи іншого виду транспорту, а також їх сполучень між собою, представляється можливим на основі обстежених кар'єрів виділити типові (табл. 12.1) і на їхньому прикладі визначити основні техніко-економічні показники й області застосування конкретних гірничотранспортних систем, параметри розкриття й розробки крутих родовищ на великих глибинах. При цьому основна увага повинна приділятися обґрунтуванню умовам відпрацювання порід розкриття, оскільки зі зростаючою глибиною розробки їх обсяг суттєво збільшується, а умови обслуговування гірничотранспортного обладнання з їх видалення погіршуються. Як відзначалося раніше, позитивні результати нормалізації планомірного посування фронту робіт з виймання порід розкриття можливо здійснювати шляхом збільшення кутів укосів робочих бортів до максимального значення за умовами стійкості.

## Параметри надглибоких кар'єрів

Показники	Тип кар'єрного поля					
	1	2	3	4	5	6
Показові кар'єри	Зирянівський Карагайлин- ський Ковдорський Курган- Шинканський	Сорський Михайлівський Лебединський НКГЗК №2 Західний КачГЗК	Коркінський НКГЗК №3 Тагорський Коршунівський Першотравне- вий	Соколовський Південний ВО "Азбест" ЦГЗК №1 Стойлинський	Джетигаринський Центральний ВО "Азбест" Полтавський Сарбайський	"Богагир" Баженівсь- кий об'єдна- ний Качарський об'єднаний ПівдГЗК - НКГЗК
Горизонтальна потужність шарів корисних копалин, м	370	300	875	300	350	1300
Кінцева глибина розробки, м	300	400	500	500	600	800
Розміри кар'єрного поля, м:						
довжина по кінцевій глибині	150	900	1620	2680	4350	3800
ширина по кінцевій глибині	370	300	875	300	350	1300
– довжина поверхнею	1000	2000	3000	4000	5000	6000
– ширина поверхнею	1000	1200	2000	1200	2500	3000
Висота зони корисних копалин, м	280	370	460	460	550	740
Обсяг породи в кар'єрі, млн.м <sup>3</sup> :						
– гірничої маси	108,5	374,5	1393	1193	2730	7139
– корисних копалин	58,2	153	891	452	1014	4574
– порід розкриву	50,3	222	502	741	1416	2566
Площа кар'єрного поля, га	82,6	195	487	476	826	1510
Середній коефіцієнт розкриву, м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup>	0,86	1,45	0,56	1,64	1,69	0,56
Річна продуктивність з видобутку, млн м <sup>3</sup> :						
– корисних копалин	2,6	4,0	6,8	6,0	9,0	12,4
– гірничої маси	4,84	9,8	10,61	15,84	24,21	19,34
Термін експлуатації кар'єру, роки	25	25	53	40	61	110



### 12.3. Відпрацювання порід розкриву високими уступами

Під високими уступами розуміють такі, які не можуть бути відпрацьовані на всю висоту за один прохід екскаватора через обмеженість його робочих параметрів. Найчастіше розробка високих уступів ведеться з поділом їх на підуступи. Іноді для розробки уступів підвищеної висоти застосовують драглайни й розкривні мехлопати. Досвід роботи надглибоких кар'єрів показує, що основним напрямком зі збільшення результуючого кута укосу робочого борту є зміна ширини робочих площадок і висоти уступів. Зменшення ширини робочої площадки несприятливо позначається на умовах експлуатації виймально-транспортного устаткування. Збільшення ж висоти уступів при збереженні достатньої ширини робочої площадки у межах 50 – 60 м дозволяє, крім зазначених вище переваг, поліпшити також і умови ведення буропідривних робіт.

В Україні експериментальне підривання уступів висотою до 45 м проводилося в 1960 – 1965 рр. на кар'єрах ПівдГЗК і ЦГЗК у Кривбасі. Спочатку свердловини бурили верстатами канатно-ударного буріння типу СБО-1,2. Встановлено, що при задовільній якості дроблення погано пророблялася подошва вибою. На той час високопродуктивне бурове устаткування було відсутнє. Трохи пізніше на кар'єрах почали експлуатувати потужні бурові верстати СБШ-250МН, у результаті чого швидкість буріння свердловин суттєво збільшилася. Так, уже в 1976 р. на кар'єрі № 1 ЦГЗК підривали уступи висотою 30 м з міцністю гірських порід 8 – 12 за шкалою М.М. Протодьяконова. Одночасно підривали 5 – 9 рядів свердловин у затиснутому середовищі. Було відбито понад 3 млн м<sup>3</sup> гірничої маси. В 1982 – 1983 рр. на кар'єрі ІнГЗК підривали уступи висотою 24 м, на кар'єрі № 3 НКГЗК – 30 м. Дроблення й проробка подошви вибою були задовільними. Розвал розпушених порід відпрацьовували шляхом поділу товщі подрібнених порід на підуступи із самостійним навантаженням на кожному з них екскаваторами ЕКГ-4,6 або ЕКГ-8І при автомобільному виді транспорту, а також з переєкспацією на нижній підуступ при залізничних перевезеннях.

На вугільних кар'єрах Черемхівського родовища, Естонського родовища горючих сланців та іншої породи міцністю до 8 – 10 за шкалою проф. М.М. Протодьяконова після дроблення вибухом розробляли драглайнами з ковшом місткістю 4 – 20 м<sup>3</sup>. Висота уступів досягала 30 м. При залізничному транспорті використання думпкарів вантажністю 95 і 105 т потребувало деякої реконструкції екскаваторів. Так, на екскаваторі ЕШ-6/60 для зменшення зони розвантаження ковша була зменшена довжина піднімального троса. На ЕШ-15/90 зменшили довжину стріли до 55 м. Як показав досвід, драглайни з ковшом місткістю 15 м<sup>3</sup> і більш задовільно працюють при вийманні дроблених скельних порід. Зношування ковшів і канатів було у допустимих межах.

За кордоном при розробці будівельних скельних порід висота уступів у низці випадків досягає 55 – 60 м. Підривні свердловини буряться круто й вертикально. Так, кар'єр фірми "Вінтерберг" (ФРН) експлуатує родовище міцного вапняку. Розробка ведеться двома уступами висотою по 60 м. Кожний уступ після вибуху розбивають на підуступи висотою 21 м (нижній) і 39 м (верхній), які відпрацьовують самостійно. За один вибух підривають до 50 крутих під кутом

75° свердловин, розташованих у два ряди. Одночасно з підосви уступу на відстані 2 – 3 м одна від одної пробурюють ряд горизонтальних свердловин для пророблення підосви вибою. Вибухом відбивається 70 – 120 тис. т породи. На гранітному кар'єрі Нью-Джерсі (США) висота уступу при видобутку діабазу досягає 55 – 58 м. Гарну якість дроблення одержують за рахунок застосування комбінованих зарядів. Причому, вибухові речовини розташовують у порядку зменшення їх потужності по висоті свердловини знизу догори. Експлуатується ще багато кар'єрів, де висота уступів становить 50 – 60 м.

Відомо, що зі збільшенням висоти уступу знижуються обсяг буріння, тривалість підготовчих і допоміжних операцій за рахунок зменшення величини перебуру свердловин і кількості переїздів бурових верстатів між ними. Однак буріння глибоких свердловин викликає зниження продуктивності верстатів. Збільшення лінії найменшого опору по підосві уступу й зниження висоти розвалу розпушених порід вимагає підвищеної витрати вибухових речовин. Для роботи в цих умовах необхідні потужні бурові верстати з можливістю буріння похилих свердловин.

За правилами безпеки, при розробці високих уступів по одній зі схем, що зображені на рис. 12.1, висота розвалу подрібнених скельних порід допускається не більше за максимальну висоту копання екскаватора. Це викликано тим, що при більшій висоті вибою й незадовільному дробленні гірських порід у верхній його частині утворюються нависи, які є причиною раптових обвалень і становлять небезпеку для навантажувального й транспортного устаткування, а також обслуговуючого персоналу.

Установлено, що в умовах глибоких кар'єрів для забезпечення компактного розвалу підірваних порід у межах не більше за максимальну висоту копання екскаватора й формування робочої площадки помірної ширини варто застосовувати, як основну, схему з поділом уступу на підступи з використанням для навантаження кар'єрних мехлопат типу ЕКГ-8І, ЕКГ-12,5, ЭКГ-20. Зниження висоти розвалу до  $0,7h_y$  (див. рис. 12.1, а) вимагає формування робочих площадок шириною до 120 – 150 м. Переекскавація гірничої маси з верхнього підступу на нижній (див. рис. 12.1, г) приводить до збільшення витрат на навантаження до 30 – 40%. Поділ розвалу на два самостійних уступа (див. рис. 12.1, д) виключає цей надолік. У перспективі широке впровадження навантажувальних машин зі збільшеними робочими параметрами (див. рис. 12.1, б), а також гідравлічних екскаваторів ЕГ-12,5 і ЕГ-20 типу прямої й зворотної лопат дозволить ефективно розробляти розвал підірваної породи без розміщення вантажно-транспортного устаткування на проміжній площадці (див. рис. 12.1, е).

Аналіз зміни витрат на навантаження гірничої маси показує, що застосування кар'єрних прямих мехлопат у 2,5 – 3 рази економічніше розкривних екскаваторів і драглайнів. Застосування гідравлічних екскаваторів типу прямої лопати сприяє зниженню витрат на виймання й навантаження на 20-30% у порівнянні з однотипними кар'єрними екскаваторами. Відповідно до цього на глибоких кар'єрах при навантаженні скельних порід до залізничних вагонів доцільно застосовувати екскаватори ЕКГ-8І, ЕКГ-12,5, ЕГ-12,5А та ЕГО-8. Максимальна ширина західки для цих екскаваторів відповідно становить 20 і 25 м.

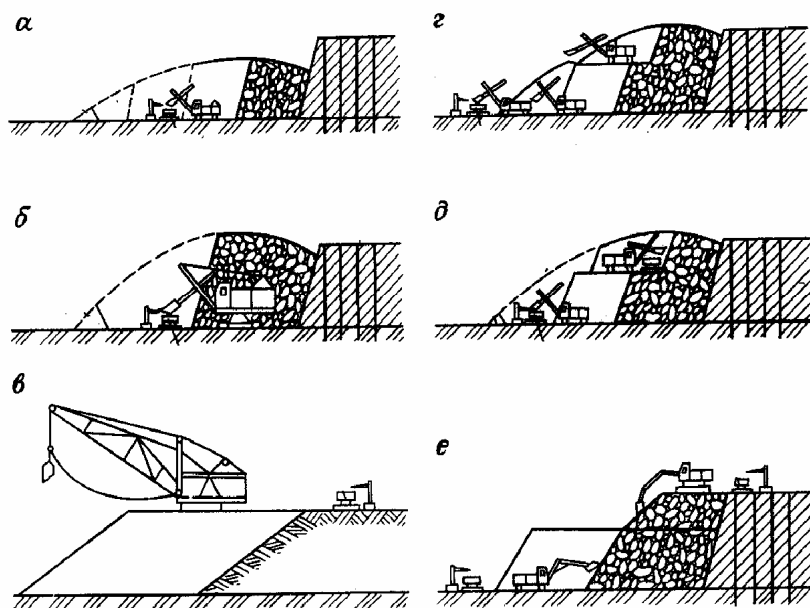


Рис. 12.1. Схеми відпрацювання високих уступів кар'єрними екскаваторами зі зниженням висоти розвалу до  $0,7h_y$  (а), розкривними екскаваторами (б), драглайнами (в), з поділом на підступи й переєкскавацією порід верхнього підступу на нижню площадку (г), з самостійним відпрацюванням підступів кар'єрними екскаваторами (д) й гідравлічними – типу прямої й зворотної лопат (е)

При відпрацюванні м'яких порід на верхніх горизонтах кар'єру можливість збільшення висоти уступів досягається за рахунок застосування драглайнів (див. рис. 12.1, в). Одночасно зі зменшенням інтенсивності відчуження земель і роздільного виймання суглинків ефективність збільшення висоти уступів по м'яких породах забезпечує також спрощення схеми транспортних комунікацій у кар'єрі й зниження обсягів робіт з переукладання рейкової колії при залізничних перевезеннях. Так, на більшості глибоких кар'єрів середня потужність наносів становить 30 – 40 м. Як правило, їх відпрацьовують кар'єрними екскаваторами ЕКГ-5 або ЕКГ-8І з навантаженням до залізничних вагонів. Фронт робіт перебуває в межах 1 – 5 км, одночасно експлуатується від одного до чотирьох уступів висотою 10 – 12 м. Внаслідок малої висоти уступів і використання екскаваторів з невеликими лінійними параметрами при посуванні фронту робіт 60 – 80 м/рік необхідно виконувати великий обсяг робіт з переукладання залізничної колії. При цьому розвиток залізничної колії кар'єрів складний, а первинний обсяг розкривних робіт при введенні кар'єру в експлуатацію досить великий. На деяких кар'єрах практикують відпрацювання наносів драглайнами з навантаженням у залізничний транспорт, у результаті чого збільшується висота уступу до 30 – 40 м, спрощується схема колійного розвитку, зменшується обсяг колієпересувних робіт. Наприклад, на кар'єрі Михайлівського ГЗК екскаватором ЕШ-10/50 відпрацьовується вибій висотою до 30 м і шириною до 70 м. Протягом року виконують усього одне переукладання рейкової колії. Одночасно з вийманням породи виконують і заукіску борту кар'єру, внаслідок чого підвищується його стійкість. Навантаження поїздів труднощів не викликає [15].

Висота уступу є визначальною при оцінці техніко-економічних показників схеми з виймання наносів. Первинний обсяг порід розкриву при будівництві кар'єру  $A_c$  (млн  $m^3$ ) визначається за формулою

$$A_c = 10^{-6} \left( \frac{H_n}{n_y} \right) v_{p,n} L_n, \quad (12.8)$$

де  $H_n$  – потужність наносів, м;  $n_y$  – кількість уступів по наносам, од;  $v_{p.n}$  – ширина робочої площадки, м;  $L_n$  – довжина фронту робіт по наносах, м.

Довжина фронту робіт визначається залежно від схем розкриття й відпрацювання родовища. Настилення залізничної колії виконують на кожному горизонті з улаштуванням відповідних станцій і роз'їздів. У загальному випадку довжина колії на горизонті  $\ell_n$  (км) становить

$$\ell_n = 2 K_{n,p} (L_k + B_k) K_\phi, \quad (12.9)$$

де  $K_{n,p}$  – коефіцієнт складності колійного розвитку.

Кількість переукладань колії за рік  $n_{n,z}$  (од.) визначається за формулою

$$n_{n,z} = \frac{A_n}{L_n h_n v_e}, \quad (12.10)$$

де  $A_n$  – продуктивність кар'єру з виймання наносів, м<sup>3</sup>/рік;  $v_e$  — ширина західки екскаватора, м.

За даними криворізьких ГЗК, трудомісткість пересування й ремонту 1 км залізничної колії становить 80 – 100 чол./зм. Аналіз техніко-економічних показників розробки наносів потужністю до 40 м кар'єрними екскаваторами й драглайнами показує, що драглайни ЕШ-6/45М і ЕШ-10/70А можуть істотно поліпшити економіку й організацію гірничих робіт. Незважаючи на те, що драглайни характеризуються більшими експлуатаційними й капітальними витратами їх експлуатація, замість прямих мехлопат дозволяє знизити кількість переукладань колії в 10 – 30 разів, зменшити первинний обсяг розносу бортів на 2 – 3 млн м<sup>3</sup> у розрахунку на 1 км фронту робіт, значно спростити колійний розвиток залізниць у кар'єрі. Оскільки продуктивність робіт в економічних розрахунках є визначальною, при розробці наносів потужністю до 20 м варто орієнтуватися на застосування екскаваторів ЕШ-6/45М, а при потужності 30 – 40 м – екскаваторів ЕШ-10/70А. При збільшенні потужності наносів до 25%, у порівнянні з нормативною глибиною копання, драглайни можна використовувати за схемою з одночасним верхнім черпанням. У остаточному підсумку, застосовуючи драглайни для виймання наносів, можна знизити витрати на розробку порід розкриву на 15,5 – 17% і спростити роботи із завідкошення бортів у порівнянні з прямими мехлопатами.

Незважаючи на значні економічні переваги, високі уступи до останнього часу не знайшли широкого застосування на кар'єрах СНД з видобування руд чорних і кольорових металів. Це можна пояснити тим, що існує ціла низка невирішених або недостатньо висвітлених питань з технології їх відпрацювання й організації робіт. До них варто віднести обґрунтування оптимальних параметрів системи розробки, організацію буропідривних робіт у міцних породах, розробку відповідних засобів буріння й виймання порід, а також удосконалення чинних Правил експлуатації й безпеки.

Поряд з цим для вугільних кар'єрів інститутом ЦЕНТРДІПРОШАХТ створені типові технологічні схеми ведення гірничих робіт із застосуванням високих уступів, які широко впроваджені на виробництві. Елементи систем розробки й розрахункових показників основних з них наведені на рис. 12.2 – 5 і в табл. 12.2 – 5.

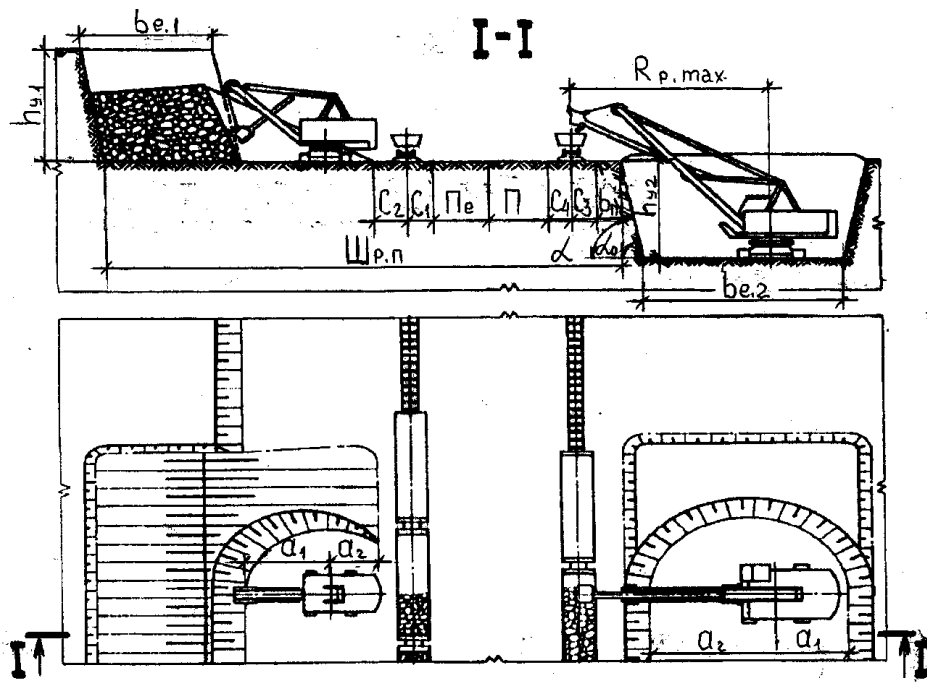


Рис. 12.2. Технологічна схема розробки уступів з верхнім навантаженням і навантаженням на рівні стояння екскаваторів ЕКГ-8І й ЕКГ-6,3ус.

Таблиця 12.2

Елементи системи розробки й показники відпрацювання уступу з одним транспортним горизонтом

Найменування	Позначення	Показник	
Тип екскаватора, верхній/нижній		ЕКГ-4,6/ЕКГ-4у	ЕКГ-8І/ ЕКГ-6,3ус
Висота підступу, м	$h_1/h_2$	15/11,0	19/18
Ширина заходки, м	$b_e$	12,2/23,0	19,8/28,8
Відстань від осі руху екскаватора до нижньої брівки заходки, м:			
- внутрішня	$a_1$	7,5/13,0	14,8/17,0
- зовнішня	$a_2$	4,7/10,0	7,2/11,8
Відстань від осі залізничної колії, м:			
- до нижньої брівки розвалу	$z_2$	3,5	4,5
- до лінії електропостачання	$z_1$	2,5	2,5
- до додаткового устаткування	$z_4$	2,5	2,5
- до смуги безпеки	$z_3$	2,5	2,5
Ширина смуги для розміщення, м:			
- приладів електропостачання	$П_e$	6,0	6,0
- додаткового оснащення	$П$	6,0	6,0
Мінімальна ширина робочої площадки, м	$Ш_{p.n}$	48,5	59,6
Продуктивність екскаватора:			
- змінна, м <sup>3</sup>	$Q_{e.зм}$	1700/1440	2360/1680
- річна, тис.м <sup>3</sup>	$Q_{e.рік}$	1300/1080	1770/1230

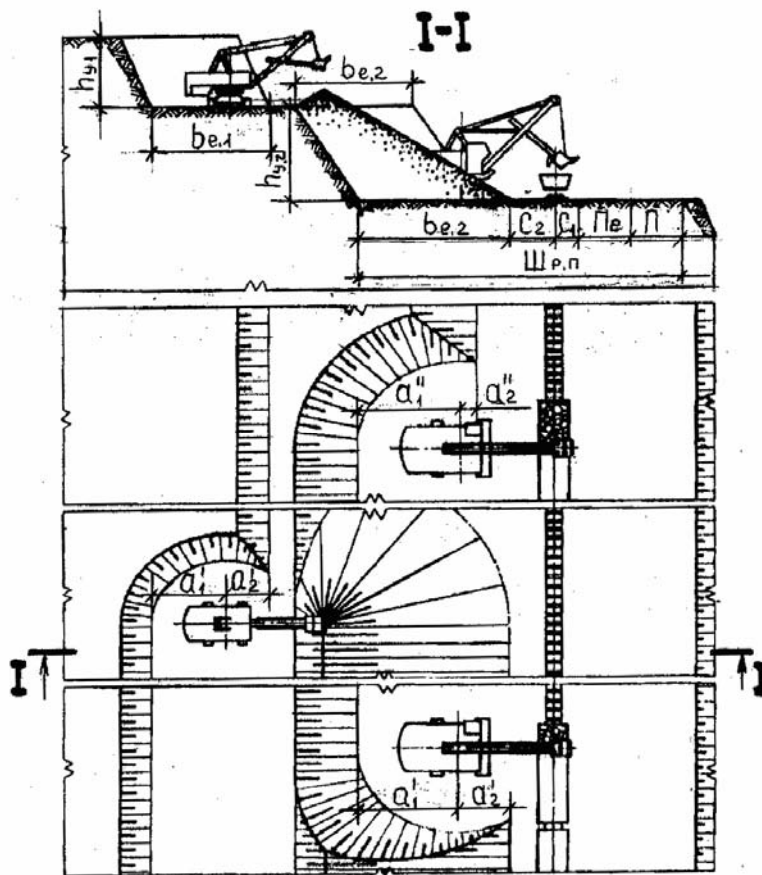


Рис. 12.3. Технологічна схема розробки уступу двома мехлопатами ЕКГ-8І й ЕКГ-12,5

Таблиця 12.3

Елементи системи розробки й показники відпрацювання уступу з переекспавацією породи з верхнього підуступу на нижній

Найменування	Позначення	Показник	
Тип екскаватора, верхній/нижній		ЕКГ-4,6/ ЕКГ-8І	ЕКГ-8І / ЕКГ-12,5
Висота підуступу, м	$h_1, h_2$	10/12,5	12,5/15,5
Ширина західки, м	$b_{e1}, b_{e2}$	14/18	18/22
Відстань від осі залізничної колії, м:			
– до нижньої брівки уступу;	$z_2$	7,0	8,0
– до лінії електропостачання	$z_1$	2,5	2,5
Ширина смуги для розміщення, м:			
– приладів електропостачання	$П_e$	6,0	6,0
– додаткового оснащення	$П$	6,0	6,0
Ширина смуги безпеки між підступами, м	$B$	3,0	3,0
Мінімальна ширина робочої площадки, м	$Ш_{p,n}$	35,5	40,5
Продуктивність екскаватора			
– змінна, м <sup>3</sup>	$Q_{e.зм}$	3700/3600	5470/3450
– річна, тис.м <sup>3</sup>	$Q_{e.рік}$	2840/2700	4100/4000

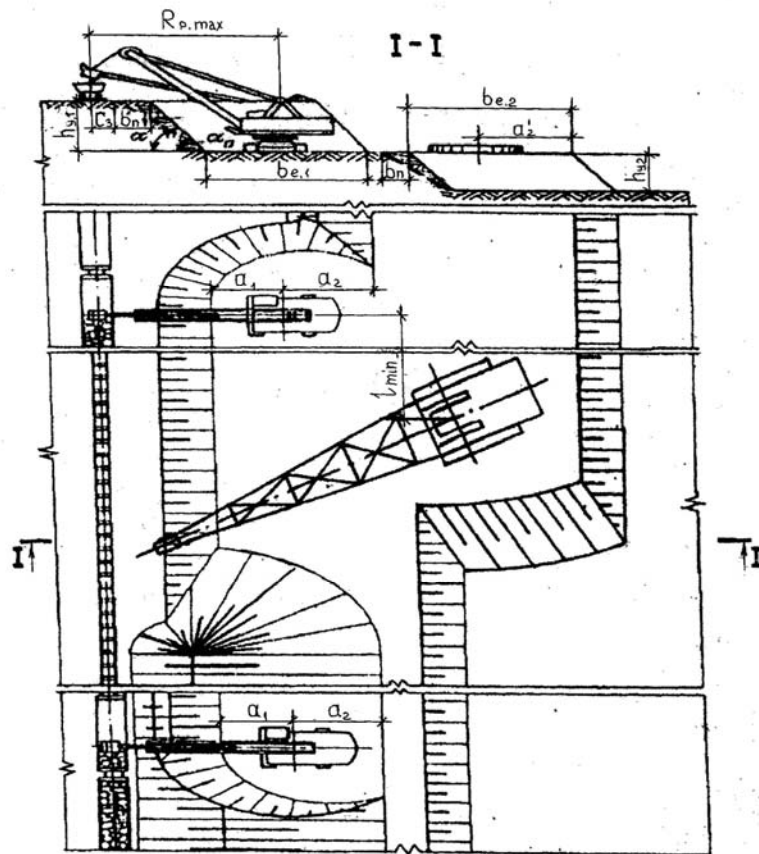


Рис. 12.4. Технологічна схема розробки уступу драглайном ЕШ-10/70 і розкривним екскаватором ЕКГ-4у

Таблиця 12.4

Елементи системи розробки й показники відпрацювання уступів драглайном і розкривним екскаватором

Найменування	Позначення	Показник	
Тип екскаватора, верхній/нижній		ЕКГ-4,6у/ ЕШ-10/70	ЕКГ-6,3у/ ЕШ-10/70
Висота підступу при роботі, м:			
– розкривного екскаватора	$h_1$	10,0	12,5
– драглайна.	$h_2$	8,0	10,0
Кут укосу підступу, град.	$\alpha$	60,0	60,0
Ширина західки екскаватора, м	$b_{e1}, b_{e2}$	17,5	23,0
Відстань від осі ходу мехлопати до нижньої брівки західки, м:			
– внутрішня;	$\alpha_1$	7,5	9,0
– зовнішня	$\alpha_2$	10,0	14,0
Відстань від осі ходу драглайна до верхньої брівки уступу, м	$\alpha'_2$	11,0	11,0
Відстань від осі залізничної колії до смуги безпеки, м	$z_3$	2,5	2,5
Мінімальна відстань між осями повороту екскаваторів	$L_{min}$	88,0	100,0
Продуктивність екскаваторів:			
– змінна, м <sup>3</sup>	$Q_{e.зм}$	2060/4220	2480/4220
– річна, тис.м <sup>3</sup>	$Q_{e.рік}$	1540/310	1820/3100

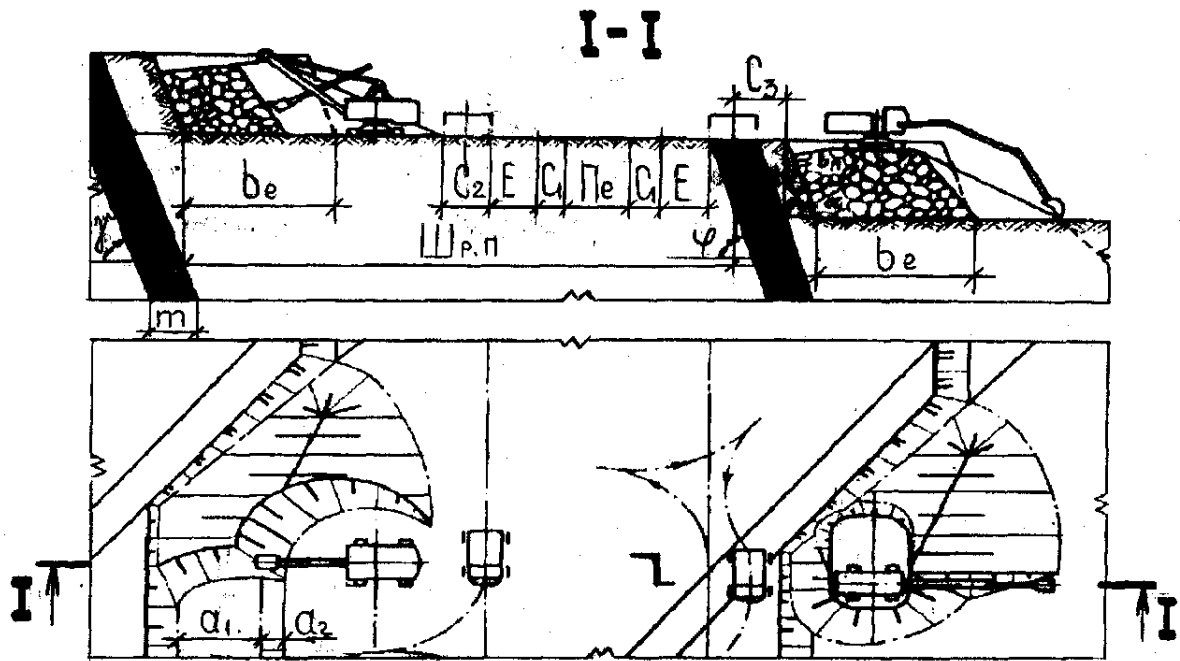


Рис. 12.5. Технологічна схема розробки уступу прямою та зворотною мехлопатами ЕКГ-8І й ЕГО-6 з навантаженням на один транспортний горизонт

Таблиця 12.5

Елементи системи розробки й показники відпрацювання уступів прямою й зворотною мехлопатами

Найменування	Позначення	Показник	
		ЕКГ-4,6Б/ ЕГО-5	ЕКГ-8І/ЕГО-6
Тип екскаватора, верхній/нижній		ЕКГ-4,6Б/ ЕГО-5	ЕКГ-8І/ЕГО-6
Горизонтальна потужність шару, м	$m_2$	5	5
Кут падіння шару, град	$\varphi$	75	75
Висота підступу, м	$h_1$	8	10
Ширина західки по цілику	$b_e$	14/14	18/14
Відстань від осі ходу екскаватора до нижньої брівки західки, м:			
- внутрішня;	$a_1$	8,0	10,0
- зовнішня	$a_2$	6,0	8,0
Відстань від осі автодороги, м:			
- до нижньої брівки розвалу	$z_2$	3,5	4,5
- до лінії енергопостачання	$z_1$	3,0	3,0
- до смуги безпеки	$z_3$	3,5	3,5
Відстань між осями автодоріг, м	$E$	5,0	5,5
Ширина смуги для розміщення приладів енергопостачання, м	$P_e$	6,0	6,0
Мінімальна ширина робочої площадки, м	$Ш_{p.n}$	51,0	55,5
Продуктивність екскаватора:			
- змінна, м <sup>3</sup>	$Q_{e.зм}$	1258/1304	1806/1616
- річна, тис.м <sup>3</sup>	$Q_{e.рік}$	966/1001	1354/1241



Слід зазначити, що для нормалізації режиму гірничих робіт висоти підступів повинні бути скореговані за швидкістю посування фронту робіт з продуктивністю відповідних екскаваторів, тобто

$$\frac{Q_{e_1}}{Q_{e_2}} = \frac{h_1}{h_2}, \quad (12.11)$$

де  $Q_{e_1}$ ,  $Q_{e_2}$  – продуктивність екскаваторів, які працюють відповідно на верхньому й нижньому підступах,  $\text{м}^3$ ;  $h_1$ ,  $h_2$  – висоти верхнього й нижнього підступів, м.

Ширина західки мехлопати, що працює на верхньому підступі, визначається відповідно до лінійних розмірів її робочого устаткування. На нижньому підступі може бути прийнята така ж ширина західки або збільшена відповідно до параметрів верхнього екскаватора. Ширина робочої площадки розраховується відповідно до встановлених елементах безпечного розміщення гірничотранспортного устаткування на уступі.

Рівномірне посування підступів між собою легше забезпечити при однаковій ширині західок на підступах. Проте при цьому висота нижнього підступу у схемах з переекспацією розраховується невеликою через малу місткість західки верхнього подуступу для розміщення на її площі навалу породи. Параметри навалу на нижній площадці обмежуються шириною її основи, яка не повинна перевищувати ширину нормативної західки екскаватора. Збільшення висоти нижнього підступу при збереженні параметрів навалу за рахунок зменшення ширини західки екскаватора призводить до порушення рівномірності посування фронту робіт на підступах і значно ускладнює організацію робіт. Технологія відпрацьовування нижнього подуступу драглайними й зворотними мехлопатами дозволяє зменшити відстань перевезення порід й поліпшити організацію розробки обводнених порід.

#### 12.4. Діагональні виймальні панелі

Для типових кар'єрних полів розраховані параметри поетапної розробки, що забезпечують експлуатацію родовищ з мінімально необхідними поточними коефіцієнтами розкриття [15]. Виходячи з цього, параметри розкриття робочих горизонтів і тип кар'єрного транспорту повинні відповідати місцю розташування, інтенсивності поглиблення й посування фронту гірничих робіт, обсягам і різновидам добування корисних копалин і порід розкриття.

Теоретичні дослідження й проектні пророблення показують, що технології розробки з вийманням порід розкриття діагональними виймальними панелями, крутопохилими шарами або їх сполученнями дозволяють істотно поліпшити економіку гірничих робіт на глибоких кар'єрах.

При формуванні фронту робіт діагональними виймальними панелями по периметру горизонту розташовуються робочі площадки, що чергуються між собою і з'єднуються транспортними площадками. При цьому кар'єр відпрацьовується у напрямку від одного з торців до протилежного. На кожному горизонті екскаватор може обслуговувати не менш трьох діагональних панелей. На пер-

шій виконують навантажувальні роботи, на другій готують масив до підривання, третю оббурюють. Після завершення робіт на першій панелі екскаватор переміщується й відробляє другу, потім третю. У цьому випадку відсутні його холості перегони, що необхідні для виконання підривних робіт. Для запобігання засипання транспортних площадок гірськими породами при підривних роботах, уздовж ділянок тимчасового борту між суміжними розкривними діагональними панелями зоставляється підпірна стінка з неприбраної подрібненої породи шириною 15 – 20 м (рис.12.6). Унаслідок більшої ширини транспортних площадок на нижніх горизонтах, підпірна стінка при відпрацюванні добувних панелей не зоставляється. Таке формування робочих бортів глибоких кар'єрів дозволяє підвищити їх результуючий кут укосу до 30 – 32° і здійснити його близьким до проектного.

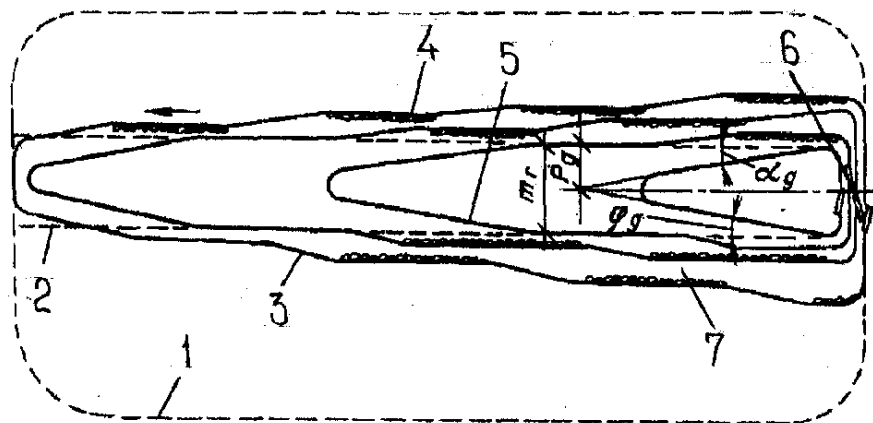


Рис.12.6. Схема відпрацювання глибокого кар'єру діагональними виймальними панелями: 1 – границя кар'єрного поля; 2 – корисна копалина; 3– діагональна панель по породам розкриву; 4 – підпірна стінка; 5 – діагональна панель по корисній копалині; 6 – виробки розкриття; 7 – транспортні площадки

Необхідні кути укосів робочих бортів, що відповідають мінімальним поточковим об'ємам розкриву на кожному з етапів розробки кар'єру, досягаються орієнтуванням панелей на рудних горизонтах під кутом  $\alpha_\delta$  (градус) до простягання покладу з боку лежачого боку

$$\alpha_\delta = \arctg \frac{P_\delta k}{[L_\kappa - (2H_i - h_g k) \text{ctg} \delta]}, \quad (12.12)$$

і кутом  $\varphi_\delta$ , (градус) з боку висячого боку

$$\varphi_\delta = \arctg \frac{(m_\Gamma - P_\delta) k}{[L_\kappa - (2H_i - h_g k) \text{ctg} \delta]}, \quad (12.13)$$

де  $k$  – число добувних горизонтів у одночасній експлуатації, од;  $H_i$  – потокова глибина кар'єру, м;  $h_g$  – висота розкривних уступів, м;  $P_\delta$  – відстань між перехрестям фронтів вибоїв протилежних діагональних панелей і лежачим боком покладу, м;  $\delta$  – кут нахилу торців кар'єру, град.

У міру відпрацювання покладу корисної копалини під тими ж кутами орієнтують і розкривні блоки, починаючи з вищележачого верхнього горизонту. При цьому довжина кожної з рудних панелей складає 500 – 1000 м, розкривної – 200 – 300 м. Кути орієнтування панелей змінюються у межах 8 – 16°. Ширина робочих площадок у межах діагональної панелі становить 60 – 80 м. При розвитку гірничих робіт панелі нижнього горизонту підроблюють робочі площадки на вищележачому горизонті й у такій послідовності переміщуються до протилежного торця кар'єру. Довжина транспортних берм між суміжними панелями горизонту приймається в межах  $l_{\delta,l}$  (м) по лежачому боці

$$l_{\delta,l} = \frac{[L_{\kappa} - (2H_i - h_g k) \operatorname{ctg} \delta] \sin \alpha_{\delta} - P_{\delta} \cos \alpha_{\delta} + r(1 - \sin \alpha_{\delta}) - b_p(k-1)}{(k-1) \sin \alpha_{\delta}}, \quad (12.14)$$

і  $l_{\delta,g}$  (м) по висячому боці

$$l_{\delta,g} = \frac{[L_{\kappa} - (2H_i - h_g k) \operatorname{ctg} \delta] \sin \varphi_{\delta} - (m - P_{\delta}) \cos \varphi_{\delta} + r(1 - \sin \varphi_{\delta}) - b_p(k-1)}{(k-1) \sin \varphi_{\delta}}, \quad (12.15)$$

де  $r$  – мінімальний радіус сокруглення транспортних комунікацій, м.

Продуктивність кар'єру по корисній копалині звичайно задана і передбачає число добувних горизонтів у роботі  $k$  (од.), а також число екскаваторів на одному горизонті  $n_e$ . У загальному випадку

$$A_p = Q_e (n_e k + n_e'), \quad (12.16)$$

де  $Q_e$  – річна продуктивність екскаватора, млн. т;  $n_e'$  – число екскаваторів на підготовлюваному до експлуатації горизонті.

Число екскаваторів на одному добувному горизонті залежить від довжини фронту робіт по корисній копалині  $L_{\phi,p}$  (м), що у свою чергу залежить від кутів  $\alpha_{\delta}$  і  $\varphi_{\delta}$ , град.

$$L_{\phi,p} = \frac{P_{\delta}}{\sin \alpha_{\delta}} + \frac{m_{\Gamma} - P_{\delta}}{\sin \varphi_{\delta}} + \pi r \left(1 - \frac{\varphi_{\delta} + \alpha_{\delta}}{180^{\circ}}\right) - 2r \operatorname{ctg} \frac{\varphi_{\delta} + \alpha_{\delta}}{2}, \quad (12.17)$$

Тоді число екскаваторів на одному добувному горизонті визначається з виразу  $n_e = \frac{L_{\phi,k}}{l_{e,\delta}}$ , де  $l_{e,\delta}$  – оптимальна довжина екскаваторного блоку, м.

Добувні уступи розподіляються по довжині кар'єрного поля з таким розрахунком, щоб у момент виходу верхнього горизонту до свого кінцевого положення нижній був підготовлений до експлуатації, тобто щоб висота добувної робочої зони була постійною. Оскільки при збільшенні глибини кар'єру зменшується довжина добувних горизонтів, необхідна перевірка на ширину робочої площадки, тобто щоб вона була не менше за 45 – 60 м. При великій довжині кар'єрного поля і невеликому числі добувних уступів кути  $\alpha_{\delta}$  і  $\varphi_{\delta}$  залишаються постійними до глибини  $H_n$ , м

$$H_n = \frac{L_{\kappa} - L_{\delta,z}(k-1) \operatorname{ctg} \delta}{(\operatorname{ctg} \delta_n + \operatorname{ctg} \delta_l)}, \quad (12.18)$$

де  $L_{\delta,3}$  – довжина кар'єру на глибині  $H_i$ , м;  $\delta_\delta$  і  $\delta_\lambda$  – кути погашення торців кар'єру ( $\delta_\lambda$  – з боку внутрішніх траншей), градус.

При перевищенні глибини  $H_n$  кути  $\alpha_\delta$  і  $\varphi_\delta$  необхідно поступово збільшувати. У протилежному випадку буде спостерігатися зменшення ширини робочої площадки.

Визначення основних параметрів системи розробки діагональними панелями здійснено на прикладі кар'єру № 3 НКГЗК. Тут розкривні діагональні панелі переміщувалися паралельно добувним з рівними швидкостями. Ширина транспортних площадок прийнята 30 м. Ширина робочої площадки по скельних породах дорівнювала 60 м, по наносах – 40 – 50 м. Довжина фронту робіт по породам розкриву на одній панелі з висячого боку покладу складала 219 м, з лежачого боку – 120 м. Річні об'єми видобутку руди і порід розкриву визначалися за допомогою погоризонтних планів. Відпрацьовуючи кар'єр діагональними панелями знизили об'єм виймання порід розкриву на 1 – 2,8 млн. м<sup>3</sup>/рік. У цілому за 10 років зниження об'єму розробки порід розкриву склало 11,68 млн.м<sup>3</sup>. При цьому в експлуатації порівняно з проектом знаходилося на один добувний горизонт менше. Аналогічні результати були отримані й при розробці річних програм розвитку кар'єру № 1 ЦКЗК. Тут зниження об'єму порід розкриву у 1983 – 1984 рр. досягнуто в обсязі 2 млн м<sup>3</sup>/рік.

В умовах діючих кар'єрів формування діагональних панелей варто робити згори донизу, починаючи з першого від земної поверхні горизонту. При цьому створюються найбільш сприятливі умови для розконсервації тимчасово погашених бортів при поетапній розробці кар'єрів. Організація робіт полягає в тому, що спочатку на верхньому горизонті оббурюється і підривається панель шириною  $b_{\delta,\delta} = \Delta l_\delta + b_{n,c}$  і довжиною  $l_{\delta,\delta 1} = b_p \operatorname{ctg} \alpha_\delta + 1000h_\delta / i_k$ , де  $\Delta l_\delta$  – величина річного посування фронту гірничих робіт по породам розкриву вхрест простягання покладу, м;  $b_{n,c}$  – ширина породної підпірної стінки для запобігання транспортних площадок від засипання при підриванні верхнього уступу, м;  $i_k$  – керівний підйом виїзду,‰.

Довжина панелі, що відпрацьовується, повинна забезпечити проведення з'їзду на нижчележачий горизонт і формування на ньому першої розкривної діагональної панелі довжиною  $l_{\delta,\delta 1}$  (рис.12.7,а). При посуванні цієї панелі уздовж тимчасово неробочого борту на підшві розкритого горизонту формується площадка довжиною  $l_{\delta,\delta 2}$  для розкриття наступного нижчележачого горизонту. Досягнувши довжини  $l_{\delta,\delta 2} = l_{\delta,\delta 1} + b_p / \sin \alpha_\delta$ , площадка оббурюється і підривається. Цикл робіт із розконсервації другого й подальшого горизонтів повторюється аналогічно першому (рис.12.7, б). При екскаваторних роботах передбачається формування на кожному з горизонтів, що розконсервуються, транспортної площадки, яка охороняється від засипання породною підпірною стінкою з раніше підірваних порід. При утворенні на першому горизонті, що розконсервується, транспортної площадки довжиною  $l_{\delta,\delta m 1}$ , оббурюється, підривається і формується друга розкривна діагональна панель (рис. 12.7, в). До цього моменту підготовляється площадка другого горизонту довжиною  $l_{\delta,\delta m 2}$ , що дозволяє виконувати на ній буропідривні й екскаваторні роботи з розконсервації третього горизонту. Подальший цикл робіт з розконсервації кожного з нижчележачих

горизонтів повторюється у тій же послідовності. При цьому фактором, що дозволяє почати підготовку й нарізку нових діагональних панелей на кожному горизонті, буде служити довжина транспортних площадок  $l_{б.дт}$  (рис.12.7, г).

Вищевказана організація робіт з розконсервації тимчасово неробочих бортів упроваджена на кар'єрі № 3 НКГЗК. Горизонти, що розконсервуються, ( $\pm 0$ ;  $-15$ ;  $-30$ ;  $-45$  м) були представлені скельними породами розкрити й відпрацьовані екскаваторами ЕКГ-8І із застосуванням автотранспорту. При розконсервації цих горизонтів досягнуто такі показники:

кут орієнтування діагональних панелей, $\alpha_{д}$ градус.....	22;
довжина діагональних панелей $l_{б.д}$ , м.....	200;
ширина робочих площадок $b_{б.д}$ , м.....	45 – 50;
довжина транспортних площадок $l_{б.дт}$ , м.....	480 – 500;
ширина транспортних площадок $b_{б.дт}$ , м.....	30

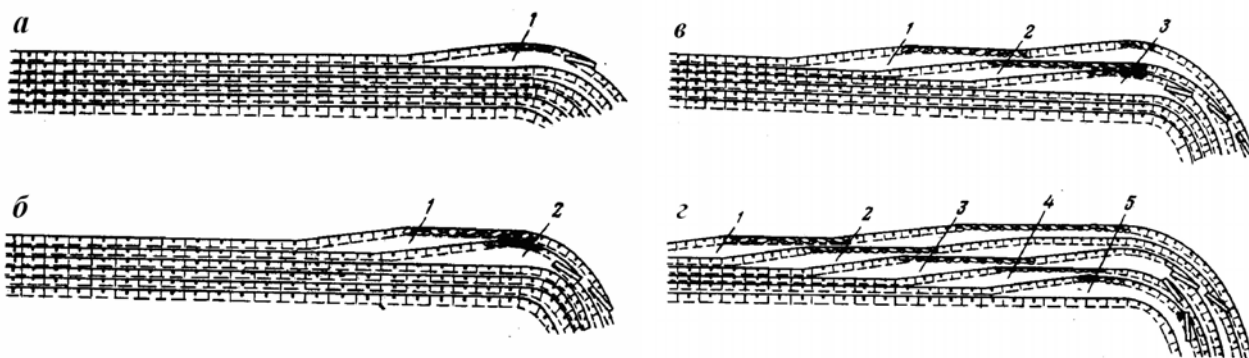


Рис. 12.7. Схема розконсервації тимчасово неробочих бортів кар'єру діагональними панелями: 1,2,3,4,5 – перша розкривна панель відповідно на першому (а), другому (б), третьому (в), четвертому та п'ятому горизонтах від земної поверхні

За звітними даними, на кар'єрі досягнута місячна продуктивність екскаваторів ЕКГ-8І знаходилася на рівні нормативної. Замість одного за планом фактично у 1983 р. було розконсервовано чотири горизонти, на яких відновлено нормативну роботу гірничотранспортного устаткування. Це підтверджує доцільність розконсервації тимчасово неробочих бортів кар'єру діагональними панелями, що дозволяє у короткий термін підготувати фронт робіт для нормальної роботи екскаваторів. У порівнянні з планом об'єм виймання порід розкрити було знижено на 300 тис. м<sup>3</sup>.

Досвід роботи кар'єрів Кривбасу показує, що технологію відпрацювання уступів діагональними панелями доцільно застосовувати на кар'єрах середньої та великої протяжності з невеликою концентрацією гірничих робіт і швидкістю їх посування. У цьому разі на горизонті працює лише один екскаватор, а ширина робочої площадки відбудовується тільки у межах його діяльності. На інших ділянках горизонту формується транспортна площадка або полоса безпеки.

## 12.5. Відпрацювання порід розкриву діагональними виймальними панелями з тимчасовою консервацією сполучних ділянок

Аналіз умов реалізації технології з формуванням діагональних панелей показав, що орієнтування фронту гірничих робіт під певним кутом з обох сторін покладу корисної копалини вимагає додаткової розробки порід розкриву за рахунок формування тимчасових транспортних площадок між всіма виймальними блоками на горизонті. Завдяки цьому кут укосу робочих бортів зменшується, а обсяг поточного виймання порід розкриву зростає. Невелика довжина діагональних панелей призводить до зниження продуктивності екскаваторів. У цьому зв'язку інститут УКРГІПРОРУДА прийняв рішення про вдосконалення технології поетапної розробки шляхом сполучення елементів діагональних виймальних панелей і похилих шарів [15].

Раціональна технологія відкритої розробки крутих родовищ припускає цілеспрямований розвиток зони поглиблення по корисній копалині в одному з торців кар'єрного поля з мінімальною потужністю покриваючих порід. При заданому темпі поглиблення для кар'єрного транспорту продуктивність з видобутку руди забезпечується поперечним розкриттям і поздовжнім посуванням фронту гірничих робіт з шириною робочих площадок на кожному горизонті не менше за 50 – 60 м. Підтримка й нарощування виробничої потужності кар'єру можливі при виділенні зони посування з прискореним переміщенням рудних вибоїв у нижній частині робочої зони уздовж простягання покладів корисних копалин.

Ширина торця кар'єру з відбудованими неробочими бортами по поверхні  $B_n$  (м) і глибина  $H_n$  (м) при виході робочого борту на кінцева позначку в протилежному торці визначаються за формулами

$$B_n = m_z + 2H_k(ctg\beta_s + ctg\beta_l); \quad H_n = \frac{l_\partial + 2H_k ctg\beta_m}{ctg\alpha_{p.n} + ctg\beta_m}, \quad (12.19)$$

де  $m_z$  – горизонтальна потужність рудного покладу, м;  $H_k$  – гранична глибина відкритої розробки, м;  $l_\partial$  – довжина рудного покладу по дну кар'єру, м;  $\beta_s, \beta_l$  – граничні кути укосу меж кар'єрного поля по висячому й лежачому боках покладу, град;  $\alpha_{p.n}$  – кут укосу робочого борту уздовж простягання, град.

Породи розкриву розробляються послідовними етапами з нахилом розкривних горизонтів до поздовжньої осі рудного покладу в плані під кутами (град):

– по лежачому боку  $\omega_l$

$$\omega_l = \arctg \frac{(H_n + H_p)(ctg\beta_m - ctg\gamma) - 0,5m_z}{l_\partial + H_k ctg\beta_m}; \quad (12.20)$$

– по висячому боку  $\omega_s$

$$\omega_s = \arctg \frac{(H_n + H_p)(ctg\beta_m + ctg\gamma) - 0,5m_z}{l_\partial + H_k ctg\beta_m}, \quad (12.21)$$

де  $H_n$  – потужність покриваючих порід розкриття, м;  $H_p$  – висота робочої зони кар'єру, м;  $\gamma$  – кут падіння рудного покладу, град.

Оскільки висота робочої зони кар'єру істотно змінюється у межах зон поглиблення й посування, ширина робочої зони поверхнею при максимальному  $a_n, b_n$  й мінімальному її розвитку  $a_l, b_l$  становлять (м):

– зі сторони лежачого боку

$$a_n = (H_n + H_n) (ctg\beta_m + ctg\gamma); \quad (12.22)$$

$$a_l = (H_n + H_p) (ctg\beta_m + ctg\gamma); \quad (12.23)$$

– зі сторони висячого боку

$$b_n = (H_n + H_n) (ctg\beta_m - tg\gamma); \quad (12.24)$$

$$b_l = (H_n + H_p) (ctg\beta_m - tg\gamma). \quad (12.25)$$

Кути нахилу робочих бортів по породах розкриття з тимчасово неробочими уступами зі сторони висячого й лежачого боків покладу  $\alpha_{p,e}$  і  $\alpha_{p,l}$  на більшості залізорудних кар'єрів коливаються у межах  $27 - 35^\circ$ . Їх величина залежить від конструктивних параметрів борту – висоти й кута укосів уступів, ширини транспортних і перевантажувальних площадок, а також кількості автомобільних і залізничних з'їздів у межах поперечного перерізу тимчасово неробочої ділянки. Перераховані параметри звичайно встановлюються виходячи із забезпечення стійкого кута укосу борту, безпеки ведення буропідричних робіт і нормальної роботи засобів транспорту. При сформованій технології гірничих робіт кут нахилу робочих бортів з тимчасово неробочими ділянками зростає при збільшенні висоти робочої зони на всіх етапах її розвитку. Отримані при цьому значення параметрів повинні бути пов'язані із гранично допустимими величинами, установленними розрахунковим шляхом або прийнятими за Правилами безпеки.

У загальному випадку кут укосу робочого борту з тимчасово неробочими ділянками  $\beta_n$  (град.) визначається за формулою

$$\beta_n = arcctg \frac{n_{nn} h_y ctg\alpha_y + n_{mp,n} v_{mp,n} + n_{y,n} v_{y,n} + (n_{nn} - n_{mp,n} - n_{y,n}) v_{nn}}{n_u h_y}, \quad (12.26)$$

де  $n_{nn}$  – кількість тимчасово неробочих площадок по висоті робочої зони, од.;  $n_{mp,n}$ ,  $n_{y,n}$  – відповідно кількість транспортних і перевантажувальних площадок у загальній кількості тимчасово неробочих площадок од.;  $\alpha_e$  – кут укосу розкритого уступу, град;  $v_{mp,n}$ ,  $v_{y,n}$ ,  $v_{n,n}$  – ширина транспортних, перевантажувальних і захисних площадок, м.

Діагональне розташування етапів за простяганням рудного покладу в плані дозволяє вести гірничі роботи зі східчастим зростаючим графіком виймання порід розкриття. При цьому економічна ефективність експлуатації глибоких кар'єрів досягається за рахунок розробки поточних мінімально необхідних обсягів порід розкриття поряд з видобутком руди на проектному рівні. Для цього на кар'єрі у процесі ведення гірничих робіт з лежачого боку рудного шару виймальні панелі змішують уперед щодо аналогічних панелей висячого боку на довжину не менше за довжину автомобільного з'їзду з одного уступу на нижній.

Розробку руди ведуть поздовжньо від відпрацьованого торця кар'єру з постійними транспортними комунікаціями до протилежного (рис.12.8).

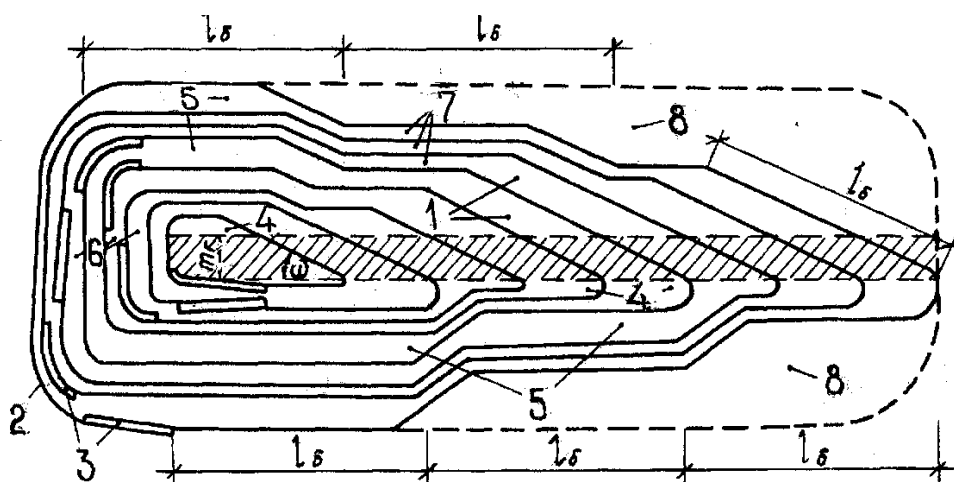


Рис. 12.8. Схема відпрацювання кар'єру з формуванням робочої зони діагональними й поздовжніми виймальними панелями: 1 – діагональні виймальні панелі; 2 – відпрацьований торець кар'єру; 3 – автоз'їзд; 4 – резервна смуга; 5 – поздовжні виймальні панелі; 6 – тимчасові транспортні площадки; 7 – площадки безпеки; 8 – обсяги порід розкриття, що відпрацьовують на заключному етапі експлуатації кар'єру

Діагональні блоки формують у напрямку від лежачого боку до висячого й орієнтують під кутом  $\omega$  (град) до лінії простягання в плані, тобто

$$\omega = \arcsin \frac{h_y \operatorname{ctg} \gamma + m_z + 2\epsilon_m}{l_b}, \quad (12.27)$$

де  $l_b$  – довжина екскаваторного блока, м;  $\epsilon_m$  – ширина транспортної площадки, м.

Верхі поздовжні виймальні панелі формують уздовж простягання рудного покладу й поглиблюють їх донизу із переміщенням у горизонтальному напрямку відповідно до посування розкривних діагональних панелей. Для типових кар'єрів, де  $h_y = 15$  м;  $\gamma = 60 - 80^\circ$ ;  $m_z = 200 - 400$  м;  $\epsilon_{mp} = 15$  м;  $l_b = 450 - 800$  м нахил діагональних панелей до лінії простягання становить  $\omega = 31 - 33^\circ$ .

## 12.6. Формування виймальних панелей етапами при залізничному транспорті

Розглянута вище технологія успішно реалізується тільки при внутрішньо-вибійному автомобільному транспорті. У той же час кращі економічні результати властиві залізничному транспорту, із застосуванням якого породи розкриття переміщуються безпосередньо з вибоїв на більші відстані до місця складування у відвал. Для вдосконалення схеми формування робочої зони крутопохилими шарами запропонована нова технологія, по якій один з торців і прилеглі до нього ділянки фронтальних бортів по лежачому й висячому боках родовища на довжину залізничних розподільних пунктів відпрацьовують відразу ж у граничне положення (рис. 12.9).



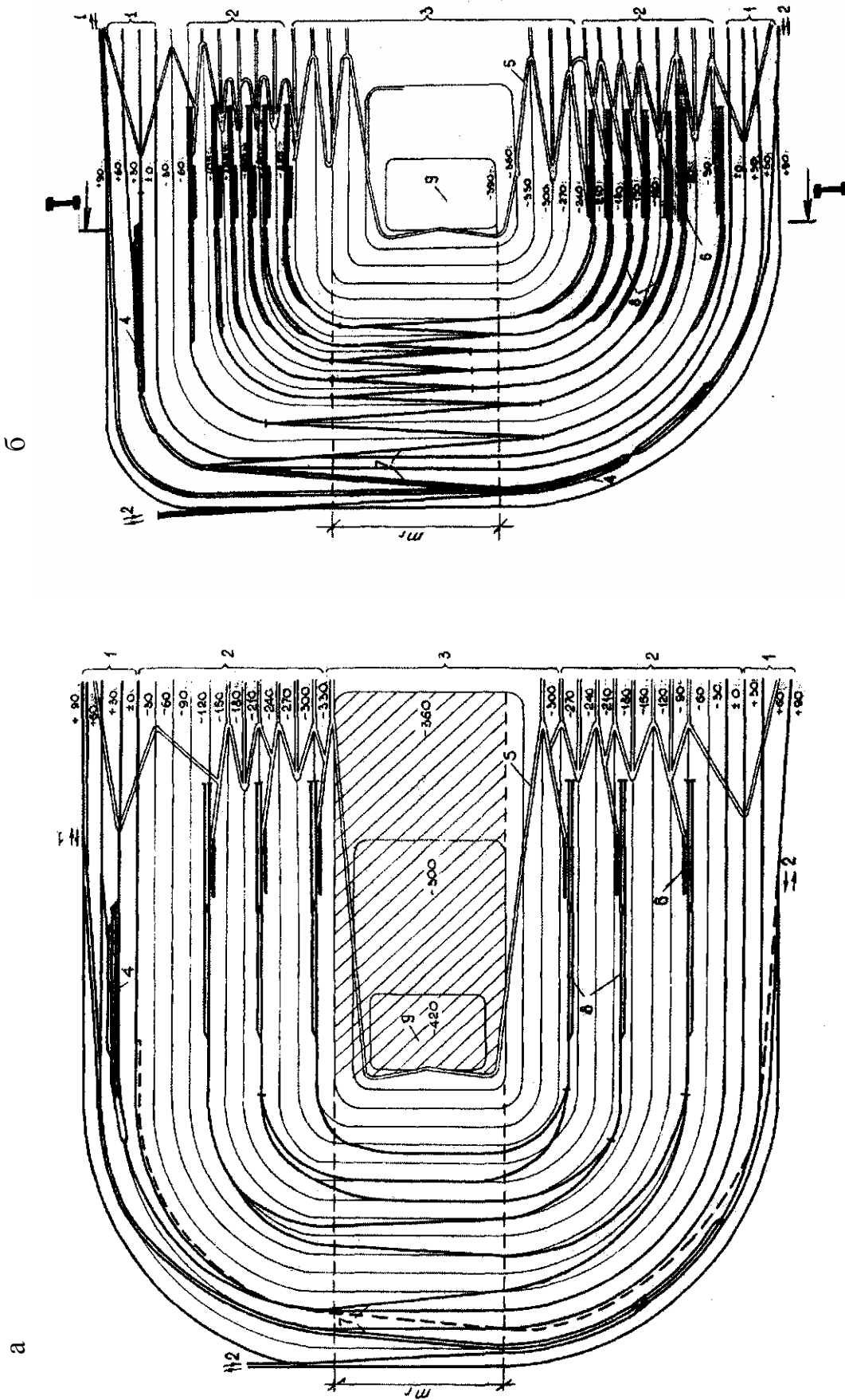


Рис. 12.9. Схема формування постійних транспортних комунікацій у відпрацьованому торці кар'єру з виїздом на керівному підйомі по кривій (а) і на прямолінійних ділянках (б): 1 – 3 – зони експлуатації тепловозів, тягових агрегатів і автосамоскидів; 4 – кар'єрні залізничні станції; 5 – автодороги; 6 – перевантажувальні екскаваторні пункти; 7 – пологі залізничні колії; 8 – розподільні пункт

При цьому виймальні панелі формують по скельних породах розкриву на фронтальних бортах, починаючи від виходу корисної копалини під нижній розкривний уступ по лежачому й висячому боках родовища у поперечному розрізі; орієнтують їх уздовж простягання родовища; довжину робочих площадок на них приймають не більше довжини екскаваторних блоків  $l_{e.б}$  (м), а ширина понизу додатково включає уловлювальні площадки  $e_{вл}$  (м), ширину яких визначають за формулою

$$e_{вл} \geq e_{\delta} (n + 1), \quad (12.28)$$

де  $e_{\delta}$  – ширина площадок безпеки на розкривних уступах, м;  $n$  – кількість уступів у етапі, од.

Нижні робочі площадки перших знизу крутопохилих шарів  $A_{н.л}$  (м) по лежачому й висячому боках родовища  $A_{н.в}$  виконують шириною відповідно

$$A_{н.л} = h_p \operatorname{ctg} \alpha_{\delta} + e_{\delta} (n+1) + 2h_3 \operatorname{ctg} \beta + e_{mp}; \quad (12.29)$$

$$A_{н.в} = h_p (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \alpha_{\gamma}) + e_{\delta} (n+1) + 2h_3 \operatorname{ctg} \beta_3 + e_{mp}, \quad (12.30)$$

де  $h_p$  – висота уступів по породам розкриву, м;  $\gamma$ ,  $\alpha_{\delta}$ ,  $\beta_3$  – відповідно кути нахилу покладу корисної копалини, укосів уступу й захисного валу, м;  $e_{mp}$  – ширина транспортної площадки, м.

Верхні робочі площадки на етапах устанавлюють не менше за ширину площадок буропідривних робіт  $e_{\delta n}$ , м. Результуючі кути укосу фронтальних бортів кар'єру по скельним породам відповідно по лежачому  $\alpha_{р.л}$  (град.) й висячому боках родовища  $\alpha_{р.в}$  (град.) визначають із залежностей

$$\alpha_{р.л} = \operatorname{arctg} \frac{Nnh_y}{A_{н.л} + (N-2)e_{вл} + N[e_{\delta n} + n(e_{\delta} + h_y \operatorname{ctg} \alpha_{\gamma})]}; \quad (12.31)$$

$$\alpha_{р.в} = \operatorname{arctg} \frac{Nnh_y}{A_{н.в} + (N-2)e_{вл} + N[e_{\delta n} + n(e_{\delta} + h_y \operatorname{ctg} \alpha_{\gamma})]}, \quad (12.32)$$

де  $N$  – кількість етапів у вертикальному перерізі кар'єру, од.

Фронтальні робочі борти по скельним породам розкриву формують від контактів покладу корисної копалини по лежачому й висячому боках з нижніми робочими площадками розкривних уступів, які з верхніми площадками утворюють етапи з декількох тимчасово законсервованих уступів I – V (рис. 12.10). Між ними, відповідно до Правил охорони праці, залишають площадки безпеки. На площадках уступів торця, відпрацьованих у граничному положенні, обладнують залізничні станції й розподільні пункти. Вихід залізничних поїздів на поверхню здійснюють по загальній виїзній траншеї.

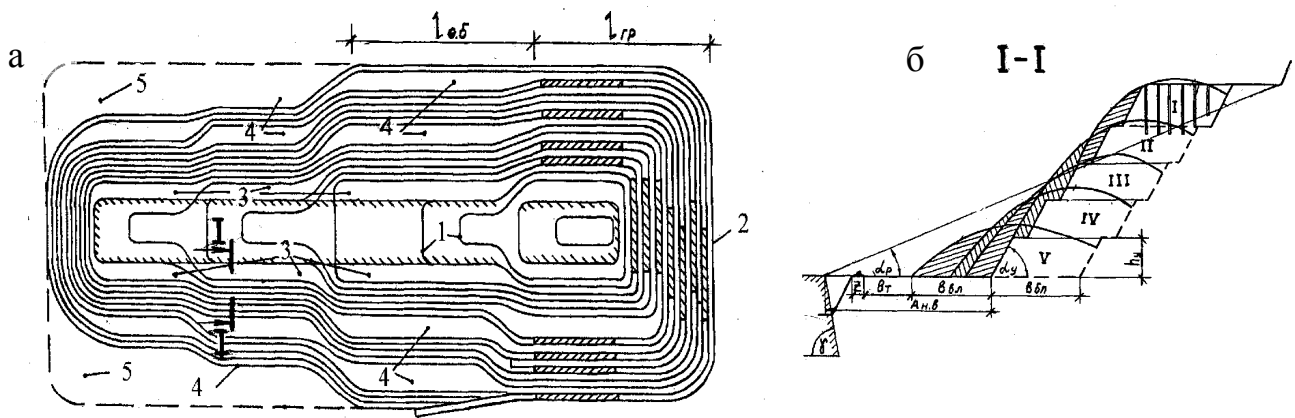


Рис. 12.10. Схема формування робочої зони кар'єру крутопохилими шарами (а) і відпрацювання уступів у межах етапу по висячому боку залізородного покладу (б): 1 – добувні уступи; 2 – торець кар'єру з постійними транспортними комунікаціями; 3 – нижні робочі площадки в етапі; 4 – верхні площадки у етапі; 5 – ділянки порід розкриття, розробка яких перенесена на заключний період відпрацювання родовища; I – V – номери послідовного відпрацювання уступів у межах етапу

Для забезпечення стійкості укосів тимчасово законсервованих ділянок робочих бортів кожний з уступів I – V у межах етапу під час ведення буропідривних робіт заукосюють шляхом попереднього підривання екрануючих свердловин. Бурять їх під кутом  $60 - 70^\circ$  до вертикалі на всю висоту уступів. Вибухом свердловин розпушені породи частково розміщують на нижніх площадках безпеки, за рахунок чого формується контур розвалу в початковому положенні. Подальше підривання свердловин розпушування на уступах I – V ведеться у “затиснутому середовищі”, завдяки чому зруйновані породи спучуються догори й утворюють постійний контур розвалу.

Запобігання засмічуванню руди зруйнованими породами розкриття досягається за рахунок систематичного відновлення нижніх робочих площадок достатніх розмірів при посуванні борту й попереднього підривання екрануючих свердловин заукоски укосу уздовж верхнього добувного уступу по лежачому боку покладу корисної копалини або огороження нижньої брівки робочої площадки захисним валом на відстані  $a$  (м) від виходу покладу корисної копалини на висячому боку

$$a = h_y \cdot (ctg\gamma + ctg\alpha_y). \quad (12.33)$$

Група уступів I – V у межах кожного етапу підривається зверху донизу послідовно одна за одною. Після формування розвалу виймальний екскаватор проходить західку уздовж довжини блока етапу поблизу нижньої брівки знов утвореної робочої площадки на уступі II і скидає породу у бік виробленого простору. Потім на утвореній смугі споруджується автомобільний з'їзд з виходом до ближнього перевантажувального пункту.

Поступове переміщення фронту розкривних робіт у поздовжньому й поперечному напрямках призводить до попередження відпрацювання обсягу

скельних порід розкриву  $V$  (м<sup>3</sup>/рік) і перенесення його на завершальний строк експлуатації кар'єру. При цьому обсяги розкривних робіт з кожного боку родовища визначають за формулою

$$V = Nnh_y h_n (ctg\alpha_{pn} - ctg\alpha_p) \sum_1^K l_{\delta}, \quad (12.34)$$

де  $h_n$  – темп поглиблення гірничих робіт, м/рік;  $\alpha_{pn}$  – кут укосу робочих бортів кар'єру по скельних породах розкриву, град;  $l_{\delta}$  – довжина етапу розробки, м;  $K$  – кількість етапів по довжині кар'єру, од.

### 12.7. Формування робочої зони широкими панелями

При використанні екскаваторів великої потужності інтенсифікацію виймання порід розкриву ведуть широкими панелями (рис. 12.11). При цьому підривна підготовка порід розкриву здійснюється блоками з такою шириною по цілику, що забезпечує відпрацювання розвалу при груповому розміщенні екскаваторів. Після проведення буропідривних робіт один з екскаваторів починає відпрацювання зовнішньої західки. У міру руху вибою до роботи вводиться другий, а потім і третій екскаватори. Для забезпечення безпеки робіт відстань між екскаваторами в панелі повинна бути понад 50 м.

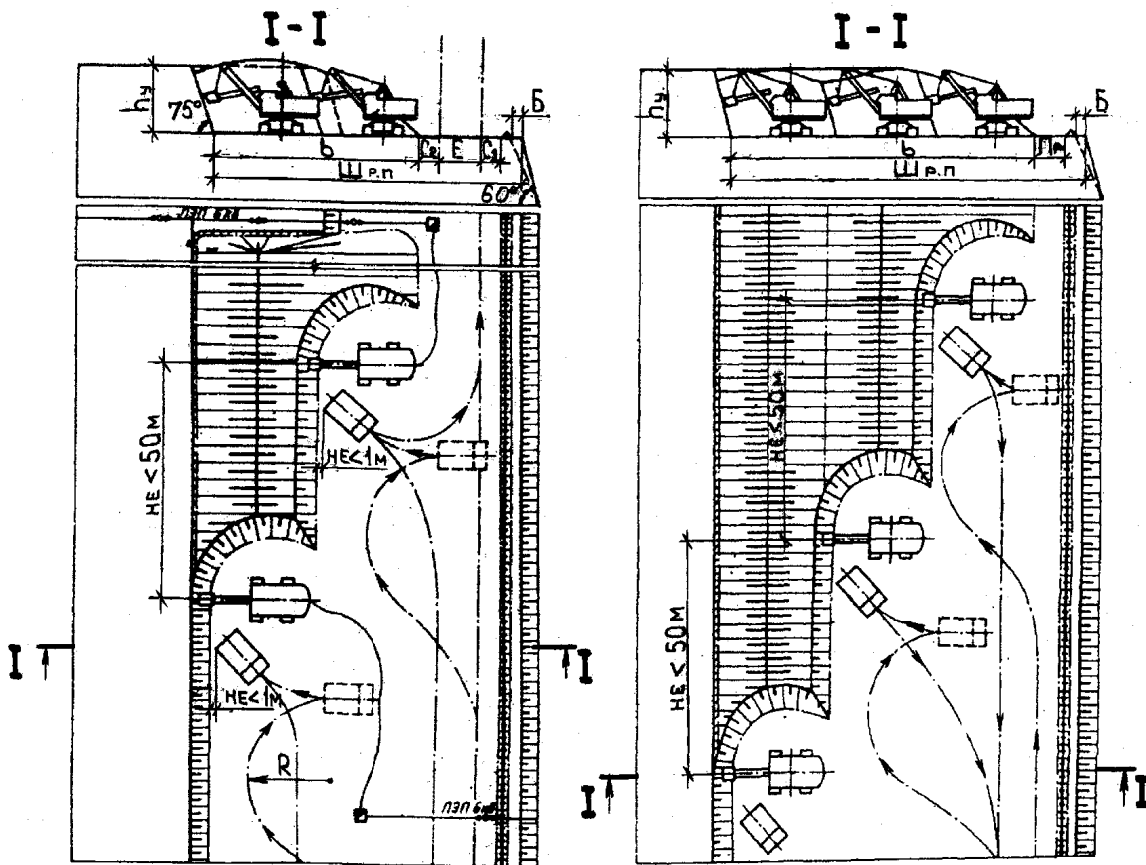


Рис. 12.11. Схема розробки уступів широкими панелями: а – двома екскаваторами при наскрізному русі автосамоскидів; б – трьома екскаваторами при маятниковому русі автосамоскиди

Раціональна довжина панелі складається з довжини екскаваторного й бурового блоків, а також транспортної й резервної зон. Довжина екскаваторного й бурового блоків дорівнює між собою й становить 450 – 500 м. Транспортна зона панелі повинна забезпечувати безпечну й продуктивну роботу автосамоскидів на уступі. З урахуванням радіуса повороту автосамоскидів величина цієї зони становить 70 – 80 м. Резервна зона необхідна для пом'якшення жорсткої залежності при відпрацюванні панелями суміжних уступів. Її розміри визначаються ступенем нерівномірності роботи гірничотранспортного устаткування в панелі. Досвід показує, що раціональну довжину такої зони варто приймати в межах 110 – 200 м. Таким чином, раціональна довжина панелі становить 1100 – 1300 м.

Ширина панелі  $Ш_n$  (м) розраховується по формулі

$$Ш_n = B_p + Z_2 + E + Z_1 + B + П_e + П_s, \quad (12.35)$$

де  $B_p$  – ширина розвалу підірваних порід, м; кратна ширині західок, які формують панелі екскаваторами;  $Z_2, Z_1$  – відстань між осями автодоріг і нижньою брівкою розвалу та захисним валом, м;  $E$  – відстань між осями автодоріг, м;  $B$  – ширина площадки безпеки, м;  $П_e$  – ширина захисного валу, м;  $П_s$  – смуга для розміщення устаткування електропостачання, м.

Ширину панелі приймають такою, щоб забезпечити максимальний кут укосу робочого борту. Це досягається при збереженні середньої ширини робочих площадок. Так, для умов кар'єру “Нерюнгрінський” максимальна ширина робочої площадки не перевищує 106 м, що дає можливість відпрацьовувати панелі шириною до 52 м. Слід зазначити, що умови роботи екскаваторів по окремих західках нерівноцінні. Найбільш низька продуктивність екскаватора в першій західці, де невелика висота вибою вимагає повторного наповнення ковша. Тому в першу західку потрібно ставити екскаватор меншої потужності, чим до інших. Нерівномірність роботи екскаваторів в одній панелі може бути компенсована наявністю резервної зони між ними. Її розміри визначають продуктивністю екскаваторів і становлять 28 – 45 тис.м<sup>3</sup>, відповідно для мехлопат типу ЕКГ-12,5 і ЕКГ-20. Без виділення резервної зони рівномірність експлуатації екскаваторів по західках регулюється зміною їх ширини. Розробка розкритих уступів широкими панелями була реалізована на вугільному кар'єрі “Нерюнгрінський” при експлуатації екскаваторів ЕКГ-12,5, ЕКГ-20 і “Моріон-201М”. При відпрацюванні панелі двома екскаваторами продуктивність комплексу зростає на 8,4 – 8,6%, а при роботі трьох – на 11,8%.

Перевагою розробки уступів широкими панелями у комплексі з автосамоскидами є підвищення продуктивності устаткування за рахунок кращого транспортного обслуговування екскаваторів, зменшення їх простоїв при підготовці й веденні буропідривних робіт, скорочення довжини автодоріг і підвищення їх якості, зменшення відстані перегонів бульдозерів між екскаваторами та їх кількості. Таку технологію доцільно застосовувати на потужних кар'єрах в умовах концентрації гірничих робіт при короткому фронті робіт і високій швидкості його посунання.

## 12.8. Розробка родовищ етапами з тимчасово неробочими бортами

Одним з ефективних способів керування режимом гірничих робіт є розробка кар'єрного поля етапами. При цьому в граничних контурах планується проміжний контур з кутами укосу тимчасово неробочих бортів  $25 - 32^\circ$  (рис. 12.12). Завдяки цьому частину порід розкриву за його межами тимчасово консервують. Коли поточний обсяг розкривних робіт починає зменшуватися або зменшення довжини фронту добувних робіт буде утрудняти видобуток корисної копалини у запланованих обсягах, починають рознос тимчасово неробочого борту до кінцевих контурів кар'єру або наступного проміжного контуру. Такий порядок ведення гірничих робіт дозволяє переносити розробку частини порід розкриву на більш пізні періоди, за рахунок чого одержувати рівномірний режим ведення розкривних робіт на запланований період розробки родовища.

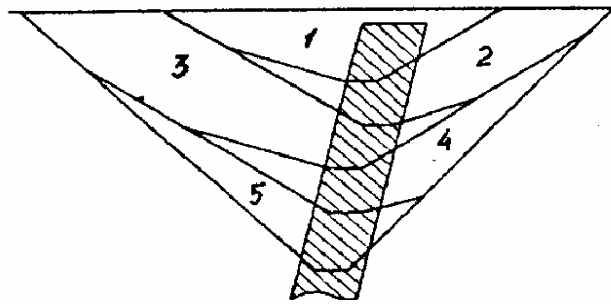


Рис. 12.12. Схема поетапного розвитку гірничих робіт у контурах кар'єрного поля: 1 – 5 – етапи гірничих робіт

Для своєчасного розносу тимчасово неробочого борту швидкість поглиблення по розносу кожного етапу повинна бути більшою, ніж по дну кар'єру у цілому. На підставі цього при вертикальному темпі поглиблення основного кар'єру  $V_o$  (м/рік) і розносі тимчасово неробочого борту  $V_g$  (м/рік) можливо записати рівняння

$$\frac{H_o}{V_o} = \frac{H_g}{V_g}, \text{ звідки } H_g = \frac{V_g H_o}{V_o}, \quad (12.36)$$

де  $H_o$ ,  $H_g$  – висота зони поглиблення гірничих робіт по основному кар'єру й при розносі тимчасово неробочого борту, м.

На глибоких кар'єрах можливо здійснювати поетапний розвиток гірничих робіт з послідовним виділенням декількох етапів по глибині та у плані (рис. 12.13), розташування й параметри яких залежать від кінцевої глибини кар'єрного поля, його розмірів і конфігурації. Розташування тимчасово неробочого борту в торці кар'єру доцільно на витягнутих кар'єрних полях при транспортуванні гірничої маси автосамоскидами (рис. 12.13, а). При цьому можливо законсервувати в тимчасовому цілику значні обсяги порід розкриву на великий термін. Висота тимчасового неробочого борту може досягати половини кінцевої глибини кар'єру, а ширина – половини довжини кар'єрного поля.

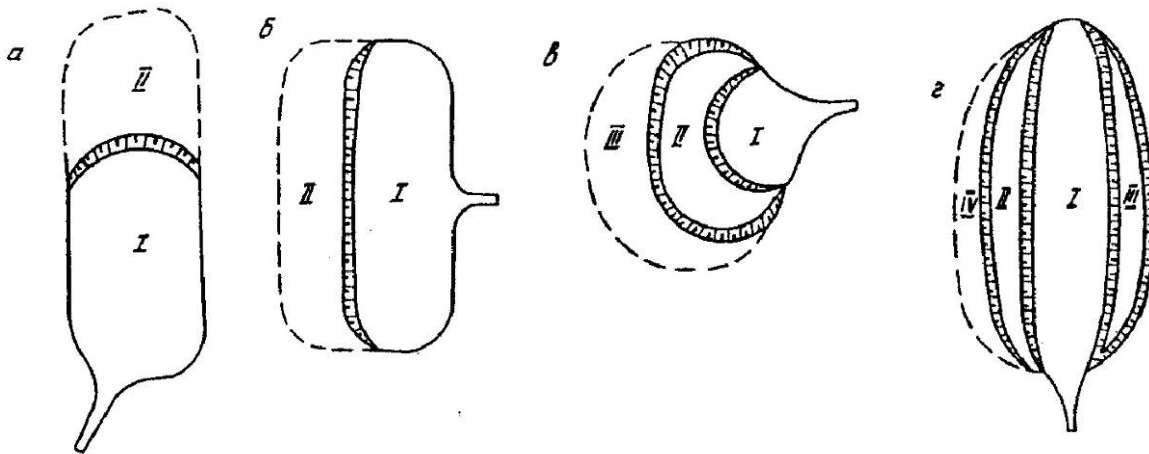


Рис. 12.13. Схеми поділу кар'єрного поля на етапи з формуванням тимчасово неробочого борту: I, II, III – етапи відпрацювання кар'єрного поля

При поздовжніх покладах доцільно формувати тимчасово неробочий борт уздовж довгої осі кар'єру (рис. 12.13, б). У такому випадку довжина цілика достатня для консервації в ньому значних обсягів порід розкриву. При округлих кар'єрних полях і розміщенні тимчасово неробочого борту на одному з кінцевих контурів кар'єру невелика довжина цілика не дозволяє законсервувати в ньому великі обсяги порід розкриву. У такому випадку цілик можливо розмістити уздовж периметра робочої зони, збільшивши за рахунок цього його довжину (рис.12.13, в). На деяких кар'єрах можливо формувати тимчасово неробочі борти поперемінно зі сторони висячого й лежачого боків покладу, як це показано на рис. 12.13, г.

Розробку родовищ етапами раціонально застосовувати при кутах падіння покладів понад 25 – 30°. Найбільш ефективна етапна розробка при падінні покладів під кутами понад 55 – 60°. Кількість виділених етапів, обсяги законсервованих порід розкриву й період консервації залежать від глибини кар'єрного поля. Так, при кінцевій глибині розробки родовища 200 – 300 м можлива консервація окремих ділянок на період 4 – 5 років; при глибині 300 – 400 м – виділяються 2 – 3 етапи з періодом консервації порід розкриву на 5 – 10 років, а при глибині 400 – 500 м можливе виділення 4 – 5 етапів з періодом консервації порід розкриву до 20 років.

Оскільки на глибоких кар'єрах з великою висотою робочої зони на кожному з горизонтів поточний обсяг виймання порід розкриву невеликий, на них виділяються ділянки з пасивним фронтом, на яких гірничі роботи тимчасово не ведуться. Це можливо за рахунок чергування ділянок активних і пасивних фронтів на кожному робочому горизонті, послідовно на суміжних по висоті двох або декількох уступів. Формування ділянок борту по висоті тільки з пасивним (тимчасовий цілик) і тільки активним фронтами робіт практично ведеться на всіх великих рудних кар'єрах.

Суть проведення гірничих робіт з **тимчасовими ціликами** полягає в тому, що на окремій по довжині й висоті частині робочої зони кар'єра тимчасово припиняється відпрацювання порід розкриву зі зменшенням ширини робочих площадок до розмірів транспортних або берм безпеки, як показано на рис. 12.14. За рахунок сформованого цілика частина порід розкриву в контурі кар'є-

ра тимчасово консервується. Для подальшого поглиблення робочої зони цілик потрібно вчасно ліквідувати або перенести по висоті.

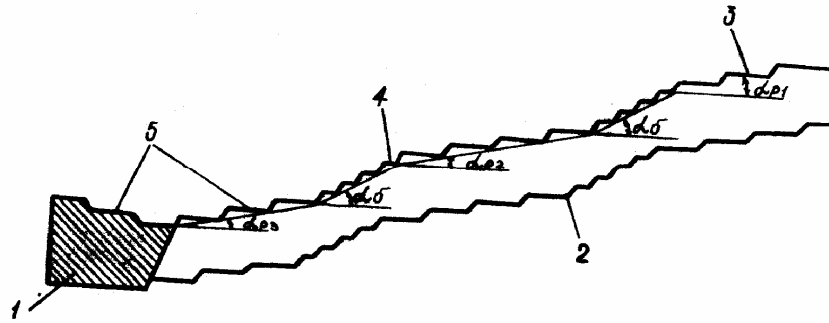


Рис. 12.14 Схема формування робочого борту кар'єра з тимчасовими ціликами: 1 – корисна копалина; 2 – граничний контур кар'єра; 3 – робочі уступи по наносам; 4 – тимчасово законсервовані уступи (цілики); 5 – робочі уступи по вміщуючих породах і корисній копалині

Сумарна довжина пасивного розкривного фронту в тимчасовому цілику повинна забезпечувати доцільну довжину активного фронту для ефективної роботи розкривних екскаваторів. Таким чином, повинна забезпечуватися умова

$$L_{\phi,a} = L_{\phi} - L_{\phi,n} = f \cdot n_{e,e} L_{e,b}, \quad (12.37)$$

де  $L_{\phi,a}$  – сумарна довжина активного розкривного фронту гірничих робіт, м;  $L_{\phi}$  – загальна довжина розкривного фронту кар'єра, м;  $L_{\phi,n}$  – довжина пасивного фронту робіт, м;  $f$  – коефіцієнт резерву,  $n_{e,e}$  – кількість розкривних екскаваторів.

Формування тимчасового цілика показано на рис. 12.15. Воно починається при положенні робочого борту по лінії АВ за рахунок зупинки гірничих робіт у точці В. Поглиблення гірничих робіт ведеться відповідно контуру з рудним тілом по лінії АС на величину  $Y_2$ . Тимчасовий цілик формується по лінії ВД з вертикальною швидкістю  $Y_u$ . Для забезпечення цього річна швидкість просування фронту гірських робіт  $v_{\phi}$  (м/рік) визначається за формулою

$$v_{\phi} = Y_2 (ctg \alpha_p \pm ctg \varphi). \quad (12.38)$$

Річне поглиблення цілика становить

$$Y_u = Y_2 \frac{ctg \alpha_p \pm ctg \varphi}{ctg \alpha_p - ctg \beta_u}, \quad (12.39)$$

де  $Y_2$  – річне поглиблення гірничих робіт по рудному тілу, м;  $\beta_p$  – кут укосу робочого борту, град;  $\beta_u$  – кут укосу цілика, град.

Знак (–) приймається при формуванні цілика на робочому борті зі сторони лежачого боку покладу, а знак (+) – зі сторони висячого.

При ліквідації (відпрацюванні) тимчасового цілика гірничі роботи з положення АВС (рис. 12.16), переміщуючись по контакту з рудним тілом лінією СД, досягають точки Д. При цьому формується робочий борт під кутом  $\alpha_p$ . Поглиблення гірничих робіт з основної ділянки становить  $H_1$ , а при відпрацюванні цілика –  $H_2$ . Причому поглиблення гірничих робіт на величину  $H_1$  і  $H_2$  повинно здійснюватися одночасно.



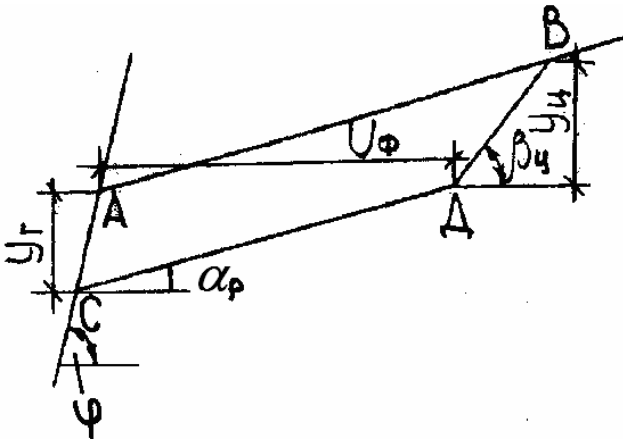


Рис. 12.15. Схема до розрахунку параметрів формування тимчасового цілика

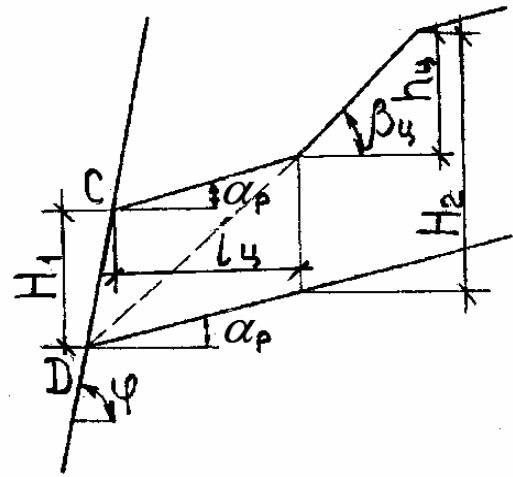


Рис. 12.16. Схема до розрахунку параметрів відпрацювання тимчасового цілика та його висоти

Період поглиблення гірничих робіт по основному кар'єру  $T_1$  (рік) становить

$$T_1 = \frac{H_1}{Y_2}. \quad (12.40)$$

Період поглиблення гірничих робіт при підробці цілика буде на протязі

$$T_2 = \frac{h_u + H_1}{U_L}, \quad (12.41)$$

де  $H_u$  – висота цілика, м;

$$H_u = H_1 \left( \frac{Y_u}{Y_2} - 1 \right). \quad (12.42)$$

Оскільки  $H_1$  визначається положенням цілика щодо контакту рудного тіла на відстань  $l_u$  (м) і кутів укосу  $\alpha_p$  і  $\beta_u$ , то висота цілика дорівнює

$$H_u = l_u \left( \frac{Y_u}{Y_2} - 1 \right) \frac{\text{tg} \beta_u - \text{tg} \alpha_p}{1 \pm \text{ctg} \phi \text{tg} \beta_u}. \quad (12.43)$$

Обсяг законсервованих порід розкрити в цілику  $V_u$  (м<sup>3</sup>) становить

$$V_u = n_u \cdot h_y L_u \left( \frac{n_u h_y}{2} + H_u \right) (\text{ctg} \alpha_p - \text{ctg} \beta_u), \quad (12.44)$$

де  $n_u$  – кількість уступів у тимчасовому цілику; м;  $L_u$  – середня довжина цілика у плані, м;  $H_u$  – глибина закладення цілика, м.

При роботі кар'єру з тимчасовими ціликами по породам розкрити вони перебувають у динаміці відповідно темпу зниження добувального фронту гірничих робіт: одні формуються, другі спрацьовуються. При цьому висота ціликів також змінюється. Тому обсяги законсервованих порід розкрити характеризують кожний окремий момент розвитку гірничих робіт. Загальні ж обсяги консервації порід розкрити по кар'єру складаються із суми всіх тимчасових ціликів у робочій зоні. Досвід роботи гірничих підприємств показує, що при налагодженому контролі за гірничими роботами кар'єр нормально функціонує при наявності до

40 – 50% вузьких площадок (транспортних і безпеки). Більше скорочення довжини активного фронту робіт може привести до зменшення обсягу готових до виймання запасів корисної копалини й довжини екскаваторного блоку. Все це веде до неритмічної роботи кар'єру, зменшенню обсягів виймання порід розкриву й видобутку сирової руди.

### 12.9. Відпрацювання кар'єрних полів крутопохилими шарами

Практика експлуатації надглибоких кар'єрів, де тимчасово неробочі ділянки досягли критичних розмірів, показує, що для підтримки виробничої потужності потрібне систематичне переміщення їх у нове положення етапами. Доведено, що для ефективного керування режимом гірничих робіт у таких умовах тривалість етапу не повинна перевищувати 5 років, висота зони запасів корисної копалини, що розкриваються – 45 м, ширина робочої зони по породах розкриву – 50 м [13]. Такі параметри при формуванні тимчасово неробочих ділянок бортів кар'єру висотою 65 – 150 м характерні для **способу поетапної розробки кар'єрних полів крутопохилими шарами**. Суть його полягає в тому, що крутоспадаюче родовище відпрацьовується поетапно, шляхом формування й освоєння частини запасів корисної копалини, що утворює зону поглиблення (рис. 12.17). Вміщуючі породи при цьому виймаються послідовно зверху донизу у контурах діючого й знову сформованого неробочого борту, які утворюють крутопохилий виймальний шар. Гірничі роботи у межах зони поглиблення й крутопохилого шару ведуться незалежно між собою. У той же час для утворення розкритих запасів у зоні поглиблення необхідно повністю відробити не менше одного крутопохилого шару.

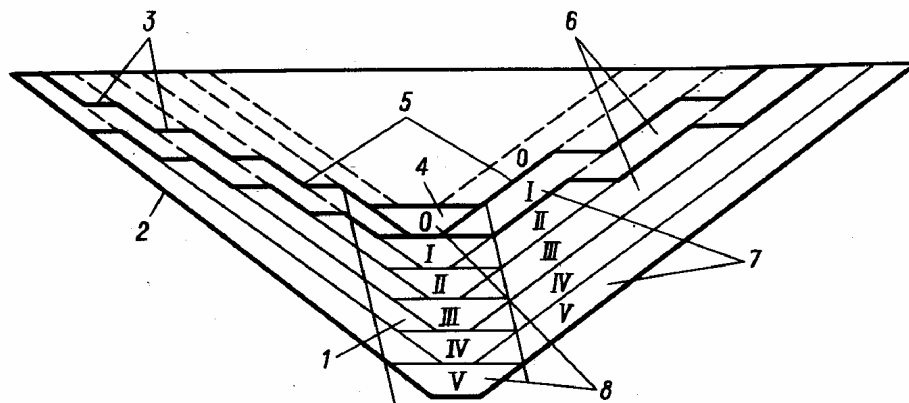


Рис.12.17. Схема поетапного розвитку кар'єра крутопохилими шарами: 1 – поклад корисної копалини; 2 – кінцевий контур кар'єрного поля; 3 – робочі ділянки борту; 4 – зона поглиблення; 5 – тимчасово неробочі ділянки борту; 6 – крутонахилі шари; 7,8 – відповідно послідовність відпрацювання крутопохилих шарів й поглиблення

Спосіб відрізняється тим, що виймання порід у крутопохилому шарі ведеться одночасно по усій ширині одним уступом. Горизонтальна ширина шару становить 30 – 60 м. Ширина робочої площадки формується між контурами

тимчасово неробочих ділянок суміжних шарів і дорівнює 50 – 70 м (рис. 12.18). Взаємозв'язок між висотою запасів корисної копалини, що розкривається у зоні поглиблення  $H_p$  (м) і горизонтальною шириною крутопохилого шару з боку лежачого  $B_{c.l}$  (м) і висячого  $B_{c.в}$  (м) боків покладу визначається за формулами

$$H_p = \frac{B_{c.l}}{\operatorname{ctg}\alpha_\delta - \operatorname{ctg}\beta}; \quad H_p = \frac{B_{c.l}}{\operatorname{ctg}\alpha_\delta + \operatorname{ctg}\beta}, \quad (12.45)$$

де  $\alpha_\delta$  – кут укосу тимчасово неробочого борту, град;  $\beta$  – напрямок поглиблення кар'єру, град.

Кут укосу крутопохилих шарів залежить від конструктивних параметрів борту: висоти й кута укосу уступів, ширини транспортних площадок і площадок безпеки, а також кількості автомобільних і залізничних з'їздів у межах поперечного профілю тимчасово неробочої ділянки. В умовах діючої технології гірничих робіт кут укосу тимчасово неробочого борта дорівнює куту укосу крутопохилого шару й становить 27 – 32°, не змінюючись на всіх етапах розвитку кар'єра.

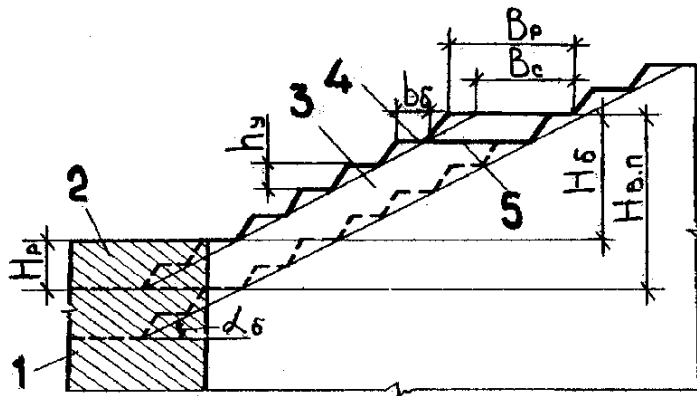


Рис. 12.18. Конструкція робочого борту кар'єра: 1 – поклад корисної копалини; 2 – зона поглиблення; 3 – крутопохилий шар; 4 – тимчасово неробоча площадка; 5 – робоча площадка

Максимально припустима висота тимчасово неробочої ділянки  $H_\delta$  (м) становить

$$H_\delta = \left(\frac{v_\Gamma}{h_\delta} - 1\right)H_p, \quad (12.46)$$

де  $v_\Gamma$  і  $h_\delta$  – швидкість посування гірничих робіт у межах шару й поглиблення у вертикальному напрямку, м/рік.

Висота шару  $H_{e.n}$  (м), на яку він повинен бути відпрацьований протягом етапу, становить

$$H_{e.n} = \frac{Q_{e.p}H_p k_{mp}}{B_c \ell_{e.\delta} v_\Gamma}, \quad (12.47)$$

де  $Q_{e.p}$  – річна продуктивність екскаватора при розробці крутопохилого шару, м<sup>3</sup>;  $k_{mp}$  – коефіцієнт, що враховує інтенсивність розвитку гірничих робіт за транспортними можливостями; при залізничному транспорті  $k_{m.ж} = 0,8$ ; при автомобільному –  $k_{m.а} = 0,95$ ;  $\ell_{e.\delta}$  – довжина екскаваторного блоку, м.

Завдання щодо встановлення залежності між обсягами виймання порід розкриття в кар'єрі й параметрами поетапного розвитку його робочої зони базуються на основі гірничо-геометричного аналізу кар'єрного поля з використанням математичної моделі формування виробленого простору на поперечних розрізах, де основним елементом є значення параметра  $H_{\delta,n}$ . Якщо позначити глибину кар'єру при переході на поетапну розробку або початок розрахункового періоду через  $H_{n,p}$  (м), а максимально можливу глибину поетапної розробки через  $H_{\delta}$ , то в інтервалі цих глибин буде визначена кількість крутопохилих шарів

$$n_c = \frac{H_{\delta} - H_{n,p}}{H_p} - \frac{e_y - m_z}{2H_p \operatorname{ctg} \alpha_{\delta}}, \quad (12.48)$$

де  $e_y$  – ширина зони поглиблення кар'єру на початок розробки етапу, м.

Отримане значення  $n_c$  округляється до цілого числа в меншу сторону. Дана формула справедлива для умов, коли напрямком поглиблення збігається із серединою шару за падінням. Якщо ж поглиблення кар'єру виконується не по центрі покладу, то значення  $n_c$  розраховується окремо для висячого й лежачого боків. Для типових кар'єрів параметри поетапної розробки, що забезпечують мінімально необхідні поточні коефіцієнти розкриття на кожному етапі, наведені в табл. 12.6.

Таблиця 12.6

Параметри крутопохилих шарів при експлуатації типових кар'єрів

Найменування	Позначення	Показник					
		1	2	3	4	5	6
Тип кар'єру							
Кут укосу крутопохилого шару, град	$\alpha_{\delta}$	30 - 32	30 - 32	30 - 32	30 - 32	30 - 32	30 - 32
Швидкість поглиблення кар'єру, м/рік	$v_{\delta}$	9,5 - 16	9 - 12	4 - 7	7 - 10	5 - 8,3	2 - 6,3
Глибина переходу на поетапну розробку, м	$H_{n,p}$	90	105	105	105	105	105
Максимально можлива глибина поетапної розробки, м	$H_{\delta}$	222	295	370	370	443	590
Ширина крутопохилих шарів, м							
Максимальна висота тимчасово неробочого борту, м	$B_c$	38 - 67	38 - 67	38 - 67	38 - 67	38 - 67	38 - 67
Середньозважена по глибині довжина бортів кар'єру, м	$H_{\delta n}$	57 - 95	75 - 100	130 - 225	90 - 130	108 - 180	145 - 450
Кількість шарів, виділених у кар'єрному полі	$L_{к.в}$	575	1420	2300	2710	5165	4900
Максимальна кількість шарів, що відпрацьовуються одночасно	$n_c$	6	9	12	12	16	22
Річний обсяг розкривних робіт, млн м <sup>3</sup>	$n$	4	5	3	5	4	5
Термін відпрацювання етапу, роки	$V_p$	6,45	15,65	15,28	27	49	43,3
Коефіцієнт керування режимом гірничих робіт	$t$	2	2,5	4,3	3	3,6	4,8
	$k_y$	0,763	0,793	0,873	0,834	0,863	0,892

На основі геометричного взаємозв'язку кутів укосу робочого борту  $\alpha_{p.v}$  і  $\alpha_{p.l}$  (град) зі сторони боку висячого й лежачого боків рудного тіла відповідно і кута падіння шару корисної копалини  $\gamma$  (град) при відпрацюванні порід розкриття крутопохилими шарами, ширина етапу  $B_e$  (м) при поглибленні кар'єру на величину  $H_e$  (м) має вигляд (рис. 12.19):

$$- \text{зі сторони висячого боку поклада } B_{e.v} = H_e(\text{ctg}\alpha_{p.v} + \text{ctg}\gamma); \quad (12.49)$$

$$- \text{з боку лежачого боку поклада } B_{e.l} = H_e(\text{ctg}\alpha_{p.l} - \text{ctg}\gamma). \quad (12.50)$$

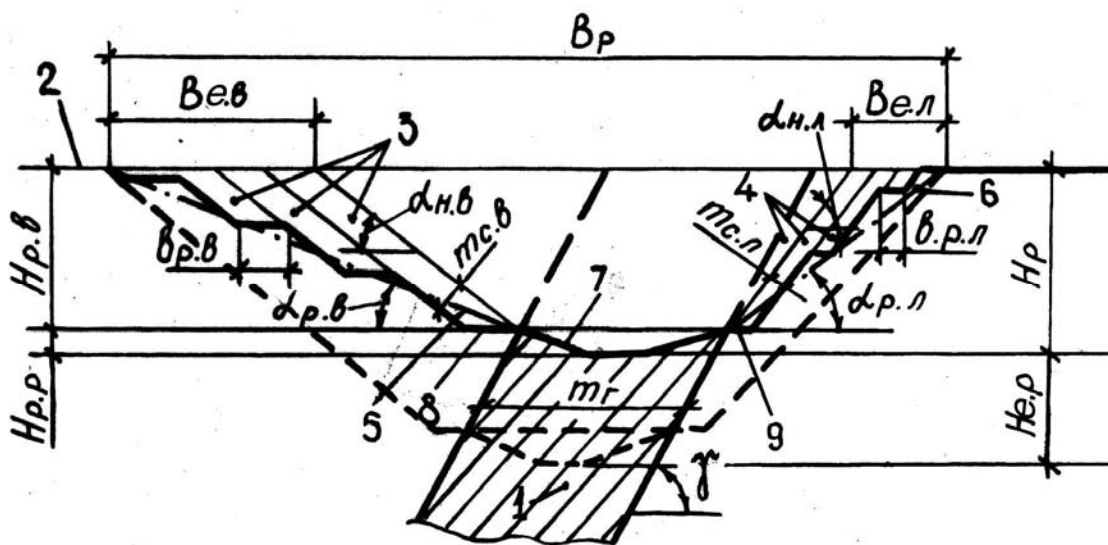


Рис. 12.19. Схема до визначення параметрів робочої зони кар'єру по породам розкриття: 1 – шар корисної копалини; 2 – земна поверхня; 3, 4 і 5, 6 – крутопохилі шари й робочі борти кар'єру зі сторони висячого й лежачого боків шару; 7 – робочий борт кар'єру по корисній копалині; 8, 9 – нижні робочі площадки в етапі

Шари в етапі мають різні по ширині зі сторони висячого й лежачого боків поклада робочі площадки  $v_{p.v}$  (м) і  $v_{p.l}$  (м), які формують робочі борти кар'єру під кутами нахилу зі сторони висячого й лежачого боків поклада  $\alpha_{p.v}$  і  $\alpha_{p.l}$  (град.). Відповідно, кількість шарів в етапі  $n_c$  (од.) визначається за формулою:

$$n_c = \frac{B_e}{v_p} + 1. \quad (12.51)$$

З рис. 12.20 видно, що збільшення кроку поетапного поглиблення  $H_e$  приводить до досить нерівномірного числа сформованих крутопохилих шарів в етапі зі сторони висячого й лежачого боків поклада. Прагнення збільшити кут нахилу шару  $\alpha_c$  (град) до максимально можливого значення за стійкістю (до  $40^\circ$ ) приводить до одночасного формування 2 – 3 робочих площадок по висячому й 1 – 2 – по лежачому бокам поклада при  $H_e = 45 - 75^\circ$ .

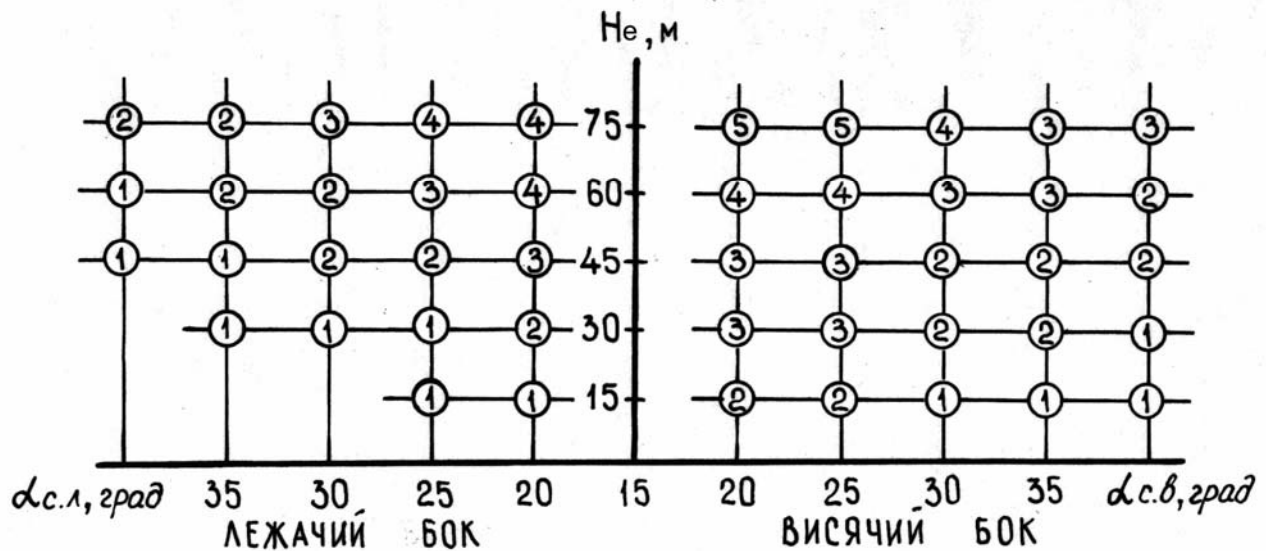


Рис. 12.20. Номограма залежності кількості крутопохилих шарів в етапі розробки від кутів їхнього укосу у висячому  $\alpha_{p.v}$  і лежачому  $\alpha_{p.l}$  (град) боках рудного покладу, а також кроку поглиблення  $H_e$  (м)

Кут укосу робочого борту  $\alpha_p$  (град) залежить від висоти робочої зони кар'єру по породам розкриву  $H_{p.в}$  (м), кількості крутопохилих шарів в етапі  $n_c$  (ой1цфд.) та їхньої ширини  $v_p$  (м), по зв'язаних між собою залежністю

$$\alpha_p = \arctg \frac{H_{p.в}}{n_c v_p + H_{p.в} \operatorname{ctg} \alpha_c} \quad (12.52)$$

Як видно з рис. 12.21, формування шарів із шириною робочих площадок 45 – 50 м приводить до різкого збільшення кутів укосів робочих бортів кар'єру в інтервалі висоти робочої зони 100 – 200 м при всіх розглянутих їх конструкціях. Наступне збільшення поточної глибини кар'єру характеризується прямолінійним збільшенням кутів укосу робочих бортів у всіх представлених конструкціях з кількістю крутопохилих шарів в етапі від одного до п'яти.

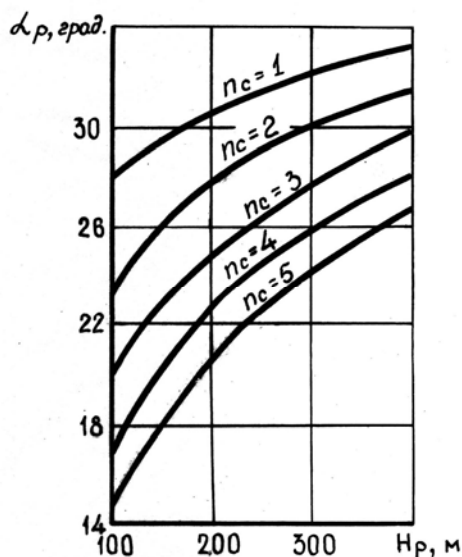


Рис. 12.21. Графіки зміни кута нахилу робочого борту кар'єру  $\alpha_p$  (град) від висоти розкривної робочої зони  $H_{p.в}$  (м) і кількості крутопохилих шарів в етапі розробки  $n_c$  (од.)

Слід зазначити, що формування етапу з 2 – 3 шарів дозволяє не тільки збільшити кут укосу робочого борту до  $28 - 30$  і  $30 - 32^\circ$  при висоті розкривної робочої зони у межах  $300 - 400$  м відповідно, але й упорядкувати розміщення необхідної кількості екскаваторних блоків у просторі для виконання заданого планом обсягу розкривних робіт. При цьому висота тимчасово неробочих ділянок в етапі  $H_{e,n}$  (м) має максимальне значення при співвідношенні  $H_{e,n} = \frac{H_{p,s}}{n_c - 1}$ .

Розглянута технологія відпрацювання порід розкриву в робочій зоні передбачає уведення до експлуатації кожного наступного етапу при зниженні робочої площадки першого зовнішнього крутопохилого шару в групі до початкового положення зони поглиблення у межах поперечного перерізу рудного покладу. При цьому відпрацювання етапу здійснюється з формуванням неробочих ділянок бортів кар'єру великої висоти, що вимагає додаткових досліджень по їхній стійкості в масиві та при їх розконсервації.

### 12.10. Взаємозв'язок параметрів робочої зони й елементів системи розробки

Формування робочої зони глибоких кар'єрів крутопохилими шарами припускає підготовку одного-трьох добувних уступів шляхом розносу розкривних уступів по фронтальним бортам зі сторони лежачого й висячого боків рудного покладу в напрямку до проектного контуру (рис.12.22). При цьому висота зони поглиблення  $H_p$  (м) визначається однаково, як зі сторони лежачого, так і висячого боків покладу відповідно до параметрів крутонахилених шарів (12.45). Зони дії кар'єрного транспорту розподіляють по глибині залежно від конструктивних особливостей залізничних поїздів і автосамоскидів з улаштуванням постійних доріг і перевантажувальних пунктів на площадках відпрацьованих уступів у торцях кар'єру (див. рис. 12.9).

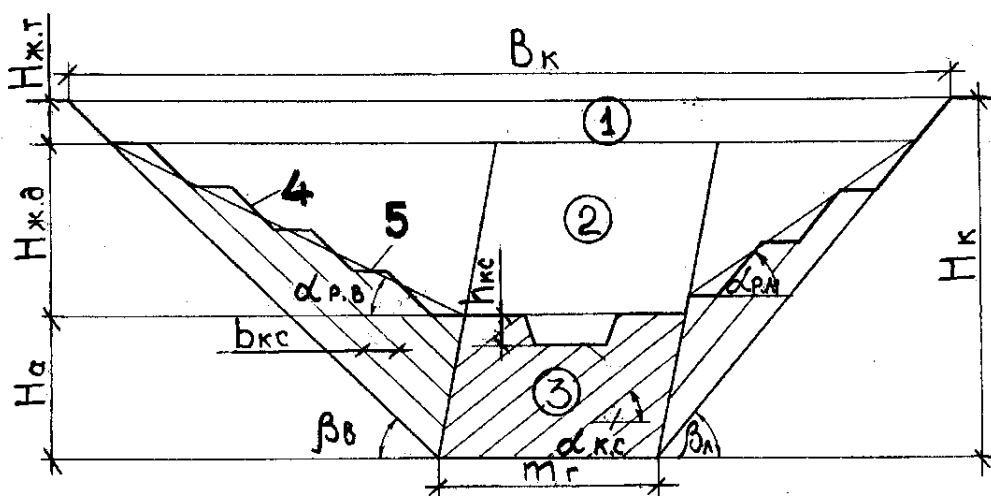


Рис. 12.22. Схема формування робочої зони кар'єру крутопохилими шарами: 1, 2, 3 – зони експлуатації тепловозів, тягових агрегатів і автосамоскидів; 4 – тимчасово неробочі уступи у межах виймальних шарів; 5 – робочі площадки у крутопохилому шарі; 6 – підготовча виробка

Горизонтальна ширина крутопохилого шару зі сторони лежачого боку покладу буде меншою у порівнянні з шириною по висячому боці на величину

$$K_{к.с} = \frac{ctg\alpha_{п.в} - ctg\gamma}{ctg\alpha_{п.л} + ctg\gamma}, \quad (12.53)$$

який змінюється у межах 0,4 – 1,0 при збільшенні  $\gamma$  від 60 до 90°. При збереженні рівної потужності шарів по обидва боки рудного покладу кут нахилу робочого борту по лежачому боці покладу зменшується на аналогічну величину.

Кут укосу крутопохилих шарів залежить від кількості виділюваних концентраційних горизонтів у межах глибини застосування залізничних поїздів, їхньої ширини, а також порядку відпрацювання уступів в етапі. На рис. 12.23 показана організація відпрацювання групи уступів у концентраційному горизонті. При цьому етап може розглядатися на стадії підготовки до відпрацювання верхнього уступу, переміщенні уступу, що відпрацьовується, у середню частину й повне завершення відпрацювання усіх уступів.

Між суміжними тимчасово неробочими уступами відбудовують берми безпеки шириною 5 м при  $h_y = 15$  м і 10 м – при  $h_y = 30$  м. Ширина блоку, що підривається,  $b_{бвр}$  (м) визначається параметрами сітки й кількістю підривних свердловин і може змінюватися у межах 21 – 35 м. Ширина транспортної смуги  $b_{тр}$  (м) для двоколісної залізниці становить 21 м. Ширина нижньої площадки концентраційного горизонту  $b_{к.г}$  (м) може бути рівною,  $b_{тр}$ ,  $b_{бвр}$  їх сумі або ж визначатися параметрами перевантажувального пункту. При екскаваторному перевантаженні гірничої маси ширина верхньої площадки ПП повинна бути у межах 36 – 40 м, нижня – до 20 – 25 м.

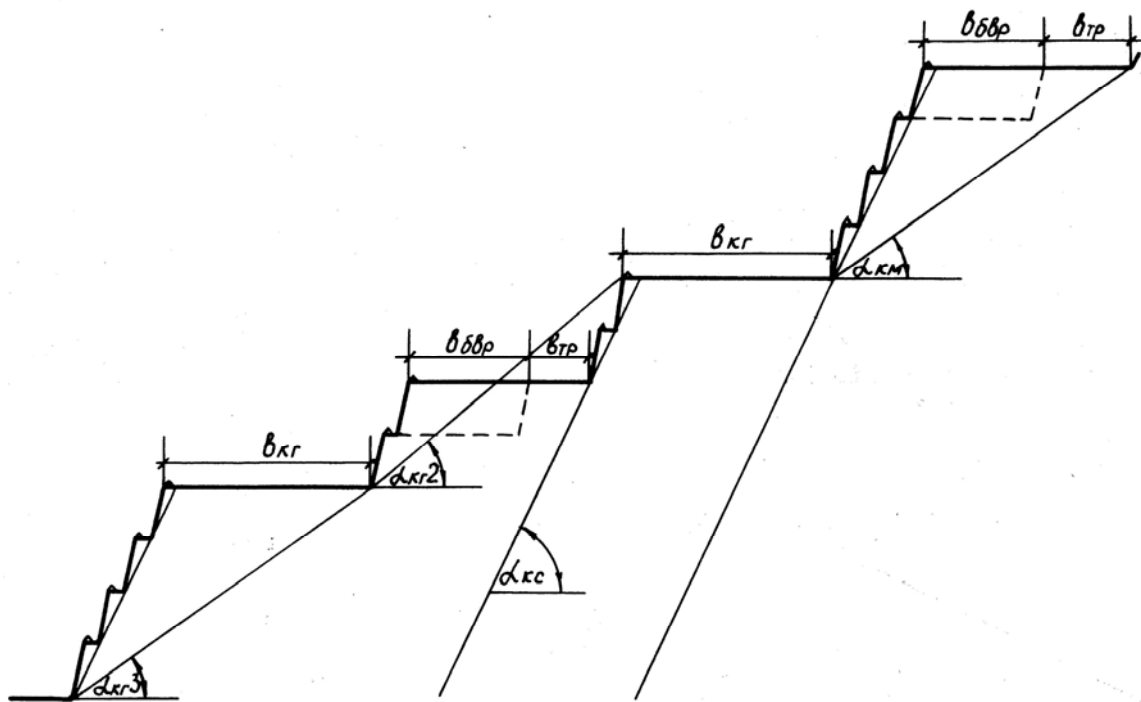


Рис. 12.23. Схема відпрацювання уступів у крутопохилому шарі:  $\alpha_{кн}$  – кут нахилу крутопохилого шару;  $\alpha_{к21}$ ,  $\alpha_{к22}$ ,  $\alpha_{к23}$  – укоси етапів кар'єру при відпрацюванні уступів з виділенням концентраційного горизонту



Конструкція неробочого борту у відпрацьованій торцевій частині кар'єру представлена на рис. 12.24. З нього видно, що збільшення кутів укосів неробочого й тимчасово неробочого бортів можливо здійснювати за рахунок зменшення кількості ПП у зоні роботи залізничних поїздів, зниження їхньої ширини, а також шляхом переводу відпрацювання глибинної зони з використанням автосамоскидів меншої ширини.

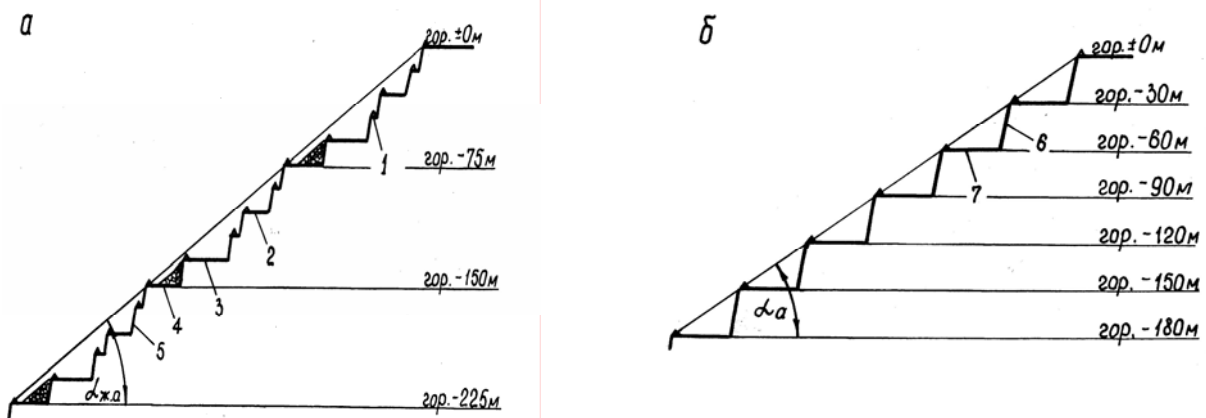


Рис. 12.24. Схема формування постійних (а) і тимчасових (б) бортів кар'єру: 1 – берми безпеки; 2 – транспортні площадки для залізниці; 3 – верхня площадка ПП для розвантаження автосамоскидів; 4 – нижня площадка ПП для роботи екскаваторів; 5 – уступи висотою 15 м; 6 – уступи висотою 30 м; 7 – транспортні площадки для автосамоскидів

Обсяг порід розкриття й руди у межах крутопохилого шару визначається за формулами

$$V_{e.i} = \sum_1^{n_{p.n}} \delta H_{ei} (\epsilon_{к.зл} - \epsilon_{к.зв}) \epsilon_{p.n} + \epsilon_{n.z}; \quad (12.54)$$

$$P_e = \delta m_z h_{p.з} (H_{ei} - h_{ei}) ctg \alpha_{pn} + \epsilon_{n.z}, \quad (12.55)$$

де  $\epsilon_{p.n}$ ,  $\epsilon_{p.n}$  – ширина крутопохилого шару по лежачому та висячому боках покладу корисної копалини, м;  $\delta$  – коефіцієнт форми площі робочої зони кар'єру в плані;  $\delta = 0,85 - 0,9$ ;  $H_{ei}$ ,  $h_{ei}$  – висота  $i$ -го етапу розробки в торцях зони поглиблення й посування гірничих робіт, м;  $H_{ei} = h_{c.ni} n_{cp}$ ;  $h_{c.ni}$  – висота тимчасово неробочих уступів у шарі, м;  $n_{cp}$  – кількість розроблювальних шарів, од;  $n_{pn}$  – кількість робочих площадок по довжині рудного покладу, од;

$$n_{pn} = \frac{(H_{ei} - h_{ei}) ctg \alpha_{pn}}{\epsilon_{pn}}; \quad (12.56)$$

$\alpha_{pn}$  – кут нахилу робочого борту за простяганням рудного покладу, град,  $\alpha_{pn} = 8 - 12^\circ$ ;  $\epsilon_{p.n}$  – ширина робочої площадки за простяганням рудного покладу, м,  $\epsilon_{p.n} = 50 - 60$  м;  $\epsilon_{n.z}$  – ширина підготовчої виробки за простяганням рудного покладу, м;  $\epsilon_{подз} = 30$  м.

Слід зазначити, що кількість робочих добувних площадок може бути зменшена у залежності від необхідної продуктивності кар'єру й місткості ковша добувного екскаватора. У цьому випадку

$$n_{p.ne} = \frac{A_{p.z}}{Q_{e.p}} \leq n_{p.n}, \quad (12.57)$$

де  $A_{p.z}$ ,  $Q_{e.p}$  – річна продуктивність кар'єру й робочого екскаватора по видобутку залізної руди, м<sup>3</sup>.

Поточний коефіцієнт розкриву  $K_m$  (м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>) визначається зі співвідношення

$$K_m = \frac{V_{ei}}{P_e}. \quad (12.58)$$

При заданій величині  $A_{p.z}$  час відпрацювання руди в межах етапу становить

$$T_{ep} = \frac{P_e}{A_{p.z}} = \frac{\delta m_z h_{p.z} [(H_{ei} - h_{ei}) \text{ctg} \alpha_{p.n} + \epsilon_{n.z}]}{A_{p.z}}. \quad (12.59)$$

Відповідно до цього поточний темп поглиблення добувних  $v_\partial$  (м/рік) і розкривних  $v_\epsilon$  (м/рік) робіт визначається за формулами

$$v_\partial = \frac{A_{p.z}}{\delta m_z [(H_{ei} - h_{ei}) \text{ctg} \alpha_{p.n} + \epsilon_{n.z}]}; \quad v_\epsilon = \frac{A_{p.z}}{\delta (\epsilon_{k.z1} + \epsilon_{k.z2}) [(H_{ei} - h_{ei}) \text{ctg} \alpha_{p.n} + \epsilon_{n.z}]}. \quad (12.60)$$

Аналізуючи наведені залежності, можна затверджувати, що при збільшенні глибини кар'єру для підтримки встановленої продуктивності по видобутку руди темп поглиблення гірничих робіт буде збільшуватися. У цих умовах експлуатація автомобільного транспорту дозволяє забезпечити зростаючі обсяги виймання порід розкриву більш ефективно. Розташування перевантажувальних пунктів у нижній частині робочої зони й розосередження їх по її периметру дає можливість істотно знизити відстань переміщення гірничої маси автосамоскидами й одержати високі техніко-економічні показники у цілому по кар'єру. Застосування ж більш швидкохідних і менш широких автосамоскидів сприяє, крім відзначеного, зниженню поточних обсягів виймання порід розкриву в основний період розробки кар'єрного поля за рахунок зменшення ширини транспортних площадок.

Як показує досвід проектування й експлуатації досить глибоких кар'єрів, планування режиму гірничих робіт доцільно вести на встановлені періоди з урахуванням конкретних економічних і гірничотехнічних умов розробки. Ефективність такого планування визначається можливістю керування у необхідних межах обсягами виймання порід розкриву, які залежать від прийнятої гірничо-транспортної системи й параметрів розробки кар'єрного поля. При цьому критерієм оцінки рівня проектних рішень може служити коефіцієнт керування режимом гірничих робіт  $K_y$  (долі од.), який визначається із співвідношення

$$K_y = \frac{K_{c.e.}}{K_{y.m}}, \quad (12.61)$$

де  $K_{c.e.}$  – середньоексплуатаційний коефіцієнт розкриву,  $\text{м}^3/\text{м}^3$ ;  $K_{y.m}$  – усереднений поточний коефіцієнт розкриву за періоди розробки,  $\text{м}^3/\text{м}^3$ .

### Питання для самоконтролю

1. Наведіть особливості відкритої розробки родовищ залізистих кварцитів.
2. Наведіть особливості відкритої розробки родовищ кам'яного вугілля
3. Наведіть особливості відкритої розробки родовищ азбесту та мідної руди.
4. Поясніть параметри надглибоких кар'єрів та їх вплив на продуктивність підприємства.
5. Наведіть залежності продуктивності кар'єру від його геометричних розмірів.
6. Поясніть технологію відпрацювання порід розкриву високими уступами з пониженням висоти розвалу під дією вибуху.
7. Поясніть технологію відпрацювання порід розкриву високими уступами з поділенням розвалу подрібнених вибухом скельних порід на підступи й розробкою їх прямими лопатами.
8. Поясніть технологію відпрацювання порід розкриву високими уступами з поділенням розвалу подрібнених вибухом скельних порід на підступи й розробкою їх прямими мехлопатами з переєксквацією до нижньої площадки.
9. Поясніть технологію відпрацювання порід розкриву високими уступами з поділенням розвалу подрібнених вибухом скельних порід на підступи й розробкою їх зворотними лопатами.
10. Поясніть технологію відпрацювання порід розкриву високими уступами з поділенням розвалу подрібнених вибухом скельних порід на підступи й розробкою їх комбінацією кар'єрних і розкривних мехлопат.
11. Поясніть технологію відпрацювання порід розкриву високими уступами з поділенням розвалу подрібнених вибухом скельних порід на підступи й розробкою їх комбінацією розкривних мехлопат і драглайнів.
12. Наведіть переваги й поясніть параметри відпрацювання робочих горизонтів діагональними виймальними панелями.
13. Яким чином розраховується кут укосу робочого борту кар'єра при відпрацюванні горизонтів виймальними панелями.
14. Поясніть технологію відпрацювання робочої зони кар'єру крутопохилими шарами.
15. Поясніть технологію відпрацювання уступів у межах етапу.
16. Поясніть технологію відпрацювання уступів широкими панелями.
17. Яким чином розраховується величина річного посування й поглиблення гірничих робіт при відпрацюванні порід розкриву з формуванням тимчасових ціликів?

18. Поясніть технологію поетапного розвитку кар'єра крутопохилими шарами. Розрахунок їх параметрів.
19. Наведіть порядок розрахунку формування виймальних панелей при залізничному транспорті в кар'єрі.
20. Поясніть порядок розрахунку параметрів крутопохилих шарів при відпрацюванні надглибоких кар'єрів.
21. У чому полягає різниця розрахунку параметрів робочої зони для умов висячого й лежачого боків покладу при поетапній розробці?
22. Поясніть технологію відпрацювання уступів у крутопохилому шарі відповідно до етапів розробки кар'єру.
23. Поясніть особливість формування постійних і тимчасових бортів у надглибокому кар'єрі.
24. Як розраховують значення робочих добувних і розкривних уступів у кар'єрі при поетапній його розробці?
25. Поясніть ефективність керування режимом гірничих робіт у залежності від прийнятих технологічних рішень щодо формування параметрів робочої зони.

## 13. Конструювання заглиблювальних екскаваторно-транспортних систем

### 13.1. Обґрунтування параметрів розвитку робочої зони кар'єру

Виймання гірничої маси при розробці надглибоких кар'єрних полів ведеться на уступах робочої зони, що динамічно розвивається в плані й по глибині. Розміри її залежать від проектної потужності й конструкції гірничотранспортної системи кар'єру. Гірничогеологічні характеристики родовищ й прийнятні умови переміщення виймальних панелей обумовлюють необхідне співвідношення обсягів і параметрів розробки корисних копалин та порід розкриву. При цьому висота уступів є одним з головних параметрів системи, за допомогою якого можливо регулювати інтенсивність виймання гірських порід по висоті робочої зони й на її горизонтах, особливо по породах розкриву. На переважній більшості кар'єрів нижні горизонти у робочій зоні відпрацьовують із застосуванням автотранспорту та використовують його також і при розкритті й підготовці нижніх уступів до експлуатації. Підготовка вважається закінченою при введенні до роботи першого екскаватора з розширення розрізного котлована. Збільшення глибини розробки обумовлює перехід на нові, більш ефективні види транспорту.

Практика експлуатації й проектування кар'єрів зі скельною гірничою масою призводить до необхідності забезпечення готових до виймання запасів як корисних копалин, так і порід розкриву. Їх величина залежить від частоти виконання масових вибухів і їх обсягів. Загальний запас готової до виймання породи для кожного екскаватора складається з обсягів у підірваному блоці й у підготовленому до підривання. Їх сумарний обсяг для кожного екскаватора повинен бути не менше обсягу породи, що відвантажується екскаватором за період між масовими вибухами. Завдяки цьому забезпечується безперервна робота екскаваторів у найрізноманітніших ситуаціях.

Згідно з практичними даними перехідний обсяг підірваної породи для кожного екскаватора повинен забезпечити йому роботу протягом не менш 2 – 3 діб. Для прикладу, на кар'єрі у роботі перебуває 20 екскаваторних блоків. Буропідривні роботи виконують один раз на два тижні, тобто через 0,5 міс. За один масовий вибух здійснюється дроблення породи на п'яти блоках. Тому на кожному з них потрібно виконувати нове дроблення гірничої маси через час  $t_3 = \frac{20 \cdot 0,5}{5} = 2$  місяці, що відповідає забезпеченості готовими до виймання запасами 2,1 міс.

Зменшення кількості масових вибухів у кар'єрі, з одного боку, призводить до збільшення продуктивності гірничотранспортного устаткування за рахунок зменшення простоїв під час їх проведення, а з іншого боку – до заморожування витрат на буропідривні роботи й виположування робочого борту за рахунок розширення робочих площадок, що веде до росту поточного коефіцієнта розкриву. Рациональна частота масових вибухів встановлюється проектом за умови мінімальних сумарних витрат на підготовку й проведення буропідривних робіт, а також ліквідацію їх наслідків з урахуванням виймання запланованих обсягів гірничої маси. За даними інституту ГПРОРУДА, нормативи забезпечення готовими запасами  $t_3$  (міс.) при автомобільному й залізничному транспорті відпо-

відно становлять: при річному обсязі виймання гірничої маси в кар'єрі до 30 млн т  $t_3 = 1,5 - 2$  міс; 30 – 60 млн т  $t_3 = 2,5 - 3$  міс; 60 – 100 млн т  $t_3 = 4 - 4,5$  міс.

Обсяг перехідних запасів підірваної породи  $V_n$  (м<sup>3</sup>) у кар'єрі, що необхідний для безперебійної роботи екскаваторів між черговими масовими вибухами, становить

$$V_n = K_{m.з} K_{p.з} t_3 Q_{e.м} n_e, \quad (13.1)$$

де  $K_{m.з}$  – коефіцієнт поточного запасу ( $K_{m.з} \approx 0,5$ );  $K_{p.з}$  – коефіцієнт резерву ( $K_{p.з} = 1,05 - 1,1$ );  $Q_{e.м}$  – місячна продуктивність екскаватора, м<sup>3</sup>;  $n_e$  – кількість робочих екскаваторів.

Для зменшення витрат на створення перехідних запасів підірваної гірничої маси й збитків, пов'язаних з простоем устаткування при підготовці й проведенні буропідричних робіт, збільшують обсяг масових вибухів і зменшують їх кількість. На потужних кар'єрах обсяги одноразових масових вибухів досягають 500 – 700 тис.м<sup>3</sup> і більше. Проводяться вони 1 – 2 рази на місяць.

Готові до виймання запаси розміщують уздовж екскаваторного блока  $l_б$  (м), значення якого при **поздовжній системі** становить

$$l_б = \frac{Q_{e.м} \cdot t_3}{v_{p.з} h_y}, \quad (13.2)$$

де  $v_{p.з}$  – ширина резервної смуги готових до виймання запасів породи, м;  $v_{p.з} = v_p t_3$ ;  $v_p$  – швидкість посування вибою, м/міс.

З урахуванням цього ширина робочої площадки  $v_p$  (м) становить

$$v_p = v_{min} + v_p t_3, \quad (13.3)$$

де  $v_{min}$  – мінімальна ширина робочої площадки, м.

За О.І. Арсентьевим й В.П. Линьовим

$$v_p = \frac{h_2 [v_{min} + h_y (ctg \alpha_y \pm ctg \beta)]}{h_y - h_2 t_3}, \quad (13.4)$$

де  $\beta$  – кут напрямку поглиблення кар'єру вхрест простягання, град;  $h_2$  – темп поглиблення кар'єру, м/рік; знак (+) ставиться при однобортній системі, (–) – при двобортній.

Як темп поглиблення  $h_2$  варто приймати швидкість переміщення по вертикалі дна кар'єру, що являє собою розкритий і підготовлений до експлуатації нижній горизонт (рис. 13.1). Для цього повинні бути пройдені виїзний з'їзд і розрізний котлован або траншея, довжина якої складається з мінімальної довжини екскаваторного блока  $l_{б.min}$  (м) і ділянки  $l_0$  (м), що забезпечує можливість одночасного розносу й подальше посування підготовленого горизонту. Крім того, до початку експлуатації горизонту необхідно на верхньому сформувати робочу площадку необхідних розмірів.

Період підготовки горизонту  $t_{2.n}$  (міс) визначається за формулою

$$t_{2.n} = \frac{(l_m + l_c + l_{б.min} + l_o) v_{mp} h_y}{Q_{e.м}}, \quad (13.5)$$

де  $l_m$  – довжина площадки примикання, м;  $l_3$  – довжина з'їзду на підготовлюваний горизонт, м;  $b_{mp}$  – усереднена ширина з'їзду й розрізної траншеї, м.

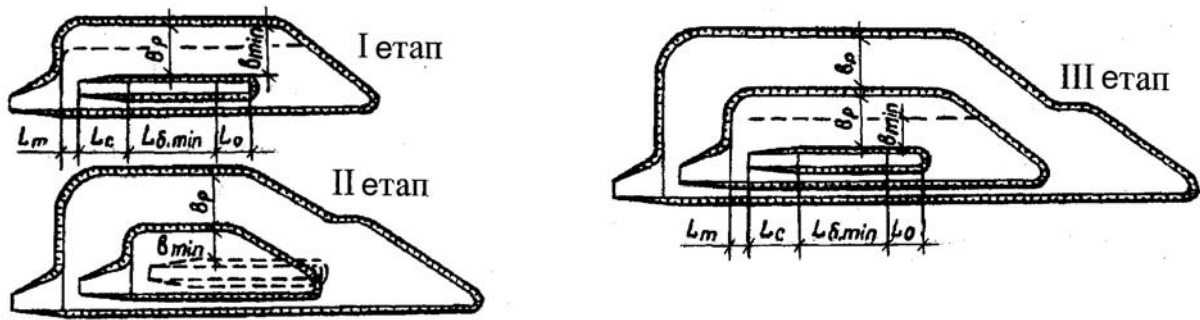


Рис. 13.1. Схема поетапного розкриття й підготовки горизонтів при заглиблювальній гірничотранспортній системі з поздовжнім переміщенням фронту робіт

Співвідношення значень  $t_c$  і  $t_{c.n}$  дає можливість керувати швидкістю посування робочого борту кар'єру й темпом його поглиблення. Так, при  $t_c \geq t_{c.n}$  темп поглиблення обмежується швидкістю посування уступу на обмежуючому горизонті. Для його встановлення визначається можлива швидкість посування уступу  $v_i$  (м/рік), що не повинна перевищувати максимальну, якщо екскаватори відпрацьовують блоки мінімальної довжини

$$v_i \leq \frac{Q_{ei}}{l_{\delta.min} h_{yi}}, \quad (13.6)$$

де  $Q_{ei}$  – продуктивність екскаватора на  $i$ -му горизонті, м<sup>3</sup>/рік;  $h_{yi}$  – висота уступу на  $i$ -му горизонті, м.

При  $t_c < t_{c.n}$  до початку розширення розрізної траншеї на підготовленому горизонті ширина робочої площадки на верхньому може бути збільшена у порівнянні з  $b_p$ . При цьому темп поглиблення досягає максимальної величини, якщо екскаватори працюють на блоках з мінімальною довжиною, чим забезпечується найбільша швидкість розширення розрізної траншеї. Крім того, темп поглиблення може бути збільшений за рахунок зростання швидкості посування робочого борту, а також заміни екскаваторів на більш потужні або переходу на транспортування породи автосамоскидами.

При **поперечній системі** (рис. 13.2) для зменшення виймання поточних обсягів порід розкриття при посуванні уступів вхрест простягання покладу на більшій частині їх довжини залишають мінімальні або вузькі робочі площадки. Довжину уступів з вузькими робочими площадками встановлюють за умов забезпечення заданого темпу поглиблення кар'єру. При цьому швидкість посування фронту добувних робіт  $v$  (м/рік) становить

$$v_p = \frac{(b_p - b_{min})}{t_3} \quad (13.7)$$

і не повинна перевищувати значення

$$v_p \leq \frac{Q_e}{m_e h_y}, \quad (13.8)$$

де  $m_e$  – горизонтальна потужність покладу корисної копалини, м.

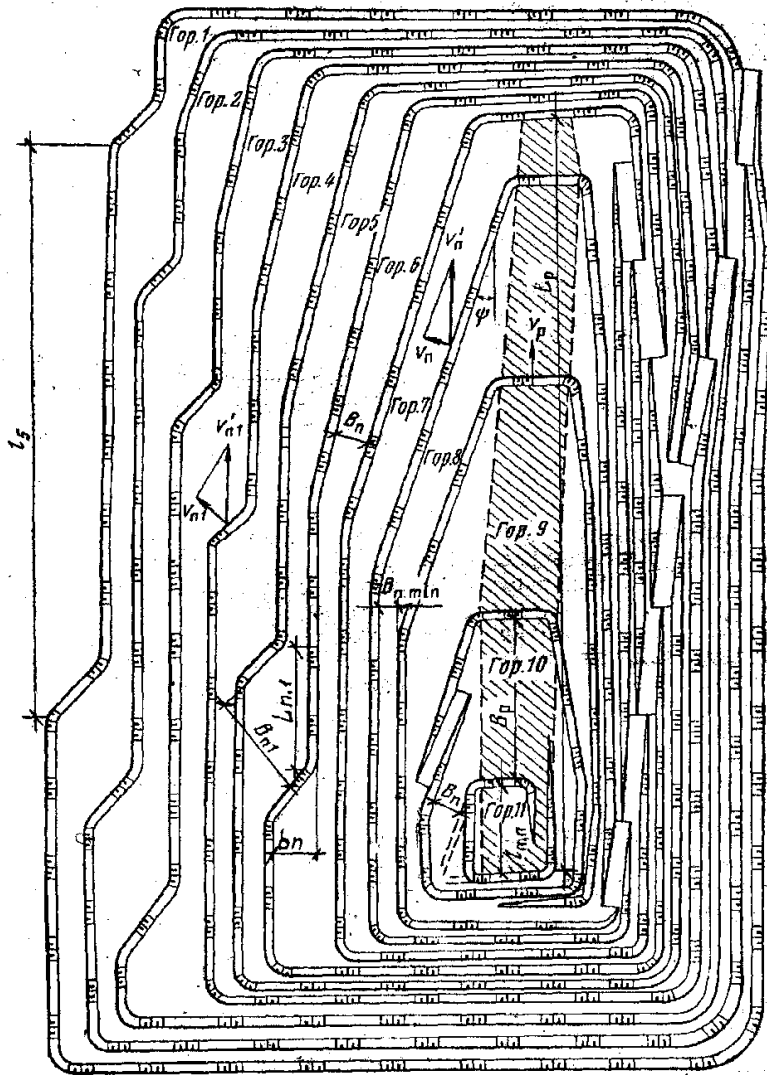


Рис. 13.2. Схема розкриття й підготовки горизонтів при заглиблювальній гірничотранспортній системі з поперечним переміщенням фронту робіт

Для забезпечення можливості посування фронту робіт зі швидкістю  $v_p$  (м/рік) діагональний фронт по породах розкриття повинен переміщуватися у напрямку простягання з такою ж швидкістю

$$v_{n1} = \frac{v'_n}{\sin \psi} = v_p, \quad (13.9)$$

де  $v'_n$  – швидкість посування породних уступів у напрямку, перпендикулярному фронту розкривних робіт, м/міс;  $\psi$  – кут між лінією простягання й діагональним фронтом розкривних, град.

За умови дотримання однакових швидкостей посування фронтів добувних і розкривних робіт, а також коефіцієнтів резерву готових до виймання запасів, ширина робочої площадки по породах розкриття  $e_n$  (м) визначається за формулою



$$e_n = (e_p - e_{p \min}) \sin \psi + e_{n \min}, \quad (13.10)$$

де  $e_{p \min}$ ,  $e_{n \min}$  – мінімальна ширина робочих площадок відповідно по руді й пустій породі, м.

Ширину робочих площадок по руді визначають із співвідношення

$$e_p = \frac{(\ell_p - \ell_{n.n})}{n_{e.z}}, \quad (13.11)$$

де  $\ell_p$  – середня довжина рудного покладу за простяганням у робочій зоні, м;  $\ell_{n.z}$  – довжина початкової панелі, м;  $n_{e.z}$  – необхідна кількість добувних екскаваторів, од.

За період циклу поглиблення на один горизонт посування у напрямку поглиблення кар'єру за простяганням  $\ell_{pn}$  (м) становить

$$\ell_{pn} = e_p + h_y (ctg \alpha_e + ctg \gamma). \quad (13.12)$$

Темп поглиблення кар'єру  $h_z$  (м) при **однотортовій системі** визначається за формулою

$$h_z = \frac{12h_y}{T_z}, \quad (13.13)$$

при **двубортовій**

$$h_z = \frac{12h_y (e_p - e_{\min})}{[e_p + h_y (ctg \alpha_y + ctg \gamma) t_{p.pez}]}. \quad (13.14)$$

де  $t_{p.pez}$  – коефіцієнт готових до виймання запасів руди.

При **поперечно-поздовжній системі** (рис. 13.3, а) ширина робочих площадок по руді й максимальний темп поглиблення кар'єру визначаються аналогічно системам з поперечною розробкою. Ширина робочих площадок по породі на борту, що посувається вхрест простягання покладу й у діагональному напрямку, визначається аналогічно системам з поздовжньою розробкою.

При **кільцевій системі** здійснюється багатобічне посування фронтів добувних і розкривних робіт. Підготовку нових горизонтів ведуть переважно по центру покладу за допомогою початкових панелей і траншей розкриття (рис. 13.3, б). При цьому розрахунки швидкості посування уступів у різних напрямках виконують аналогічно системам з поздовжньою розробкою. Проте внаслідок різних розмірів покладу в плані значення  $v_{pj}$  (м/рік) за простяганням й вхрест його повинні бути різними.

Їх величина визначається за формулою

$$v_{pj} = \frac{h_z}{h_y} [e_{pj} + h_y (ctg \alpha_y + ctg \beta_j)], \quad (13.15)$$

де  $e_{pj}$  – ширина робочої площадки в  $j$ -му напрямку, м;  $\beta_j$  – кут  $j$ -го напрямку поглиблення кар'єру, град

$$e_{pj} = e_{\min} + \frac{t_3 Q_e}{\ell_{oj} h_y}, \quad (13.16)$$

$\ell_{oj}$  – довжина  $j$ -го екскаваторного блока, м.

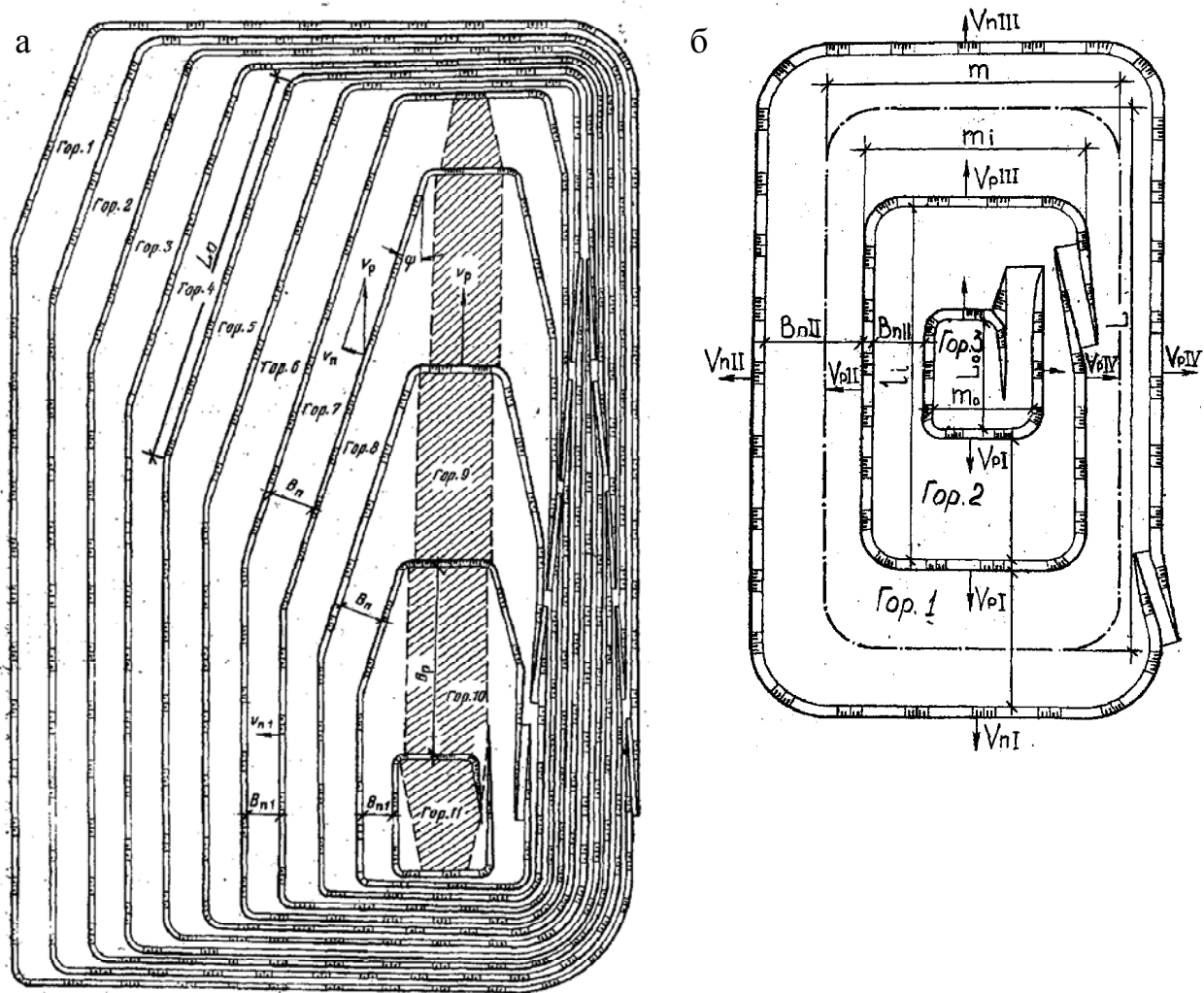


Рис. 13.3. Схема розкриття й підготовки горизонтів при заглиблювальній гірничотранспортній системі з поперечно-поздовжнім (а) і кільцевим (б) переміщенням фронту робіт

Слід відзначити, що для всіх зазначених систем при виході рудних уступів з рудної зони їх швидкість посування різко зменшується. У зв'язку зі зростанням кількості породних уступів у робочій зоні швидкість їх посування з метою регулювання обсягів поточного виймання порід розкриття періодично змінюється. Це досягається тимчасовою консервацією одних та інтенсивним посуванням інших уступів по висоті робочої зони.

### 13.2. Планування роботи екскаваторно-автомобільних комплексів

Розроблювані кар'єрами України й країн СНД надглибокі родовища представлені шарами метаморфізованих залістистих кварцитів і руд кольорових металів, які падають углиб землі під кутами  $60 - 90^\circ$ . Більшість із них мають горизонтальну потужність  $100 - 300$  м і довжину за простяганням  $2 - 6$  км. Річна продуктивність з видобутку руди визначена з урахуванням площі родовища й

темпу поглиблення гірничих робіт, що звичайно становить 3,5 – 8 м/рік. З метою зниження поточних обсягів виймання порід розкриву прийнята однобортowa система розробки з поздовжнім переміщенням фронту добувних робіт від одного з торців до протилежного й попутнім поперечним розносом фронтальних бортів. Виймально-навантажувальні роботи ведуть в основному екскаваторами ЕКГ-8І. Транспорт комбінований: автомобільно-залізничний і автомобільно-конвеєрний. Експлуатуються автосамоскиди вантажністю 120 – 160 т виробництва БілАЗу й низки закордонних фірм. Висота підйому гірничої маси автосамоскидами до перевантажувальних пунктів становить 100 – 200 м, середня відстань перевезення 1,5 – 2,5 км. Продуктивність комплексів не перевищує 40 – 50% від нормативної. Витрати на переміщення гірничої маси становлять понад 53% від загальної вартості розробки.

Підвищення ефективності експлуатації екскаваторно-автомобільних комплексів ведуться у напрямку удосконалювання конструкції гірничотранспортного устаткування, збільшенні його одиначної потужності, повного завантаження по місткості кузова, а також у зниженні відстані транспортування шляхом зменшення висоти підйому гірничої маси й розосередження пунктів перевантаження за периметром кар'єру. Разом з технологічними й організаційними заходами склад комплексів у основному визначається гірничогеологічними умовами розробки родовища. На закордонних кар'єрах при розробці міцних порід широко застосовують комплекси у складі прямих мехлопат з місткістю ковшів 10 – 25 м<sup>3</sup>, автосамоскидів у діапазоні вантажопідйомності до 290 т і бульдозерів потужністю до 574 кВт. Тенденції будови кар'єрних автосамоскидів особливо великої вантажності передбачені на БілАЗі. Причому витрати на їх придбання приблизно в 2 рази нижче у порівнянні з закордонними.

Відомо, що комплектація комплексів побудована на співвідношенні місткості кузова автосамоскида й ковша екскаватора у межах 1:4 – 6. При цьому бульдозер приймається такої моделі, щоб спланувати вивантажену породу за 1 – 2 проходи. Крім того, довжина екскаваторного блока повинна забезпечувати ефективну роботу виймально-навантажувального устаткування протягом нормативного часу (1 – 2,5 міс.). Розраховується довжина екскаваторного блока  $l_{e.б}$  (м) за формулою:

$$l_{e.б} = \frac{Q_e t_n}{b_{e.з} h_y}, \quad (13.17)$$

де  $Q_e$  – продуктивність екскаватора, м<sup>3</sup>/добу;  $t_n$  – нормативний час забезпеченості екскаватора підірваною породою, діб;  $b_{e.з}$  – ширина екскаваторної західки, м;  $h_y$  – висота уступу, м.

Установлено, що при зміні місткості ковша екскаватора у межах 8 – 25 м<sup>3</sup> довжина екскаваторного блока при стандартній висоті уступу 15 м і  $t_n = 30$  днів становить 450 – 1000 м (табл. 13.1). При нормативній продуктивності екскаватора у межах блока за рік варто відпрацьовувати 12 західок шириною 20 – 26 м.

Таблиця 13.1

Основні показники до розрахунку показників екскаваторно-автомобільних комплексів

Показники	Од. виміру	Місткість ковша екскаватора, м <sup>3</sup>					
		8	10	12	15	20	25
Вантажність автосамоскида	т	110 - 120	120 - 136	154 - 177	180 - 197	200 - 238	270 - 290
Потужність бульдозера	кВт	171	212	212	302	388	574
Кількість навантажень ковша до автосамоскиду	од.	6	5	5	5	4	4
Продуктивність екскаватора:							
- годинна	м <sup>3</sup>	247	309	370	463	617	771
- змінна	тис.м <sup>3</sup>	1,70	2,16	2,59	3,24	4,32	5,40
- середньодобова по вибою	тис.м <sup>3</sup>	4,50	5,60	6,00	8,10	10,50	12,90
- річна	млн.м <sup>3</sup>	1,65	2,03	2,17	2,92	3,80	4,65
Кількість автосамоскидів у комплексі при $l_a = 2$ км	од./зм	3,3	2,7	3,1	3,1	3,7	3,7
Ширина екскаваторної західки	м	20	21	22	26	26	26
Довжина екскаваторного блока	м	450	530	550	630	820	1000
Значення коефіцієнта $K_n$ при $m_2 = 100$ м	од.	1,75	2,15	2,25	2,65	3,60	4,50
$m_2 = 200$ м		0,63	0,83	0,88	1,08	1,55	4,00
$m_2 = 300$ м		0,25	0,38	0,42	0,55	0,87	1,17
Кількість рудних уступів при $m_2 = 200$ м	од.						
$A_p = 6$ млн м <sup>3</sup>		7	8	8	9	11	20
$A_p = 9$ млн м <sup>3</sup>		10	11	12	13	16	30
Ширина проїзної частини автодороги	м	18	18	23	23	28	32
Сумарна довжина автодоріг у кар'єрі при $m_2 = 200$ м:							
$A_p = 6$ млн м <sup>3</sup>	км	17,90	20,13	20,68	22,88	28,05	55,00
$A_p = 9$ млн м <sup>3</sup>		32,10	36,10	37,00	41,00	50,20	98,50
Тип шини автосамоскида		30.00R51	33.00R51	36.00R51	37.00R57	40.00R57	50.00R57
Тиск у задніх колесах	кПа	620	725	725	725	760	760
Макс. зусилля тиску на ободі колеса	т	64	72	78	80,2	102,6	148
Потужність дорожнього полотна	м	1,1	1,1	1,2	1,5	1,6	1,9
Додатковий рознос бортів при $m_2 = 200$ м:							
$A_p = 6$ млн м <sup>3</sup>	тис.м <sup>3</sup>	-	-	559,3	893,9	1255,9	2814,9
$A_p = 9$ млн м <sup>3</sup>		-	-	1272,6	1408,0	2879,7	4700,5
Витрати на навантаження й транспортування 1 м <sup>3</sup> руди	у.о.	3,724	3,06	3,713	3,525	3,619	4,12

У цьому зв'язку застосування великотоннажного устаткування дає суттєвий економічний ефект, що підтверджується практикою роботи закордонних кар'єрів, де експлуатуються потужні пологі родовища. Однак в умовах вітчизняних надглибоких кар'єрів і країн СНД у поперечному напрямку щорічно відпрацьовують не більше 4 – 6 заходок, що забезпечує розкриття й підготовку нового нижнього горизонту. У поздовжньому ж напрямку просування фронту гірничих робіт, як правило, більш значне. Тому кількість добувних уступів  $n_{y.d}$  (од.) формують в основному за умов забезпечення планової продуктивності кар'єру з видобутку сирової руди  $A_p$  (м<sup>3</sup>/рік) і визначають за формулою

$$n_{y.d} = \frac{A_p(1 + K_n)\sin \omega \ell_{e.\delta}}{m_2 Q_{e.z} K_z}, \quad (13.18)$$

де  $K_n$  – коефіцієнт навантаження на екскаватор при добуванні руди,  $K_n = \frac{\ell_{e.\delta} - m_2}{m_2}$ ;

$\omega$  – кут нахилу фронту гірничих робіт до простягання рудного тіла, град;  $m_2$  – горизонтальна потужність рудного тіла, м;  $Q_{e.z}$  – річна продуктивність екскаватора, м<sup>3</sup>;  $K_z$  – коефіцієнт забезпеченості екскаватора автосамоскидами, частки од.

Зазначена схема розвитку гірничих робіт у кар'єрі (рис. 13.4) забезпечує мінімально необхідну величину поточного коефіцієнта розкриття  $K_m$  (м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>). При  $\omega = 20 - 30^\circ$  довжина рудного фронту збільшується вдвічі. При цьому необхідна довжина фронту з добування руди  $L_{\phi.p}$  (м) і порід розкриття  $L_{\phi.e}$  (м) становить

$$L_{\phi.p} = \frac{A_p(1 + K_n)\ell_{e.\delta}}{Q_{e.z}}; \quad L_{\phi.e} = \frac{A_p(1 + K_n)\ell_{e.\delta}}{Q_{e.z}}(1 + K_m). \quad (13.19)$$

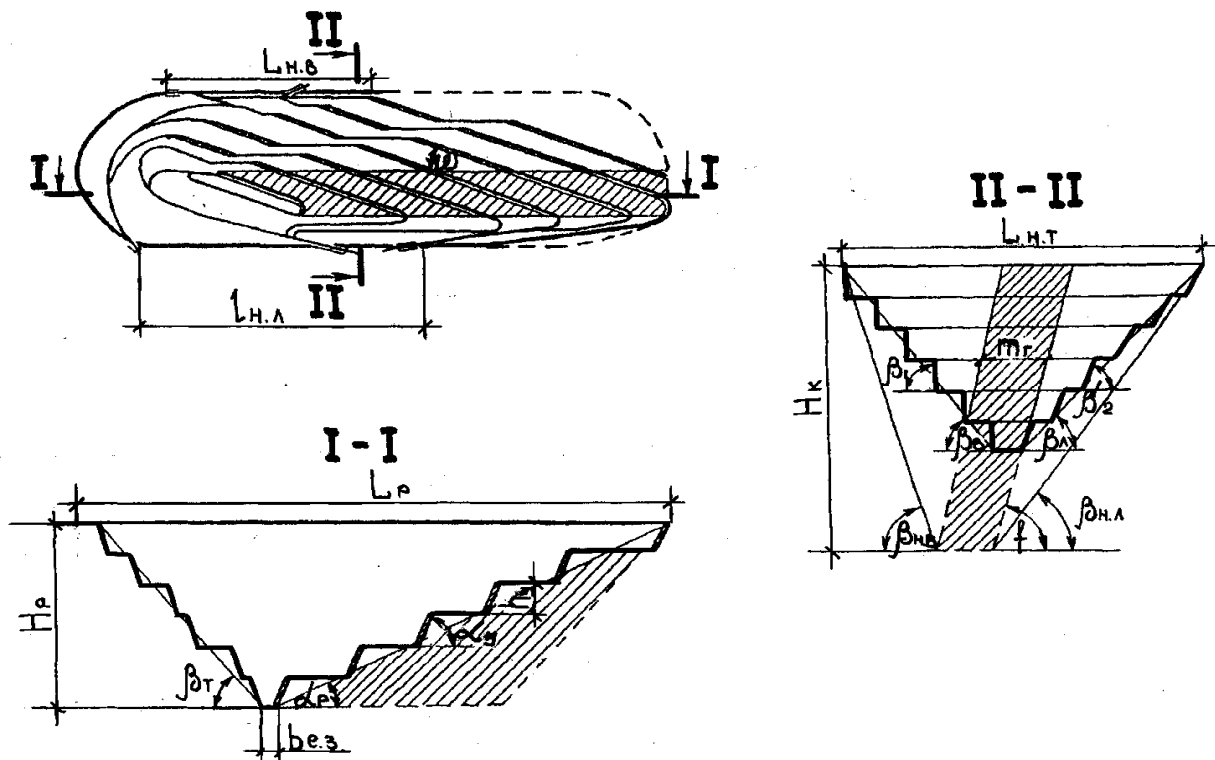


Рис.13.4. Схема розвитку гірничих робіт у залізорудному кар'єрі

Визначення продуктивності й кількості автосамоскидів у комплексі виконують відповідно до висоти  $H_p$  (м) і довжини  $L_p$  (м) робочої зони кар'єру. При визначенні витрат на експлуатацію комплексу крім гірничотранспортного устаткування варто також урахувувати вартість спорудження й обслуговування кар'єрних автодоріг, ширину яких установлюють відповідно до інтенсивності руху й габаритів автосамоскидів, а довжина залежить від параметрів робочої зони кар'єру. Тут виділяють автодороги I, II й III категорій. До них відносяться автодороги, які розташовані по торцях робочої зони, на ділянках тимчасово неробочих фронтальних бортів і у добувних вибоях. Довжина їх визначається за формулами:

– I категорія (по неробочому торцю кар'єру)

$$L_{a.m} = \frac{n_{y.p} K_y}{i_a}; \quad (13.20)$$

– II категорія (фронтальні ділянки кар'єру)

$$L_{a.\phi} = 0,5 (L_{н.л} + L_{н.в} + \frac{m_z}{\sin \omega}), \quad (13.21)$$

де  $L_{н.л}$  – довжина транспортних площадок на фронтальному борту зі сторони лежачого боку покладу, м;

$$L_{н.л} = L_p - n_{y.p} h_y [ctg \beta_n + (ctg \beta_l - ctg \varphi) ctg \beta_m], \quad (13.22)$$

$L_{н.в}$  – довжина транспортних площадок зі сторони висячого боку покладу, м,

$$L_{н.в} = L_p - n_{y.p} h_y [ctg \beta_n + (ctg \beta_l + ctg \varphi) ctg \omega]; \quad (13.23)$$

– III категорія (вибійні дороги у кар'єрі)

$$\text{– лежачий бік } L_{a.л} = \frac{n_{y.p}^2 h_y (ctg \beta_l - ctg \varphi)}{\sin \omega}; \quad (13.24)$$

$$\text{– висячий бік } L_{a.в} = \frac{n_{y.p}^2 h_y (ctg \beta_v + ctg \varphi) + m_z}{\sin \omega}, \quad (13.25)$$

де  $i_a$  – керівний нахил автодоріг, частки од.;  $K_y$  – коефіцієнт подовження траси автодоріг, частки од.;  $L_p$  – довжина робочої зони кар'єру по верхньому горизонту, м;  $\beta_n, \beta_m, \beta_l, \beta_v$  – кути укосів бортів кар'єру на ділянках без автодоріг, у торці, лежачому й висячому боках, град;  $\varphi$  – кут падіння рудного тіла, град.

Додатковий рознос бортів кар'єру при будівництві автодоріг  $\Delta V$  (м<sup>3</sup>) визначають за формулами:

$$\text{– у торці кар'єру } \Delta V_m = 0,5 (n_{y.p} h_y)^2 (ctg \beta_n - ctg \beta_m) L_{н.m}; \quad (13.26)$$

$$\text{– на фронтальних ділянках } \Delta V_l = 0,5 (n_{y.p} h_y)^2 (ctg \beta_l - ctg \beta_2) (L_{н.в} + L_{н.л}), \quad (13.27)$$

де  $L_{н.m}$  – довжина неробочого торця кар'єру, м,

$$L_{н.m} = m_z + \pi n_{y.p} h_y ctg \beta_m; \quad (13.28)$$

$\beta_1, \beta_2$  – кути укосів тимчасово неробочих бортів з автодорогами мінімальної й нормативної ширини, град.

Дорожнє полотно кар'єрних автодоріг споруджують із місцевих матеріалів шляхом готування щебеню зі скельних порід розкриву й ущільненням насипного шару котками. Зерновий склад щебеню приймають за умови повного заповнення порожнечі між крупними й дрібними фракціями. Потужність шару становить 30 – 40 см. Кількість шарів вибирається з урахуванням навантаження на заднє колесо, тиску в шинах, діаметра кола, рівновеликої площі сліду від колеса, інтенсивності руху й гальмування автосамоскида. При цьому автодороги повинні мати поперечний двосхилий профіль, по якому спливає вода за межі дорожнього полотна.

Відповідно до технологічних параметрів комплексу розраховують витрати на виймально-навантажувальні й транспортні роботи. Структура витрат приймається аналогічно діючим на кар'єрах. При цьому первинні амортизаційні відрахування на навантаження становлять 15%, транспорт – 25%. Відповідно, зарплата з нарахуваннями – 14,7 і 7,6%; електроенергія – 25%; паливо – 30%; ремонт – 56,8 і 20%; гума – 23%. Витрати на додаткову розробку порід розкриву й будівництво автодоріг приймають за звітними даними кар'єрів і технічних проектів. Амортизація їх передбачається протягом 10 років.

Із проведених досліджень слідує:

- визначення комплектності екскаваторно-автомобільного комплексу виконується за мінімумом сумарних витрат на експлуатацію гірничотранспортного устаткування, будівництво внутрішньокар'єрних доріг і виймання порід розкриву для їхнього спорудження;

- довжина екскаваторного блока повинна забезпечувати нормативну роботу комплексу з високими техніко-економічними показниками;

- параметри робочої зони кар'єру розраховують відповідно продуктивності кар'єру з видобутку руди за мінімально необхідним поточним коефіцієнтом розкриву;

- при розробці протяжних залізрудних родовищ потужністю 100 – 300 м найбільша ефективність відповідає комплексам у складі екскаватора з місткістю ковша 10 м<sup>3</sup> і автосамоскидів вантажністю 120 – 136 т;

- зазначений комплекс устаткування забезпечує найменший рознос бортів кар'єру при спорудженні автодоріг.

### **13.3. Особливості розробки високогірних родовищ**

Оскільки добувають руди, що характеризуються низьким вмістом корисних елементів, дробильно-збагачувальні фабрики (ДЗФ) розміщують у підніжжі гір. Для забезпечення швидкого очищення автодоріг у заметіль на деяких підприємствах на відстані від ДЗФ у межах 800 м розташовують рудні акумулюючі склади. У всіх випадках для доставки гірничого устаткування у кар'єр необхідне будівництво автодороги. При крутих схилах, на яких неможливо обладнати горизонтальні площадки для розміщення бурових верстатів, проведення траншей і напівтраншей ведеться з використанням мінних камер. Цей же метод

підривних робіт використовують при руйнуванні на скидання й викид ділянок схилів гір для утворення робочих площадок нормальної ширини. За виймальні машини застосовують бульдозери й одноківшові навантажувачі

Так, при проведенні напівтраншеї на кар'єрах Качканарського ГЗК (Росія) була доведена ефективність якісного способу підготовки горизонтальних площадок з поступовим буропідривним виположуванням скельних схилів у порівнянні зі способом руйнування порід на скидання мінними камерами. Тут на першому етапі обладнали дві горизонтальні площадки шириною по 8 – 10 м при висоті підступу з нагорної сторони до 5 м. У першу чергу формувалась верхня бурова площадка. Розпушену вибухом породу складували екскаватором на нижній площадці, після чого зачищали верхню. На заключній стадії робіт підосху напівтраншеї знижували до потрібної величини зі скиданням породи уздовж підступу у бік нагорної частини. При веденні підривних робіт застосовували дрібношпурове руйнування або подрібнювали породи накладними зарядами, розміщеними в ущелинах скель. На другому етапі ширину площадки розширювали до необхідної величини з вивезенням породи за межі гірничих робіт автосамоскидами.

Найпоширенішими є комбіновані схеми розкриття кар'єрних полів, де нагірну частину готують до експлуатації напівтраншеями й прямими заїздами, а нижню частину, якщо дозволяє рельєф місцевості – залізничними або автомобільними тунелями, горизонтальними або похилими шахтними стволами, обладнаними стрічковими конвеєрами. Іноді для доставки матеріалів і людей використовують спеціальні шахти з вертикальним клітьовим підйомом. Переміщення руди донизу у багатьох випадках виконують за допомогою рудоспусків великого поперечного перерізу, які забезпечують найбільш економічний спуск на горизонт відкотної виробки. Розкриття тунелями дозволяє у окремих випадках заводити залізничні комунікації з зовнішньої прилеглої земної поверхні до кар'єру й вести розробку нижніх горизонтів з безпосереднім навантаженням поїздів у вибоях. При цьому вибір і формування раціональної схеми розкриття кар'єрного поля істотно залежать від природних умов, до яких відносяться рельєф поверхні, геологічна будова й тектоніка родовища, кліматичні й гідрогеологічні особливості, а також виробнича потужність підприємства. Розвиток кар'єру здійснюється чергами з нарощуванням як площі робочої зони, так і продуктивності по гірничій масі. Глибинну частину родовища у більшості випадків розробляють підземним способом [45].

Характерним типовим прикладом комбінованої схеми розкриття є Хібінські апатитові родовища, де передбачене проведення тунелю (штольні) повного залізничного профілю й вертикальних рудоперепускних виробок (шахт або рудоспусків). Така схема обумовлена гірським рельєфом місцевості. По ній були розкриті нагірні горизонти Кіровського (1932) і Юкспорського (1951) підземних рудників. Аналогічно вирішена схема спільного розкриття Расвумчорського й Центрального кар'єрів (рис. 13.5). На цей час кар'єр Расвумчорр-Цирк відпрацьований, а його вироблений простір перебуває у зоні обвалення діючого підземного рудника. З кар'єру "Центральний" руду пере-



вантажують на горизонті залізничного тунелю із застосуванням трьох рудоспусків. Перші рудоспуски проходили традиційним способом зверху донизу. Однак така схема прохідницьких робіт стримувала посування вибоїв у кар'єрі, вела до значного зниження його продуктивності. У цих умовах велике значення знайшов спосіб проведення рудоспусків знизу догори. Для цього шведською фірмою "Лінден-Алімак" були виготовлені спеціальні бурові комплекси "Алімак", а працівниками об'єднання розроблена технологія, що передбачає надійне провітрювання підземних виробок, їх стійкість і безпечно закріплення на них прохідницького устаткування.

Слід зазначити, що Хібіни перебувають за Полярним колом і характеризуються суворим кліматом. Тут спостерігається 280 доби з морозом і середньорічною швидкістю вітру 5,4 м/с, пориви якого досягають 40 м/с. Заметілі спостерігаються протягом 167 діб, а середньорічна кількість опадів становить 1546 мм при максимальному значенні 1900 мм, що відповідає товщині сніжного покриву до 6 м. Сумарний заметільний переніс снігу може досягати 1200 – 1300 м<sup>3</sup>/м, що збільшує потужність його покриву ще на 2 – 3 м. Тому для продуктивної експлуатації кар'єрів, відвалів і рудоспусків були визначені оптимальні режими гірничих робіт, відвалоутворення, завантаження й випуску руди, межі їх заповнення й розроблені раціональні конструкції бункерної частини рудоспусків.

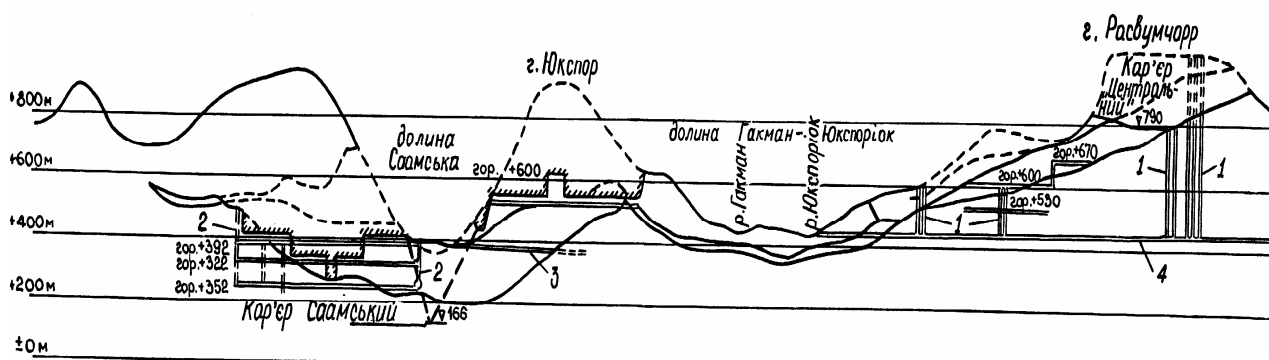


Рис.13.5. Схема розкриття рудників ВО "Апатит": 1 – рудоспуски; 2 – клітьові стовби; 3 – Юкспорський тунель; 4 – Расвумчорський тунель

Апатитовий пластоподібний поклад узгір'я Расвумчорр виходить на поверхню на позначках близько 1000 – 1050 м над рівнем моря і падає на північ під кутом 20 – 30°. Горизонтальна потужність покладу 200 м. Середній коефіцієнт розкриву 1,9 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>. Річна проектна продуктивність кар'єру 25 млн т. Будівництво кар'єру почалося в 1961 р. і супроводжувалося значними труднощами у зимовий період. За рекомендаціями науковців, виробничників і проектувальників для підвищення ефективності відкритої розробки було запропоновано проходити підготовчі траншеї по лежачому боці покладу, що дозволило у перші роки експлуатації знизити обсяг розкривних робіт на 10 млн м<sup>3</sup>. Надалі розробку гірничої маси почали вести поперечними західками без розрізних траншей від середини кар'єру до торців (рис. 13.6). Це дозволило запобігти припливу весняних талих вод до рудоспусків й створило найкращі можливості для нарощування

продуктивності кар'єру. При цьому враховується, що значна кількість снігу буде видуватися вітром за межі робочої зони.

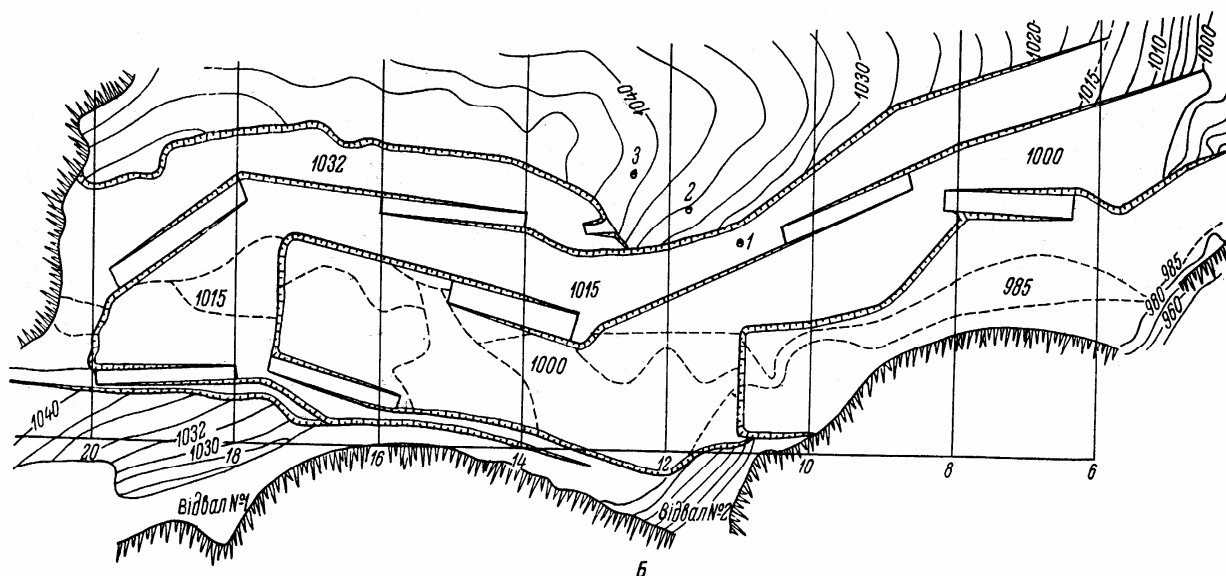


Рис. 13.6. Схема гірничих робіт на кар'єрі Центральний: 1, 2, 3 – устя рудоспусків

Головними напрямками боротьби зі сніговими заметами натеper є контурний стаціонарний і локальний снігозахист щитами й двохпанельними заборами полегшеного типу висотою 3,5 – 4,5 м, а також навісними ґратчастими панелями; механізоване очищення вибоїв екскаваторами й фронтальними навантажувачами з вивозом снігу автосамоскидами й видаленням його повітродструмінними апаратами на базі повітродувок, гвинтових і турбореактивних двигунів. Для попередження зносу снігу з поверхні робочих площадок досить збільшити їх шорсткість шляхом кількарязового проходу бульдозера для нарізки снігозатримувальних траншей. Автодороги очищують автошнекороторними снігоочисниками типу Д-262, Д-470, Д-450, які використовують у комплексі із рухомими спереду одним або двома грейдерами чи універсальними бульдозерами типу Д-259 і Д-315.

Розкриття Удоканського родовища розглянуто у двох аспектах: у нагірній частині напівтраншеями – для доставки у кар'єр гірничого устаткування й транспортного зв'язку між окремими його ділянками й відвалами; у нижній тунелями й рудоспусками – для забезпечення доставки руди з кар'єру до збагачувальної фабрики. Організація й будівництво автомобільних доріг для розкриття нагірної частини кар'єру ускладнюється великою крутістю схилу, особливо на ділянці "Громкий-Крутой". Тут запропоновано побудувати автомобільну дорогу шириною 30 м для розкриття ділянок "Медный-Блукающий" і "Скользкий-Секущий" у вигляді напівтраншей з відсипанням порід розкриття на схилі. Для розкриття ділянки "Громкий-Крутой" рекомендується спорудження односмугового тунелю для руху автосамоскидів БілАЗ-75211 довжиною 2 км з поперечною площею 122 м<sup>2</sup> (див. рис. 5.7).

Загальна довжина автодоріг становить 20 км, ухил – 35 – 40%. Для буріння підривних свердловин діаметром 105 мм запропоновано використовувати

верстати НКР-100М і БТС-150, які обладнують на базі трактора Т-100. Подрібнена вибухом порода скидається на гірський схил з укосом до  $38^\circ$  екскаватором ЕКГ-6,3УС або бульдозером. При більшій крутості схилу, після навантаження екскаватором ЕКГ-8І порода вивозиться автосамоскидами до ближнього відвалу. Для організації гірничих робіт на ділянках "Скользкий-Секущий" і "Громкий-Крутой" та прискореного введення в експлуатацію кар'єру пропонується в їх межах провести масові підривання порід розкриву на скидання верхів'я гір.

Розкриття кар'єрного поля поряд з іншими розглянутими схемами більш економічно двома конвеєрними штольнями у комплексі з рудоспусками. Проведення штолень довжиною 12 км здійснюється від промплощадки збагачувальної фабрики з позначкою поверхні 1230 м. Кут нахилу штолень близько  $1^\circ$ . Обладнаються вони багатопривідними конвеєрами довжиною по 6 км із шириною стрічки 2000 мм. Між штольнями проводять вентиляційні виробки площею  $12 \text{ м}^2$ . Від перевантажувальних камер проходять конвеєрні стволи з нахилом  $10^\circ$  і  $16^\circ$  довжиною 300 і 400 м. Паралельно стволам проводять вентиляційні виробки й збійки до камер вивантаження під рудоспусками. Для дроблення руди крупністю понад 400 мм біля устя рудоспусків у кар'єрі розміщують пересувні дробильно-перевантажувальні комплекси у блоковому виконанні типу ПДПК-600 або ПДПК-2000. У зв'язку з тим, що до рудоспусків буде надходити дроблена руда, їх діаметр приймається 3 м. Рудоспуски в підставі мають по чотири випускних тички з установленим у них вібраційним або пластинчастим живильником, які подають руду через розвантажувальні отвори. Їх розміщують таким чином, щоб на конвеєр від кожного рудоспуску припадало по два місця розвантаження. При цьому вантажопотік руди на одному магістральному конвеєрі регулюється 10 – 12 пунктами навантаження.

#### **13.4. Розробка трубоподібних покладів**

Трубо- і штокоподібні поклади корисних копалин відрізняються відносно невеликими розмірами кар'єрного поля поверхнею. Проте глибина їхньої розробки досягає 500 і більше метрів. Зменшення обсягів виймання порід розкриву в цих умовах виконується шляхом збільшення кутів укосу кінцевих контурів, що забезпечується поетапним розвитком гірничих робіт, панельним способом розробки горизонтів із спеціальною заукіскою неробочих уступів зі значним збільшенням їх висоти. Перевезення гірських порід здійснюється переважно автомобільним транспортом. Ширина робочої площадки передбачає розміщення розвалу породи після проведення підривних робіт з формуванням транспортних площадок і берм безпеки. Для ефективного ведення буропідривних робіт ширина західки по цілику має збільшені у порівнянні зі звичайними розміри. Тому за Ю.І. Аністратовим фронт роботи декількох екскаваторів при відпрацюванні таких західок більш ефективно поділяти на панелі. Ширина панелі може прийматися рівною швидкості посування фронту гірничих робіт і кратною темпу його поглиблення (рис. 13.7).

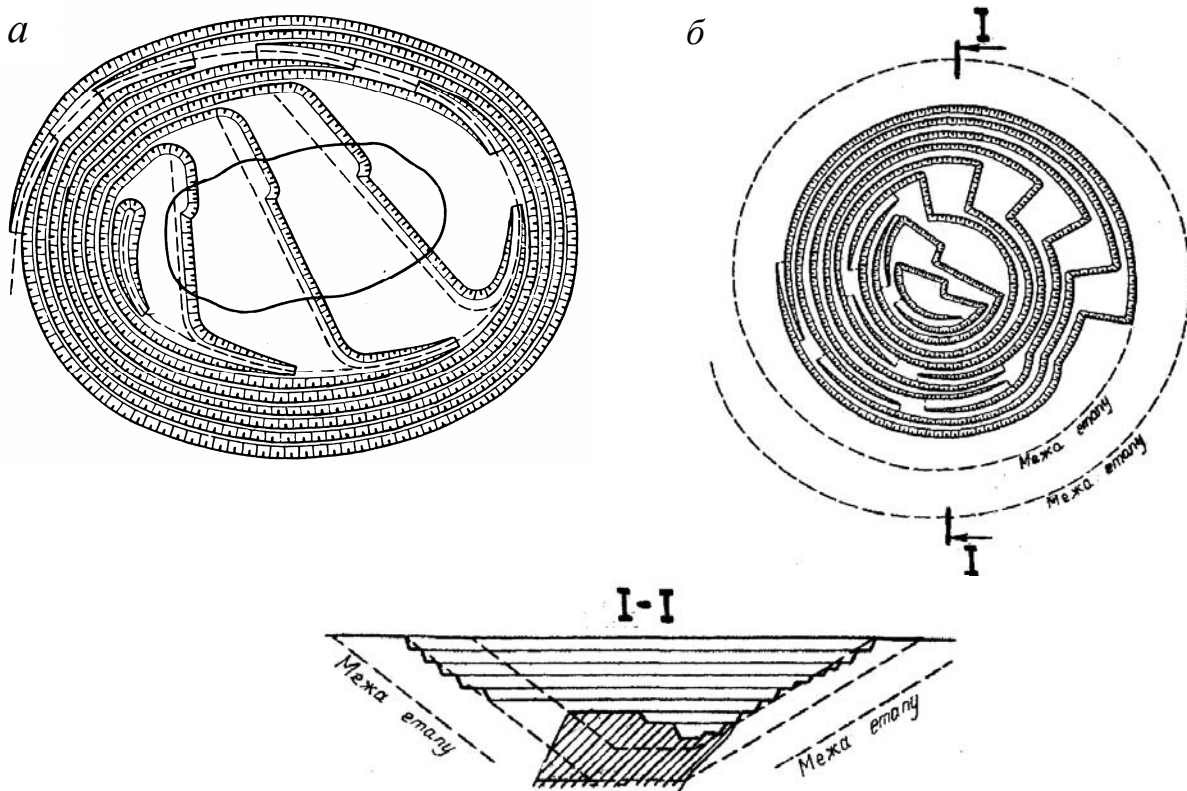


Рис. 13.7. Схеми розробки трубоподібних покладів з переміщенням виймальних панелей за спіральною формою траси (а) та у вигляді секторів (б)

Перевагами панельного способу розробки горизонтів у порівнянні з відпрацюванням їх однією західкою є зменшення періоду освоєння проектної потужності кар'єру за рахунок утворення фронту робіт з формуванням більшої кількості вибоїв і обладнанням їх потужними екскаваторами у комплексі з автосамоскидами вантажністю 120 – 180 т. При цьому також зменшується ширина робочих площадок і обсяг гірничобудівельних робіт. Проте кути укосу робочих бортів зберігаються однаковими як і при розробці горизонтів звичайними західками. Зміна напрямку розміщення розвалу підірваних порід уздовж укосу вибою дає можливість зменшити ширину робочої площадки на 25 – 30 м і використовувати вироблений простір для розвороту автосамоскидів. Внаслідок того, що панель по фронту відпрацьовується протягом тривалого часу, особливо на уступах підвищеної висоти, автомобільні дороги будують з поліпшеним покриттям. Тому швидкість руху автосамоскидів збільшується, а умови експлуатації їх поліпшуються. Продуктивність екскаваторів підвищується на 20 – 25%. Все це дає можливість збільшити темп поглиблення гірничих робіт до 50 м/рік і забезпечити інтенсивну розробку родовищ із мінімальним значенням поточних коефіцієнтів розкриття.

У стійких масивах на глибоких кар'єрах за рахунок застосування технологій з постановкою здвоєних і строєних уступів у кінцеве положення, заукіскою їх укосів шляхом попереднього підривання свердловин діаметром 80 – 105 мм і сполученням захисних площадок із транспортними дозволяє формувати укоси неробочих бортів під кутами 47 – 52°. При цьому суцільний укіс уступів підви-

щеної висоти доцільно формувати гідравлічними екскаваторами з верхнім і нижнім копанням, які мають конструктивні можливості вести оббирання породи по усій висоті заукіски. Попереднє щілиноутворення крутопохилими буровими свердловинами з випередженням їх підривання на 50 – 100 мс у порівнянні з зарядами розпушування попереджає проникнення тріщин розриву вглиб масиву. Для проведення свердловин заукіски варто застосовувати верстати з глибиною буріння 45 – 60 м.

Слід зазначити, що горизонтальні берми безпеки й площадки періодичного видалення осипів породи на ділянках з пологими транспортними площадками не виконують свої функції через зменшену відстань між собою по висоті. Однак збільшення цієї відстані до безпечної висоти дозволяє суттєво збільшити кут укошу неробочого борту у цілому (рис. 13.8). При цьому пологой площадці, що споруджується на максимальній відстані від транспортної, може виконувати роль резервної транспортної смуги. Для умов експлуатації автосамоскидів великої вантажності на обмежених у плані кар'єрах необхідне вилучення нахилу траси й включення до неї горизонтальних ділянок. У цьому випадку можливі конструкції неробочого борту кар'єра тільки з бермами безпеки (рис. 13.8, б, в). При цьому ширина сполучених транспортних і захисних площадок менше за їх сумарну ширину при самотійному виконанні.

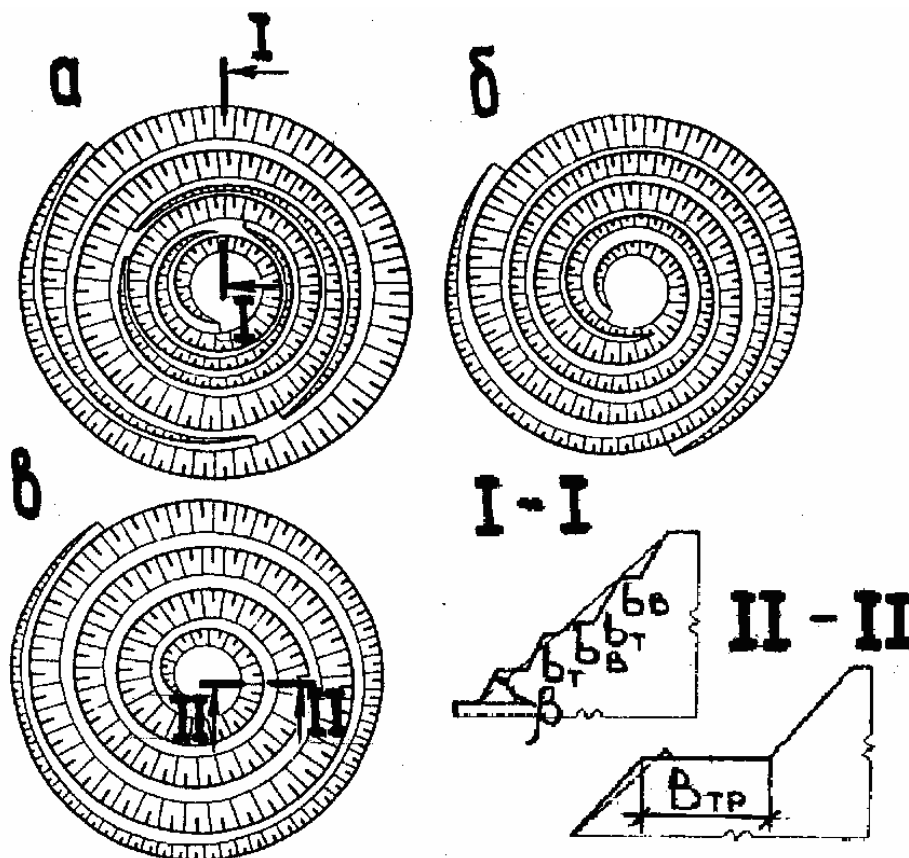


Рис. 13.8. Конструкція неробочого борту кар'єру при відпрацюванні трубоподібних покладів: а – з горизонтальними площадками безпеки; б – з похилими площадками; в – із з'єднаними транспортними площадками й площадками безпеки

Кінцева глибина кар'єрного поля поділяється на етапи з періодом відпрацювання кожного протягом 15 – 20 років, що збігається з часом повної модернізації устаткування, переходу на новітні технології розробки та, внаслідок цього, реконструкції кар'єру для підвищення рівня його техніко-економічних показників. Відпрацювання горизонтів у кожному етапі виконують за звичайною технологією. При підході до межі етапу уступи тимчасово консервують. Для можливості поновлення гірничих робіт на наступному етапі у проміжній межі через горизонт або два залишають робочу площадку мінімальної ширини.

Найбільш показовим досвідом відкритої розробки корінних трубоподібних покладів є експлуатація кімберлітових трубок у Якутській алмазонасній провінції Сибірської платформи Росії. Роботи тут ведуться акціонерною компанією "Алмази Росії-Саха-Алроса", яка після Ботсвані є найбільшим виробником алмазів у світі. В її складі перебувають три гірничо-збагачувальні комбінати. Видобуток алмазів веде історію з 1954 р., коли була відкрита трубка "Зарниця". У 1955 р. були відкриті трубки "Мир" і "Удачна", на базі яких почався промисловий видобуток алмазів у Росії. Найбільш перспективною для розробки на найближчі 20 – 30 років є трубка "Ювілейна". Кар'єри "Мир" і "Сатиканский" з 2002 р законсервовані. Кімберлітові трубки поринають углиб Землі у вигляді стовпів майже круглого перерізу під кутами близькими до 90°. Потужність їх змінюється від 80 – 120 до 400 – 800 м. Родовища перебувають в умовах вічної мерзлоти. Мінімальна температура досягає  $-65^{\circ}\text{C}$ . Вміщуючі породи представлені пісковиками, аргілітами, алевролітами, вапняками, долертами, брекчіями різних текстур, туфами й траппами. При низьких температурах вони досить стійкі.

У кар'єрах висота робочих уступів становить 12 – 15 м. Кут укосу неробочих уступів у верхній частині робочої зони  $45^{\circ}$ , у середній –  $75^{\circ}$ . Транспортні площадки для переміщення автосамоскидів японського й американського виробництва вантажністю 120 і 136 т мають ширину 36 м. Ширина захисних площадок 15 – 18 м. Середня відстань перевезення гірничої маси на поверхню при глибині розробок 440 м становить 7,5 км. На деяких кар'єрах алмазну руду транспортують до збагачувальних фабрик поверхнею автосамоскидами на відстань до 30 – 50 км. Забезпечення виробництва паливними й запасними частинами до гірничо-транспортного устаткування ведеться літаками, що значно здорожує собівартість продукції. Тому основною проблемою гірничих робіт за минулий період було постійне вдосконалення технології розробки кімберлітових трубок для забезпечення мінімально можливих загальних і поточних обсягів виймання порід розкриття й транспортування їх на поверхню з найменшими витратами.

Так, наприклад, корінне родовище трубки "Ювілейна" складається з трьох рудних стовпів: східного, центрального й західного. Площа центрального з глибиною значно зменшується. Східний і західний мають дайкоподібну форму. Запаси руди забезпечують роботу кар'єру на 23 роки. Будівництво його почалося в 1985 р. Кар'єр є найбільшим серед подібних підприємств у регіоні. Його проектна річна продуктивність з видобутку алмазної руди за проектом становить 10 млн т, по породах розкриття – 50 млн т.

З метою зменшення обсягу порід розкриття в межах кар'єрного поля інститутом "ЯКУТНПРОАЛМАЗ" конструювання неробочих бортів здійснювалося з

досягненням їх профілю рівностійкого положення з дотриманням необхідного коефіцієнта запасу стійкості (КЗС). Для цього було виділено три межі поетапного відпрацювання (рис. 13.9). До глибини 400 м значення КЗС дорівнює 1,25 – 1,3; до глибини 500 м – 1,2 – 1,25. Поетапне відпрацювання пов'язане з більшими розмірами кар'єрного поля при значній потужності покриваючих порід, а також необхідною інтенсивністю залучення до експлуатації блоків з підвищеним вмістом алмазів. При цьому передбачений роздільний видобуток руди, з якої багату транспортують безпосередньо на ДЗФ, а бідну, в обсязі 3 млн т/рік, складують тимчасово у спеціальний відвал на поверхні поблизу борту кар'єру.

Робочі уступи мають висоту 15 м. При підході до меж кар'єрного поля їх здвоюють із залишенням між ними берм безпеки шириною 7 – 10 м. Нижня, найбільш крута частина неробочого борту висотою 120 – 150 м, формується одним об'єднаним уступом. Над транспортними пологими площадками залишають горизонтальну берму безпеки шириною до 25 м. За рахунок цього кут укосу неробочих бортів підвищується до 45 – 48° і знижується обсяг порід розкриву в межах кар'єрного поля на 175 млн м<sup>3</sup> або на 40% від запроектованого. Тимчасово неробочі борти формують шляхом вертикальної заукіски робочих уступів з поділом їх горизонтальною площадкою, ширина якої дорівнює подвоєній горизонтальній проекції уступу з проектним укосом (для верхньої частини борту) або потроєній (для нижньої). Свердловини заукіски бурять верстатами 5 СБШ-200. За рахунок поетапного відпрацювання середній експлуатаційний коефіцієнт розкриву знизився у порівнянні з проектом до 0,65 м<sup>3</sup>/т, поточний річний обсяг виймання порід розкриву знизився до 43 млн т при одночасному збільшенні видобутку руди до 13 млн т з підвищенням її якості на 40%.

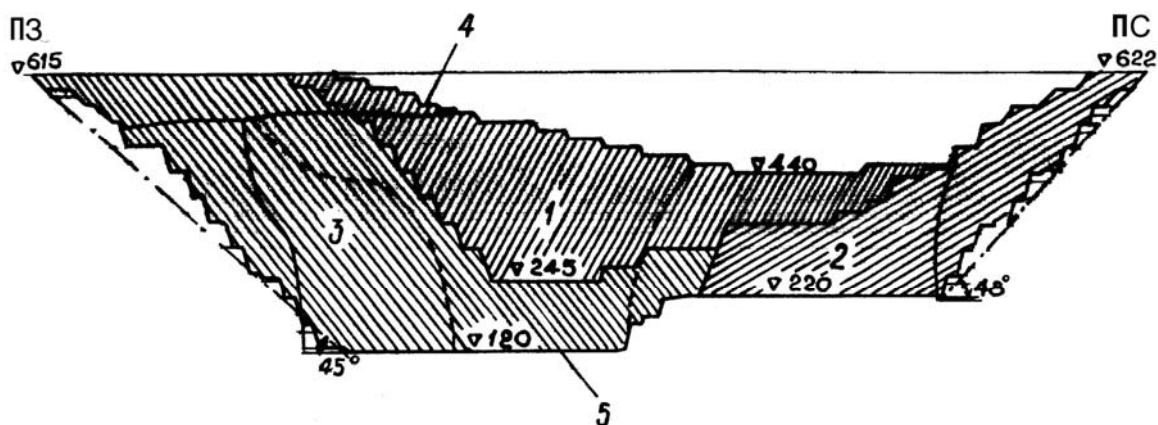


Рис. 13.9. Схема поетапного відпрацювання родовища алмазної трубки "Ювілейна": 1 – 3 – етапи розробки; 4 – положення робочої зони кар'єру на 2002 р.; 5 – кінцевий контур кар'єрного поля

Оскільки експлуатація автосамоскидів в умовах Заполяр'я досить дорога, ведуться дослідження з використання дизельтролейвозів, автопідйомників, пневмо- та конвеєрного транспорту для переміщення гірничої маси у кар'єрах і на поверхні. Проте суворий клімат й агресивні сірководневі води стримують останнім часом зусилля з модернізації кар'єрного транспорту. Тому генеральним напрямом розвитку видобутку алмазів на надглибоких кар'єрах є рішення щодо переведення деяких підприємств на підземне відпрацювання.

### 13.5. Область застосування екскаваторно-транспортних систем на надглибоких кар'єрах

Розробка крутоспадних пластових родовищ на глибину до 500 – 1000 м від земної поверхні характерна можливістю застосування різноманітних видів транспорту як самостійно, так і у сполученнях між собою. Їх техніко-економічні показники залежать не тільки від глибини розробки, але й значною мірою від довжини кар'єрів. Тому вибір раціональної гірничотранспортної системи доцільно проводити не тільки за критерієм мінімального рівня собівартості видобутку корисних копалин, але й за супутніми натуральними показниками, такими як кількість задіяних працівників, металомісткість устаткування, встановлена його потужність, загальні й питомі витрати електроенергії та палива, фондвіддача, продуктивність працюючих і розміри порушених відкритими розробками земель.

Як було встановлено вище, розміри кар'єрних полів впливають на зміну техніко-економічних показників виймально-навантажувального й транспортного устаткування та визначають їх раціональне застосування на базових кар'єрах. З рис. 13.10 видно, що автомобільний транспорт відрізняється значними капітальними, експлуатаційними, матеріальними й трудовими витратами, внаслідок чого його можливо застосовувати самостійно лише у верхній технологічній робочій зоні кар'єрів або у комплексі з іншими видами транспорту на глибину до 100 – 150 м. При розробці кар'єрів 1 і 2 типів на верхні горизонти заводять залізничний транспорт до глибини 100 – 200 м. Нижні уступи відпрацьовують із застосуванням автотранспорту. Експлуатація на цих кар'єрах комбінованого автомобільно-конвеєрного транспорту ефективна на глибині 200 – 250 м і нижче.

На кар'єрах 3 і 4 типів залізничний транспорт із мотор-вагонною тягою доцільно застосовувати у комплексі з автосамоскидами на глибину 250 – 300 м. Більш глибокі горизонти ефективно допрацьовувати з використанням конвеєрних і скіпових підйомників у комплексі з внутрішньокар'єрним автомобільним або залізничним транспортом. На кар'єрах 5 і 6 типів є можливість експлуатувати залізничний транспорт до кінцевої глибини самостійно. Однак сполучення його з конвеєрними або скіповими підйомниками при глибині 350 – 400 м і нижче дозволяє суттєво спростити розвиток залізничних колій у кар'єрі, поліпшити використання усіх виробничих ресурсів у 1,2 – 1,5 рази.

Слід зазначити значну метало- й енергоємність залізничного транспорту, яка у 10 – 12 разів перевищує відповідні показники автомобільно-конвеєрного. За вартісними показниками застосування залізничного транспорту на кар'єрах 3 – 6 типів ефективніше, що дозволяє не тільки раціонально експлуатувати його для переміщення гірничої маси, але й підвищувати ефективність виконання сумісно з ним виймально-навантажувальних, відвальних і рекультиваційних робіт.

Оцінюючи ефективність застосування розглянутих транспортних систем за умов землезбереження, необхідно вказати на можливість вписування залізничних комунікацій у неробочі борти кар'єрів з кутами укосів до 42°, тобто без додаткового розносу їх за умови стійкості. Автомобільний транспорт з ростом вантажності автосамоскидів характеризується формуванням неробочих бортів під менш пологими кутами – від 39°, при експлуатації 40-тонних автомашин і до 34° – при експлуатації 180-тонних.



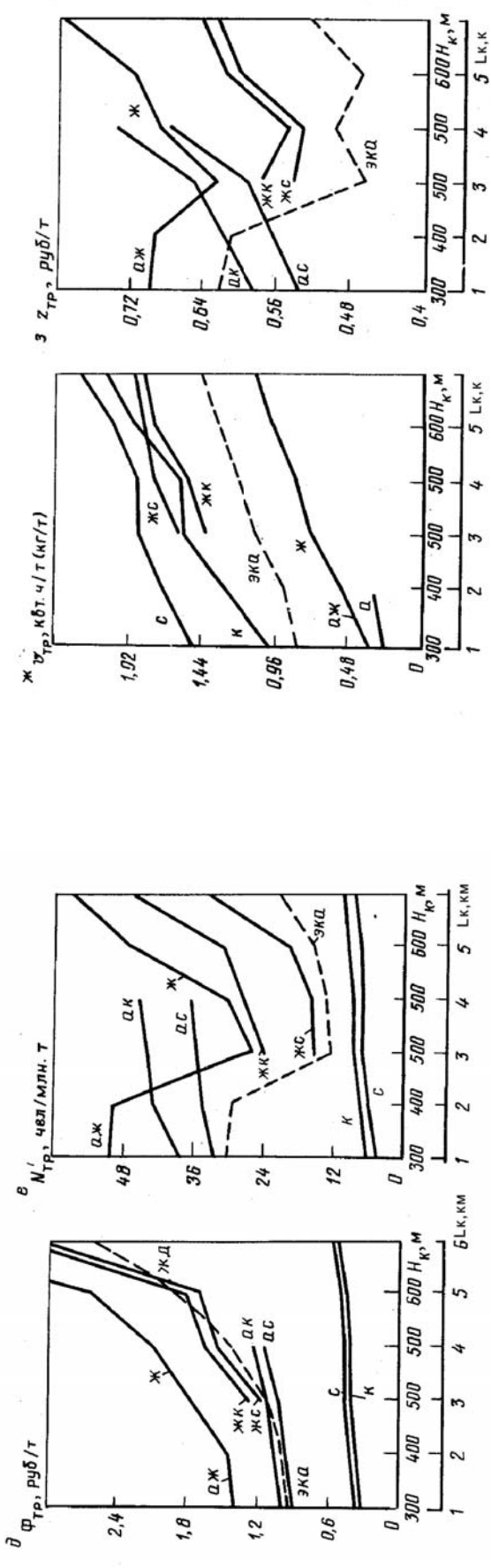
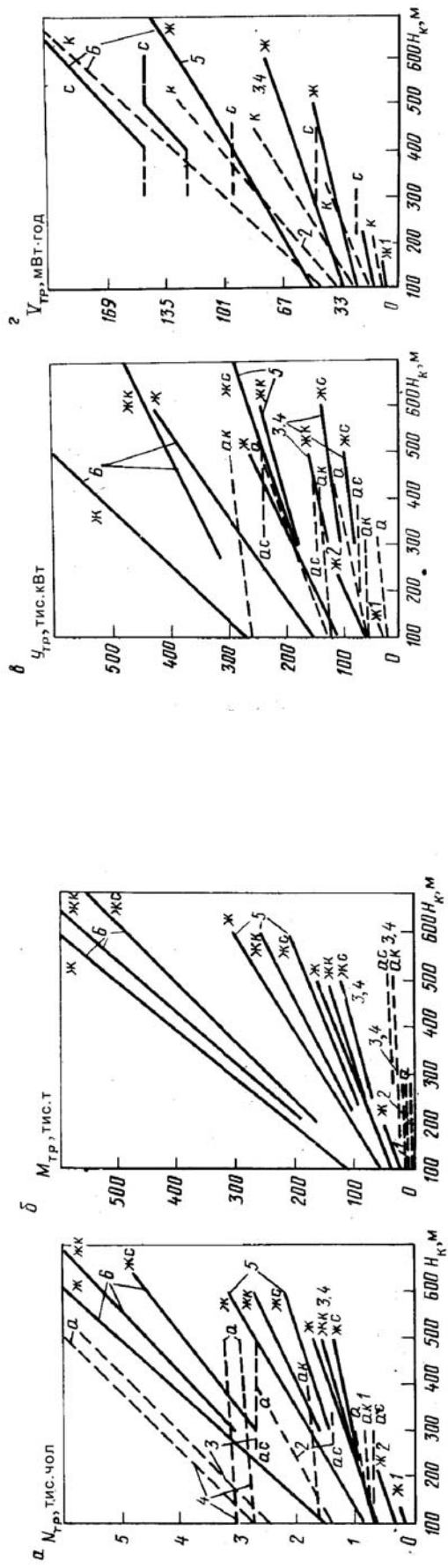


Рис. 13.10. Графіки залежності чисельності трудящих  $N_{tr}$  (а), металомісткості  $M_{tr}$  (б), встановленої потужності  $V_{tr}$  (в), споживання електроенергії  $V_{tr}$  і палива (г), фондоемності  $\Phi_{tr}$  (д), продуктивності трудящих  $N_{tr}$  (е), питомого споживання електроенергії й палива  $V_{tr}$  (ж), витрат на переміщення гірничої маси  $Z_{tr}$  (з) від глибини розробки  $H_k$  для базових кар'єрів довжиною поверхнею  $L_k$

З рис. 13.11 видно, що додатковий рознос неробочих бортів для розміщення автодоріг призводить до збільшення обсягу вантажопотоку на  $\Delta A_n$  (%). Величина  $\Delta A_n$  мінімальна для кар'єрів середньої довжини (3 і 4 типи). Оскільки інтенсивність вантажопотоків у розрахунках техніко-економічних показників екскаваторно-транспортних комплексів приймається з коефіцієнтом нерівномірності не менше 1,2; на кар'єрах 1 і 2 типів, без істотного погіршення вартісних показників, для перевезення гірничої маси доцільно застосовувати автосамоскиди вантажністю до 75 т. У зв'язку з більшими обсягами вантажопотоків на кар'єрах 3 – 6 типів для забезпечення високих техніко-економічних показників варто застосовувати автосамоскиди вантажністю 120 – 180 т. Однак у результаті цього за рахунок виположення борту з автодорогами додатково порушується 30 – 120 га земної поверхні.

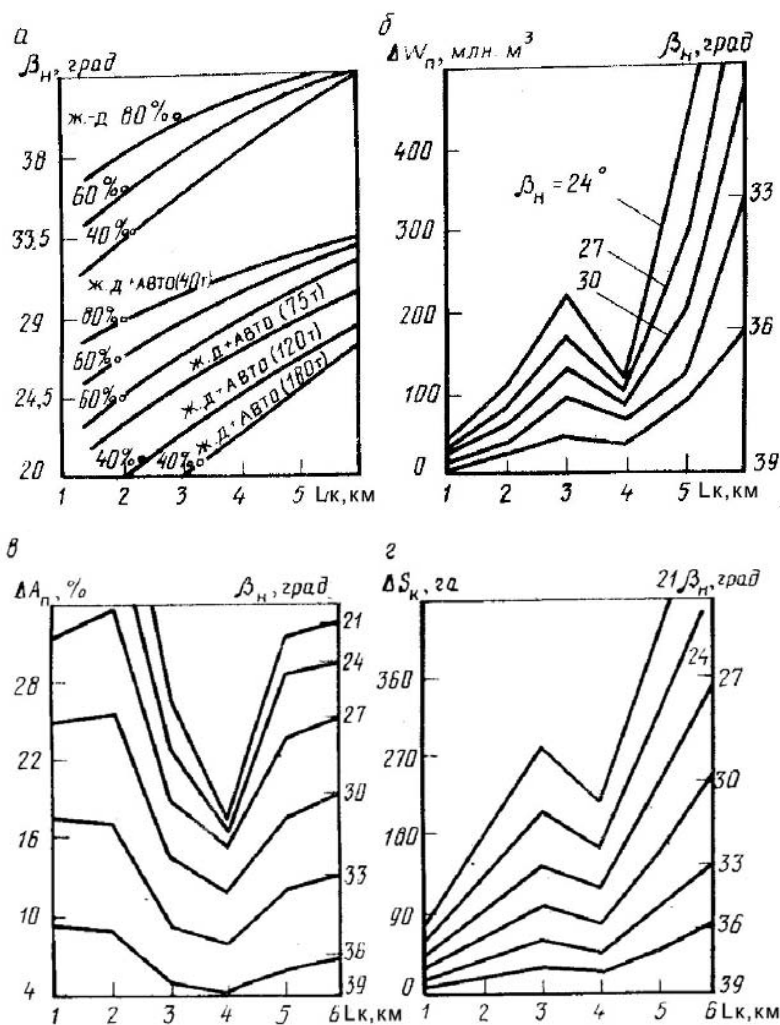


Рис.13.11. Графіки зміни кутів укосу неробочих бортів кар'єру  $\beta_n$  (а), обсягів їх розносу для спорудження транспортних комунікацій  $\Delta W_n$  (б), збільшення обсягів перевезення порід розкриття  $\Delta A_n$  (в) та інтенсивності порушення земель  $\Delta S_k$  (г) для базових кар'єрів довжиною  $L_k$

При комбінованому автомобільно-залізничному транспорті на неробочих бортах розміщують як залізничні колії, так і автодороги. Тому для таких транс-

портних систем кут укосу неробочих бортів може становити 20 – 30.° З метою мінімального порушення земель при таких системах необхідно значні обсяги вантажопотоків планувати для перевезень залізничним транспортом. Автосамоскиди варто застосовувати тільки для переміщення частини обсягів гірничої маси при розкритті й розробці 4 – 6 нижніх горизонтів. Досить високі показники екскаваторно-автомобільних комплексів у цих умовах будуть забезпечені при вантажопідйомності автосамоскидів 40 – 75 т.

Впровадження бункерних перевантажувальних пунктів замість екскаваторних і розосередження їх по периметру неробочих або тимчасово неробочих бортів у нижній частині кар'єру сприятиме зменшенню відстані транспортування автосамоскидів та підвищенню їх продуктивності. Порушення земної поверхні у цьому випадку буде мінімальним.

Комбінований залізнично-конвеєрний або залізнично-скіповий транспорт крім високих техніко-економічних показників характеризується також і найменшою землеємністю. Однак застосування вертикальних скіпових підйомників переважніше за умови можливості видачі на поверхню різнотипових порід. Перевантажувальні пункти у кар'єрі при скіповому підйомі більш прості й займають меншу площу в порівнянні з конвеєрним. Впровадження крутопохилих конвеєрів замість експлуатованих дотепер стрічкових дозволить у майбутньому переглянути ефективність розкриття глибоких горизонтів вертикальними стволами. У цьому випадку проведення похилих стволів по лежачому боці покладу корисної копалини забезпечить надалі не тільки можливість переходу на підземну розробку, але й значне скорочення відстані переміщення гірничої маси з високою продуктивністю.

Заведення залізниць на глибокі горизонти найбільш ефективно для кар'єрів 3 і 4 типів. Збільшення довжини кар'єрних полів (5 і 6 типів) не вимагає обов'язкової постановки неробочих бортів у кінцеве положення по всьому їх периметру. Питомий видобуток кар'єрів 5 і 6 типів у розрахунку на величину порушеної площі нижче, ніж кар'єрів малої й середньої довжини. У цьому зв'язку без істотного зменшення обсягів видобутку корисних копалин кар'єрні поля великої довжини доцільно розробляти поетапно з виділенням кар'єру першої черги. Сформований у процесі розробки вироблений простір можливо використовувати для складування порід розкриття до внутрішніх відвалів. У цих умовах мінімальна відстань доставки гірничої маси й найменша землеємність будуть характерні при експлуатації кар'єрів другої й наступної черг.

### **Питання для самоконтролю**

1. Як обґрунтовується потрібний запас дробленої та готової до виймання гірничої маси в кар'єрі?
2. У чому полягає обґрунтування терміну підготовки горизонту до експлуатації та швидкості посування уступів при поздовжньому переміщенні фронту гірничих робіт?

3. У чому полягає обґрунтування терміну підготовки горизонту до експлуатації та швидкості посування уступів при поперечному переміщенні фронту гірничих робіт?
4. У чому полягає обґрунтування терміну підготовки горизонту до експлуатації та швидкості посування уступів при поперечно-поздовжньому переміщенні фронту гірничих робіт?
5. У чому полягає обґрунтування терміну підготовки горизонту до експлуатації та швидкості посування уступів при кільцевому формуванні фронту гірничих робіт?
6. У чому полягає планування роботи екскаваторно-автомобільних комплексів?
7. Як розраховується довжина екскаваторних блоків при автомобільному транспорті?
8. Як розраховується довжина екскаваторних блоків при залізничному транспорті?
9. Як розраховується потрібна довжина фронту гірничих робіт й продуктивність з добування корисної копалини при автомобільному транспорті?
10. Як розраховується потрібна довжина фронту гірничих робіт й продуктивність з добування корисної копалини при залізничному транспорті?
11. Як визначається довжина автодоріг у кар'єрі?
12. Поясніть особливості розробки нагірних кар'єрів.
13. У чому відмінність розкриття нагірних кар'єрів.
14. Поясніть технологію розкриття нагірних кар'єрів напівтраншеями.
15. Наведіть характеристику показників розробки нагірних родовищ корисних копалин.
16. Як виконується розкриття нагірних родовищ корисних копалин.
17. Поясніть особливості розробки трубоподібних покладів.
18. Наведіть способи розкриття й відпрацювання трубоподібних покладів.
19. Поясніть конструкції неробочих бортів алмазодобувних кар'єрів.
20. У чому особливість поетапної розробки родовищ алмазів?
21. Поясніть параметри неробочих бортів алмазодобувних кар'єрів.
22. Наведіть область доцільного використання автомобільного транспорту на типових кар'єрах.
23. Наведіть область доцільного використання залізничного транспорту на типових кар'єрах.
24. Наведіть область доцільного використання комбінованого автомобільно-залізничного транспорту на типових кар'єрах.
25. Наведіть область доцільного використання комбінованого автомобільно-конвеєрного транспорту на типових кар'єрах.

## **ЧАСТИНА IV. ЗАГЛИБЛЮВАЛЬНО-СУЦІЛЬНІ ЕКСКАВАТОРНО-ТРАНСПОРТНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН**

### **14. Особливості формування заглиблювально-суцільних екскаваторно-транспортних систем**

#### **14.1. Методика розрахунку ефективності розробки родовищ зі складуванням відходів у виробленому просторі надглибоких кар'єрів**

Практика ведення відкритих робіт з видобутку різноманітних корисних копалин характеризується, у першу чергу, значними втратами земельних ресурсів, які обумовлені не тільки формуванням виробленого простору кар'єрів у надрах Землі, але й спорудженням зовнішніх відвалів і хвостосховищ для розміщення відходів гірничого виробництва – відповідно порід розкриття й хвостів (шламів) збагачення. У зв'язку з невеликою висотою відвалів і хвостосховищ площа для їх розташування значно перевищує площу кар'єрних полів. Крім того, переміщення відходів виробництва до зовнішніх відвалів і хвостосховищ потребує підвищених витрат енергетичних, матеріальних, трудових і грошових ресурсів. У процесі експлуатації цих об'єктів спостерігається додаткове забруднення навколишнього середовища викидами пилу, газів і високомінералізованими підземними водами.

Розробка пологих і похилих родовищ досить малої й малої потужності дає можливість розміщувати майже всі відходи гірничого виробництва у виробленому просторі кар'єрів навіть при потужності порід розкриття до 70 – 90 м. При цьому пласт корисної копалини відпрацьовують одним уступом висотою до 20 м. Ширина добувної робочої площадки становить 40 – 80 м і дозволяє укласти породи розкриття до внутрішнього відвалу безпосередньо розкритими мехлопатами, драглайнами й відвалоутворювачами з великими лінійними параметрами або ж застосовувати для цього додаткову систему вибійних, торцевих і відвальних стрічкових конвеєрів, а також рухомого складу автотранспорту.

Такі ж родовища середньої потужності розробляють, як правило, двома-трьома уступами загальною висотою до 60 м. В основному такі поклади представлені вугільними й нерудними міцними корисними копалинами, які перед вийманням потребують попереднього руйнування буропідривними роботами. У цьому випадку сумарна ширина робочих площадок досить велика. На нерудних кар'єрах України й країн СНД з такими параметрами у більшості випадків відходи виробництва розміщують у зовнішніх сховищах. У закордонній практиці відомі гірничотранспортні системи з відпрацюванням родовищ середньої потужності відразу одним уступом висотою до 50 – 70 м. Після проведення буропідривних робіт висота розвалу подрібнених порід становить 15 – 20 м, що дозволяє для їх виймання безпечно застосовувати кар'єрні одноківшові екскаватори у комплексі з різноманітними видами транспорту. Однак при цьому значна ширина робочої площадки також передбачає складування порід розкриття до зовнішніх відвалів.

Розробка глибоких і надглибоких кар'єрів до останнього часу супроводжується переважно складуванням порід розкриву до зовнішніх відвалів. Поряд з експлуатацією зовнішніх хвостосховищ це призводить до суттєво порушення земної поверхні й значного збільшення транспортних витрат на переміщення відходів виробництва. Потенційно придатні для повторного використання різнотипові породи розкриву валовим способом складуються до відвалів, де вони переміщуються між собою й безповоротно губляться. Рекультивация високих зовнішніх відвалів можлива лише у лісогосподарському напрямку, що не відповідає бонітету земель до порушення.

У зв'язку з цим для умов крутоспадних родовищ розроблена **концепція ефективного освоєння різнотипових корисних копалин** [15], що базується на реалізації земле- і енергозберігаючої маловідходної технології з поетапною розробкою гірських порід крутими виймальними шарами відразу на всю глибину кар'єру. Вона характеризується добуванням з відходів гірничого виробництва попутних корисних копалин, які складують за різновидами у виробленому просторі й утворюють з них техногенні родовища. Непридатні для виробництва відходи розміщують на дні відпрацьованих ділянок у кар'єрах, а також використовують для будівництва хвостосховищ, відновлення родючості прилеглих до кар'єрів малопродуктивних і порушених гірничими розробками земель. Економічна ефективність такої технології полягає в суттєвому зниженні відстані переміщення порід розкриву, запобіганні від порушення значних земельних площ, а також відновленні їх родючості шляхом землювання.

Як було відзначено вище, параметри робочої зони впливають на інтенсивність ведення добувних і розкривних робіт, визначають умови застосування різних видів кар'єрного транспорту й ефективність його експлуатації. Темп поглиблення геометрично пов'язаний зі швидкістю переміщення уступів з урахуванням кутів нахилу укосів робочих бортів при переміщенні їх у поздовжньому напрямку, а також у бік меж кар'єрного поля зі сторони лежачого й висячого боків покладу. Інтенсивність їх переміщення обумовлює величину поточної землемісткості кар'єру.

Слід зазначити, що ефективність роботи надглибоких кар'єрів залежить не тільки від геологічних умов залягання покладів корисних копалин, але й, у більшій мірі, від гірничотехнічних параметрів їх розробки. Так, формуючи тимчасово неробочі борти замість постановки їх відразу у кінцеве положення, шляхом привантаження породами розкриву можливо збільшити результуючі кути укосів на 3 – 5° і більше. У цьому випадку значення коефіцієнта запасу стійкості може бути прийнятим 1,1 – 1,2 для умов короткочасного стояння борту, замість 1,3 – 1,5 – для тривалого, протягом усього періоду експлуатації за діючими Правилами. У результаті цього загальний обсяг порід розкриву в контурах кар'єрного поля буде зменшений на 15 – 20%. Технологічно збільшення кутів укосів робочих бортів найбільш просто здійснювати при формуванні робочої зони крутопохилими шарами з концентрацією гірничих робіт на кожному з них у групі уступів, орієнтувати добувний фронт уздовж простягання рудних покладів або діагонально їх переміщувати. При такій організації робіт поточний обсяг виймання порід розкриву буде мінімальним.

Крім того, центр ваги порід розкриву крутоспадних родовищ знаходиться у верхній частині (1/3 висоти) кар'єрного поля. М'які породи покривають корінні потужністю 20 – 60 м і за своїми фізико-механічними характеристиками вимагають більш простої технології при розробці. Породи розкриву вивозять із кар'єрів переважно автомобільним або залізничним транспортом, а також їх сполученням між собою. У зв'язку з цим основним критерієм для встановлення доцільності внутрішньокар'єрного складування вміщуючих порід є мінімальна собівартість виконання гірничотранспортних робіт  $C_{zmp}$  (грн/т), тобто

$$C_{zmp} = V_o (\gamma_o l_o C_{m.o} + C_o) + V_z (\gamma_z l_z C_{m.z} + C_z) + P_n (\gamma_n l_n C_{m.n} + C_n) + P_x (\gamma_x l_x C_{m.x} + C_x) + P_k (\gamma_k l_k C_{m.k} + C_k) + P_{xk} (\gamma_{xk} l_{xk} C_{m.xk} + C_{xk}) + S_3 C_3 (1 - K_{e.3}) \rightarrow \min, \quad (14.1)$$

де  $V_o, V_z, P_n, P_x$  – відповідно поточні обсяги порід розкриву, що транспортують до відвалів й для виконання будівництва хвостосховищ, а також корисної копалини й вихід з неї хвостів збагачення,  $m^3$ ;  $\gamma_o, \gamma_z, \gamma_n, \gamma_x$  – щільність порід розкриву, що направляють до відвалів й для виконання будівельних робіт, а також корисної копалини й хвостів збагачення,  $t/m^3$ ;  $l_o, l_z, l_n, l_x$  – відстань транспортування порід розкриву до відвалів й для виконання будівельних робіт, корисної копалини й хвостів, км;  $C_{m.o}, C_{m.z}, C_{m.n}, C_{m.x}$  – витрати на транспортування порід розкриву до відвалів і для виконання будівельних робіт, корисної копалини й хвостів збагачення, грн/ткм;  $C_o, C_z, C_n, C_x$  – витрати на виймання й складування порід розкриву до відвалів та в екрани хвостосховищ, видобуток руди й додаткове збагачення зі складуванням хвостів, грн/ $m^3$ ;  $P_k$  – обсяг додатково збагаченого концентрату,  $m^3$ ;  $P_k = P_n \beta$ ;  $\beta$  – вихід додатково збагаченого концентрату, частки од;  $\gamma_o, l_k, C_{m.k}, C_k$  – відповідно щільність,  $t/m^3$ ; відстань транспортування, км; витрати на транспортування, грн/ткм і виробництво додатково збагаченого концентрату, грн/ $m^3$ ;  $P_{xk}$  – обсяг хвостів при виробництві товарної продукції,  $m^3$ ;  $P_{xk} = P_k (1 - \beta)$ ;  $\gamma_{xk}, l_{xk}, C_{m.xk}, C_{xk}$  – відповідно щільність додаткової товарної продукції з хвостів,  $t/m^3$ ; відстань їх транспортування, км; витрати на переміщення, грн/ткм; виробництво й складування, грн/ $m^3$ ;  $S_3$  – площі земель, що порушуються гірничо-збагачувальним виробництвом, га

$$S_3 = P_n \alpha_n + 10^{-4} \sum l_{mp} v_{mp} + P_x \rho_x, \quad (14.2)$$

$\alpha_n, \rho_x$  – питома землемісткість при веденні добувних робіт і складуванні хвостів, га/ $m^3$ ;  $l_{mp}, v_{mp}$  – довжина й ширина транспортних комунікацій, м;  $C_3$  – витрати на компенсацію порушених земель, грн/га;  $K_{e.3}$  – коефіцієнт ефективності використання земельних ресурсів

$$K_{e.3} = \frac{S_3 - \sum_1^T (S_n - S_g)}{S}, \quad (14.3)$$

$S_n, S_g$  – площі порушених і відновлених земель, га;  $T$  – тривалість етапів відпрацювання кар'єрних полів і хвостосховищ, роки.

Оскільки витрати на освоєння глибоких родовищ визначають в основному обсягами гірничотранспортних робіт і трудомісткістю їх ведення, систематизація різнотипових кар'єрних полів виконана за умовами залягання експлуатованих покладів і труднощів їх розробки. Порядок визначення витрат сільсь-

кого- та лісогосподарського виробництва, які підлягають відшкодуванню, розраховують на основі нормативів Земельного Кодексу України за формулою

$$B_{\delta} P_{\delta} = P_{\delta} \cdot H_{\delta} \cdot K_{int}, \quad (14.4)$$

де  $B_{\delta}$  – бал бонітету ділянки сільськогосподарських угідь, які вилучаються;  $P_{\delta}$  – розмір витрат сільськогосподарського виробництва, тис.грн;  $P_{\delta}$  – площа ділянки сільськогосподарських угідь, га;  $H_{\delta}$  – норматив витрат сільськогосподарського виробництва, тис. грн;  $K_{int}$  – коефіцієнт інтенсивності використання сільськогосподарських угідь.

Витрати лісогосподарського виробництва, заподіяні вилученням лісових угідь (покрытих лісовою рослинністю земель, незамкнених лісових культур, лісових розсадників, плантацій, рідколісся, пожарищ, насаджень, що загинули, зрубів, галявин, лісових стежинок, просік, протипожежних розривів тощо) для використання їх з метою, не пов'язаною з веденням лісового господарства, визначаються на основі нормативів за формулою

$$P_{\delta} = P_{\delta} \cdot H_{\delta} \cdot K_{л}, \quad (14.5)$$

де  $P_{\delta}$  – розмір витрат лісогосподарського виробництва, тис.грн;  $P_{\delta}$  – площа ділянки лісогосподарських угідь, які вилучаються, га;  $H_{\delta}$  – норматив витрат лісогосподарського виробництва, тис. грн;  $K_{л}$  – коефіцієнт продуктивності лісових угідь за типами лісорослинних умов.

Втрати сільсько- та лісогосподарського виробництва  $P_{\delta}$  (тис.грн), заподіяні обмеженням прав власників землі або погіршенням якості земель, обумовлені впливом діяльності гірничих підприємств, визначають за формулою

$$P_{\delta} = (1 - K) H_{\delta,n} \cdot P_{\delta,z}, \quad (14.6)$$

де  $K$  – коефіцієнт зниження продуктивності угідь;  $H_{\delta,n}$  – середній розмір витрат у розрахунку порушення 1 га земель, тис.грн;  $P_{\delta,z}$  – площа земельної ділянки, га.

У разі повернення сільськогосподарських і лісових угідь, переданих у тимчасове користування, розмір витрат виробництва визначають у вигляді різниці між ними. Якщо ж сільськогосподарські й лісові угіддя передають на умовах освоєння нових земель або погіршених існуючих угідь, відшкодування витрат сільськогосподарського виробництва ведеться з урахуванням засобів на проведення цих робіт.

## 14.2. Закономірності розвитку робочої зони кар'єру першої черги

Екологічно орієнтовані технології відкритої розробки крутоспадних родовищ допускають цілоспрямоване формування первинного виробленого простору в кар'єрі першої черги (КПЧ) шляхом поступового розвитку зони поглиблення в одному з торців кар'єрного поля. При достатніх розмірах виробленого простору в ньому можливо організувати складування порід розкриття певного обсягу. При допустимому темпі поглиблення для кар'єрного транспорту продуктивність з видобутку руди забезпечується поперечним розкриттям і поздовжнім посуванням фронту гірничих робіт з шириною робочих площадок на кожному уступі 50 – 60 м. Підтримку й нарощування виробничої потужності кар'є-



ру можливо організувати при виділенні зони посування з прискореним відпрацюванням вибоїв у верхній частині робочої зони уздовж простягання родовища корисної копалини.

Зона поглиблення формується з відбудуванням робочого борту за простяганням рудних покладів під кутом  $\alpha_p$ . Його величина визначається залежно від ширини робочих площадок і розраховується для  $40$  і  $15^\circ$  відповідно. При цьому розрахункові формули В.В. Ржевського для визначення обсягів кар'єру першої черги корегують у вигляді

$$S_{d.1} = m_z v_p;$$

$$S_{n.1} = [m_z + H_m (\operatorname{ctg} \beta_n + \operatorname{ctg} \beta_e)] [v_{p.m} + H_m (\operatorname{ctg} \delta_m + \operatorname{ctg} \alpha_p)] K_\phi, \quad (14.7)$$

$S_{d.1}, S_{n.1}$  – площа кар'єру першої черги по дну й поверхні,  $\text{м}^2$ ;  $v_{p.m}$  – ширина розрізної траншеї,  $\text{м}$ ;  $H_m$  – поточна глибина розробки,  $\text{м}$ ;  $\beta_n$  і  $\beta_e$  – кути нахилу фронтальних бортів кар'єру з лежачого й висячого боків покладу, градус;  $\delta_m, \alpha_p$  – кути нахилу неробочого й робочого торців кар'єру, градус.

Для зменшення поточних обсягів виймання пустих порід формування робочої зони по породах розкриву варто здійснювати під можливо більшим кутом укусу. Виходячи з принципів положень поділу кар'єрного поля на виймальні крутопохилі шари (див. розд. 12.9), слід зазначити, що за час поглиблення розкривної технологічної зони між рівнями поверхні масиву корінних порід і верхнім горизонтом добувної зони в кар'єрі відпрацьовується один шар вміщуючих порід. З метою інтенсифікації гірничих робіт у одночасній розробці варто експлуатувати 3 – 4 таких шари. При цьому весь борт кар'єру в напрямку від висячого боку рудної зони поділяються на тимчасово неробочі ділянки й робочі площадки між ними (див. рис. 12.14). На відпрацьованій ділянці неробочого борту формують транспортні комунікації, які діють протягом відпрацювання всього кар'єрного поля.

Як видно з рис. 14.1, обсяг зони поглиблення суттєво зростає при зниженні гірничих робіт. При цьому зі збільшенням потужності рудного тіла зростає й обсяг виробленого простору, зменшується середній коефіцієнт розкриву. Так, при збільшенні  $m_z$  з 300 – 370 до 875 м при глибині кар'єру 500 м, обсяг КПО зростає на 44,5%, а при потужності 1300 м – на 71,1%. Зі збільшенням глибини розробки до 600 м характерне загальне зростання обсягу КПЧ для кар'єрів 6-го типу в порівнянні з 5-м типом на 65,5%, досягаючи абсолютного значення відповідно 1220 і 2450 млн  $\text{м}^3$  при глибині 800 м. Значення результуючої величини кутів нахилу фронтальних неробочих бортів також впливає на обсяг зони поглиблення і, як наслідок, на значення контурного коефіцієнта розкриву  $K_\phi$  (рис. 14.2). Загальна ж тенденція зростання обсягів виймання порід розкриву при зниженні гірничих робіт зі 100 до 500 м характерна збільшенням  $K_\phi$  в 3,5 рази. Зростання же кута нахилу бортів кар'єрного поля з  $36$  до  $40 - 42^\circ$  призводить до зменшення значення контурного коефіцієнта розкриву від 5,4 – 10,8%, при глибині кар'єру 100 м, до 13 – 25 % – при глибині 500 м.

Мінімальне значення обсягу зони кар'єру першої черги відповідає умові відбудування робочого борту під кутом  $40 - 42^\circ$  – тобто в гранично допустимому положенні. Однак поновлення ведення гірничих робіт для подальшого відпрацювання родовища у цьому випадку проблематично.

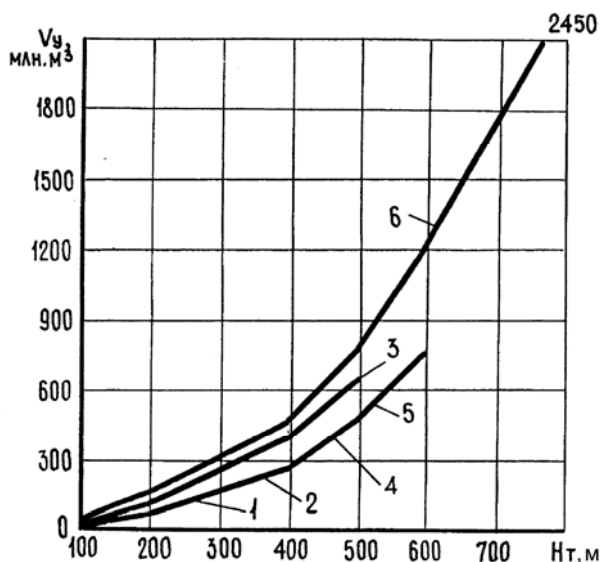


Рис.14.1. Графіки залежності обсягів зони поглиблення  $V_y$  від глибини розробки  $H_m$  для типових кар'єрів 1 – 6

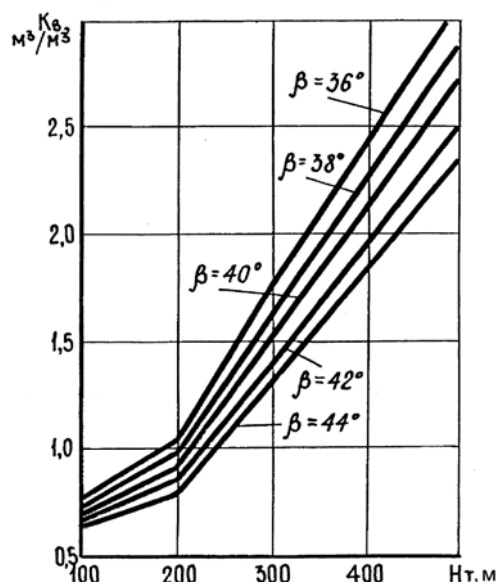


Рис.14.2. Графіки залежності контурного коефіцієнта розкриття  $K_e$  від глибини кар'єру  $H_m$  й кутів нахилу неробочих бортів  $\beta$

Формування робочої зони кар'єру крутопохилими шарами рекомендується тільки для порід розкриття (див. рис. 12.14), що різко знижує поточний обсяг їх розробки. Сприятливий же розвиток добувних робіт характеризується наявністю робочих площадок шириною не менш 50 м на кожному уступі. При цьому діагональному посуванню фронту гірничих робіт відповідає кут укосу робочого борту  $\alpha_p = 19^\circ$ . У порівнянні з паралельним переміщенням робочих площадок по всіх уступах і кутом нахилу робочого борту  $\alpha_p = 12^\circ$  діагональний фронт із  $\alpha_p = 19^\circ$  призводить до зменшення обсягу зони поглиблення на 15 – 20% для всіх кар'єрів у розглянутому діапазоні. Мінімальне його значення на рівні 45 – 34% від загального обсягу кар'єрного поля відповідає кар'єрам 3 – 6 типів. Кар'єри 1-го типу у відпрацьованому виді аналогічні розрахунковому обсягу КПЧ й не можуть служити місцем для складування порід розкриття поточної розробки. Для кар'єрів 2-го типу, де співвідношення обсягу КПЧ до обсягу кар'єрного поля перевищує 75%, частина внутрішнього відвалування також незначна й може практикуватися лише на заключному етапі відпрацювання кар'єру.

З виконаного аналізу видно, що питома вага обсягу порід розкриття в контурах КПЧ різко знижується при збільшенні довжини кар'єрного поля. Так, для кар'єрів 1-го типу він становить 73,6 % від усього обсягу порід розкриття, для кар'єрів 2-го типу – 43,7 %, а для 5 і 6-го типів – 18 – 19,6 % відповідно (рис. 14.3).

Установлено, що зміна всіх параметрів зони поглиблення при формуванні КПЧ, наведених на рис. 14.1 – 14.3 підкорюється параболічній залежності й має вигляд:

– обсяг кар'єру першої черги,  $\text{м}^3$

$$V_y = 148 - 1,08H_m + 3,45 \cdot 10^{-3} H_m^2 \quad (\text{див. рис. 14.1}); S^2 = 44,5; \quad (14.8)$$

– контурний коефіцієнт розкриття,  $\text{м}^3/\text{м}^3$

$$K_e = 0,307 + 2,9 \cdot 10^{-3} H_m + 3,2 \cdot 10^{-5} H_m^2, \quad (\text{див. рис. 14.2}); S^2 = 0,13; \quad (14.9)$$

– питома вага обсягу КПЧ у контурах кар'єру, %;

$$\frac{V_y}{V_n} = 218 - 5,7\alpha_p + 4,14 \cdot 10^{-3} \alpha_p^2; S^2 = 6,1; \quad (14.10)$$

– обсяг порід розкриву в зоні КПЧ, м<sup>3</sup>

$$W_y = 79 - 25,6\alpha_p + 21,3 \alpha_p^2; S^2 = 36,6 \quad (14.11)$$

– питома вага обсягу в КПЧ залежно від довжини кар'єру, % (див. рис. 14.3)

$$W_{e,y} = 75 - 19,8 \cdot 10^{-2} L_k + 16,7 \cdot 10^{-5} L_k^2; S^2 = 3,54. \quad (14.12)$$

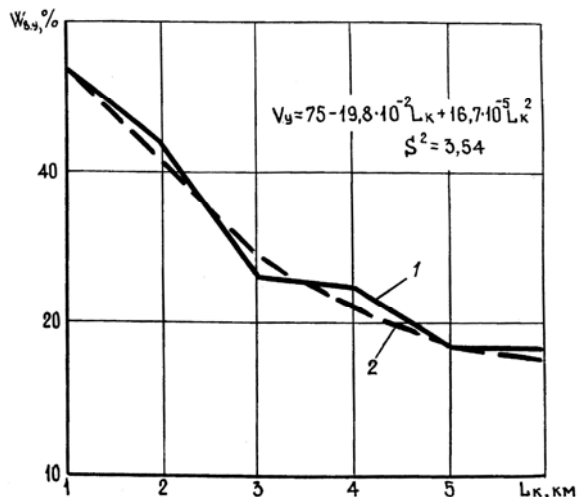


Рис. 14.3. Графіки зміни обсягів порід розкриву кар'єра першої черги  $W_{e,y}$  від довжини типових кар'єрів  $L_k$ : 1,2 – розрахункова й теоретична залежність зміни обсягів порід

На підставі наведених показників можна стверджувати, що основними об'єктами для складування поточних обсягів порід розкриву в зоні поглиблення можуть бути кар'єри 3 – 6-го типів. Кар'єри 1 і 2-го типів можуть бути засипані відходами гірничого виробництва лише після повного відпрацювання.

### 14.3. Параметри зони поглиблення при експлуатації надглибоких кар'єрів

Тривалий досвід експлуатації залізрудних кар'єрів у Кривбасі показує на доцільність можливості їх почергової розробки один за одним з використанням виробленого простору раніше відпрацьованого для складування порід розкриву з діючого. Відносно близьке розташування кар'єрних полів і розвинена мережа залізничних комунікацій дозволила б при цьому досягти високої економічності відкритої розробки за рахунок виключення порушення земель зовнішніми відвалами. Повне засипання відпрацьованих кар'єрів і утворення на їх поверхні ґрунтового профілю на рівні непорушених земель дали б можливість відновити родючість значної території, що тепер представлена поверхнею, порушеною глибокими виїмками, високими відвалами й поширеними хвостосховищами. У той же час отриманий досвід можливо плідно використовувати при розробці перспективних родовищ, з яких, у першу чергу, варто орієнтуватися на синклінальні з виходом покладів безпосередньо під наноси невеликої потужності, однотипні зі Скелеватським магнетитовим, Інгулецьким, Петровським, Артемівським, Зеленоріченським та іншими. Такі родовища характеризуються кутом занурення шарніра складки у надра Землі в межах 15 – 20°.

Інтенсивне формування виробленого простору для забезпечення мінімального поточного виймання порід розкриву досягається при поперечній підготовці робочих горизонтів і першочерговому відпрацюванню шарніра з переміщенням передових уступів по крилах синклінальної складки у напрямку до протилежного торця кар'єру (рис. 14.4). Основним критерієм визначення параметрів розробки є забезпечення можливості повного складування порід розкриву у виробленому просторі й підготовка його до сільськогосподарської рекультивації. Вироблений простір у торці кар'єру можна використовувати для розміщення верхньої площадки постійного відвалу на рівні земної поверхні або вище неї на 60 – 100 м.

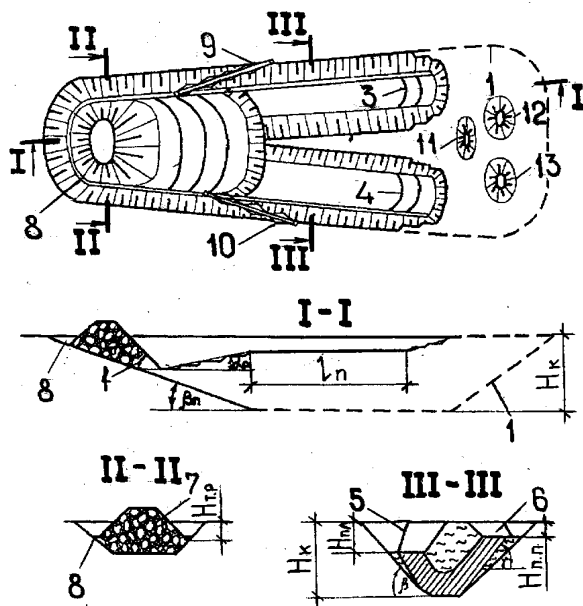


Рис. 14.4 Схема до розрахунку параметрів відпрацювання синклінальних залізорудних родовищ з внутрішнім відвалуванням: 1 – контури кар'єрного поля; 2 – робочі уступи в зоні поглиблення; 3 – 4 – робочі уступи в зоні посування по лівому й правому крилах; 5, 6 – контури тимчасового відвалу в зоні посування по лівому й правому крилах; 7 – постійний внутрішній відвал у зоні поглиблення; 8 – залишкові траншеї для кар'єрного транспорту; 9, 10 – конвеєрні підйомачі по лівому й правому крилах; 11 – 13 – тимчасові відвали чорнозему, м'яких і скальних порід розкриву

Встановлено, що при збільшенні глибини кар'єру в зоні поглиблення до 100 м вироблений простір з похилою підшоною в торці кар'єру не в змозі вмістити весь обсяг порід розкриву навіть при спорудженні поверхневого відвалу висотою 60 м. При зануренні шарніра під кутом  $15^\circ$  подальше зниження дна кар'єру на глибину понад 150 м дає можливість повністю розміщувати породи розкриву у виробленому просторі. Для  $\delta = 20 - 30^\circ$  такої можливості немає (табл. 14.1), що викликає необхідність тимчасового розміщення частини порід розкриву, в основному м'якої, у межах непорушеної площі кар'єрного поля. Обсяги цих порід становлять 10 – 36 млн  $\text{м}^3$  і надалі будуть переєксплуатовані до виробленого простору при гірничотехнічній рекультивації порушеної поверхні.

При куті занурення шарніра  $20^\circ$  для усього діапазону розглянутих потужностей розроблюваної свити покладів вироблений простір у кінцевих контурах зони поглиблення здатний вмістити породи розкриву повністю. При куті занурення шарніра  $30^\circ$  породи розкриву в обсязі 52 – 58 млн  $\text{м}^3$  варто тимчасово розміщувати на проміжному горизонті в зоні руху. Оскільки подальший розвиток гірничих робіт при досягненні кінцевої глибини характеризується посуванням тільки у горизонтальному напрямку, довжина площадки тимчасового відвалування в зоні посування  $\ell_n$  (м) визначається за умовами економічного розміщення поточного обсягу порід розкриву в постійному відвалі з урахуванням

переекскавації туди ж раніше закладованих порід розкрити. Приймаючи вихідні дані для розрахунку з табл. 14.1, можна стверджувати, що зі збільшенням  $H_n$  залишок порід розкрити в зоні посування, починаючи з глибини 100 м, зменшується на 20 – 25% у розрахунку на кожні наступні 50 м. Довжина проміжного горизонту для тимчасового складування цього обсягу перебуває у межах 830 м по кожному крилу розроблюваного родовища. У разі однобічного розвитку кар'єру довжина тимчасового відвалу складе не менш 1660 м.

Таблиця 14.1

Параметри розробки залізорудних родовищ з внутрішнім відвалуванням порід розкрити

Найменування	Показник					
	1	3	6	2	4	5
Тип кар'єрного поля						
Умови залягання родовищ	синклінальні			крутоспадні		
Річна продуктивність з видобутку руди, млн. м <sup>3</sup>	2,6	6,8	12,4	4,0	6,0	9,0
Горизонтальна потужність рудної зони, м	370	875	1300	200	300	800
Темп поглиблення гірничих робіт, м/рік	11,0	7,7	5,8	14,9	16,7	17,6
Довжина зони поглиблення при $\alpha_p = 19^\circ$ , $v_{mp} = 40$ м:						
$\delta = 15^\circ$	3040	3040	3040	–	–	–
$\delta = 20^\circ$	2540	2540	2540	–	–	–
$\delta = 30^\circ$	2040	2040	2040	–	–	–
при $\beta = 40^\circ$ , $v_{mp} = 40$ м:						
$\alpha_p = 19^\circ$	–	–	–	2100	2100	2100
$\alpha_p = 30^\circ$	–	–	–	1500	1500	1500
Обсяг порід розкрити в зоні поглиблення, млн.м <sup>3</sup> :						
$\delta = 15^\circ$	180,6	226,0	271,0	–	–	–
$\delta = 20^\circ$	150,5	188,3	225,8	–	–	–
$\delta = 30^\circ$	119,8	149,8	179,7	–	–	–
$\alpha_p = 19^\circ$	–	–	–	323,3	300,7	219,7
$\alpha_p = 30^\circ$	–	–	–	225,9	215,5	163,7
Місткість внутрішнього відвалу в зоні поглиблення, млн.м <sup>3</sup> :						
$\delta = 15^\circ$	202,2	287,1	369,7	–	–	–
$\delta = 20^\circ$	129,8	181,7	283,6	–	–	–
$\delta = 30^\circ$	67,4	94,4	121,6	–	–	–
$\beta = 40^\circ$	–	–	–	421,8	448,4	613,5
Необхідна місткість внутрішнього відвалу при розвитку зони посування, млн м <sup>3</sup>	–	–	–	618,1	562,8	417,2

На відміну від синклінальних родовищ розробка крутоспадних характеризується меншою виробничою потужністю й більшим середнім коефіцієнтом розкриву. Такі кар'єри, як № 3 АМКР, № 1 ЦГЗК, Ганнівський ПівнГЗК, ПГЗК та інші, мають значно гірші техніко-економічні показники. Торці їх відбудовують із кутами укосів не менше 30 – 36°. У цих умовах для відсіпання внутрішнього відвалу на проміжному горизонті у зоні посування потрібне повне виймання порід розкриву по лежачому боку покладу з формуванням неробочого борту кар'єру на необхідну довжину (рис. 14.5).

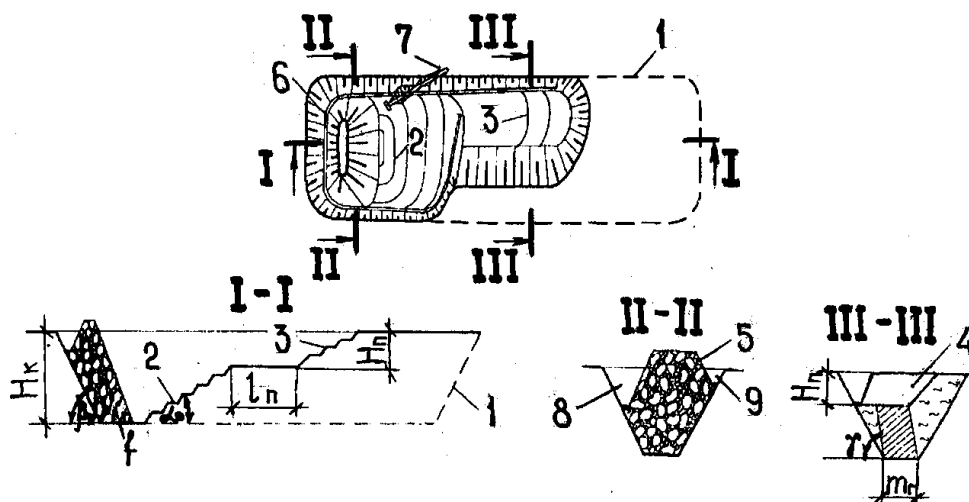


Рис. 14.5. Схема до розрахунку параметрів відпрацювання плитоподібних крутоспадних родовищ з внутрішнім відвалуванням порід розкриву: 1 – контури кар'єрного поля; 2, 3 – робочі уступи в зонах поглиблення й посування; 4, 5 – контури розміщення внутрішніх відвалів у зонах поглиблення й посування; 6 – залізничні колії; 7 – конвеєрний підйомач; 8, 9 – залишкові траншеї для транспортних комунікацій

Приймальна місткість виробленого простору в зоні поглиблення  $W_{в.н}$  (м<sup>3</sup>) визначається за формулою

$$W_{в.н} = \frac{0,3H_n \epsilon_{mp}}{K_{p.o}} [2m_2 + 3H_k \text{ctg}\beta - 1,5(H_{н.л} + H_{н.в}) \cdot (\text{ctg}\beta + \text{ctg}\varphi) - 4\epsilon_{o.mp} - h_o \text{ctg}\varphi] \quad (14.13)$$

де  $H_{н.л}$ ,  $H_{н.в}$  – глибина залишкової траншеї зі сторони лежачого й висячого боків рудного покладу, м;  $\epsilon_{mp}$  – ширина дна залишкової траншеї, м;  $h_o$  – висота внутрішнього відвалу над рівнем земної поверхні, м.

Обсяг порід розкриву в зоні поглиблення  $W_{p.н}$  (м<sup>3</sup>) дорівнює

$$W_{p.н} = 0,34H_k (B_k L_n + m_2 \epsilon_{mp} + \sqrt{m_2 \epsilon_{mp} B L_n} - 0,5m_2 (L_n + \epsilon_{mp})(H_k - H_n)), \quad (14.14)$$

де  $B_k$  – ширина кар'єрного поля поверхню, м;  $L_n$  – довжина зони поглиблення по поверхню, м;  $L_n = \epsilon_{mp} + H_k (\text{ctg}\beta + \text{ctg}\alpha_p)$ ;  $H_n$  – потужність наносів, м.

Приймальна місткість виробленого простору на горизонті тимчасового відвалування в зоні посування  $W_{o.н}$  (м<sup>3</sup>) розраховується за формулою

$$W_{o.н} = 0,3H_n \ell_n [m_2 + (H_k - H_n)(\text{ctg}\beta - \text{ctg}\gamma) + 0,5 H_n (\text{ctg}\beta + \text{ctg}\alpha_{p.k})]. \quad (14.15)$$

Довжина горизонту тимчасового внутрішнього відвалування в зоні посування визначається за умови розміщення поточного обсягу порід розкриву із зони посування, а у відпрацьованому торці зони поглиблення – з урахуванням переєкскарпації туди ж раніше закладених порід розкриву. Приймаючи вихідні дані для розрахунку, що наведені в табл. 14.1, можна стверджувати, що довжина проміжного горизонту для тимчасового складування цього обсягу перебуває у межах від 3,5 (для  $m_z = 200$  м) до 0,7 км (для  $m_z = 1200$  м).

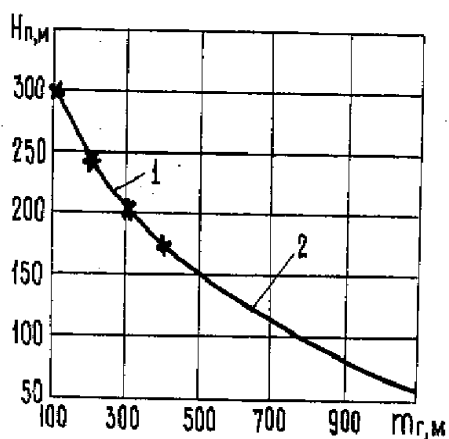


Рис. 14.6. Графік залежності глибини розміщення горизонту з тимчасовим відвалом у зоні посування  $H_n$  від потужності рудних покладів: 1 – область внутрішніх відвалів з перевищенням рівня земної поверхні; 2 – область розміщення порід розкриву на рівні земної поверхні

З рис. 14.6 видно, що при розробці свити пластів з горизонтальною потужністю до 300 – 450 м горизонт внутрішнього відвалування варто розташовувати на глибині 150 – 200 м, а постійний внутрішній відвал формувати з перевищенням над рівнем земної поверхні на 60 – 100 м. На всіх етапах розробки ефективно застосовувати залізничний транспорт до глибини 150 – 200 м. Однак його експлуатація накладає деякі обмеження на інтенсивність формування робочої зони кар'єру. При цьому вирішальний вплив робить його виробнича потужність. З табл. 14.1 видно, що видобуток руди тільки при формуванні зони поглиблення призводить до значної величини темпу поглиблення гірничих робіт, що для кар'єрів 2, 4 і 5-го типів перебуває у межах 14,9 – 17,6 м/рік. Навіть при автомобільному транспорті така інтенсифікація гірничих робіт важко здійсненна.

З табл. 14.2 видно, що при експлуатації кар'єрів 2, 4 і 5-го типів нормальний розвиток гірничих робіт у зоні поглиблення з темпом 10 м/рік викликає необхідність переміщення верхніх добувних уступів для додаткової підтримки продуктивності вище на 12,5; 40 і 43,3% відповідно.

Для нормалізації ведення добувних робіт пропонується у зоні посування вводити в експлуатацію додаткові уступи з переміщенням їх уздовж простягання рудного тіла у напрямку до протилежного торця кар'єру. Параметри зони посування повинні забезпечувати підвищення недостатньої продуктивності з видобутку руди при допустимому темпі поглиблення гірничих робіт. У цьому випадку темп поглиблення  $V_z$  (м/рік) та інтенсивність руху  $T_n$  (м/рік) визначають за формулами

$$V_z = \frac{H_y A_{py}}{P_y}, \text{ м/рік}; T_n = \frac{A_p - A_{py}}{m_z H_m}, \quad (14.16)$$

де  $H_y$  – глибина зони поглиблення, м;  $A_p, A_{py}$  – річна продуктивність з видобутку руди у кар'єрі й зоні поглиблення, м<sup>3</sup>;  $P_y$  – запаси корисної копалини у межах зони поглиблення, м<sup>3</sup>.

Таблиця 14.2

Основні показники заглиблювально-суцільної системи розробки залізрудних кар'єрів

Найменування	Показник					
	1	2	3	4	5	6
Тип кар'єру						
Обсяг зони поглиблення, млн. м <sup>3</sup> :	98,5	244,0	636,8	437,2	758,3	2450,7
– руда	50,0	99,6	430,9	165,6	281,9	1571,0
– породи розкриву	48,5	144,4	227,9	271,6	476,4	879,7
– з них наноси	11,5	47,5	104,3	93,3	166,0	380,6
Поділ скельної породи розкриву у верхній частині зони поглиблення, млн м <sup>3</sup> :						
– при поточній глибині кар'єру, м						
$H_1 = 100$	28,2	58,0	66,7	96,4	97,7	187,4
$H_2 = 150$	6,7	25,5	39,6	57,3	80,8	150,4
$H_3 = 200$	–	–	21,7	10,7	52,4	102,5
$H_4 = 250$	–	–	–	–	30,2	70,3
Темп поглиблення кар'єру із заданою продуктивністю, м/рік	11,0	14,9	7,7	16,7	17,6	5,8
Річна продуктивність кар'єру з темпом поглиблення 10 м/рік, млн м <sup>3</sup>	–	3,5	–	3,6	5,1	–
Річна продуктивність з видобутку руди в зоні посування, млн. м <sup>3</sup>	–	0,5	–	2,4	3,9	–
Витрати на переміщення скельної породи розкриву, млн грн						
$l_a = 1,5$ км; $C_{тр.а} = 0,6$ грн/м <sup>3</sup> км $H_1$	$\frac{25,38}{13,54}$	$\frac{52,2}{27,84}$	$\frac{60,3}{32,02}$	$\frac{86,76}{46,27}$	$\frac{87,93}{46,90}$	$\frac{132,66}{70,75}$
$l_{жс} = 4$ км; $C_{тр.жс} = 0,12$ грн/м <sup>3</sup> км $H_2$	$\frac{9,04}{4,82}$	$\frac{34,43}{18,36}$	$\frac{53,06}{28,51}$	$\frac{77,36}{41,26}$	$\frac{109,08}{58,18}$	$\frac{203,31}{108,43}$
$l_a = 2,25$ км; $l_{жс} = 6$ км; $H_3$	–	–	$\frac{39,06}{20,83}$	$\frac{19,26}{10,27}$	$\frac{92,52}{49,34}$	$\frac{184,5}{98,4}$
$l_a = 3,8$ км; $l_{жс} = 8$ км $H_4$	–	–	–	–	$\frac{67,95}{36,24}$	$\frac{158,18}{84,36}$
$l_a = 3,75$ км; $l_{жс} = 10$ км						
Період відпрацювання руди в контурах зони поглиблення при $U_2 = 10$ м/рік, роки	25,5	47	60	46	55	138

Примітка: у чисельнику наведено дані для автомобільного транспорту; у знаменнику – для залізничного.

Кар'єри 3 і 6-го типів відпрацюють з темпом поглиблення 7,7 і 5,8 м/рік, що дозволяє формувати їх робочу зону без випереджувального посування верхніх уступів. У всіх випадках період відпрацювання гірничої маси у контурах зони поглиблення цих кар'єрів досить значний і становить 46 – 60 років. Кар'єри 6-го типу унікальні за своїми запасами і формою залягання. Тривале формування виробленого простору у їх контурах віддаляє вирішення питання із внутрішнього відвалування до 138 років.



#### 14.4. Формування тимчасового внутрішнього відвалу в робочій зоні надглибоких кар'єрів

Практика відкритих гірничих робіт показує, що відпрацювання крутоспадних родовищ великої довжини найбільш інтенсивно ведеться на ділянках з максимальною потужністю покладів корисних копалин, які характеризуються мінімальним коефіцієнтом розкриву, значними розмірами робочої зони у плані й проектною глибиною основного кар'єру. Ділянки ж кар'єрного поля з меншою потужністю покладів корисних копалин відрізняються більш високими коефіцієнтами розкриву. Для зменшення загального обсягу виймання порід розкриву в цих умовах прагнуть збільшувати швидкість посування гірничих робіт у горизонтальному напрямку за простяганням покладу при невеликій інтенсивності поглиблення дна кар'єру. Проектна глибина відпрацювання на цих ділянках значно менша у порівнянні з основним кар'єром. Більша довжина кар'єрного поля дозволяє застосовувати для переміщення гірничої маси високоекономічний залізничний транспорт. Розташовуючи залізничні колії на обох фронтальних бортах кар'єру, можливо забезпечувати подачу поїздів на досить велику глибину в зоні поглиблення. Черговість відпрацювання зони посування виділяють у середній і дальній від зони поглиблення частинах кар'єрного поля на підставі економічно допустимої для розробки величини коефіцієнта розкриву. При цьому розкриття уступів першої й другої черг виконують із зони поглиблення. Тимчасовий внутрішній відвал формують на підшві уступів середньої черги на відстані не менш  $\ell_{n,1}$  (м) від проектної, яку визначають за формулою

$$\ell_{n,1} = h_2 \left( \frac{v_p}{h_y} + \operatorname{ctg} \alpha_y \right) + 2 \sqrt{h_o v_p \operatorname{ctg} \varphi_o} + v_o, \quad (14.17)$$

де  $h_2$  – висота уступів другої черги, м;  $v_p$  – ширина робочої площадки, м;  $h_y$  – висота уступу, м;  $\alpha_y$ ,  $\varphi_o$  – кути укосів уступу й первинного внутрішнього відвалу, град;  $h_o$  – висота первинного внутрішнього відвалу, м;  $v_o$  – ширина площадки безпеки між нижньою брівкою первинного відвалу й підшвою середньої частини кар'єрного поля, м.

Після цього горизонтально посувають фронт виймальних і відвальних робіт із зони поглиблення у напрямку до протилежного торця кар'єру, розміщують транспортні комунікації на верхніх незасипаних площадках бортів у середній і дальній частинах кар'єрного поля. При формуванні виробленого простору в підшві уступів другої черги внутрішній відвал з первинного положення разом з породами розкриву, які виймаються при розносі бортів кар'єру, переміщують у постійне положення в зоні поглиблення. Повторну розробку тимчасового внутрішнього відвалу ведуть з використанням транспортних комунікацій основного кар'єру [15].

На прикладі кар'єру 5-го типу (ПолтГЗК) встановлено, що висота середньої черги становить 170 – 180 м. Відпрацювання її планується вести без збільшення досягнутої глибини у дальній частині до кінцевої межі у торці кар'єрного поля. Потім середню частину планується відробити на глибину 320 м. У тимчасовий внутрішній відвал передбачається укласти 60 млн м<sup>3</sup> порід розкриву. Річ-

ний обсяг внутрішнього відвалування 4 – 5 млн м<sup>3</sup>. Вихідними даними для розрахунку параметрів відсипання тимчасового внутрішнього відвалу є ширина робочої площадки 60 м, висота уступів 15 м, кут укосу уступу 75°, кут укосу відвала 36°, висота тимчасового внутрішнього відвалу 45 м, ширина площадки безпеки між нижньою брівкою відвалу й робочим уступом 45 м. Тоді довжина підосви горизонту для розміщення тимчасового відвалу складе 1510 м.

Промислове впровадження зазначеної вище технології внутрішнього відвалування на кар'єрі ПГЗК велося з 1993 р. На західному борту бідні залізисті кварцити з горизонтів –135 і –75м складували до внутрішнього відвалу з позначкою підосви – 150 м (рис. 14.7). У середній частині кар'єру до тимчасового внутрішнього відвалу з позначкою підосви –105 м до 2000 р. було заскладовано біля 9 млн м<sup>3</sup> порід розкриву. Застосування внутрішнього відвалування дозволило знизити відстань перевезення порід розкриву автомобільним транспортом на 1,2 – 2,5 км, залізничним - на 5 км. Збережено від порушення зовнішніми відвалами 6 га орних земель. Річний економічний ефект перевищив 6,5 млн грн.



Рис. 14.7. Система розробки кар'єру ПГЗК з тимчасовим внутрішнім складуванням порід розкриву в середній частині кар'єрного поля

У всіх випадках керування обсягами виймання порід розкриву досягається за рахунок підвищення кутів нахилу робочих бортів кар'єрів. Збільшення кутів укосу ділянок фронтальних неробочих бортів можливо здійснювати шляхом їх привантаження тимчасовими внутрішніми відвалами. Параметри зони посування й обсяг тимчасового складування в ній визначають шляхом техніко-економічних розрахунків залежно від виду транспорту. На обсяг переєкскарвації тимчасових відвалів істотно впливають кускуватість порід розкриву й інтенсивність використання їх як попутної мінеральної сировини. Основним критерієм доцільності внутрішнього відвалування на глибоких кар'єрах варто вважати екологічну спрямованість технології гірничих робіт з мінімальним порушенням і засмічуванням земної поверхні.

#### **14.5. Буропідривні роботи при підосвоуступній розконсервації тимчасово неробочих уступів**

Формування тимчасово неробочих бортів у крутопохилому шарі повинно виконуватися із застосуванням економічної технології заукіски уступів, форму-

вання робочих площадок і берм безпеки з урахуванням імовірних процесів вивітрювання й можливого обвалення порушених вибухом за контурного масиву порід. У зв'язку з цим ефективність формування тимчасово неробочих бортів і наступна їх розконсервація на надглибоких кар'єрах пов'язана з удосконалюванням технології буропідривних робіт, застосуванням нових серійно використовуваних бурових верстатів типу СБШ. Вони виготовляються на гусеничній ході, досить маневрові при великій масі, мають можливість бурити свердловини глибиною до 60 – 70 м, що дозволяє формувати робочу зону високими тимчасово неробочими ділянками. При цьому незадовільні умови буріння спостерігаються тільки при встановленні верстатів на вузьких площадках, де забурюється усього один ряд свердловин. Переміщення верстата й маневрування в таких умовах відбувається по лінії ряду свердловин з дотриманням правил техніки безпеки. Буровий верстат встановлюють згідно ЕПБ не ближче 2 м від верхньої брівки уступу за межами призми природного обвалення. На робочих площадках нормальної ширини маневрування верстата, а отже й умови його роботи значно кращі.

При зменшенні ширини робочої площадки на тимчасово неробочих ділянках борту є можливість буріння й підривання вертикальних свердловин глибиною до 36 м. Однак для поліпшення кускуватості порід, що руйнуються, варто застосовувати буріння крутих свердловин, що більш трудо- й енергоємно, але дозволяє підривати ділянки бортів висотою 45 і більше метрів. Як можливі варіанти розглянуті схеми формування розвалу методом каскадного підривання трьох уступів висотою по 15 м зі створенням єдиного розвалу й наступної його розробки. Можливість ведення буропідривних робіт на тимчасово неробочій ділянці визначають станом запобіжних площадок. Найкращі результати спостерігаються за їх наявності із шириною не менш 20 м. Такі площадки дозволяють формувати підпірну стінку шириною до 5 м і утворювати компактний розвал підірваної породи в 1,38 рази меншої ширини, чим при підриванні без підпору. За наявності ж на тимчасово неробочому борту запобіжних площадок шириною 10 м можливе буріння на них не більше 1 – 2 рядів свердловин. Це істотно знижує інтенсивність розконсервації тимчасово неробочих ділянок внаслідок зниження маневреності бурового устаткування.

Великий вплив на формування розвалу гірничої маси здійснює тип застосовуваної вибухової речовини. За якості розрахункової ВР прийняті грамоніт 79/21, акватол (ГЛТ-20) і Україніт-1ПМ. Розрахунок параметрів розвалу гірничої маси при підриванні на підпірну стінку виконувався за відомими методиками [46, 48]. При цьому лінія опору по підшві для уступів скельних порід висотою 15 м становить 8 – 8,5 м. Питома витрата вибухової речовини для грамоніту 79/21 складає 0,5 – 0,7 кг/м<sup>3</sup>, для ГЛТ-20 – 0,6 – 0,61 кг/м<sup>3</sup>, для Україніту-1ПМ – 0,5 – 0,52 кг/м<sup>3</sup>. При коефіцієнті зближення свердловин 0,8 – 0,9 відстань між ними у ряді 6 – 7 м і між рядами – 7 – 8 м. При підриванні на підпірну стінку ширина розвалу визначається за відомою формулою [46, 48]. При зазначених параметрах ширина розвалу з коефіцієнтом розпушення 1,2 і при ширині підпірної стінки 5 м складе 21 – 25 м.

При багаторядному підриванні без підпірної стінки ширина розвалу становить 30 – 35 м (рис. 14.8, а). При каскадному підриванні уступів тимчасово неро-

бочої ділянки загальною висотою 45 м ширина розвалу (рис. 14.8, б) від руйнування двох нижніх уступів становить 72 – 75 м. Ширина розвалу нижнього ряду при підриванні за схемою (рис. 14.8, в) становить 30 – 35 м. При підриванні різними вибуховими речовинами двох верхніх уступів (рис. 14.8, г) висотою 30 м ширина розвалу при підриванні двох рядів без підпірної стінки становить для грамоніту 79/21 – 73 м, акватолю ГЛТ-20 – 82 м, Україніту-1ПМ – 74 м. При підриванні одного ряду (рис. 14.8, г) за тих самих умов ширина розвалу складе: грамоніт 79/21 – 48 м, акватолю ГЛТ-20 – 52 м, Україніт-1ПМ – 48 м.

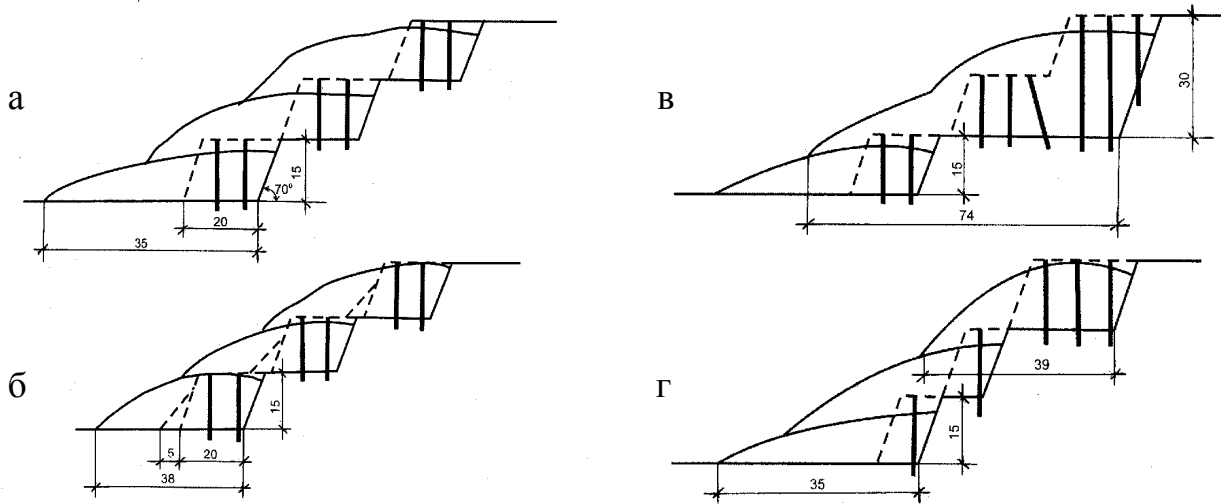


Рис. 14.8. Підшвоуступні схеми формування розвалів гірничої маси при каскадному підриванні: а – дворядне підривання трьох уступів без підпірної стінки; б – дворядне підривання трьох уступів з підпірною стінкою; в – підривання нижньої (15 м) і верхньої (30 м) частин масиву; г – підривання трьох уступів без підпірної стінки

Комутація підривної мережі здійснюється таким чином, щоб забезпечувалася мінімальна ширина розвалу гірничої маси. Для цього напрямок руху породи під час вибуху повинен здійснюватися уздовж фронту гірничих робіт. Краще дроблення породи досягається при короткоуповільненому підриванні з інтервалами уповільнення від 50 до 75 мс. Вибір схеми підшвоуступного каскадного підривання забезпечує компактний розвал породи.

Обсяг гірничої маси  $V_p$  ( $m^3$ ) при підшвоуступній розконсервації тимчасово неробочого борту й каскадному підриванні блока визначається за формулою:

$$V_p = \sum_{i=1}^n (h_{yi}^2 \operatorname{ctg} \alpha_y + 3h_{yi} + bh_{yi}(n_p - 1)) \cdot K_p L_{eб}, \quad (14.18)$$

де  $n$  – кількість ділянок, які підриваються, од.;  $h_{yi}$  – висота уступів, які підриваються, м;  $b$  – відстань між рядами, що підриваються, м;  $n_p$  – кількість рядів свердловин, що підриваються, од;  $K_p$  – коефіцієнт розпушення масиву після вибуху;  $L_{eб}$  – довжина блока, що підриваються, м.

При підриванні на підпірну стінку обсягом  $V_n$  ( $m^3$ ) загальний обсяг розвалу  $\Sigma V_{p,n}$  ( $m^3$ ) дорівнює

$$\sum V_{p.n} = V_p + V_n . \quad (14.19)$$

Обсяг гірничої маси у підпірній стінці  $V_n$  (м<sup>3</sup>) знаходять за формулою

$$V_n = \sum_{i=1}^n \frac{1}{2} \frac{l_{ni}^2}{\text{ctg} \alpha_n - \text{ctg} \alpha_y} L_{e\delta} , \quad (14.20)$$

де  $l_{ni}$  – ширина підпірної стінки на  $i$ -му уступі, м;  $\alpha_n$  – кут укосу підпірної стінки зі скельних порід, град.

Обсяг розпушеної гірничої маси  $V_p^M$  (м<sup>3</sup>) при спільному підриванні групи уступів у крутопохилому шарі становить

$$V_p^M = \sum_{i=1}^n h_{yi} (h_{yi} \text{ctg} \alpha_y + 3 + (n_y - 1) \epsilon_{nl} + (n_p - 1) b) L_{e\delta} , \quad (14.21)$$

де  $\epsilon_{nl}$  – ширина площадок, що залишаються між окремими уступами, м.

Термін розробки розвалу розпушеної породи  $t_{\delta}$  (добы) при каскадному підриванні ділянок визначають за формулою:

$$t_{\delta} = \frac{\sum_{i=1}^n (h_{yi}^2 \text{ctg} \alpha_y + 3h_{yi} + bh_{yi}(n_p - 1)) K_p L_{e\delta}}{n_e Q_{\text{доб}}} . \quad (14.22)$$

Знаючи основні параметри розвалу, а також кількість екскаваторів  $n_e$  (од.) та їх продуктивність  $Q_{\text{доб}}$  (м<sup>3</sup>/добу), можна знайти швидкість відпрацювання зруйнованого гірничого масиву. Встановлено, що кращі показники при розробці тимчасово неробочих ділянок властиві каскадному підриванню масиву. При підриванні на підпірну стінку можливо утворювати найменший за шириною площадки розвал породи.

#### 14.6. Параметри контурного підривання свердловинних зарядів для заукіски уступів

Практика заукіски уступів рекомендує певні параметри розташування контурних свердловинних зарядів для формування щілини заукіски. Відстань між свердловинами при питомій масі заряду 1,5 – 2 кг/пог.м становить 2 – 2,5 м. Збільшення маси заряду або розширення сітки свердловин спричиняє небажане порушення законтурного масиву гірських порід. При цьому параметри буропідривних робіт відрізняються тим, що вартість буріння свердловини на порядок вище вартості заряду. Таким чином утворюються умови, при яких можна одержати значну економію ресурсів, розширюючи сітку контурних свердловин при збільшенні енергії або вартості заряду. Однак просте збільшення енергії призводить до небажаного посилення законтурної дії вибуху. Тому в цьому випадку розширення сітки свердловин обумовлюється такою зміною конструкції заряду, коли енергія вибуху буде скерована уздовж законтурної області масиву без проникнення за її межі. Такий ефект досягається застосуванням зарядів з лінійними кумулятивними виїмками.

У Росії випробувано численні конструкції зарядів для контурного підривання [48]. Представлені вони розосередженими інертними проміжками з демпферним середовищем між зарядом і масивом, гірляндовими, циліндричними й овальними конструкціями різних діаметрів, а також з кумулятивною виїмкою, які споряджені амонітом №6ЖВ, ПЖВ-20, скельним амонітом №1, динафталітом і нітроефірною ВР. Однак треба визнати, що незважаючи на значний економічний ефект від застосування контурного підривання, промислового виробництва зарядів для широкого впровадження цього способу поки не створено. Їх вручну з великими трудозатратами й незручностями виготовляють гірничі підприємства. На їх основі було визнано доцільним створити наступні дослідні конструкції зарядів: колонкові, гірляндові та розосереджені.

**Колонкові заряди.** Загальний вигляд їх та основні характеристики наведено на рис. 14.9. Розроблено чотири типорозміри контурних зарядів, що являють собою поліетиленові оболонки із зовнішнім діаметром 22, 24, 26 і 28 мм, заповнені амонітами № 6ЖВ або ПЖВ-20 (Т-19), (рис. 14.9, а). Заряди мають стикувальний пристрій, що забезпечує їх складання в колонки необхідної довжини. На підставі дослідних випробувань розроблена вдосконалена конструкція колонкового заряду, загальний вигляд якого й основні підривні характеристики показано на рис. 14.9, б. Установлено, що найбільш доцільним для використання є заряд діаметром 24 мм.

**Гірляндові заряди.** Для контурного підривання гірничими підприємствами широко застосовують саморобні патрони-гірлянди. Це звичайні патрони заводського виготовлення, прив'язані до детонувального шнура. Недоліком патронів-гірлянд є висока трудомісткість ручного виготовлення й практично повна відсутність можливості контролю за якістю виконання робіт. Виключають ці недоліки гірляндові заряди, що являють собою поліетиленові шланги, заповнені амонітом. Для посилення зарядів допускається скріплювати гірлянди в пучки по 2 – 5 зарядів залежно від того, яка питома потенційна енергія потрібна на один погонний метр свердловини або шпуру. Загальний вигляд і основні характеристики гірляндового заряду короткоуповільненого підривання наведено на рис. 14.10.

Гірляндові заряди контурного підривання (рис. 14.10, а) являють собою поліетиленові шланги діаметром 24 мм, заповнені амонітом №6 ЖВ або ПЖВ-20 (Т-19) і пережими по довжині шланга через 650 мм. Для надійного ініціювання уздовж заряду пропускається детонувальний шнур. Проведені випробування у цілому показали ефективність запропонованої конструкції й дозволили сформулювати вимоги до їх вдосконалення: гірляндові заряди необхідно забезпечити несучим шнуром, щоб звести до мінімуму поздовжню деформацію й швидко нарощувати заряди по довжині. На підставі отриманих рекомендації була виконана доробка конструкцій (рис. 14.10 б). Відповідно до технічного завдання ВНДПГОРКОЛЬОРМЕТ ведеться також розробка гірляндових зарядів діаметром 45 і 60 мм для свердловинного підривання.

**Розосереджені заряди.** Поряд з колонковими й гірляндовими зарядами досить рівномірний розподіл енергії по довжині шпуру або свердловині виконують шляхом розосередження зарядів інертними проміжками. Довжину осьо-

вих проміжків доцільно приймати у межах від 5 – 10 до 25 – 30 см. Менші значення, при яких величина питомого заряду більш висока, відносяться до монолітних, важкоруйнованих порід, більші – до слабких, тріщинуватих, легкопідриваємих.

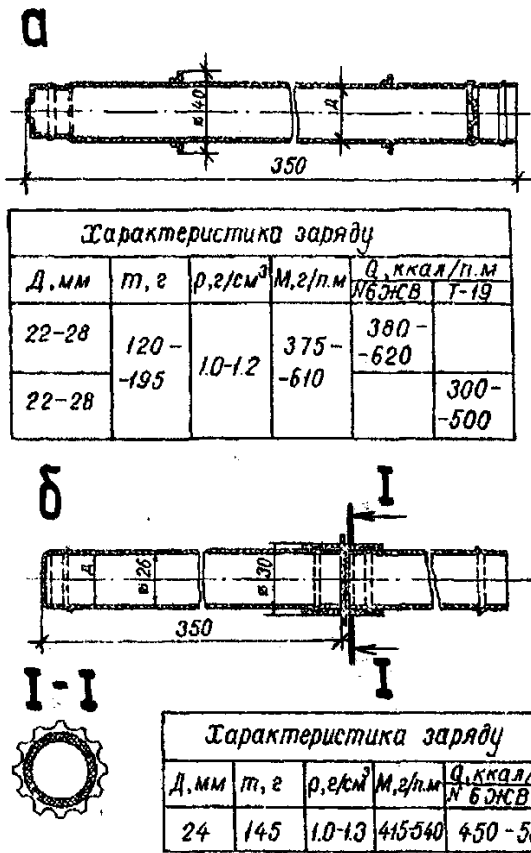


Рис. 14.9. Колонковий заряд

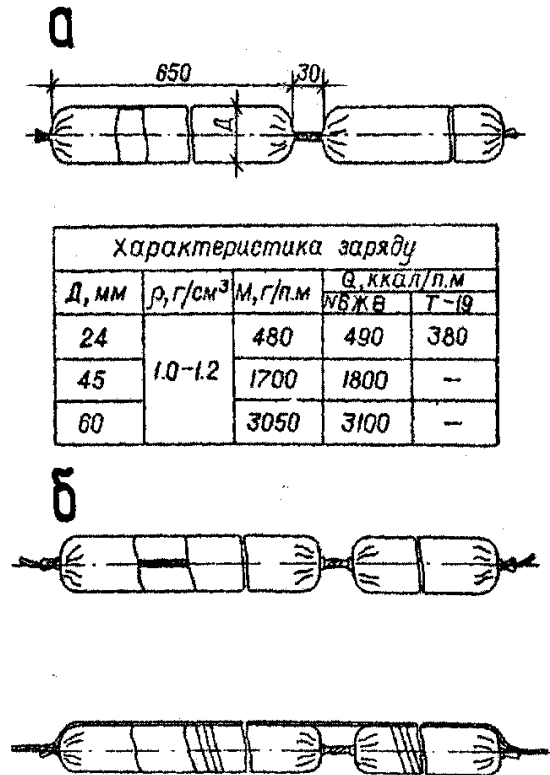


Рис. 14.10. Гірляндовий заряд

Максимальна довжина осьових проміжків не повинна перевищувати 30 – 35 см, оскільки в противному разі руйнуюча дія у окремих частин заряду може виявитися відокремленою. Відповідно до цих рекомендацій були розроблені розосереджені заряди контурного підривання. Заряди являють собою поліетиленові шланги, заповнені патронами амоніту ПЖВ-20 (Т-19) діаметром 36 мм або патронами амоніту №6 ЖВ діаметром 32 мм. Вони розосереджені інертними циліндричними вкладишами довжиною 10, 15, 20 або 25 см, які являють собою відрізки полівінілової або картонної трубки.

Спеціальні заряди для контурного підривання мають істотні недоліки – відносно високу вартість і ненадійність стиків між окремими патронами, через які погано передається детонація. Крім того, ці заряди потрібно споряджати вручну. Часто їх виготовляють з дистанційними віяловими кільцями, які, залишаючись у свердловині постійно розкритими, центрують заряд і не допускають його контакту зі стінками свердловини.

Для механізованого заряджання свердловин необхідно використовувати низькощільні ВР, які при заповненні всієї виробки (щільність заряджання дорівнює 1) фактично містять лише невелику її кількість, або залишати при заря-

джанні повітряні проміжки між окремими зарядами. Для цієї мети можна знизити щільність ВР шляхом введення до неї добавки до 50% (об'ємних) тирси. Такий метод використовують при контурному підриванні в свердловинах великого діаметра в Норвегії. Можливо також додавати до 90% (об'ємних) кульок спіненого полістирену (діаметр кульок 1 – 5 мм). Створена таким способом низькощільна суміш має швидкість детонації 1750 м/с і може бути використана для заряджання свердловин без побоювання розкидання підірваних порід. Такі низькощільні суміші виробляють у промислових масштабах за назвою ісанол (Норвегія). Іншою ВР цього типу є волюмекс у зарядах діаметром 25 мм щільністю лише 0,6 – 0,7 г/см<sup>3</sup> (Швейцарія).

При вирішенні питання про доцільний діаметр оконтурюючих свердловин, варто враховувати параметри буропідривних робіт, які прийняті на кар'єрі для масової відбійки порід. Натепер на всіх великих кар'єрах застосовують багаторядне короткоуповільнене підривання з використанням свердловин діаметром понад 200 мм. Є тенденція до подальшого підвищення концентрації й інтенсифікації підривних робіт. Відповідно росте й руйнуюча дія вибуху на законтурний масив. Введення тих або інших обмежень на параметри підривних свердловин, зміна технологічної схеми й організації їх виконання у приконтурних зонах у порівнянні з внутрішньою частиною кар'єру неминуче веде до подорожчання робіт. Оскільки ширина приконтурних зон становить 30 – 50 м, то на них припадає істотна частка від загального обсягу гірничої маси, що підривається. Тому на великих кар'єрах доцільно віддавати перевагу більшим діаметрам контурних свердловин, тому бо при порівняно невеликому збільшенні глибини зони порушень від вибуху самих оконтурюючих зарядів істотно збільшується ширина й, відповідно, захисна здатність екрануючої щілини.

Для свердловин діаметром 214 і 243 мм рекомендуються заряди ВР діаметром 50 або 70 мм. При цьому для важкоруйнованих порід лінійна маса свердловинного заряду становить 3,5 – 4,6 кг/пог. м; для середньоруйнованих 2,5 – 3,5 кг/пог. м; для легкопідривних – 1,5 – 2,5 кг/пог. м. Конструктивно передбачається формування твердого заряду ВР необхідної довжини з поліетиленових патронів, що з'єднуються трубчастими втулками. Втулки одночасно виконують роль центратора, забезпечуючи зазор між зарядом і стінкою свердловини. Як вибухову речовину передбачається використовувати переважно амоніт 6ЖВ або водостійку ВР із близькими до неї властивостями.

#### **14.7. Досвід утворення екрануючих щілин на кар'єрі Південного ГЗК**

Стійкість укосів робочих і неробочих бортів кар'єрів у значною мірою залежить від способів підривання й конструкції зарядів екрануючих свердловин. При цьому великі незручності у практиці гірничих робіт створюють фактичні відхилення поверхні укосу уступів від проектних профілів, як за нормаллю, так і по їх довжині. Спостереження, виконані в умовах кар'єру ПівдГЗК, показують, що відхилення верхньої брівки уступів углиб масиву досягають у багатьох випадках понад 10 м. У таких місцях спостерігаються заколи вглиб масиву, виникають значні труднощі у розмітці й бурінні свердловин, установленні й наїзді



верстатів на бурові позначки. Розміри проектної сітки буріння свердловин у цих випадках не дотримують. У першому ряді доводиться бурити спарені свердловини або, принаймні, зменшувати відстань між ними. Це призводить у низці випадків до їх сполучення, а буровий шлам заповнює вже пробурені свердловини до граничних позначок.

Через наявність хвилястої, ламаної поверхні укосу уступу величини лінії супротиву по підшві (л.с.п.) для свердловин першого ряду змінюються у широкому діапазоні й мають залежно від напрямку різні значення. В одних випадках вони можуть бути завищеними, а в інших – заниженими. При цьому завищення величин л.о.п.п. можуть перевищувати проектні в 1,2 – 1,6 рази, а в окремих випадках і більше. Для цих же зарядів, але в інших напрямках величини л.с.п.п. можуть бути на кілька метрів менше проектних. Такі заряди при малих л.с.п.п. викликають посилений розліт осколків, а при більших – непророблення підшви уступу. Крім того, криволінійна форма вибою ускладнює роботу й пересування екскаваторів, що впливає на профіль залізничної колії, викликає додаткові її вигини. Тим самим збільшується довжина залізничних колій, можливість сходу поїздів з рейок. Значно ускладнюються роботи з орієнтації й бульдозерного зачищення верхньої площадки уступу, а також наїзди на свердловини зарядних машин. При більших значеннях л.с.п.п. збільшується й сейсмічна дія вибуху, що впливає на охоронювані об'єкти.

Встановлено, що захист робочих і неробочих бортів кар'єру, а також різних промислових об'єктів і устаткування, що перебувають на його площадках та в прилеглий зоні, від дії вибуху досягається за рахунок зниження ступеня порушення масиву породи в уступах, одержання стійких проектних укосів, керування величиною л.с.п.п. на робочих горизонтах кар'єру, можливості застосування оптимальних параметрів буропідривних робіт, зменшення до допустимого рівня розмірів небезпечних зон. Комплекс заходів, передбачений спеціальною схемою буропідривних робіт (рис. 14.11), дозволяє формувати уступи підвищеної стійкості при незначних витратах. Найбільш нестійкими частинами уступу є його верхня зона, порушена на глибину 5 – 22 діаметрів заряду й частина породи, що безпосередньо примикає до укосу. Найбільш схильна до обвалення частина уступу знаходиться у районі верхньої брівки. Шляхом захисту цих слабких місць підвищується стійкість уступів і бортів кар'єрів у цілому.

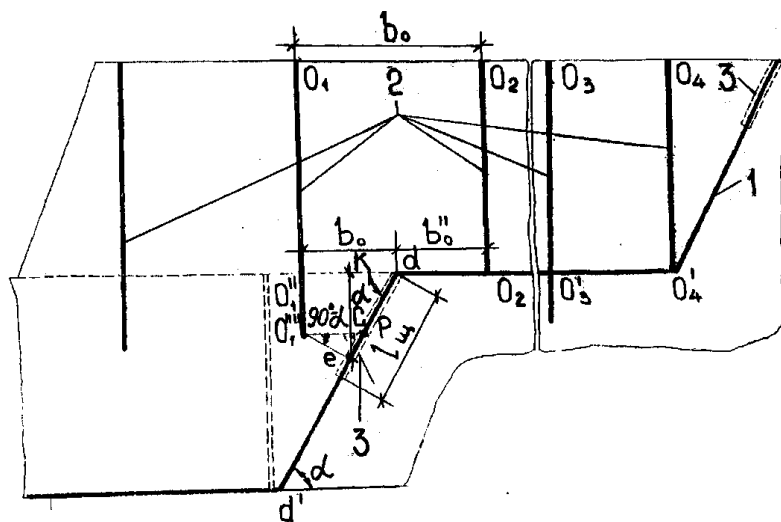


Рис. 14.11. Схема формування проектних контурів уступу підвищеної стійкості: 1 – проектний контур борту кар'єра; 2 – технологічні свердловини; 3 – екрануюча щілина

Формування проектних профілів уступів здійснюють шляхом попереднього підривання екрануючої щілини 3 у їх верхній частині, потім технологічних свердловин 2, споряджених зарядами зменшеної дії у напрямку охороняемого масиву, певного розташування цих свердловин з різною довжиною перебуру щодо подошви уступу. Так, наприклад, на кар'єрі ПівдГЗК застосовують свердловини з диференційованим перебуром. У першому ряді довжина перебуру залежно від величин л.с.п. становить 3 – 5 м, у другому перебуру не виконують, у третьому приймають 2,1 м. Довільне розміщення свердловин щодо верхньої брівки й укосу уступу призводить до небажаних порушень породи в районі цих зон. Більш доцільно розміщувати свердловини з максимальним перебуром таким чином, щоб вони перебували на відстані більше радіуса зони небезпечних деформацій, що виникають від дії вибуху. Цього можна досягти, якщо відстань між дном свердловини й планованим укосом уступу  $O_1'''$  (м) буде відповідати умові

$$O_1''' \geq R = n_d D_{cs}, \quad (14.23)$$

де  $R$  – радіус зони залишкових деформацій, визначений через кількість  $n_d$  діаметрів свердловин;  $D_{cs}$  – діаметр свердловини, м; приймають в діапазоні 5 – 22 і уточнюють спеціальними вимірами.

Тоді ряд свердловин  $O_1'$ ,  $O_1'''$  повинен бути віднесений від верхньої брівки на відстань

$$e'_o = (n_y D_{cs} + h_n \cos \alpha_y) / \sin \alpha_y, \text{ м}, \quad (14.24)$$

де  $h_n$  – величина перебуру, м;  $\alpha_y$  – кут закладення укосу уступу, град.

Відстань від верхньої брівки до наступного ряду свердловин, що забурюють до позначки поверхні уступу  $e_o''$  (м), становить

$$e_o'' = e_o - [(n_y D_{cs} + h_n \cos \alpha_y) / \sin \alpha_y]. \quad (14.25)$$

Свердловини крайнього ряду, що формують укіс уступу, забурюють до позначки його подошви, а попереднього ряду – з перебуром, що забезпечує її пророблення. Таке розміщення свердловин на верхньому горизонті відносно нижнього уступу дозволяє на 3 – 5 м зменшити межу верхньої зони деформацій масиву.

З 1975 р. на Каранському гранітному кар'єрі для заукіски уступів були застосовані вертикальні свердловини з контурними зарядами. Подальше використання цієї схеми заукіски на кар'єрі ПівдГЗК дозволило з дослідних вибухів на робочих уступах перенести її на неробочі при постановці їх у кінцеве положення (рис. 14.12).

Західна ділянка борту в граничному положенні заукошувалася за вищенаведеною технологією вертикальними свердловинами заукіски. На ділянці уступу довжиною 50 м за 6 год 30 хв. верстатом СБШ-25ОМН було забурено 15 свердловин глибиною до 7 м. Продуктивність буріння склала 105 м за зміну при нормативній – 50,4 м. Підвищена швидкість буріння пояснюється проведенням свердловин на глибину меншу за довжину однієї штанги. Крім того, буріння виконувалося у верхній частині уступу, ослабленій впливом попередніх вибухів на верхньому горизонті. Вода у свердловинах при веденні бурових робіт була

відсутня. Пересування бурового верстата здійснювалося практично по прямій лінії та при мінімальній тривалості його встановлення на позначку свердловини. Глибина буріння контурних свердловин була на 0,5 – 1 м більшою за потужність порушеного шару й становила 5,3 – 6,9 м.

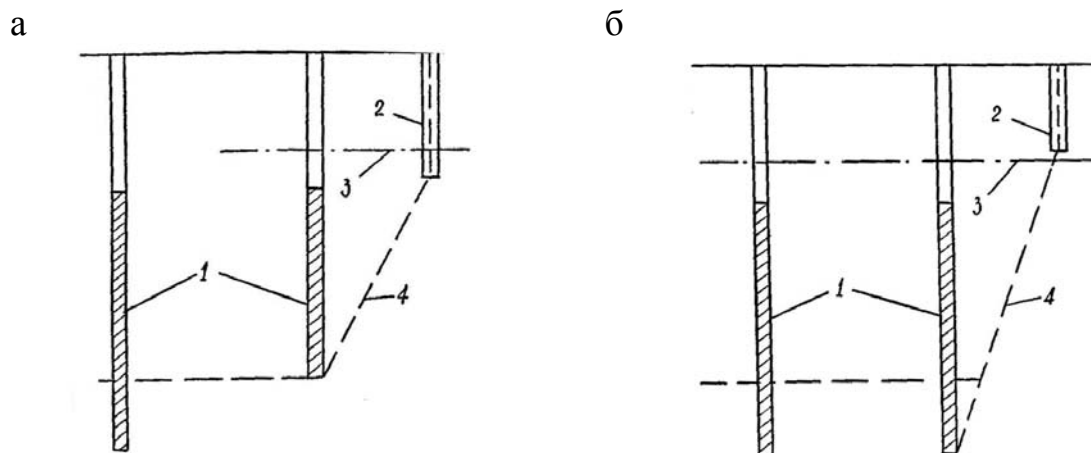


Рис. 14.12. Схема заукіски неробочих (а) і робочих уступів (б) вертикальними свердловинами: 1 – технологічні свердловини; 2 – екрануючі свердловини; 3 – межа порушеного шару у верхній частині уступу; 4 – проектний контур укосу уступу

Відстань між свердловинами заукіски перебувала в інтервалі 2,5 – 3,4 м, а між свердловинами розпушування тильного ряду – 6,9 – 8,1 м. Відстань між рядами цих свердловин становила 5 – 6,3 м. Конструкція заряду в свердловинах заукіски являла собою гірлянди з патронів амоніту 6ЖВ діаметром 90 мм, а також 32 мм, прикріплених шпагатом до 2 – 4 ниток детонувального шнура. У нижній частині гірлянди розміщували по дві тротилові шашки Т-400. Гірлянди патронів були суцільними або з повітряними проміжками. Нижня частина гірлянди перебувала на віддаленні 0,1 – 0,15 м від дна свердловини. Гірлянди були зміщені до контакту ВР із стінками свердловин у напрямку від непорушеного масиву.

Над зарядом заукіски розміщувалася паперова пробка. Забійка свердловин довжиною 2,5 – 3,5 м здійснювалася забійною машиною. Щільність зарядів як постійна по висоті заряду, так і змінна зі зменшенням її до поверхні уступу, перебувала в діапазоні 4-2,8 кг/пог.м. Гірлянди закріплювали на дерев'яних брусках, розташованих над устями свердловин. Довжина контурних зарядів становила 2 – 3 м. Свердловини розпушування тильного ряду мали глибину 18 – 19,5 м. Довжина заряду становила 13,5 – 19 м, а довжина забійки 0 – 6 м. Чотири свердловини були заряджені на повну глибину. Свердловини заукіски підривали на 50 – 200 м/с раніше від технологічних свердловин розпушування.

Заукіска уступів із застосуванням вертикальної екрануючої щілини у верхній частині уступу дозволяє при незначних трудовитратах одержувати проектний профіль, а також результуючі й складові кути укосу. Застосування локальних екрануючих щілин на робочих горизонтах (рис. 14.13), дозволяє зробити розглянутий вище спосіб більш економічним. При виконанні підричних робіт на непідібраний вибій глибина цієї щілини може бути мінімальною (1 – 2 м) і

визначатися повинна за умови можливості формування укосу дією вибуху в напрямку до щілини. Це дозволить розширити можливість даного способу й застосовувати його для керування величиною л.с.п.п., а також дальністю розльоту уламків породи.

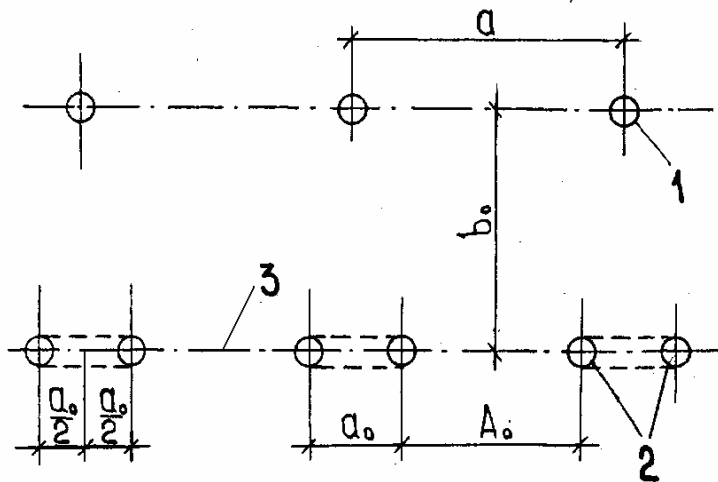


Рис. 14.13. Схема заукіски уступу: 1 – технологічні свердловини; 2 – свердловини заукіски; 3 – контур щілини

Використання вертикальної або похилої екрануючої щілини, виконаної у верхній частині уступу в сполученні з похилими свердловинами, дозволяє додатково зменшити дію вибуху в напрямку тилу масиву. Однак буріння глибоких похилих свердловин на кар'єрах Кривбасу на цей час не знаходить широкого застосування. Тому варто орієнтуватися на переважне буріння вертикальних свердловин заукіски.

#### 14.8. Перевірка ефективності заукіски уступів на кар'єрі Полтавського ГЗК

Останніми роки на кар'єрі ПолтГЗК гірничі роботи на нижніх горизонтах ведуться уступами висотою 12 м. У цьому зв'язку виконані дослідження ДГІ послужили основою інституту УКРДІПРОРУДА для розробки паспортів заукіски уступів при постановці їх у кінцеве положення. Роботи із заукіскою уступів планують вести шарами висотою по 5 м. Свердловини заукіски бурять вертикально уздовж проектного контура укосу неробочого борту. Відстань між ними у контурному ряді 2 м. Заряд суцільний з низькобризантних ВР типу аміачної селітри або ГЛТ-20, а також з патронованої ВР у вигляді гірлянд. Висота колонки заряду не перевищує 2,5 – 3 м. При спільному підриванні зі свердловинами розпушування, випередження вибуху контурних зарядів становить 35 – 70 мс.

Дослідне підривання по заукісці укосу уступу на південному борті горизонту –54 м у районі екскаватора №76 було виконано у грудні 1999 р. Для цього було забурено 20 свердловин глибиною по 5 м. Відстань між ними 2 м. Свердловини заряджалися аміачною селітрою на висоту 3 м і забезпечували забійкою на висоту 2 м. Ініціювання вибуху виконувалося детонувальним шнуром. У якості бойовика застосовували патрони амоніту № 6 ЖВ.

Після підривання свердловин заукіски й розпушування верхня брівка укосу уступа утворилася уздовж лінії їх буріння. У верхній частині укосу уступу збереглися сліди свердловин. Поверхня укосу після підривання була рівною.

Розкриті тріщини в тилу масиву були відсутні, що підтверджує екрануючі властивості щілини. Нижня частина укосу, що утворена зарядами розпушування, являла собою поверхню менш зруйновану й більш рівну ніж при звичайному підриванні свердловинних зарядів.

У результаті підривання породного блока щілина була закидана роздробленою масою, викинутою у тил масиву на відстань 2 – 10 м. Висота навалу перебувала у межах 0,2 – 2,5 м. Після вирівнювання поверхні уступу підробка розвалу гірничої маси зверху уступу екскаватором ЕКГ-8І на відстань 7 – 10 м до нижньої брівки відслонилася й розкрилася щілина шириною до 80 см (рис. 14.14). При цьому максимальна її ширина перебувала у районі свердловин, що збігалися по напрямку з свердловинами розпушування.

Результати експериментального підривання показали працездатність апробованих варіантів заукіски уступу. Незважаючи на те, що частина зарядів з виробничих причин знаходилась близько 24 годин у воді у всіх випадках укіс утворився в площині свердловин заукіски, а на його поверхні збереглися їх сліди. Кут завідкошеного уступу після виймання породи екскаватором склав  $65^\circ$ .



Рис. 14.14. Загальний вигляд екрануючої щілини на кар'єрі ПГЗК

На відміну від відомих способів заукіски уступів свердловинами, що забурюють на повну висоту уступу або нижче його підосви, запропонований метод дозволяє значною мірою знизити витрати на буріння й підривання. Виходячи з умов можливості конструктивного здійснення способу заукіски й необхідності захисту найбільш зруйнованої верхньої частини уступу витрати знижуються для уступів висотою 15 м в 2 – 3, а 30 м – в 3 – 4 рази. Застосування цього методу на робочих бортах кар'єру дозволяє отримати проектні значення величин л.с.п.п., регулювати ступінь дроблення й дальність розльоту кусків породи. У цьому випадку свердловини заукіски досить бурити на глибину менше за

0,2 – 0,7 висоти уступу. На робочих горизонтах, особливо при підриванні на непідібраний вибій, досить обмежитися витратами на утворення мінімальної глибини екрануючої щілини.

Буріння свердловин заукіски у верхній частині уступу дозволяє уникнути значної їх обводненості, що спрощує процес їх заряджання. З'являється можливість застосовувати неводостійкі типи ВР. На підірваному блоці рівень ґрунтових вод склав 5 – 10 м від поверхні уступу. Для свердловин заукіски застосовували амоніт 6 ЖВ, у той час як в обводнених свердловинах розпушування розміщувалися заряди з водостійкого й дорогого тротилу. Швидкість буріння свердловин заукіски у верхній частині уступу виявилася вище в 1,2 – 2,5 рази ніж на глибинах 12 – 15 м. Витрата бурових доліт зменшилася. Запропонований спосіб заукіски дозволяє одержати з високою точністю й якістю проектний укіс уступу, зменшити розкриття тріщин і руйнування бортів кар'єру від дії масових вибухів, підвищити кут закладення укосу уступів і бортів кар'єру.

#### **14.9. Заукіска бортів виробок розкриття**

Відповідно до розрахунків інституту ВІОГЕМ, залежно від напрямку падіння тріщин і блочності масиву кути укосів уступів у кінцевому положенні змінюються від 45 до 75°. Диференціація буріння завідкошуючих свердловин у зазначеному діапазоні утруднена як у технічному, так і в організаційному плані. Придбання відповідних бурових верстатів надмірно здорожчує гірничі роботи. У той же час позитивний досвід заукіски уступів вертикальними свердловинами діаметром 250 мм на кар'єрі ПівдГЗК дозволяє використовувати технологічні підривні свердловини для формування стійких укосів при проведенні розкривних траншей на кар'єрі ПолтГЗК [11].

Останніми роками на цьому кар'єрі висота робочих уступів переглянута у бік зниження і на нижніх горизонтах становить 12 м замість 15. За патентом України 24301А розкриття робочих горизонтів виконується траншеями у два прийоми шарами висотою по 6 м. При цьому глибина підривних свердловин з перебуrom становить 8 м. Технологічно це дає відчутний економічний ефект за рахунок кращого використання парку бурових верстатів і відмови від перебуру обвалених або замулених свердловин. Продуктивність буріння зросла на 20 – 25%.

За цією ж технологією передбачено робити заукіску уступів неробочого борту шляхом попереднього підривання вертикальних технологічних свердловин, пробурених без перебуру у першому ряді з боку масиву, що охороняється по кінцевому контуру. У цьому випадку попереднє щілиноутворення утворюється шляхом підривання у першу чергу завідкошуючих свердловин 4 (рис. 14.15) глибиною 6 м. Стійкий укіс уступу формується під кутом 60 – 75°. При необхідності формування укосів уступу під кутом 45 – 55° уздовж контура проходяться більш мілкі передові завідкошуючі свердловини 5 глибиною 4 – 5 м. Підриваються вони перед основними завідкошуючими свердловинами 4. Уздовж фронту свердловини заукоски бурять на відстані 2 – 2,5 м одна від одної. Підривають їх з випередженням не менш 35 мс щодо свердловин розпушування 6.

Аналогічний спосіб формування стійких укосів уступів на неробочих бортах виконують при підриванні приконтурного масиву. Невелика висота шарів,

що відпрацьовуються, 1 і 2 (див. рис. 14.15) дозволяє надавати необхідний кут укосу уступу ківшом екскаватора при роботі у вибої. Дрібноблочна структура порід на кар'єрі ПолтГЗК сприяла виконанню цієї операції без зайвих зусиль.

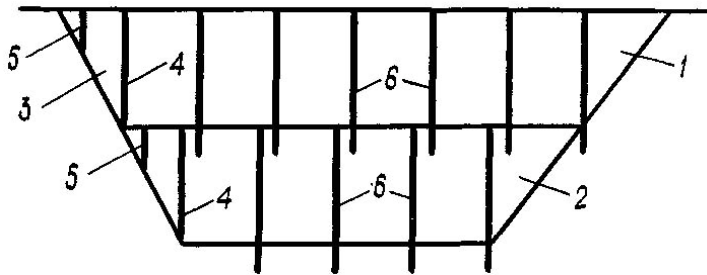


Рис. 14.15. Схема формування проектного укосу уступу у процесі розкриття робочого горизонту: 1 – розрізна траншея; 2 – робочий борт горизонту; 3 – неробочий борт горизонту; 4 – оконтурюючі свердловини; 5 – екрануючі свердловини; 6 – технологічні свердловини розпушування

Ефективність заукіски уступів досягається також за рахунок більш простої конструкції свердловинних зарядів, що виключає застосування тротилу. У цьому випадку позитивний результат досягається шляхом формування ударної хвилі каскадного типу при підриванні заряду із багатоімпульсним ініціюванням зверху донизу. У свердловинах заукіски на двох детонувальних шнурах закріплюють скотчем патрони-бойовики з пресованого амоніту. Інтервал між бойовиками зростає у межах від 0 – 0,3 до 2 довжин патрона в напрямку від дна до устя свердловини. За рахунок цього забезпечується необхідна щільність заряду ВР. Після формування заряду в свердловину подають забійний матеріал, що заповнює її повністю [15]. У свердловинах розпушування заряд формується аналогічним способом. Після утворення багатоімпульсного лінійного ініціатора в свердловину подають низькобризантну ВР типу аміачної селітри й забійний матеріал. При цьому додатковий замикаючий ефект у зарядній камері забезпечується підриванням першого від устя свердловини патрона-бойовика. Каскадна дія вибухової хвилі значно поліпшує якість дроблення гірської породи. Витрати на підривні роботи невеликі. В атмосферу практично не викидаються отруйні речовини.

### Питання для самоконтролю

1. Поясніть умови застосування заглиблювально-суцільних систем розробки родовищ корисних копалин.
2. Який критерій прийнято для встановлення доцільності внутрішньокар'єрного складування порід розкриття? Як він розраховується?
3. У чому полягає ефективність використання земельних ресурсів при експлуатації надглибоких кар'єрів?
4. Поясніть доцільність формування первинного виробленого простору при відпрацюванні кар'єрного поля. Які параметри кар'єру першої черги?
5. У чому особливість розрахунку параметрів зони поглиблення при розробці мультіподібних родовищ?
6. У чому особливість розрахунку параметрів зони поглиблення при розробці крутоспадних родовищ?

7. Наведіть параметри виробленого простору в зоні поглиблення надглибокого кар'єру, придатні для складування порід розкриву.
8. Поясніть залежність глибини розміщення горизонту з тимчасовим відвалом у виробленому просторі діючого надглибокого кар'єру.
9. У чому полягає можливість організації внутрішнього відвалування порід розкриву у виробленому просторі надглибоких кар'єрів?
10. Поясніть особливості формування внутрішнього відвалу в робочій зоні надглибокого кар'єру.
11. Поясніть необхідність формування тимчасово неробочих уступів у кар'єрі.
12. Яким чином керують параметрами розвалу порід розкриву при каскадному підриванні?
13. Поясніть схеми виконання підривних робіт з підпірною стінкою. Як розраховують її параметри?
14. Поясніть організацію розробки розвалу розпушеної гірничої маси великої висоти.
15. У чому полягає контурне підривання свердловинних зарядів вибухової речовини?
16. Поясніть конструкцію зарядів ВР для контурного підривання свердловинних зарядів.
17. Поясніть схему формування укосів уступів із застосуванням екрануючої щілини.
18. У чому особливість буріння свердловин заукіски при формуванні тимчасово неробочих уступів?
19. У чому особливість спорядження свердловин заукіски при формуванні тимчасово неробочих уступів?
20. Поясніть схему заукіски неробочих уступів комбінацією технологічних підривних свердловин із свердловинами заукіски.
21. У чому особливість організації підривних робіт із застосуванням вертикальних свердловин заукіски, пробурених на всю висоту уступу?
22. У чому особливість організації підривних робіт із застосуванням крутопохилих свердловин заукіски, пробурених на всю висоту уступу?
23. У чому особливість організації підривних робіт із застосуванням вертикальних свердловин заукіски, пробурених на одну третину висоти уступу?
24. У чому особливість організації буропідривних робіт при проведенні траншей розкриття?
25. Яким чином формується заряд ВР у свердловинах заукіски?



## **15. Технологічні рішення з впровадження екскаваторно-транспортних систем з внутрішньокар'єрним складуванням порід розкриву**

### **15.1. Розробка родовищ нерудних корисних копалин**

В Україні знаходиться понад 1375 родовищ скельних нерудних корисних копалин, які розробляють глибокими кар'єрами. З них 747 осадових і метаморфізованих порід – вапняків, доломітів, кварцитів, пісковиків, мергелю; 628 магматичного походження – гранітів, діоритів, гранодіоритів, графіту тощо. Нерудні корисні копалини, які представлені міцними гірськими породами, є цінною мінеральною сировиною для металургійних, хімічних, будівельних, харчових галузей промисловості й сільського господарства. Останніми роками родовища таких копалин експлуатують з річним видобутком сировини у цілому по галузях: флюсової 25 – 30 млн. т; для виробництва цементу, вапна й інших в'язучих – 15 – 18 млн т; щебеневої продукції – 16 – 20 млн т. Обсяги видобутку їх поступово зростають. Запаси становлять понад 5 млрд. м<sup>3</sup>. Вони зосереджені у 22 областях країни. Залягають на глибині до 200 – 225 м під товщею порід розкриву потужністю до 30 – 50 м, а деякі й більше. Розробляють запаси кар'єрами, які інтенсивно поглиблюють й збільшуються в розмірах поверхнею від 0,25 до 3 км.

Понад 85% осадових і 100% магматичних нерудних корисних копалин розробляють зі складуванням порід розкриву й відходів переробки у зовнішніх відвалах і сховищах. Для них, а також під транспортні комунікації виділяється 22 – 50% всіх земельних площ гірничодобувного підприємства. Відводи ж під кар'єрні поля становлять менш 20 – 36%. Тому за величиною загальної площі порушених земель в Україні нерудні підприємства вийшли на друге місце після залізорудних. На них близько 48 – 50 тис. га земель на 30 – 50 років виводяться із сільськогосподарського обороту. Потім порушені зовнішніми відвалами й хвостосховищами землі рекультивують, здебільшого під лісонасадження. У відпрацьованих кар'єрах накопичується вода, скопища сміття тощо. Це призводить до розбалансування й порушення навколишнього середовища, а також наносить господарству країни відчутні збитки за рахунок втрат виробництва овочевих і зернових культур.

З поглибленням кар'єрів відстань перевезень відходів до зовнішніх відвалів підвищується, у результаті чого збільшується й споживання енергетичних ресурсів, з них: в 1,1 – 1,6 рази зростає кількість споживаної електроенергії; на 38 – 40% палива; на 10 – 15% – мастильних і обтиральних матеріалів. Витрати людської праці також підвищуються на 30 – 38%. Оскільки зазначені енергетичні ресурси у собівартості видобутку корисних копалин на кар'єрах становлять 76 – 82%, то й загальні економічні показники гірничих підприємств з ростом глибини розробки істотно погіршуються.

Слід зазначити, що при відпрацюванні нерудних родовищ породи розкриву в межах кар'єрного поля займають в основному тільки 25 – 30% загального обсягу гірничої маси. Якщо їх укласти у виробленому просторі рівномірним шаром по всій площі так, як це виконується на марганцеворудних і вугільних кар'єрах, то залишковий обсяг виробок буде непридатним для ведення сільськогос-

подарських робіт. Тому для нерудних родовищ ефективною є технологія, що базується на поетапній розробці гірських порід крутопохилими виймальними шарами безпосередньо на всю глибину кар'єра [15]. Вона характеризується добуванням з відходів гірничого виробництва попутних корисних копалин, які складають роздільно у виробленому просторі й утворюють з них техногенні родовища. Відповідно до такої технології початкові гірничі роботи доцільно вести в торці кар'єрного поля з мінімальною потужністю порід розкрити вхрест простягання покладу відразу до кінцевої глибини й у такий спосіб формувати кар'єр першої черги (рис. 15.1). Його розміри мінімальні внаслідок конструювання робочого борту крутопохилими шарами. Потім ефективно й безпечно відпрацювання основної частини кар'єрного поля здійснюють посуванням фронту робіт у горизонтальному напрямку.

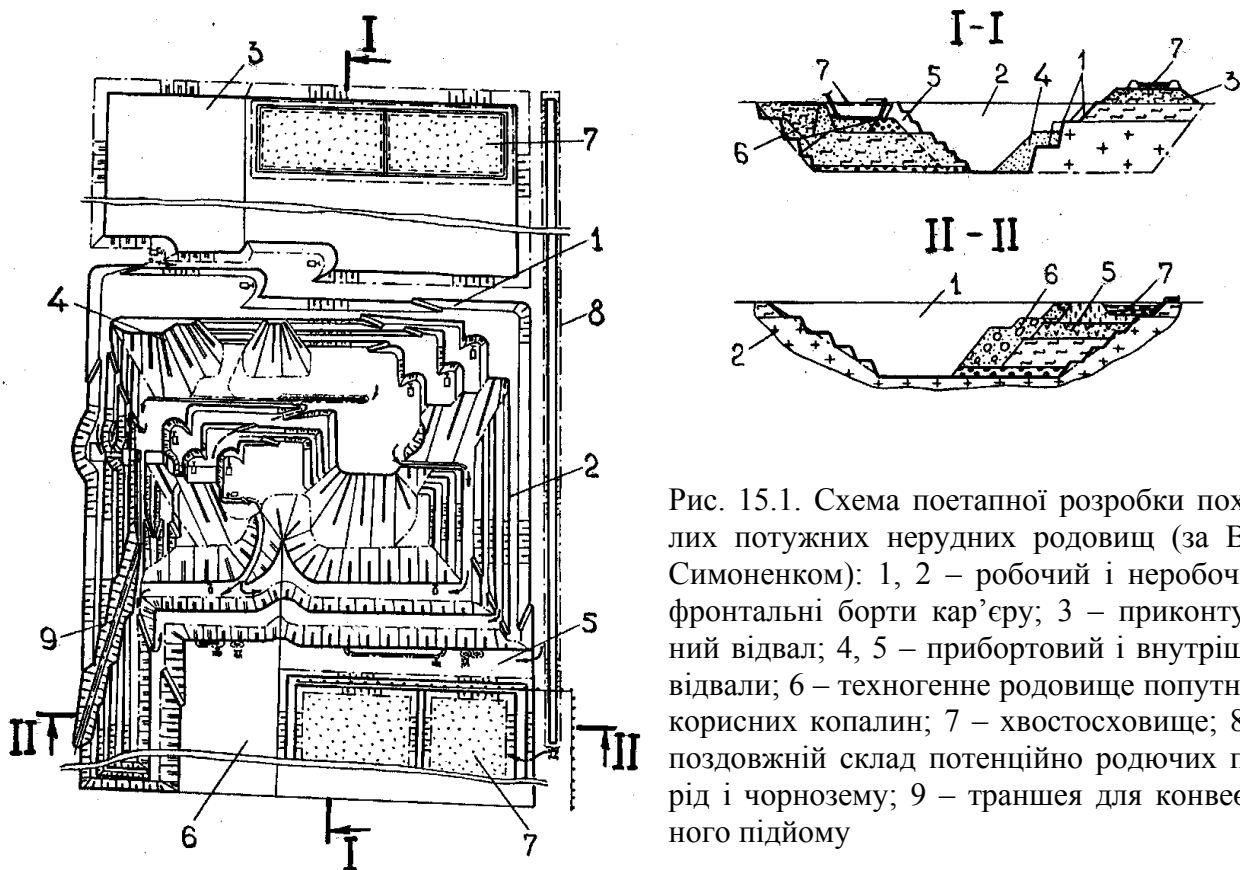


Рис. 15.1. Схема поетапної розробки похилих потужних нерудних родовищ (за В.І. Симоненком): 1, 2 – робочий і неробочий фронтальні борти кар'єру; 3 – приконтурний відвал; 4, 5 – прибортовий і внутрішні відвали; 6 – техногенне родовище попутних корисних копалин; 7 – хвостосховище; 8 – поздовжній склад потенційно родючих порід і чорнозему; 9 – траншея для конвеєрного підйому

Породи розкрити з виділеними попутними корисними копалинами та відходи збагачення на першому етапі розробки складають роздільно за різновидами у приконтурному відвалі з плоскою вершиною на рівні непорушеної площі кар'єрного поля. На наступних етапах гірничі роботи ведуть на одному борті. Виймання порід здійснюють західками у крутопохилому шарі від верхнього уступу до нижнього, послідовно одна за одною. Надалі разом з породами розкрити із приконтурного відвалу повторно відпрацьовують відходи й попутні корисні копалини.

Робочий борт відбудовують з максимально можливим стійким кутом укосу. Цьому сприяє привантаження його укосів прибортовими відвалами. Борт фо-

рмується по корисній копалині з поділом на окремі тимчасово неробочі ділянки по висоті. Кожна така ділянка має транспортні площадки й смуги для тимчасового складування у прибортових відвалах відходів виробництва. Висота відвалів не перевищує висоту основного уступу. Кут укосу неробочого борту формується у межах до  $40 - 42^\circ$ , що дає можливість найбільшою мірою використовувати гравітаційний спосіб переміщення відходів і попутних корисних копалин з верхніх ділянок на нижні до дна кар'єру. При повторній розробці відходи й попутні корисні копалини із приконтурного відвалу й товщі покриваючих порід роздільно переміщують транспортними засобами до площадки верхнього уступу й далі під укіс тимчасово неробочого борту, формуючи з них прибортовий відвал. Його перенесення на нижні ділянки робочого борту виконується одночасно з відпрацюванням корисних копалин у крутопохилому шарі. Із дна кар'єру породи транспортують до постійного внутрішнього відвалу й укладають за різновидами.

Внутрішній відвал формується уздовж одного з неробочих бортів. Транспортні комунікації на протилежному неробочому борту не засипають, що дає можливість використовувати їх при наступній розробці техногенного родовища. Відходи збагачення складують на поверхні внутрішніх відвалів у ролі попутних корисних копалин. На першому етапі розробки відходи збагачення розміщують у тимчасовому хвостосховищі на поверхні приконтурного відвалу. Хвостосховища у процесі експлуатації досягають поверхні непорушених ділянок землі, після чого їх рекультивують у сільськогосподарському напрямку. Для цього їх поділяють на окремі карти. Поверхню техногенних родовищ консервують шляхом покриття шаром потенційно родючих порід і використовують для вирощування кормових трав. Обґрунтування раціональних технологічних схем виконання гірничих робіт, вибір комплексів устаткування й розрахунок параметрів гірничотransпортних систем виконується за критерієм мінімуму експлуатаційних витрат на видобуток корисних копалин.

## **15.2. Технологія розробки родовищ кам'яного вугілля**

Велика довжина вугільних родовищ покладає на систему розробки з внутрішнім відвалуванням деякі особливості. Після завершення будівництва кар'єру першої черги пропонується фронт гірничих робіт орієнтувати також як і на рудних кар'єрах, вхрест простягання покладу й посувати його у міру відпрацювання у напрямку до протилежного борту (рис. 15.2). При цьому розробку всіх уступів ведуть одночасно по всій глибині кар'єру або ж по черзі відпрацьовують окремі їх групи. Виймання вугілля й порід розкриву на уступах поперемінно чергується й ведеться одними й тими ж самими екскаваторами. Добувні роботи організують таким чином, щоб у будь-який час вугілля розроблялося на одному-двох уступах, а відпрацювання покладу велося від його висячого боку [49, 50].

Транспортування гірничої маси виконують автосамоскидами по напівстаціонарних з'їздах, розташованих на одному з неробочих бортів. Породи розкриву переміщують по транспортних площадках на відповідні яруси внутрішнього відвалу. Внутрішнє відвалування починають з формування на дні кар'єру першої черги нижнього ярусу відвалу. Потім, у міру його розвитку, послідовно від-

сипають верхні яруси. Повне формування внутрішнього відвалу  $T_o$  (року) досягається за період

$$T_o = \frac{H_k(\operatorname{ctg}\varphi_o - \operatorname{ctg}\beta_m)}{g_\phi}, \quad (15.1)$$

де  $H_k$  – глибина кар'єру, м;  $\varphi_o, \beta_m$  – результуючі кути нахилу внутрішнього відвалу й торцевого борту кар'єру, град;  $g_\phi$  – швидкість посування фронту робіт, м/рік.



Рис. 15.2. Схема розробки крутого вугільного покладу з розміщенням порід розкриву у виробленому просторі: 1 – вугільний поклад; 2 – розкривні вибої; 3 – внутрішній відвал

Інтервал переміщення автомобільних з'їздів у нове положення  $T_{nz}$  (роки) визначається за формулою

$$T_{nz} = \frac{\ell_2 - \ell_3}{g_\phi}, \quad (15.2)$$

де  $\ell_2$  – довжина робочого горизонту, м;  $\ell_3$  – повна довжина автомобільного з'їзду, м.

Іншу гірничотранспортну систему (рис. 15.3) рекомендується застосовувати при розробці пластових покладів вугілля у Кузбасі або фосфоритів у Каратауському басейні. Ефективність зазначеної технології визначається в основному довжиною й глибиною кар'єрного поля. При збільшенні довжини кар'єра питома вага порід розкриву, які переміщують до зовнішніх відвалів, зменшується, внаслідок чого росте й економічна ефективність гірничих робіт. Збільшення глибини розробки веде до зменшення економічності прийнятої технології, оскільки питома вага порід розкриву, що переміщуються до зовнішніх відвалів, зростає. Встановлено, що площі порушених земель завдяки цьому зменшуються на 30 – 40%. Крім того, площа залишкового простору відпрацьованого кар'єра залишається незаповненою, у 2,5 – 3 рази меншою у порівнянні з традиційною технологією.

Для умов Кузбасу також перспективна розробка покладів вугілля великої довжини блоками. За Б.Т. Рутковським кар'єрне поле поділяють на окремі ділянки (блоки). У першу чергу розробляють блок з найбільш низьким коефіцієн-

том розкриття. Породи розкриття вивозять до зовнішнього відвалу. Розкриття першого блока здійснюють капітальними траншеями: верхні горизонти – зовнішніми, нижні – внутрішніми. Після відпрацювання першого блока в експлуатацію вводять другий, який прилягає до виробленого простору першого. До нього складують породи розкриття поточної розробки, яку транспортують внутрішніми капітальними траншеями. І так послідовно блок за блоком. Після відпрацювання кожного з них гірничі роботи ведуть з необхідним темпом поглиблення, залежно від планової продуктивності кар'єра з видобутку вугілля й порід розкриття. Внутрішні відвали у суміжному відпрацьованому блоці розвивають у висхідному порядку з послідовним збільшенням їх висоти.

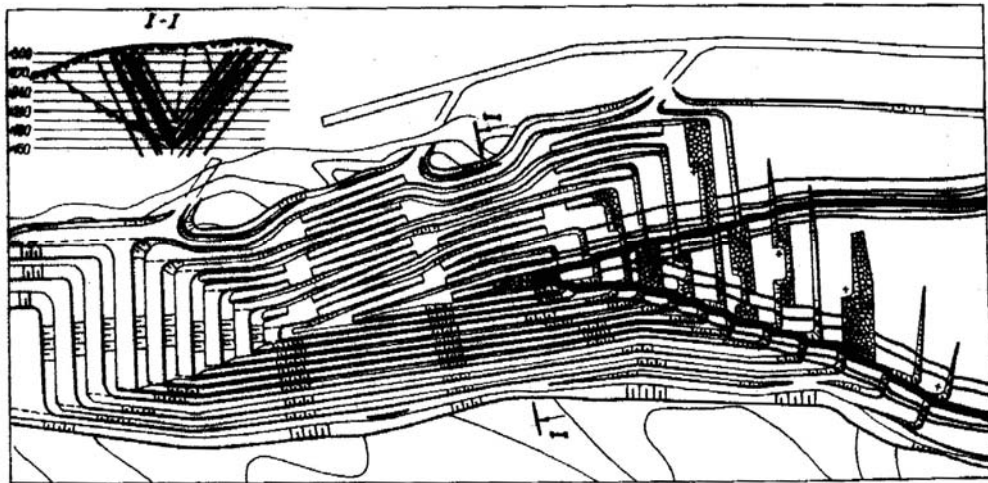


Рис. 15.3. Система розробки ділянки «Апоносівське поле» (Кузбас) з розміщенням порід розкриття у внутрішньому відвалі

Розробка свити вугільних родовищ великої потужності на глибину понад 300 м вимагає виконання величезних обсягів робіт з утворення кар'єру першої черги. Головною особливістю розробки таких кар'єрних полів є послідовне поглиблення гірничих робіт при досить інтенсивному їх посуванні. У цьому випадку при довжині покладу до 8 км і глибині 300 м формується дно кар'єру з нахилом 2 – 3°. Тим самим утворюються технологічні умови, характерні для суцільної системи розробки пологих родовищ з внутрішнім відвалуванням. Роботи ведуть на всіх уступах. Гірничу масу переміщується залізничним транспортом. Темп поглиблення не перевищує 3 – 5 м/рік.

За В.С. Коваленком такі кар'єрні поля пропонується розробляти у дві черги. Перша обумовлює утворення початкової кар'єрної виїмки в одному з торців кар'єрного поля з мінімальною потужністю покриваючих порід (рис. 15.4). Розрізні траншеї проходять вхрест простягання пластів. Фронт гірничих робіт переміщується у напрямку до протилежного торця. Гірничобудівельні обсяги порід розкриття складують у зовнішній відвал, який розміщують у прибортовій зоні. В основний період експлуатації весь обсяг порід розкриття складують у тимчасовому внутрішньому відвалі. Такий порядок ведення гірничих робіт витримують до досягнення межі кар'єрного поля або кінцевої глибини розробки. У цьому випадку на певній частині кар'єру здійснюється перехід до суцільної гір-

ничотранспортної системи розробки. Друга черга передбачає відпрацювання запасів вугілля під масивом внутрішнього відвалу. Гірничі роботи ведуть у зворотному напрямку з переєккавацією порід розкриву до виробленого простору у постійне положення. Головною особливістю описаної технології є можливість переміщення порід розкриву до внутрішнього відвалу в тій же послідовності, в якій вони залягали до порушення в надрах Землі. При великих витратах на переєккавацію відпрацювання родовища під внутрішнім відвалом ведуть підземним способом.

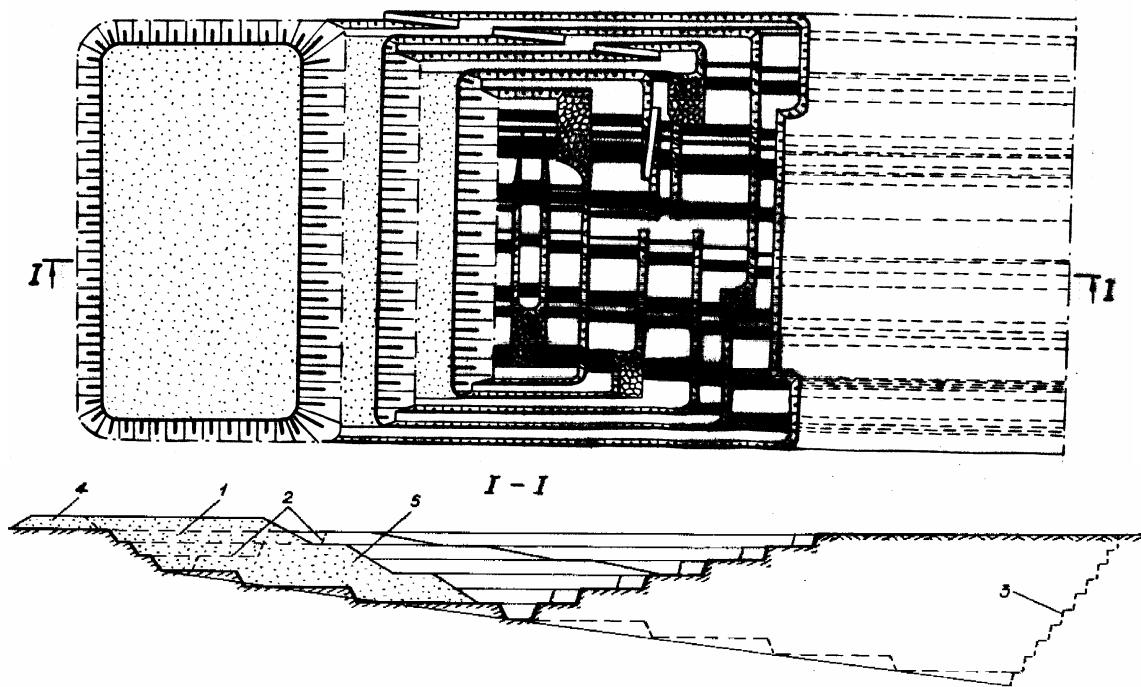


Рис. 15.4. Система розробки свити вугільних пластів при внутрішньому відвалуванні (перша черга): 1 – початкова кар'єрна виїмка; 2 – робочий борт кар'єру; 3 – протилежний торець кар'єру; 4 – зовнішній відвал; 5 – тимчасовий внутрішній відвал

Об'єктами застосування такої технології можуть бути такі потужні світові родовища енергетичного вугілля як Караканське, Уропське, Егозово – Красноярське й Ново-Казанське із запасами понад 12 млрд т. Економічна глибина їх розробки становить 450 – 500 м. Згідно розкроювання родовищ, проведеного КУЗБАСГПРОШАХТом, розміри кар'єрних полів у плані досягають 7 – 8,6 км за простяганням і 4,1 – 6 км – вхрест простягання. Сумарна потужність пластів досягає 180 – 220 м. Промисловий коефіцієнт розкриву змінюється у межах 4,8 – 9 м<sup>3</sup>/т. Застосування традиційної заглиблювальної гірничотранспортної системи розробки із зовнішнім відвалуванням призвело б до порушення понад 40 тис. га сільськогосподарських угідь. Впровадження ж описаної вище технології з внутрішнім відвалуванням дає можливість запобігти нанесенню великих збитків навколишньому середовищу й істотно знизити витрати на освоєння родовищ.

### 15.3. Технологія розкриття й підготовки до експлуатації Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

Одним з ключових напрямів розвитку теплової енергетики України є промислове освоєння нових вугільних родовищ, до яких, у першу чергу, відноситься буре вугілля нового генетичного типу, пов'язане з депресійними вирвами над сольовими штоками у північно-західній частині Донбасу (рис. 15.5). Найбільш велике з них – Ново-Дмитрівське, детально розвідане. Промислові запаси вугілля у кількості 380 млн т затверджені ГКЗ СРСР у 1972 р. На віддаленні 10 – 30 км від нього виявлено ще кілька родовищ і проявів бурого вугілля. Масштаби їх значно менші, а геологічні запаси становлять десятки або сотні млн.т. (Степківське – 20,4 млн т, Берекське – 161 млн т). Промислова їх оцінка вимагає подальшого виконання цільових геологорозвідувальних робіт.

Поклади бурого вугілля Ново-Дмитрівського родовища складаються з 5 продуктивних горизонтів (знизу догори) – I, II, III (Основний), IV (Складний) і V (Верхній). Основне значення мають III і IV горизонти (рис. 15.6). Загальна потужність вугільних покладів у центральній частині родовища становить 137 м, а лінійний коефіцієнт вугленості по родовищу у цілому становить  $34 \pm 3,5\%$ .

Максимальна потужність пластів: Основного – 73,8 м; Складного – 36,6 м; Верхнього – 8,2 м. Кут їх залягання змінюється від  $15 - 20^\circ$  по межі кар'єрного поля, до  $8 - 0^\circ$  – у його центральній частині. Марка вугілля Б – 1,2. Основні показники якості: зольність 5,8 – 15,8%; сірка загальна 2,0 – 3,2%; теплота згоряння у розрахунку на гірничу масу 6700 – 6900 ккал/кг. Температура плавлення золи 1050 – 1376°C; вихід бітумів 10 – 11%; вміст воску 56 – 62%. Вихід гумінових кислот 47,0 – 65,5 г/м<sup>3</sup>. До попутних корисних копалин відносяться: самородна сірка, діатоміти, вуглисті глини, глини вогнетривкі й керамічні, скляні й будівельні піски, а також свинцево-цинкові й ртутні руди в корінних бортах депресійної вирви.

На стадії досліджень і проектних проробок [15] продуктивність кар'єру з видобутку вугілля визначалася за аналогією з діючими показовими кар'єрами (див. табл. 1.6). Мульдоподібна форма вугільних покладів визначила овальну площу кар'єрного поля поверхнею. На замикаючих його ділянках за простяганням вугільні пласти виклинцюються, тому до розрахунку їх запасів приймалися поклади потужністю понад 2 м. Граничні кути нахилу робочих бортів при поглибленні від 50 до 375 м зменшуються у межах від  $32$  до  $14^\circ$ . Кути ж укусу неробочих бортів збігаються з кутом падіння вугільних покладів і витримуються в межах  $25 - 15^\circ$ . Відповідно до прийнятих положень довжина кар'єрного поля поверхнею становить 5250 м, ширина у центральній частині – 2700 м.

Обсяг гірничої маси у контурах кар'єрного поля становить близько 2000 млн м<sup>3</sup>. При перерахуванні балансових запасів вугілля до промислових у середньому по трьом пластам прийняті втрати у розмірі 7%, з яких 6% допускаються при добувних роботах і 1% – при транспортуванні. Відповідно до більшої потужності Основного горизонту й спокійного характеру залягання включень пустих порід коефіцієнт втрат при його розробці прийнятий 5%. Засмічування вугілля при видобутку встановлено на нормативному рівні 2%.

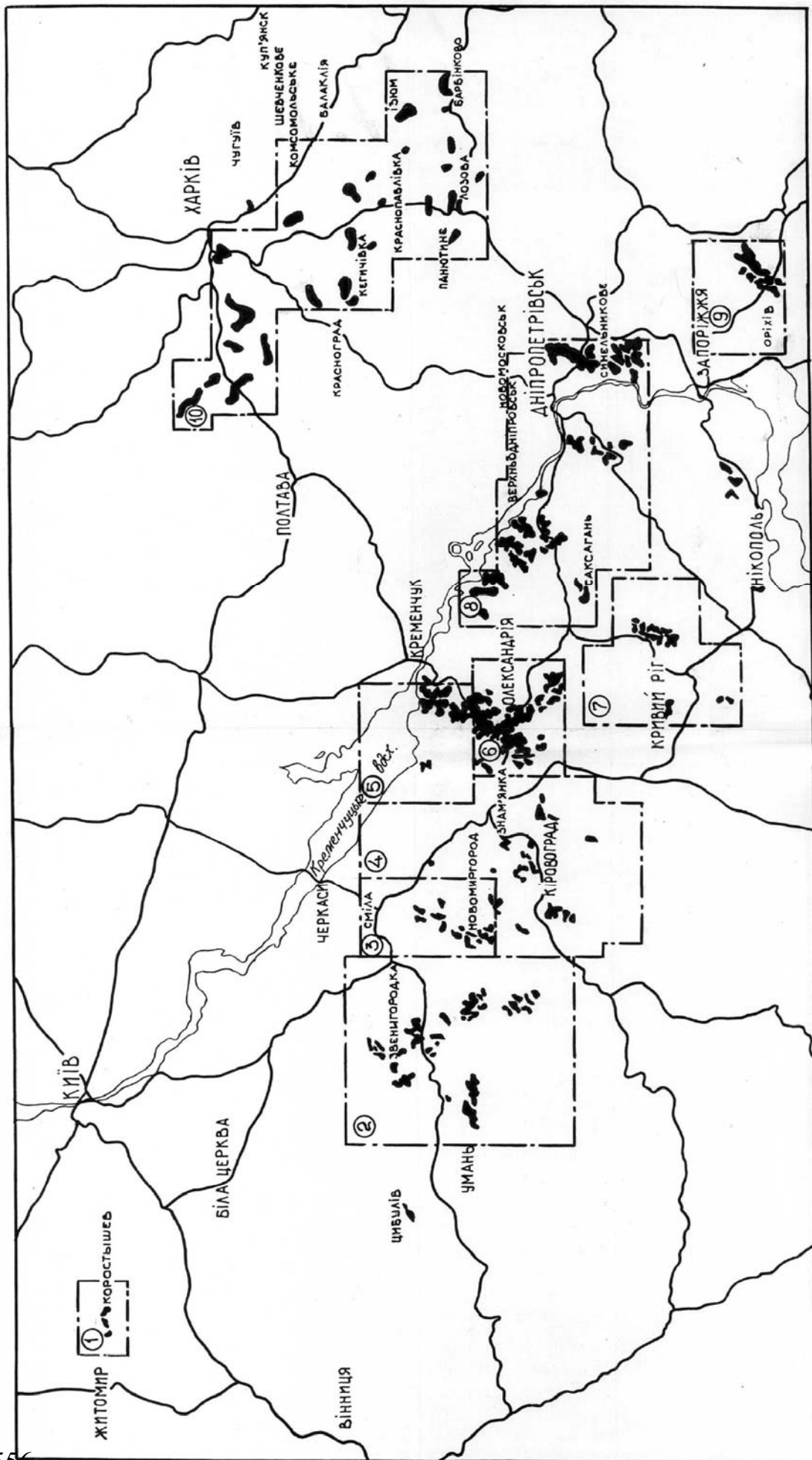


Рис. 15.5. Карта буровугільних районів України: 1 – Коростишевський; 2 – Звенигородський; 3 – Златопольський; 4 – Кіровоградський; 5 – Ново-Георгіївський; 6 – Олександрійський; 7 – Криворізький; 8 – Дніпропетровський; 9 – Оріхівський; 10 – Північно-Західний Донбас



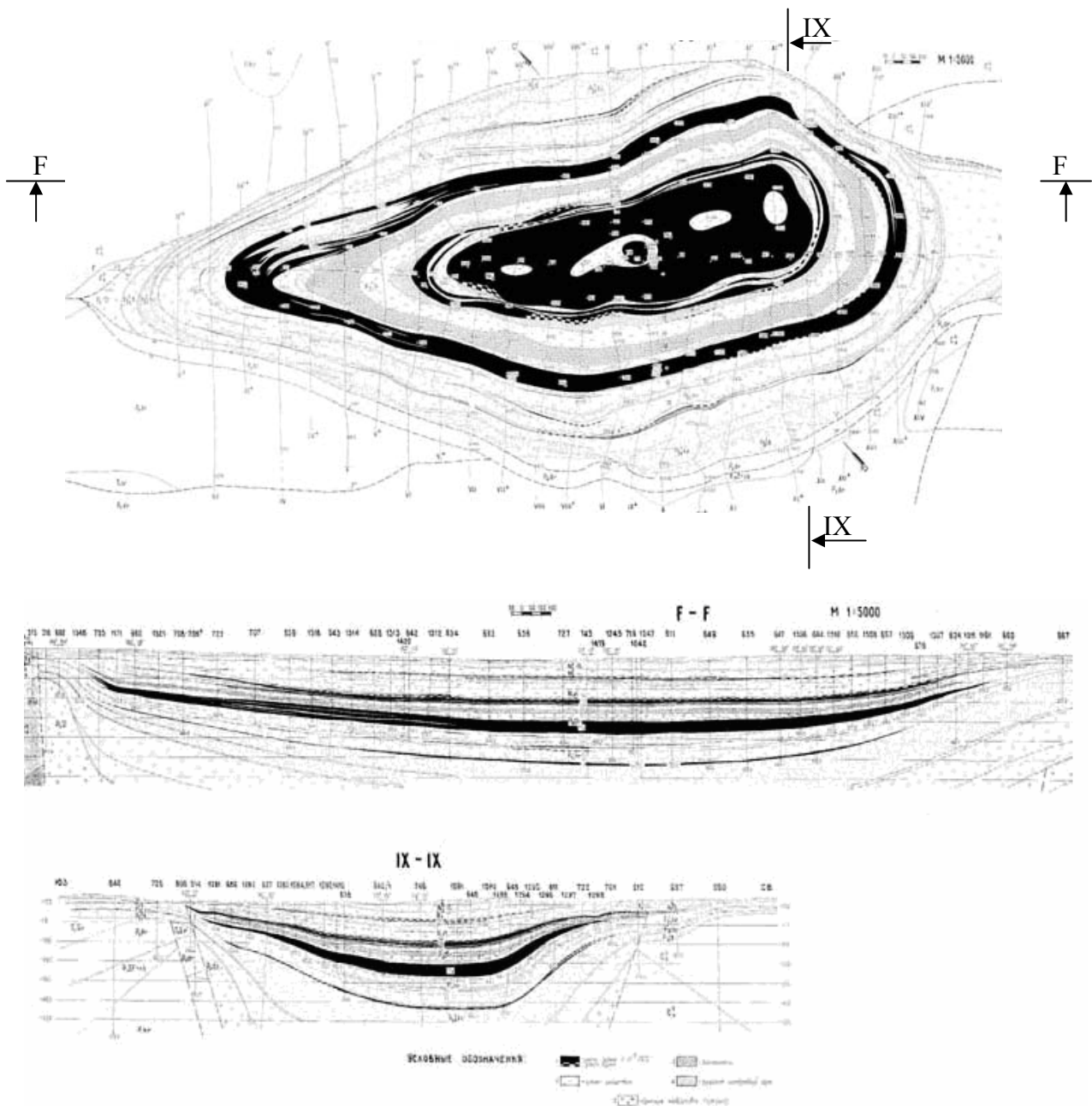


Рис. 15.6. План горизонту – 100 м та геологічні розрізи по Ново-Дмитрівському родовищу бурого вугілля

З урахуванням цього розподіл гірничої маси за різновидами наведено в табл. 15.1. У зв'язку з похилим падінням крил вугільних пластів на виділених горизонтах кар'єрного поля розміщені як вугільні, так і розкривні вибої. При невеликій потужності Верхнього горизонту він може відпрацьовуватися повністю по висоті у межах одного уступу. У той же час вибої по Складному й Основному горизонтам поділяються по суміжних 3 – 5 уступах на різній їх висоті. У зв'язку з цим при плануванні добувних робіт повинно передбачатися роздільне виймання вугілля й порід розкриву в одному вибої.

На підставі отриманої залежності (12.4) річна продуктивність Ново-Дмитрівського кар'єру по гірничій масі становить 45,6 млн м<sup>3</sup>, у т.ч. по вугіллю 9 млн т і по вуглистій масі – 23,9 млн т. Основним показником ефективності робо-

ти кар'єру є забезпечення планової продуктивності з видобутку корисної копалини при мінімально необхідній поточній величині виймання порід розкриття. При заданих параметрах Ново-Дмитрівського кар'єру, коли верхні уступи практично не містять запасів вугілля, доцільно інтенсифікувати гірничі роботи для розкриття всієї товщі продуктивних пластів до кінцевої глибини й утворення виробленого простору для складування відходів гірничого виробництва. При цьому під відходами розуміються не тільки пусті породи, які не можуть бути використані у народному господарстві, а й зола, утворена при спалюванні вугілля на ТЕЦ.

Таблиця 15.1

Структура запасів вугілля й вуглистих глин Ново-Дмитрівського родовища

Горизонти розробки (позначки покрівлі й підшви), м	Гірнична маса, млн.м <sup>3</sup>	Породи розкриття, млн м <sup>3</sup>		Вугілля, млн·м <sup>3</sup> млн·т	Вуглисті глини, млн·м <sup>3</sup> млн·т	Вуглиста маса, млн·м <sup>3</sup> млн·т	Шаровий коефіцієнт розкриття, $\frac{м^3/м^3}{м^3/т}$	
		усього	без вуглистих глин				по вугіллю	по вуглистій масі
(+125) – +(50)	420,9	420,9	415,5	–	<u>4,50</u> 5,85	<u>4,50</u> 5,85	–	–
(+50) - (±0)	385,3	342,7	226,9	<u>42,6</u> 54,1	<u>115,8</u> 150,5	<u>158,4</u> 204,6	<u>8,04</u> 6,73	<u>1,6</u> 1,25
(±0) - (-50)	338,3	290,4	198,4	<u>47,8</u> 60,8	<u>92,0</u> 119,6	<u>139,8</u> 180,4	<u>6,08</u> 4,78	<u>1,43</u> 1,10
(-50) - (-100)	324,3	206,5	92,5	<u>117,8</u> 149,6	<u>114,0</u> 148,2	<u>231,8</u> 295,1	<u>1,75</u> 1,38	<u>0,40</u> 0,31
(-100) - (-150)	226,4	153,7	–	<u>72,7</u> 92,4	<u>153,7</u> 200	<u>233,1</u> 340,3	<u>2,10</u> 1,6	<u>0</u> 0
(-150) - (-200)	205,7	119,5	119,5	<u>86,2</u> 109,5	–	<u>86,2</u> 109,5	<u>1,38</u> 1,09	<u>1,38</u> 1,09
(-200) - (-250)	97,2	56,5	56,5	<u>40,7</u> 51,7	–	<u>40,7</u> 51,7	<u>1,38</u> 1,09	<u>1,38</u> 1,09
Усього	1998,1	1590,2	1109,3	<u>407,8</u> 518,1	<u>480,0</u> 624,0	<u>887,8</u> 1142,1	<u>3,90</u> 3,07	<u>1,25</u> 0,97

Розподіл обсягів гірничої маси у період відпрацювання родовища залежить від темпу поглиблення гірничих робіт та інтенсивності посування робочих уступів. Своєрідне залягання вугільних пластів на Ново-Дмитрівському родовищі визначило різке зниження шарового коефіцієнта розкриття з 6,73 до 1,09 м<sup>3</sup>/т при переході добувних робіт з 2 до 7 уступу. Це у свою чергу викликає й нерівномірний видобуток вугілля по уступах.

Значні обсяги виймання гірничої маси й необхідність видачі їх на поверхню у період розкриття кар'єрного поля визначають доцільною транспортну систему розробки із застосуванням потужних стрічкових конвеєрів, драглайнів і роторних екскаваторів. Установлена середньорічна інтенсивність посування фронту гірничих робіт на рівні 60 м повинна корегуватися по робочих горизонтах з урахуванням продуктивності екскаваторів і відповідності їх лінійних параметрів висоті уступів.

Для різнотипних гірничих порід обґрунтовано розподіл стійкості окремих уступів з урахуванням розміщення на них потужного гірничотранспортного устаткування й без нього. Розглянуто наступні породи: суглинки, глини піщані, глини монтморилонітові, глини вуглисті, вугілля, глини опоковидні, діатоміти, піски. Розрахунки виконано з урахуванням капілярного зволоження, а також у природному стані й при введенні до них коефіцієнта запасу стійкості. Відповідно до рекомендацій інституту ВІОГЕМ, при виконанні розрахунку стійкості у глинистих породах уводиться коефіцієнт запасу стійкості, який становить:

$$K_{\text{зп}} = \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \eta_3, \quad (15.3)$$

де  $\eta_1$  – погрішність визначення вихідних характеристик міцності зразків гірських порід (7%);  $\eta_2$  – погрішність розрахунків у глинистих породах внаслідок їх повзучості й набрякання (20 – 30%);  $\eta_3$  – погрішність визначення середньої величини об'ємної ваги та методів розрахунку (15 – 20%).

Крім того, при розрахунку стійкості глинистих порід визначається залежність між їх зчепленням у масиві й зчепленням у зразку, що враховує коефіцієнт структурного ослаблення масиву й приймається для піщано-глинистих порід на рівні 0,3 – 0,8.

Монтморилонітові глини є основними породами розкриття, що залягають в умовах Ново-Дмитрівського родовища. Група слабких (глинистих) порід досить різноманітна. Вони являють собою темно-сірі й сірі, переважно монтморилонітові склади з малопотужними прошарками вуглистих глин, вугілля, слабких мергелів і мергелеподібних вапняків. Основною їх властивістю є схильність до пластичних деформацій у бортах кар'єру. Всі різновиди глин грудкуваті.

Для встановлення коефіцієнтів стійкості укосів уступів прийнята круглоциліндрична поверхня зрушення з виходом у нижній брівці уступу, що чисельно розрахована за методом Г.Л. Фісенко. З урахуванням того, що монтморилонітові глини глибинних горизонтів за дослідженнями геологорозвідувальних партій мають грудкувату текстуру з численними порізно орієнтованими поверхнями ковзання, а також з тріщинами переважно крутого падіння (80 – 85°), для розрахунків стійкості уступів застосовувалася перша схема поверхні зрушення як найнебезпечніша. З урахуванням отриманих даних, середня висота уступів, складених монтморилонітовими глинами, повинна становити при верхньому черпанні не більше 20 м, а кут укосу не повинен перевищувати 30°, що дозволить розкривати й експлуатувати уступи у стійкому стані.

На основі прогнозої оцінки гідродинамічного режиму встановлено, що в умовах Ново-Дмитрівського родовища приплив підземних вод буде становити 200 – 600 тис. м<sup>3</sup>/добу при гідравлічному тиску до 3 – 5 тис. кПа. Застосування потужних одноківшових та роторних екскаваторів в умовах суттєвого обводнення робочих уступів ускладнюється за рахунок великого тиску на ґрунт та значних водо-припливів. Зниження тиску підземних вод і осушення гірського масиву на робочих горизонтах за відомими технологіями здійснювати технічно складно й економічно невигідно. Тому раціональним з точки зору технології ведення гірничих робіт буде розкриття обводненого родовища шляхом послідовного проведення до

низу кар'єрного поля низки розрізних траншей з формуванням у їх контурі водоїми для роботи земснаряду. За рахунок можливості знизити втрати корисних копалин у водозахисних ціликах, зменшується собівартість й енергетичні потреби виробництва та у цілому підвищується ефективність розробки.

Видалення гірничої маси із виробок розкриття можливо здійснювати у процесі їх проведення драглайном послідовно від земної поверхні до рівня виявлення підземних вод, нижче якого на дні кожної траншеї встановлюють земснаряд з обладнанням напірного гідротранспорту. Поглиблюють дно траншеї кожен раз на глибину копання земснаряда і так продовжують до рівня проектної глибини кар'єру. Розпушену земснарядом гірничу масу сумісно із підземною водою відкачують гідротранспортом на денну поверхню, де складують за різновидами, одночасно осушуючи кар'єрне поле. При цьому кожну верхню ділянку уступу відповідної траншеї на робочому борті кар'єру розширюють драглайнами, гірничу масу від яких переміщують на поверхню звичайними видами транспорту, а породи розкриву, при можливості, складують у внутрішньому відвалі з підшовою на рівні проектної глибини кар'єру слідом за посуванням земснаряда до проектного контура протилежного борту кар'єрного поля (рис. 15.7).

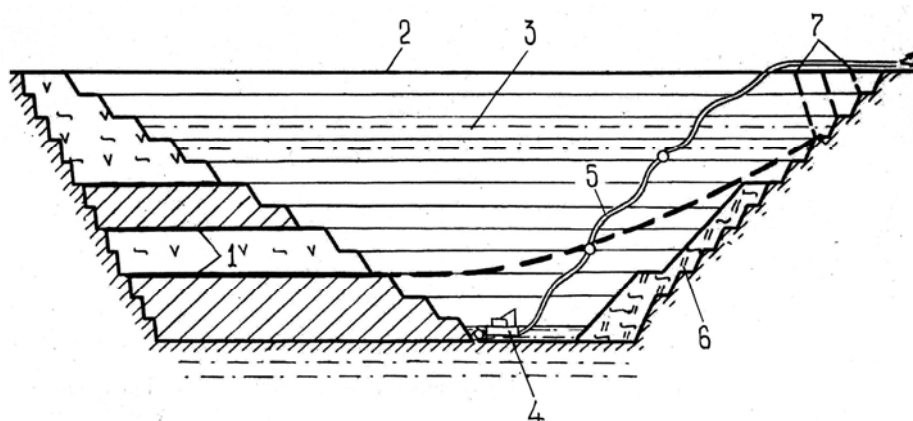


Рис. 15.7. Схема розкриття обводнених родовищ з м'якими корисними копалинами та вміщуючими породами: 1 – вугільні горизонти; 2 – денна поверхня; 3 – рівень підземних вод; 4 – земснаряд; 5 – напірний пульпопровід; 6 – внутрішній відвал порід розкриву; 7 – розрізні траншеї розкриття

В умовах відкритої розробки Ново-Дмитрівського буровугільного родовища запропонована технологія розкриття й відпрацювання гірничої маси дозволяє поєднати транспортні та дренажні роботи в одному процесі. У нижній обводненій частині кар'єрного поля розкриття траншеї проводяться з вийманням гірничої маси двома земснарядами типу 500-60МН з продуктивністю кожного по пульпі 5500 м<sup>3</sup>/год і по твердому 460 м<sup>3</sup>/год. Встановлена потужність електродвигунів 450 кВт. Глибина копання до 15 м. Річна продуктивність по твердому 1,2 млн м<sup>3</sup>/рік. Після досягнення проектної глибини кар'єру фронт гірничих робіт посувається до протилежного борту кар'єрного поля, а породи розкриву складуються у виробленому просторі позаду земснаряда. Застосування запропонованої технології дозволить відмовитись від консервації на дні кар'єру охоронного цілика обсягом 90 млн. м<sup>3</sup> та зменшити витрати електроенергії на видалення дренажної води обсягом 60 МВт/рік.

Розширення й відпрацювання кожного нового зневодненого горизонту доцільно здійснювати екскаваторами з нижнім копанням, а вивезення породи виконувати стрічковими конвеєрами, виключаючи, по можливості, автомобільні перевезення. Для цього як базове гірничотранспортне устаткування прийняті драглайни типу ЕШ-20/90 і конвеєри з шириною стрічки 2000 мм, а також і відповідні їм за продуктивністю самохідні бункери-перевантажувачі й відвалоутворювачі [15]. На поверхні породи розкриття складаються відвалоутворювачами роздільно по різновидам у прилеглих балках, утворюючи техногенні родовища. Там же влаштовуються ємності для відкачування підземних вод, що обгороджуються дамбами із суглинків верхнього горизонту кар'єра. Зневоднене вугілля стрічковими конвеєрами подається на ТЕС.

Таблиця 15.2

Графік розкриття і підготовки Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

№ горизонту (позначка)	Етапи								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
	Річні об'єми виймання гірничої маси, млн м <sup>3</sup> / календарний термін відпрацювання етапу, роки								
I(+125) – (+65)	$\frac{1,5/0,5}{\text{ЕШ№1}}$	$\frac{3,4/1,5}{\text{ЕШ№1}}$	$\frac{5,3/2,5}{\text{ЕШ№1,2}}$	$\frac{7,2/4}{\text{СРс№1}}$	$\frac{9,1/4,3}{\text{СРс№1}}$	$\frac{10,9/5,6}{\text{СРс№1}}$	$\frac{12,9/7,6}{\text{СРс№1}}$	$\frac{14,8/9,7}{\text{СРс№1}}$	$\frac{16,7/12,1}{\text{СРс№1}}$
II(+65) – (+5)	–	$\frac{1,5/2}{\text{ЕШ№3}}$	$\frac{3,4/3}{\text{ЕШ№3}}$	$\frac{5,3/4}{\text{ЕШ№3,4}}$	$\frac{7,2/5,5}{\text{СРс№2}}$	$\frac{9,1/6,8}{\text{СРс№2}}$	$\frac{10,9/8,3}{\text{СРс№2}}$	$\frac{12,3/10,1}{\text{СРс№2}}$	$\frac{14,8/12,2}{\text{СРс№2}}$
III(+5) – (–55)	–	–	$\frac{1,5/3,5}{\text{ЕШ№1}}$	$\frac{3,4/4}{\text{ЕШ№3,4}}$	$\frac{5,3/5}{\text{ЕШ№1,2}}$	$\frac{7,2/6,5}{\text{ЕШ1,2,3}}$	$\frac{9,1/7,8}{\text{ЕШ1,2,3}}$	$\frac{10,9/9,3}{\text{ЕШ1,2,3}}$	$\frac{12,3/11,4}{\text{ЕШ№1,2,3}}$
IV(–55) – (–115)	–	–	–	$\frac{1,5/4}{\text{МН№1}}$	$\frac{3,4/5}{\text{ЕШ№3,4}}$	$\frac{5,3/6}{\text{ЕШ№3,4}}$	$\frac{7,2/7,5}{\text{ЕШ№2,3,4}}$	$\frac{9,1/8,8}{\text{ЕШ№2,3,4}}$	$\frac{10,9/10,3}{\text{ЕШ№2,3,4}}$
V(–115) – (–175)	–	–	–	–	$\frac{1,5/5}{\text{МН№1,2}}$	$\frac{3,4/6}{\text{ЕШ№1}}$	$\frac{5,3/7}{\text{ЕШ№1,5}}$	$\frac{7,2/8,5}{\text{ЕШ№1,5,6}}$	$\frac{9,1/9,8}{\text{ЕШ№1,5,6}}$
VI(–175) – (–235)	–	–	–	–	–	$\frac{1,5/6}{\text{МН1,2}}$	$\frac{3,4/7}{\text{ЕШ№7}}$	$\frac{5,3/8}{\text{ЕШ№7,8}}$	$\frac{7,2/9,5}{\text{ЕШ№7,8,9}}$
VII(–235) – (–295)	–	–	–	–	–	–	$\frac{1,5/7}{\text{МН№1,2}}$	$\frac{3,4/8}{\text{ЕШ№10}}$	$\frac{5,3/9}{\text{ЕШ№9,10}}$

Примітка: у знаменнику наведені тип і номер виймального обладнання

У міру поглиблення гірничих робіт верхні горизонти кар'єру дреноються від підземних вод, здобувають більш високу несучу здатність і можуть відпрацьовуватися роторними екскаваторами з великою продуктивністю. З табл. 15.2 видно, що проведення розрізної траншеї глибиною 30 м на довжину 500 м драглайном ЕШ-20/90 №1 з нормативною продуктивністю при навантаженні породи на стрічковий конвеєр здійснюється за 0,5 року.

Розширення й подовження траншей для підготовки площадки до розкриття кожного з нижніх горизонтів цим же екскаватором виконується за один рік (рис. 15.8). При посуванні фронту робіт у поздовжньому й поперечному напрямках на

розкритому горизонті збільшується об'єм гірничих робіт, внаслідок чого послідовно вводяться в експлуатацію нові драглайни №№ 2,3,4 – 10. На 4-му етапі після 2,5 років від початку будівництва кар'єру великий обсяг виймальних робіт на I горизонті дозволяє уведення в експлуатацію роторного екскаватора СРС-6300 №1. Надалі такий же екскаватор №2 уводиться для розробки 2-го горизонту на протязі 5,5 років розкриття. Загальний термін будівництва кар'єру до глибини 380 м з виходом на проектну продуктивність триває 15 – 17 років.

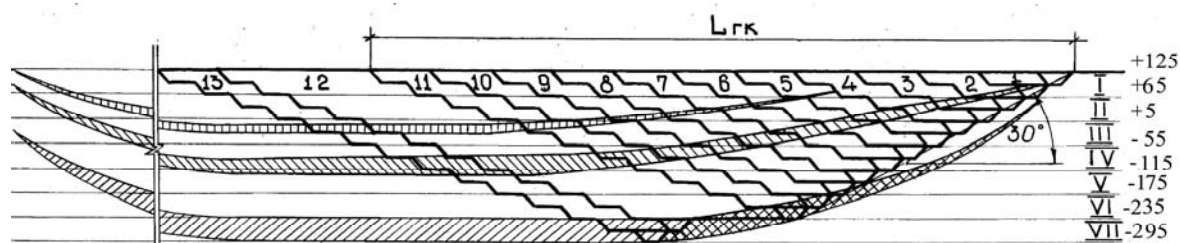


Рис. 15.8. Схема пошарового розкриття горизонтів при будівництві Ново-Дмитрівського вугільного кар'єру

Оскільки висота уступів обмежена умовами стійкості обводнених порід, раціональне використання за продуктивності параметрів драглайна й вибійного стрічкового конвеєра може бути досягнуте при поділі уступу висотою 60 м на три підступи. Систематичне поглиблення гірничих робіт ведеться від земної поверхні до рівня кінцевої глибини кар'єру. Перша західка по нижньому підступу шириною 60 м на глибину 30 м відпрацьовується драглайном нижнім копанням. Багатоланковий стрічковий конвеєр розміщують на верхній площадці другого підступу. Навантаження гірничої маси на стрічковий конвеєр ведуть через самохідний бункер-перевантажувач. Після відпрацювання першої західки, переміщуючись у зворотному напрямку, драглайн верхнім черпанням відпрацьовує другу західку на другому підступі висотою 15 м, а потім, рухаючись до початкового положення – третю західку на третьому підступі висотою 15 м (рис. 15.9).

У процесі відпрацювання західок ланки стрічкового конвеєра переміщуються у напрямку до товщі вибою другого підступу відповідно до переміщення драглайна. Запропонована схема гірничотранспортних робіт запобігає вийманню значних обсягів порід розкриття в початковий період розробки кар'єрного поля й підвищує безпеку експлуатації крупногабаритного устаткування. Кут укосу робочого борту кар'єру становить 14 – 15°. Переміщення драглайна уздовж нижнього й верхніх підступів істотно подовжує фронт виймальних робіт на уступі. Розробка породи нижнім копанням утворює сприятливі умови для осушення верхнього масиву, що дозволяє вести відпрацювання верхніх уступів роторними екскаваторами з великими лінійними параметрами й продуктивністю. Для утворення безпечних умов розкриття й відпрацювання родовища потрібне систематичне проведення дренажних заходів. Їх завданням є осушення бучакського й харківського водоносних горизонтів у крайових частинах мульди для зниження їх напору до рівня підшови Основного вугільного горизонту й на ділянках, підготовлених до розробки.

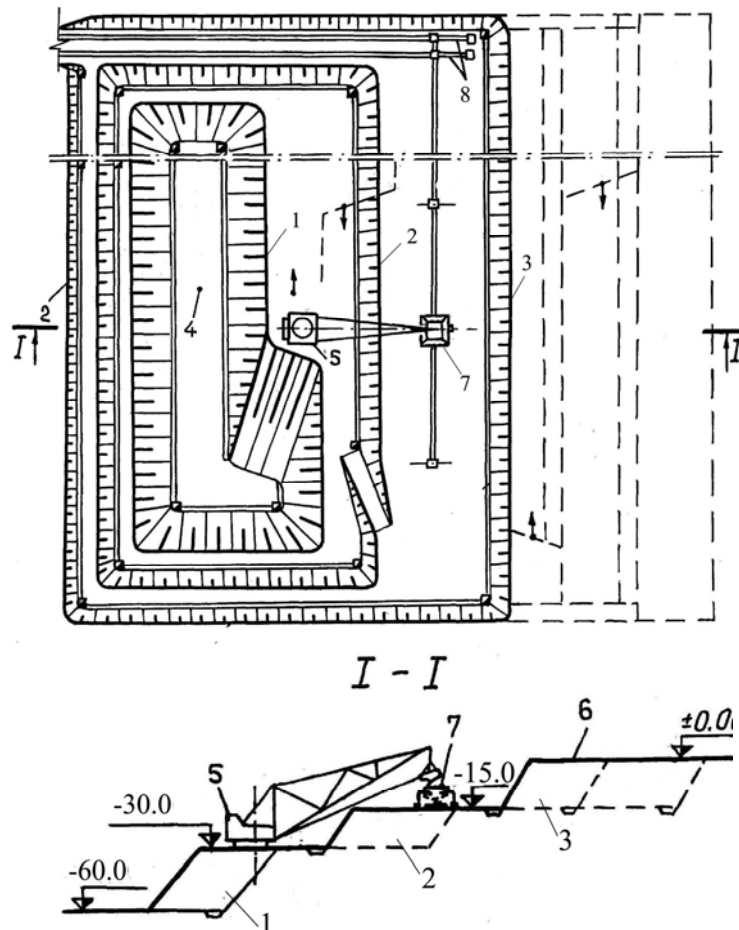


Рис. 15.9. Схема відпрацювання уступу висотою 60 м драглайном ЕШ-20/90 з навантаженням породи до стрічкового конвеєру: 1 – 3 – підступи; 4 – контур початкової розрізної траншеї; 5 – драглайн; 6 – земна поверхня; 7 – бункер-перевантажувач; 8 – магістральні стрічкові конвеєри для транспортування різнотипних порід

У результаті досліджень виділено три ділянки для розміщення зовнішніх відвалів (рис. 15.10). Ділянка №1 прилягає до балки, розташованої на відстані 0,5 – 2,5 км від південно-західного борту кар'єру. Ділянка №2 прилягає до балки, розташованої на відстані 6 км на захід від кар'єру. Ділянка №3 розташовується на відстані 0,5 км від південно-східного борту кар'єра. Стійка висота відвальних ярусів суглинків – 15 м, супісєй – 15 м, глини піщаної – 20 м, глини монтморилонітової – 20 м, пісків – 12 м, глини вуглистої – 40 м, глини опоководної – 23 м, діатомітів – 35 м.

З урахуванням виконаних досліджень собівартість видобутки 1 т вуглистої маси становить 27,4 грн або у розрахунку на 1 т вугілля – 72,76 грн. Повна утилізація вуглистих глин для виробництва електроенергії є економічно вигідною. Крім того, з'являється реальна можливість екологічного захисту навколишнього середовища від складування її у відвали, що в економічному й матеріальному відношенні досить істотно. Крім того, родовище може слугувати сировинною базою для попутного видобутку інших коштовних корисних копалин: самородної сірки, керамічних глин, діатомітів, скляних і будівельних пісків, вапняків, а також свинцево-цинкових і ртутних руд. Їх селективне виймання при

видобутку вугілля, роздільне складування у відокремлених сховищах і наступна реалізація як основної сировини заводами будівельних матеріалів і залізобетонних конструкцій (міста Слов'янськ, Краматорськ, Костянтинівка, Харків), підприємствами хімічної промисловості (міста Слов'янськ, Павлоград, Костянтинівка), а також іншими споживачами забезпечує істотне зменшення витрат на комплексне освоєння даного буровугільного родовища. Якісна характеристика бурого вугілля, його речовинний і петрографічний склад, технічні властивості дозволяють рекомендувати добуте вугілля використовувати як енергетичне й побутове паливо, а також для одержання гірського воску. При цьому брикетування вугільного дріб'язку для одержання брикетів побутового палива може здійснюватися без введення спеціальних сполучних добавок.

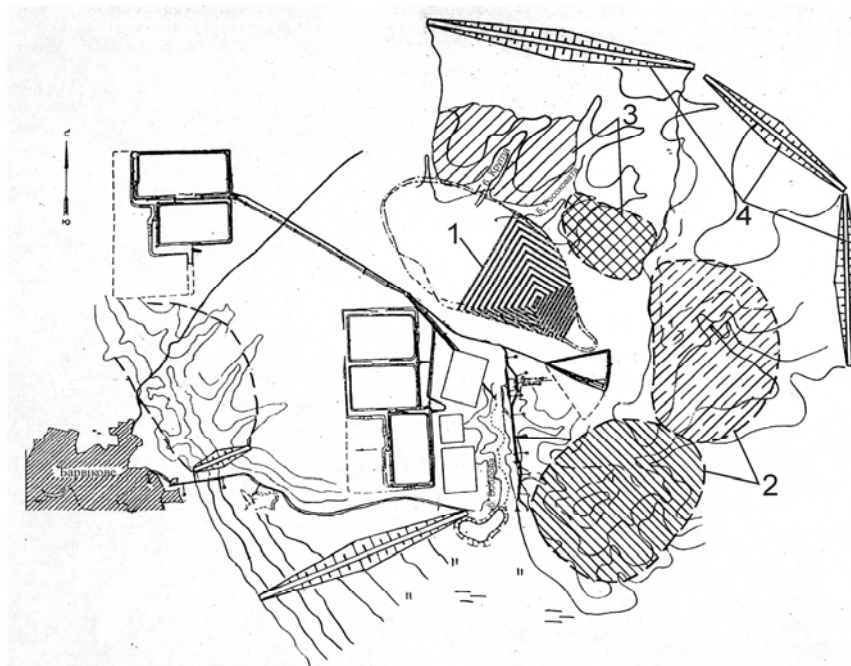


Рис. 15.10. Схема розміщення гірничо-енергетичного комплексу: 1 – межа кар'єру поверхнею; 2 – відвали порід розкриття; 3 – водосховища стічних вод; 4 – дамби водосховищ

За оцінками даними на сировинній базі Ново-Дмитрівського родовища можливе будівництво ТЕС із потужністю 1800 – 2400 МВт. Для її роботи буде потрібно споживати щорічно до 19,5 млн т вуглистої маси. Витрати на спорудження теплостанції, виходячи з вартості 1300 дол. США за 1 кВт потужності, складуть 2,34 – 3,12 млрд дол. США. Кошторисна вартість на будівництво заводу з виробництва товарного воску в обсязі 15 тис.т/рік становить 169,4 млн грн. Капітальні вкладення на будівництво брикетної фабрики при річному виробництві брикету 2 млн т/рік оцінені в 130,4 млн. грн.

Виходячи з питомої ваги застосування 65% палива у роботі ТЕС, експлуатаційні витрати на виробництво 1 кВт·год електроенергії складуть 5,27 коп. Термін будівництва I-ї черги – 4 роки. Собівартість 1 кг воску за даними гірничого центру АГН України дорівнює 2,92 грн. Термін будівництва заводу – 3,5 роки. Собівартість 1 т брикету за даними ВАТ "ДНПРОГІПРОШАХТ" 94,66 грн. Термін будівництва фабрики 3 роки. На основі відходів виробництва ТЕС



можливо здійснити будівництво заводу залізобетонних виробів з виробничою потужністю не менше одного млн м<sup>2</sup> щорічно. Капітальні вкладення у будівництво заводу оцінюються в 96,3 млн грн. Собівартість 1 м<sup>2</sup> виробу 43,65 грн. Термін будівництва заводу 2 роки. Прискорене освоєння проектної потужності Ново-Дмитрівського кар'єру можливо здійснити шляхом уведення в експлуатацію розташованих поблизу 2 – 3 дрібних родовищ (Бантишевське, Степківське та ін.) з простими гірничогеологічними умовами залягання. Це суттєво компенсує витрати на підготовку й будівництво основного гірничого підприємства.

#### **15.4. Технологія розробки родовищ залізних руд з вийманням скельних порід розкрити крутопохилими підшвоуступними шарами**

Як відзначалося раніше (див. розд. 12.9), раціональна технологія відкритої розробки крутоспадних родовищ припускає цілеспрямований розвиток **зони поглиблення** в одному з торців кар'єрного поля з мінімальною потужністю покриваючих порід. При допустимому темпі поглиблення для кар'єрного транспорту продуктивність з видобутку руди забезпечується формуванням робочої зони й розвитком її вздовж рудного покладу уступами висотою 12 – 15 м з шириною робочих площадок на кожному горизонті у межах 50 – 60 м. При досягненні зоною поглиблення кінцевої глибини кар'єрного поля у виробленому просторі можливо організувати відвал, породи розкрити до якого будуть доставляти з розташованих вище вибоїв. Відомо, що підтримка усіх робочих уступів у розкритій робочій зоні кар'єру в нормативному положенні з робочими площадками відповідає шпильастому графіковому режиму гірничих робіт. Внаслідок цього продуктивність робочих екскаваторів на кожному з уступів невелика, їх кількість досить значна, а загальний обсяг розроблюваних порід розкрити при виході на кінцеві контури кар'єру поверхнею максимальний. Результируючий кут укосу робочого борту по породах розкрити становить 15 – 18° [15].

На практиці поліпшення умов розробки порід розкрити й зменшення поточного обсягу їх виймання ведуть шляхом безсистемного здвоювання й збільшення кількості уступів з приведенням їх укосів до тимчасово неробочого стану. При цьому кількість робочих екскаваторів для їх розробки різко скорочується, зменшується значення поточного коефіцієнта розкрити. Кут укосу робочого борту збільшується до 20 – 25°. Однак слід зазначити, що горизонтальне переміщення розкритих уступів у межах кар'єрного поля регламентується необхідною швидкістю посування фронту гірничих робіт. При систематичному поглибленні рудних уступів потрібна періодична розконсервація верхніх тимчасово неробочих уступів по породах розкрити. Це можливо здійснити тільки поуступно по одному зверху донизу з випередженням верхнього уступу щодо нижнього, як мінімум, на ширину екскаваторного блока. У результаті цього час на розконсервацію істотно збільшується.

Для поліпшення організації виймання пустих порід при зростаючому поточному коефіцієнті розкрити пропонується змінити напрямок відпрацювання уступів замість горизонтального на крутопохиле під кутом 38 – 45° до горизонту. У цьому випадку робоча зона кар'єру по породах розкрити формується з де-

кількох крутопохилих шарів, розташованих вхрест простягання рудного покладу з горизонтальною шириною кожного не менше 50 – 60 м, що відповідає мінімальним розмірам робочих площадок у глибоких кар'єрах. Відпрацювання уступу в кожному шарі ведуть панелями уздовж фронтального борту. Після її завершення виймальні роботи переміщують на нижній уступ у цьому ж шарі й так до повного його відпрацювання. Тут під **етапом** розуміється формування певної кількості крутопохилих шарів по породам розкриттю на фронтальних бортах  $V_{e.v}$  і  $V_{e.l}$  з боку висячого й лежачого бортів кар'єру, що відпрацьовуються одночасно по одному уступу в кожному з них, відповідно до встановленого темпу поглиблення добувних робіт [15]. Як правило, темп поглиблення розкривних робіт в етапі повинен збігатися з темпом поглиблення добувних.

З літературних джерел [15, 28] відомо, що розробка гірничої маси, при якій відпрацювання уступів у крутопохилому шарі ведуть послідовно один за одним зверху донизу з випередженням верхнього, називається **підшвоуступною**. При цьому робоча площадка у крутопохилому шарі орієнтується уздовж фронтального борту кар'єру з кутом нахилу до 20 – 30° до простягання й відпрацьовується у напрямку від торця з капітальними залізничними з'їздами до протилежного. Зміна напрямку посування фронту гірничих робіт на крутопохиле  $\nu_{KH}$  у межах стійкого стану відслоненого гірського масиву (рис. 15.11) дозволяє значно збільшити кут нахилу робочого борту. При цьому гірничі роботи ведуть із застосуванням автомобільного транспорту у вибоях на робочих уступах, а залізничного з екскаваторним перевантаженням гірничої маси – на неробочих у торцях кар'єру.

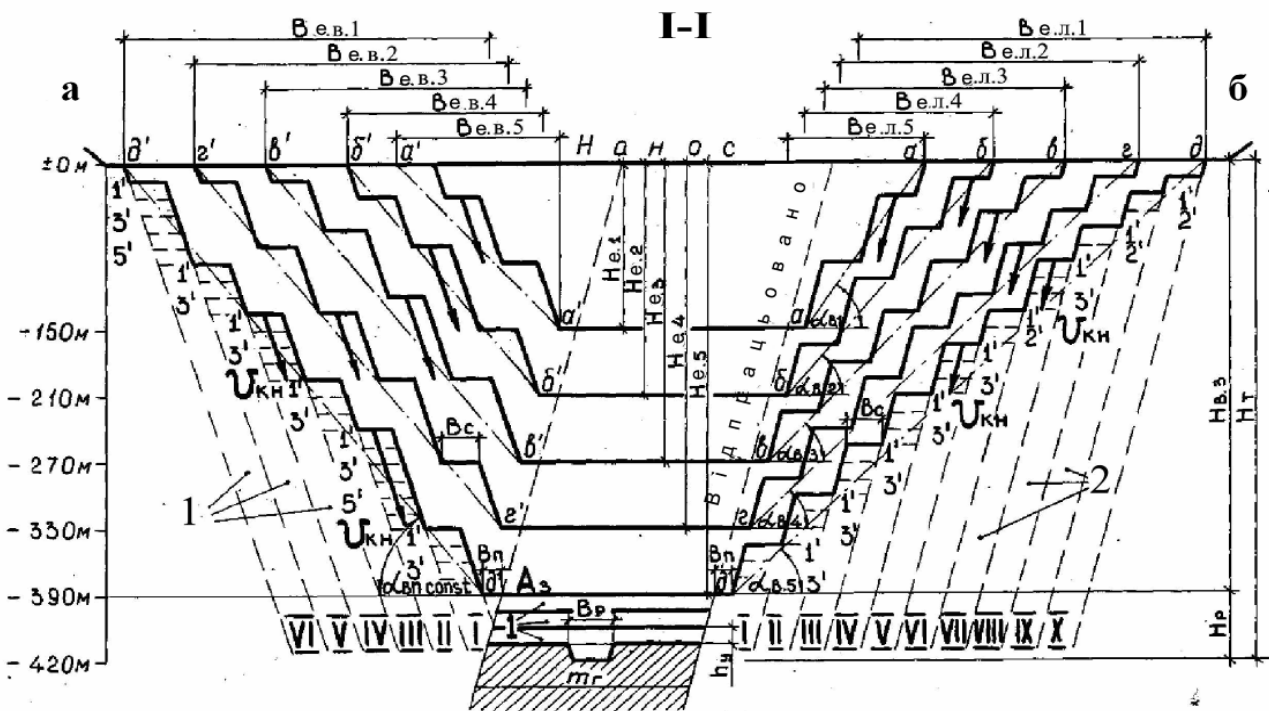


Рис. 15.11. Схема відпрацювання порід розкриттю крутопохилими шарами з нормативними (а) і скорегованими (б) параметрами: 1,2 – крутопохилі шари; 1' – 15' – послідовність відпрацювання уступів висотою 15 м на тимчасово законсервованих ділянках робочого борту; аа – дд; а'а' – д'д' – границі етапів відповідно положенням а і б

Оскільки залізничні комунікації споруджуються капітальними, торець кар'єру з їх розташуванням і прилеглими до нього ділянками кар'єру відбудовують у проектне положення в першу чергу. На кожному поперечному перерізі кар'єра кут нахилу фронтальних бортів по породах розкриву формується максимально можливим за умовами стійкості. За рахунок цього значення поточного коефіцієнта розкриву  $K_T$  на кожному етапі мінімальне й поступово зростає при зниженні дна кар'єру.

При досягненні кінцевої глибини кар'єрного поля значення  $K_m$  співпадає зі значенням кінцевого коефіцієнта розкриву  $K_{cp}$ . Після цього переміщення нижньої робочої площадки у напрямку до протилежного торця кар'єру характеризується рівністю  $K_m = K_{cp}$ . Таким чином, підтверджується економічна доцільність розробки крутоспадних родовищ із наростаючим графіком режиму гірничих робіт, запропонованим уперше акад. В.В. Ржевським

Дослідження показують, що інтенсифікація гірничих робіт на кар'єрах, де тимчасово неробочі ділянки досягли критичних розмірів, можлива тільки одним шляхом – поетапним їх переміщенням у нові положення крутопохилими шарами з підшвоуступним вийманням порід розкриву в кожному з них [11,15]. Встановлено, що крутопохилі шари варто формувати по скельних породах розкриву на фронтальних бортах, починаючи від виходу покладу корисної копалини під наноси по лежачому й висячому боках родовища у поперечному перерізі. У торцях кар'єру передбачаються з'їзди для вивезення породи на перевантажувальні пункти, а ширина по низу додатково включає уловлювальну площадку шириною  $B_{II}$  (м), роль якої виконує частина розкривної робочої площадки у нижньому положенні етапу (див. рис. 15.11). Між робочими площадками в шарі, відповідно до Правил охорони праці, залишають тимчасово законсервовані уступи з бермами безпеки нормативної ширини. Поглиблення гірничих робіт виконують в області торця кар'єру з постійними транспортними комунікаціями.

З рис. 15.12 видно, що при зниженні добувних робіт на задану величину  $H_P$  (м) з положення 2 у положення 3 робочий борт кар'єру по розкриву переміщується на ширину етапу  $B_E$  (м), що визначається за формулою

$$B_E = \frac{H_P \sin(180^\circ - \alpha_B - \gamma)}{\sin \alpha_B \cdot \sin \gamma}, \quad (15.4)$$

де  $\alpha_B$  й  $\gamma$  – кути нахилу робочого борту кар'єру по породах розкриву й падіння рудного покладу відповідно, град.

Обсяг порід розкриву в етапі  $V_E$  (м<sup>3</sup>) визначається із співвідношення

$$V_E = \frac{0,5H_P(H_{e.1} + H_{e.2})L_{CP} \sin(180^\circ - \alpha_B - \gamma)}{\sin \alpha_B \cdot \sin \gamma}, \quad (15.5)$$

де  $H_{e.1}$ ,  $H_{e.2}$  – початкова й кінцева висота етапу за простяганням, м;  $L_{CP}$  – середня довжина робочого горизонту, м

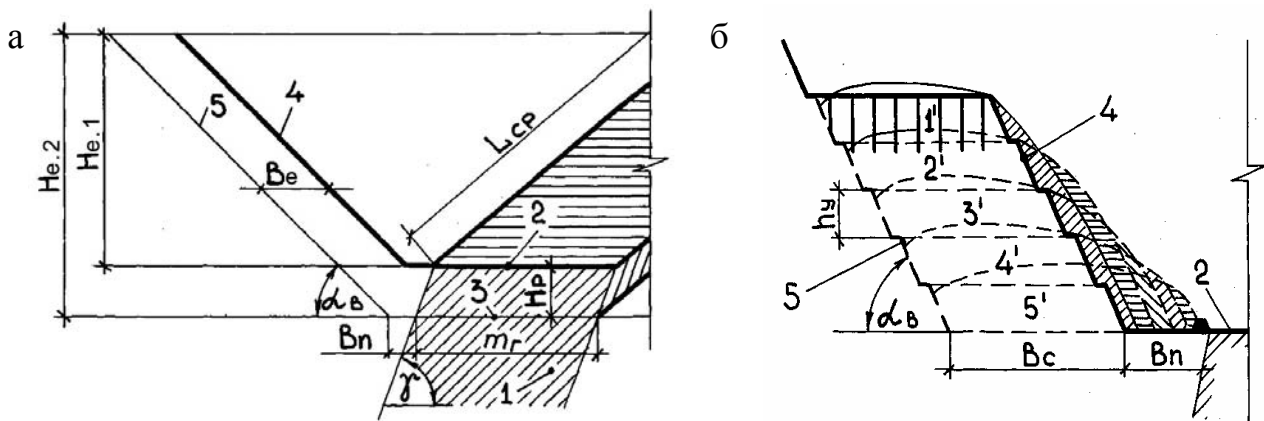


Рис. 15.12. Схема до розрахунку параметрів етапу (а) і крутопохилого шару (б) при зниженні дна кар'єру на величину  $H_p$  (м): 1 – рудне тіло; 2 – 5 – початкове й кінцеве положення дна й нахилу борту кар'єру відповідно; 1' – 5' – положення уступів при відпрацюванні етапу

Обсяг розкривних робіт у кар'єрі при рівних інших параметрах робочої зони визначається величиною кута нахилу робочого борту по породах розкриву. Так, при збільшенні його значення від  $20$  до  $40^\circ$  поточний обсяг виймання порід розкриву знижується приблизно вдвічі. Значення  $H_e$  приймається за умови відпрацювання групи рудних уступів протягом  $7 - 10$  років і більше. Темп поглиблення розкривних робіт у основному залежить від продуктивності й кількості розкривних екскаваторів у робочій зоні, а також організації їх експлуатації й повинен відповідати заданому темпу поглиблення добувних робіт. При розосередженні розкривних екскаваторів по одному на робочій площадці в кожному крутопохилому шарі їх продуктивність буде відповідати нормативній, а час відпрацювання етапу складе  $T_e$  (років)

$$T_e = \frac{V_E}{n_c Q^{e.e.s}}, \quad (15.6)$$

де  $n_c$  – кількість виймальних шарів в етапі, од;  $Q^{e.e.s}$  – річна продуктивність розкривного екскаватора,  $\text{м}^3/\text{рік}$ .

Кількість крутопохилих шарів в етапі  $n_c$  (од.) і кут нахилу робочого борту по породам розкриву  $\alpha_B$  (град.) визначають за формулами

$$n_c = \frac{B_e}{B_c}; \quad \alpha_B = \arctg \frac{H_m}{n_c B_c + H_m \text{ctg} \beta}, \quad (15.7)$$

Реалізація нової технології розкривних робіт виконувалася на залізорудних кар'єрах Кривбасу та Полтавському ГЗК у 2004 – 2012 рр. Відповідно до наведеної класифікації надглибоких кар'єрів (див. розд. 12.2) результати впровадження розглядаються залежно від типу кар'єрного поля та його довжини поперехню.

#### 15.4.1. Кар'єр "Північний" РУ ім. Кірова

Кар'єр "Північний" РУ ім. Кірова з видобутку багатих залізних руд розташований у північно-східному напрямку уздовж залізниці Довгінцево–П'ятихатки, має довжину близько  $600$  м і ширину до  $400$  м. На цей час відпра-

цьований до глибини 66 м. Ділянка розташована в 6 км до північного сходу від міста Кривий Ріг і займає так звану "перерву" між рудниками ім. Кірова й ім. К. Лібкнехта. Відповідно до наведеної класифікації він відноситься до першого типу базових кар'єрів. При збільшенні глибини розробки з 66 до 110 м і розширенні контурів кар'єрного поля можливо залучення до експлуатації 256 тис.м<sup>3</sup> мартитових роговиків з вмістом заліза 55,2%. У зв'язку з цим виконане техніко-економічне обґрунтування доцільності розробки родовища до кінцевої глибини його залягання. При цьому використано нові технічні рішення з розробки різнотипних гірських порід на основі проведених досліджень [11,15].

На цей час південно-східна сторона кар'єру засипана внутрішнім відвалом (рис. 15.13). Із західної й північно-західної сторін уступи пересипані з формуванням загального укосу. Для того щоб опуститися у вибій кар'єру на позначку +14,6 м необхідно бульдозером очистити площадки всіх цих уступів. Із західної сторони кар'єру розташовано два відвали: відвал № 1 місткістю близько 170 тис. м<sup>3</sup> і відвал №2 місткістю близько 80 тис. м<sup>3</sup>. До кар'єру підходять під'їзні колії РУ ім. Кірова. Руда представлена джеспілітами, мартитовими й гідрогематито-мартитовими роговиками, має коефіцієнт міцності від 6 до 14 за шкалою проф. М.М. Протодьяконова Середній вміст заліза в основному шарі 55,21%. Об'ємна вага джеспілітів змінюється від 2,89 до 4,14 т/м<sup>3</sup>, мартитових роговиків – від 2,84 до 3,69 т/м<sup>3</sup>.

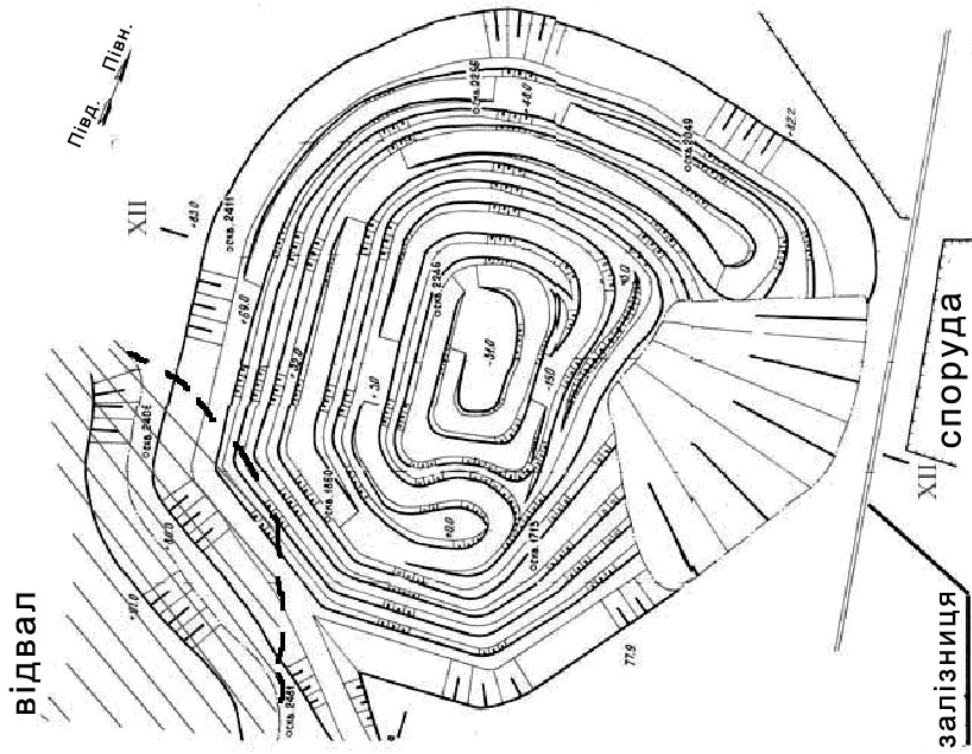
Виконаний гірничогеометричний аналіз умов залягання залізних руд у глибинній частині кар'єру "Північний" показує, що в інтервалі від 66 (абсолютна позначка +14,6 м) до 110 м (позначка –31,0 м) обсяг мартитових роговиків горизонту  $K_2^{5жс}$  становить 256 тис.м<sup>3</sup>. Для встановлених контурів кар'єрного поля обсяг порід розкриття становить 1499 тис.м<sup>3</sup>, у т.ч. роговики гідрогематитові й мартитові горизонту  $K_2^{6жс}$  – 420 тис.м<sup>3</sup>.

Слід зазначити, що мартитові роговики горизонту  $K_2^{5жс}$  будуть відпрацьовуватися з інтенсивністю 51,2 тис. м<sup>3</sup>/рік або 36 днів протягом року; породи розкриття – 317,8 тис. м<sup>3</sup>/рік або 224 дні. Така нерівномірність роботи кар'єру пояснюється значним коефіцієнтом розкриття, що становить 5,85 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>. Практично тільки 1 – 2 зміни на тиждень екскаватор буде відвантажувати багату руду.

Залишкові запаси корисної копалини можливо ввести в розробку із застосуванням нової технології відкритих гірничих робіт. Відомі технології дозволяють розробляти похилі й круті шари з формуванням кутів нахилу робочих бортів до 19 – 24°. Застосування таких технологій на кар'єрі "Північний" нерентабельно, оскільки видобуток корисних копалин необхідно здійснювати вже на початковому етапі розвитку гірничих робіт. Таких результатів можна досягти тільки застосовуючи відпрацювання родовища крутопохилими шарами.

Сформований стан гірничих робіт у кар'єрі дозволяє обґрунтувати доцільність розвитку робочого фронту в західному напрямку. Розконсервація північного, південного й західного бортів виконується разом з формуванням автомобільних з'їздів. Розконсервація східного борту неможлива, оскільки поблизу нього розташована залізниця й промислові споруди. У зв'язку з цим виконання підричних робіт варто вести тільки спеціальними методами, що обмежують дію підривної й сейсмічної хвилі, а також розліт кусків породи. Тому східну частину кар'єрного поля не відпрацьовують, а внутрішні відвали не прибирають.

а



б

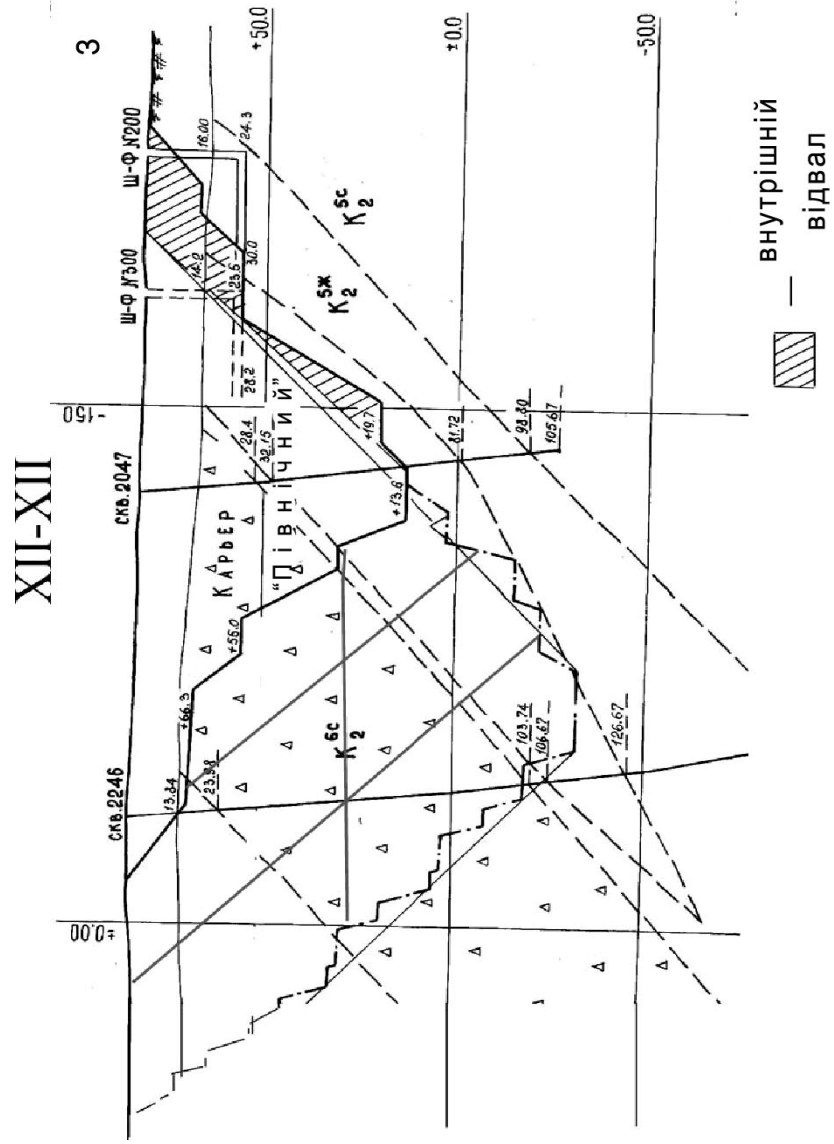


Рис. 15.13. План (а) і переріз (б) кар'єру «Північний» у проектних контурах: 1 – відпрацьовані межі; 2 – проектні контури



На денній поверхні у межах південно-західної ділянки борту кар'єру раніше було закладено 90 тис. м<sup>3</sup> пустих порід, які підлягають переміщенню, бо попадають у зону ведення гірничих робіт. Поновлення їх пов'язане з формуванням зовнішнього з'їзду в південній частині кар'єру. Борти кар'єру при цьому ставляться в кінцеве положення зі спеціальною заукіскою уступів. Створювана автомобільна траса представлена комбінацією петльових і кільцевих з'їздів шириною 21 м. Верхня зона кар'єру розкривається капітальними петльовими з'їздами, нижня – кільцевими. Горизонтальні площадки примикання мають довжину до 30 м.

Встановлено, що при відпрацюванні горизонтальними шарами ( $\alpha_p = 0^\circ$ ) родовище послідовно відпрацьовується від першого по глибині до останнього горизонту в проектних контурах (рис. 15.14). При куті нахилу робочого борту  $16^\circ$  глибина кар'єру при виході першого уступу на поверхню становить 48 м. При формуванні ж борту крутопохилими шарами ( $\alpha_p = 42^\circ$ ) перший уступ збігається з позначкою глибини 62 м. Різне закладення кутів нахилу робочого борту призводить до того, що видобуток руди при  $\alpha_p = 42^\circ$  починається в більше ранній термін. При формуванні крутопохилих шарів родовище відпрацьовується інтенсивніше. При цьому відразу ж залучають до розробки поклад корисної копалини. Швидкість поглиблення при  $\alpha_p = 16^\circ$  становить 7,4 м/рік, а при  $\alpha_p = 42^\circ$  – 16,4 м/рік. Ширина крутопохилого шару дорівнює 32 м, що дозволяє розміщувати виймально-навантажувальне устаткування й забезпечити радіус розвороту автосамоскидів. Висота тимчасово неробочої ділянки 50 м відпрацьовується уступами висотою 10 – 12 м.

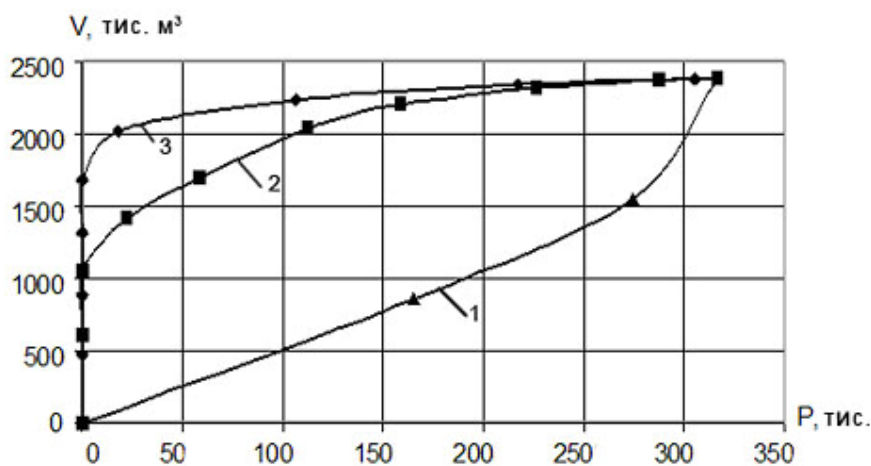


Рис. 15.14. Графіки зміни наростаючого графіка розкриття при відпрацюванні кар'єру "Північний" з кутами укошу робочих бортів: 1 – 42°; 2 – 16°; 3 – 0°

З урахуванням незначних обсягів порід розкриття й малих запасів корисної копалини руда доставляється до місця перевантаження у залізничні вагони вкрай нерівномірно. Тому в пункті розвантаження обладнується акумулюючий склад. З нього руду планується перевантажувати у залізничні вагони двома віброживильниками типу ВПР-3К с годинною продуктивністю 3000 т кожний. Розміщують їх у траншеї й завантажують бульдозером.

На підставі виконаної оцінки стану запасів багатой залізної руди в умовах тимчасово законсервованого кар'єру "Північний" встановлено, що при залученні до попутної розробки гідрогематитових і мартитових роговиків шару

$K_2^{бж}$  річна продуктивність добувних робіт збільшується до 135,2 тис. м<sup>3</sup>, а розкривних – знижується до 233,8 тис. м<sup>3</sup>. При цьому середній коефіцієнт розкриву складе 1,7 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>. Найбільш раціональна схема видобутку відповідає розробці родовища крутопохилими шарами з кутом укосу робочого борту до 42°. Собівартість видобутку однієї тонни залізної руди 26,5 грн. При залученні до попутної розробки гідрогематитових і мартизових роговиків собівартість добувних робіт буде істотно знижена.

#### 15.4.2. Кар'єр № 2-біс ВАТ “АрселорМіттал Кривий Ріг”

Кар'єр №2 – біс відноситься до другого типу базових підприємств. Має проектну глибину 415 м. Розміри кар'єру на поверхні: довжина – 2200 м, ширина – 1200 м. Розміри дна: довжина – 400 м, ширина – 100 м. Середній коефіцієнт розкриву – 0,24 м<sup>3</sup>/т. Відпрацювання Ново-Криворізького родовища кар'єром №2 – біс у межах нинішнього контуру кар'єрного поля при проектній продуктивності 6,5 – 8,5 млн т/рік може бути завершено до 2045 року. Натепер кар'єр відпрацьовує запаси залістих кварцитів, що залягають у західному борті. Поглиблення гірничих робіт виконують в центральній частині кар'єрного поля. При розробці гірничої маси експлуатуються екскаватори типу ЕКГ-5А, ЕКГ-8І й ЕКГ-12,5. Розробка скельних порід здійснюється за допомогою буропідривних робіт. Верхні горизонти відпрацьовують з безпосереднім навантаженням до залізничних вагонів. Породи розкриву з нижніх горизонтів вивозяться автотранспортом до екскаваторних перевантажувальних пунктів і далі залізницею до відвалів. Добута в кар'єрі руда доставляється автотранспортом до перевантажувального вузла конвеєрного підйомника, яким видається на денну поверхню, перевантажується в залізничний транспорт і вивозиться на дробильну фабрику ГЗК.

У 2004 році, з огляду на позитивні результати роботи дослідно-промислової ділянки з постановки бортів кар'єру №2 – біс у кінцеве положення із застосуванням ощадливої технології буропідривних робіт, керівництвом комбінату було ухвалене рішення про розробку порід розкриву в кар'єрі за новою технологією крутопохилими шарами. Відповідно до розробленої методики ширина робочої площадки прийнята 55 м. При куті падіння покладу родовища 58° кут укосу робочого борту становив  $\alpha_p = 42^\circ$ . Ширина виймального шару поверхнею зі сторони висячого й лежачого боків покладу відповідно становила  $B_{e.с} = 80$  м і  $B_{e.л} = 30$  м. Кількість крутопохилих шарів в етапі по висячому боці 2, по лежачому – один. Довжина діагональних і поздовжніх екскаваторних блоків 120 м, кут орієнтування їх до простягання рудного тіла  $\omega = 30^\circ$ . За рахунок застосування нової технології поточний коефіцієнт розкриву був знижений з 0,241 до 0,172 м<sup>3</sup>/т (табл. 15.3). Додатковий приріст підготовленої залізородної сировини за рахунок збільшення кутів укосу робочих бортів склав 20,7 млн т.

Систематичне поглиблення гірничих робіт у південній частині кар'єрного поля з виходом на проектний контур поверхнею сприяє довгостроковій експлуатації діючого конвеєрного підйомника з улаштованою на його нижній площадці конусною дробаркою ККД-1500/180.



## Показники роботи кар'єру №2-біс на 2006 – 2016 рр.

Показник	Термін експлуатації, роки											Усього за 2006 – 2016 рр.
	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	
Видобуток руди, тис.т	7600	7600	7600	7600	7600	7600	7600	7600	7600	7600	7600	83600
Коефіцієнт розкриття, м <sup>3</sup> /т	$\frac{0,66}{0,54}$	$\frac{0,66}{0,53}$	$\frac{0,66}{0,54}$	$\frac{0,66}{0,52}$	$\frac{0,66}{0,51}$	$\frac{0,66}{0,50}$	$\frac{0,66}{0,54}$	$\frac{0,66}{0,57}$	$\frac{0,66}{0,53}$	$\frac{0,66}{0,53}$	$\frac{0,66}{0,52}$	$\frac{0,66}{0,53}$
Виймання порід розкриття, тис.м <sup>3</sup>	$\frac{5000}{4120}$	$\frac{5000}{4030}$	$\frac{5000}{4150}$	$\frac{5000}{3920}$	$\frac{5000}{3880}$	$\frac{5000}{3800}$	$\frac{5000}{4070}$	$\frac{5000}{4340}$	$\frac{5000}{4010}$	$\frac{5000}{4000}$	$\frac{5000}{3990}$	$\frac{55000}{44310}$
Зменшення обсягу виймання порід розкриття за пропозицією НГУ, тис.м <sup>3</sup>	880	970	850	1080	1120	1200	930	660	990	1000	1010	10690

Примітка: чисельник – проектні дані; знаменник – рекомендації НГУ

З метою різкого зменшення відстані перевезення скельних порід з нижніх горизонтів кар'єру автосамоскидами доцільною є організація послідовного введення в експлуатацію крутопохилих стрічково-візкових конвеєрів з можливістю транспортувати гірничу масу крупністю до 700 мм (див. розд. 4.7).

Конструкція крутопохилих конвеєрів дозволяє здійснювати їх завантаження на проміжних горизонтах і нарощувати окремі пости за глибиною через 45 – 60 м (рис. 15.15).

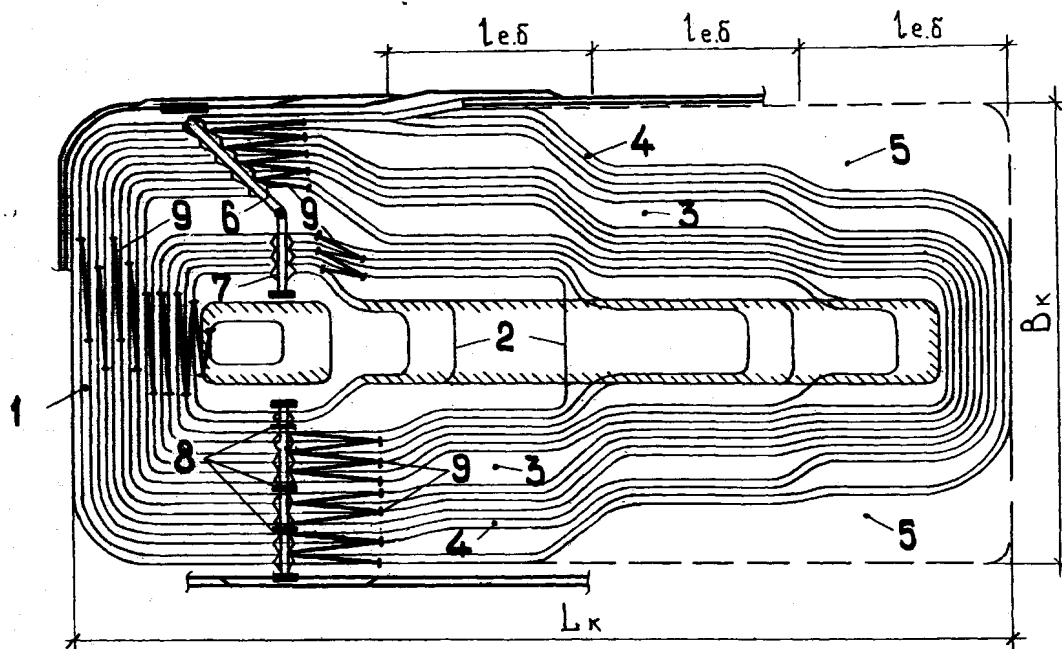


Рис. 15.15. Технологічна схема кар'єру №2-біс ВАТ “АрселорМіттал Кривий Ріг” з відпрацюванням порід розкриття крутопохилими шарами з транспортуванням гірничої маси крутопохилими конвеєрами: 1 – відпрацьований торець кар'єру; 2 – горизонти з добування руди; 3,4 – робочі площадки та берми безпеки по породах розкриття; 5 – тимчасово законсервовані обсяги порід розкриття; 6 – діючий стрічковий конвеєр з дробаркою ККД-1500/180; 7,8 – крутопохилий стрічково-візковий конвеєр та проміжні пункти його завантаження відповідно; 9 – автомобільні з'їзди

Дроблення крупної фракції буде здійснюватися на діючій дробарці комплексу, після чого залізна руда й скельні породи існуючими комунікаціями транспортуються до місця призначення. Завдяки цьому з'являється можливість суттєво покращити техніко-економічні показники кар'єру, незважаючи на зростання його глибини.

Зміна технологічної схеми відпрацювання порід розкриву дозволяє поліпшити режим гірничих робіт. При цьому до 2016 р. будуть зменшені обсяги виймання порід розкриву на 10692 тис. м<sup>3</sup>, поточний коефіцієнт розкриву зменшиться на 0,13 м<sup>3</sup>/т. Щорічне зменшення обсягів розробки порід розкриву складає 972 тис. м<sup>3</sup>. Сумарний очікуваний економічний ефект від впровадження нової технології на кар'єрі № 2-біс за даними ВАТ "Южгіпроруда" склав 21,22 млн грн. Зміна стану гірничих виробок у кар'єрі №2-біс істотно вплине на режим гірничих робіт. Це дозволяє поступово нарощувати глибину кар'єру й вчасно вводити до розробки законсервовані обсяги порід розкриву.

### 15.4.3. Кар'єр №3 ВАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг"

Кар'єр №3 за наведеною класифікацією відноситься до третього типу базових підприємств. Як корисну копалину на ньому відпрацьовують магнетитові залізисті кварцити горизонту  $K_2^{4жс}$  на глибині до 300 м. Кут падіння рудного тіла 55 – 70°. Кінцева глибина відпрацювання становить 500 м і може бути збільшена в майбутньому. Породи розкриву представлені окисленими кварцитами горизонтів  $K_2^{5жс}$ ,  $K_2^{6жс}$  і сланцями. Рудне тіло інтенсивно зім'яте у лежачі й близькі до них складки, що утворює значні труднощі при експлуатації. Горизонтальна потужність рудного покладу змінюється від 100 м на півдні, до 440 – у центральній частині, зменшуючись до 19 м на півночі. Максимальна глибина поширення окислених кварцитів 335 м. На півдні контури кар'єрного поля межують з кар'єром ПівдГЗК й розділяються ціликом, на поверхні якого покладено магістральні залізничні колії для транспортування сирої руди на збагачувальну фабрику (рис. 15.16). Планова продуктивність з видобутку руди 20 млн т/рік, порід розкриву – 4,2 млн м<sup>3</sup>/рік.

Результати розрахунків параметрів розкривних робіт, виконаних за методикою роздулу 15.4, наведені в табл. 15.4. З неї видно, що планомірну розробку порід розкриву необхідно вести по висячому боці покладу крутопохилими шарами з шириною робочих площадок 55 – 60 м. Нормативне положення крутопохилих шарів (див. рис. 15.16, а) характеризується постійною кількістю уступів в етапі й дрібним числом екскаваторів на робочих площадках, що погіршує умови їх експлуатації й не дозволяє досягти високої продуктивності. Скореговане ж положення робочих площадок в етапі (див. рис. 15.16, б) дозволяє експлуатувати на них ціле число екскаваторів, але супроводжується зростаючою з глибиною кількістю уступів. При цьому в кожному шарі одним екскаватором послідовно відпрацьовують уступи висотою 15 м зверху донизу уздовж фронтального борту з підшвоуступним зниженням робочої площадки. При досягненні нею нижнього положення в етапі екскаватор направляють на ремонт або піднімають на колісній платформі для відпрацювання верхнього уступу в новому етапі або шарі. Для розглянутих умов найбільш прийнятною моделлю екскаватора є ЕКГ-8І як за продуктивністю, так і за організацією роботи.

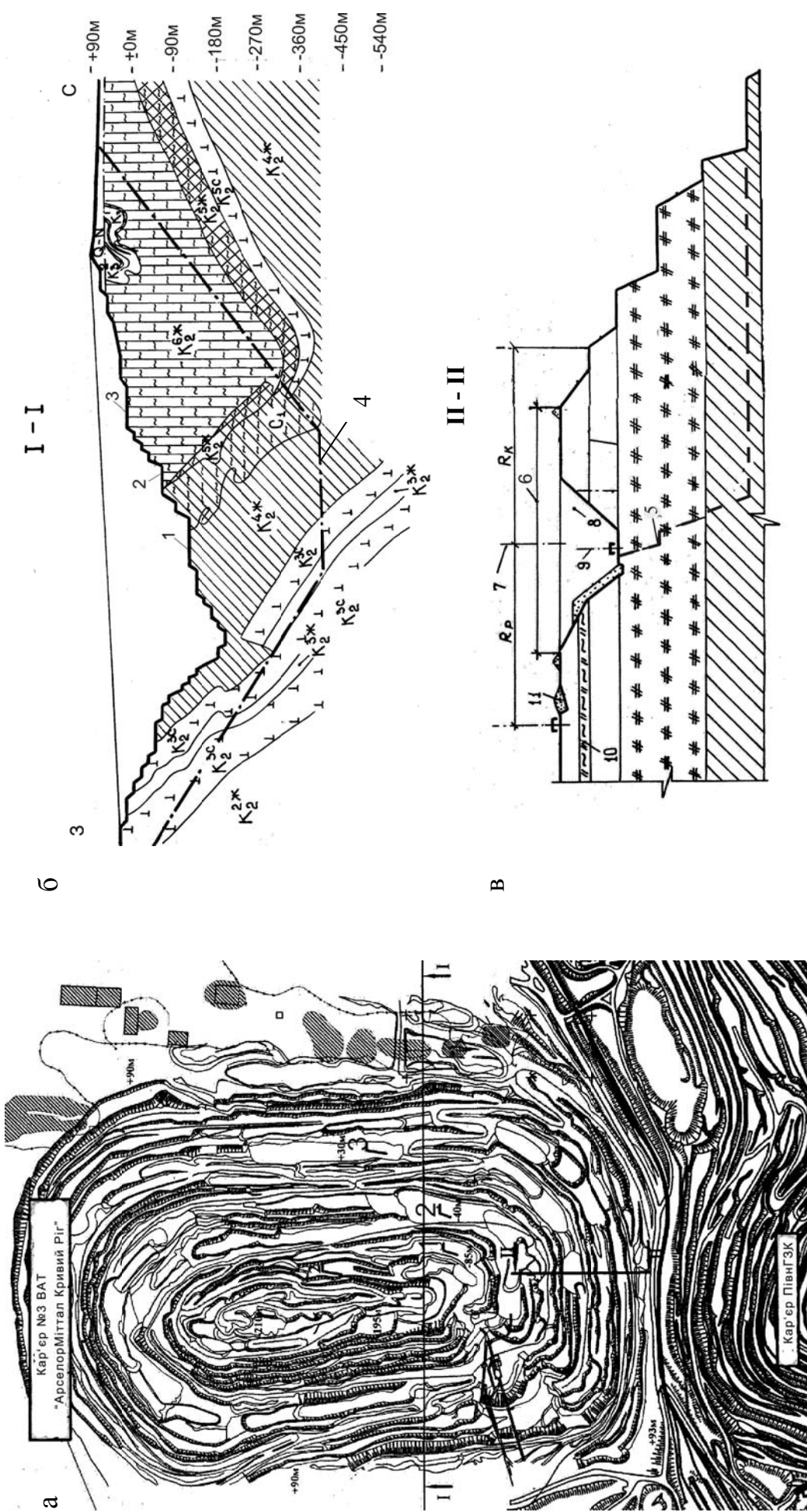


Рис. 15.16. Положення гірничих робіт (а) і геологічні перерізи за профілями I – I (б) і II – II (в) кар'єру №3 ВАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» станом на травень 2010 р: 1 – 3 – робочі площадки крутопохилих шарів; 4 – межа кар'єрного поля; 5 – новий контур борту на півдні кар'єру; 6 – ширина крутопохилого шару; 7 – вісь переміщення драглайна; 8 – різніша траншея; 9 – вісь залізничної колії; 10 – водонесний горизонт; 11 – прирейкова канава

Таблиця 15.4

Параметри етапів при відпрацюванні порід розкриву крутопохилими шарами по висячому боку рудного покладу кар'єром №3 ВАТ “АрселорМіттал Кривий Ріг”

Показник	Висота етапу, м				
	150	210	270	330	390
Ширина етапу, м	110	220	330	440	550
Кількість уступів висотою 15 м в етапі, од	10	14	18	22	26
Нормативна кількість крутопохилих шарів в етапі, од	2	4	6	8	10
Максимальне число уступів у крутопохилому шарі, од	5	4	3	3	3
Кут укосу робочого борту при нормативному / скорегованому кількості крутопохилих шарів в етапі, град	42/34	35/34	33/40	30/40	29/40
Темп зниження добувних робіт, м/рік	7,9	8,3	8,8	9,4	10
Річний обсяг виймання порід розкриву в етапі, млн.м <sup>3</sup>	4,4	4,89	6,67	8,35	9,2
Поточний коефіцієнт розкриву, м <sup>3</sup> /т	0,22	0,244	0,333	0,418	0,46
Тип і кількість екскаваторів при нормативному відпрацюванні етапу / крутопохилого шару, од:					
ЕКГ-8І (1,65)*	2,7/1,3	3,0/0,8	4,0/0,7	5,0/0,6	5,6/0,6
ЕКГ-12,5 (2,17)*	2,0/1,0	2,3/0,6	3,0/0,5	4,0/0,4	4,2/0,4
ЕКГ-15 (2,92)*	1,5/0,8	1,7/0,4	2,3/0,4	3,0/0,3	3,2/0,3
ЕКГ-20 (3,8)*	1,2/0,6	1,3/0,6	1,8/0,3	2,2/0,3	2,4/0,3
Скорегована за типом екскаваторів кількість крутопохилих шарів (уступів у шарі), од.:					
ЕКГ-8І	3(4)	3(5)	4(5)	5(5)	6(5)
ЕКГ-12,5	2(5)	3(5)	3(6)	4(6)	4(7)
ЕКГ-15	2(5)	2(7)	3(6)	3(7)	4(7)
ЕКГ-20	2(5)	2(7)	2(9)	3(7)	3(9)

Примітка: \* – нормативна продуктивність екскаватора, млн. м<sup>3</sup>/рік

У результаті впровадження отриманих рекомендацій кут нахилу робочого борту кар'єру був збільшений з 20 – 21° до 34 – 40°, внаслідок чого поточний коефіцієнт розкриву знизився до 0,22 м<sup>3</sup>/т у порівнянні з проектним значенням 0,32 м<sup>3</sup>/т. До 2016 р. обсяги виймання порід розкриву будуть зменшені на 21950 тис. м<sup>3</sup>.

В окремих випадках, при розконсервації неробочих бортів кар'єрів формування етапу можливо здійснювати тільки одним шаром. При цьому укіс такого борту складається з законсервованих уступів, між якими практично відсутні не тільки транспортні площадки, але й берми безпеки. Так, наприклад, нарощування продуктивної потужності кар'єру №3 можливо лише при розконсервації залізистих кварцитів у цілику між кар'єром ПівденГЗК (див. рис. 15.16, в). Відповідно до технічного рішення [15] поновлення гірничих робіт на ділянці передбачено шляхом формування нового граничного контуру цілика з боку кар'єра №3. Для цього поверхнею уздовж фронту розконсервації споруджують залізничний тупик. Перший зверху уступ по м'яких породах розробляють драглайном, вісь переміщення якого встановлюють на відстані, що не перевищує максимальне значення радіуса копання  $R_{k,max}$  (м) від його нижньої брівки з боку

виробленого простору. Породу завантажують до залізничних вагонів, які в складі поїзда переміщуються по рейкових коліях на земній поверхні.

Одночасно з відпрацюванням першого уступу з боку непорушеного масиву проходять розрізну траншею 8 на глибину другого уступу, укладають на її дні другу залізничну колію 9 шляхом відгалуження від діючої транспортної комунікації в кар'єрі й нарощують її слідом за переміщенням драглайна. Другий уступ відпрацьовують кар'єрною мехлопатою західками з відповідним перенесенням другої залізничної колії. Після цього продовжують відпрацьовувати поспідовно зверху донизу один за одним всі нижні уступи. Скельні породи відпрацьовують відповідно напрямку переміщення уступів м'яких порід з використанням буропідривних робіт. При цьому вивезення гірничої маси можливо вести як із застосуванням залізничного транспорту, так і автосамоскидами діючими транспортними комунікаціями у кар'єрі. Внаслідок наявності в м'яких породах водоносних горизонтів 10 драглайном виконують заукіску верхнього уступу до водоупора й привантажують поверхню нижніх уступів дрібноподрібненими скельними породами, які доставляють з кар'єру залізничним транспортом і складають у прирейковій канаві 11.

Запропонований спосіб розконсервації неробочого борту використаний при виконанні техноробочого проекту інститутом ЮЖГППРОРУДА й дозволяє запобігти вийманню значних обсягів порід розкриву, одержати велику економію матеріальних ресурсів і коштів за рахунок підвищення до максимально можливого кута його нахилу. Висота неробочого борту по породах розкриву становить 92 м. Підвищення кута укосу борту з 21 до 50° можливо здійснити шляхом відпрацювання порід розкриву крутопохилим шаром з формуванням на його уступах тільки берм безпеки. Гірничі роботи будуть вестися у межах шару однією робочою площадкою шириною 60 – 70 м від верхньої брівки цілика з переміщенням її донизу.

Як виймальний екскаватор для відпрацювання верхнього уступу рекомендується драглайн ЕШ-10/70, на нижніх – ЕКГ-8І. У результаті впровадження такої схеми гірничих робіт законсервовані запаси залізної руди в торці кар'єру будуть розкриті за 2 – 3 роки. Поточний коефіцієнт розкриву на цій ділянці при глибині кар'єру від 200 до 500 м буде змінюватися відповідно у межах від 0,52 до 2,39 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>. У той же час при звичайній схемі розконсервації його величина складала б 0,89 – 2,67 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>. Приріст розкритих запасів дає можливість підвищити річну продуктивність кар'єру на 5 млн т.

Оскільки на всіх залізородних кар'єрах України значна частина бортів по породах розкриву перебуває у тимчасовій консервації, запропоновані способи поновлення й виконання на них гірничих робіт дозволяють нормалізувати видобуток залізної руди в планових обсягах без істотної витрати матеріальних ресурсів і коштів з дотриманням правил охорони праці й раціональним землезбереженням.

#### **15.4.4. Кар'єр Полтавського ГЗК**

Полтавський гірничо-збагачувальний комбінат експлуатується на базі родовищ Кременчуцької магнітної аномалії. Сировинною базою є Горишне-Плавнинське й Лавриківське родовища, розробка яких запроектована уздовж лінії



простягання покладу на глибину 705, 500 і 300 м. Проектна максимальна глибина кар'єру 705 м. Кар'єр Полтавського ГЗК відноситься до 5-го типу базових кар'єрів. Загальна довжина покладів у межах кар'єрного поля дорівнює 7500 м (рис. 15.17).



Рис. 15.17. Кар'єр Полтавського ГЗК

Родовища залізистих кварцитів з недавнього часу відпрацьовуються крутопохилими шарами. До теперішнього часу борти кар'єру мали кут укосу  $29^\circ$ . Відпрацьовування кар'єру в таких умовах ускладнюється малими розмірами робочих площадок і некерованою послідовністю відпрацювання крутопохилих шарів. У результаті аналізу ведення гірничих робіт встановлено, що раціональним є формування робочої зони крутопохилими шарами з кутами укосу робочих бортів кар'єру по висячому боці  $\alpha_{pe} = 41^\circ$  і лежачому –  $\alpha_{pl} = 32^\circ$ . Дані кути укосів відповідають проектним по кар'єру у відпрацьованому вигляді. При подібному розвитку гірничих робіт спостерігається поступове зростання поточного коефіцієнта розкриву від 1,1 до  $6,6 \text{ м}^3/\text{м}^3$ . Надалі він буде зменшуватися до  $2,9 \text{ м}^3/\text{м}^3$  при досягненні кінцевої глибини кар'єру (табл. 15.5).

Таблиця 15.5

Показники роботи кар'єру Полтавського ГЗК в 2006 – 2016 рр.

Показники	Термін експлуатації, роки											Усього за 2006 – 2016 р
	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	
Видобуток руди, млн т	25,05	25,05	25,05	25,05	25,05	25,05	25,05	25,05	25,05	25,05	25,05	275
Коефіцієнт розкриву, $\text{м}^3/\text{т}$	$\frac{0,56}{0,48}$	$\frac{0,56}{0,48}$	$\frac{0,56}{0,48}$	$\frac{0,56}{0,48}$	$\frac{0,56}{0,48}$	$\frac{0,57}{0,5}$	$\frac{0,57}{0,5}$	$\frac{0,57}{0,5}$	$\frac{0,57}{0,5}$	$\frac{0,57}{0,5}$	$\frac{0,57}{0,5}$	$\frac{0,562}{0,492}$
Виймання порід розкриву, млн $\text{м}^3$	$\frac{14,0}{12,02}$	$\frac{14,0}{12,02}$	$\frac{14,0}{12,02}$	$\frac{14,0}{12,02}$	$\frac{14,0}{12,02}$	$\frac{14,2}{12,53}$	$\frac{14,2}{12,53}$	$\frac{14,2}{12,53}$	$\frac{14,2}{12,53}$	$\frac{14,2}{12,53}$	$\frac{14,2}{12,53}$	$\frac{155,2}{135,28}$
Зменшення обсягу виймання порід розкриву, млн $\text{м}^3$	1,98	1,98	1,98	1,98	1,98	1,67	1,67	1,67	1,67	1,67	1,67	19,92

Примітка: чисельник – проектні дані; знаменник – пропозиція НГУ

Рівномірне виймання порід розкриву спостерігається при поступовому нарощуванні обсягів з глибини 300 м, що позитивно буде позначатися на собівартості видобутку руди. При відпрацюванні кар'єру крутопохилими шарами з тимчасовою консервацією уступів кількість екскаваторних блоків з видобутку руди становить 4, а при розробці порід розкриву – 7.

При середньому значенні кута укосу робочих бортів  $\alpha_p = 40^\circ$  ширина етапів по лежачому боці  $B_{e.l}$  складе 45 м, по висячому –  $B_{e.g} = 65$  м. Кількість шарів, що відпрацьовують в етапі – 2. При довжині діагональних і поздовжніх екскаваторних блоків 450 м кут орієнтування фронту гірничих робіт склав  $\omega = 23^\circ$ . До 2016 р. при впровадженні нової технології відпрацювання кар'єру обсяги виймання порід розкриву зменшаться на 19,92 млн м<sup>3</sup>. Щорічне зменшення розробки порід розкриву складе у середньому 1,81 млн м<sup>3</sup>. При досягненні зоною поглиблення кінцевої глибини у відпрацьованій частині кар'єрного поля можна сформувати внутрішній відвал порід розкриву.

### Питання для самоконтролю

1. Поясніть переваги розробки потужних скельних нерудних корисних копалин з внутрішнім відвалуванням порід розкриву.
2. Які умови залягання придатні для внутрішнього складування порід розкриву при експлуатації вугільних кар'єрів?
3. У чому полягає доцільність відпрацювання вугільних покладів окремими блоками?
4. Поясніть сутність технології відпрацювання вугільних родовищ чергами.
5. Яким чином розкривають і готують до експлуатації вугільні родовища з можливістю складування порід розкриву у виробленому просторі?
6. Поясніть особливість гірничо-геологічних умов відкритої розробки покладів бурого вугілля над сольовими штоками.
7. Яким чином здійснюється концентрація розкривних і підготовчих робіт на обводнених горизонтах вугільних кар'єрів?
8. Поясніть особливості вибору гірничотранспортного устаткування при розробці суттєво обводнених родовищ бурого вугілля.
9. Поясніть технологію розкриття обводнених гірських порід драглайнами у комплексі з земснарядами.
10. Поясніть технологію відпрацювання уступів м'яких порід драглайнами у комплексі зі стрічковими конвеєрами.
11. Яким чином досягається ефективність технології розробки й складування різнотипових корисних копалин драглайнами у комплексі зі стрічковими конвеєрами?
12. Поясніть принцип дії самохідного перевантажувача обводнених порід при сумісній роботі драглайна й стрічкового конвеєра.
13. Яка особливість розрахунку доцільної висоти уступів при відпрацюванні обводнених різнотипових порід драглайнами?

14. Поясніть технологію розробки скельних порід крутопохилими виймальними підшвоуступними шарами.
15. У чому полягає особливість технології відпрацювання порід розкриву в умовах глибоких кар'єрних полів?
16. Поясніть технологію відпрацювання етапу розкривних робіт у глибокому кар'єрі крутопохилими шарами.
17. Поясніть особливості технології розробки глибоких кар'єрів першого базового типу.
18. Поясніть особливості технології розробки глибоких кар'єрів другого базового типу.
19. Поясніть особливості технології розробки глибоких кар'єрів третього базового типу.
20. У чому полягає корегування кількості робочого устаткування при відпрацюванні етапів глибоких кар'єрів крутопохилими шарами?
21. Поясніть технологію розконсервації неробочого борту глибокого кар'єру.
22. Яким чином комплектується виймально-транспортне устаткування при відпрацюванні порід розкриву крутопохилими шарами?
23. Поясніть область доцільного застосування технології розробки потужних родовищ з вийманням порід розкриву крутопохилими шарами?
24. У чому переваги відпрацювання кар'єрів 4-6-го типів з тимчасовим внутрішнім складуванням порід розкриву?
25. Поясніть доцільність технології відпрацювання порід розкриву крутопохилими шарами на прикладі кар'єру Полтавського ГЗК.



## СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Півняк Г.Г. Наукові основи раціонального природокористування при відкритій розробці родовищ: монографія / Г.Г. Півняк, І.Л. Гуменик, К. Дребенштедт, А.І. Панасенко; М-во освіти і науки, молоді та спорту України, Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2011. – 568 с.
2. Екологія і закон: Екологічне законодавство України. У 2-х кн. / Відп. ред. В.І. Андрейцев. – К.: Юрінком Інтер, 1997. – 576 с.
3. Концепція поліпшення екологічного становища гірничодобувних регіонів України. Постанова КМ України від 31.08.1999, №1606. – 23 с.
4. Кодекс України про надра. Постанова ВР №133/94 ВР від 27.07.94 // ВВР. – 1994, №36, ст. 341. – 15 с.
5. Закон України про відходи // ВВР. – 1998. – №36-37, ст. 242. – 24 с.
6. Збірник нормативно-методичних документів у сфері поводження з відходами / Держкомпромполітики України НДПІ “Енергосталь”. – Харків, 1999. – 2000. – 299 с.
7. Рудько Г.І. Геолого-економічна оцінка родовищ корисних копалин: монографія / Г.І. Рудько, М.М. Курило, С.В. Родованов. – К.: АДФ-Україна, 2011. – 384 с.
8. Курс месторождений твердых полезных ископаемых: учеб. / под ред. П.М. Татарина и А.Е. Карякина. – Л.: Недра, 1975. – 631 с.
9. Билибин Ю.А. Основы геологии россыпей / Ю.А. Билибин. – М.: из-во АН СССР, 1956. – 464 с.
10. Дриженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи: терміни та їх визначення: навч. посіб. / А.Ю. Дриженко, О.О. Шустов; М-во освіти і науки України; Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2010. – 164 с.
11. Дриженко А.Ю. Открытая разработка железных руд Украины: состояние и пути совершенствования: монография / А.Ю. Дриженко, Г.В. Козенко, А.А. Рыкус; под. ред. А.Ю. Дриженко; М-во образования и науки Украины, Нац. горн. ун-т. – Д.: НГУ, 2009. – 452 с.
12. Положення з проектування гірничодобувних підприємств України та визначення запасів корисних копалин за ступенем підготовленості до видобутку / Затв. Наказом Мінпромполітики України. – К. 07.05.2004 №221. – 20 с.
13. Бизов В.Ф. Відкриті гірничі роботи: підручник / В.Ф. Бизов, А.Ю. Дриженко; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Кр. Ріг: КТУ, 2004. – Т. XIII. – 341 с.
14. Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом / Затв. Держкомітетом України з промислової безпеки, охорони праці та гірничого нагляду 18.03.2010 №61. – К., 2010. – 50 с.
15. Дриженко А.Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы: монография / А.Ю. Дриженко; М-во образования и науки, молодежи и спорта Украины, Нац. горн. ун-т. – Д.: НГУ, 2011. – 544 с.
16. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. – Л.: Минчермет СССР, 1986. – 264 с.
17. Шапарь А.Г. Разработка высоких уступов с обрушением: монография / А.Г. Шапарь. – М.: Недра, 1985. – 240 с.

18. Трубецкой К.Н. Малоотходные и ресурсосберегающие технологии при открытой разработке месторождений: монография / К.Н. Трубецкой, А.Г. Шапарь. – М.: Недра, 1993. – 272 с.
19. Крысин Р.С. Модели взрывного дробления горных пород: монография / Р.С. Крысин, В.В. Новинский. – Д.: АРТ-ПРЕСС, 2006. – 144 с.
20. Сторчак С.О. Виготовлення і застосування емульсійних вибухових речовин на кар'єрах: монография / С.О. Сторчак, М.В. Кривцов, В.А. Поплавський. – К.: ЭкспоДата, 2004. – 123 с.
21. НПАОП 0.00.1.17-92 Единые правила безопасности при взрывных работах: – Х.: Форт, 2008. – 200 с.
22. Нурок Г.А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ: монография / Г.А. Нурок. – М.: Недра, 1985. – 584 с.
23. Дриженко А.Ю. Восстановление земель при открытых разработках: монография / А.Ю. Дриженко. – М.: Недра, 1985. – 240 с.
24. Томаков П.И. Технология, механизация и организация открытых горных работ: монография / П.И. Томаков, И.К. Наумов. – М.: МГИ, 1992. – 464 с.
25. Русский И.И. Технология отвальных работ и рекультивация на карьерах: монография / И.И. Русский. – М.: Недра, 1979. – 221 с.
26. Новожилов М.Г. Открытые горные работы: учеб. / М.Г. Новожилов. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 462 с.
27. Мельников Н.В. Классификация способов вскрытия и систем разработки месторождений открытым способом / Н.В. Мельников // Уголь. – 1974. – №12. – С. 3 – 10.
28. Ржевский В.В. открытые горные работы: учеб. / В.В. Ржевский. – М.: Недра, 1985. – 509 с.
29. Шешко Е.Ф. Разработка месторождений полезных ископаемых открытыми работами: монография / Е.Ф. Шешко. – М.: Углетехиздат, 1949. – 380 с.
30. Нурок Г.А. Гидромеханизация открытых разработок: монография / Г.А. Нурок. – М.: Недра, 1970. – 584 с.
31. Лешков В.Г. Разработка россыпных месторождений: монография / В.Г. Лешков. – М.: Недра, 1977. – 461 с.
32. Бакка Н.Т. Развитие горного дела в истории производственной культуры: монография / Н.Т. Бакка, И.В. Ильченко. – Житомир: ред.-изд. гос. пред-е “Ленок”, 1995. – 173 с.
33. Боярский В.А. Развитие открытой добычи руд: монография / В.А. Боярский. – М.: Недра, 1975. – 297 с.
34. Онезорге А.И. Открытые работы в горном деле: монография / А.И. Онезорге. – М.: Ин-т прикл. минералогии, 1931. – 63 с.
35. Земницкий И.Н. Карьеры сырья и их эксплуатация: монография / И.Н. Земницкий. – М.: ГосНТГИ, 1932. – 195 с.
36. Ярема Н.Е. Транспорт на открытых горных работах: монография / Н.Е. Ярема. – М.: Госгортехнадзор, 1934. – 136 с.
37. Малишев И.И. Закономерности образования и размещения месторождений титановых руд: монография / И.И. Малишев. – М.: Госгеолиздат, 1957. – 272 с.

38. Старостин В.И. Геология полезных ископаемых: монография / В.И. Старостин, П.А. Игнатов. – М.: Академпроект, 2004. – 512 с.
39. Малышева Н.А. Технология разработки месторождений строительных материалов: монография / Н.А. Малышева, В.И. Сиренко. – М.: Недра, 1997. – 392 с.
40. Новожилов М.Г. Теория и практика бестранспортной системы открытой разработки месторождений: монография / М.Г. Новожилов, В.С. Эскин, Г.Я. Корсунский. – К.: Вища школа, 1973. – 256 с.
41. Арсентьев А.И. Разработка месторождений твердых полезных ископаемых открытым способом: монография / А.И. Арсентьев. – С.-Петербург: СПГГУ, 2010. – 118 с.
42. Типовые технологические схемы ведения горных работ оборудованием непрерывного действия. – К.: УкрНИИпроект, 1974. – 256 с.
43. Новожилов М.Г. Поточная технология открытой разработки месторождений: (теоретические основы) : монография / М.Г. Новожилов, Б.Н. Тартаковский, М.И. Барсуков. – М.: Наука, 1965. – 112 с.
44. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. – Челябинск: НИИОГР, 1991. – 208 с.
45. Проблемы разработки Удоканского месторождения : Сб. трудов. – Апатиты: Изд-во КНЦ РАН, 1990. – 192 с.
46. Кутузов Б.Н. Взрывные работы: учеб. / Б.Н. Кутузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 383 с.
47. Бондаренко А.О. Гірничі машини для підводних гірничих робіт: навч. посіб. / А.О. Бондаренко. Мін-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2003. – 90 с.
48. Совершенствование проектирования и производства горных работ с применением контурного взрывания : Сб. трудов. – Апатиты: КФАН СССР, 1984. – 240 с.
49. Томаков П.И. Открытая разработка угольных и рудных месторождений: монография / П.И. Томаков, В.В. Манкевич. – М.: МГГУ, 1998. – 612 с.
50. Нестеренко П.Г. Днепровский буроугольный бассейн: монография / П.Г. Нестеренко. – М.: Углетехиздат, 1957. – 84 с.
51. Днепровский буроугольный бассейн: монография / А.Я Радзивилл, С.А. Гурилов, М.А. Самарин и др. – К.: Наукова думка, 1987. – 328 с.

## ЗМІСТ

ПЕРЕДМОВА .....	3
ВСТУП.....	4
<b>Частина I. ОСНОВИ ТЕХНОЛОГІЇ ТА КОМПЛЕКСНОЇ МЕХАНІЗАЦІЇ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ .....</b>	<b>7</b>
<b>Глава 1. Загальні відомості про особливості відкритої розробки родовищ твердих корисних копалин.....</b>	<b>7</b>
1.1. Законодавча база України в напрямі раціонального ведення гірничих робіт.....	7
1.2. Суттєві ознаки відкритих гірничих робіт, їх формулювання.....	12
1.3. Геолого-технологічна характеристика типових родовищ корисних копалин.....	17
1.4. Техніко-економічна оцінка привабливості родовищ корисних копалин для експлуатації відкритим способом.....	24
1.5. Технологічні ознаки гірських порід та їх класифікація.....	27
1.6. Систематизація родовищ корисних копалин.....	35
1.7. Елементи й параметри кар'єрів.....	37
1.8. Коефіцієнт розкриву та його різновиди.....	46
1.9. Виробнича потужність кар'єрів.....	49
1.10. Періоди та виробничі процеси відкритих гірничих робіт.....	51
1.11. Основні вимоги до ведення відкритих гірничих робіт.....	54
<b>Глава 2. Підготовка гірських порід до виймання.....</b>	<b>59</b>
2.1. Загальні відомості щодо підготовки гірських порід до виймання.....	59
2.2. Підготовка м'яких порід з обваленням верхньої частини уступів.....	60
2.3. Гідравлічне руйнування гірських порід.....	65
2.4. Механічне руйнування гірських порід.....	69
2.5. Підготовка кам'яних блоків до виймання машинами різання.....	72
2.6. Вирізування кам'яних блоків канатними пилами .....	77
2.7. Буропідривний та буроклиновий способи видобування кам'яних блоків.....	78
2.8. Технологічна характеристика бурових робіт.....	80
2.9. Технологічна характеристика підривних робіт.....	85
2.10. Порядок розрахунку свердловинних зарядів.....	89
2.11. Дроблення негабаритних кусків породи.....	92
2.12. Організація буропідривних робіт для забезпечення стійкості бортів кар'єрів.....	96
2.13. Організація та правила охорони праці при підготовці гірських порід до виймання.....	101
<b>Глава 3. Виймально-навантажувальні роботи.....</b>	<b>109</b>
3.1. Технологічна характеристика та конструктивні особливості виймально-навантажувального устаткування.....	109

3.2. Тракторне виймально-транспортне устаткування.....	111
3.3. Гідромеханізація виймальних робіт .....	114
3.4. Технологічні параметри одноківшових екскаваторів .....	118
3.5. Ланцюгові багатоківшові екскаватори .....	122
3.6. Технологічні параметри роторних багатоківшових екскаваторів.....	124
3.7. Виймально-навантажувальні кар'єрні комбайни.....	128
3.8. Шнекобурове виймання корисних копалин.....	129
3.9. Виробнича продуктивність виймально-навантажувального устаткування.....	132
3.10. Правила охорони праці при проведенні виймально- навантажувальних робіт.....	134
<b>Глава 4. Переміщення гірничої маси.....</b>	<b>139</b>
4.1. Особливості експлуатації кар'єрного транспорту .....	139
4.2. Автомобільний транспорт.....	140
4.3. Залізничний транспорт.....	144
4.4. Перевантажувальні роботи при комбінованому автомобільно- залізничному транспорті.....	150
4.5. Стрічкові конвеєри та дробарки.....	156
4.6. Перевантажувальні роботи при комбінованому автомобільно- конвеєрному транспорті .....	160
4.7. Крутопохилі стрічкові конвеєри .....	167
4.8. Гідравлічне транспортування гірських порід.....	171
4.9. Організація гірничотранспортних робіт.....	175
4.10. Правила охорони праці при виконанні транспортних робіт.....	178
<b>Глава 5. Складування відходів гірничого виробництва.....</b>	<b>183</b>
5.1. Сутність процесу відвалування .....	183
5.2. Технологічні схеми будівництва зовнішніх відвалів із застосуванням залізничного транспорту .....	186
5.3. Нові способи будівництва екскаваторних відвалів .....	192
5.4. Відвалування при автомобільному транспорті .....	196
5.5. Відвалування при розробці нагірних кар'єрів .....	198
5.6. Відвалування при конвеєрному транспорті .....	203
5.7. Параметри зовнішніх відвалів.....	204
5.8. Формування внутрішніх відвалів у виробленому просторі відпрацьованих надглибоких кар'єрів .....	211
5.9. Правила охорони праці при складуванні відходів гірничого виробництва.....	218
<b>Глава 6. Розкриття кар'єрних полів .....</b>	<b>223</b>
6.1. Сутність розкриття кар'єрного поля .....	223
6.2. Пологі відкриті виробки розкриття та їх призначення .....	224
6.3. Системи капітальних траншей.....	228

6.4. Виробки розкриття надглибоких кар'єрів.....	231
6.5. Класифікація способів розкриття.....	232
6.6. Обґрунтування способу розкриття кар'єрних полів .....	233
6.7. Організація гірничо-будівельних робіт.....	240
<b>Глава 7. Технології проведення виробок розкриття.....</b>	<b>245</b>
7.1. Траси виробок розкриття.....	245
7.2. Безтранспортні технології проведення пологих траншей.....	254
7.3. Транспортні способи проведення пологих траншей.....	257
7.3.1. Проведення траншей на повний переріз механічною лопатою з нижнім навантаженням у засоби залізничного транспорту.....	258
7.3.2. Проведення траншей на повний переріз механічною лопатою з нижнім навантаженням до автосамоскидів.....	261
7.3.3. Проведення траншей на повний переріз розкривною механічною лопатою з верхнім навантаженням у транспортні засоби.....	262
7.3.4. Пошарове проведення траншей.....	264
7.4. Розкриття глибоких горизонтів кар'єрів окремими груповими траншеями з підвищеним ухилом при експлуатації електропоїздів... ..	267
7.5. Організація будівництва залізничних колій з підвищеним ухилом.....	274
7.6. Проведення траншей комплексами машин безперервної дії.....	278
7.7. Спеціальні та комбіновані способи проведення пологих траншей.....	283
7.8. Проведення похилих і крутих траншей.....	285
7.9. Технології проведення горизонтальних підземних виробок та похилих стволів .....	287
7.10. Проведення вертикальних стволів та колодязів.....	292
7.11. Технологія розкриття кар'єрних полів із застосуванням рудоспусків.....	295
7.12. Технологія проведення рудоскатів.....	304
7.13. Організація робіт з проведення виробок розкриття.....	308
<b>Глава 8. Гірничотранспортні системи відкритої розробки родовищ корисних копалин.....</b>	<b>313</b>
8.1. Короткий історичний опис розвитку техніки й технології відкритих гірничих робіт.....	313
8.2. Розвиток поняття про систему відкритої розробки родовищ корисних копалин.....	317
8.3. Структура гірничотранспортної системи.....	319
8.4. Класифікація гірничотранспортних систем.....	323
8.5. Показники гірничотранспортних систем.....	327
8.6. Формування робочої зони кар'єрів при суцільних гірничотранспортних системах.....	333
8.7. Розвиток робочої зони кар'єрів при заглиблювальних гірничотранспортних системах.....	337

8.8. Керування гірничотранспортними роботами на надглибоких кар'єрах.....	341
8.9. Керування поточним обсягом виймання порід розкриву на надглибоких кар'єрах.....	345
8.10. Оцінка ефективності гірничотранспортних систем надглибоких кар'єрів.....	347
<b>Частина II. СУЦІЛЬНІ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН.....</b>	<b>355</b>
<b>Глава 9. Суцільні екскаваторні (тракторні) системи розробки надто мілких кар'єрів.....</b>	<b>355</b>
9.1. Загальні положення.....	355
9.2. Гірничо-геологічна характеристика розсипних родовищ корисних копалин.....	355
9.3. Концепція ефективного освоєння розсипних родовищ та їх систематизація.....	362
9.4. Суцільні безтранспортні системи розробки.....	364
9.5. Суцільні тракторні системи розробки.....	369
9.6. Суцільні гідромеханізовані системи розробки.....	376
9.7. Суцільні системи розробки з вивезенням гірничої маси автосамоскидами.....	381
9.8. Суцільні гірничотранспортні системи розробки із застосуванням стрічкових конвеєрів.....	386
9.9. Суцільні комбіновані гірничотранспортні системи розробки.....	388
<b>Глава 10. Суцільні екскаваторно-відвальні системи розробки мілких кар'єрів.....</b>	<b>393</b>
10.1. Загальні положення.....	393
10.2. Прості системи розробки з вийманням і відвалуванням порід розкриву одноківшовими екскаваторами.....	394
10.3. Ускладнені системи розробки з вийманням і відвалуванням порід розкриву одноківшовими екскаваторами.....	397
10.4. Організація роботи розкривних одноківшових екскаваторів.....	401
10.5. Системи розробки з вийманням порід розкриву роторними екскаваторами.....	404
10.6. Системи розробки з вийманням порід розкриву ланцюговими багатоківшовими екскаваторами.....	409
10.7. Організація роботи відвалоутворювачів.....	412
10.8. Добувні роботи при екскаваторно-відвальних системах розробки.....	414
10.9. Системи розробки родовищ пильного каменю.....	417
<b>Глава 11. Суцільні екскаваторно-транспортні системи розробки кар'єрів середньої глибини та глибоких.....</b>	<b>423</b>

11.1. Загальні положення.....	423
11.2. Сучасний стан і перспективи добування бурого вугілля.....	423
11.3. Геологічні особливості й умови залягання родовищ бурого вугілля..	425
11.4. Системи розробки із застосуванням автомобільного транспорту....	430
11.5. Системи розробки із застосуванням залізничного транспорту.....	435
11.6. Системи розробки з переміщенням порід розкриву стрічковими конвеєрами.....	438
11.7. Комбіновані гірничотранспортні системи розробки.....	443
11.8. Системи розробки з вийманням порід розкриву похилими шарами.....	447
<b>Частина III. ЗАГЛИБЛЮВАЛЬНІ ЕКСКАВАТОРНО-ТРАНСПОРТНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН.....</b>	<b>451</b>
<b>Глава 12. Параметри заглиблювальних екскаваторно-транспортних систем.</b>	<b>451</b>
12.1. Особливості розробки похилих і крутих родовищ.....	451
12.2. Головні параметри надглибоких кар'єрів.....	457
12.3. Відпрацювання порід розкриву високими уступами.....	461
12.4. Діагональні виймальні панелі.....	469
12.5. Відпрацювання порід розкриву діагональними виймальними панелями з тимчасовою консервацією сполучних ділянок.....	474
12.6. Формування виймальних панелей етапами при залізничному транспорті.....	476
12.7. Формування робочої зони широкими панелями.....	480
12.8. Відпрацювання родовищ етапами з тимчасово неробочими бортами.....	482
12.9. Відпрацювання кар'єрних полів крутопохилими шарами.....	486
12.10. Взаємозв'язок параметрів робочої зони й елементів системи розробки.....	491
<b>Глава 13. Конструювання заглиблювальних екскаваторно-транспортних систем.....</b>	<b>497</b>
13.1. Обґрунтування параметрів розвитку робочої зони кар'єру.....	497
13.2. Планування роботи екскаваторно-автомобільних комплексів.....	502
13.3. Особливості розробки високогірних родовищ.....	507
13.4. Розробка трубоподібних покладів.....	511
13.5. Область застосування екскаваторно-транспортних систем на надглибоких кар'єрах.....	516
<b>Частина IV. ЗАГЛИБЛЮВАЛЬНО-СУЦІЛЬНІ ЕКСКАВАТОРНО-ТРАНСПОРТНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН.....</b>	<b>521</b>
<b>Глава 14. Особливості формування заглиблювально-суцільних екскаваторно-транспортних систем.....</b>	<b>521</b>



14.1. Методика розрахунку ефективності розробки родовищ зі складуванням відходів у виробленому просторі надглибоких кар'єрів.	521
14.2. Закономірності розвитку робочої зони кар'єру першої черги.....	524
14.3. Параметри зони поглиблення при експлуатації надглибоких кар'єрів.....	527
14.4. Формування тимчасового внутрішнього відвалу в робочій зоні надглибоких кар'єрів.....	533
14.5. Буропідривні роботи при подошвоуступній розконсервації тимчасово неробочих бортів.....	534
14.6. Параметри контурного підривання свердловинних зарядів для заукіски уступів.....	537
14.7. Досвід утворення екрануючих щілин на кар'єрі Південного ГЗК....	540
14.8. Перевірка ефективності заукіски уступів на кар'єрі Полтавського ГЗК.....	544
14.9. Заукіска бортів виробок розкриття.....	546
<b>Глава 15.</b> Технологічні рішення з впровадження екскаваторно-транспортних систем з внутрішньокар'єрним складуванням порід розкриття.....	549
15.1. Розробка родовищ нерудних корисних копалин.....	549
15.2. Технологія розробки родовищ кам'яного вугілля.....	551
15.3. Технологія розкриття й підготовки до експлуатації Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля.....	555
15.4. Технологія розробки родовищ залізних руд з вийманням скельних порід розкриття крутопохилими подошвоуступними шарами.....	565
15.4.1. Кар'єр “Північний” РУ ім. Кірова.....	568
15.4.2. Кар'єр №2-біс ВАТ “АрселорМіттал Кривий Ріг”	572
15.4.3. Кар'єр №3 ВАТ “АрселорМіттал Кривий Ріг”.....	574
15.4.4. Кар'єр Полтавського ГЗК.....	577
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ.....	581
ЗМІСТ.....	584

Навчальне видання

**Дриженко** Анатолій Юрійович

**ВІДКРИТІ ГІРНИЧІ РОБОТИ**  
підручник

Українською мовою

Редактор Л.С. Шломіна

Комп'ютерний набір О.О.Шустов

Комп'ютерна верстка і обробка В.В. Задорнова

Підп. до друку 31.03.2014 р. Формат 30×42/4.  
Папір офсет. Ризографія. Ум. друк. арк. 36,8.  
Обл.-вид. арк. 36,8. Тираж 500 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано  
у Державному ВНЗ “НГУ”.  
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19