

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ ТА НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ УКРАЇНИ
«КИЇВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ
імені ІГОРЯ СІКОРСЬКОГО»

ВІДКРИТІ ГІРНИЧІ РОБОТИ
Частина I
ПРОЦЕСИ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

*Рекомендовано Методичною радою КПІ ім. Ігоря Сікорського
як навчальний посібник для здобувачів ступеня бакалавра за освітньою програмою
«Геоінженерія»*

Київ
КПІ ім. Ігоря Сікорського
2020

Назва: Відкриті гірничі роботи: Ч. I. Процеси відкритих гірничих робіт [Електронний ресурс]: навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво»/ О.О.Фролов, Т.В.Косенко; КПІ ім. Ігоря Сікорського. – Електронні текстові дані (1 файл: 15,735 Мбайт). – Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2020. – 151 с.

Гриф надано Методичною радою КПІ ім. Ігоря Сікорського (протокол № 8 від 09.04.2020 р.) за поданням Вченої ради інституту енергозбереження та енергоменеджменту (протокол № 10 від 27.01.2020 р.)

Електронне мережне навчальне видання

ВІДКРИТІ ГІРНИЧІ РОБОТИ

Частина I

ПРОЦЕСИ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

Укладачі: *Фролов Олександр Олександрович, д.т.н., проф.*

Косенко Тетяна Володимирівна, ст. викладач

Відповідальний редактор: *Стовпник С.М., к.т.н., доцент кафедри геоінженерії*

Рецензент: *Жукова Н.І., к.т.н., старший викладач кафедри інженерної екології ІЕЕ*

У навчальному посібнику наведено загальні відомості про відкриті гірничі роботи: елементи кар'єру і уступу, головні параметри кар'єру та їх розрахунок, залежність відкритих гірничих робіт від природних факторів, наведені техніко-економічні показники відкритого способу розробки. Розглянуті основні технологічні процеси на кар'єрах: підготовка гірських порід до виймання, виймально-навантажувальні роботи, переміщення кар'єрних вантажів, відвалоутворення розкривних порід. Наведена технологічна характеристика виймально-навантажувального, бурового, транспортного та відвального обладнання. Наведено загальні відомості про рекультивацію земної поверхні та маркшейдерські роботи на кар'єрах.

Навчальний посібник призначений для здобувачів ступеня бакалавра за спеціальністю 184 «Гірництво», освітньою програмою «Геоінженерія».

©О.О. Фролов, Т.В. Косенко, 2020

© КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2020

ЗМІСТ

Передмова	6
1. Загальні відомості про відкриті гірничі роботи	7
1.1. Сутність відкритих гірничих робіт	7
1.2. Елементи кар'єру і розрахунок їх параметрів	11
1.2.1. Коефіцієнт розкриву	11
1.2.2. Елементи кар'єру. Основні поняття	14
1.2.3. Головні параметри кар'єру	16
1.2.4. Уступ і його елементи	26
1.3. Залежність відкритих гірничих робіт від природних факторів	28
1.4. Періоди і виробничі процеси відкритих гірничих робіт	32
2. Підготовка гірських порід до виймання	35
2.1. Гірські породи як об'єкт відкритих гірничих розробок	35
2.2. Способи підготовки гірських порід до виймання	38
2.3. Технологічні вимоги до якості вибухового рихлення порід	40
2.4. Методи вибухових робіт	41
2.5. Буримість гірських порід	42
2.5.1. Буримість гірських порід. Показник буримості	42
2.5.2. Бурові станки і технологія буріння вибухових свердловин	43
2.5.3. Розрахунок продуктивності бурових станків	47
2.6. Висаджуваність гірських порід	49
2.6.1. Висаджуваність. Показник висаджуваності	49
2.6.2. Вибухові свердловини та їх параметри	50
2.6.3. Розташування і порядок підривання свердловин	52
2.6.4. Схеми ініціювання зарядів	53
2.6.5. Конструкція свердловинних зарядів. Принцип розрахунку	55
2.7. Вторинне подрібнення	58
2.8. Допоміжні роботи при бурінні і підриванні свердловин	59
2.9. Механічне рихлення гірських порід	60
3. Виймально-навантажувальні роботи	63

3.1. Загальні положення. Характеристика виймально-навантажувального обладнання	63
3.2. Класифікація та технологічна характеристика екскаваторів	65
3.3. Виймання порід одноківшевыми екскаваторами	68
3.3.1. Технологічні параметри мехлопат і драглайнів	68
3.3.2. Технологія виїмки гірничої маси і параметри забоїв мехлопат	71
3.3.3. Технологія виїмки гірничої маси і параметри забоїв драглайнів	78
3.3.4. Технологічні параметри гідравлічних екскаваторів	79
3.4. Виймання порід багатоківшевыми екскаваторами	81
3.4.1. Технологія виїмки гірничої маси і параметри забоїв ланцюгових екскаваторів	81
3.4.2. Технологія виїмки гірничої маси і параметри забоїв роторних екскаваторів	86
3.5. Розрахунок продуктивності екскаваторів	89
3.6. Застосування бульдозерів, скреперів, навантажувачів	93
3.6.1. Застосування бульдозерів при виконанні виймально-навантажувальних робіт	93
3.6.2. Застосування скреперів при виконанні виймально-навантажувальних робіт	96
3.6.3. Застосування одноківшевих навантажувачів при виконанні виймально-навантажувальних робіт	99
3.7. Допоміжні роботи при вийманні і навантаженні гірничої маси.	
Маркшейдерські роботи	104
3.7.1. Механізація допоміжних робіт при вийманні і навантаженні гірничої маси	104
3.7.2. Маркшейдерські роботи при вийманні і навантаженні гірничої маси	106
4. Переміщення кар'єрних вантажів	107

4.1. Основні види кар'єрного транспорту та їх технологічна характеристика	107
4.2. Кар'єрний автотранспорт	109
4.2.1. Технологічна характеристика рухомого складу	109
4.2.2. Технологічна характеристика кар'єрних автодоріг	111
4.2.3. Розрахунок парку автосамоскидів, пропускної і провізної здатності автодоріг	113
4.2.4. Організація роботи кар'єрного автотранспорту	115
4.3. Кар'єрний залізничний транспорт	117
4.3.1. Характеристика шляху і рухомого складу залізничного транспорту	117
4.3.2. Схеми розвитку шляхів і організація обмінних операцій на уступах	121
4.3.3. Визначення корисної маси потягу	124
4.3.4. Пропускна і провізна здатності шляху	125
4.3.5. Розрахунок парку рухомого складу	127
4.4. Конвеєрний транспорт	128
4.4.1. Область застосування конвеєрного транспорту на кар'єрах	128
4.4.2. Схеми роботи конвеєрного транспорту на кар'єрах	130
4.5. Комбінований кар'єрний транспорт	131
4.6. Допоміжні роботи при транспортуванні гірничої маси	133
5. Відвалоутворення розкривних порід	135
5.1. Сутність процесу відвалоутворення	135
5.2. Вибір місця розташування відвалів	138
5.3. Відвалоутворення при автотранспорті	139
5.4. Відвалоутворення при залізничному транспорті	142
5.4.1. Екскаторне відвалоутворення	142
5.4.2. Бульдозерне відвалоутворення	147
5.5. Відвалоутворення при конвеєрному транспорті	149
Література	151

ПЕРЕДМОВА

У розвитку гірничо-видобувного комплексу України першорядне значення надається відкритому способу розробки корисних копалин, як найбільш поширеному і продуктивному. Основним напрямком розвитку відкритої розробки родовищ корисних копалин є постійне удосконалення технології гірничих робіт на базі новітніх досягнень комплексної механізації і автоматизації виробництва.

За останні 20 років майже повністю змінився парк виймально-навантажувального, гірничотранспортного та допоміжного устаткування, яке характеризується більш високим рівнем організації виробництва і експлуатації, високою продуктивністю і надійністю у роботі. Також кардинально оновився асортимент вибухових речовин (ВР) та засобів їх підривання при підготовці гірничої маси до виймання. Однак, не зважаючи на перехід гірничих робіт на новий технологічний і інформаційний рівень, методичні підходи до розрахунку елементів систем розробки, параметрів структури механізації, параметрів буропідривних робіт та інших технологічних процесів залишаються майже незмінними, тобто сталими.

Реалії сьогодення вимагають більш прагматичного та економічно обґрунтованого підходу до розробки родовищ корисних копалин відкритим способом. При обмеженій кількості родовищ, ускладненні гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов видобутку корисних копалин при постійному поглибленні фронту робіт, встановлення та розрахунок найбільш раціональних технологічних параметрів відкритих гірничих робіт дозволяє оптимізувати процеси гірничого виробництва на кар'єрах та знизити собівартість видобутку корисних копалин при збереженні потрібної якості сировини.

Навчальний посібник «Відкриті гірничі роботи: Ч.I. Процеси відкритих гірничих робіт», не порушуючи класичного підходу до розрахунку процесів видобутку корисних копалин, дозволяє визначити оптимальні параметри відкритих гірничих робіт з урахуванням більш високого сучасного технічного і технологічного рівня оснащення виробництва.

1. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ВІДКРИТІ ГІРНИЧІ РОБОТИ

1.1. Сутність відкритих гірничих робіт

Гірничі роботи являють собою комплекс процесів з проведення гірничих виробок та виймання корисної копалини і пустих порід. Відносно земної поверхні видобування корисних копалин можливо вести відкритими і підземними роботами. Гірничі роботи, що проводяться безпосередньо з земної поверхні у відкритих гірничих виробках з метою видобування різноманітних гірських порід, називаються *відкритими гірничими роботами*.

Основною метою відкритих гірничих робіт є розробка родовищ корисних копалин. Спосіб розробки родовищ корисних копалин із застосуванням відкритих гірничих робіт називається *відкритим* способом. При *підземному* способі розробки корисні копалини видобувають за допомогою спеціальних підземних виробок.

Відкритою гірничою виробкою називається виробка, яка пройдена на земній поверхні та має незамкнений контур поперечного перерізу. До відкритих гірничих виробок відносяться кар'єри, траншеї, напівтраншеї, котловани.

Кар'єром називається сукупність гірничих виробок, що утворюються під час видобутку корисної копалини відкритим способом. Гірниче підприємство, що здійснює видобуток корисної копалини відкритим способом, також називається *кар'єром*. У практиці відкритої розробки вугільних і розсипних родовищ замість терміну «кар'єр» застосовують назву «розріз» або «копальня».

Траншеєю називається відкрита гірничая виробка необхідної довжини, що має трапецієподібний переріз та призначена для розкриття робочих горизонтів та для створення фронту робіт на уступах. *Напівтраншея* – це відкрита гірничая виробка з перерізом у формі трикутника, що проведена по косогору. *Котлован* являє собою відкриту гірничую виробку малої глибини з рівновеликими між собою довжиною і шириною.

В процесі видобування корисної копалини виникає необхідність виймання значних об'ємів пустих порід, що покривають або вміщують корисну копалину. Ці породи називаються *розкривними* або *розкривом*. Річні об'єми

розкрити, що переміщуються в сучасних кар'єрах, складають десятки мільйонів кубометрів і часто в багато разів перевищують об'єми корисної копалини, що видобувається.

Корисна копалина може мати горизонтальне, похиле і крутопадаюче залягання. Під час проведення відкритих гірничих робіт для виймання корисної копалини горизонтального або пологого залягання необхідно видалити пусті породи, що покривають корисну копалину, а лежачий бік і підшва покладу не розробляються (рис. 1.1, а).

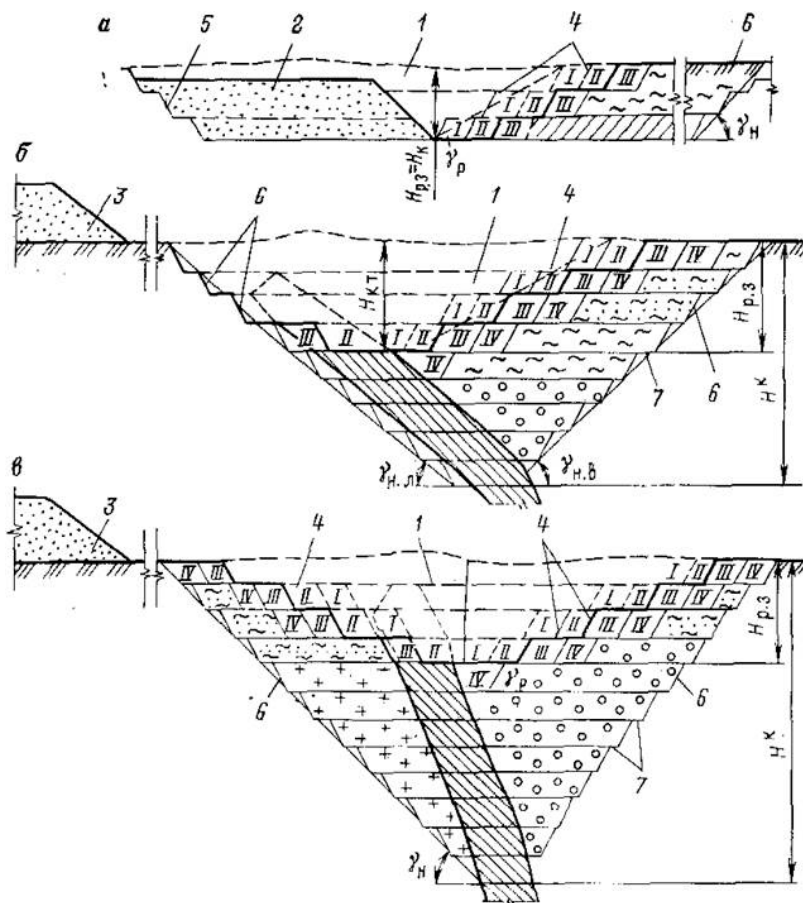


Рис. 1.1. Принципові схеми відкритої розробки покладів: а – горизонтальних; б – похилих; в – крутопадаючих; 1 – вироблений простір; 2, 3 – внутрішні і зовнішні відвали; 4, 5 – робочий і неробочий борти; 6 – кінцевий контур кар'єру; 7 – берми; I, II... – послідовність розвитку робіт на уступах

Під час розробки похилих і крутопадаючих покладів окрім порід, що покривають корисну копалину, необхідно видалити частину вміщуючих пустих порід для створення транспортного доступу до різних частин покладу і забезпечення стійкості масиву вміщуючих порід після виймання корисної

копалини. При відкритій розробці похилих покладів видаляються тільки розкривні породи висячого боку покладу, а породи лежачого не видаляються, оскільки кут падіння похилих покладів відповідає межі стійкості борта кар'єру і становить 25-30° (рис. 1.1, б). Під час розробки крутопадаючих покладів видаляють породи висячого і лежачого боків (рис. 1.1, в) [3].

Розробка масиву гірських порід в межах кар'єру проводиться горизонтальними або слабо нахиленими шарами. В результаті масив, що розробляється приймає форму уступів. Виймання порід в нижньому шарі можливе тільки після виймання значної частини гірничої маси вищележачих шарів. Тому виймання розкривних порід повинне випереджати в часі і просторі виймання корисної копалини. В результаті виймання корисної копалини і розкривних порід бокова поверхня кар'єру приймає ступінчасту форму, а в земній корі утворюється виїмка, що називається **вироблений простір**. Розміри виробленого простору в процесі розробки горизонтальних покладів збільшуються в плані (див. рис. 1.1, а), а при розробці похилих і крутопадаючих покладів – одночасно в плані і в глибину (див. рис. 1.1, б, в).

Корисна копалина і розкрив вивозяться з кар'єру на поверхню. Розкривні породи розміщуються на спеціально відведених для цього площах. Насипи, що утворюються в результаті складування розкривних порід, називають **відвалами**. Під час розробки горизонтальних і пологих покладів розкрив, відділений від масиву, може і не вивозитися з кар'єру, а розміщуватися в його виробленому просторі. Таким чином, відвали, що розміщуються у виробленому просторі, називаються внутрішніми, а зовні контурів кар'єру – зовнішніми.

За видом обладнання, що застосовується, розрізняють **екскаваторний** і **гідралічний** способи проведення відкритих гірничих робіт. При **екскаваторному способі** застосовують різне обладнання – бурові станки, розпушувачі, екскаватори, навантажувачі, скрепери, бульдозери, колісний і конвеєрний транспорт. При **гідралічному способі** основні виробничі процеси здійснюються енергією води, що рухається. При цьому використовується

обладнання – гідромонітори, землесоси. Цей спосіб застосовується тільки у відповідних сприятливих гірничо-геологічних і кліматичних умовах [2].

Відкритий спосіб розробки в порівнянні з підземним характеризується наступними особливостями:

- необхідністю видалення з кар'єру (або переміщення в його контурах) значних об'ємів розкривних порід;

- необхідністю дотримання певної послідовності відробки шарів (виїмку лежачого нижче шару гірських порід можна починати тільки з деяким відставанням в часі від початку виїмки лежачого вище шару);

- практично необмеженою можливістю створення і використання високопродуктивного великогабаритного гірничого і транспортного обладнання, здатного забезпечити найбільш високі техніко-економічні показники.

До *переваг* відкритого способу розробки в порівнянні з підземним відносяться можливість забезпечення більш високого рівня комплексної механізації і автоматизації гірничих робіт, більш висока продуктивність праці, менша вартість продукції, більш безпечні і гігієнічні умови праці, більш повне вилучення корисної копалини, менші питомі капітальні витрати.

Недоліками відкритого способу розробки є залежність від кліматичних умов, необхідність відчуження значних площ земель, порушення водного балансу надр [1].

Рівень економічної ефективності відкритих гірничих робіт визначається річною продуктивністю кар'єру по корисній копалині і розкриву; умовами залягання корисної копалини; фізико-технічними характеристиками порід, що розробляються; кліматичними умовами району розробки.

Для оцінки економічної ефективності відкритих гірничих робіт застосовують такі *техніко-економічні показники*: місячна продуктивність праці робітника по корисній копалині; витрати на виймання 1м³ розкриву; собівартість видобування корисної копалини; капітальні витрати на 1 т корисної копалини; річний прибуток; рентабельність кар'єру.

Місячна продуктивність праці робітника по корисній копалині характеризує загальний рівень механізації, організації і енергоозброєності на кар'єрах і визначається відношенням місячного об'єму видобутку корисної копалини до облікового складу робочих.

Собівартість видобування корисної копалини включає витрати на видобувні і розкривні роботи. Виробнича собівартість не включає витрат, пов'язаних з реалізацією. В собівартості корисної копалини частина витрат на розкривні роботи може досягати 70%.

Економічні показники відкритих гірничих робіт залежать від *капітальних витрат* (витрати на пошукові, геологорозвідувальні і підготовчі роботи, будівництво споруд, придбання і монтаж обладнання та ін.), *експлуатаційних витрат* (поточні витрати) і *прибутку* від реалізації видобутої корисної копалини[1].

Робота кар'єру в системі господарського розрахунку оцінюється за двома показниками – прибутком і рентабельністю. Річний прибуток кар'єру визначається різницею між доходом від реалізації видобутої корисної копалини і її собівартістю. Рентабельність кар'єру визначається відношенням річного прибутку до загальної величини коштів, наявних у розпорядженні кар'єра.

1.2. Елементи кар'єру і розрахунок їх параметрів

1.2.1. Коефіцієнт розкриву

Коефіцієнт розкриву k показує, скільки одиниць розкривних порід необхідно перемістити в межах кар'єру або за його межами, щоб видобути одиницю корисної копалини (наприклад, вираз $k=4,4 \text{ м}^3/\text{м}^3$ означає, що для видобутку 1 м^3 корисної копалини необхідно перемістити $4,5 \text{ м}^3$ розкривних порід (рис.1.2).

В залежності від одиниці вимірювання розрізняють коефіцієнти розкриву ваговий (т/т), об'ємний ($\text{м}^3/\text{м}^3$) і змішаний ($\text{м}^3/\text{т}$). Для переводу коефіцієнту розкриву з одної одиниці вимірювання в іншу необхідно розкрив і корисну

копалину виразити у відповідних одиницях з використанням множників (табл. 1.1) [1].

Таблиця 1.1

Множники для переводу коефіцієнта розкриву

Коефіцієнт розкриву, який необхідно отримати	Коефіцієнт розкриву, який необхідно перетворити		
	вагового	об'ємного	змішаного
ваговий	1	γ_p/γ_k	γ_p
об'ємний	γ_k/γ_p	1	γ_k
змішаний	$1/\gamma_p$	$1/\gamma_k$	1

Примітка: γ_p – щільність розкриву; γ_k – щільність корисної копалини.

Розрізняють середній, поточний, контурний, граничний коефіцієнту розкриву.

Середній коефіцієнт розкриву $k_{сер}$ дорівнює відношенню об'єму розкриву V_p до об'єму корисної копалини V_k в кінцевих контурах кар'єру, тобто

$$k_{сер} = V_p / V_k \quad (1.1)$$

Якщо запаси корисної копалини визначені за даними геологічної розвідки, то в цьому випадку коефіцієнт розкриву називається **середнім геологічним** (рис. 1.2, а). Якщо при визначенні коефіцієнта розкриву використані промислові запаси, то коефіцієнт розкриву називається **середнім промисловим**. До моменту здачі кар'єру в експлуатацію об'єми розкриву і корисної копалини зменшуються (рис. 1.2, б), оскільки в період будівництва кар'єру виймається розкрит $V_{рб}$ і попутно видобута корисна копалина $V_{кб}$:

$$k_{сер} = (V_p - V_{рб}) / (V_k - V_{кб}) \quad (1.2)$$

При горизонтальному заляганні корисної копалини на невеликій глибині (30-45 м), значних розмірах кар'єру в плані, витриманій потужності розкриву h_p і корисної копалини h_k середній коефіцієнт розкриву визначається за формулою:

$$k_{сер} = h_p / h_k \quad (1.3)$$

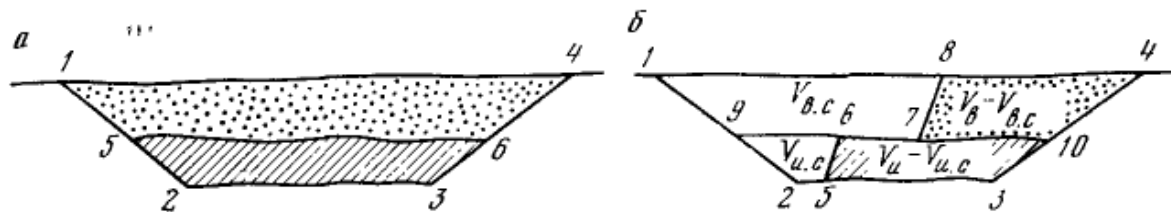


Рис. 1.2. Схема до визначення середнього геологічного (а) і середнього експлуатаційного (б) коефіцієнту розкриття: 1-5-6-4 – об’єм розкриття в кінцевих контурах кар’єру V_p , 5-2-3-6 – об’єм корисної копалини в кінцевих контурах кар’єру V_k , 1-9-10-4 – об’єм розкриття в кінцевих контурах кар’єру V_p , 1-9-7-8 – об’єм будівельного розкриття V_{pb} , 9-2-5-6 – об’єм корисної копалини видобутої при будівництві кар’єру (попутний видобуток) V_{kb}

Поточний коефіцієнт розкриття k_T дорівнює відношенню об’єму розкриття V_{pT} , що переміщується з кар’єру або в його межах за будь який проміжок часу (рік, квартал, місяць), до об’єму корисної копалини V_{kT} , видобутої за той же проміжок часу (рис. 1.3, а):

$$k_T = V_{pT} / V_{kT} \quad (1.4)$$

На відміну від середнього коефіцієнту розкриття, величина якого не змінюється при заданих кінцевих контурах кар’єру, величина поточного коефіцієнту розкриття змінюється як по роках, так і протягом року.

Контурний коефіцієнт розкриття k_K дорівнює відношенню об’єму розкриття V_{pK} до об’єму корисної копалини V_{kK} , що вилучається при зміні кінцевих контурів кар’єру (рис. 1.3, б):

$$k_K = V_{pK} / V_{kK} \quad (1.5)$$

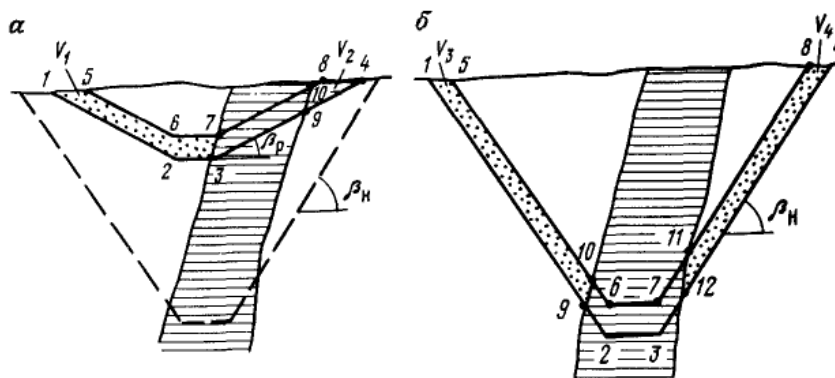


Рис. 1.3. Схема до визначення поточного (а) і контурного (б) коефіцієнту розкриття

Граничний коефіцієнт розкриву $k_{гр}$ характеризує питомий (на одиницю корисної копалини) максимальний об'єм розкривних порід, що переміщуються, при якому витрати C_B' на видобуток одиниці корисної копалини відкритим способом не перевищують аналогічних витрат $C_{п}$ при підземному способі, тобто $C_B' \leq C_{п}$. Величина C_B' визначається за формулою:

$$C_B' = C_B + k_T C_p, \quad (1.6)$$

де C_B – витрати на видобуток 1т або 1м^3 корисної копалини без врахування витрат на розкривні роботи, грн.; C_p – витрати на розробку 1м^3 розкривних порід, грн.; k_T – поточний коефіцієнт розкриву, $\text{м}^3/\text{м}^3$ ($\text{м}^3/\text{т}$).

Відкриті роботи доцільні при дотриманні умови

$$C_B' \leq C_{п} \text{ або } C_B + k_T C_p \leq C_{п}.$$

Оскільки максимально допустимий поточний коефіцієнт розкриву дорівнює граничному коефіцієнту розкриву $k_{гр}$, то

$$C_B + k_{гр} C_p = C_{п}.$$

Тоді

$$k_{гр} = (C_{п} - C_B) / C_p. \quad (1.7)$$

Значення коефіцієнту розкриву є важливими показниками відкритих розробок. Вони служать для визначення економічно ефективних границь відкритих гірничих робіт і граничної глибини кар'єрів при розробці похилих і крутих покладів, що залягають на значній глибині, а також для планування продуктивності кар'єру і собівартості корисної копалини [2].

1.2.2. Елементи кар'єру. Основні поняття

Родовище або його частина, що намічена для розробки одним кар'єром, називається *кар'єрним полем*. Оскільки об'єктом розробки в кар'єрі є корисна копалина і розкривні породи, то під терміном «кар'єрне поле» розуміють геометричне тіло складної форми, що міститься в кінцевих контурах кар'єру (рис. 1.4).

Зверху кар'єр обмежений земною поверхнею. Ступінчата поверхня, що обмежує кар'єр з боків, називається **бортом**, а поверхня, що обмежує кар'єр знизу, – **підшвою**.

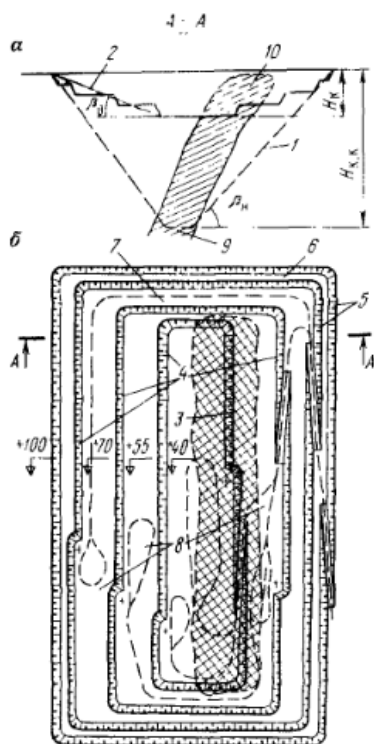


Рис. 1.4. Поперечний розріз (а) і план (б) кар'єру: 1 – кінцевий контур кар'єру, 2 – лінія укосу робочого борта кар'єру, 3 – видобувний уступ, 4 – розкривні робочі уступи, 5 – розкривні неробочі уступи, 6 – запобіжна берма, 7 – транспортна берма, 8 – робочі площадки, 9 – підшва кар'єру, 10 – корисна копалина

Лінії перетину борта кар'єру з денною поверхнею і підшвою утворюють відповідно **верхній і нижній контури кар'єру**.

Умовна поверхня, що проходить через верхній і нижній контури кар'єру, називається **укосом** борта кар'єру.

Кут, що утворюється укосом борта кар'єру і горизонтальною площиною, що проходить через його підшву, називається **кутом укосу** борта кар'єру.

Борт кар'єру, на якому проводяться гірничі роботи, називається **робочим**. Відповідно цьому розрізняють **кут укосу робочого і неробочого борта кар'єру**.

Вертикальна відстань між підшвою і усередненою відміткою земної поверхні називається **глибиною кар'єру**. Положення верхнього і нижнього контурів кар'єру, а також глибина кар'єру під час розробки похилих і крутих покладів і процесі ведення гірничих робіт постійно змінюються [1].

Контури кар'єру, що відповідають моменту закінчення відкритих гірничих робіт, називаються **кінцевими**. Їм відповідають кінцева глибина і кінцеві розміри кар'єру в плані. Кінцевий контур кар'єру на денній поверхні

називається *технічною межею кар'єра*. Ділянка земної поверхні, що зайнята кар'єром, його службами і цехами, називається *земельним відводом* (рис. 1.5). Площа земельного відводу в 5-10 разів перевищує площу кар'єру.

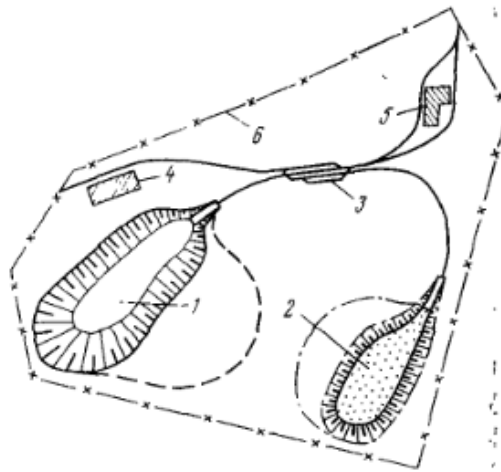


Рис. 1.5. Земельний відвід кар'єра: 1 – кар'єрне поле; 2 – відвал розкривних порід; 3 – залізнична станція; 4 – адміністративний корпус; 5 – дробарно-сортувальний завод; 6 – межа земельного відводу.

1.2.3. Головні параметри кар'єру

Головними параметрами кар'єру є: об'єм гірничої маси; кінцева глибина кар'єру; розміри по підшві; розміри на рівні денної поверхні; кути укосів бортів; запаси корисної копалини; об'єм розкриву [1].

1.Об'єм гірничої маси $V_{гм}$ (m^3) в контурах кар'єра, що характеризує масштаб гірничих робіт, визначається за формулою Ржевського:

$$V_{гм} = SH_k + \frac{1}{2} \sum_1^n l_n H_k^2 ctg \beta_n + \frac{1}{3} \pi H_k^3 ctg^2 \beta_{ср}, \quad (1.8)$$

де S – площа підшви ABCDE кар'єру, m^2 (рис. 1.6); H_k – глибина кар'єру, м; β_n – кут укосу n -ї ділянки борта кар'єру, градуси; l_n – довжина n -ї ділянки борта, м; $\beta_{ср}$ – середній кут укосу борта, градуси:

$$\beta_{ср} = \frac{\beta_1 l_1 + \beta_2 l_2 + \dots + \beta_n l_n}{l_1 + l_2 + \dots + l_n}. \quad (1.9)$$

Якщо кути укосів всіх бортів кар'єру рівні або розрізняються між собою незначно, формула Ржевського прийме вигляд:

$$V_{гм} = SH_k + \frac{1}{2}PH_k^2 \operatorname{ctg} \beta_{сеп} + \frac{1}{3}\pi H_k^3 \operatorname{ctg}^2 \beta_{сеп}, \quad (1.10)$$

де P – периметр підосви кар'єру, м.

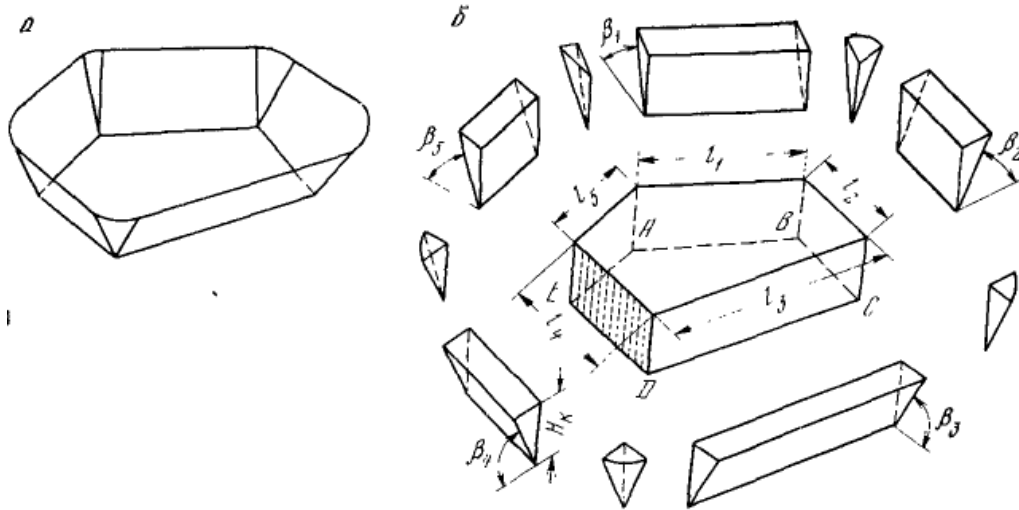


Рис. 1.6. Схема до визначення об'єму гірничої маси $V_{гм}$ в контурах кар'єру: а – загальний вигляд; б – геометричні тіла, з яких складається об'єм кар'єру.

2. **Кінцева глибина кар'єру $H_{кк}$** (м) під час розробки похилих і горизонтальних родовищ визначається відміткою ґрунту пласта корисної копалини або сумою потужностей розкриву h_p і корисної копалини h_k , тобто

$$H_{кк} = h_p + h_k. \quad (1.11)$$

Економічна доцільність розробки горизонтальних і похилих родовищ відкритим способом вирішується шляхом порівняння середнього і граничного коефіцієнтів розкриву. Родовище доцільно розробляти відкритим способом, якщо $k_{сеп} \leq k_{гр}$ [2].

Вирішити задачу визначення кінцевої глибини кар'єру під час розробки похилих і крутих покладів можна аналітичним методом. Для цього спочатку визначається проміжна глибина кар'єру $H_{кп}$ за умовою рівності поточного і граничного коефіцієнту розкриву ($k_{п} = k_{гр}$).

Поточний коефіцієнт розкриву для найпростіших гірничо-геологічних умов визначається наступним чином. Припустимо, що в будь-який момент часу кар'єр обмежений контуром I і має глибину $H_{к1}$ (рис. 1.7). За час Δt глибина кар'єра збільшиться на величину ΔH_k і кар'єр буде обмежений контуром II , а

об'єм його гірничої маси збільшиться на величину $\Delta V_{зм} = \Delta V_p + \Delta V_k$. Згідно визначенню поточний коефіцієнт розкриву можна розрахувати:

$$k_{\Pi} = \frac{\Delta V_p}{\Delta V_k} \quad (1.12)$$

або

$$k_{\Pi} = \frac{\Delta V_{ГМ} - \Delta V_k}{\Delta V_k}$$

Прирошення об'єму гірничої маси можна розрахувати, застосовуючи формулу Ржевського:

$$\begin{aligned} \Delta V_{ГМ} &= \frac{dV_{ГМ}}{dH_k} \Delta H_k = \frac{d \left(SH_k + \frac{1}{2} PH_k^2 ctg \beta_p + \frac{1}{3} \pi H_k^3 ctg^2 \beta_{сер} \right)}{dH_k} \Delta H_k = \\ &= (S + PH_k ctg \beta_p + \pi H_k^2 ctg^2 \beta_{сер}) \Delta H_k \end{aligned} \quad (1.13)$$

де β_p – кут укосу робочого борта кар'єру, градуси [1].

Прирошення об'єму корисної копалини визначається за формулою:

$$\Delta V_k = m_{\Gamma} L_d \Delta H_k \quad (1.14)$$

де m_{Γ} – горизонтальна потужність покладу, м; L_d – довжина дна кар'єру, м.

Підставляємо в (1.13):

$$k_{\Pi} = \frac{\Delta V_{ГМ} - \Delta V_k}{\Delta V_k} = S + PH_k ctg \beta_p + \pi H_k^2 ctg^2 \beta_{сер} - m_{\Gamma} L_d \quad (1.15)$$

Перетворимо вираз:

$$\pi ctg^2 \beta_p H_k^2 + P ctg \beta_p H_k + S - m_{\Gamma} L_d (1 + k_{\Gamma p}) = 0 \quad (1.16)$$

Вирішивши квадратне рівняння відносно H_k , отримуємо формулу для визначення проміжної глибини кар'єру $H_{КП}$ (див. рис. 1.7), при який поточний коефіцієнт розкриву буде дорівнювати граничному коефіцієнту:

$$H_{КП} = \frac{-P + \sqrt{P^2 - 4\pi (S - m_{\Gamma} L_d (1 + k_{\Gamma p}))}}{2\pi ctg \beta_p} \quad (1.17)$$

Кінцева глибина кар'єру визначається з рівності:

$$B_d + 2H_{КП} ctg \beta_p = B_d + 2H_{КК} ctg \beta_H \quad (1.18)$$

де B_d – ширина дна кар'єру, м.

Визначаємо $H_{\text{кк}}$ з виразу (1.18):

$$H_{\text{кк}} = \frac{H_{\text{кп}} \text{ctg} \beta_{\text{р}}}{\text{ctg} \beta_{\text{н}}} \quad (1.19)$$

де $\beta_{\text{н}}$ – кут укосу неробочого борта кар'єру, градуси.

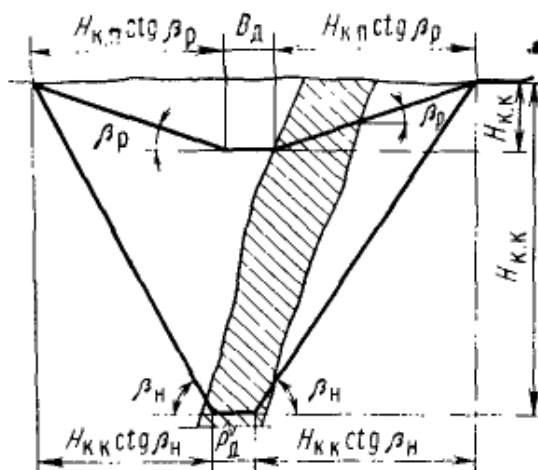


Рис. 1.7. Схема до визначення кінцевої глибини кар'єру

Підставивши у формулу (1.19) вираз $H_{\text{кп}}$ (1.17), отримаємо формулу для визначення кінцевої глибини кар'єру $H_{\text{кк}}$ (м):

$$H_{\text{кк}} = \frac{-P + \sqrt{P^2 - 4\pi(S - m_{\text{г}}L_{\text{д}}(1 + k_{\text{гр}}))}}{2\pi \text{ctg} \beta_{\text{н}}} \quad (1.20)$$

3. Розміри дна кар'єру в кінцевих контурах під час розробки горизонтальних родовищ визначаються контурами покладів в плані на відмітці підосви.

Під час розробки похилих і крутих родовищ мінімальна ширина дна кар'єру визначається за умови безпечного ведення гірничих робіт і складає 30-40 м. Довжина дна кар'єру приймається рівною протяжності покладу по простяганню (при незначній довжині). У випадку великої протяжності покладу довжина дна кар'єру за технічними умовами приймається 3-4 км. Мінімальна довжина дна кар'єру повинна знаходитися в межах 70-100 м [1].

Під час розробки похилих і крутих покладів значної потужності об'єм корисної копалини, що вилучається, в кінцевих контурах кар'єру залежить від

положення дна кар'єру відносно боків покладу. Так, при відомій довжині дна кар'єру об'єм запасів корисної копалини визначається за формулою:

$$V_k = [m_z H_k - (S_1 + S_2)] L_d, \quad (1.21)$$

де m_z – горизонтальна потужність покладу, м; L_d – довжина дна кар'єру, м; S_1, S_2 – відповідно площа корисної копалини, що залишається з боку висячого і лежачого боків, при розташуванні дна кар'єру всередині покладу, м² (рис. 1.8).

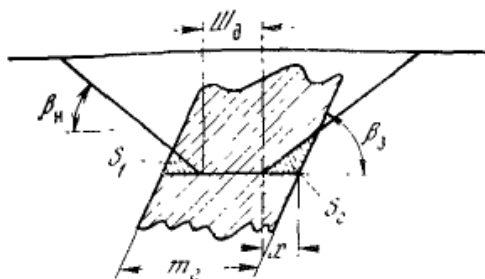


Рис. 1.8. Схема до вибору положення дна кар'єру

Таким чином, оптимальне положення дна кар'єру, що забезпечує вилучення максимального об'єму корисної копалини, має місце, якщо $S_1 + S_2 \rightarrow \min$, тоді

$$S_1 = \frac{(m_z - x - B_d)^2 \operatorname{tg} \beta_n \operatorname{tg} \beta_n}{2(\operatorname{tg} \beta_n + \operatorname{tg} \beta_n)}, \quad (1.22)$$

$$S_2 = \frac{x^2 \operatorname{tg} \beta_n \operatorname{tg} \beta_n}{2\operatorname{tg} \beta_n - \operatorname{tg} \beta_n}, \quad (1.23)$$

де x – відстань від дна кар'єра до лежачого боку покладу, м; β_n – кут падіння покладу, градуси.

Приймаємо в якості змінної величини відстань x . Тоді цільова функція, що розглядається, прийме вигляд

$$\frac{d}{dx}(S_1 + S_2) = 0 \quad (1.24)$$

або

$$\frac{d}{dx} \left[\frac{(m_z - x - B_d)^2 \operatorname{tg} \beta_n \operatorname{tg} \beta_n}{2\operatorname{tg} \beta_n + \operatorname{tg} \beta_n} + \frac{x^2 \operatorname{tg} \beta_n \operatorname{tg} \beta_n}{2(\operatorname{tg} \beta_n - \operatorname{tg} \beta_n)} \right] = 0. \quad (1.25)$$

Виконавши необхідні перетворення і вирішивши отримане рівняння відносно x , отримуємо

$$x = \frac{(m_z - B_d)(\operatorname{tg}\beta_n - \operatorname{tg}\beta_n)}{2\operatorname{tg}\beta_n}. \quad (1.26)$$

З рівнянь (1.22), (1.23), (1.24) і (1.26) отримуємо формулу для визначення мінімального об'єму недовилученої корисної копалини:

$$V_{к.н. \min} = \frac{(m_z - B_d)^2 \operatorname{tg}\beta_n L_d}{4}. \quad (1.27)$$

Максимальний об'єм корисної копалини, що вилучається, при оптимальному положенні дна кар'єру визначається за формулою

$$V_{к. \max} = \left[m_z H_k - \frac{(m_z - B_d)^2 \operatorname{tg}\beta_n}{4} \right] L_d. \quad (1.28)$$

Наведені формули застосовуються для найпростіших гірничо-геологічних умов (кути укосів неробочих бортів кар'єру з боку висячого і лежачого боків рівні, висячий і лежачий боки покладу паралельні, потужність покладу незначно змінюється по довжині кар'єрного поля) [1].

4. Розміри кар'єру на рівні денної поверхні залежить від розміру дна кар'єру, його глибини і кутів укосів його бортів. Вони є основою для визначення меж гірничого відводу і проектування комплексу промислових споруджень кар'єру. Розміри кар'єру на рівні денної поверхні визначаються за аналітичними формулами або графічним способом. Перша похідна об'єму гірничої маси кар'єру при змінній глибині H являє собою площу перерізу:

$$S_{II} = \frac{dV_{зм}}{dH} = S + PH \operatorname{ctg}\beta_{сер} + \pi H^2 \operatorname{ctg}^2 \beta_{сер} \quad (1.29)$$

Підставивши в рівняння (1.29) глибину кар'єру, отримуємо формулу для визначення площі кар'єру на рівні денної поверхні.

Довжина L_k (м) і ширина B_k (м) кар'єру для крутонахилого покладу в кінцевих контурах кар'єру на рівні денної поверхні визначається за формулами:

$$L_k = L_0 + 2H_k \operatorname{ctg} \beta_k \quad (1.30)$$

$$B_k = B_0 + 2H_k \operatorname{ctg} \beta_k$$

5. Куту укосів бортів кар'єру на момент погашення гірничих робіт визначаються конструкцією бортів і умовами стійкої рівноваги порід, що його складають. В конструктивному відношенні борти кар'єру можуть включати відкоси уступів, запобіжні і транспортні берми, основи капітальних траншей (рис.1.8). Кут укосу борта кар'єру визначається за формулою:

$$\beta_k = \operatorname{arctg} \frac{H_k}{\sum h_y \operatorname{ctg} \alpha + \sum b_{\Pi} + \sum b_T + \sum b_{КТ}}, \quad (1.31)$$

де H_k – глибина кар'єру, м; h_y – висота уступу, м; α – кут укосу уступу, градуси; $\sum h_y \operatorname{ctg} \alpha$, $\sum b_{\Pi}$, $\sum b_T$, $\sum b_{КТ}$ – відповідно сумарна ширина горизонтальних закладань уступів, запобіжних берм, транспортних берм, основ капітальних траншей.

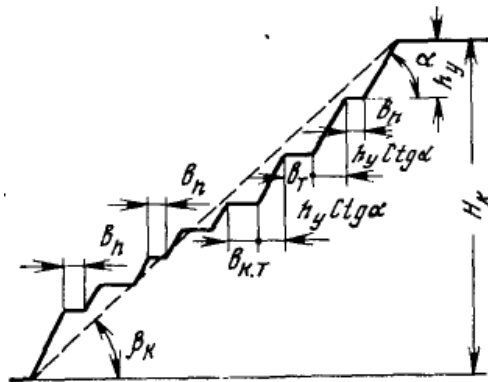


Рис. 1.9. Схема до визначення кута укосу неробочого борта кар'єру

Ширина транспортної берми (рис.1.10) визначається за формулою:

$$b_T = z + T + k$$

$$z = h_y (\operatorname{ctg} \alpha_e - \operatorname{ctg} \alpha_p),$$

де z – ширина основ призми можливого обрушення, м; α_e – кут природного укосу уступу, градуси; α_p – кут укосу робочого уступу, градуси; $T=4\dots7,5$ – ширина транспортної полоси, м; $k=0,5\dots0,7$ – ширина кювету, м.

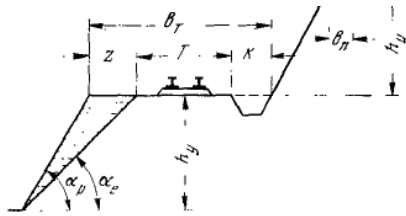


Рис. 1.10. Схема до визначення ширини транспортної берми

Величина b_T залежить від виду і інтенсивності руху кар'єрного транспорту. При автотранспорті вона знаходиться в межах 5-10 і 8-20 м відповідно для одно- і двохсмугового руху. Для залізничного транспорту при одноколіїному русі вона дорівнює 8 м, при двоколіїному – 12-14м.

Ширина основи капітальних траншей при одно- і двоколіїному русі приймається 7,6 і 11,5 м відповідно.

Максимально можливий кут укосу борта кар'єру за фактором безпеки залежить в основному від фізико-технічних характеристик і ступеню однорідності порід, що складають борт, напрямку площин напластування відносно борта, глибини кар'єра і форми борта в плані. Зі збільшенням глибини стійкість борта змінюється. Кут укосу борта кар'єра залежить від обводненості і фільтраційних властивостей порід, що складають борт, і кліматичних умов. Кут укосу борта кар'єра, що визначається розрахунковим шляхом, є орієнтовним і уточнюються в процесі ведення гірничих робіт (табл.1.2) [1].

Таблиця 1.2

Кут укосу бота кар'єру

Породи	Коефіцієнт міцності порід за шкалою Протод'яконова	Кут укосу борта (градуси) при глибині кар'єру, м				
		≤90	≤180	≤240	≤300	>300
У вищому ступені міцні і дуже міцні	15 – 20	60 – 68	57 – 65	53 – 60	48 – 54	43 – 49
Міцні і доволі міцні	8 – 14	50 – 60	48 – 57	45 – 53	42 – 48	37 – 43
Середньої міцності	3 – 7	45 – 50	41 – 48	39 – 45	36 – 43	32 – 37
Доволі м'які і м'які	1 – 2	30 – 43	28 – 41	26 – 39	26 – 36	–
М'які і землясті	0,6 – 0,8	21 – 30	20 – 28	–	–	–

Із значень кута укосу, що визначаються конструкцією борта кар'єру і умовами стійкої рівноваги порід, приймається мінімальне значення, яке забезпечує потрібну ступінь безпеки і мінімальний об'єм розкривних робіт в кінцевих контурах кар'єру. Зменшення кута укосу борта тільки на 1 градус на глибині 200 м при куті природного укосу 35-40 град, викликає збільшення об'єму розкриву на 0,8-1 млн.м³ на 1 км борту.

Кут укосу робочого борта кар'єру знаходиться в межах 10-20 градусів. Зміна кута укосу робочого борта в часі не викликає зміни об'єму розкриву в кінцевих контурах кар'єру, однак воно приводить до змін поточних об'ємів розкриву, що може бути використано для регулювання розподілення річних об'ємів розкриву за тривалий період [2].

6. Запасами корисної копалини визначається можливий масштаб видобутку, строк існування кар'єру і економічні показники розробки. Запаси корисної копалини, що розвідані в контурах родовища називаються геологічними. Геологічні запаси корисної копалини за їх народногосподарським значенням поділяються на балансові і позабалансові.

Балансовими називаються запаси, що задовольняють вимогам кондицій. Їх розробка в даний час економічно доцільна. *Позабалансовими* називаються запаси, розробка яких в даний час економічно недоцільна внаслідок малої кількості, складних умов експлуатації та ін.

За ступенем розвіданості і вивченості запаси корисної копалини поділяються на категорії *A, B, C*.

Промислові запаси – це частина балансових запасів, що підлягає вилученню з надр за час існування кар'єру. Промислові запаси кар'єру визначаються шляхом виключення проектних втрат з балансових запасів. Проектні втрати – це частина балансових запасів, що проектується до безповоротного залишення в надрах. На кар'єрах втрати складають 3-10 %. Частина промислових запасів, що вилучається з надр в період будівництва кар'єру, називається попутним видобутком, а різниця між промисловими запасами і попутним видобутком – експлуатаційними запасами.

Об'єм запасів корисної копалини в контурах кар'єру визначається за наступними формулами:

- під час розробки горизонтального покладу з відносно постійною потужністю

$$V_k = Sh_k + \frac{1}{2}Ph_k^2 \operatorname{ctg} \beta_k + \frac{1}{3}\pi h_k^3 \operatorname{ctg}^2 \beta_k, \text{ м}^3; \quad (1.32)$$

- під час розробки похилих і крутих покладів з відносно постійною потужністю

$$V_k = m_2 L_\partial (H_k - h_n) - (S_1 + S_2) L_\partial, \text{ м}^3; \quad (1.33)$$

де h_n – потужність наносів, м; S_1, S_2 – (див. формулу 1.21);

- під час розробки похилих і крутих покладів зі складною непостійною конфігурацією в плані і перерізі

$$V_k = \frac{S_0 + S_1}{2} h_{0-1} + \frac{S_1 + S_2}{2} h_{1-2} + \dots + \frac{S_i + S_n}{2} h_{i-n}, \quad (1.34)$$

де S_0, S_1, \dots, S_n – площа покладу в паралельних поперечних (горизонтальних) перерізах, м^2 ; $h_{0-1}, h_{1-2}, \dots, h_{i-n}$ – відстань між сусідніми перерізами, м.

Під час розробки горизонтальних покладів зі змінною потужністю запаси корисної копалини визначаються методом геометричного аналізу [2].

7. Об'єм розкриття в ряді випадків в багато разів перевищує об'єм корисної копалини, що добувається, і є основним фактором, що визначає техніко-економічні показники розробки родовищ відкритим способом. Об'єм розкриття в контурах кар'єру визначається за формулою:

$$V_p = V_{зм} - V_k, \text{ м}^3. \quad (1.35)$$

Для горизонтальних покладів об'єм розкриття може бути розраховано за формулою:

$$V_p = S(H_k - h_k) + \frac{1}{2}P \operatorname{ctg} \beta_{cep} (H_k^2 - h_k^2) + \frac{1}{3}\pi \operatorname{ctg}^2 \beta_{cep} (H_k^3 - h_k^3). \quad (1.36)$$

1.2.4. Уступ і його елементи

Шар гірських порід, що має форму сходинки, називається **уступом** (рис. 1.11). Поверхня, що обмежує уступ зверху або знизу, називається **верхньою або нижньою площадками уступу**. Вертикальна відстань між верхньою і нижньою площадками називається **висотою уступу**. Площадка уступу, на який розташовані транспортні шляхи, є **транспортним горизонтом уступу** (рис.1.12) [1].

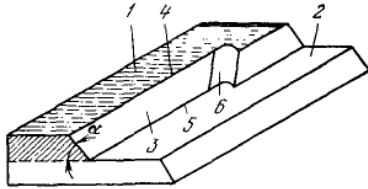


Рис. 1.11. Схема уступу: 1 – верхня площадка уступу; 2 – нижня площадка уступу; 3 – укіс уступу; 4 – верхня бровка уступу; 5 – нижня бровка уступу; 6 – забій уступу

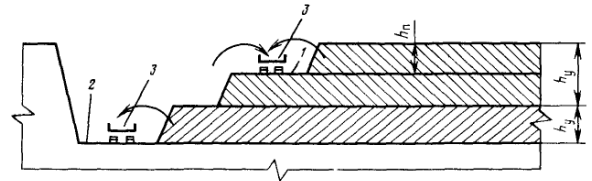


Рис. 1.12. Поперечний переріз кар'єру: 1 – робоча площадка верхнього уступу; 2 – робоча площадка нижнього уступу; 3 – транспортні засоби

Уступ є одним з основних технологічних елементів кар'єру. Від правильного визначення висоти уступу в значному ступені залежить ефективність виробничих процесів. Під час розбивки товщі масиву, що розробляється, на уступи необхідно враховувати як робочі параметри гірничого обладнання, так і фізико-технічні характеристики порід, що складають уступ, гірничо-геологічні і кліматичні умови родовища. Визначальною ознакою робочого уступу є положення транспортного горизонту. Кожний уступ має один транспортний горизонт. При розташуванні транспортного горизонту в середині уступу останній поділяється на два підуступи – верхній і нижній. Площадка уступу, на який розташовується основне обладнання для його відробки, називається робочою площадкою уступу. Ширина робочої площадки в 2-3 рази перевищує висоту уступу.

Площадка невеликої ширини, на якій роботи не проводяться, називається **бермою**. В залежності від призначення розрізняють **запобіжні** і **транспортні** берми.

Запобіжні берми залишаються на неробочому борту в період будівництва кар'єру або припинення гірничих робіт на уступі. Ширина берм приймається не менше однієї третьої відстані по вертикалі між суміжними бермами. Берми повинні залишатися не більш ніж через кожні три уступи. Ширина берм повинна забезпечувати їх механічну очистку. Для очистки таких берм застосовуються бульдозери, невеликі екскаватори, навантажувачі.

Транспортні берми призначені для розташування транспортних комунікацій кар'єра. Ширина транспортних берм залежить від типу транспортних засобів і інтенсивності їх руху.

Похила поверхня, що обмежує уступ з боку виробленого простору, називається **укосом уступу**. Лінії перетину укосу уступу з його верхньою і нижньою площадками називаються відповідно *верхньою і нижньою бровками*.

Кут, що утворюється укосом уступу горизонтальною площиною, називається *кутом укосу уступу*.

В залежності від цього кута укіс уступу може мати стійке і нестійке положення. Розрізняють кути коротко- і довгострокової стійкості. Кут короткострокової стійкості забезпечує стійке положення укосу уступу протягом короткого періоду (декількох місяців), що достатньо для безпеки робіт на робочих уступах. Кут довгострокової стійкості повинен забезпечувати стійкість укосів протягом всього строку існування кар'єру (неробочі уступи). При забезпеченні довгострокової стійкості укосів необхідно враховувати вплив на породи зовнішніх факторів (опади, вітер, змінна температура), що викликають інтенсивне зменшення їх механічної міцності [1].

Укіс уступу, що знаходиться в стані короткострокової стійкості, з часом обрушується і приймає кут укосу, що відповідає стану довгострокової стійкості для даного типу порід і умов їх залягання. Щільність, зчеплення і коефіцієнт внутрішнього тертя порід є основними фізико-технічними властивостями, що визначають стійкість укосу уступу. Кут укосу уступу залежить також від його висоти. Великий вплив на стійкість укосу уступу оказує положення площин напластування порід, що складають уступ.

Якщо площини напластування розташовані під деяким кутом до горизонту, то для підвищення стійкості укосу уступ необхідно відробляти таким чином, щоб площини напластування падали в протилежну сторону від укосу. Під час розробки розпушених порід для забезпечення стійкості укосу його кут не повинен перевищувати кута природного укосу (при відсутності води у породах). Наявність води у породах викликає необхідність зменшення кута укосу уступу на 10-20 градусів і більше.

При аналітичному визначенні кута укосу уступів приймається деякий запас їх стійкості, який враховує коефіцієнт запасу стійкості, що дорівнює відношенню стримуючих сил до зсуваючих для верхньої частини уступу (призма обрушення), схильного до обрушення. Коефіцієнт запасу стійкості приймається рівним 1,1-1,2 і 1,5-2,0 відповідно для короткострокової і довгострокової стійкості [2].

Частина уступу, що служить об'єктом впливу гірничого обладнання, називається *забоєм уступу*.

1.3. Залежність відкритих гірничих робіт від природних факторів

В залежності від *положення покладу відносно земної поверхні* поклади можуть бути *поверхневими* (потужність порід, що покривають, 20-30 м), *глибинними* (потужність більше 40 м), *висотними* (вище переважного рівня місцевості) і *глибинно-висотними* (рис. 1.13).

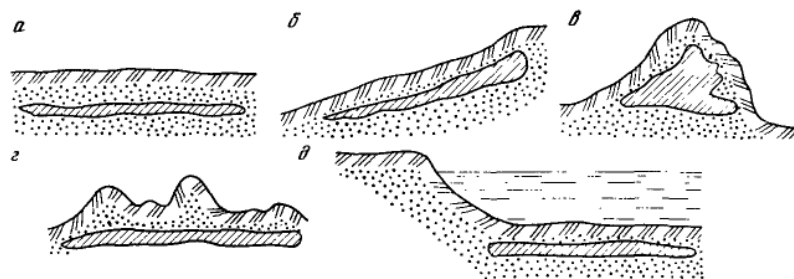


Рис. 1.13. Види рельєфу поверхні родовищ: а – рівнина; б – схил; в – височина; г – горбиста поверхня; д – водна поверхня.

Поверхневі поклади завжди розробляються відкритим способом. Вибір способу розробки глибинних і висотних покладів потребують техніко-економічного обґрунтування. При значній потужності і великих запасах

корисної копалини відкритий спосіб розробки більш ефективний, ніж підземний. Глибинно-висотні поклади можуть розроблятися одночасно або послідовно підземним і відкритим способами.

За **кутом падіння** розрізняють поклади *горизонтальні, похилі і крутопадаючі*. *Горизонтальними (пологими)* називаються поклади з кутом падіння 0-10°. Під час розробки таких покладів є можливість використання виробленого простору для складування розкривних порід (рис.1.14).

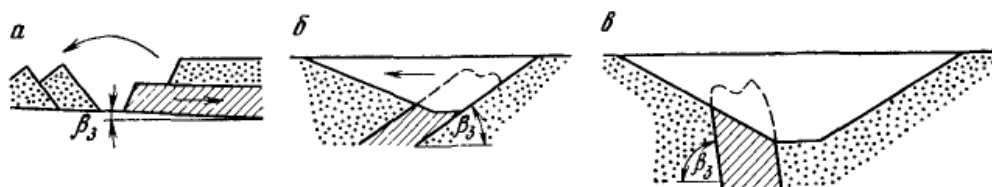


Рис. 1.14. Схеми поперечного перерізу кар'єру під час розробки відповідно пологого, похилого і крутого покладу

Похилими називаються поклади з кутом падіння 8-30°. Під час розробки таких покладів після виїмки корисної копалини борт кар'єру з боку лежачого боку зберігає стійке положення без виположування (розробляються тільки породи висячого боку). Вироблений простір не використовується для складування розкривних порід через їх нестійке положення на похилій поверхні.

Крутопадаючими (крутими) називаються поклади з кутом падіння більше 30°. Під час розробки таких покладів розробляються породи лежачого і висячого боків з метою придання бортам кар'єру стійкого кута нахилу. Вироблений простір для складування розкривних порід не використовується.

Потужністю покладу визначається спосіб його виймання. Розрізняють поклади *великої, середньої, малої і дуже малої потужності*. Пологі поклади характеризуються вертикальною потужністю, а похилі і круті – горизонтальною потужністю.

Пологі поклади дуже малої потужності (2-3м) доцільно розробляти навантажувачами, шнекобуровими машинами, скреперами та ін. Пологі поклади малої потужності (4-20 м) розробляються одним уступом, поклади

середньої потужності (15-40 м) – двома уступами і поклади великої потужності (більше 40 м) – трьома уступами і більше.

Під час розробки *похилих і крутих покладів* дуже малої (10-20 м) і малої (20-70 м) потужності починати виїмку чергового шару покладу можливе тільки після повної виїмки лежачого вище шару (рис. 1.15). Для покладів середньої потужності (60-100м) починати виїмку чергового шару можливо і при неповній виїмці лежачого вище шару. При великій потужності покладу (100-150 м) одночасно можна виймати декілька шарів.

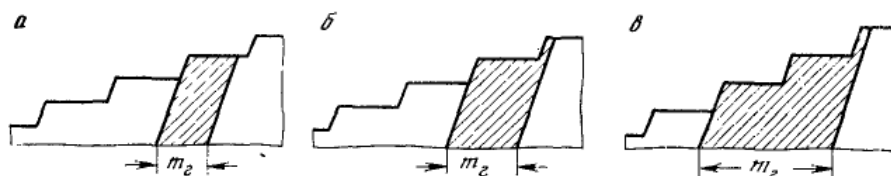


Рис. 1.15. Схеми виїмання похилих і крутих покладів вельми малої і малої (а), середньої (б) і великої (в) потужності

За формою розрізняють *ізометричні, плитоподібні і трубоподібні* поклади. *Ізометричні* поклади мають приблизно однакові розміри у всіх напрямках. *Плитоподібні* поклади – витягнуті переважно в двох напрямках пласти і плаstopодібні поклади відносно невеликої потужності. *Трубоподібні* поклади витягнуті в одному напрямку.

Форма покладів суттєво впливає на форму *кар'єрних полів*. За формою і розмірами розрізняють *обширні, витягнуті, округлі* кар'єрні поля.

Обширні кар'єрні поля характеризуються невеликою глибиною (до 100 м) при великих розмірах в плані (площа кар'єра в плані досягає 40 км²). Обширні кар'єрні поля характерні для поверхневих покладів. Відношення довжини кар'єру до його ширини складає 2:1. *Витягнуті* кар'єрні поля мають великі розміри по простяганню (до 3-5 км) і значно менше вхрест простяганню. Такі кар'єри характерні для похилих і крутих плаstopодібних покладів. Глибина кар'єрів до 300 м і більше. *Округлі* кар'єрні поля мають невелику площу дна і значну глибину (до 800 м).

За будовою розрізняють *прості, складні, розосереджені* поклади. *Прості* поклади мають однорідну будову (не містять значних прошарків пустої породи

і некондиційних включень), що дозволяють розробляти поклад на всю потужність найбільш простим способом. *Складні* поклади містять прошарки пустих порід і некондиційні включення. Такі поклади доцільно розробляти селективним способом. *Розосереджені* поклади містять корисну копалину у вигляді тіл, що розподілені в масиві вміщуючи порід без певної закономірності і чітко виражених контактів. Для розробки цих покладів застосовують спеціальні методи і ведеться ретельна експлуатаційна розвідка [1].

На проведення відкритих гірничих робіт оказують вплив *кліматичні фактори* (опади, вітер). Сильні снігопади в значній мірі ускладнюють роботу кар'єрного транспорту.

Наявність снігу в гірській породі, що транспортується, приводить до замерзання її до стінок транспортних засобів, що ускладнює розвантаження. При низьких температурах металеві конструкції гірничих машин стають крихкими. Це викликає зростання аварій і простоїв гірничого обладнання. Сильні вітри ускладнюють ведення гірничих робіт і передачу енергії, знижують стійкість обладнання. Поєднання низьких температур і сильного вітру викликає підвищення жорсткості погоди, що несприятливо відображається на працездатності людини [2].

Жорсткість погоди оцінюється показником жорсткості (бали), що визначається за формулою:

$$k_{жс} = t_a + 2v_g, \quad (1.37)$$

де t_a – абсолютне значення температури повітря, градус; v_g – швидкість вітру, м/с.

Жорсткістю погоди визначається режим роботи кар'єру. При жорсткості погоди від 10 до 30 балів через кожну годину роботи доцільно влаштовувати 10-хвилинну перерву для обігріву робітників. При жорсткості погоди від 30 до 40 балів окрім періодичного обігріву робітників тривалість робочого дня скорочується на 1 годину. При жорсткості погоди більше 40 балів тривалість робіт, пов'язаних з перебуванням людини на відкритому повітрі, зменшується до мінімуму.

Наявність підземних водоносних горизонтів в межах кар'єрного поля чине суттєвий вплив на вибір технології і механізації відкритих гірничих робіт. Родовища з незначною обводненістю більш сприятливі для розробки відкритим способом. Обводненість родовища характеризується *коефіцієнтом водообільності* ($\text{м}^3/\text{т}$), який визначається за формулою:

$$k_{\text{вод}} = \frac{V_{\text{вод}}}{Q_{\text{к}}}, \quad (1.38)$$

де $V_{\text{вод}}$ – об'єм породи, що відкачується з кар'єру за деякий період, м^3 ; $Q_{\text{к}}$ – кількість корисної копалини, що видобувається за той самий період, т.

Коефіцієнт водообільності показує, яка кількість води, що відкачується з кар'єру, приходить на одиницю видобутої корисної копалини [2].

1.4. Періоди і виробничі процеси відкритих гірничих робіт.

Розробка родовищ корисних копалин відкритим способом включає чотири періоди.

В *першому періоді*, що називається *підготовчим*, створюються сприятливі умови для безаварійної і високо продуктивної роботи гірничого і транспортного обладнання в наступних періодах. Задачами цього періоду є: підготовка поверхні родовища; осушення родовища; огороження його від вод поверхневого стоку.

Підготовка поверхні родовища полягає у вирубці лісу і чагарнику, корчуванні пнів, осушенні боліт і озер, відводі у нові русла рік, перенесенні доріг, освітлювальних ліній, знесенні будівель і споруд.

Осушення родовища полягає у видаленні води, що поступає у кар'єрне поле з водоносних горизонтів і в результаті випадення атмосферних опадів.

Огороження кар'єру від вод поверхневого стоку здійснюється шляхом проведення на незначній відстані від його бортів нагорної канави з метою перехвату і відводу вод, що стікають.

Другий період називається *будівельним*. В цьому періоді створюється початковий фронт видобувних і розкривних робіт, що забезпечує планомірну відробку родовища і безпечність ведення гірничих робіт.

У задачі цього періоду входять: проведення спеціальних гірничих виробок, видалення певного об'єму гірничої маси з кар'єру; будівництво транспортних комунікацій, що забезпечують доступ до робочих горизонтів.

Гірничі роботи першого і другого періодів називаються **капітальними**.

Після закінчення будівельного періоду кар'єр здається в експлуатацію. Під час розробки горизонтальних родовищ гірничо-капітальні роботи закінчуються у будівельному періоді. В умовах крутих і похилих родовищ по мірі розвитку гірничих робіт в глибину необхідне проведення виробок, що забезпечують транспортний зв'язок нижніх горизонтів з горизонтами, що лежать вище. Ці виробки також відносяться до капітальних. Крім початкового фронту видобувних і розкривних робіт до моменту здачі кар'єру в експлуатацію необхідно мати розкриті запаси корисної копалини, що забезпечуватимуть плановий видобуток протягом декількох місяців.

Третій період – експлуатаційний. Гірничі роботи цього періоду поділяються на *розкривні*, що забезпечують систематичне видалення розкривних порід з метою створення доступу до корисної копалини (за призначенням розкривні породи є підготовчими), і *видобувні* роботи, що полягають у вилученні корисної копалини (за призначенням видобувні роботи є очисними).

Протягом *четвертого періоду* здійснюється **рекультивация** земель, порушених гірничими роботами [1].

Основними роботами при відкритій розробці родовищ є *гірничо-капітальні, розкривні і видобувні роботи*. Метою цих робіт є виймання певного об'єму порід з масиву. Зміст і об'єм робіт визначаються виробничими процесами, що характеризуються технологією і застосуванням певного обладнання.

Провідними **виробничими процесами**, що визначають характер відкритих гірничих робіт, є: підготовка гірських порід до виймання, виймально-навантажувальні роботи, переміщення гірничої маси, відвалоутворення розкривних порід, складування корисної копалини.

Процес *підготовки гірських порід до виймання* спрямований на змінення природного стану гірських порід з метою забезпечення ефективного виймання. Процес підготовки гірських порід до виймання проводиться різними способами, найбільш розповсюдженим є буровибуховий спосіб, призначений для відділення напiскельних і скельних порід від масиву і подрібнення їх на куски заданих розмірів.

Виймально-навантажувальні роботи призначені для вилучення гірничої маси безпосередньо з масиву або з навалу і навантаження їх в транспортні засоби. Виймання і навантаження здійснюється однією машиною.

Сутність процесу *переміщення гірничої маси* полягає в організації чіткої і безперебійної роботи транспортних засобів, що забезпечує своєчасне перевезення значних об'ємів в межах кар'єру і за його межами.

Задачею *відвальних і складських робіт* є організація приймання і розміщення на спеціально відведених площах розкривних порід і корисної копалини. При цьому повинна забезпечуватися високопродуктивна і безпечна робота гірничого і транспортного обладнання [1].

Роботи, що пов'язані із забезпеченням нормальних і безпечних умов виконання основних виробничих процесів на кар'єрі, називаються *допоміжними*. До них відносяться: пересування залізничних шляхів, ліній зв'язку і електропостачання, ремонт транспортних комунікацій, доставка матеріалів і запасних частин, зачистка розкритої корисної копалини та ін.

Усі розглянуті виробничі процеси є взаємопов'язаними і складають ланки єдиного безперервного технологічного комплексу відкритих гірничих робіт. В певних умовах окремі ланки цього комплексу можуть бути відсутніми. Наприклад, під час розробки рихлих необводнених порід може бути відсутнім процес підготовки гірських порід до виймання, а під час розробки горизонтальних родовищ з перевалкою розкриву у вироблений простір – процес транспортування розкривних порід [1].

2. ПІДГОТОВКА ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ

2.1. Гірські породи як об'єкт відкритих гірничих розробок

Гірські породи, що складають родовище корисних копалин, поділяються на корінні породи (магматичні, метаморфічні, осадові), що залягають в товщі земної кори на місці свого утворення, і наноси, що покривають корінні породи.

Гірські породи можуть знаходитися в природному або штучно подрібненому стані. Під час розробки гірські породи підлягають різного роду впливам (удару, зсуву, ущільненню, переміщенню), в результаті чого змінюється їх стан [1].

До фізико-технічних характеристик гірських порід, що характеризують їх як об'єкт відкритої розробки, відносяться: щільність; пористість; вологість; опір різним зусиллям; абразивність; в'язкість; крихкість; стійкість; збільшення об'єму при руйнуванні та ін.

Під час впливу на непорушений масив порід гірничому інженеру необхідно знати властивості порід в їх природному стані. Для виконання інших процесів (навантаження, переміщення та ін.) необхідно знати властивості штучно подрібнених порід, які залежать від властивостей порід в їх природному стані, від способу впливу на них і від стадії розробки.

Властивості порід змінюються в широкому діапазоні, тому породи прийнято об'єднувати в групи, категорії і класи з певним діапазоном властивостей, що обумовлюють умови їх розробки.

Під час відкритої розробки всі гірські породи поділяються на наступні групи: незруйновані скельні і напівскельні (в природному стані), зруйновані (штучно або природно подрібнені) скельні і напівскельні, щільні, м'які (зв'язні), сипучі.

В залежності від групи порід застосовуються різні способи їх розробки і технічні засоби.

До **скельних** відносяться породи, що характеризуються межею міцності при одноосьовому стисканні в куску більше 50 МПа. До них належить більшість порід вивержених і метаморфічних (кварцити, граніти, базальти,

гнейси, габро), а також деякі осадові (міцні вапняки, піщаники, піщані сланці, кременисті конгломерати).

До **напівскельних** відносяться породи, що характеризуються межею міцності при одноосьовому стисканні в куску 20-50 МПа. До них належать породи вивержені вивітрені, метаморфічні і корінні осадові (глинисті і піщано-глинисті сланці, глинисті піщаники, мергелі, руди гематитові, вапняк-ракушняк, аргіліти, гіпс, кам'яна сіль).

Щільні породи характеризуються межею міцності на одноосьове стискання 5-20 МПа. Сюди відносяться тверді глини, крейда, буре і кам'яне вугілля середньої щільності та ін. Вони здатні зберігати в масиві укуси під кутом 60-70° при висоті уступів 10-20 м. Їх можна розробляти гірничими машинами без попереднього рихлення (при зусиллях $\geq 0,3-0,4$ МПа).

М'які породи мають межу міцності на одноосьове стискання 1-5 МПа і представлені піщаними глинами, суглинками, м'яким вугіллям. Вони розробляються без попереднього рихлення виїмковими машинами (при зусиллях копання 0,2-0,3 МПа) і здатні зберігати укуси під кутом 50-60° при висоті уступів 7-15 м.

Сипучі породи представлені однорідними пісками, кут укосу яких у настигах не перевищує кута внутрішнього тертя $\rho=19-37^\circ$. Вони розробляються при зусиллях копання 0,03-0,05 МПа.

Для навантаження і переміщення скельних і напівскельних порід звичайними технічними засобами необхідне їх попереднє розпушення вибухом або механічними засобами. Розпушення породи характеризується *ступенем зв'язності і кусковатістю* [1].

Зв'язність відображає характер зв'язку між кусками породи. Вона залежить від ступеню розпушення породи, кусковатості і характеризується зчепленням k_c (зв'язки природного характеру), зачепленням k_z (зв'язки механічного характеру розпушення) і кутом внутрішнього тертя порід ρ . Ступінь розпушення порід характеризується коефіцієнтом розпушення k_p , рівним відношенню об'єму розпушеної породи до об'єму породи в масиві.

За ступенем зв'язності зруйновані породи поділяються на три категорії:

1. *Сипучі* зруйновані породи ($k_p=1,4\dots1,65$), що характеризуються наявністю чисельних повітряних проміжків між кусками. Вони схильні до осипання і утворення чітко виражених укосів.

2. *Зв'язно-сипучі* зруйновані породи ($k_p=1,2\dots1,3$), що характеризуються наявністю невеликих повітряних проміжків (пустот) між окремими блоками і кусками. Насип таких порід не має чітко виражених укосів.

3. *Зв'язно-зруйновані* породи ($k_p=1,03-1,05$), представленні не повністю розділеними між собою окремостями. Природна тріщинуватість масиву в цьому випадку збільшується, але зберігається в значному ступені зчеплення між блоками. Насип має крутий укіс [1].

Кусковатість зруйнованих порід може бути оцінена середнім розміром кусків $d_{\text{сер}}$. За *кусковатістю* зруйновані породи поділяються на 5 категорій:

1. *Дуже дрібноподрібнені* породи з $d_{\text{сер}} < 10$ см.

2. *Дрібноподрібнені* породи з $d_{\text{сер}} = 15 \dots 25$ см.

3. *Середньоподрібнені* породи з $d_{\text{сер}} = 25 \dots 35$ см.

4. *Крупноподрібнені* породи з $d_{\text{сер}} = 40 \dots 60$ см.

5. *Дуже крупноподрібнені* породи з $d_{\text{сер}} = 70 \dots 90$ см.

Куски, що мають розмір більше допустимого за технологічними умовами розробки, називаються негабаритними. Негабаритні куски підлягають додатковому подрібненню [1].

Опір гірських порід руйнуванню оцінюють показником важкості руйнування породи [4], що визначається за формулою:

$$P_p = 5 \cdot 10^{-8} (\sigma_{ct} + \sigma_{zc} + \sigma_p) k_{mp} + 5 \cdot 10^{-1} \cdot \gamma, \quad (2.1)$$

де k_{tr} – коефіцієнт, що враховує тріщинуватість порід; γ – щільність породи в природному стані, г/см³; σ_{ct} , σ_{zc} , σ_p – межа міцності порід відповідно стисканню, зсуву, розтягу, Па.

За важкістю руйнування породи поділяються на 5 класів. Кожен клас включає 5 категорій.

I клас – напівскельні, щільні і зв’язні м’які породи з 1 по 5 категорію ($P_p=1\dots5$).

II клас – легко руйнівні скельні породи з 6 по 10 категорію ($P_p=5,1\dots10$).

III клас – скельні породи середньої важкості руйнування з 11 по 15 категорію ($P_p=10,1\dots15$).

IV клас – важкоруйнівні скельні породи з 16 по 20 категорію ($P_p=15,1\dots20$).

V клас – дуже важкоруйнівні скельні породи з 21 по 25 категорію ($P_p=20,1\dots25$)[2].

Породи з $P_p > 25$ зустрічаються рідко і відносяться до *позакатегорійних*.

2.2. Способи підготовки гірських порід до виймання.

Підготовка гірських порід до виймання здійснюється з метою створення технічної можливості і найкращих умов для виконання наступних процесів виймання і навантаження гірничої маси, транспортування, відвалоутворення і переробки. В залежності від типу і стану порід підготовка їх до виймання може в основному здійснюватися наступними способами: попередженням від промерзання, відтаненням мерзлих порід, гідравлічним послабленням, механічним і вибуховим рихленням.

Запобігання промерзанню порід необхідне тому, що при від’ємних температурах їх неможливо або нераціонально розробляти без попереднього рихлення. Для запобігання промерзанню порід застосовуються оранка, рихлення, боронування і утеплення (теплоізоляційними матеріалами) поверхневого шару, створюється сніговий або штучний льодоповітряний покрив, влаштовуються спеціальні навіси і тепляки. Оранка, рихлення і боронування значно зменшують теплопровідність поверхневого шару порід завдяки утворенню в ньому пустот, заповнених повітрям. Оранка і рихлення проводяться спеціальними плугами і розпушувачами на глибину 40-50 см, а боронування – на глибину до 20 см. Снігозатримання здійснюється шляхом утворення снігових валів або встановлення снігозатримуючих щитів. В якості теплоізолюючих матеріалів для запобігання промерзанню поверхневого шару

застосовують мох, тирсу, мінеральну вату. Влаштування навісів і тепляків практикують на кар'єрах з видобутку глин для цегляних і керамічних заводів.

Відтанення порід здійснюється парою, водою, глибинним або поверхневим електрообігріванням, поверхневим відпалом та ін. При глибинному електрообігріванні електроди розміщуються в шпурах, пробурених на глибину промерзання на відстані 0,5-0,7 м один від одного. Електричний ланцюг замикається по талій породі і її відтанення здійснюється знизу вгору. Витрати електроенергії на відтанення 1 м³ породи складає 8-20 кВт·год. При поверхневому електрообігріванні електроди у вигляді полос або металевих сіток розташовуються на поверхні ділянки, що відтає.

При відтаненні парою застосовуються сталеві труби діаметром 19-22 мм і довжиною 1,5-3 м, які розміщуються у шпурах (відстань між шпурами 2-2,5 м) або забиваються у породу по мірі її відтанення. Тривалість відтанення 4-6 годин при витратах пари 24-27 кг на відтанення 1 м³ породи. Аналогічно здійснюється відтанення холодною і гарячою водою. Відтанення водою і парою (гідровідтанення і паровідтанення) широко застосовується при розробці багаторічномерзлих порід.

Сутність відтанення поверхневим відпалюванням полягає у спалюванні шару вугілля, торфу або дров на поверхні мерзлих порід. Приблизні витрати палива на відтанення 1 м³ породи складає 30-60 кг вугілля, 120-140 кг торфу і 0,14-0,17 м³ дров. Поверхневий відпал застосовується при відтаненні невеликих об'ємів глини.

Гідралічні способи підготовки порід до виймання засновані на властивостях порід пропускати воду і розчини. При цьому ослаблення міцності порід при просочуванні води проявляється у зниженні сил зчеплення окремих частинок і вимиванні цементу, що їх скріплює. Гідралічне зниження міцності застосовується під час розробки щільних глин способом гідромеханізації.

Механічне рихлення порід здійснюється спеціальними розпушувачами.

Сутність *вибухового рихлення* полягає у відділенні порід від масиву і подрібненні їх до заданої крупності. Вибухове рихлення знайшло широке застосування під час підготовки напівскельних порід до виймання.

2.3. Технологічні вимоги до якості вибухового рихлення порід

Розкривні роботи проводяться в тих випадках, коли безпосередня виїмка порід неможлива або ускладнена без попереднього їх відділення від масиву і рихлення. Від якості подрібнення порід значно залежить продуктивність навантажувального і транспортного обладнання і витрати на розробку. До вибухових робіт на кар'єрах висуваються наступні основні вимоги. Підривання масиву повинно забезпечувати необхідний ступінь дробіння. Максимально допустимий розмір шматків підірваної породи l_k може бути обмежений:

- місткістю ковша екскаватора E (м^3)

$$l_k \leq (0,7 \div 0,8) \sqrt[3]{E} \quad (2.2)$$

- місткістю кузова транспортного засобу V_T (м^3)

$$l_k \leq 0,5 \sqrt[3]{V_T} \quad (2.3)$$

- розміром приймального отвору бункера або дробарної установки A_d (м)

$$l_k \leq (0,75 \div 0,85) A_d \quad (2.4)$$

- шириною стрічки конвеєра B_k (м)

$$l_k \leq 0,5 B_k - 0,1 \quad (2.5)$$

Шматки підірваної породи, що не задовольняють наведеним вище обмеженням, називаються негабаритними. Число негабаритних кусків гірничої маси повинно бути мінімальним, а подрібнення – рівномірним. Розвал підірваної гірничої маси повинен бути кучним, а його розміри і форма повинні відповідати параметрам приймального навантажувального і транспортного обладнання. Майданчики і укоси уступів повинні мати задані відмітки і форму. Об'єм підірваної гірничої маси має бути достатнім для безперебійної роботи навантажувальних машин для забезпечення їх безпеки і високих техніко-економічних показників.

2.4. Методи вибухових робіт

Розрізняють наступні методи вибухових робіт: метод свердловинних зарядів, метод котлових зарядів, метод шпурових зарядів, метод камерних зарядів, метод накладних зарядів.

Метод свердловинних зарядів є найпоширенішим на кар'єрах і полягає у розміщенні зарядів вибухових речовин (ВР) в свердловинах діаметром 75-400 мм і глибиною 5-30 м (іноді до 50 м). Він найбільшою мірою задовольняє вимогам, що висуваються до вибухових робіт на кар'єрах (рис. 2.1).

Метод котлових зарядів полягає у розміщенні зосереджених зарядів ВР масою 400-2000 кг у котлах, що утворюються при бурінні свердловин за допомогою спеціальних бурових розширювачів і послідовних вибухів невеликих зарядів. Цей метод застосовується при підриванні важкоруйнівних порід (особливо у нижній частині уступу), обрушенні високих уступів напівскельних порід і при проведенні напівтраншей на косогорі.

Метод шпурових зарядів полягає у розміщенні зарядів ВР у шпурах діаметром до 75 мм і глибиною до 5 м. Він застосовується при малому об'ємі вибухових робіт, окремій виїмці руд різної якості, видобутку особливо цінних корисних копалин з метою зберігання їх структури і виключення переподрібнення, подрібненні негабариту, ліквідації порогів на підшві уступів, завідкосці уступів та ін.

Метод камерних зарядів полягає у розміщенні зосереджених зарядів ВР масою від декількох до сотень тон в спеціальних камерах. Його застосовують при масових вибухах на викид і скид (в гористих умовах), при створенні траншей, котлованів, дамб, насипів.

Метод накладних зарядів полягає у розміщенні зарядів ВР на поверхні об'єктів, що руйнуються. Він застосовується при подрібненні негабаритних шматків і на допоміжних роботах в важкодоступних умовах.

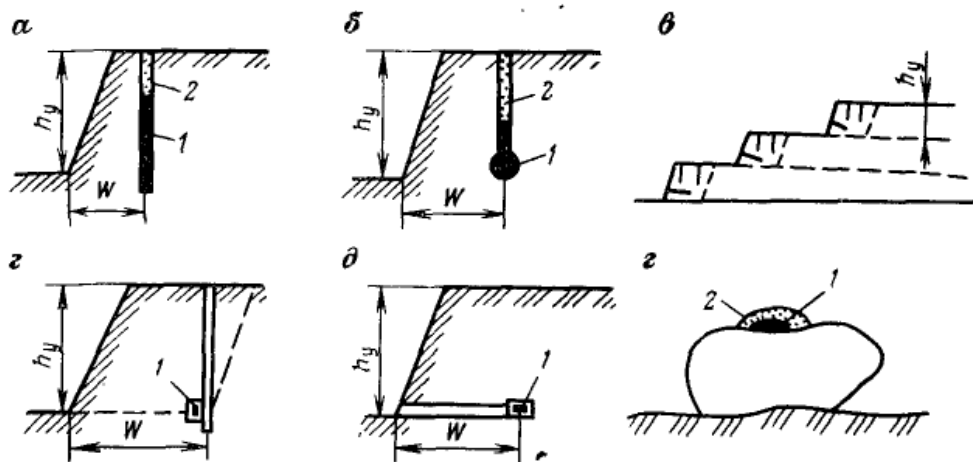


Рис. 2.1. Типи зарядів, що застосовуються при веденні вибухових робіт на кар'єрах: а – свердловинний заряд; б – котловий заряд; в – шпурові заряди; г, д – камерний заряд відповідно в шурфі і в штольні; е – накладний заряд; 1 – заряд ВР; 2 – забійка

2.5. Буримість гірських порід

2.5.1. Буримість гірських порід. Показник буримості

Мета буріння – створення в породному масиві свердловин і шпурів. Буріння вибухових свердловин полягає у руйнуванні порід буровим інструментом і видалення бурового шламу, що утворюється, на поверхню. Ефективність буріння вибухових свердловин визначається швидкістю буріння, яка залежить від: опору породи руйнуванню під впливом бурового інструменту, виду і форми бурового інструменту, способу його впливу на забій свердловини, зусиль і швидкості впливу бурового інструменту на забій свердловини, діаметру свердловини, способу та швидкості видалення з забою бурового дріб'язку. Усі ці фактори визначають технологічні параметри бурових станків, які вибирають у відповідності до буримості даної породи. Буримість гірських порід – здатність порід руйнуватися під дією бурового інструмента. В якості фізико-технічної оцінки порід за буримістю приймається відносний показник важкості буріння породи Π_6 , який визначається за формулою:

$$\Pi_6 = 7 \cdot 10^{-8} (\sigma_{cm} + \sigma_{zc}) + 7 \cdot 10^{-5} \gamma. \quad (2.6)$$

За показником буримості гірські породи поділяються на 5 класів. Кожен клас включає 5 категорій.

I клас – легкобуримі породи з 1 по 5 категорію ($\Pi_6=1\dots5$).

II клас – породи середньої важкості буріння з 6 по 10 категорію ($P_6=5,1\dots10$).

III клас – важкобуримі породи з 11 по 15 категорію ($P_6=10,1\dots15$).

IV клас – вельмиважкобуримі породи з 16 по 20 категорію ($P_6=15,1\dots20$).

V клас – виключно важкобуримі породи з 21 по 25 категорії ($P_6=20,1\dots25$).

Породи з показником $P_6 > 25$ відносяться до позакатегорійних.

2.5.2. Бурові станки і технологія буріння вибухових свердловин

Для буріння свердловин на кар'єрах застосовуються бурові станки різних видів. Для всіх видів бурових станків послідовність виконання операцій визначається *технологією буріння*. При оббурюванні блоку, що підривається, виконуються наступні операції: встановлення бурового станка на місце буріння свердловини, власне буріння, нарощування бурового ставу по мірі заглиблення свердловини, розбирання бурового ставу, заміна зношеного бурового інструменту, переїзд станка до місця буріння наступної свердловини.

Технічна швидкість буріння свердловини – це об'єм буріння за чистий час буріння. Вона залежить від буримості гірських порід, конструкції і типу бурового інструменту, режиму буріння. Останній характеризує величину зусиль, що розвиваються, частоту ударів, частоту обертання бурового інструменту і ефективність видалення бурового дріб'язку. Кожен вид буріння характеризується параметрами режиму буріння.

Бурові машини, що застосовуються на відкритих гірничих роботах, класифікуються:

- за способом руйнування гірської породи:
 - o механічним способом;
 - o фізичним способом;
 - o комбіновані;
- за способом прикладання силового навантаження до бурового інструменту:
 - o ударне буріння;

- ударно-обертальне буріння;
- обертальне буріння;
- за способом видалення продуктів руйнування з забою свердловини:
 - за допомогою стислого повітря;
 - повітряно-водяною сумішшю;
 - шнеками;
 - шнеками з одночасною подачею стислого повітря;
- за родом застосованої енергії:
 - електричні;
 - дизельні;
 - пневматичні;
 - гідравлічні;
- за способом розташування свердловин:
 - для буріння вертикальних свердловин;
 - для буріння похилих свердловин;
 - для буріння горизонтальних свердловин;
- за призначенням:
 - для буріння шпурів і невеликих свердловин;
 - для буріння свердловин середнього і великого діаметру.

На відкритих гірничих роботах для буріння вибухових свердловин найбільш часто застосовуються станки обертального буріння ріжучими коронками (станки типу СБР), шарошечними долотами (станки типу СБШ), ударно-обертального буріння із заглибним пневмоударником (станки типу СБУ).

Бурові станки обертального буріння ріжучими коронками (типу СБР) застосовуються для буріння свердловин на вугільних кар'єрах і на кар'єрах будівельних гірських порід (з показником $P_6 \leq 6$). Під час буріння свердловин застосовуються коронки з різцями, армованими твердим сплавом.

В процесі буріння інструмент обертається навколо осі і одночасно з певним зусиллям подається на забій свердловини. Продукти руйнування видаляються за допомогою шнеків.

Станки типу СБР забезпечують найбільш інтенсивне руйнування породи при великій частоті обертання коронки. (В міцних породах частота обертання – $80-120 \text{ хв}^{-1}$). Станки обертального буріння свердловин з коронами ріжучого типу прості, маневрені, мають невелику масу. Найбільше застосування знайшли станки СБР-125 і СБР-160.

Станок СБР-125 доцільно застосовувати в породах з показником $P_6 \leq 4$. Тривалість чистого буріння станка протягом зміни складає 35-40% тривалості зміни. Змінна продуктивність в породах з показником $P_6 = 2 \dots 4$ складає 130 м і більше.

Станок СБР-160 застосовується в породах з показником $P_6 \leq 6$. Тривалість чистого буріння станка протягом зміни складає 50-55% тривалості зміни. Змінна продуктивність станка в породах з показником $P_6 = 3 \dots 5$ складає 120 м і більше.

Для буріння свердловин в більш міцних породах (з показником $P_6 = 6 \dots 15$) застосовуються шарошечне буріння. В *шарошечних станках типу СБШ* в якості породоруйнуючого інструменту застосовуються долота з зуб'ями або штирями, армованими твердим сплавом. Під час обертання долота зуб'я або штирі сколюють частинки породи, які виносяться з забою свердловини стислим повітрям або водоповітряною сумішшю.

Змінна продуктивність шарошечних станків складає 50-60 м при бурінні свердловин в породах з показником $P_6 = 12 \dots 15$ (при бурінні в менш міцних породах змінна продуктивність зростає до 100 м). Продуктивність станків і стійкість шарошечних доліт залежить від осьового зусилля, частоти обертання долота, кількості повітря, що подається в свердловину для очистки її від бурового шламу. Зі збільшенням осьового тиску і частоти обертання долота швидкість буріння зростає. Однак, при великій частоті обертання в міцних породах спостерігається інтенсивний знос шарошечних доліт. Тому в міцних

породах орієнтуються на велике зусилля при невеликій частоті обертання долота. Витрати на буровий інструмент в загальних витратах на шарошечне буріння свердловин складає 20-45 %.

В залежності від маси і осьового зусилля, що розвивається, шарошечні станки поділяються на:

- *легкі* – маса до 40 т, осьове зусилля до 200 кН, діаметр свердловин 150-220 мм, застосовуються в породах з показником $P_6=6...10$ (приклад: станок *2СБШ-200Н, 3СБШ-200-60*);

- *середні* – маса до 65 т, осьове зусилля до 350 кН, діаметр свердловин 220-270 мм, застосовуються в породах з показником $P_6=10...14$ (приклад: станок *СБШ-250МНА*);

- *важкі* – маса до 120 т, осьове зусилля до 700 кН, діаметр свердловин 295-320 мм, застосовуються в породах з показником $P_6=14...17$ (приклад: станок *СБШ-320*).

На гірничих підприємствах, де необхідно після вибуху отримати більш рівномірний за фракційним складом матеріал, наприклад, на щебневих кар'єрах, застосовують часту сітку підривання при менших діаметрах свердловин (від 105 до 160 мм). Найбільш ефективними в цьому випадку є станки типу СБУ. Буріння свердловин *пневмоударними станками* полягає у руйнуванні породи за допомогою заглибного пневмоударного механізму, робота якого полягає у наступному. Стиснене повітря, що поступає по буровій штанзі, приводить до зворотно-поступального руху поршень з бойком, який наносить удари по хвостовику бурової колонки. Руйнування породи відбувається як в момент удару по хвостовику, так і в інтервалах між ударами в результаті сколювання породи лезами бурової коронки, що обертається (частота ударів за хвилину 1700-2500). Буровий шлам видаляється із свердловини стислим повітрям або водоповітряною сумішшю. Оскільки пневмоударник заглиблюється у свердловину, то при будь-якій її глибині сила його ударів практично не змінюється. В результаті швидкість буріння зі збільшенням глибини свердловини практично не змінюється.

Пневмоударні станки призначені для буріння свердловин в важкобуримих породах. Продуктивність пневмоударних станків залежить від режиму буріння, який характеризується енергією одиничного удару, осьовим тиском на коронку, частотою ударів пневмоударника за хвилину, частотою обертання бурового ставу. На продуктивність станків суттєво впливають буримість порід, тиск стислого повітря, повнота видалення бурового шламу із свердловини, форма, ступінь притуплення і кут загострення лез бурової колонки [9].

В теперішній час на кар'єрах України широко застосовуються бурові станки виробництва AtlasCopco, Terex, Tamrock та ін. Це станки ударно-обертального і шарошечного буріння з дизельним приводом. Вони відрізняються високою продуктивністю і мобільністю, можуть працювати на майданчиках зі значними ухилами, не потребують розвинутої інфраструктури, ліній електропередач. Можуть бурити вертикальні, похилі і горизонтальні свердловини.

2.5.3. Розрахунок продуктивності бурових станків

Змінна продуктивність бурового станка визначається за формулою:

$$P_{\text{б.зм.}} = \frac{T_{\text{зм}}}{T_{\text{о}} + T_{\text{д}}} K_{\text{в.б.}} \quad (2.7)$$

де $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, год; $T_{\text{о}}$, $T_{\text{д}}$ – відповідно тривалість основних і допоміжних операцій, що приходить на 1 м свердловини, год; $K_{\text{в.б.}}$ – коефіцієнт використання змінного часу:

$$K_{\text{в.б.}} = \frac{T_{\text{зм}} - (T_{\text{п.з.}} + T_{\text{р}} + T_{\text{в.п.}})}{T_{\text{зм}}}; \quad (2.8)$$

$T_{\text{пз}}$, $T_{\text{р}}$, $T_{\text{вп}}$ – відповідно тривалість підготовчо-заклучних операцій, регламентованих перерв і позапланових простоїв протягом зміни, год.

Величини $T_{\text{пз}}$ і $T_{\text{р}}$ нормуються на кар'єрах в залежності від умов роботи і в сумі складають 0,5-1 год. Величина $T_{\text{вп}}$ на кар'єрах знаходиться в межах 1-1,5 год.

Тривалість основних операцій, що приходиться на 1 м свердловини, визначається за формулою:

$$T_o = \frac{1}{v_6}, \quad (2.9)$$

де v_6 – технічна швидкість буріння (визначається для кожного типу станків розрахунковим методом), м/год.

До допоміжних операцій при бурінні свердловин відносяться опускання, підйом, нарощування і роз'єднання бурового ставу, очищення свердловин від бурового шламу, заміна породоруйнуючого інструменту, переміщення станка на місце буріння нової свердловини та ін. Величина T_d приймається 2-6, 2-5, 6-8, 4-5 хв відповідно для станків типу СБР, СБШ, СБУ, СБО.

Крім внутрішньозмінних простоїв, на кар'єрах мають місце і цілозмінні простої станків, що викликані ремонтами, відсутністю фронту бурових робіт, перервами при вибухових роботах, перегонами станків та ін. Тому річна продуктивність станків $\Pi_{бр}$ (м) розраховується з врахуванням передбачуваного числа робочих змін за формулою:

$$\Pi_{б.з.} = \Pi_{б.зм.} n_{зм} N, \quad (2.10)$$

де $n_{зм}$ – число робочих змін за добу ($n_{зм}=2$); $N=280-290$ – число робочих днів станку в році.

Робочий парк бурових станків визначеного типу залежить від запланованого об'єму $V_{гм}$ гірничої маси, що підлягає оббурюванню, і розраховується за формулою:

$$N_{б.р.} = \frac{V_{г.м.}}{\Pi_{б.з.} q_{г.м.}}, \quad (2.11)$$

де $q_{гм}$ – вихід підірваної гірничої маси з 1 м свердловини, м³;

$$q_{гм} = \frac{[W + b(n_p - 1)] h_y a}{n_p L_c}, \quad (2.12)$$

де W – лінія опору по підшві уступу, м (рис. 2.2.); b – відстань між рядами свердловин, м; a – відстань між свердловинами в ряду, м; n_p – число рядів свердловин; h_y – висота уступу, м; L_c – довжина свердловини, м.

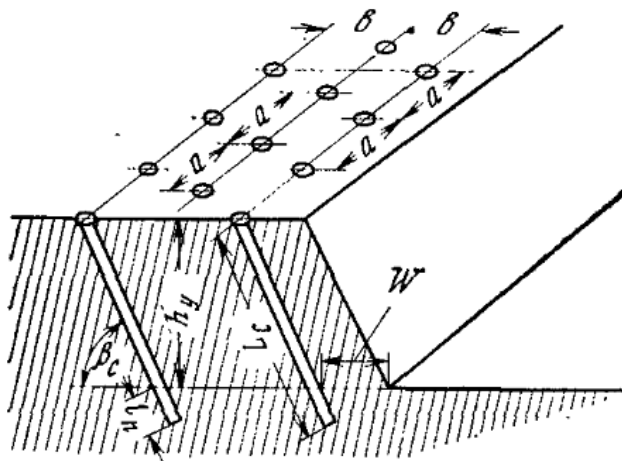


Рис. 2.2. Схема розташування свердловин на уступі

2.6. Висаджуваність гірських порід

2.6.1. Висаджуваність. Показник висаджуваності

Ефективне подрібнення гірських порід досягається правильно встановленими питомими витратами ВР – масою заряду ВР, необхідної для ефективного подрібнення одиниці об'єму породи. Для порівняння результатів вибуху в якості еталонного приймається подрібнення 1 м^3 монолітної породи при шести вільних поверхнях (вільно підвішений куб) з розташуванням заряду еталонної ВР (амоніта №6ЖВ) в центрі куба і ступенем подрібнення породи $n=2$. Еталонні питомі витрати еталонної ВР q_e (г/м^3) визначаються за формулою:

$$q_e = 0,2(\sigma_{cm} + \sigma_{zc} + \sigma_p) + 2\gamma, \quad (2.13)$$

де σ_{ct} , σ_{zc} , σ_p – межа міцності порід відповідно стисканню, зсуву, розтягу, МПа; γ – щільність порід в природному стані, т/м^3 .

Ступінь подрібнення породи n відповідає відношенню середнього розміру $l_{сер}$ окремої у масиві до середнього розміру куска підірваної породи $d_{сер}$.

Розраховані за формулою для більшості гірських порід питомі витрати ВР змінюються в межах від 5 до 50 г/м^3 (для позакатегорійних порід – $70-100 \text{ г/м}^3$).

Гірські породи за еталонними питомими витратами ВР поділяються на 5 класів. Кожен клас включає 5 категорій.

I клас – легковисаджувані породи з 1-ї по 5 категорію ($q_e \leq 10 \text{ г/м}^3$).

II клас – середньовисаджувані породи з 6 по 10 категорію ($q_e \leq 10,1 \dots 20 \text{ г/м}^3$).

III клас – важковисаджувані породи з 11 по 15 категорію ($q_e \leq 20,1 \dots 30 \text{ г/м}^3$).

IV клас – вельми важковисаджувані породи з 16 по 20 категорію ($q_e \leq 30,1 \dots 40 \text{ г/м}^3$).

V клас – виключно важковисаджувані породи з 21 по 25 категорію ($q_e \leq 40,1 \dots 50 \text{ г/м}^3$).

Для конкретних умов розрахункові питомі витрати ВР (г/м^3) визначаються за формулою:

$$q = q_e k_{пер} k_d k_m k_{сз} k_{об} k_{ен}, \quad (2.14)$$

де $k_{пер}$ – коефіцієнт переводу амоніту №6ЖВ до фактично застосованої ВР; k_d – коефіцієнт, що враховує необхідну ступінь подрібнення породи ($k_d = 0,5/d_{сер}$); k_m – коефіцієнт, що враховує вплив тріщинуватості порід ($k_m = 1,2l_{сер} + 0,2$); $k_{сз}$ – коефіцієнт, що враховує ступінь зосередженості зарядів ВР (в легко-, середньо-, важковисаджуваних 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 $k_{сз} \approx 1$); $k_{об}$ – коефіцієнт поправки, що враховує об'єм підірваної 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 >18 м); $k_{вп}$ – коефіцієнт, що враховує місцеположення заряду і число вільних поверхонь (при одній, двох, трьох, чотирьох, п'яти і шести вільних поверхнях він дорівнює 10, 8, 6, 4, 2, 1).

2.6.2. Вибухові свердловини та їх параметри

Вибухові свердловини являють собою гірничі виробки циліндричної форми, що призначені для розміщення в них зарядів ВР. Параметрами свердловин являються їх діаметр d_c , глибина L_c , перебув l_n , кут нахилу β_c (рис. 2.3).

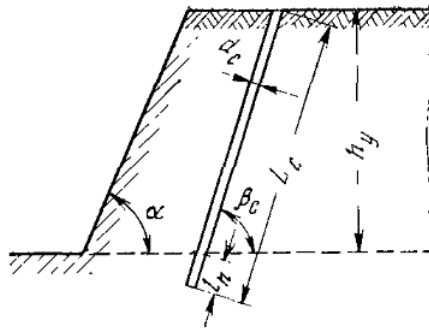


Рис. 2.3. Параметри вибухових свердловин

Діаметр свердловин повинен вибиратися з урахуванням фізико-технічних характеристик порід, необхідного ступеню їх подрібнення і об'ємів гірничих робіт. На кар'єрах в основному застосовуються свердловини діаметром 100-320 мм. Свердловини малого діаметра застосовуються в міцних важко підричних породах, а свердловини великого діаметру – в породах легко- і середньовисаджуваних при застосуванні потужного навантажувального обладнання.

Глибина свердловин залежить від висоти уступу h_y , кута їх нахилу і визначається за формулою:

$$L_c = \frac{h_y}{\sin \beta_c} + l_n. \quad (2.15)$$

Перебур свердловин необхідний для гарної проробки підосви уступу під час вибуху заряду ВР з метою створення нормальних умов для роботи навантажувального обладнання і комунікацій на уступі. Величина перебуру встановлюється в залежності від висоти уступу, лінії опору по підосві, діаметру свердловини, властивостей застосованої ВР, фізико-технічних властивостей порід, умов їх залягання. Орієнтовно перебур визначається за формулою: $l_n = (10 \dots 15)d_c$.

В легковисаджуваних породах застосовується мінімальне значення перебуру (іноді $l_n < 10d_c$). В важковисаджуваних породах при застосуванні багаторядного короткоуповільненого підривання $l_n > 15d_c$. Якщо уступ, що лежить нижче, представлений тонким шаром корисної копалини, необхідність в перебуру відпадає (або свердловина не добурюється до підосви уступу).

Кут нахилу свердловини. Найбільше застосування на кар'єрах отримали вертикальні свердловини, під час буріння яких забезпечується висока продуктивність бурових станків і гарні умови для механізованого заряджання свердловин. Похилі свердловини буряться під кутом $\beta_c=60\dots85^\circ$. При $\beta_c=\alpha$ (де α – кут укосу уступу) опір породи підриванню постійний по висоті уступу, що забезпечує високий ступінь подрібнення і гарну проробку підосви уступу. Похилі свердловини найбільш ефективні при підриванні важковисаджуваних порід, а також при роздільному рихленні корисної копалини і пустих порід або різних сортів корисної копалини. Горизонтальні свердловини ($\beta_c=0$) застосовуються в комбінації з вертикальними при підриванні високих уступів, в основі яких залягають породи невеликої міцності [2].

2.6.3. Розташування і порядок підривання свердловин

Розташування свердловин на уступі може бути однорядним і багаторядним. Основними параметрами розташування свердловин є відстань a між свердловинами в ряду, відстань b між рядами і лінія опору по підосві уступу W . Великий вплив на результати вибуху оказує величина W , що залежить від діаметра свердловин, висоти уступу і кута нахилу його укосу, потужності ВР, щільності заряджання. При підвищенні величини W погано проробляється підосва уступу, а при її зниженні енергія вибуху витрачається на викид, а не на подрібнення породи. На практиці $W=(0,6\dots1)h_y$. Мінімальне значення лінії опору по підосві уступу W_{min} (м), що задовольняє умові безпеки буріння, визначається за формулою:

$$W_{min} \geq h_y \operatorname{ctg} \alpha + l_d, \quad (2.16)$$

де $l_d=3$ – мінімально допустима відстань від осі свердловини до верхньої бровки уступу, м.

Виходячи з практичних спостережень W можна прийняти для легковисаджуваних порід $(40\dots45)d_c$, середньовисаджуваних порід $(35\dots40)d_c$; для важковисаджуваних порід $(25\dots35)d_c$.

Значення a і b підбирають таким чином, щоб найбільш рівномірно розподілити ВР в масиві. Вони залежать від висаджуваності порід, діаметру

свердловин, потрібної кусковатості, висоти уступу, схеми підривання. Їх підбір здійснюється з врахуванням коефіцієнту зближення свердловин m , що є відношенням відстані між свердловинами a до лінії опору по підшві уступу W . В залежності від властивостей порід коефіцієнт зближення свердловин m приймає наступні значення: для легковисаджуваних порід $m=1,1\dots1,4$; для середньовисаджуваних порід $m=1,0\dots1,1$; для важковисаджуваних порід $m=0,75\dots1$.

При шаховому розташуванні свердловин $b \approx 0,85a$, при квадратному розташуванні $b \approx a$.

2.6.4. Схеми ініціювання зарядів

Підривання свердловинних зарядів може бути миттєвим і короткоуповільненим. Короткоуповільнене підривання дозволяє збільшити відстань між свердловинами і знизити сейсмічну дію вибуху.

При короткоуповільненому підриванні свердловин, що розташовані в один ряд, застосовують три схеми ініціювання зарядів: *почергову*, *схему підривання через свердловину* і *хвильову* (рис.2.4). В порівнянні з миттєвим підриванням короткоуповільнене підривання забезпечує підвищення рівномірності подрібнення, зменшення виходу негабариту, зниження витрат ВР на 10-15 %, скорочення ширини розвалу в 1,2-1,3 рази. Найбільший ефект досягається при короткоуповільненому підриванні свердловин, розташованих багаторядно.

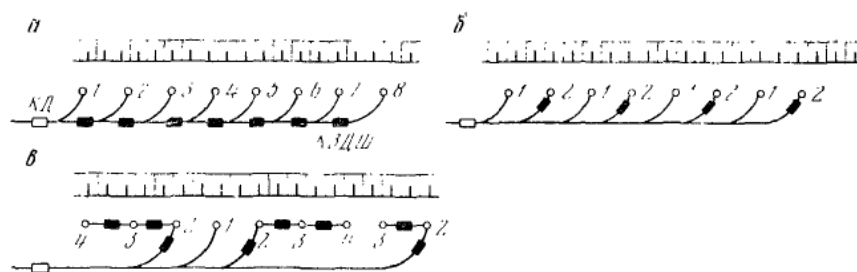


Рис. 2.4. Схеми короткоуповільненого підривання свердловинних зарядів, що розташовані в один ряд: а – почергова; б – через свердловину; в – хвильова

У випадку миттєвого підривання основна дія зарядів першого ряду спрямована у бік укосу уступу, а дія зарядів наступних рядів – вверх (рис.2.5), в результаті чого підосва уступу погано проробляється.

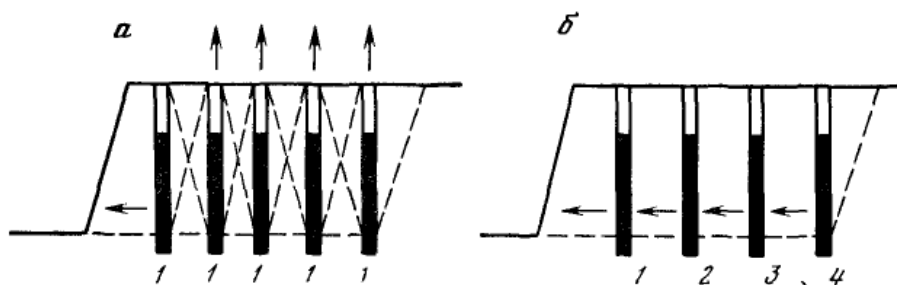


Рис. 2.5. Схеми, що пояснюють дію зарядів при миттєвому (а), короткоуповільненому (б) підриванні

При короткоуповільненому підриванні покращується якість вибуху і проробка підосви за рахунок послідовного підривання зарядів свердловин, що покращує умови роботи зарядів наступних рядів і забезпечує найвигідніше використання енергії вибуху. В цьому випадку ініціювання зарядів здійснюється за схемами: *порядній, врубовій, з клиновим врубом і діагональній* (рис.2.6).

Порядні схеми мають інтервали уповільнення між суміжними рядами $\tau = 25 \dots 75$ мс. При $\tau < 25$ мс ускладнюється проробка підосви і спостерігаються викиди породи на верхню площадку уступу. Схеми прості і доцільні при завищених величинах W і b , підриванні корисної копалини без переподрібнення (рис.2.6, а).

Врубові схеми більш досконалі. Вони дозволяють створити додаткові вільні поверхні і викликати зіткнення кусків породи, що забезпечує краще подрібнення породи (рис.2.6, б).

Схеми з поздовжнім врубом широко застосовуються під час проведення траншей, на уступах для зменшення ширини розвалу. Перебур свердловин врубового ряду на 1-2 м більше. Ці схеми забезпечують якісне подрібнення, але характеризуються викидами породи у бік масиву, недостатньою проробкою підосви і збільшенням сейсмічної дії вибуху.

Схеми з поперечним врубом забезпечують скорочення ширини розвалу на 20-30 % за рахунок спрямування вибуху у бік торця уступу, а також зустрічний рух і зіткнення породних кусків під час вибуху (рис. 2.6, в).

Діагональні схеми дозволяють зменшити величину лінії найменшого опору зарядів суміжних рядів свердловин і покращити подрібнення.

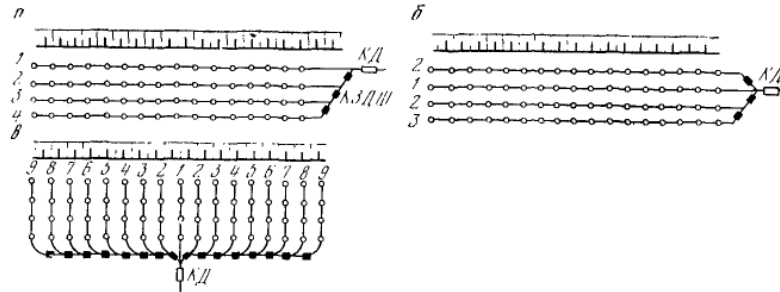


Рис.2.6. Схеми ініціювання багаторядних свердловинних зарядів при короткоуповільненому підриванні: а – порядна; б – врубова з поздовжнім врубом; в – врубова з поперечним врубом

Інтервал уповільнення при однорядному розташуванні свердловин τ (мс) орієнтовно визначається за формулою:

$$\tau = k_{\text{внб}} W, \quad (2.17)$$

де $k_{\text{внб}}$ – коефіцієнт, що залежить від висаджуваності порід (для важковисаджуваних порід $k_{\text{внб}}=1,5\dots2,5$; для середньовисаджуваних $k_{\text{внб}}=3\dots4$; для легковисаджуваних $k_{\text{внб}}=5\dots6$, мс/м).

Інтервал уповільнення при короткоуповільненому підриванні змінюється в межах 5-250 мс (практично застосовується інтервал уповільнення $\tau=15\dots75$ мс). При багаторядному підриванні значення τ збільшується на 25%.

2.6.5. Конструкція свердловинних зарядів. Принцип розрахунку

В зв'язку з різноманітністю умов ведення гірничих робіт на кар'єрах застосовується широкий асортимент незапобіжних сипучих гранульованих, водонаповнених і порошкоподібних аміачно-селітрених ВР. Для необхідних свердловин застосовуються сипучі гранульовані ВР (граммоніти, грануліти, ігданіти).

За своєю конструкцією свердловинні заряди ВР можуть бути *суцільними* і *розосередженими* (рис.2.7). **Суцільний** заряд, розташований в нижній частині свердловини, впливає в основному на нижню частину уступу. Тому при вибухах суцільних зарядів (особливо в міцних важко подрібнених породах) утворюється негабарит. **Розосереджені** заряди з повітряними проміжками дозволяють покращити подрібнення породи завдяки додатковому використанню частини енергії вибуху, що витрачається при суцільному заряді на переподрібнення породи, яка знаходиться в безпосередній близькості до заряду.

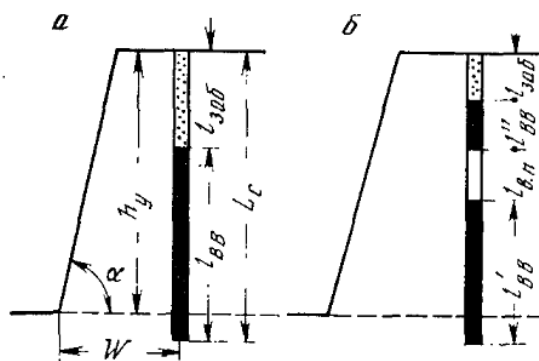


Рис. 2.7. Свердловинні заряди: а – суцільний; б – розосереджений повітряним проміжком

Маса свердловинного заряду ВР (кг) визначається за формулою:

$$Q_z = qV_n, \quad (2.18)$$

де q – питомі витрати ВР, кг/м^3 ; V_n – об'єм породи, що підривається зарядом, м^3 .

Питомі витрати ВР залежать від вибуховості порід і необхідного ступеню їх подрібнення. На кар'єрах він змінюється в межах $0,15 \dots 1,9 \text{ кг/м}^3$.

Для орієнтовних розрахунків можна користуватися наступними даними, наведеними в табл. 2.1.

Таблиця 2.2.

Питомі витрати вибухових речовин

Породи	q , кг/м^3
Легковисаджувані породи (суглинки важки, міцні глини, гіпс, кам'яне вугілля, сланці, алевроліти, аргіліти)	0,2...0,4
Середньовисаджувані породи (піщаники на глинистому цементі, вапняки, сланці піщані мармуризовані, базальти пористі)	0,4...0,6
Важковисаджувані породи (граніти, гранодіорити, базальти, андезити, кварцити)	0,6...0,9

Під час розробки напівскельних і скельних порід буровибухові роботи впливають на економічність і безпечність виймально-навантажувальних робіт, на процес транспортування і механічного подрібнення.

На практиці маса заряду Q_3 (кг) визначається за формулами:

- для свердловин першого ряду

$$Q_3 = qWh_y a, \quad (2.19)$$

- для свердловин наступних рядів

$$Q_3 = qb h_y a. \quad (2.20)$$

При проектуванні вибухів на кар'єрах величини W , a , b встановлюються у відповідності з вибуховістю гірських порід. Уточнення цих величин здійснюється за практичними даними ведення вибухових робіт в умовах, що розглядаються.

Для розосереджених зарядів маса нижньої частини заряду $Q_{3н}$ (кг) визначаються за формулою:

$$Q_{3н} = (0,65 \div 0,75) Q_3. \quad (2.21)$$

Довжина забійки суцільного заряду $l_{заб}$ (м) орієнтовно визначається за емпіричною формулою:

$$l_{заб} = \mu W, \quad (2.22)$$

де $\mu=0,4 \dots 0,7$ – коефіцієнт забійки.

Довжина повітряного проміжку $l_{вп}$ (м) визначається за формулою:

$$l_{вп} = (0,17 \div 0,35) l_{вр}, \quad (2.23)$$

де $l_{вр}$ – довжина заряду, м:

$$l_{вр} = 7,85 d_c^2 \Delta, \quad (2.24)$$

d_c – діаметр свердловини, дм; Δ – щільність заряджання ВР в свердловині, кг/дм³.

При ручному і механізованому заряджанні значення Δ дорівнює відповідно 0,9 і 1 кг/дм³, а при використанні водонаповнених ВР $\Delta=1,4 \dots 1,6$ кг/дм³.

Значення l_{ep} (м) повинно задовольняти умові

$$l_{ep} \leq L_c - (l_{заб} + l_{ен}). \quad (2.25)$$

2.7. Вторинне подрібнення

Під *вторинним подрібненням* гірських порід розуміють руйнування негабаритних кусків дією вибуху, термічним, електротермічним і механічним способами. Дробіння негабаритних кусків здійснюється методами шпурових і накладних зарядів. *Метод накладних зарядів* застосовується при крихких і легковисаджуваних породах та невеликому об'ємі робіт. Накладний заряд товщиною $h_3=4...5$ см розташовується на поверхні негабариту і покривається шаром глини або піску товщиною $h_{заб} \geq h_3$ (рис.2.8). Для підвищення ефективності накладних зарядів застосовуються спеціальні заряди потужних ВР з кумулятивною виїмкою, які дозволяють знизити витрати ВР в 5-7 разів.

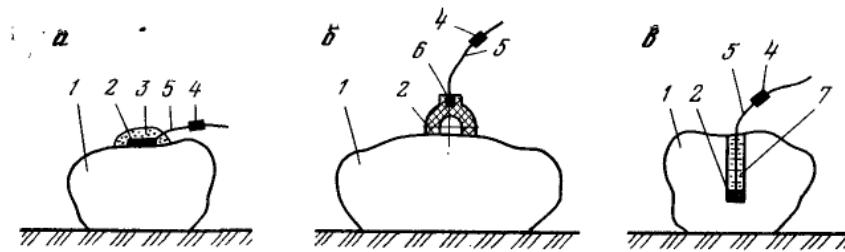


Рис. 2.8. Схеми розташування зарядів при подрібненні негабариту: а – накладний заряд звичайної конструкції; б – накладний заряд з кумулятивною виїмкою; в – шпуровий заряд з гідрозабійкою; 1 – негабарит; 2 – заряд ВР; 3 – шар піску або глини; 4 – детонатор; 5 – детонаційний шнур; 6 – проміжний детонатор; 7 - вода

При шпурових зарядах діаметр шпурів змінюється в межах 25...60 мм, а глибина шпурів $h_{ш}=(0,25...0,5)h_n$ (h_n – товщина негабариту). Питомі витрати ВР складають 0,1...0,3 кг/м³. Для буріння шпурів застосовуються ручні і колонкові перфоратори. З метою зменшення розльоту кусків і витрат ВР в шпури поміщають малі заряди високобризантної ВР (заряди в 8-12 разів менше, ніж звичайні) і заповнюють їх рідиною (гідрозабійка). Внаслідок малих витрат тиску у рідині ударна хвиля зберігає високу енергію на порівняно великій відстані від заряду. Мінімумально допустимий рівень води в шпурі 10-12 см, мінімумальна глибина шпуру 30-35см. Зимом застосовують 10-15%-ний розчин

повареної солі або аміачної селітри, якій заливають у шпури безпосередньо перед вибухом.

Механічний спосіб подрібнення негабариту полягає у скиданні вантажу масою 1,5-5 т, якій підвішується до підйомного канату крана або екскаватора. Вантаж має форму шару або циліндру. Ефективність подрібнення підвищується при направлених ударах за допомогою спеціальних бутобоїв.

Термічні і електротермічні способи подрібнення негабаритних кусків основані на місцевому їх нагріві із застосуванням різних джерел тепла (реактивні горілки, електрична дуга і т.п.). На кар'єрах застосовується низькочастотний нагрів током промислової частоти при низькому напруженні.

2.8. Допоміжні роботи при бурінні і підриванні свердловин

До допоміжних робіт при бурінні і підриванні свердловин відносяться: плануванні площадок уступів для пересування і установки бурових станків, доставка до місця робіт бурового інструменту і матеріалів, переміщення бурового обладнання з уступу на уступ, навантажувально-розвантажувальні роботи на складах вибухових матеріалів, підготовка компонентів і приготування найпростіших ВР, транспортування ВР до міста заряджання, заряджання і забійка свердловин. Для планування площадок уступів застосовуються бульдозери.

Доставка бурового інструмента, запасних частин і матеріалів здійснюється на спеціальних автомашинах або залізничних платформах, обладнаних навантажувально-розвантажувальними засобами.

Навантажувально-розвантажувальні роботи на складах ВМ (розвантаження мішків і ящиків ВР з вагонів, транспортування їх на склад і вкладання на стелажі і в штабелі і т.п.) здійснюється із застосуванням електрокарів і малогабаритних акумуляторних навантажувачів.

Підготовка компонентів для приготування найпростіших ВР включає в себе розтарування аміачної селітри (АС) і її подрібнення. Подрібнення здійснюється за допомогою щоківних дробарок.

Приготування найпростіших ВР здійснюється на механізованих комплексах різних конструкцій, що включають сховища для АС, стаціонарну змішувальну установку і транспортно-зарядні машини. При невеликих об'ємах робіт застосовуються змішувально-зарядні машини, за допомогою яких приготування найпростіших ВР здійснюється на місці проведення вибухових робіт.

Для заряджання свердловин застосовуються зарядні машини різних конструкцій. Для гранульованих ВР застосовуються одnobункерні машини, що доставляють ВР від пункту приготування до місця заряджання, і двохбункерні для приготування на місці заряджання. З бункера в свердловину ВР подається стислим повітрям, шнеком або під дією сили тяжіння. Маса заряду в свердловині регулюється дозатором. На кар'єрах застосовуються універсальні пневмозарядні машини СУЗН-5А, СУЗН-5АМ з двома бункерами. Вони можуть заряджати свердловини як гранульованим тротилом, так і граммонітом. Для приготування ігданіта і заряджання свердловин застосовуються змішувально-зарядні машини МЗ-3, МЗ-4.

Для забійки свердловин застосовуються машини СУЗН-1, СУЗН-1В, ЗС-1Б. В якості забійки застосовують пісок, відходи збагачувальних фабрик, дрібний щебінь [1].

2.9. Механічне рихлення гірських порід

Механічне рихлення гірських порід здійснюється причіпними або навісними розпушувачами. Розпушувачі ефективно застосовуються для пошарового розпушення напівскельних і сильно тріщинуватих скельних порід і руд, вапняків, мергелів, піщаників з коефіцієнтом міцності $f \leq 8$ і мерзлих порід (рис. 2.9).

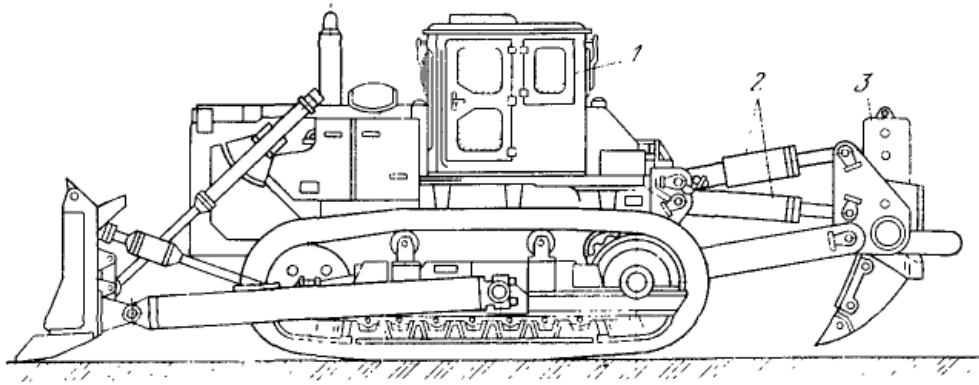


Рис. 2.9. Конструктивна схема навісного розпушувача: 1 – базовий трактор; 2 – гідроциліндри керування; 3 – робочий орган (зуб)

Сутність розпушення полягає у наступному. При опусканні розпушувача в процесі руху трактора відбувається заглиблення зубів, при наступному його переміщенні – пошарове рихлення. В напівскельних і сильно тріщинуватих скельних породах застосовуються однозубі розпушувачі, а в породах невеликої міцності – багатозубі (з метою збільшення їх продуктивності). На ефективність механічного рихлення впливає тріщинуватість масиву. При сильній тріщинуватості ефективність рихлення зростає. Найбільш ефективним є рихлення перпендикулярно напрямку основної тріщинуватості.

Рихлення масиву проводиться *паралельними суміжними ходами* розпушувача (рис. 2.10). Відстань C між суміжними ходами визначається за умови забезпечення потрібної кусковатості і ефективної глибини h_e рихлення, яка менше глибини заглиблення зуба h_3 , оскільки між суміжними ходами в нижній частині перерізу утворюються зони нерозпушеної породи. Величина C знаходиться в межах 110-160 см. Для збільшення глибини h_e і забезпечення кращої кусковатості гірничої маси застосовуються додаткові *перехресні ходи*. Відстань між додатковими ходами $C'=(1,2...1,5)C$. Кут α нахилу бокових стінок борозди змінюється в межах 40-60° в залежності від кріпості породи і параметрів наконечника. Глибина ефективного рихлення при паралельних ходах розпушувача визначається за формулою:

$$h_e = \frac{1}{k_2} \left[k_1 h_3 - \frac{tg \alpha}{2} (C - b_s) \right], \quad (2.26)$$

де k_1 – коефіцієнт, що враховує форму поперечного перерізу борозди;
 k_2 – коефіцієнт, що враховує вплив стану масиву на розміри незруйнованих гребенів; b_b – ширина основи борозди, м.

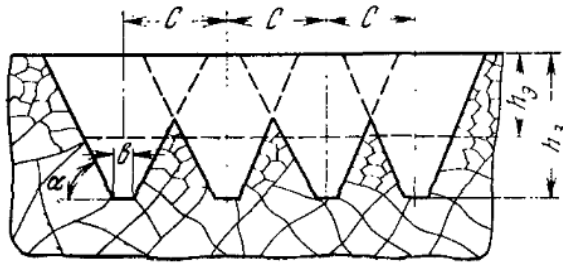


Рис. 2.10. Схема рихлення масиву при паралельних суміжних ходах розпушувача

При *перехресних ходах* розпушувача можна приймати $h_e \approx h_3$. Величина h_3 залежить від міцності породи і для потужних розпушувачів складає 0,2...0,3 і 1 м відповідно в важко- і легкокорозпушуваних породах.

Годинна продуктивність рихлення (m^3) визначається за формулою:

- при паралельних ходах

$$\Pi_{\text{рих}} = \frac{3600Ch_e k_{\text{вр}}}{v_p \frac{t_{\text{пер}}}{L}} \quad (2.27)$$

- при паралельно-перехресних ходах

$$\Pi_{\text{рих}} = \frac{3600h_3 k_{\text{вр}}}{v_p \left(\frac{1}{C} + \frac{1}{C'} \right) + t_{\text{пер}} \left(\frac{1}{CL} + \frac{1}{C'L'} \right)} \quad (2.28)$$

де $k_{\text{вр}}=0,7...0,8$ – коефіцієнт використання робочого часу розпушувача;
 v_p – робоча швидкість руху розпушувача (для легко-, середньо-, важкорозпушуваних порід вона складає 1-1,5; 0,8-1,2; 0,5-0,9 відповідно), м/с;
 $t_{\text{пер}}$ – тривалість переїзду розпушувача на наступну борозду (при човникових ходах $f_{\text{пер}}=30...50$), с; $L=100...300$, $L'=50...150$ – довжина паралельної і перехресної борозди відповідно, м.

Годинна продуктивність розпушувачів в легкокорозпушуваних породах досягає $1200 m^3$.

Розпушувачі застосовуються в комплексі зі скреперами, бульдозерами, навантажувачами, які проводять пошарову виїмку розпушеної гірничої маси.

3. ВИЙМАЛЬНО-НАВАНТАЖУВАЛЬНІ РОБОТИ

3.1. Загальні положення. Характеристика виймально-навантажувального обладнання

Виймально-навантажувальні роботи на кар'єрах полягають у виїмці гірничої маси з забою і навантаженні її в засоби транспорту для подальшого транспортування до перевантажувальних пунктів або переміщенні безпосередньо у відвал. В якості виймально-навантажувального обладнання на кар'єрах застосовуються екскаваційні машини циклічної і безперервної дії. В машинах *циклічної* дії робочий механізм складається тільки з одного ковша або ріжучого елемента, який по чергово виконує функції виїмки і переміщення гірничої маси, наприклад, одноківшеві екскаватори, навантажувачі, скрепери, бульдозери (рис. 3.1, а, б, в, г, ж, з).

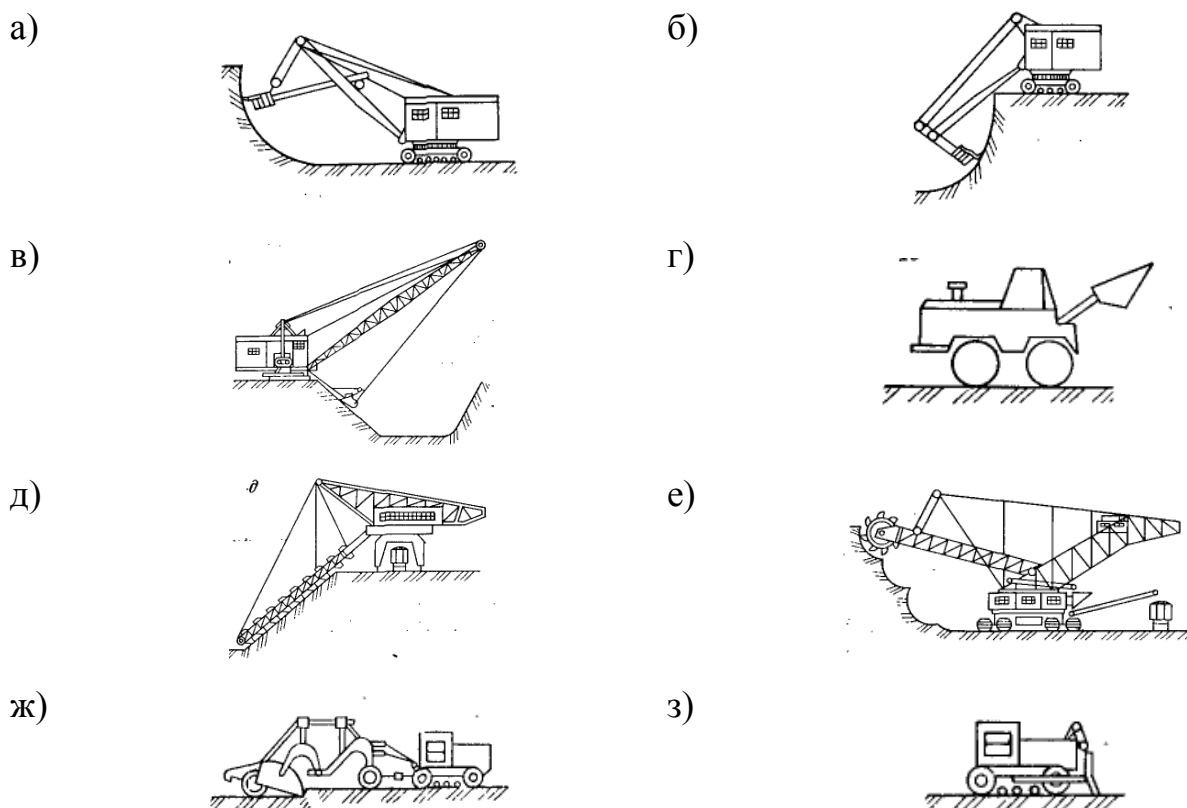


Рис. 3.1. Схеми виймально-навантажувальних машин: а – пряма лопата; б – зворотна лопата; в – драглайн; г – навантажувач; д – ланцюговий багатоківшевий екскаватор; е – роторний екскаватор; ж – колісний скрепер; з - бульдозер

В машинах *безперервної* дії робочий механізм складається з декількох ковшів, які переміщуються по замкнутій траєкторії і створюють безперервний

потік вантажу. Наприклад, багатоківшеві ланцюгові і роторні екскаватори, драги та ін. (рис. 3.1, д, е).

Виїмка м'яких, сипучих і щільних порід зазвичай проводиться безпосередньо з масиву, а виїмка розпушених порід – з розвалу або з розпушеного шару. Поверхня гірських порід в масиві або розвалі, що є об'єктом виїмки, називається забоєм. Під час виїмки порід з масиву забоєм можуть бути такі поверхні уступу або підуступу: торець уступу (боковий укіс, що утворюється при виїмці частини смуги уступу) (рис. 3.2, а, е, ж), площадка уступу (рис. 3.2, б), поздовжній укіс уступу (рис. 3.2, в). При виїмці розпушених порід забоєм є торцевий або поздовжній укіс розвалу, іноді його верхня площадка (рис. 3.2, д).

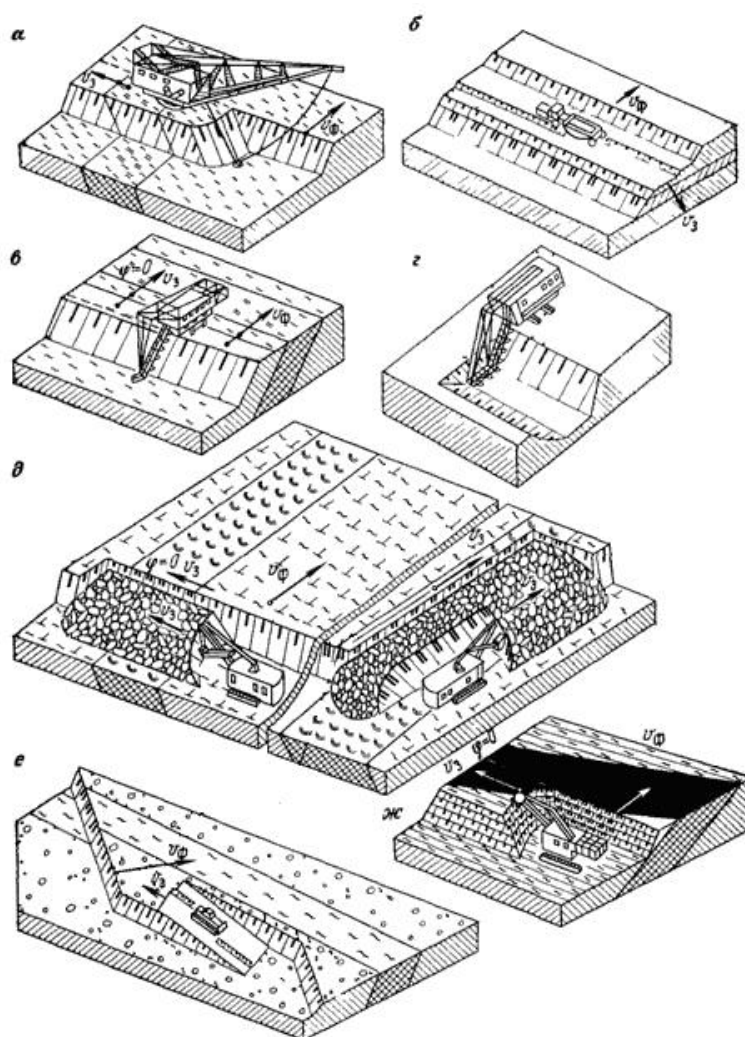


Рис. 3.2. Типи забоїв: а, д, е, ж – торцевий; б – забій-площадка; г – комбінований

За структурою порід забої можуть бути *однорідними* (простими) і *різнорідними* (складними). В однорідних забоях породи мають однакові

властивості по всій висоті уступу, в різнорідних – різні (наприклад, корисна копалина різних сортів, розкривні породи і корисна копалина, розкривні породи з різними властивостями). Розробка простих забоїв здійснюється *валовим (суцільним)* способом, складних забоїв – *селективним*, тобто виїмка шарів гірських порід з різними властивостями проводиться окремо.

В залежності від взаємного розташування забою і горизонту установки виймально-навантажувальної машини розрізняють виїмку *верхнім, нижнім і змішаним черпанням*. Аналогічно розрізняють навантаження *верхнє, нижнє, змішане* (рис. 3.3).

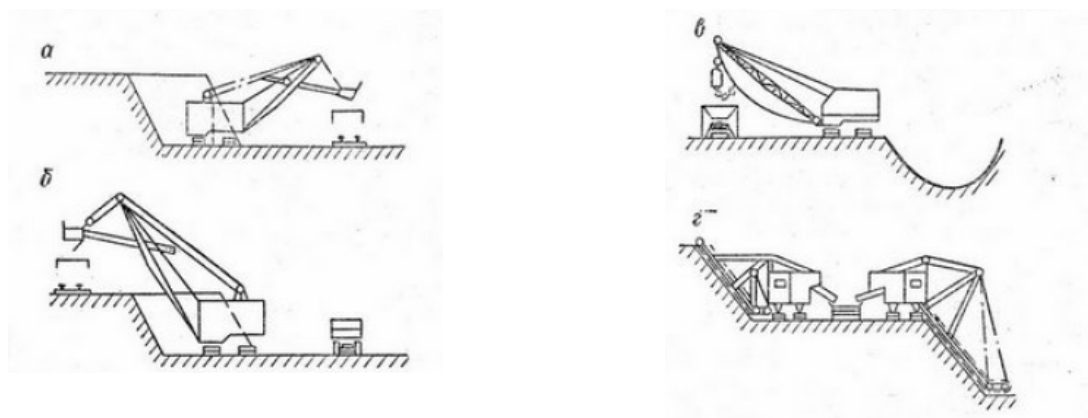


Рис. 3.3. Способи виймання і навантаження: а – верхнє черпання та нижнє навантаження; б – верхнє черпання і навантаження; в – нижнє черпання і навантаження; г – змішана схема

Технічна можливість і економічна доцільність застосування на кар'єрах різного виймально-навантажувального обладнання залежить від щільності порід, умов залягання корисної копалини, потрібної продуктивності однієї машини і кар'єра в цілому, виду механізації суміжних процесів (підготовка порід до виймання, транспортування гірничої маси), кліматичних умов, способу виїмки (валової або селективної) та інших факторів [1].

3.2. Класифікація та технологічна характеристика екскаваторів

Для проведення виймально-навантажувальних робіт на кар'єрах найбільше застосування отримали екскаватори. Черпання гірничої маси (наповнення ковша), її переміщення до місця розвантаження, розвантаження і поворот до місця чергового черпання здійснюється одноківшевим екскаватором

послідовно. Разом ці операції складають *робочий цикл екскаватора*. Багатоківшевими екскаваторами ці операції виконуються одночасно. Тому одноківшеві екскаватори називаються машинами циклічної дії, а багатоківшеві – машинами безперервної дії.

Одноківшеві і багатоківшеві екскаватори складаються з робочого, механічного, силового і ходового обладнання, рами, кузова і механізмів керування. За цими ознаками екскаваційні машини можна класифікувати наступним чином.

За ознакою конструктивного з'єднання ковша зі стрілою розрізняють:

- *одноківшеві* екскаватори з *жорстким зв'язком* (пряма лопата, зворотна лопата, гідравлічний екскаватор),

- *одноківшеві* екскаватори з *гнучким зв'язком* (драглайни).

Багатоківшеві екскаватори поділяються на:

- *ланцюгові* (з ковшами, що закріплені на нескінченному ланцюгу);

- *скребково-ківшеві* зі скребковим робочим органом і ківшевим ланцюгом для черпання гірничої маси і переміщення її до місця розвантаження;

- *фрезерно-ківшеві* з фрезерним робочим органом і ківшевим ланцюгом;

- *роторні*, в яких робочим органом є роторне колесо з ковшами для черпання гірничої маси.

За типом ходового обладнання екскаватори поділяються на:

-- *одноківшеві* – на гусеничні, пневмоколісні, крокуючі, плаваючі;

-- *багатоківшеві* – на гусеничні, рейково-крокуючі, рейково-гусеничні, на залізничному ходу.

В залежності від **силового обладнання** одноківшеві і багатоківшеві екскаватори бувають: електричні, дизельно-електричні, дизельно-гідравлічні.

На кар'єрах найбільше застосування отримали **прямі мехлопати**. Оскільки мехлопати мають жорсткий зв'язок стріли з ковшем, вони розвивають великі зусилля черпання (до 3500 Н/см) і характеризуються великою міцністю робочого обладнання. Вони випускаються різних типорозмірів з ковшем місткістю 0,25 – 35 м³ і застосовуються при розробці м'яких і розпушених

скельних і напівскельних порід. Мехлопати розвантажують гірничу масу в транспортні засоби і застосовуються при безпосередній перевалці порід у вироблений простір. Основний недолік мехлопат – циклічність робочого процесу. На екскавацію (черпання) витрачається тільки 20-30% тривалості циклу.

Драглайни завдяки гнучкому зв'язку робочого органу зі стрілою забезпечують переміщення гірничої маси на більші відстані і розвивають менші зусилля черпання, ніж мехлопати. На кар'єрах драглайни застосовуються в основному для виїмки і перевалки у вироблений простір м'яких і розпушених напівскельних порід, більш потужні драглайни з ковшем місткістю більше 10 м³ для розробки гарно розпушених скельних порід. Невеликі і середні драглайни з ковшем місткістю менше 10 м³ застосовують також для навантаження гірничої маси в транспортні засоби. Драглайни застосовуються також для зведення насипів, проведення траншей, канал, зачистки корисних копалин та для інших робіт.

Ланцюгові багатоківшеві екскаватори застосовуються для виїмки м'яких і щільних порід в умовах м'якого клімату. Безперервність виймання і безударність завантаження дозволяють застосовувати їх у комплекті із стрічковими конвеєрами і з об'єднаними вагонами. Питома продуктивність ланцюгових багатоківшевих екскаваторів (на 1 т їх маси) на 25-30 % вище, ніж у одноківшевих екскаваторів. Недоліки багатоківшевих екскаваторів: великій знос направляючих пристроїв і черпакового ланцюга, невеликі зусилля черпання (до 600 Н/см).

Роторні екскаватори в порівнянні з ланцюговими характеризуються розділенням функцій виїмки і транспортування гірничої маси до місця розвантаження. Великі зусилля черпання (до 1800 Н/см) дозволяють екскавувати щільні і мерзлі гірські породи і вугілля. Роторні екскаватори ефективно застосовуються для роздільної виїмки. Процес екскавації роторного екскаватора більш легко піддається автоматизації.

3.3. Виймання порід одноківшевыми екскаваторами

3.3.1. Технологічні параметри мехлопат і драглайнів

В залежності від призначення і конструктивних особливостей одноківшеві екскаватори поділяються на:

- екскаватори *будівельні* гусеничні і пневмоколісні з ковшем місткістю 0,16-2,5 м³ (тип ЕО) – характеризуються універсальністю обладнання і великою маневреністю, обладнанні дизельним і дизель-електричним приводом; застосовуються на земельних роботах у будівництві, на невеликих кар'єрах з видобутку глини, піску, гравію та інших будівельних гірських порід, на крупних кар'єрах для окремої виїмки, на допоміжних роботах;

- екскаватори *кар'єрні гусеничні* з ковшем місткістю 2-20 м³ (тип ЕКГ) – мають робоче обладнання прямої лопати, гусеничний хід, багатомоторний електричний привід; характеризуються високою надійністю роботи в будь-яких кліматичних умовах при розробці важких скельних порід;

- екскаватори *розкривні гусеничні* з ковшем місткістю 4-100 м³ (тип ЕВГ) – мають збільшену довжину стріли і рукояті; призначені для переміщення породи у відвал та для навантаження гірничої маси в транспортні засоби, що розташовані вище горизонту установки екскаватора;

- *крокуючі драглайни* з ковшем місткістю 4-100 м³, довжиною стріли до 125 м (тип ЕШ) – призначені для розробки забоїв, розташованих нижче і вище горизонту установки екскаватора, і для перевалки породи у вироблений простір; крокуючий хід забезпечує переміщення драглайна по насипній породі.

Основними технологічними параметрами одноківшевих екскаваторів є: робочі параметри, місткість ковша, габарити, маса, ухил, що долається, тиск на основу.

Робочими параметрами мехлопат є радіус черпання $R_{\text{ч}}$, висота черпання $H_{\text{ч}}$, радіус розвантаження $R_{\text{р}}$, висота розвантаження $H_{\text{р}}$. Вони залежать від довжини рукояті і стріли, кута нахилу стріли і розмірів екскаватора (рис. 3.4).

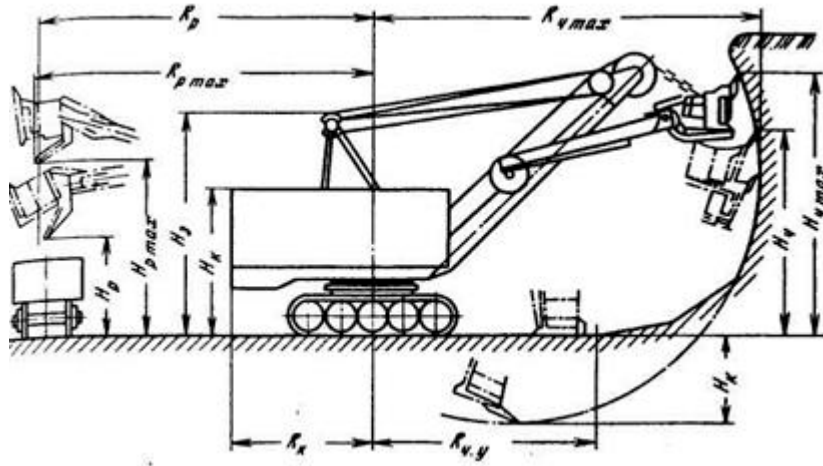


Рис. 3.4. Робочі параметри мехлопати

Радіус черпання R_q – горизонтальна відстань від осі обертання екскаватора до ріжучої кромки ковша при черпанні. **Максимальний радіус черпання R_{qmax}** відповідає максимально висунутій в горизонтальному положенні рукояті. **Мінімальний радіус черпання R_{qmin}** відповідає підтягнутій до гусениці рукояті з ковшем на горизонті установки екскаватора. **Радіус черпання на горизонті установки екскаватора R_{qy}** – максимальний радіус черпання на горизонті установки екскаватора.

Висота черпання H_q – вертикальна відстань від горизонту установки екскаватора до ріжучої кромки ковша при черпанні. **Максимальна висота черпання H_{qmax}** відповідає максимально піднятій рукояті. Розрізняють висоту черпання H_q при максимальному радіусі черпання, а також максимальну глибину черпання H_k нижче горизонту установки екскаватора.

Радіус розвантаження R_p – горизонтальна відстань від осі обертання екскаватора до центра ковша при розвантаженні з нього гірничої маси. **Максимальний радіус розвантаження R_{pmax}** відповідає максимально висунутій горизонтально розташованій рукояті при розвантаженні.

Висота розвантаження H_p – вертикальна відстань від горизонту установки екскаватора до нижньої кромки днища відкритого ковша при розвантаженні. **Максимальна висота розвантаження H_{pmax}** відповідає максимально піднятому ковшу при розвантаженні [1].

Робочі параметри екскаватора обмежують сферу його дії і визначають розміри забою.

Габарити екскаватору визначаються *радіусом R_k обертання кузова і висотою H_e екскаватора*. Радіус обертання кузова визначає можливе положення екскаватора в забої і ширину траншей, що проводяться. Висота екскаватора відповідає вертикальній відстані від горизонту установки екскаватора до верхнього краю найбільш виступаючої в верх незійомної його частини.

Мехлопати до 1000 т долають підйом до 12° , а мехлопати з більшою масою – до 7° .

Мехлопата встановлюється на робочому майданчику уступу і по мірі відробки заходки переміщується вперед.

Робочій цикл мехлопати включає наступні основні операції: черпання (наповнення ковша); поворот до місця розвантаження; розвантаження породи з ковша; поворот до забою.

Висування і опускання ковша для розвантаження суміщають з поворотом екскаватора. На повороти екскаватора витрачається приблизно 55-60% часу циклу. Тому при зменшенні кута повороту екскаватора тривалість його циклу зменшується, а технічна продуктивність зростає.

Робочими параметрами драглайнів є: радіус черпання $R_{ч}$; глибина черпання $H_{ч}$; радіус розвантаження R_p ; висота розвантаження H_p (рис. 3.5).

Вони залежать від довжини стріли і кута її нахилу. Розрізняють радіус черпання $R_{ч}$ без закидання ковша і радіус черпання з закиданням ковша $R_{чз}$. Дальність закидання ковша залежить від моделі драглайну і кваліфікації машиніста і змінюється в межах 2,5–15 м, кут відхилення підйомного канату від вертикалі під час закидання ковша складає $12-15^\circ$.

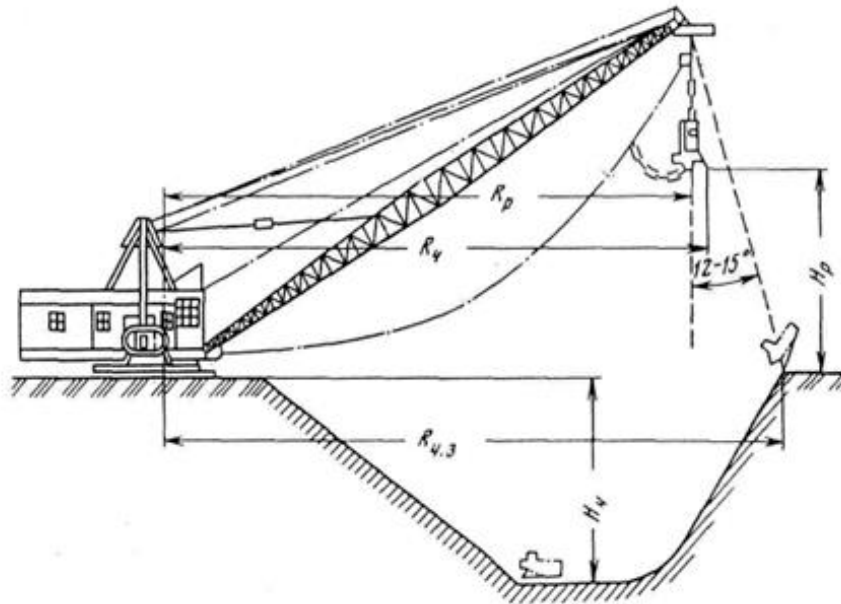


Рис. 3.5. Робочі параметри драглайну

Глибина черпання $H_ч$ – вертикальна відстань від горизонту установки екскаватора до нижньої площадки уступу, що розробляється. Глибина черпання залежить від довжини і кута нахилу стріли, установки драглайну в забої, фізичних властивостей порід, довжини канатів, кваліфікації машиніста. Кут нахилу стріли складає 30-35°. Зменшення кута нахилу веде до збільшення радіуса і глибини черпання драглайна.

Робочий цикл драглайна включає наступні операції: закидання ковша в забій; установка ковша в робоче положення; черпання (наповнення ковша); виведення ковша з забою; поворот до місця розвантаження; розвантаження; поворот до забою.

Операції опускання ковша в забій і виведення його з забою суміщаються з поворотом екскаватора. При переміщенні породи у відвал можливе розвантаження ковша без зупинки екскаватора, який робить поворот на 360°. В цьому випадку тривалість циклу зменшується, оскільки розвантаження ковша суміщається з поворотом екскаватора і здійснюється без його зупинки для зміни напрямку повороту.

3.3.2. Технологія виїмки гірничої маси і параметри забоїв мехлопат

Забій є робочим місцем екскаватора. Параметри і форма забою залежать від параметрів екскаваторів і характеристики гірничої маси.

Під час виїмки гірничої маси мехлопатами розрізняють наступні види забоїв: тупиковий (траншейний); торцевий (боковий); фронтальний (рис. 3.6).

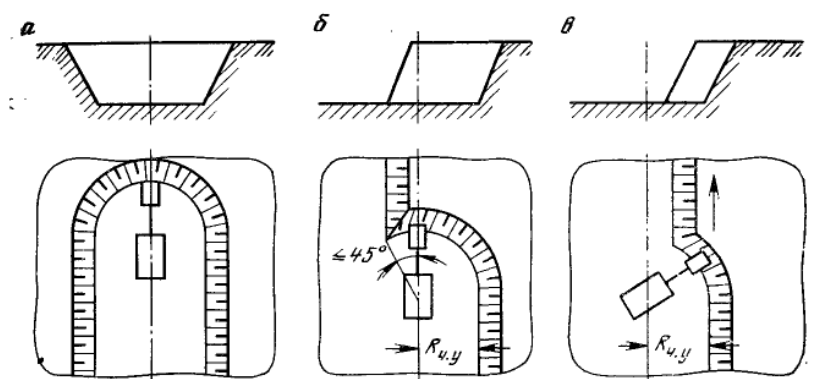


Рис. 3.6. Типи забоїв мехлопат: а – тупиковий; б – торцевий; в - фронтальний

Тупиковий забій застосовується при проведенні траншей екскаваторами в комплексі з автомобільним і конвеєрним транспортом. У випадку проведення траншей з використанням залізничного транспорту екскаватор працює з верхнім навантаженням (рис. 3.6, а). Тупикові експлуатаційні забої застосовуються при обмеженій ширині робочих площадок уступу. Робота виймальних машин в тупикових забоях характеризується збільшенням тривалості циклу навантаження і часу обміну транспортних засобів, з нарощуванням транспортних комунікацій по мірі посування забою.

Торцевий забій є найбільш раціональним, оскільки забезпечує максимальну продуктивність екскаватора, що пояснюється невеликим середнім кутом повороту до розвантаження (не більше 90°), зручною подачею транспортних засобів під навантаження, мінімальними простоями при переміщенні і нарощуванні транспортних комунікацій (рис. 3.6, б).

При *фронтальному забої* середній кут повороту екскаватора складає $110-140^\circ$, що приводить до збільшення часу циклу екскаватора, через малу ширину заходки виникає необхідність більш частого нарощування і переміщення транспортних комунікацій. Все це значно знижує продуктивність екскаваторів. Тому фронтальний забій застосовується рідко (під час відробки різнорідних заходок з використанням автотранспорту) (рис. 3.6, в).

В торцевому і траншейному забоях мехлопати можуть працювати за схемами, наведеними на рис. 3.7 і 3.8.

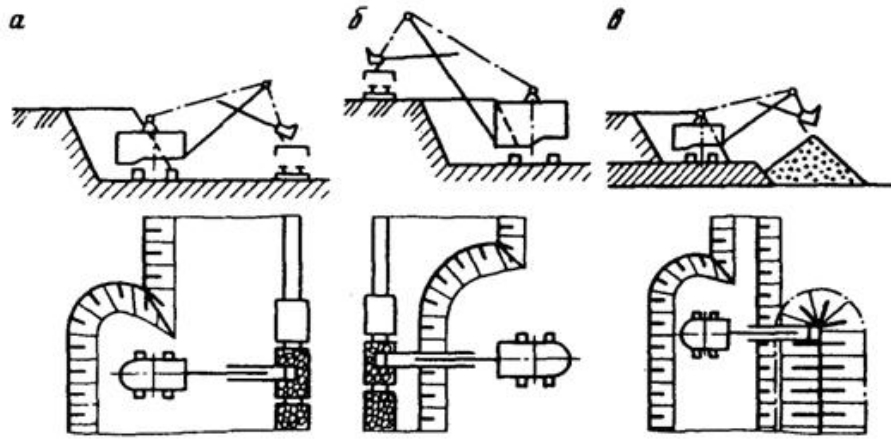


Рис. 3.7. Схеми роботи мехлопат в торцевому забої з навантаженням гірничої маси в транспортні засоби на горизонті установки екскаватора (а); вище горизонту установки екскаватора (б); з розвантаженням у відвал (в)

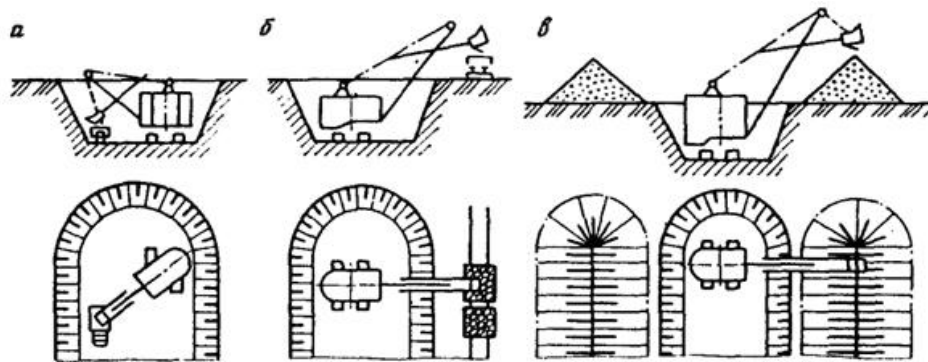


Рис. 3.8. Схеми роботи мехлопат в траншейному забої з навантаженням гірничої маси в транспортні засоби на горизонті установки екскаватора (а); вище горизонту установки екскаватора (б); з розвантаженням на борт виїмки (в)

Схеми розробки забоїв, їх форма і розміри при виїмці м'яких і розпушених вибухом порід суттєво розрізняються.

В м'яких і щільних породах профіль забою відповідає траєкторії руху ковша. Внаслідок цього забій має крутий укіс (кут укошу $70-80^\circ$). **Висота уступу** h_y , що розробляється, за умови забезпечення безпеки не повинна перевищувати максимальної висоти $H_{\text{чmax}}$ черпання екскаватора, тобто $h_y \leq H_{\text{чmax}}$. Якщо ця умова не виконується, в верхній частині уступу будуть створюватися навіси, які можуть при обрушенні викликати пошкодження екскаваторів.

Висота уступу, що розробляється, в скельних і напівсальних породах не повинна перевищувати максимальної висоти черпання екскаватора $H_{\text{чmax}}$ більше ніж в 1,5 рази. При цьому висота розвалу при одно- і дворядному підриванні не

повинна перевищувати максимальну висоту черпання екскаватора, а при багаторядному підриванні – полуторну максимальну висоту черпання. Під час екскавації подрібненої гірничої маси повинні застосовуватися додаткові міри із запобігання утворення козирків і навісів. Мінімальна висота уступу повинна забезпечувати наповнювання ковша за одне черпання. Для екскаваторів з ємністю ковша 5–8 м³ вона знаходиться в межах 2,5-3,5 м. Під час роботи мехлопати з верхнім навантаженням в транспортні засоби висота уступу обмежується висотою і радіусом розвантаження (рис.3.9).

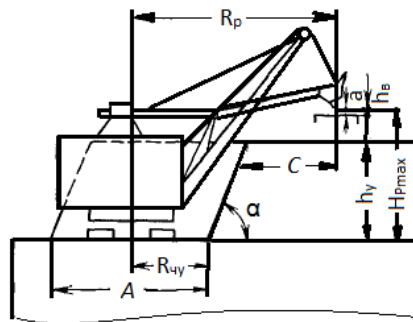


Рис. 3.9.Схема до визначення висоти уступу при роботі мехлопати з верхнім навантаженням гірничої маси в транспорт

Висота уступу в цьому випадку визначається за формулами:

- за умови використання максимальної висоти розвантаження:

$$h_y = H_{pmax} - h_b - a, \quad (3.1)$$

де h_b – висота транспортного засобу, м; $a=0,7...1$ – безпечний зазор між кузовом і ковшем в момент розвантаження, м;

- за умови повного використання радіуса розвантаження:

$$h_y = (R_p - R_{чy} - C) \operatorname{tg} \alpha, \quad (3.2)$$

де R_p – радіус розвантаження при максимальній висоті розвантаження, м; $C \geq 3$ – мінімальна відстань від осі шляху до верхньої бровки уступу, м; α – кут укосу уступу, градуси.

В стійких породах ($\alpha=60-70^\circ$) висота уступу обмежується висотою розвантаження, а в м'яких нестійких породах – радіусом розвантаження.

Схеми роботи розкривних екскаваторів з верхнім навантаженням широко застосовуються при проведенні траншей і нарізці нових горизонтів. Верхне

навантаження дозволяє підвищити швидкість проведення траншей і покращити використання обладнання (особливо при роботі екскаваторів в комплексі з залізничним транспортом). Однак при верхньому навантаженні продуктивність екскаваторів зменшується на 20-30%, а витрати на екскавацію збільшуються приблизно в 1,5 рази. Зниження продуктивності пояснюється збільшенням тривалості циклу при верхньому навантаженні, а збільшення витрат викликано великими амортизаційними відрахуваннями при експлуатації потужних екскаваторів.

Положення екскаватора відносно забою і ширина заходки визначаються екскавованістю породи і видом транспорту, що застосовується.

Максимальна ширина забою визначається радіусом $R_{\text{чy}}$ черпання екскаватора на горизонті установки. При роботі торцевим забоєм ширина внутрішньої частини забою не повинна перевищувати $R_{\text{чy}}$, а ширина зовнішньої частини забою повинна знаходитися в межах $(0,5 \dots 0,7)R_{\text{чy}}$, оскільки порода ефективно зачерпується ковшем при кути повороту $30-45^\circ$ (див. рис. 3.6). Таким чином, за умовами ефективного черпання ширина забою в *м'яких породах* повинна складати $(1,5 \dots 1,7)R_{\text{чy}}$ (зазвичай приймається $1,5R_{\text{чy}}$). Ширина тупикового забою складає $2R_{\text{чy}}$. Якщо виникає необхідність мати більш широкий тупиковий забій, екскаватор пересувається зигзагоподібно або забій розробляється короткими поперечними заходками. При ширині тупикового забою менше $2R_{\text{чy}}$ перевіряється можливість розвороту екскаватора і розміщення транспортних засобів в траншеї. Ширина фронтального забою становить $(0,5 \dots 1)R_{\text{чy}}$ [1].

В умовах м'яких порід, що розробляються торцевим забоєм з використанням залізничного транспорту, рельсові шляхи розташовуються паралельно уступу на відстані $(0,8 \dots 0,9)R_{\text{pmax}}$ від осі екскаватора (див. рис. 3.7). У випадку застосування автомобільного транспорту можлива робота заходками шириною 50 м і більше (панелями) (рис. 3.10, а). Автосамоскиди під навантаження можуть встановлюватися збоку від екскаватора і позаду від нього. Навантаження на стрічкові конвеєри здійснюються через бункер-

живильник, що розташовується збоку або позаду екскаватора (рис. 3.10, б). В цьому випадку ширина заходки становить:

$$A_k = 1,7R_{\text{чy}} + 2k_{\text{pp}} R_p, \quad (3.3)$$

де $k_{\text{pp}} = 0,8-0,9$ – коефіцієнт використання радіуса розвантаження.

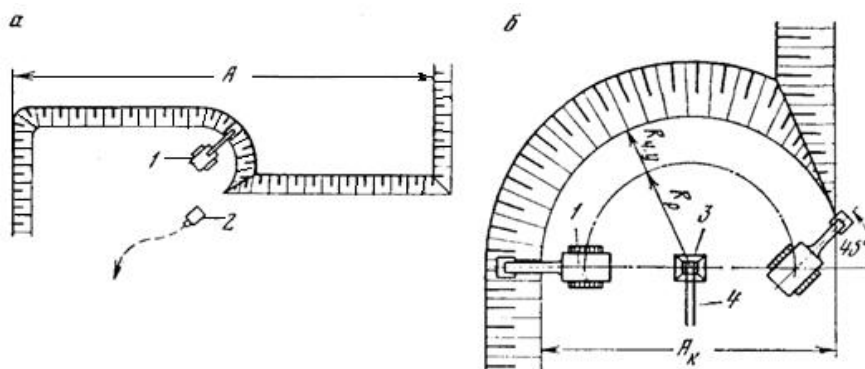


Рис. 3.10. Схема розробки м'яких порід широкими заходками при використанні автомобільного (а) і конвеєрного (б) транспорту: 1– екскаватор; 2 – автосамоскид; 3 – бункер-живильник; 4 – забійний стрічковий конвеєр

В розпушених скельних породах профіль забою встановлюється відповідно куту їх природного укосу. Забій має неоднакову висоту по ширині розвалу підірваних порід. Ширина розвалу залежить від висоти уступу, ширини заходки по цілику, висаджуваності порід, параметрів буровибухових робіт і схем підривання. В практиці ширина розвалу змінюється в межах $(1,3-5)h_y$.

Схеми виїмки і навантаження скельних порід залежить від виду застосованого транспорту. При застосуванні залізничного транспорту використовуються наступні схеми виїмки і навантаження. У випадку струсового підривання сильно тріщинуватих напівскельних порід розвал підірваної породи відробляється однією заходкою (рис. 3.11, а). Вибухові роботи проводяться перед вкладанням залізничного шляху або після вкладання. Це можливе за умови, якщо ширина розвалу задовольняє умові:

$$B \leq R_{\text{чy}} + R_p - C', \quad (3.4)$$

де $C' = 2,5 \dots 3$ – відстань між нижньою бровкою розвалу і віссю шляху, м.

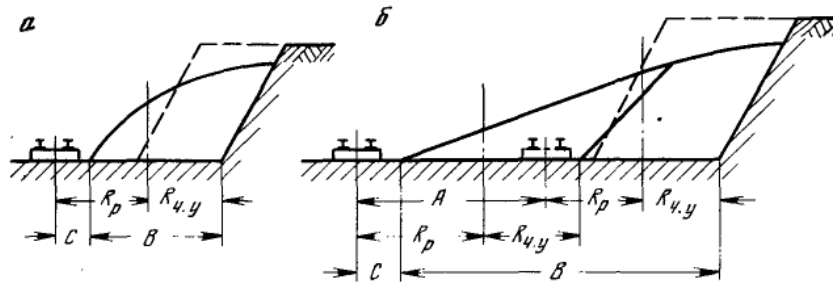


Рис. 3.11. Схема відробки розвалу підірваних порід однією (а) і двома (б) заходками

При підриванні середньо тріщинуватих напівскельних і рідше скельних порід розвал відробляється двома заходками (рис. 3.11, б). Після відробки першої заходки шлях переноситься на нову трасу і відробляється друга заходка, потім підривається новий блок. При цьому ширина розвалу має задовольняти умові:

$$B \leq R_{\text{ч.у}} + R_p + A - C', \quad (3.5)$$

де A – крок переукладання шляху, м.

В умовах багаторядного підривання скельних порід ширина розвалу складає 50-70м. Розвал в цьому випадку відробляється декількома заходками. Шляхи перед вибухом убираються за межі передбачуваного розвалу або вивозяться за межі блоку, що підривається [1].

При *автомобільному транспорті* відробка розвалу підірваної породи може здійснюватися:

- вузькими заходками шириною $A_y = (0,5 \div 1)R_{\text{ч.у}}$,
- нормальними заходками шириною $A_n = (1,5 \div 1,7)R_{\text{ч.у}}$,
- широкими заходками (панелями).

У випадку застосування *конвеєрного транспорту* навантаження підірваної гірничої маси здійснюється через бункер-живильник, що обладнаний колосниковими грохотами. При значній крупності гірничої маси застосовуються пересувні дробарні агрегати. Для зменшення числа пересувань забійних конвеєрів застосовуються конвеєрні перевантажувачі.

3.3.3. Технологія виїмки гірничої маси і параметри забоїв драглайнів

Драглайн може розробляти породи торцевим і тупиковим забоями (рис. 3.12). При цьому він може розташовуватися на покрівлі уступу, проміжному майданчику і підосві (грунті) уступу.

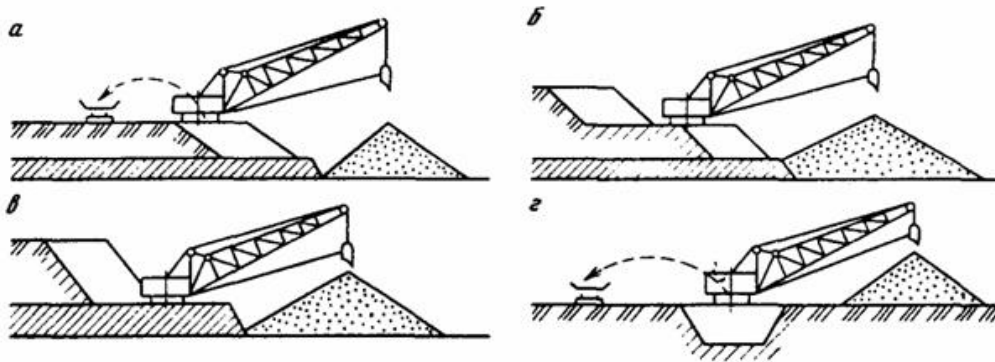


Рис. 3.12. Схеми роботи драглайну: а, б, в – торцевим забоем з розташуванням драглайну відповідно в покрівлі уступу, проміжному горизонті, ґрунті уступу; г – тупиковим забоем з розташуванням драглайну в покрівлі уступу

У випадку розташування драглайну на *покрівлі уступу* гірнича маса розвантажується у відвал або в транспортні засоби. Забій драглайну має криволінійний профіль, що відповідає траєкторії руху ковша. Можлива висота забою визначається паспортною глибиною черпання, кутом укосу забою і місцем встановлення драглайна. Максимальна ширина заходки визначається за формулою:

$$A_{max} = R_q(\sin \omega_1 + \sin \omega_2), \quad (3.6)$$

де $\omega_1=30\dots45$, $\omega_2=30\dots45$ – кут повороту драглайна від осі його ходу відповідно в бік масиву і виробленого простору (рис. 3.13), градуси.

Зазвичай при роботі у відвал $\omega_1=0$. Тоді загальний кут повороту драглайна при черпанні $\omega=\omega_2=30\dots45^\circ$. Кут повороту драглайну для розвантаження не перевищує 90° . Тоді ширина заходки становить:

$$A = R_q \sin \omega. \quad (3.7)$$

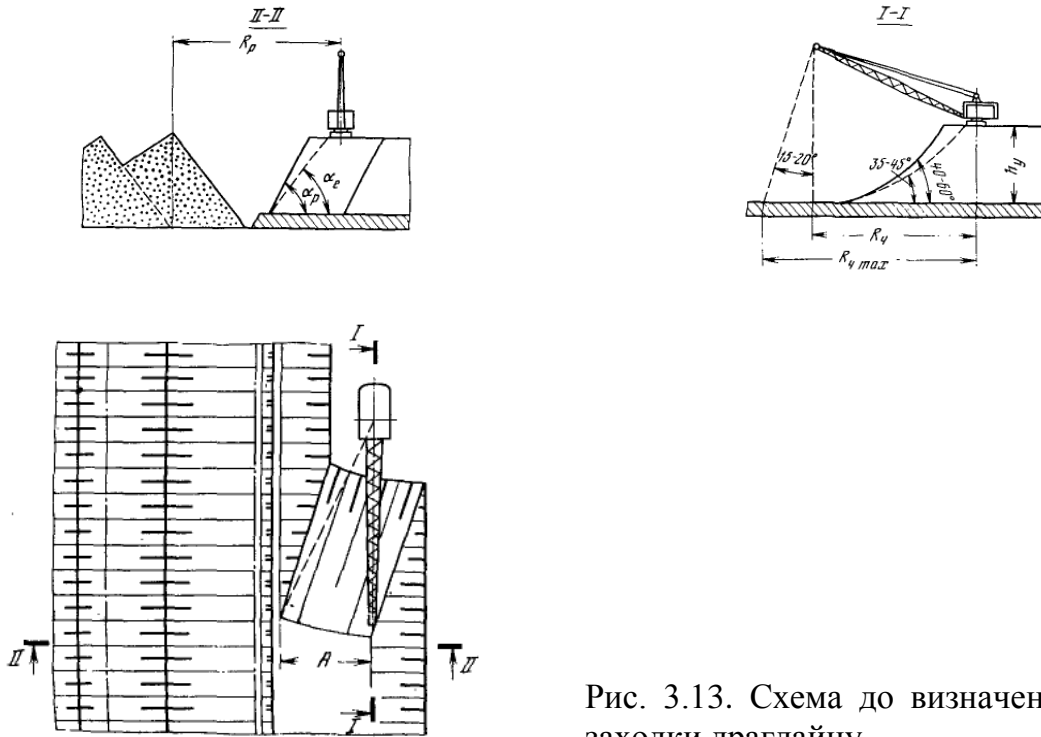


Рис. 3.13. Схема до визначення ширини заходки драглайну

Для драглайнів ЕШ-4/45, ЕШ-8/60, ЕШ-15/90, ЕШ-90/100 ширина заходки дорівнює відповідно 23, 29, 42, 47 м.

Схема з розташуванням драглайну на проміжному майданчику застосовується при використанні потужних драглайнів з ковшем місткістю 8-10 м³ і більше з метою одночасної відробки більш високого уступу. Кут укосу забою під час розробки верхнього підступу для запобігання ковзанню ковша не повинен перевищувати 25°. Висота верхнього підступу повинна задовольняти умові $h_{ув} \leq (0.7 \div 0.8)N_p$. Продуктивність драглайна при верхньому черпанні на 10-15% нижче, ніж при нижньому черпанні.

На ґрунті уступу, що розробляється, драглайн розташовують рідко (під час розробки нестійких порід).

3.3.4. Технологічні параметри гідравлічних екскаваторів

Гідравлічні екскаватори призначені для виконання виймально-навантажувальних робіт. Вони оснащені гусеничною або колісною ходовою частиною, на якій встановлюється поворотна платформа з кабіною оператора, дизельним двигуном і навісним обладнанням. Робочим механізмом є збірна стріла з ковшем (мають жорстке шарнірне з'єднання), що приводиться в дію

гідросистемою. Екскаватори даного типу одноківшеві, тому відносяться до машин циклічної дії. Робочий цикл екскаватора включає наступні операції: черпання; поворот до місця розвантаження; розвантаження породи з ковша; поворот до забою. Тривалість робочого циклу складає від 10 до 90 секунд і визначається зовнішніми факторами і параметрами конкретної моделі.

За типом робочого обладнання гідравлічні екскаватори поділяються на:

- шарнірно-важільні – забезпечують можливість змінювати кут нахилу стріли, повертати ківш відносно рукояті, регулювати положення рукояті з ковшем;
- телескопічні – робочі рухи обмежуються висуванням і втягуванням телескопічної стріли.

Гідравлічні екскаватори з робочим обладнанням прямої лопати застосовуються під час видобутку корисних копалин відкритим способом. Навантаження гірничої маси при цьому може проводитися в засоби автомобільного і залізничного транспорту, а також відвантажуватися у відвал (рис. 3.14, а).

Гідравлічні екскаватори з робочим обладнанням зворотної лопати більш універсальні і можуть застосовуватися для риття вузьких траншей під фундаменти і трубопроводи, котлованів, а також видобутку корисної копалини і виймання розкритих порід на кар'єрах. Зворотні гідравлічні лопати мають великий радіус черпання на рівні стояння екскаватора; можливість верхнього і нижнього черпання і навантаження транспортних засобів на рівні стояння екскаватора, нижче або вище його; можливість селективного виймання порід при встановленні екскаватора на покрівлі уступу, що розробляється, і можливість виїмки з-під шару води (рис. 3.14, б).

Технічні характеристики гідравлічних екскаваторів:

- потужність двигуна – до 4500 к.с.;
- маса – до 980 т;
- об'єм ковша – до 40 м³;
- максимальне напірне зусилля – до 2250 кН;

- максимальне зусилля відриву – до 1250кН;
- максимальна швидкість повороту платформи – 3,9 об/хв.

а



б



Рис. 3.14. Гідравлічний екскаватор з робочим обладнанням прямої (а) і зворотної (б) лопати

Переваги гідравлічних екскаваторів в порівнянні з механічними:

- додатковий ступінь свободи робочого обладнання (одночасний рух стріли, рукояті і ковша), що забезпечує отримання регульованої траєкторії черпання і пошарову розробку порід;
- раціональне суміщення робочих операцій;
- зменшення габаритів і маси машини при збереженні потужності;
- підвищення універсальності і мобільності екскаваторів, покращення якості робіт, можливість виконання операцій у складних гірничо-геологічних умовах;
- підвищення продуктивності на 30-35%;
- збільшення зусилля черпання в 1,5-2 рази;
- покращення умов роботи машиніста [10].

3.4. Виймання порід багатоківшевыми екскаваторами

3.4.1. Технологія виймки гірничої маси і параметри забоїв ланцюгових екскаваторів

У ланцюгових багатоківшевих екскаваторів робочим механізмом є напрямна рама і ланцюг з ковшами. Рама одним кінцем шарнірно з'єднана з корпусом, інший кінець підвішений до укосини. Кут нахилу рами змінюється за

допомогою канатної підвіски. Під час руху по забою ковші наповнюються і переміщують породу до верхнього барабану, де вони розвантажуються в бункер. З бункера порода поступає у вагони або на конвеєр. Місткість ковша для екскаваторів різних моделей змінюється від 250 до 4500 л (рис. 3.15).

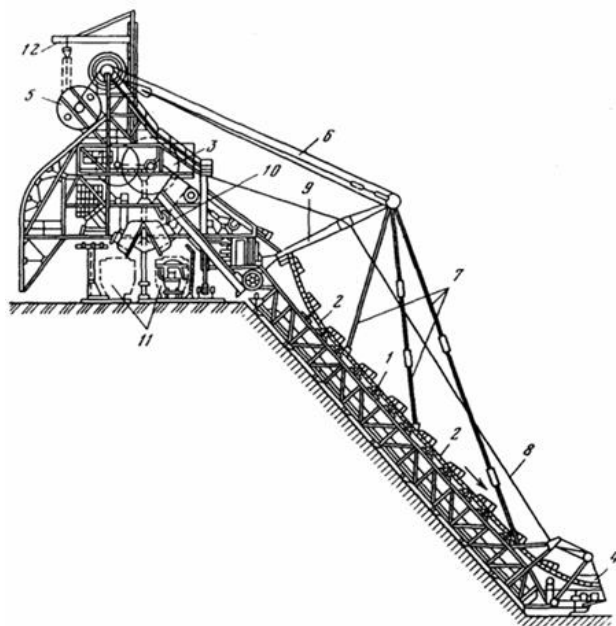


Рис. 3.15. Схема ланцюгового багатоківшевого екскаватора: 1 – напрямна рама; 2 – ковшовий ланцюг; 3 – верхній барабан; 4 – плануюча ланка; 5 – рухома противага; 6 – канат для підвіски стріли; 7 – важелі для підвіски рами до стріли; 8 – канат для керування плануючою ланкою; 9 – стріла; 10 – завантажувальні люки; 11 – портали під екскаватором; 12 – кран для ремонту екскаватора

Ланцюгові екскаватори класифікують:

- за конструкцією робочого органу – багатоківшеві, скребково-ківшеві, фрезерно-ківшеві;
- за способом екскавації – поперечного і поздовжнього черпання;
- за конструкцією ходового обладнання – на рельсовому, гусеничному, пневмоколісному ходу;
- за видом приводу – з електричним, дизель-електричним, дизельним приводом;
- за способом черпання – тільки верхнього чи нижнього черпання, послідовного верхнього і нижнього черпання;
- за поворотністю – неповоротні, неповно- і повноповоротні;
- за способом розвантаження – з портальним і боковим розвантаженням;
- за конструкцією ківшевої рами – з жорсткою або шарнірною рамою за наявності або відсутності плануючої ланки.

Ланцюгові багатоківшеві екскаватори випускаються на рельсовому, гусеничному і пневмоколісному ходу. Екскаватори середньої та великої

потужності виконуються на рельсовому ході. Рельсові шляхи для пересування багатоківшевих екскаваторів вкладаються сумісно зі шляхами для рухомого складу на загальних шпалах. Малі моделі оснащуються пневмоколісним ходом і застосовуються на кар'єрах з видобутку глин та пісків. При холостому русі екскаватори здатні долати ухил до 5%, а при робочому – 2,5–3 %. Потужні ланцюгові екскаватори випускаються з електричним приводом. Розрізняють ланцюгові екскаватори з одним ківшевим ланцюгом тільки для верхнього чи нижнього черпання та послідовного верхнього і нижнього черпання. При верхньому черпанні зменшуються витрати енергії на підйом і різання породи. При нижньому, за рахунок маси ланцюгової рами, збільшуються зусилля різання і наповнення ковшів породою. Тому екскаватори нижнього черпання раціонально використовувати під час розробки щільних глинистих порід.

Екскаватори можуть бути неповоротними, неповно- і повноповоротними. У повноповоротних екскаваторів верхня частина з напрямною рамою може повертатися на 360°, що забезпечує можливість попереминої розробки уступу верхнім і нижнім черпанням з однієї робочої площадки. За способом розвантаження розрізняють екскаватори з порталним і боковим розвантаженням. Портальне розвантаження характерно для ланцюгових екскаваторів на рельсовому ході, бокове розвантаження мають екскаватори на гусеничному ході.

Напрямна рама може бути жорсткою або шарнірною. Екскаватори з жорсткою рамою застосовуються для валової виїмки, а з шарнірною – для роздільної виїмки.

Основними типами забоїв ланцюгових екскаваторів є фронтальний і торцевий.

Фронтальний забій характерний для ланцюгових екскаваторів на рельсовому ході. Виїмка породи проводиться паралельними (поодинокими чи багаторядними) або трикутними стружками по віялу під час руху ківшевого ланцюгу по укосі уступу і переміщенні екскаватора вздовж уступу зі швидкістю v_e (рис. 3.16).

Висота і кут укосу уступу, ширина і товщина стружки знаходиться у взаємозв'язку з технічною продуктивністю екскаватора, що визначається за формулою:

$$P_{e.mex} = 60v_e l_3 \delta, \text{ м}^3/\text{год}; \quad (3.8)$$

$$l_3 = h_y \sin \alpha$$

де l_3 – похила висота забою, м; h – висота уступу, м; α – кут укосу уступу, градус; δ – товщина стружки, що зрізається, м.

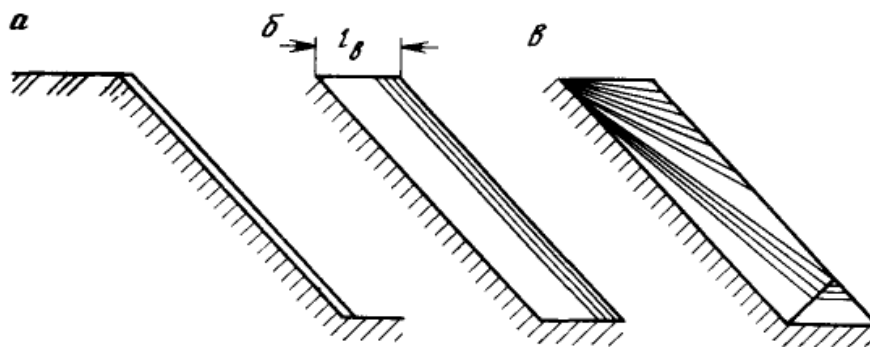


Рис. 3.16. Схеми виймання гірничої маси ланцюговим багатоківшевим екскаватором: а – паралельними одиночними стружками; б – паралельними багаторядними стружками; в – трикутними стружками по віялу

Необхідне наповнення ковша породою досягається шляхом зміни робочої швидкості екскаватора або регулюванням товщини стружки, що зрізається. Величина δ регулюється шляхом підняття або опускання напрямної рами екскаватора.

Одиночними паралельними стружками (рис. 3.16, а) забій відробляється екскаваторами з ківшевою рамою без плануючої ланки. При товщині стружки δ ширина заходки визначається: $A = \delta / \sin \alpha$, де α – кут укосу уступу. Максимальна товщина стружки δ_{max} залежить від місткості ковша екскаватора і змінюється від 0,5 м до 1 м.

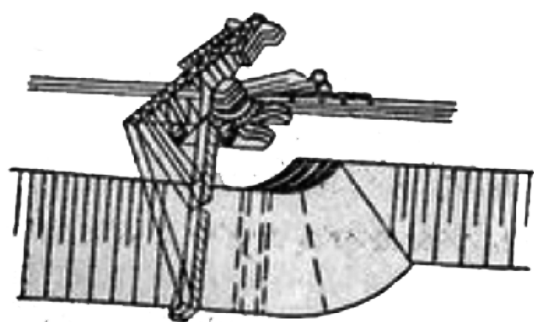
Виймка багаторядними паралельними стружками (рис. 3.16, б) можлива за наявності висувної ківшевої рами або плануючої ланки. Ширина заходки дорівнює довжині плануючої ланки.

Виймка гірничої маси паралельними одиночними і багаторядними стружками забезпечує постійну продуктивність екскаватору і ефективне наповнення ковша при постійних значеннях v_e і δ .

У випадку розробки забою фронтальним забоєм з виїмкою гірничої маси трикутними стружками (рис. 3.16, в) рама знаходиться в горизонтальному положенні. Для кожної наступної стружки рама опускається. Після відробки заходки у підшви уступу залишаються гребні, які відробляються плануючою ланкою. Внаслідок неоднакової товщини стружки по її довжині проходить нерівномірне наповнення ковшів і спостерігається зниження продуктивність екскаватора на 5-8%. Екскаваторні шляхи пересуваються після відробки всієї заходки.

Розробка уступу *торцевим забоєм* (рис. 3.17) здійснюється ланцюговими поворотними екскаваторами на гусеничному та крокуючому ході. Забій відробляється зазвичай багаторядними серповидними паралельними або віялоподібними стружками з однієї точки стояння екскаватора при повороті його ківшевої рами. Максимальна ширина забою визначається довжиною, кутом нахилу і кутом повороту рами і приблизно становить $(3-3,5)H_y$ при нижньому черпанні і $(3,5-4)H_y$ – при верхньому. Для потужних екскаваторів ширина заходки становить 20 – 30 м.

а



б

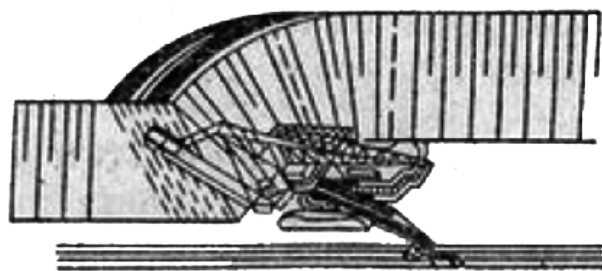


Рис. 3.17. Виймання породи ланцюговим екскаватором в торцевому забої нижнім (а) і верхнім (б) черпанням

Висота забою ланцюгових екскаваторів залежить від висоти черпання, довжини напрямної рами і кута її нахилу і змінюється в межах 5-40 м. Кут нахилу рами визначається стійкістю порід, що розробляються, і не перевищує 45° .

Під час окремої розробки горизонтальних або пологих пластів найбільш ефективні багатоківшеві ланцюгові екскаватори з багатошарнірною ківшевою рамою.

3.4.2. Технологія виїмки гірничої маси і параметри забоїв роторних екскаваторів

У *роторних екскаваторів* робочим органом є роторне колесо з ковшами, що встановлюється на кінці роторної стріли. Під час обертання роторного колеса ковши, зрізаючи стружку породи, заповнюються і розвантажуються на конвеєр, що розташований на стрілі екскаватора збоку від роторного колеса. Далше порода поступає на розвантажувальний конвеєр і в транспортні засоби (рис. 3.18).

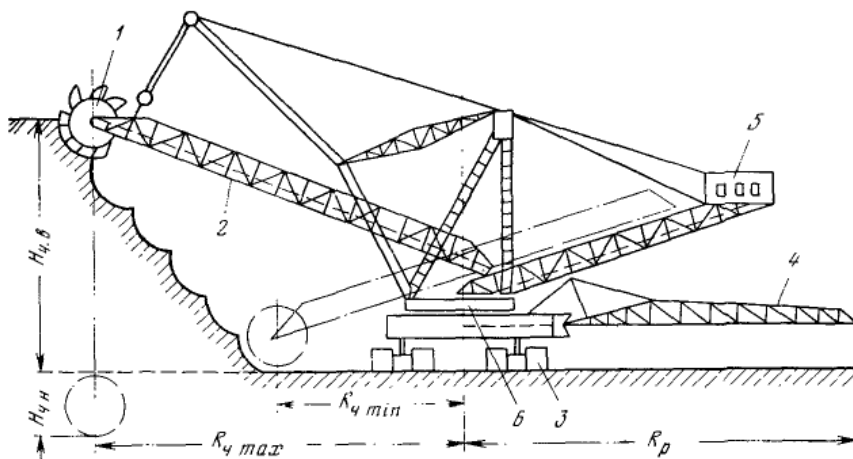


Рис. 3.18. Схема роторного екскаватора: 1 – роторне колесо; 2 – стріла; 3 – гусениці; 4 – розвантажувальна консоль; 5 – протитяга; 6 – обертальна платформа

За технологічними ознаками роторні екскаватори класифікуються:

- за продуктивністю – малої (до 630 м³/год), середньої (630–2500 м³/год), великої (2500–5000 м³/год) і надвеликої (більше 5000 м³/год) продуктивності;
- за питомим зусиллям копання – з нормальним зусиллям копання (600-900 Н/см), з підвищеним зусиллям копання (1200-2100 Н/см);
- за способом черпання – верхнього черпання, верхнього і нижнього черпання;

- за способом подачі ротора на забій – з висувною і невисувною стрілою;
- за типом ходового обладнання – на гусеничному, крокуючо-рельсовому, рельсово-гусеничному, рельсовому ходу.

Переваги робочого механізму роторного екскаватора в порівнянні з ланцюговим: операції черпання і переміщення породи на розвантаження виконуються окремо, більш високі зусилля черпання (в 1,5-2 рази), надійність і ККД. На роторі встановлюються від 6 до 12 ковшів, які обладнанні зуб'ями, армованими твердими сплавами.

Забій роторного екскаватора може бути фронтальним або торцевим.

Фронтальний забій приймається при застосуванні екскаваторів на рельсовому ходу, а також у випадку роздільної виїмки. Роботи ведуться з одно- або двостороннім поворотом роторної стріли при циклічному переміщенні екскаватора вздовж уступу або без повороту стріли при безперервному переміщенні екскаватора (рис. 3.19, а).

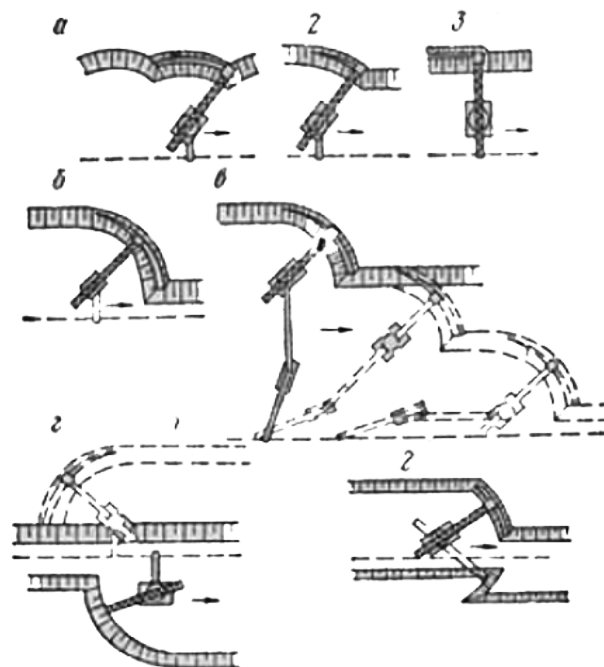


Рис. 3.19. Забої роторних екскаваторів: а – фронтальний забій (1, 2, 3 – схеми з поворотом екскаватора в дві сторони, в одну сторону, без повороту); б, в – торцевий забій; г – торцевий забій верхнього і нижнього черпання (1, 2 – схеми з послідовною і одночасною відробкою верхнього і нижнього підступів)

Торцевий забій характерний для роторних екскаваторів на гусеничному і крокуюче-рельсовому ході. При торцевому забої екскаватор стоїть на місці, а стріла з ротором повертається відносно осі екскаватора на кут $\omega=90-135^\circ$. Застосування торцевих забоїв дозволяє зменшити витрати електроенергії на пересування екскаватора (рис. 3.19, б, в) [3].

Роторними екскаваторами можна виймати гірничу масу вертикальними і горизонтальними стружками (рис. 3.20). При горизонтальних стружках зменшується можлива висота уступу, що розробляється, збільшується енергоємність виїмки (до 30%) і навантаження на ротор (на 10-30%). Тиск екскаватора на основу при виїмці гірничої маси вертикальними стружками вище, ніж горизонтальними. Тому в стійких породах застосовуються вертикальні стружки. Горизонтальні стружки застосовуються при екскавації рихлих і сипучих гірських порід. Комбінація вертикальних і горизонтальних стружок застосовується для створення пологих укосів в нестійких породах і при роздільній виїмці тонких шарів.

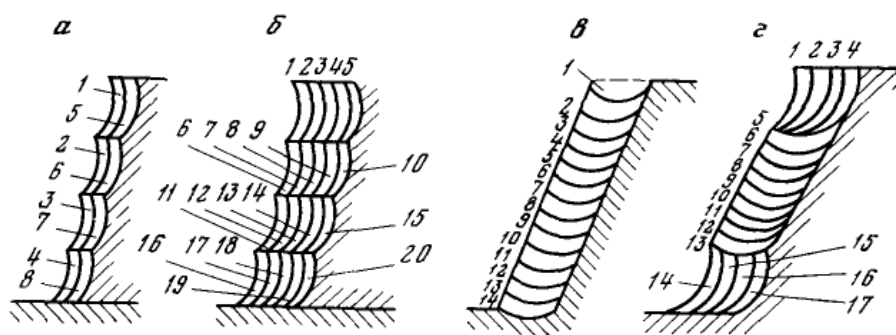


Рис. 3.20. Схеми виїмання гірничої маси роторними екскаваторами: а – вертикальними поодинокими стружками; б – вертикальними багаторядними стружками; в – горизонтальними стружками; г – комбінацією вертикальних і горизонтальних стружок

Висота h_c шару, що зрізається, при вертикальних стружках змінюється в межах $(0,4 \dots 0,7)D_p$ (де D_p – діаметр роторного колеса). Оскільки при зменшенні кількості шарів скорочується час допоміжних операцій, слід намагатися працювати з максимальним значенням h_c . При горизонтальних стружках ширина стрічки також змінюється в межах $(0,4 \dots 0,7)D_p$. Товщина стружки, що зрізається, залежить від потужності екскаватора і екскавованості порід і коливається в межах $0,3 \dots 0,8$ м.

Максимальна ширина заходки роторного екскаватора при торцевому забої визначається за формулою:

$$A = 1,5R_{r_{\max}} - h_y \operatorname{ctg} \alpha, \quad (3.9)$$

де α – кут укосу уступу, градуси [1].

3.5. Розрахунок продуктивності екскаваторів

Розрізняють продуктивність екскаваторів теоретичну, технічну і експлуатаційну.

Теоретична (паспортна) продуктивність – кількість гірничої маси (в т або м³), яку може бути вийнято за одиницю часу при безперервній роботі екскаватора, виходячи з його конструктивних параметрів.

Для мехлопат теоретична продуктивність розраховується: при куті повороту на розвантаження, рівному 90°, висоті черпання, рівній висоті напірного валу, номінальній швидкості повороту на розвантаження у відвал.

Для драглайну кут повороту приймається рівним 135°. Для багатоківшевих екскаваторів теоретична продуктивність розраховується по числу ковшів, що розвантажуються в одиницю часу, при номінальній швидкості різання. Коефіцієнт наповнення ковша і коефіцієнт розпушення породи у ковші приймається рівним одиниці.

Теоретична продуктивність (м³/год) екскаватора в розпушеній масі визначається за формулою:

$$P_{\text{ет}} = 60En_k, \quad (3.10)$$

де E – місткість ковша, м³; n_k – кількість ковшів, що розвантажуються за хвилину.

Для багатоківшевих екскаваторів значення n_k дається в технічній характеристиці, а для одноківшевих розраховується за формулою:

$$n_k = \frac{60}{T_{\text{цт}}},$$

де $T_{\text{цт}}$ – теоретична тривалість робочого циклу, с.

Підставивши n_k у формулу продуктивності, отримаємо:

$$P_{\text{ет}} = \frac{3600E}{T_{\text{цт}}}. \quad (3.11)$$

Теоретична продуктивність екскаватора приводиться в паспорті, тому вона називається паспортною.

Технічна продуктивність – максимальна годинна продуктивність екскаватора при безперервній його роботі в конкретних гірничотехнічних умовах. Технічна продуктивність залежить від конструктивних параметрів екскаватора, екскавованості порід, коефіцієнту наповнення ковша, коефіцієнту розпушення породи в ковші, параметрів забою і умов розвантаження (у відвал або в транспортні засоби). Параметри забою оказують вплив на тривалість допоміжних операцій (пересування і вбирання негабариту для одноківшевих екскаваторів, пересування роторних екскаваторів і т.п.)

Годинна технічна продуктивність в щільній масі (м^3) для багатоківшевих екскаваторів визначається за формулою:

$$P_{\text{етех}} = 60En_k k_e k_3, \quad (3.12)$$

де k_e – коефіцієнт екскавації:

$$k_e = \frac{k_{\text{нк}}}{k_{\text{рк}}},$$

$k_{\text{нк}}$ – коефіцієнт наповнення ковша; $k_{\text{рк}}$ – коефіцієнт розпушення породи в ковші; k_3 – коефіцієнт забою, що враховує вплив допоміжних операцій:

$$k_3 = \frac{t_p}{(t_p + t_b)},$$

t_p – тривалість безперервної роботи екскаватора з одного положення або при одному напрямленні руху ротора, с; t_b – тривалість одного пересування або зміни напрямлення руху ротора, с.

Годинна технічна продуктивність в щільній масі (м^3) для одноківшевих екскаваторів визначається за формулою:

$$P_{\text{е.тех}} = \frac{3600E}{T_{\text{цр}}} k_e k_3 = \frac{3600E}{T_{\text{цр}}} \chi \frac{k_{\text{нк}}}{k_{\text{рк}}} \chi \frac{t_p}{(t_p + t_b)}, \quad (3.13)$$

де $T_{\text{цр}}$ – розрахункова продуктивність робочого циклу екскаватора в даному забої, що залежить від типу порід, що розробляються, і кута повороту екскаватора до розвантаження, с.

Значення коефіцієнтів $k_{нк}$, $k_{рк}$, k_e визначаються в залежності від властивостей порід, що екскавуються, місткості і форми ковша, кваліфікації машиніста и т.і. Для нерозпушених порід значення цих коефіцієнтів залежить від типу породи. Під час розробки розпушених напівскельних і скельних порід значення $k_{нк}$, $k_{рк}$, k_e залежать від кусковатості порід у розвалі і розмірів ковша. Для орієнтовних розрахунків при середньому ступені подрібнення породи вибухом вони можуть бути прийняті згідно табл. 3.1.[1].

Таблиця 3.1

Значення коефіцієнтів $k_{нк}$, $k_{рк}$, k_e

Породи	$k_{рк}$	$k_{нк}$	k_e
Пісок, супісь, легка глина	1,1-1,18	1-1,1	0,95
Буре і кам'яне вугілля, щільні глини, слабкі глинисті сланці, крейда	1,15-1,25	0,95-1,1	0,8
Щільні глинисті сланці, мергель, слабкі піщаники на глинистому цементі	1,25-1,35	0,85-1	0,75
Піщаники на вапняковому цементі, слабкі вапняки	1,3-1,45	0,8-1	0,65
Піщаники на залізистому і кварцовому цементі, щільні вапняки, доломіти	1,45-1,5	0,75-0,9	0,55

Розрахункова продуктивність робочого циклу одноківшевих екскаваторів при суміщенні допоміжних операцій (опускання ковша для черпання і розвантаження, підтягування і висування рукояті) з основними операціями визначається за формулою:

$$T_{цр} = t_{ч} + t_{пр} + t_{пз} + t_{р}, \quad (3.14)$$

де $t_{ч}$ – тривалість черпання, с; $t_{р}$ – тривалість розвантаження ковша, с; $t_{пр}$, $t_{пз}$ – тривалість повороту екскаватора відповідно до місця розвантаження і до забою, с.

Значення $t_{ч}$, $t_{пр}$, $t_{р}$, $t_{пз}$ залежать від властивостей порід, параметрів забою і кута повороту екскаватора до розвантаження. Значення k_3 змінюються в межах 0,85-0,9.

Експлуатаційна продуктивність екскаватора визначається з врахуванням робочого часу, що пов'язано з неминучими організаційними і технологічними простоями (приймання зміни, огляд і змазка вузлів, очікування рухомого складу та ін.). Експлуатаційна продуктивність менше технічної. Вона

відображає ступінь досконалості організації виймально-навантажувальних робіт (транспортування гірничої маси, підготовка гірських порід до виймання та ін.). Експлуатаційна продуктивність розраховується за зміну, добу, місяць, рік. При розрахунках продуктивності за місяць і рік враховуються втрати часу на ремонти. В найбільшому ступені рівень організації робіт характеризує річну продуктивність. Змінна експлуатаційна продуктивність екскаватора $P_{e,зм}$ ($m^3/зм$) визначається за формулою:

$$P_{e,зм} = P_{e,тех} T_{зм} k_{вe}, \quad (3.15)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, год; $k_{вe}$ – коефіцієнт використання екскаватора в часі, залежить від типу застосованого обладнання в суміжних технологічних процесах, організації та інших факторів (табл. 3.2).

Таблиця 3.2

Значення коефіцієнту використання екскаватора в часі

Транспорт	Схема подачі транспортних засобів	$k_{вe}$
Залізничний	Тупикова	0,5-0,65
	Наскрізна	0,7-0,8
Автомобільний	Тупикова	0,55-0,65
	Кільцева	0,65-0,75
Конвеєрний	Безперервна	0,75-0,85
Переміщення в ковші у відвал		0,8-0,9

Річна експлуатаційна продуктивність екскаватора (m^3) визначається за формулою:

$$P_{e,p} = P_{e,зм} N_d n_{зм}, \quad (3.16)$$

де N_d – число робочих днів екскаватора в році; $n_{зм}$ – число робочих змін за добу.

Число робочих днів екскаватора в році залежить від режиму роботи кар'єру (цілорічний, сезонний). Одноківшеві екскаватори працюють цілий рік. При роботі з вихідними днями $N_d=240-250$. На розкривних роботах, де потужне обладнання працює без вихідних днів $N_d=280-290$. Число робочих днів для екскаваторів безперервної дії на розкривних роботах залежить від тривалості розкривного сезону і змінюється від 230 (для південних районів) до 175 днів (для північних районів) [1].

3.6. Застосування бульдозерів, скреперів, навантажувачів

Бульдозери, скрепери, навантажувачі відносяться до виймально-транспортних машин, які при проведенні розкривних, видобувних і допоміжних робіт на кар'єрах відділяють гірничу масу від масиву або навалу, переміщують її в робочому органі і вкладають у відвал або навантажують у транспортні засоби. Навантаження транспортних засобів бульдозерами і скреперами здійснюється з використанням спеціальних бункерів. Навантажувачі проводять безпосереднє навантаження транспортних засобів.

3.6.1. Застосування бульдозерів при виконанні виймально-навантажувальних робіт

Бульдозер являє собою агрегат, що складається з базового гусеничного або колісного трактора і навісного бульдозерного обладнання (відвалу). Бульдозер служить для виймання, переміщення і складування породи.

За потужністю тягача бульдозери поділяються на: надпотужні (потужність більше 250кВт), потужні (150-250 кВт), середньої потужності (75-150 кВт), легкі (до 75 кВт).

Бульдозери мають гусеничний або пневмоколісний хід. Колісні бульдозери оснащені шинами низького тиску, що забезпечують їх високу прохідність і велику швидкість пересування (до 30 км/год).

Відвал бульдозера може бути неповоротним або поворотним в плані відносно трактора. Керування відвалом може бути гідравлічним і канатним. Заглиблення відвалу у канатних бульдозерів відбувається під дією сили тяжіння, а при гідравлічному керуванні – за допомогою гідравлічних систем. В залежності від умов роботи застосовують відвали різної конструкції. Найбільш розповсюджений зварний відвал коробчастої форми, у нижній частині якого закріплений сталевий ніж. Для збільшення міцності відвал обладнується ребрами жорсткості, в при роботі в сипучих породах – відкрилками-подовжувачами. В умовах щільних порід відвал обладнується знімними зуб'ями, що дозволяють рихлити породу в процесі роботи.

На кар'єрах бульдозери застосовуються для проведення допоміжних робіт (зачистка покрівлі пласта, планування траси транспортних комунікацій і робочих площадок уступів, спорудження насипів), розкривних і видобувних робіт.

Забоем бульдозера є площадка, поздовжній і торцевий укоси уступу чи розвалу. Доцільні похилі забої з переміщенням породи під укіс (див. рис. 3.2, е).

Робочий цикл бульдозера під час розробки порід складається з операцій зарізки горизонтального і похилого шару, різання цього шару для отримання призми волочіння і переміщення її до місця розвантаження. Для ефективної роботи щільні, тріщинуваті і мерзлі породи необхідно готувати до виїмки механічним рихленням. Продуктивність бульдозерів залежить в основному від потужності базового трактора, розмірів відвалу, відстані транспортування і властивостей порід, що розробляються.

Годинна технічна продуктивність бульдозера (м^3) при виїмці і переміщенні породи визначається за формулою:

$$P_{\text{б.тех}} = \frac{3600V_{\text{п}}k_{\text{зп}}}{T_{\text{цр}}k_{\text{рп}}}, \quad (3.17)$$

де $V_{\text{п}}$ – об'єм породи, що переміщується бульдозером за один цикл, м^3 ; $k_{\text{зп}}$ – коефіцієнт зміни продуктивності бульдозера, що враховує ухил і відстань переміщення породи; $k_{\text{рп}}$ – коефіцієнт розпушення породи; $T_{\text{цр}}$ – тривалість робочого циклу бульдозера, с.

Об'єм породи, що переміщується бульдозером за один цикл (об'єм призми волочіння), можна визначити з достатньою точністю як об'єм трикутної призми (рис. 3.21.) за формулою:

$$V_{\text{п}} = \frac{b_{\text{пр}}h_{\text{л}}B_{\text{л}}}{2}, \quad (3.18)$$

де $b_{\text{пр}}$ – ширина призми волочіння, м:

$$b_{\text{пр}} = \frac{h_{\text{л}}}{\text{tg}\alpha},$$

$h_{\text{л}}$ – висота відвалу, м; $\alpha=35-60^\circ$ – кут укосу породи в призмі волочіння;

$B_{\text{л}}$ – ширина відвалу, м.

Підставивши у формулу (3.18) отримуємо:

$$V_{\text{п}} = \frac{B_{\text{л}} h_{\text{л}}^2}{2 \operatorname{tg} \alpha}. \quad (3.19)$$

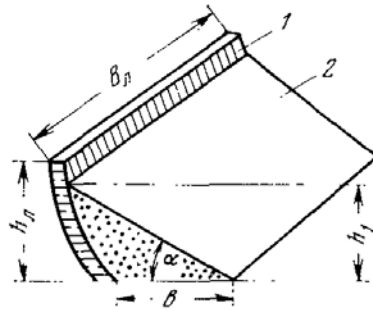


Рис. 3.21. Схема до визначення об'єму призми волочіння: 1 – відвал; 2 – гірнична маса

Тривалість робочого циклу бульдозера визначається за формулою:

$$T_{\text{цр}} = t_{\text{н}} + t_{\text{рв}} + t_{\text{рп}} + t_{\text{в}} = \frac{L_{\text{н}}}{v_{\text{н}}} + \frac{L_{\text{пп}}}{v_{\text{рв}}} + \frac{L_{\text{пп}}}{v_{\text{рп}}} + t_{\text{в}}, \quad (3.20)$$

де $t_{\text{н}}$ – тривалість набору породи, с; $t_{\text{рв}}$ – тривалість руху бульдозера з вантажем, с; $t_{\text{рп}}$ – тривалість руху бульдозера без вантажу, с; $t_{\text{в}}=5...10$ – тривалість переключення швидкостей і опускання відвалу, с; $L_{\text{н}}$, $L_{\text{пп}}$ – відповідно відстань набору і переміщення породи, м; $v_{\text{н}}$, $v_{\text{рв}}$, $v_{\text{рп}}$ – середня швидкість руху бульдозера відповідно при наборі породи, з вантажем, без вантажу, м/с.

Змінна експлуатаційна продуктивність бульдозера визначається за формулою:

$$П_{\text{б.зм}} = \frac{3600 V_{\text{п}} k_{\text{зп}} T_{\text{зм}} k_{\text{вб}}}{T_{\text{цр}} k_{\text{рп}}}, \quad (3.21)$$

де $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, год; $k_{\text{вб}}=0,7-0,8$ – коефіцієнт використання бульдозера в часі.

Робота бульдозерів ефективна при переміщенні гірничої маси на невеликі відстані (до 80 м).

Продуктивність бульдозерів залежить в основному від їх потужності, типу порід, що розробляються, і відстані їх переміщення. При відстані переміщення порід $L_{\text{пп}}=15-20$ м змінна продуктивність бульдозерів потужністю 75-200 кВт в м'яких породах складає 800-1300 м³, при $L_{\text{пп}}=100$ м вона знаходиться в межах 200-350 м³.

Годинна технічна продуктивність бульдозерів на планувальних роботах визначається за формулою:

$$P_{\text{б.тех.пл}} = \frac{3600(b_{\text{пол}}-a)L_{\text{пл}}}{n_{\text{пр}}\left(\frac{L_{\text{пл}}}{v_{\text{пл}}}+t_{\text{пов}}\right)}, \quad (3.22)$$

де $L_{\text{пл}}$ – довжина запланованої ділянки, м; $b_{\text{пол}}$ – ширина смуги планування за один прохід бульдозера, м; $a=0,3\dots0,4$ – ширина перекриття смуги, м; $n_{\text{пр}}$ – число проходів бульдозера по одній смузі; $v_{\text{пл}}$ – швидкість руху бульдозеру під час планування (на першій передачі $v_{\text{пл}}=0,3\dots0,7$), м/с; $t_{\text{пов}}=8\dots12$ – тривалість повороту бульдозеру при кожному проході, с.

3.6.2. Застосування скреперів при виконанні виймально-навантажувальних робіт

Колісний скрепер – самохідний або причіпний до тягача агрегат, що слугує для різання, переміщення і розвантаження породи. Робочим органом скрепера є ківш, що має на передній кромці днища ніж, за допомогою якого зрізується шар породи. Скрепери застосовуються для розробки порід I – III категорії.

Скрепери розрізняються за конструкцією, ємністю ковша, способом розвантаження та керування, кількістю ходових осей та ін. Скрепери малої потужності мають ємність ковша до 5 м^3 , середньої – $6-15 \text{ м}^3$, потужні – більше 15 м^3 . Найбільш популярний об'єм варіюється від 10 до 15 м. Ківш скрепера буває телескопічним і грейферним.

Завантаження ковша скрепера може здійснюватися за рахунок тягового зусилля базової машини, за рахунок скребкового елеватора або шнекового пристрою. За способом розвантаження ковша розрізняються скрепери з перекиданням ковша вперед або назад, з виштовхуванням породи задньою стінкою ковша, з перекиданням ковша вперед і частковим виштовхуванням.

Скрепери бувають одноосними, двоосними, а також трьохосними. За способом керування робочим органом розрізняють скрепери гідравлічні, з механічним (канатним) керуванням, з електрокеруванням.

Найбільш перспективними для відкритих гірничих робіт є потужні самохідні і напівпричепі скрепери, що характеризуються великою швидкістю (40-60 км/год без вантажу і 20-30 км/год з вантажем) і маневреністю. Скрепери з гусеничними тягачами використовуються лише при поганих дорожніх умовах і невеликій відстані транспортування (до 300м).

Скрепери застосовуються під час проведення розкривних і видобувних робіт, проходження траншей і спорудження насипів, зачистки пластів корисних копалин, проведення робіт з рекультивації і при різних допоміжних роботах. Скрепери в основному застосовуються при розробці м'яких порід. Потужні скрепери застосовуються при розробці дрібно подрібнених скельних порід. У складних умовах завантаження скреперів здійснюється з підштовхуванням бульдозером.

Розробка порід скрепером здійснюється наступним чином. При підході скрепера до забою ківш опускається, а передня заслінка піднімається. Під час руху скрепера по забою скребок зрізає шар породи товщиною 0,2...0,3 м в м'яких, 0,1...0,15 м в щільних і гарно розпушених породах. Після наповнення ківш піднімається, зачиняється заслінка і скрепер переміщується до місця розвантаження. Після розвантаження скрепер повертається у забій і цикл повторюється. Ступінь наповнення ковша залежить від вологості порід. При виїмці сухих піщанистих порід повного наповнення не відбувається. При виїмці супіщаних і суглинистих порід можливе наповнення ковша «з шапкою».

Скреперним забоем є площадка, поздовжній укїс або торець уступу. В першому випадку розробка породи проводиться горизонтальними шарами, в інших – похилими шарами при русі скрепера під укїс (рис. 3.22). Ширина скреперної заходки A при торцевому забої дорівнює ширині полоси скреперування $B_{ск}$ і може додатково включати транспортну полосу шириною T для переміщення навантажених і порожніх скреперів, дренажну полосу Z , а при виїмці розпушених порід також смугу рихлення щільних або напівскельних порід B_p :

$$A = B_{ск} + B_p + T + Z, \text{ м.} \quad (3.23)$$

Ширина полоси скреперування $B_{ск}$ (м) визначається за формулою:

$$B_{ск} = n(b_p + b_{гр}), \text{ м}, \quad (3.24)$$

де n – число суміжних проходів скрепера (зазвичай $n=2\dots4$); b_p – ширина полоси різання породи, м (зазвичай дорівнює ширині ковша скрепера); $b_{гр}$ – ширина гребню між суміжними проходами скрепера, м ($b_{гр}=0,5\dots1,5$ м).

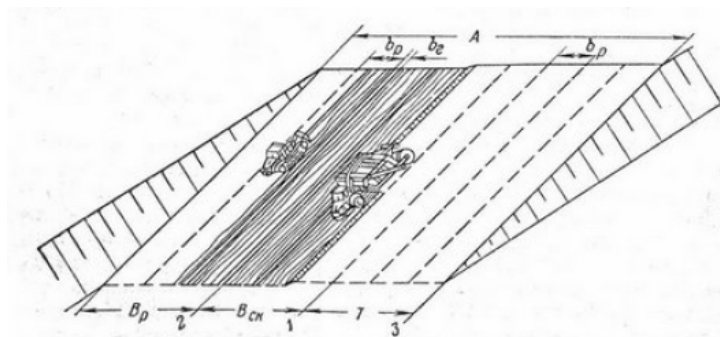


Рис.3.22. Торцевий скреперний забій: 1, 2, 3 – смуги скреперування, рихлення і транспортування

Довжина похилого $l_{з\ пох}$ і горизонтального $l_{з\ гор}$ забою (м) визначається за формулами:

$$l_{з\ пох} = \frac{Ek_{ск}}{b_k h_{ск}}, \quad (3.25)$$

$$l_{з\ гор} = \frac{Ek_{ск}}{0,7b_k h_{ск}}, \quad (3.26)$$

де E – місткість ковша скрепера, м^3 ; $k_{ск}$ – коефіцієнт скреперування (екскавації); b_k – ширина ріжучої кромки ковша, м; $h_{ск}$ – товщина шару, що зрізується скрепером, м.

Коефіцієнт скреперування дорівнює відношенню коефіцієнту наповнення ковша ($k_{нк}=1,1\dots1,4$) до коефіцієнту розпушення породи у ковші ($k_{рк}$):

$$k_{ск} = k_{нк} / k_{рк}.$$

Довжина шляху, що проходить скрепер під час розвантаження, $l_{роз}$ (м), залежить від товщини ґрунту, що відсипається, і визначається за формулою:

$$l_{роз} = \frac{Ek_{нк}}{h_{в\ ск} b_k}, \quad (3.27)$$

де $h_{в\ ск}$ – товщина шару відсипки ґрунту під час розвантаження скрепера, м.

Годинна технічна продуктивність скрепера залежить від властивостей породи, місткості ковша, відстані і швидкості транспортування і визначається за формулою:

$$P_{\text{ск.тех}} = \frac{60Ek_{\text{ск}}}{T_{\text{цр}}}, \text{м}^3 \quad (3.28)$$

де $T_{\text{цр}}$ – тривалість робочого циклу скрепера, хв.:

$$T_{\text{цр}} = t_{\text{н}} + t_{\text{рв}} + t_{\text{р}} + t_{\text{рп}} + t_{\text{в}}, \quad (3.29)$$

де $t_{\text{н}}$ – тривалість наповнення ковша, хв; $t_{\text{р}}$ – тривалість розвантаження, хв.; $t_{\text{в}}=1\dots1,5$ – тривалість допоміжних операцій, хв; $t_{\text{рв}}$, $t_{\text{рп}}$ – тривалість руху скрепера відповідно з вантажем і без вантажу, хв.:

$$t_{\text{рв}} = \frac{l_{\text{в}}}{v_{\text{в}}}, t_{\text{рп}} = \frac{l_{\text{п}}}{v_{\text{п}}},$$

$l_{\text{в}}$ – відстань руху скрепера з вантажем, м; $v_{\text{в}}=6\dots50$ – швидкість руху скрепера з вантажем, м/хв.; $l_{\text{п}}$ – відстань руху скрепера без вантажу, м; $v_{\text{п}}=10\dots80$ – швидкість руху скрепера без вантажу, м/хв.

Змінна експлуатаційна продуктивність колісного скрепера визначається за формулою:

$$P_{\text{ск.зм}} = \frac{60ET_{\text{зм}}k_{\text{ск}}k_{\text{в.ск}}}{T_{\text{цр}}}, \text{м}^3 \quad (3.30)$$

де $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, год; $k_{\text{в.ск}}=0,7\dots0,85$ – коефіцієнт використання скрепера в часі.

Продуктивність потужних скреперів залежить від відстані транспортування. Змінна експлуатаційна продуктивність скреперів з ковшем місткістю 15м^3 при відстані транспортування 200 м складає 1000-1500 м^3 .

3.6.3. Застосування одноківшевих навантажувачів при виконанні виймально-навантажувальних робіт

Одноківшеві навантажувачі призначені для роботи в якості виймально-навантажувального, виймально-транспортного і допоміжного обладнання. В комплексі з навантажувачами зазвичай застосовується автомобільний транспорт.

Одноківшевий навантажувач являє собою самохідне шасі з короткою стрілою, на кінці якої шарнірно закріплений ківш. Черпання породи відбувається при опущеній стрілі під дією зусилля ходового механізму або під дією гідравлічного напору при застопореному ходовому механізмі. Після наповнення ківш піднімається і навантажувач від'їжджає до місця розвантаження. Розвантаження може бути переднє, заднє і бокове.

Розрізняють навантажувачі неповоротні (ківш при розвантаженні не повертається), напівповоротні і повно поворотні. Навантажувачі бувають на пневмоколісному і гусеничному ході. Навантажувачі на пневмоколісному ході характеризуються великою швидкістю пересування і використовуються як для навантаження автосамоскидів в забоях, так і в якості самостійних транспортних засобів. Швидкість їх руху по дорогам з покриттям досягає 24 і 45 км/год відповідно з вантажем і без вантажу, а по кар'єрним дорогам вона складає 10-15 км/год. Навантажувачі на гусеничному ході застосовуються для навантаження транспортних засобів, віддалених від забою на 10-15 км.

Навантажувачі можуть бути з дизельним, дизель-електричним і дизель-гідравлічним приводом. За потужністю приводу розрізняють навантажувачі малої потужності (потужність до 75 кВт), середньої (75-150 кВт), великої (більше 150кВт). Керування навантажувачем може бути канатно-блочним і гідравлічним.

Навантажувачами можна проводити виймання м'яких порід безпосередньо з масиву, механічно подрібнених порід з розвалу. Виймання породи здійснюється за рахунок напірного зусилля, повороту ковша і підйому стріли навантажувача. Розрізняють наступні способи виймання: роздільний, змішаний, екскаваційний і пошаровий (рис. 3.23)

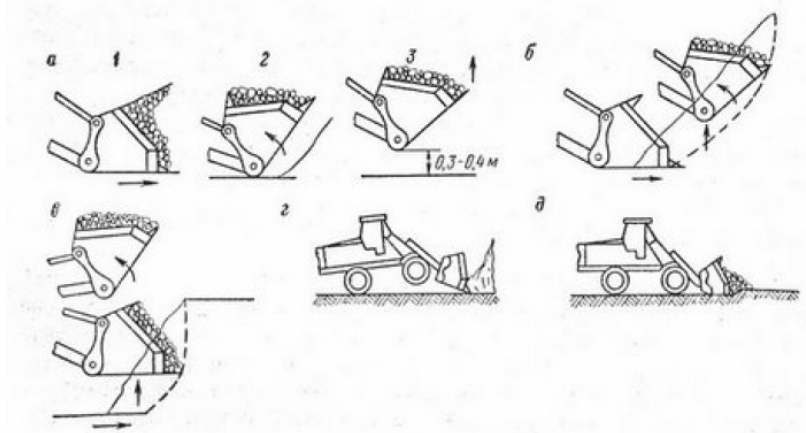


Рис. 3.23. Способи виймання порід навантажувачами

Роздільний спосіб застосовується для екскавації сипучих порід малої щільності з розвалу і включає три послідовні операції. Спочатку здійснюється введення ковша в породу до упору при поступовому русі навантажувача зі швидкістю 0,6-1,1 м/с на рівні підшви забою. Потім ківш повертається на повний кут запрокидування без посування навантажувача. Далі наповнений ківш піднімається в транспортне положення і навантажувач заднім ходом від'їжджає від забою (рис. 3.23, а).

Суміщений спосіб виймки застосовується при розробці м'яких і подрібнених порід. Він забезпечує високій ступінь заповнення ковша і скорочення часу черпання. Спосіб полягає у наступному: опущений ківш напірним зусиллям вривається у породу на рівні підшви забою, після цього одночасно здійснюється підйом стріли і поворот ковша при безперервному поступальному русі навантажувача (рис. 3.23, б).

При **екскаваційному способі** суміщається введення ковша в породу і його підйом за рахунок одночасного підйому стріли і поступального руху навантажувача. Після виведення ріжучої кромки ковша з забою виконується поворот ковша і від'їзд навантажувача від забою. Спосіб застосовується для розробки порід з більш високим коефіцієнтом екскавації (рис. 3.23, в).

При вийманні зв'язних і середньокусковатих порід введення ковша проводиться в стопорному режимі з підйомом передньої частини навантажувача при одночасному покачуванні ковша в вертикальній площині і

поступовому русі навантажувача до забою. При цьому зусилля впливу максимальне, а опір породи копанню зменшується (рис. 3.23, г).

Пошаровий спосіб виймання є різновидом роздільного способу при вийманні тонких горизонтальних або похилих шарів порід. При цьому ківш поступово наповнюється при безперервному русі навантажувача, що аналогічно вийманню скреперами (рис. 3.23, д).

Забій одноківшевого навантажувача – торцевий, фронтальний, забій-площадка. Під час застосування навантажувача в якості виймально-навантажувального обладнання він після наповнення ковша від'їжджає від забою, суміщаючи під'їзд до автосамоскиду з підйомом ковша на висоту розвантаження (рис. 3.24).

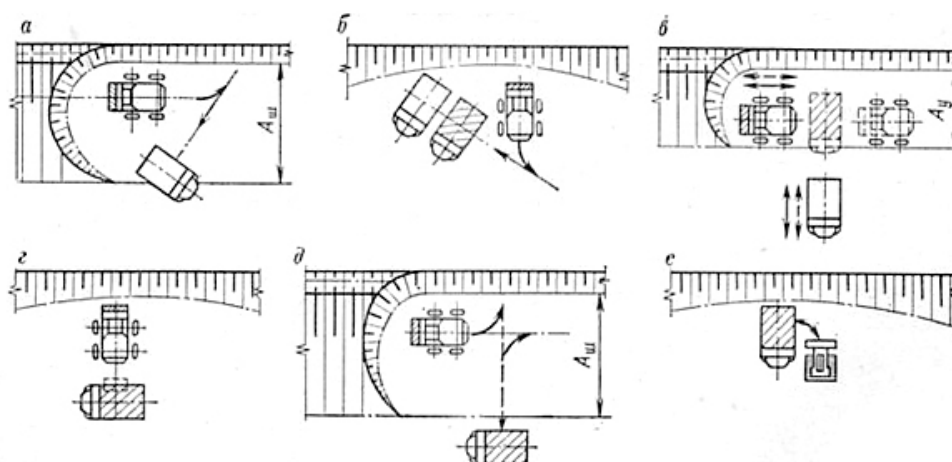


Рис. 3.24. Схеми роботи навантажувачів

За схемою, що зображена на рис. 3.24, а, навантажувач після наповнення ковша від'їжджає від забою заднім ходом, розвертається на $35-40^\circ$, переднім ходом під'їжджає до автосамоскиду і розвантажує в нього ківш. Потім від'їжджає від автосамоскиду заднім ходом, розвертається і переднім ходом рухається до забою для наповнення ковша. Ця схема широко застосовується при фронтальному забої і у випадку широкої заходки при торцевому забої, забезпечуючи мінімальне переміщення навантажувача.

Схема на рис. 3.24, б відрізняється від попередньої спареним встановленням автосамоскидів під навантаження. За рахунок цього збільшується ширина робочої площадки при будь-якому типі забою та відстань переміщення навантажувача.

Схема на рис. 3.24, в передбачає човниковий рух навантажувача по нормалі до забою на 8-12 м і встановлення автосамоскиду між забоем і навантажувачем. Ця схема застосовується під час виїмки породи пневмоколісним навантажувачем у випадку вузької заходки при торцевому забої, при роботі гусеничного навантажувача з переднім розвантаженням при фронтальному і торцевому забої, при наскрізному русі автосамоскидів на уступі при фронтальному забої. Згідно схеми, що зображена на рис. 3.24, г, також передбачається човниковий рух навантажувача на 5-10 м, але навантажувач працює з заднім розвантаженням. Автосамоскиди встановлюються на відстані 8-13 м від забою.

Застосування схеми, що зображена на рис. 3.24, е, можливе при роботі пневмоколісного навантажувача з боковим розвантаженням або гусеничного навантажувача, що повертається на 90° за рахунок руху гусениць в протилежних напрямках. Від'їзд навантажувача від забою проводиться на відстань 2-3 м.

Висота забою навантажувача обмежується висотою черпання і складає 1...5 м. Для потужних навантажувачів з ковшем місткістю більше 5 м³ вона може перевищувати 10 м. Висота розвантаження для потужних навантажувачів досягає 5 м.

Мінімальна ширина заходки навантажувача визначається за формулою:

$$A_{min} = b_k + C, \text{ м} \quad (3.31)$$

де b_k – ширина ковша навантажувача, м; $C=0,4-0,6$ – найменша відстань між навантажувачем і нижньою брівкою розвалу або уступу, м.

У потужних навантажувачів $b \approx 4$ м, при цьому $A_{min}=4,5-5$ м. Найбільш висока продуктивність потужних навантажувачів досягається при ширині заходки 12-15 м, що дозволяє застосувати раціональні схеми повороту навантажувача і автосамоскидів.

Годинна технічна продуктивність навантажувача визначається за формулою

$$P_{н.тех} = \frac{60Ek_e}{T_{цр}}, \text{ м}^3/\text{ГОД} \quad (3.32)$$

Робочий цикл включає наступні операції: наповнення ковша, підйом ковша в транспортне положення, переміщення навантажувача до місця розвантаження, розвантаження ковша, повертання навантажувача в забій.

Навантажувачі мають невелику масу (в 6-8 разів меншу, ніж у екскаваторів з тією ж місткістю ковша), просту конструкцію, високу маневреність, велику швидкість руху, що дозволяє їх використовувати не тільки для навантаження в складних забоях, але і для транспортування гірничої маси і багатозабійного обслуговування. В порівнянні з одноківшевими екскаваторами експлуатаційні витрати при використанні навантажувачів і їх вартість в 2-3 рази нижче.

Основними недоліками, що обмежують застосування навантажувачів, є невеликі параметри робочого обладнання (що обмежує висоту уступів, що розробляються, до 10 м) і відносно невелике напірне зусилля (для моделей малої і середньої потужності), яке недостатньо для розробки крупнокускових порід.

Навантажувачі доцільно застосовувати на кар'єрах будівельних матеріалів і кольорових металів, а також під час розробки складних забоїв невеликої висоти, складених рихлими і гарно подрібненими скельними в напівскельними породами.

3.7. Допоміжні роботи при вийманні і навантаженні гірничої маси. Маркшейдерські роботи

3.7.1. Механізація допоміжних робіт при вийманні і навантаженні гірничої маси

Під час виймання і навантаження гірничої маси найбільш трудоемними допоміжними роботами є очищення ковшів і ходової частини екскаваторів від налипання і намерзання гірської маси; зачистка покрівлі корисної копалини від просипання і недобору розкриву; прибирання гірничої маси, що просипалася при навантаженні; обрушення козирків в екскаваційних забоях; планування

траси екскаваторів і вирівнювання підшви уступів після відвантаження гірничої маси; дрібний ремонт і змазування обладнання [2].

Найбільш трудоемними є допоміжні роботи при застосуванні одноківшевих екскаваторів. Їх трудоемність складає 20-30% загальної трудоемності виймально-навантажувальних робіт. Простої екскаваторів при виконанні допоміжних робіт складають 10-12% і більше.

Очищення ковшів проводиться в основному механічним способом за допомогою спеціальних скребоків, відбійних молотків та ін. Скребки встановлюють на бульдозерах. З метою запобігання налипання при розвантаженні вологих глинистих порід днище ковшів роторних екскаваторів замінюють днищем з цепків.

Для запобігання намерзання порід застосовують підігрів ковшів відкритим вогнем і електропідігрів. Різкий нагрів, а потім різке охолодження приводить до виводу ковша зі стою через утворення щілин в його стінках.

Зачищення покрівлі покладу здійснюється бульдозерами, скреперами, зворотними лопатами і драглайнами з ковшем місткістю до 5 м³.

Прибирання гірничої маси, що просипалася, здійснюється відвальними плугами зі спеціальними відвалами і навантажувачами, що оснащені рейферним ковшем.

Ліквідація козирків в екскаваторних забоях проводиться скребками довжиною більше 2,5 м, що навішуються на зуб'я ковша екскаватора, і навісними пристроями до тракторів [1].

Вирівнювання підшви уступів проводиться бульдозерами. Під час розробки міцних порід бульдозери застосовуються тільки після рихлення нерівностей буро вибуховим способом. Для буріння свердловин і шпурів в цьому випадку застосовуються легкі бурові станки або колонкові перфоратори.

Профілактичні ремонти виконуються безпосередньо на уступах для цього застосовують крани, пересувні механічні майстерні та ін. Доставка малих і середніх екскаваторів на ремонтну базу здійснюється в розібраному і зібраному вигляді. Будівельні екскаватори перевозяться на платформах [1].

Кар'єрні екскаватори масою до 300 т можливо транспортувати з використанням спеціальних багатоосних вагонів. Потужні екскаватори масою більше 300 т ремонтують на кар'єрах на спеціально обладнаних ремонтних майданчиках [1].

3.7.2. Маркшейдерські роботи при вийманні і навантаженні гірничої маси

Для ефективного і безпечного ведення відкритих гірничих робіт на кар'єрах повинні спостерігатися встановлені проектом або паспортом робіт геометричні параметри елементів системи розробки і гірничих виробок. Маркшейдерська служба повинна здійснювати зйомку виконаних виймально-навантажувальних робіт періодично з метою складання відомостей про фактичні відмітки верхньої і нижньої площадок уступу, ширину транспортних і запобіжних берм, величину кутів укосів робочих і неробочих уступів, ширину робочих площадок, ширину основи траншеї та ін. Фактичні дані про параметри гірничих виробок порівнюють з проектними з метою встановлення відступів від допустимих параметрів. При проведенні гірничих робіт з перевалюванням розкриву безпосередньо у відвал маркшейдером здійснюється контроль ширини заходки, висоти розроблюваного уступу, величини кута укосу уступу і при необхідності виноситься в натуру вісь ходу екскаватора. Після виконання робіт в кожній заходці здійснюється зйомка навалів [1].

При виконанні гірничих робіт бульдозерами і скреперами в задачі маркшейдерської служби входять не тільки заміри виконаних об'ємів гірничих робіт, але і визначення середньої відстані транспортування гірничої маси. Середня відстань транспортування визначається за результатами зйомки в кінці місяця з використанням плану гірничих робіт. Об'єми вийнятої гірничої маси визначаються маркшейдером за результатами періодичної зйомки, на основі якої уточнюються дані оперативного врахування. Маркшейдером здійснюється також періодичний контроль за зміною остатків корисної копалини на складах. З метою перевірки правильності звітних даних про виконання виробничого плану по розкривним і видобувним роботам один раз на рік проводиться контрольний підрахунок об'ємів по всьому кар'єру[1].

4. ПЕРЕМІЩЕННЯ КАР'ЄРНИХ ВАНТАЖІВ

4.1. Основні види кар'єрного транспорту та їх технологічна характеристика

Кар'єрний транспорт призначений для переміщення гірничої маси (розкриття та корисної копалини) від забоїв до пунктів розвантаження. Він є сполучною ланкою між процесами виймання та складування гірничої маси. Від чіткої роботи кар'єрного транспорту залежить ефективність розробки всього підприємства. Трудоемність процесу переміщення гірничої маси вельми висока, а витрати на транспорт і пов'язані з ним допоміжні роботи складають 45-50% загальних витрат на видобуток.

Інтенсивність роботи кар'єрного транспорту характеризується **вантажобігом** кар'єру, який визначається кількістю вантажу, що переміщується за одиницю часу.

Вантажобіг, що характеризується стійким у часі напрямом переміщення, називається **вантажопотоком**. Вантажопотік є *зосередженим*, якщо всі вантажі переміщуються з кар'єру на поверхню у одному напрямі по одним транспортним комунікаціям, в іншому випадку вантажопотік є *розосередженим*.

Види кар'єрного транспорту розрізняють за рядом ознак. *За принципом дії* розрізняють транспорт циклічної і безперервної дії.

За способом переміщення вантажу, типу ходового і шляхового устаткування розрізняють залізничний, автомобільний, конвеєрний, гідравлічний та ін. види транспорту.

За характером роботи розрізняють транспортні засоби рухомі і стаціонарні (скіповий підйом, канатні підйомні, підвісні дороги та ін.).

За функціональною ознакою розрізняють самостійні і спеціальні види кар'єрного транспорту. Самостійними видами кар'єрного транспорту можливе переміщення гірничої маси від забою до пунктів прийому. Спеціальні види можуть застосовуватися тільки на окремих ділянках переміщення вантажу і є ланкою комбінованого транспорту.

Вибір раціонального виду кар'єрного транспорту для конкретних умов визначається фізико-технічними і хімічними властивостями порід, що розробляються, умовами залягання корисної копалини, кліматом, вантажообігом і відстанню транспортування, типом параметрами навантажувального обладнання, строком існування кар'єру та ін.

Залізничний транспорт доцільно застосовувати на кар'єрах с великим річним вантажообігом (більше 25 млн. т) глибиною до 150-200 м при значній довжині транспортування (4 км і більше).

Переваги залізничного транспорту: невеликі витрати енергії, можливість забезпечення будь-якої величини вантажообігів при будь-якій відстані транспортування, можливість застосування автоматизованої системи керування, надійність роботи в різних кліматичних і гірничотехнічних умовах, відносно невеликі витрати на 1 т/км перевезення (в 4-6 разів менше в порівнянні з автомобільним і конвеєрним).

Недоліки: відносно великі об'єми гірничо-капітальних робіт, капітальні витрати, витрати на утримання транспортних комунікацій; найбільш складна організація руху; залізничний транспорт вимагає великих радіусів кривих (100-120м), значної протяжності фронту робіт (500-600м), мінімальних підйомів (40-60 %).

Автомобільний транспорт застосовується на кар'єрах з невеликим річним вантажообігом (15-20 млн. т) при відстані транспортування до 4-5 км. Ефективно застосовувати в період будівництва кар'єрів будь-якої виробничої потужності, під час розробки покладів складних форм, малих розмірів кар'єрних полів, складної топографії поверхні, під час роздільного виймання складно-структурних покладів, під час інтенсивної розробки родовищ з великою швидкістю просування забоїв і високому темпі заглиблення гірничих робіт, а також як допоміжний і додатковий до інших видів транспорту

Переваги автомобільного транспорту: велика гнучкість і маневреність (в порівнянні з залізничним транспортом), зменшення об'єму гірничо-капітальних робіт, строків і витрат на будівництво кар'єрів за рахунок відсутності рельсових

шляхів і контактної мережі, менш жорсткі вимоги до плану і профілю доріг (радіус кривих 15-25 м, підйом 80-100 ‰).

Недоліки: зниження ефективності при збільшенні відстані транспортування, залежність від кліматичних умов, велика вартість великовантажних автосамоскидів, великі експлуатаційні витрати, великі витрати на транспортування 1 т гірської маси.

Конвеєрний транспорт застосовується на кар'єрах для переміщення гірничої маси в розпушеному і подрібненому стані. Великий діапазон змін продуктивності (до 15000 м³/год) дозволяє застосовувати їх на кар'єрах з різним вантажообігом. Доцільно застосовувати на кар'єрах з м'якими породами при річному вантажообігу 20-30 млн. т і більше. Зі збільшенням потужності вантажопотоків ефективність використання конвеєрів підвищується. Найбільш ефективна відстань транспортування 4-6 км.

Переваги: можливість подолання підйомів до 18°, безперервність переміщення вантажів, можливість повної автоматизації процесу транспортування.

Недоліки: швидкий знос конвеєрної стрічки, жорсткі вимоги до розмірів кусків гірничої маси, що транспортується, і способу навантаження, ефективність знижується при низьких температурах і великій вологості гірничої маси, що транспортується.

4.2. Кар'єрний автотранспорт

4.2.1. Технологічна характеристика рухомого складу

Найбільше розповсюдження на кар'єрах з різноманітними гірничотехнічними умовами розробки отримав автомобільний транспорт. Він може застосовуватися в якості основного і в комплексі з залізничним, конвеєрним, скіповим та іншими видами транспорту. З засобів автомобільного транспорту переважне застосування отримали автосамоскиди з заднім розвантаженням кузова.

Рухомий склад автотранспорту повинен характеризуватися підвищеною міцністю, маневреністю, прохідністю, здатним долати значні підйоми і ухили і забезпечувати швидке механізоване розвантаження. В залежності від конструктивного виконання рухомий склад кар'єрного автотранспорту можна поділити на дві групи: автосамоскиди та напівпричепи. Автосамоскиди – це машини з кузовом, розташованим на рамі. Розвантаження автосамоскиду проводиться перекиданням назад. У напівпричепів кузов виконаний окремо від тягача і з'єднується з ним спеціальним причіпним пристроєм. Напівпричепи можуть бути з заднім, боковим або донним розвантаженням. Основні переваги в порівнянні з автосамоскидами: велика вантажопідйомність, менші витрати пального та експлуатаційні витрати. Недоліки: дороги повинні бути без підйомів або з невеликим підйомом (до 30 %) через меншу маневреність і меншу питому потужність двигуна.

Основними параметрами кар'єрних автосамоскидів є вантажопідйомність, потужність двигуна, об'єм кузова, колісна формула, мінімальний радіус повороту.

Вантажопідйомність – максимальна маса вантажу, яка може бути навантажена в даний транспортний засіб. Вантажопідйомність сучасних автосамоскидів може досягати 450 тон, але на практиці найбільш затребувані автосамоскиди вантажопідйомністю 27-75 т, на крупних кар'єрах – до 180 т.

Колісною формулою називається цифрове позначення кількості коліс автосамоскиду (наприклад, 4x2). Перша цифра показує загальну кількість коліс, друга – кількість провідних коліс.

Мінімальний радіус повороту для автосамоскидів різної потужності знаходиться в межах від 8 до 19 м.

У теперішній час на світовому ринку гірничої техніки кар'єрні автосамоскиди представлені фірмами Caterpillar (США), Komatsu (Японія), Hitachi (Японія), Terex (Велика Британія), БелАЗ (Білорусь), Liebherr (Німеччина).

4.2.2. Технологічна характеристика кар'єрних автодоріг

Ефективність роботи автотранспорту на кар'єрах значною мірою визначається станом і якістю автомобільних доріг (рис. 4.1). За умовами експлуатації автодороги на кар'єрах поділяються на стаціонарні і тимчасові. *Стаціонарні* автодороги зводяться в капітальних траншеях, на поверхні і на транспортних бермах на тривалий строк і мають дорожнє покриття і двосмуговий рух. *Тимчасові* дороги зводяться на уступах і відвалах, періодично переміщуються за посуванням фронту робіт і не мають дорожнього покриття.

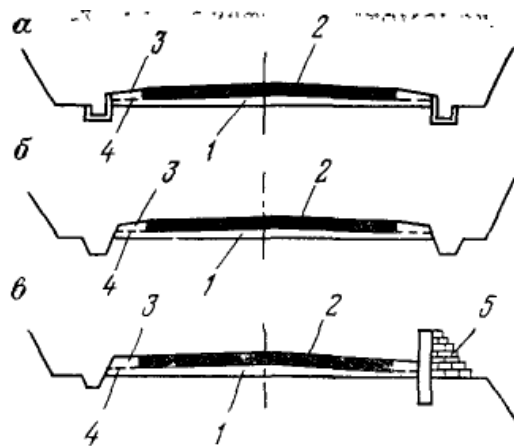


Рис.4.1. Поперечний профіль автодороги: а – в рихлих породах; б – в скельних породах; в – на з'їздах; 1 – земельне полотно; 2 – проїжджа частина; 3 – обочина; 4 – водовідвідна споруда; 5 - огороження

Технологічні якості автодоріг характеризуються: розрахунковою швидкістю руху – швидкістю, на яку розраховуються елементи траси і конструкції дорожніх споруд; розрахунковою масою і габаритами рухомого складу; інтенсивністю руху – кількістю транспортних засобів, що проходять через даний переріз дороги за одиницю часу; транспортною роботою – добутком маси вантажу, що перевозиться, на дальність перевезення.

В плані траса дороги складається з відрізків прямих, що з'єднані кривими. Оскільки наявність кривих погіршує умови руху (зменшується швидкість, видимість, стійкість та ін.), необхідно за можливості уникати їх або приймати найбільші радіуси кривих.

Перетин і примикання автодоріг для забезпечення видимості в обидві сторони необхідно виконувати під кутом, близьким до 90°. При цьому бокова

видимість дороги, що перетинається, повинна бути не менше 50 м, а в стислих умовах – не менше 20 м. При перетині автомобільної дороги і залізниці відстань видимості повинна бути не менше 400 м.

Поздовжній профіль дороги (вертикальний переріз по осі траси) повинен забезпечувати плавність руху з розрахунковою швидкістю. Для цього перегини профілю з'єднують вертикальними кривими. Поздовжній ухил доріг встановлюють за результатами техніко-економічного аналізу. При збільшенні ухилів зменшуються об'єми гірничо-підготовчих робіт і час рейсу машин, але збільшується знос двигунів, трансмісій, шин, збільшується довжина тормозного шляху, зменшується швидкість руху машин і провізна здатність автодороги. Фактично на кар'єрах поздовжні ухили постійних доріг зазвичай не перевищують 70 – 80 ‰, іноді при односторонньому русі порожніх машин досягають 100 – 120 ‰.

Ширина проїжджої частини автодороги $Ш_a$ залежить від габаритів рухомого складу, швидкості руху, числа полос руху і визначається за формулою:

$$Ш_a = 2y + \alpha\rho + (\rho - 1)x, \text{ м} \quad (4.1)$$

де α – ширина автосамоскиду (приблизно рівна ширині кузову), м; y – ширина запобіжної полоси, м; ρ – число полос руху; $x = 2y$ – зазор між кузовами зустрічних автосамоскидів, м;

$$y = 0,5 + 0,005v,$$

v – швидкість руху автосамоскиду, км/год.

При двосмуговому русі ($\rho = 2$):

$$Ш_a = 2(y + \alpha) + x, \text{ м.} \quad (4.2)$$

Ширина проїжджої частини двосмугових доріг для автосамоскидів вантажопідйомністю 27-40 т і 75-120 т відповідно становить 13-15 м і 20-25 м. Ширина обочини складає 1-2 м. Дороги, що розташовані у виїмках, повинні мати бокові кювети трапецієвидної форми глибиною 0,8-0,9 м з шириною основи 0,4 м.

Тип дорожнього покриття вибирається з врахуванням строку експлуатації дороги, інтенсивності руху, типу рухомого складу і наявності місцевих дорожно-будівельних матеріалів. На стаціонарних дорогах потужних кар'єрів з великою інтенсивністю руху (2000-3000 рейсів а/с за добу) застосовується цементобетонне або асфальтоване покриття. При меншій інтенсивності руху (1000-2000 рейсів а/с за добу) застосовується щебеневе покриття. Тимчасові дороги на скальній основі не мають покриття, на рихлій основі – мають ґрунтове покриття, покращене щебеневими добавками.

4.2.3. Розрахунок парку автосамоскидів, пропускної і провізної здатності автодоріг

Розрахунок парку автосамоскидів. Робочий парк автосамоскидів встановлюється за умови забезпечення безперервної роботи робочого парку екскаваторів. Кількість автосамоскидів, що може ефективно використовуватися в комплексі з одним екскаватором, визначається за формулою:

$$N_{pa} = T_p / t_H, \quad (4.3)$$

де T_p – тривалість рейсу, хв.; t_H – тривалість навантаження автосамоскиду, хв.;

$$T_p = t_{п} + t_{рух} + t_p + t_m, \quad \text{хв}, \quad (4.4)$$

де $t_{рух}$, t_p , t_m – відповідно тривалість руху, розвантаження і маневрів а/с, хв.

$$N_{pa} = \frac{t_H + t_{рух} + t_p + t_m}{t_H} = 1 + \frac{t_{рух} + t_p + t_m}{t_H} \quad (4.5)$$

Тривалість навантаження автосамоскиду визначається за формулою:

$$t_H = n_k t_{ц}, \quad \text{хв}, \quad (4.6)$$

де n_k – кількість ковшів, що розвантажуються екскаватором в кузов а/с; $t_{ц}$ – тривалість робочого циклу екскаватора, хв.

Кількість ковшів в кузові автосамоскиду обмежується об'ємом кузова, якщо співвідношення щільності породи $\gamma_{п}$, вантажопідйомності автосамоскиду q_a і об'єму кузова V_a відповідає умові $\gamma_{п}/k_p \leq q_a/V_a$, або вантажопідйомністю автосамоскиду, якщо виконується умова $\gamma_{п}/k_p \geq q_a/V_a$. Тоді тривалість навантаження автосамоскиду визначається за формулами відповідно:

$$t_n = \frac{V_a k_{зоп}}{0.9 k_n E} t_u; \quad (4.7)$$

$$t_n = \frac{q_a k_p}{E k_n \gamma_n} t_u, \quad (4.8)$$

де E – місткість ковша екскаватора, м³; k_p – коефіцієнт розпушення породи в ковші екскаватора; 0,9 – коефіцієнт, що враховує зміну коефіцієнту розпушення породи в кузові а/с; k_n – коефіцієнт, що враховує наповнення ковша екскаватора; $k_{гор}$ – 1,1...1,15 – коефіцієнт, що враховує завантаження автосамоскиду з горою.

Тривалість руху автосамоскиду визначається за формулою:

$$t_{рух} = T_{нав} + T_{пор} = 60 \left(\sum \frac{l_{iнав}}{v_{iнав}} + \sum \frac{l_{iпор}}{v_{iпор}} \right), \text{ хв}, \quad (4.9)$$

де $T_{нав}$, $T_{пор}$ – тривалість руху автосамоскидів відповідно з вантажем і без вантажу, хв; $l_{iнав}$, $l_{iпор}$ – довжина ділянок шляху з однаковими умовами руху відповідно з вантажем і без вантажу, км; $v_{iнав}$, $v_{iпор}$ – швидкість руху автосамоскидів відповідно з вантажем і без вантажу, км/год.

Тривалість розвантаження автосамоскидів включає час підйому і опускання кузова і для автосамоскидів вантажопідйомністю до 40 т вона складає 60 с, при більшій – 70-90 с.

Тривалість маневрів під час навантаження автосамоскидів залежить від схеми під'їзду і становить 0-10, 20-25, 50-60 с відповідно для наскрізної, петельної, тупикової схем. При розвантаженні тривалість маневрів автосамоскидів складає 40-50 с.

Кількість робочих автосамоскидів для забезпечення ефективної роботи n екскаваторів визначається за формулою:

$$N_{ра} = \sum_{i=1}^n N_{раi} \quad (4.10)$$

Оскільки, частина автосамоскидів проходить техобслуговування і знаходиться у ремонті, то інвентарний парк автосамоскидів визначається:

$$N_{инв} = N_{ра} / \tau_r, \quad (4.11)$$

де $\tau_r=0,7\dots0,8$ – коефіцієнт технічної готовності парку.

Пропускна здатність автодороги – максимально можлива кількість автосамоскидів, що може пройти через певну ділянку за одиницю часу. Вона залежить від швидкості і кількості смуг руху. При односмуговому русі автосамоскидів в одному напрямку годинна пропускна здатність автодороги визначається за формулою:

$$N=60k_{np}/t_a=1000vk_{np}/l_0, \quad (4.12)$$

де $k_{np} = 0,5\dots0,8$ – коефіцієнт нерівномірності руху; t_a – інтервал часу між автосамоскидами, хв; v – швидкість руху автосамоскидів, км/год; l_0 – безпечна відстань між автосамоскидами, що рухаються один за одним, м.

Безпечна відстань між автосамоскидами складається з довжини автосамоскиду і довжини тормозного шляху і повинно бути не менше 50 м. На горизонтальних прямолінійних ділянках ця відстань визначається за формулою:

$$l_0=v+0,04v^2+6, \text{ м.}$$

Провізна здатність автодоріг (т/год) визначається об'ємом вантажу, що перевозиться по ділянці дороги за одиницю часу, і розраховується за формулою:

$$M=Nq_{ван}/k_{рез}, \quad (4.13)$$

де $q_{ван}$ – маса вантажу, що перевозиться а/с, т; $k_{рез} = 1,75\dots2$ – коефіцієнт резерву.

При недостатній провізній здатності однієї смуги дороги необхідний вантажообіг можливо забезпечити шляхом збільшення кількості дорожніх смуг, збільшення вантажопідйомності автосамоскидів та за рахунок розосередження вантажопотоків.

4.2.4. Організація роботи кар'єрного автотранспорту

Ефективність використання автотранспорту на кар'єрах залежить від схеми під'їзду автосамоскидів під навантаження до екскаватору.

В залежності від типів забоїв і заходок, ширини заходок, характеру руху машин на уступах (односторонній і зустрічний рух), інтенсивності руху, співвідношення напрямків руху машин і екскаватора (попутний і непопутний

рух) можливі наскрізний під'їзд автосамоскидів до екскаватору, під'їзд з петельним і тупиковим розворотом (рис. 4.2). Навантаження гірничої маси в кузов машини повинно проводитися збоку або ззаду автосамоскиду, перенесення ковша над кабіною не дозволяється. В очікуванні навантаження машина повинна знаходитися ззовні радіусу дії ковша.

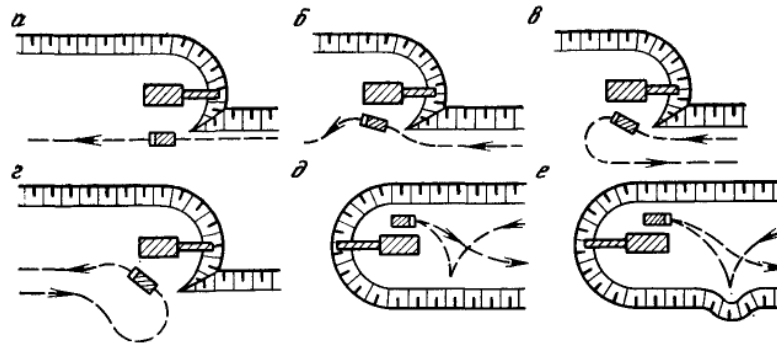


Рис. 4.2. Схеми під'їзду автосамоскидів до екскаваторів: а, б – наскрізний під'їзд; в, г – під'їзд з петельним розворотом; д, е – під'їзд з тупиковим розворотом

Наскрізний під'їзд (рис. 4.2, а, б) застосовується при односторонньому непопутному русі машин на уступі за наявності двох виїздів з горизонту. Автосамоскиди в цьому випадку рухаються поточно, з'їжджаючи з магістральних доріг на забійні.

Під'їзд з петельним розворотом (рис. 4.2, в, г) застосовується при зустрічному і односторонньому попутному русі. Він не потребує складних маневрів. Час обміну автосамоскидів не перевищує тривалості робочого циклу екскаватора, тому коефіцієнт використання екскаватора в часі достатньо високий.

Під'їзд з тупиковим розворотом (рис. 4.2, д, е) застосовується в стислих умовах при неможливості здійснення петельного розвороту. В основному, ця схема під'їзду застосовується в тупикових заходках при проведенні траншей. Під'їзд з тупиковим розворотом викликає зменшення продуктивності автосамоскидів на 10-15 %.

Ефективність застосування автотранспорту на кар'єрах залежить також від правильного поєднання робочих параметрів екскаваторів і автосамоскидів.

Рациональне співвідношення місткості кузова автосамоскиду V_a до місткості ковша екскаватора E знаходиться в межах 4-10 [1].

4.3. Кар'єрний залізничний транспорт

4.3.1. Характеристика шляху і рухомого складу залізничного транспорту

Залізничний транспорт отримав переважне розповсюдження на крупних кар'єрах з великим річним вантажообігом і значною довжиною транспортування. Принцип роботи залізничного транспорту полягає у переміщенні гірничої маси локомотивами у вагонах до місця розвантаження. Порожні потяги зі станції подаються в забій під навантаження до екскаватора, який до цього моменту повинен закінчити навантажувати попередній потяг. Засобами залізничного транспорту є рельсові шляхи і рухомий склад.

Рухомий склад на кар'єрах складається з локомотивів і вагонів.

Локомотиви. В якості локомотивів на кар'єрах застосовуються електровози, тепловози, тягові агрегати.

Застосування *електровозів* на кар'єрах має ряд переваг, основними з яких є: висока швидкість руху; можливість подолання значних підйомів (до 40 %) без суттєвого зниження швидкості руху, висока питома потужність і здатність витримувати значні короточасні перевантаження, висока економічність, незначна залежність від кліматичних умов і властивостей вантажу, що перевозиться, постійна готовність до роботи; простота обслуговування.

Недоліками застосування електровозів є: залежність від джерела енергії, наявність контактної мережі на екскаваторних уступах і відвалах ускладнює проведення буровибухових і екскаваційних робіт; значні початкові витрати на будівництво контактної мережі.

Тепловозом називається локомотив, що обладнаний двигуном внутрішнього згорання (дизелем). Принцип дії полягає в тому, що дизель обертає генератор постійного або перемінного току, який живить електроенергією тягові електродвигуни і допоміжні машини. Переваги

тепловозної тяги: високий ККД тепловозів – 24-26 %; двигун внутрішнього згорання забезпечує його автономність і виключає необхідність контактної мережі; не потребує частого поповнення запасів води і пального; висока пристосованість до перемінного режиму роботи, що характерно для кар'єрних умов. Недоліки: тепловози призначені для роботи на шляхах МШС і не відповідають специфічним особливостям роботи кар'єрного транспорту; різко знижують швидкість при русі на підйом; складність ремонту.

Тягові агрегати представляють собою комбінацію електровоза, дизель-генераторної секції і декількох моторних вагонів. При русі такого агрегату по постійним шляхам він живиться електроенергією від контактної мережі, а при русі по забійним шляхам живлення здійснюється від дизель-генератору.

Типажний ряд *залізничних вагонів* представлений великою кількістю різноманітних за конструкцією і основним параметрам транспортних засобів. Найбільше застосування на кар'єрах отримали напіввагони, тобто відкриті вагони для зручності навантаження і розвантаження в умовах відкритих розробок.

Універсальні напіввагони (гондоли) вантажопідйомністю 60-90 т застосовуються для транспортування дрібнокускових корисних копалин до споживача або на збагачувальну фабрику. Кузов такого вагону має вертикальні стінки та горизонтальну підлогу. Розвантаження здійснюється при відчиненні механізмів кришок люків, що розташовані в горизонтальній підлозі і утворюють дві похилі площини, по яким вантаж під дією власної ваги зсипається по обидва боки від шляху. Коефіцієнт тари становить – 0,35-0,37 (рис. 4.3).

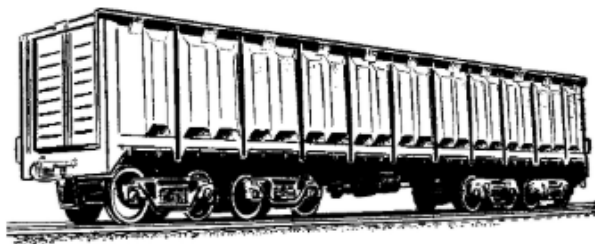
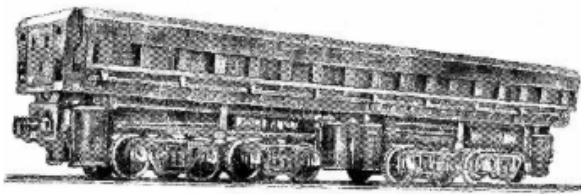


Рис. 4.3. Напіввагон типу «гондола»

Вагони-самоскиди (думпкари) – це вагони, що розвантажуються нахилом кузова в бік при одночасному опусканні або піднятті борту, а також комбінації цих двох рухів. Коефіцієнт тари думпкарів – 0,4-0,5. Думпкари застосовуються для транспортування розкривних порід, а на рудних кар'єрах – корисної копалини. Конструкція думпкарів розрахована на сприйняття значних динамічних навантажень від падіння крупних кусків породи масою 3-5 т з висоти 1,5-3 м (рис. 4.4).

а



б

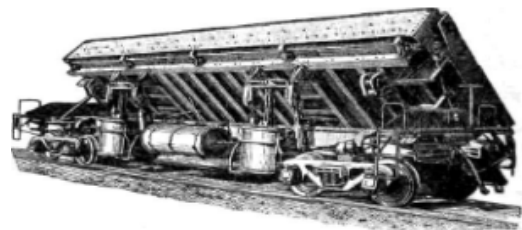


Рис. 4.4. Вагони-думпкари: а) в транспортному положенні; б) при розвантаженні

Хоппер – напіввагон з кузовом у формі бункера з похилими торцевими стінками, по яким вантаж зсипається через розвантажувальні люки. Вантаж зсипається між рейками або у бік. На відкритих розробках хоппери застосовуються для транспортування вугілля

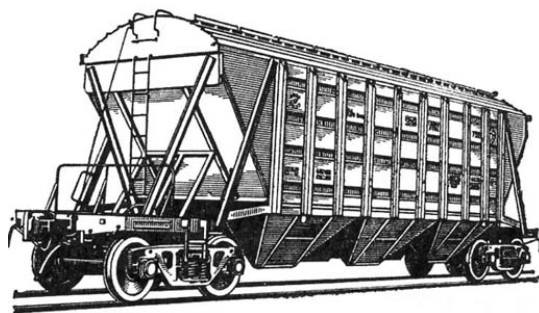


Рис. 4.5. Напіввагон типу «хоппер»

Вагони для перевезення гірничої маси характеризуються такими параметрами: вантажопідйомність, місткість, коефіцієнт тари, навантаження на вісь, навантаження на 1 м шляху.

Вантажопідйомність – максимальна маса вантажу, що може бути навантажена в вагон.

Місткість вагону – геометричний об'єм кузова вагону.

Ступінь використання місткості і вантажопідйомності вагону залежить від властивостей порід, що перевозяться. Маса, породи, що перевозиться в вагоні, визначається за формулою:

$$q_{\text{ван}} = E_{\text{в}} \gamma_{\text{н}} k_{\text{зав}}, \text{ Т} \quad (4.14)$$

де $E_{\text{в}}$ – місткість вагону, м^3 ; $\gamma_{\text{н}}$ – щільність насипної породи в вагоні, $\text{т}/\text{м}^3$; $k_{\text{зав}}$ – коефіцієнт завантаження вагону;

$$\gamma_{\text{н}} = \gamma_{\text{ц}} / k_{\text{р}},$$

$\gamma_{\text{ц}}$ – щільність породи в цілику, $\text{т}/\text{м}^3$; $k_{\text{р}}$ – коефіцієнт розпушення породи в вагоні.

Оскільки маса породи в вагоні не повинна перевищувати його вантажопідйомності, коефіцієнт завантаження вагону визначається за формулою

$$k_{\text{зав}} = q_{\text{в}} / (E_{\text{в}} \gamma_{\text{н}}).$$

При виконанні умови $\gamma_{\text{н}} < q_{\text{в}} / E_{\text{в}}$ вагон може завантажуватися з верхом ($k_{\text{заг}} \leq 1,25$), а при $\gamma_{\text{н}} > q_{\text{в}} / E_{\text{в}}$ місткість вагону використовується частково і величина $k_{\text{зав}} < 1$ [1].

Коефіцієнт тари вагону – відношення маси вагону до вантажопідйомності

$$k_{\text{т}} = q_{\text{т}} / q_{\text{в}}, \quad (4.15)$$

де $q_{\text{т}}$ – маса вагону, т.

Навантаження на вісь – частина загальної ваги, що приходить на одну вагонну вісь. Допустиме навантаження на вісь визначається конструкцією і міцністю верхньої будови шляху. Зі збільшенням вантажопідйомності вагонів кількість осей збільшується з чотирьох до шести-восьми.

Навантаження на 1 м шляху дорівнює відношенню загальної ваги вагону до його довжини. Воно характеризує можливість проїзду по штучним спорудам (мостам, шляхопроводам).

Рельсові шляхи. За умовами експлуатації рельсові кар'єрні шляхи поділяються на стаціонарні, що зберігають своє положення протягом тривалого

часу (шляхи на поверхні, транспортних бермах, капітальних траншеях), і тимчасові шляхи, що періодично переміщуються (на уступах і відвалах) [1].

На кар'єрах застосовується стандартна колія шириною 1520 мм. Мінімальний радіус кривих визначається типом рухомого складу і шириною колії. Для всіх стаціонарних кар'єрних шляхів при ширині колії 1520 мм нормальний радіус кривих становить не менше 200 м, для тимчасових шляхів він становить 100-120 м. Максимальний підйом шляху у вантажному напрямку називається керуючим підйомом. Кар'єрний транспорт може бути одно- і багатошляховим. Відстань між осями шляхів становить не менше 4,1 м.

Залізничний шлях складається з нижньої і верхньої будови (рис. 4.6). Нижня будова – це земельне полотно з водовідливними і штучними спорудами. Верхня будова шляху складається з баласту, шпал, рейок зі скріпленнями [1].

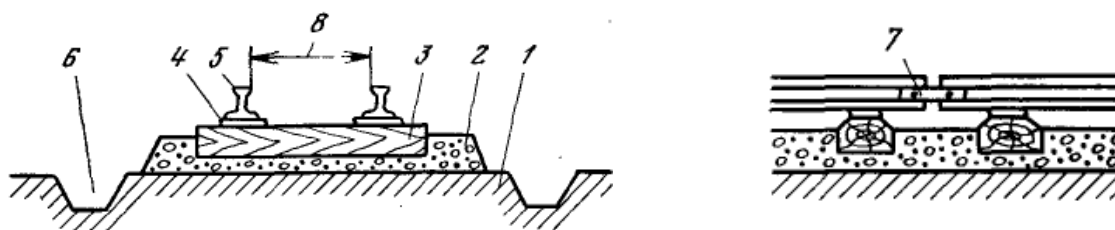


Рис. 4.6. Схема будови залізничного шляху: 1 – земельне полотно; 2 – баласт; 3 – шпала; 4 – підкладка; 5 – рейки; 6 – водовідвідна канава; 7 – накладка; 8 – ширина колії

Конструкція верхньої будови залежить від вантажообігу, навантаження на вісь рухомого складу і швидкості руху. Швидкість руху на стаціонарних і тимчасових шляхах становить відповідно 30-40 і 15-20 км/год.

4.3.2. Схеми розвитку шляхів і організація обмінних операцій на уступах

Розрізняють наступні види кар'єрних залізничних шляхів (рис. 4.7.):

- забійні і відвальні тимчасові шляхи, які періодично переміщуються по мірі посування фронту робіт;
- з'єднувальні шляхи, що зв'язують забійні і відвальні шляхи з постійними шляхами в капітальних траншеях і на поверхні;

- шляхи капітальних траншей і з'їздів, що зв'язують робочі горизонти кар'єру зі шляхами на поверхні;
- поверхневі шляхи;
- магістральні шляхи, що з'єднують кар'єр зі шляхами МШС [2].

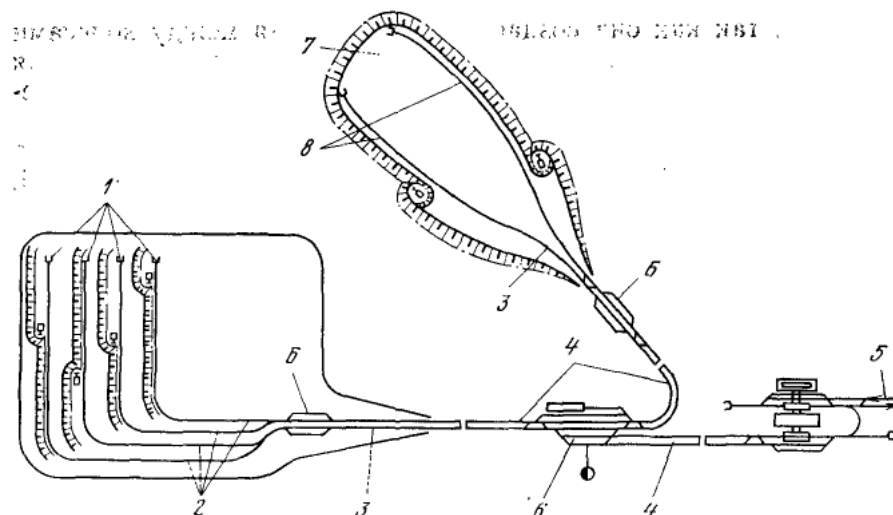


Рис. 4.7. Схема розвитку залізничних шляхів на кар'єрі: 1 – тимчасові забійні шляхи; 2 – з'єднувальні шляхи; 3 – шляхи капітальних траншей і з'їздів; 4 – поверхневі шляхи; 5 – магістральні шляхи, що з'єднують кар'єр зі шляхами МШС; 6 – роздільний пункт; 7 – відвал; 8 – тимчасові відвальні шляхи

Роздільними пунктами залізничний шлях поділяється на окремі ділянки (перегони), що забезпечують необхідну безпеку руху поїздів і збільшують пропускну здатність шляху. В залежності від призначення і складності шляхового розвитку роздільні пункти поділяються на пости, роз'їзди і станції.

Пост – роздільний пункт, що не має шляхового розвитку і призначений для регулювання на прилеглому перегоні руху поїздів шляхом їх зупинки або пропуску.

Роз'їзд – роздільний пункт на одношляховій залізничній лінії. Він має шляховий розвиток і призначений для зустрічі, обгону і обміну поїздів. Розташовується він у безпосередньої близькості від кар'єру або відвалу з метою скорішого обміну потягів.

Станція – роздільний пункт, що має складний шляховий розвиток і призначений для обгону, зустрічі, прийому і відправлення поїздів, маневрової роботи, технічного огляду та дрібного ремонту, формування та розформування

потягів. На станціях розташовуються диспетчерські пости, де здійснюється керування рухом поїздів від забоїв до місць розвантаження [1].

Схеми розвитку шляхів на уступах впливають на організацію обмінних процесів, що в свою чергу впливає на ефективність використання гірничого і транспортного обладнання (рис. 4.8). Експлуатаційна продуктивність екскаваторів визначається коефіцієнтом їх використання в часі. Обмін навантаженого потягу на порожній викликає технологічні простой екскаватора. Максимально можливе значення коефіцієнту використання екскаватора в часі обмежується певним співвідношенням тривалості навантаження t_n і тривалості обміну потягу $t_{об}$, що характеризується *коефіцієнтом забезпеченості* забою порожніми потягами:

$$\eta_0 = t_n / (t_n + t_{об}) \quad (4.16)$$

Тривалість навантаження t_n (год) визначається за формулою:

$$t_n = Q_{п} / P_{е.тех.}, \quad (4.17)$$

де $Q_{п}$ – корисна маса потягу, т; $P_{е.тех.}$ – технічна продуктивність екскаватора, т/год.

Тривалість обміну потягу залежить від швидкості руху потягу, довжини фронту робіт на уступі і схеми розвитку забійних шляхів [1].

Рух поїздів в межах уступу залежить від кількості транспортних виходів з уступу і може відбуватися за маятниковою (тупиковою) схемою з одним виходом і поточною (наскрізною) з двома виходами. Тривалість обміну потягів зменшується приблизно в 2 рази при використанні наскрізної схеми.

Роздільний обмінний пункт (ОП), на якому проходить обмін потягів, може знаходитися зовні межі фронту робіт і в його межах. Тривалість обміну потягу на ОП визначається за формулою:

- ОП розташований за межами фронту робіт:

$$t_{об} = 2(L_c / v_c + 0,5L_{ф} / v_3 + t_c), \quad (4.18)$$

- ОП розташований в межах фронту робіт:

$$t_{об} = 2L_c / v_c + 0,5L_{ф} / v_3 + t_c, \quad (4.19)$$

де L_c – довжина з'єднувальних шляхів, км; v_c, v_3 – швидкість руху потягу відповідно по з'єднувальним і забійним шляхам, км/год; L_ϕ – довжина фронту робіт, км; t_c – тривалість залізничного зв'язку, год [1].

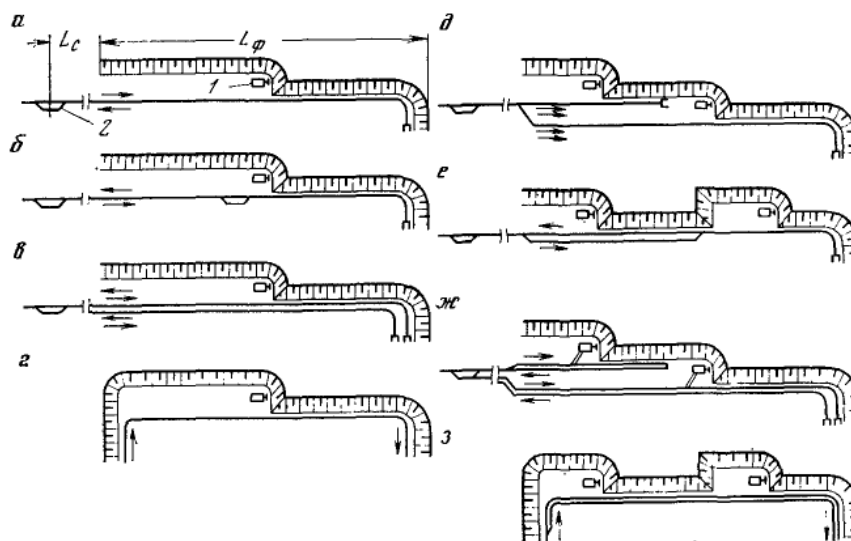


Рис. 4.8. Схеми розвитку шляхів на уступі: а, б, в, г – при роботі одного екскаватора; д, е, ж, з – при роботі двох екскаваторів; 1 – екскаватор; 2 – обмінний пункт

4.3.3. Визначення корисної маси потягу

Основні показники залізничного транспорту на кар'єрі залежить від корисної маси потягу, пропускної здатності і кількості одиниць транспортних засобів.

Корисна маса потягу – маса вантажу, що перевозиться одним потягом за один рейс. Корисна маса потягу визначається за умови його рівномірного руху на керуючому підйомі з розрахунково-мінімальною швидкістю, що відповідає найбільшій загальній масі потягу при максимальному використанні тягових можливостей локомотиву (рис. 4.9). Для електровозів розрахунково-мінімальна швидкість становить 18-25 км/год, для тепловозів – 10-15 км/год [1].

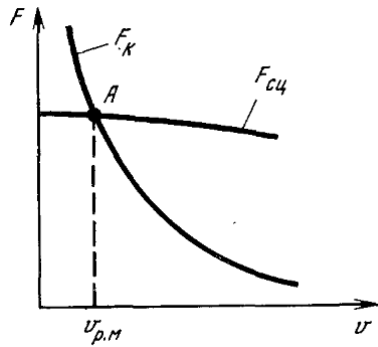


Рис. 4.9. Тягова характеристика локомотиву: F_k і $F_{сц}$ — дотична і зчіпна сили тяги; $v_{р.м}$ — розрахунково-мінімальна швидкість руху

Кількість вагонів у потягу n_B і корисна маса потягу $Q_{ван}$ визначаються за формулами:

$$n_B = \left(\frac{1000P_{зч}k_{зч}}{\omega_0 + 10i_k} - Q_L \right) \frac{1}{q_T + q_{ван}} \quad (4.20)$$

$$Q_{ван} = n_B q_{ван} = \left(\frac{1000P_{зч}k_{зч}}{\omega_0 + 10i_k} - Q_L \right) \frac{q_{ван}}{q_T + q_{ван}} \quad (4.21)$$

де q_T , $q_{ван}$ — маса відповідно вагону і вантажу в ньому, т; $P_{зч}$ — зчіпна вага тягового агрегату, кН; ω_0 — основний питомий опір руху, Н/т; Q_L — маса локомотиву, т; i_k — керуючий ухил; $k_{зч}=0,18-0,34$ — коефіцієнт зчеплення рухомих коліс з рейками [1].

Основний питомий опір руху різний для локомотивів і вагонів і розраховується за емпіричними формулами. В наближених розрахунках можна приймати 20-30 Н/т.

4.3.4. Пропускна і провізна здатності шляху

Інтенсивність руху потягів характеризується пропускною і провізною здатністю залізничних шляхів. Основні положення Правил технічної експлуатації [11] передбачають можливість знаходження на одному шляху перегону тільки одного потягу. Тому перед відправленням потягу на перегін відбувається зв'язок між сусідніми роздільними пунктами для встановлення можливості заняття перегону.

Пропускна здатність перегону визначається числом потягів, що можуть бути пропущені на цьому перегоні за одиницю часу. Вона залежить в

основному від довжини перегону і швидкості руху поїздів. Пропускна здатність всього залізничного шляху відповідає перегону з мінімальною пропускною здатністю, що називається обмежувальним. Відмінними ознаками цього перегону є максимальна його довжина, найбільш складний план і профіль шляху і мінімальне число діючих шляхів. Обмежувальний перегін включає капітальну траншею і шляхи до роздільних пунктів, що примикають до неї [2]. Пропускна здатність перегону (пари поїздів) визначається за формулами:

- для одношляхового перегону

$$N_{\text{п}}=60T/(t_{\text{ван}}+t_{\text{пор}}+2t_{\text{с}}) \quad (4.22)$$

- для двохшляхового перегону в вантажному напрямку

$$N_{\text{п}}=60T/(t_{\text{ван}}+t_{\text{с}}) \quad (4.23)$$

- для двохшляхового перегону в напрямку без вантажу

$$N_{\text{п}}=60T/(t_{\text{пор}}+t_{\text{с}}), \quad (4.24)$$

де T – інтервал часу, за який визначається пропускна здатність (для добової пропускної здатності $T=22$, для змінної $T=7 \dots 7,5$), год; $t_{\text{пор}}$, $t_{\text{ван}}$ – тривалість руху по перегону відповідно без вантажу і з вантажем, хв.; $t_{\text{с}}$ – інтервал часу, що потрібен для зв'язку між роздільними пунктами, хв.

Якщо швидкості руху з вантажем і без вантажу рівні ($t_{\text{ван}}=t_{\text{пор}}=t$), пропускна здатність перегону визначають:

$$N_{\text{п}}=30T/(t+t_{\text{с}})n_{\text{п}}, \quad (4.25)$$

де $n_{\text{п}}$ – число шляхів на перегоні.

Провізна здатність перегону M – це кількість вантажу, що може бути перевезено по цьому перегону за одиницю часу. Провізна здатність встановлюється по обмежувальному перегону і визначається за формулою:

$$M=N_{\text{п}}n_{\text{в}}q_{\text{ван}}/k_{\text{рез}}, \quad (4.26)$$

де $n_{\text{в}}q_{\text{ван}}$ – корисна маса поїзду, т; $k_{\text{рез}}=1,2 \dots 1,25$ – коефіцієнт резерву провізної здатності [1].

4.3.5. Розрахунок парку рухомого складу

Одиницею при залізничному транспорті є локомотивопотяг, що включає локомотив і розрахункове число вагонів. Необхідне число потягів залежить від тривалості рейсу потягу, його корисної маси і вантажообігу кар'єру.

Число рейсів усіх потягів на добу, що забезпечує добовий вантажообіг кар'єру, визначається за формулою:

$$N_p = \frac{k_{\text{рез}} W_c}{n_v q_{\text{ван}}} \quad (4.27)$$

де W_c – добовий вантажообіг кар'єру, т.

Можливе число рейсів одного поїзду за добу:

$$n_p = \frac{T}{t_p} \quad (4.28)$$

де $T=22$ – тривалість роботи транспорту за добу, год; t_p – тривалість рейсу поїзду, год:

$$t_p = t_n + t_{\text{рт}} + t_{\text{роз}} + t_{\text{рп}} + t_{\text{оч}} \quad (4.29)$$

t_n – тривалість навантаження поїзда, год:

$$t_n = \frac{n_v q_{\text{ван}}}{\Pi_{\text{е.тех}}} \quad (4.30)$$

$\Pi_{\text{е.тех}}$ – технічна продуктивність екскаватора, т/год; $t_{\text{роз}}$ – тривалість розвантаження поїзда, год; $t_{\text{оч}}$ – тривалість простою поїзда в очікуванні навантаження, розвантаження на обмінних пунктах, год; $t_{\text{р.т}}$, $t_{\text{р.п.}}$ – тривалість руху поїзда відповідно по тимчасовим і стаціонарним шляхам, год:

$$t_{\text{р.т.}} = 2L_{\text{т}}/v_{\text{т}}; \quad (4.31)$$

$$t_{\text{р.п.}} = 2L_{\text{п}}/v_{\text{п}}, \quad (4.32)$$

$L_{\text{т}}$, $L_{\text{п}}$ – відповідно протяжність тимчасових (забійних і відвальних) і стаціонарних шляхів, км; $v_{\text{т}}$, $v_{\text{п}}$ – швидкість руху відповідно по тимчасовим і стаціонарним шляхам ($v_{\text{т}}=15\dots20$; $v_{\text{п}}=35\dots40$), км/год.

Тривалість розвантаження поїзду визначається за формулами:

- при одночасному розвантаженні вагонів

$$t_{\text{роз}} = t_{\text{роз.в.}}/60, \text{ год}; \quad (4.33)$$

- при поодинокому розвантаженні вагонів

$$t_{\text{роз}} = n_{\text{в}} t_{\text{роз.в.}} / 60, \text{ ГОД}, \quad (4.34)$$

де $t_{\text{роз.в.}}$ – тривалість розвантаження вагону (літом $t_{\text{роз.в.}} = 1,5 \dots 5$; зимою $t_{\text{роз.в.}} = 3 \dots 5$), хв.

Значення $t_{\text{оч}}$ приймається в межах 5-10 хв. за рейс.

Число робочих поїздів N_c визначається за формулою:

$$N_c = \frac{W_c k_{\text{рез}} t_p}{n_{\text{в}} q_{\text{ван}} T} \quad (4.35)$$

Число робочих локомотивів дорівнює числу поїздів.

Число робочих вагонів $N_{\text{в}}$:

$$N_{\text{в}} = N_c n_{\text{в}}. \quad (4.36)$$

Інвентарний парк вагонів і локомотивів приймається на 20-25 % більше робочого парку [1].

4.4. Конвеєрний транспорт

4.4.1. Область застосування конвеєрного транспорту на кар'єрах

Конвеєри поділяються на пересувні (забійні і відвальні), напівстаціонарні і стаціонарні (підйомні, магістральні складські). Найбільше застосування на кар'єрах отримали стрічкові конвеєри (рис. 4.6.). Вони прості в експлуатації і виготовленні, мають велику продуктивність, характеризуються відносно малою енерго- та металоємністю.

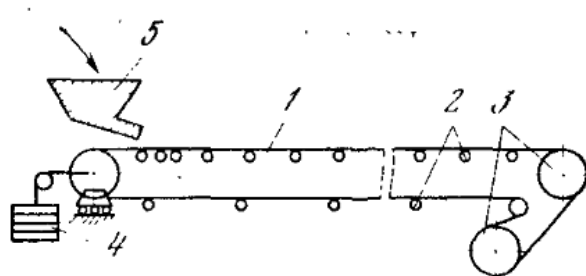


Рис. 4.6. Схема стрічкового конвеєра: 1 – конвеєрна стрічка; 2 – роликові опори; 3 – привідні барабани; 4 – пристрій для натягування стрічки; 5 – завантажувальний пристрій.

Стрічковий конвеєр складається з стрічки, роликових опор, що змонтовані на металічній конструкції, приводної станції, пристрою для

натягування стрічки, завантажувального пристрою. Конвеєрна стрічка є одночасно вантажонесучим і тяговим органом [1].

Ширина стрічки конвеєру залежить від його продуктивності, швидкості руху стрічки і кусковатості порід, що транспортуються, і знаходиться в межах 400-3600 мм. Розмір кусків не повинен перевищувати 500 мм. Транспортування крупнокускової породи (>500 мм) характеризується сильними ударними навантаженнями на стрічку і, як наслідок, інтенсивним зносом стрічки.

Швидкість руху конвеєрної стрічки обирається з врахуванням фізико-технічних характеристик порід, що транспортуються, ширини стрічки і змінюються в межах 0,7 – 6 м/с. У підйомних конвеєрів швидкість руху стрічки зазвичай не перевищує 4 м/с [3].

Допустимий кут підйому залежить від фізико-технічних характеристик порід, що транспортуються. Максимальний кут підйому становить 20-22°. При транспортуванні подрібнених порід допустимий кут підйому складає 16-18°, при транспортуванні порід округлої форми – 13-15°. Під час спуску вантажу кут нахилу на 2-3° менше допустимого підйому.

Роликові опори служать для підтримання конвеєрної стрічки. Застосовуються роликові опори з трьома роликками для підтримання вантажної частини стрічки і роликові опори з одним або двома роликками для підтримання нижньої (порожньої) частини стрічки. Приводна станція служить для передачі конвеєрній стрічці тягового зусилля завдяки приводному барабану, що приводиться в дію електродвигуном. Натяжна станція служить для створення початкового натягу стрічки, необхідного для надійної передачі тягового зусилля приводними барабанами стрічці, і регулювання натягу в процесі експлуатації.

Надходження вантажу на конвеєр здійснюється через завантажувальний пристрій, який повинен забезпечувати рівномірну подачу породи на стрічку без просипання.

4.4.2. Схеми роботи конвеєрного транспорту на кар'єрах і розрахунок продуктивності

На кар'єрах конвеєрний транспорт застосовується для транспортування м'яких та подрібнених скельних і напівскельних порід до місця розвантаження: розкривні породи переміщуються на внутрішні і зовнішні відвали, корисна копалина – на склади, збагачувальні фабрики, до споживача.

Під час транспортування розкривних порід у вироблений простір із застосуванням конвеєрів переміщення здійснюється по периметру кар'єру. При цьому застосовуються забійні, напівстаціонарні і відвальні конвеєри. В якості відвального обладнання застосовуються відвалоутворювачі (рис.4.7). При переміщенні розкривних порід і корисної копалини за межі кар'єру застосовуються забійні, підйомні, магістральні, відвальні, розвантажувальні конвеєри (рис.4.8).

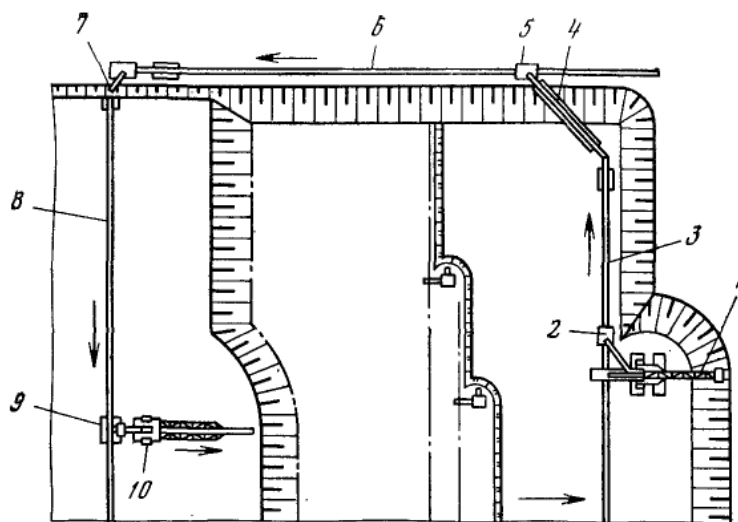


Рис. 4.7. Схема переміщення розкривних порід у вироблений простір по периметру кар'єра: 1 – екскаватор; 2 – завантажувальний пристрій; 3 – забійний пересувний конвеєр; 4 – похилий конвеєр; 5 – завантажувальний пристрій; 6 – напівстаціонарний конвеєр; 7 – самохідний перевантажувач; 8 – відвальний пересувний конвеєр; 9 – розвантажувальний пристрій; 10 – відвалоутворювач

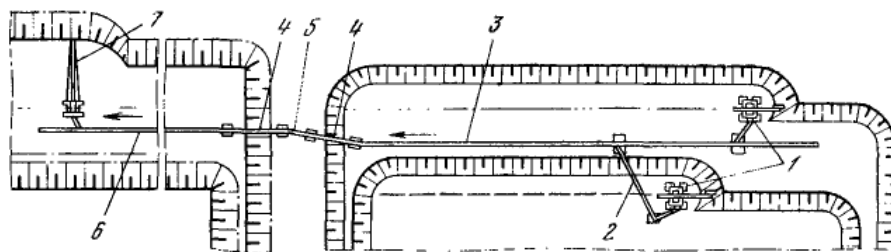


Рис. 4.8. Схема переміщення розкривних порід на зовнішні відвали: 1 – роторні екскаватори; 2 – перевантажувач; 3 – забійний конвеєр; 4 – похилий конвеєр; 5 – магістральний конвеєр; 6 – відвальний конвеєр; 7 - відвалоутворювач

Годинна технічна продуктивність стрічкових конвеєрів залежить від фізико-технічних характеристик порід, що переміщуються; ширини стрічки; форми поперечного перерізу гірничої маси, що розташована на стрічці; швидкості руху стрічки і визначається за формулою:

$$\Pi_{\text{к.тех.}} = 3600 F v_{\text{л}} k_{\text{заг}}, \quad (4.37)$$

де F – площа поперечного перерізу гірничої маси, що розміщується на стрічці, м^2 ; $v_{\text{л}}$ – швидкість руху конвеєрної стрічки, м/с ; $k_{\text{заг}} = 0,8 \dots 1$ – коефіцієнт завантаження стрічки.

Площа поперечного перерізу визначається за формулою:

$$F = k_{\text{ух}} k_{\text{к.р.}} (0,9 B_{\text{л}} - 0,05)^2, \quad (4.38)$$

де $B_{\text{л}}$ – ширина стрічки (повинна виконуватися умова $B_{\text{л}} > 2d_{\text{max}} + 200$ мм), м; d_{max} – максимальний розмір кусків гірничої маси, що транспортується, мм; $k_{\text{к.р.}}$ – коефіцієнт, що враховує конструкцію роlikоопори (для однороlikової опори $k_{\text{к.р.}} = 0,07 \dots 0,09$; для трьох роlikової опори $k_{\text{к.р.}} = 0,13 \dots 0,17$); $k_{\text{ух}}$ – коефіцієнт, що враховує кут нахилу конвеєра [1].

4.5. Комбінований кар'єрний транспорт

Для досягнення найкращих техніко-економічних показників на потужних кар'єрах під час транспортування гірничої маси доцільно застосовувати декілька видів транспорту, оскільки кожен з видів транспорту, що входить до комбінації, експлуатується в найбільш сприятливих для нього умовах. Транспортний ланцюг в кар'єрі між навантажувальними і розвантажувальними пунктами можна поділити на три ланки: транспортування по робочим

горизонтам і з'єднувальним бермам; транспортування по похилим виробкам до поверхні; транспортування на поверхні [3].

Транспорт першої ланки обслуговує видобувні горизонти, що знаходяться на значних глибинах. Він повинен бути маневреним, економічним, відповідати геологічним і технологічним умовам розробки і забезпечувати доступ до виймально-навантажувальних машин, їх високу продуктивність, повноту виймання і потрібну якість корисної копалини. Найбільш доцільним на цьому етапі є застосування автомобільного транспорту різної вантажопідйомності. Транспорт другої ланки повинен забезпечувати переміщення гірничої маси по найкоротшим похилим ділянкам шляху. Найбільш високі техніко-економічні показники досягаються при застосуванні конвеєрних, скіпових і автомобільних підйомників. Транспорт третьої ланки повинен забезпечувати переміщення гірничої маси по поверхні на великі відстані по відносно горизонтальним ділянкам шляху. На цьому етапі найчастіше застосовується залізничний і конвеєрний транспорт.

Найчастіше застосовується комбінація автомобільного і залізничного транспорту. Гірничу масу доставляється від забоїв до перевантажувальних пунктів автотранспортом, потім залізничним транспортом транспортується до відвалів або збагачувальних фабрик. Перевантажувальні пункти в цьому випадку розташовуються або в межах кар'єру, або на поверхні поблизу його контурів. Також широке застосування отримала комбінація автомобільного і конвеєрного транспорту. При транспортуванні крупнокускової гірничої маси на перевантажувальних пунктах необхідно здійснювати попереднє подрібнення. Комбінація автотранспорту і скіпових підйомників застосовується на кар'єрах значної глибини. Перевантажувальний пункт складається з розвантажувального і приймального пристрою і бункера-дозатора. Скіпи вантажопідйомністю 100 т переміщуються по спеціальним траншеям зі швидкістю 8-12 м/с, кут нахилу становить 35-45°. В залежності від конкретних гірничо-геологічних умов та умов розробки на практиці також зустрічаються інші комбінації транспорту.

4.6. Допоміжні роботи при транспортуванні гірничої маси

Надійна і економічна робота кар'єрного транспорту неможлива без виконання допоміжних робіт. На залізничному транспорті до допоміжних робіт відноситься підготовка траси залізничного шляху, збірка шляхової решітки, вкладання та переукладання шляхів, баластування шляхів, утримання та поточний ремонт, монтаж, перенесення і поточне утримання контактної мережі, технічний огляд і ремонт рухомого складу. На автотранспорті до допоміжних робіт відносяться будівництво кар'єрних автодоріг, їх ремонт та утримання, експлуатація рухомого складу. На конвеєрному транспорті допоміжними роботами є переміщення стрічкових конвеєрів, заміна конвеєрної стрічки, очистка конвеєрної стрічки і барабанів, чистка і заміна ролюкоопор, планування ділянок для встановлення і переміщення конвеєрів.

Підготовка траси залізничного шляху на кар'єрах здійснюється бульдозерами, автогрейдером, скреперами, одноківшевіми екскаваторами та іншим обладнанням. Збірка і ремонт шляхової решітки на крупних кар'єрах здійснюється на спеціальних базах і майданчиках. При переукладанні шляхів з розбіркою на окремі ланки шляхова решітка переміщується кранами різних типів. Найбільше застосування на кар'єрах отримали повноповоротні крани вантажопідйомністю 15-50 т на залізничному ході. Укладка баласту під шпали і розрівнювання його здійснюється за допомогою спеціальних баластувальників. Для підбивки шпал застосовуються самохідні шпалопідбивочні машини на залізничному ході. При експлуатації рухомого складу основними є роботи з очищення думпкарів від гірничої маси, що прилипла або примерзла. Для цього застосовуються механічні скребки, а також здійснюється профілактична обробка думпкарів хімічними елементами, що являють собою маслянисті гідрофобні рідини.

Допоміжні роботи на автотранспорті поділяються на дорожні роботи і роботи з експлуатації рухомого складу. Процес будівництва автодоріг включає підготовку траси, земляні роботи зі спорудження виїмок і насипів, роботи зі спорудження дорожнього покриття. Розчистка дорожньої траси на поверхні

здійснюється бульдозерами, розпушувачами, кущорізами та ін. Виїмки споруджуються за допомогою універсальних екскаваторів, бульдозерів і скреперів. Укоси вирівнюються автогрейдером. Кювети споруджуються універсальними екскаваторами. Для ущільнення насипів застосовуються причіпні і самохідні катки. До робіт з утримання автодоріг відносяться сезонні роботи з метою забезпечення її збереження та нормальної експлуатації автотранспорту. Очистка доріг від снігу проводиться за допомогою бульдозерів, автогрейдерів та снігоочисників. Для боротьби з пилом на кар'єрних дорогах застосовується зрошення їх водою за допомогою поливальних машин. До робіт з обслуговування автосамоскидів відносяться заправка паливно-мастильними матеріалами, боротьба з налипанням і намерзанням порід, миття та дрібний ремонт автосамоскидів.

Пересування стрічкових конвеєрів при застосуванні конвеєрного транспорту здійснюється циклічним і безперервним способами. При циклічному способі конвеєри розбираються на окремі секції і переміщуються краном, при безперервному способі став переміщується без розборки турнодозерами. Очистка конвеєрної стрічки і барабанів від гірничої маси здійснюється за допомогою скребоків різних конструкцій. Гірничу масу, що просипалася під став конвеєра, прибирається універсальними екскаваторами і навантажувачами з навісним обладнанням. Навіска і заміна конвеєрної стрічки проводиться з використанням тракторів і автокранів, а планування майданчиків для встановлення і переміщення конвеєрів – бульдозерами.

5. ВІДВАЛОУТВОРЕННЯ РОЗКРИВНИХ ПОРІД

5.1. Сутність процесу відвалоутворення

Процес видобування корисних копалин пов'язаний з необхідністю виймання і переміщення значних об'ємів розкривних порід, які покривають поклади корисних копалин. Ці породи розміщуються на спеціально відведених ділянках, які можуть бути розташовані в межах кар'єрного поля або за його межами. Насип, що утворюється в результаті складування розкривних порід, називається **відвалом**, а сукупність робіт з розміщення розкривних порід у відвалах – **відвалоутворенням**. Відвалоутворення є завершальним процесом єдиного безперервного технологічного комплексу відкритих гірничих робіт. Від чіткого і безаварійного виконання відвальних робіт залежать техніко-економічні показники інших виробничих процесів і всього гірничого підприємства в цілому.

Процес відвалоутворення включає зведення початкових відвальних насипів, розвантаження, складування розкривних порід, планування поверхні відвалу і переміщення транспортних комунікацій на відвалі [1].

Метою зведення початкових насипів є створення необхідного фронту відвальних робіт при певній висоті відвального уступу. З метою забезпечення нормального розташування транспортних комунікацій ширина початкового насипу поверху повинна складати 7-10 м. При зведенні відвалу на косогорі на його схилі споруджується горизонтальна площадка для розташування транспортних комунікацій. Заповнення відвалу проводиться в бік пониження відміток. Допустима висота відвалу обмежується умовами його стійкості. При зведенні відвалу на рівнинній місцевості початковий насип споруджується з розкривних порід драглайнами, мехлопатами, бульдозерами, скреперами в залежності від властивостей розкривних порід і виду кар'єрного транспорту (рис. 5.1).

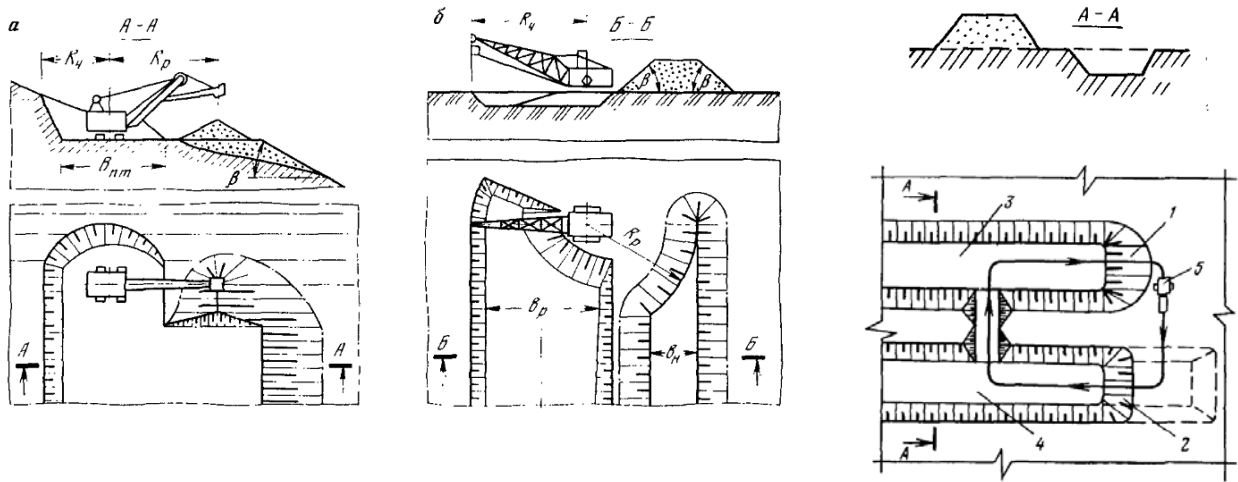


Рис. 5.1. Схеми зведення початкового насипу з розкривних порід: а – мехлопатою на косогорі; б – драглайном на рівнинній місцевості; в – колісним скрепером; 1 – укіс відвалу; 2 – забій; 3 – відвал; 4 – кар'єр; 5 - скрепер

Вибір засобів механізації відвальних робіт залежить від фізико-технічних властивостей розкривних порід, об'ємів порід, що поступають у відвал, видів застосованого кар'єрного транспорту (табл. 5.1).

Таблиця 5.1

Засоби механізації для складування порід

Транспорт	Скельні породи	Рихлі породи
Залізничний	Мехлопати, бульдозери	Мехлопати, драглайни, бульдозери
Автомобільний	Бульдозери	Бульдозери
Конвеєрний	Консольні відвалоутворювачі	Консольні відвалоутворювачі, транспортно-відвальні мости

Планування поверхні відвалу здійснюється для забезпечення безпечної роботи відвального обладнання, трасування відвальних автодоріг, переміщення залізничних шляхів і конвеєрів, наступної рекультивачії. Планування зазвичай здійснюється бульдозерами.

Переміщення транспортних комунікацій на відвалі аналогічно переміщенню тимчасових шляхів на кар'єрі. Здійснюється періодично після відсіпки відвальної заходки.

Відвал розкривних порід має форму неправильної усіченої піраміди. Він характеризується наступними параметрами: висотою і кількістю уступів (ярусів), кутом укосу уступів, результируючим кутом укосу відвалу, прийнятною здатністю, довжиною і способом переміщення відвального фронту робіт, розмірами в плані та ін. [1].

Висота відвального ярусу залежить від фізико-технічних властивостей порід в основі відвалу і порід, що складаються, від засобів механізації відвальних робіт.

Кут укосу відвальних ярусів залежить від фізико-технічних властивостей порід, ступеню їх розпушеності і вологості і зазвичай дорівнює куту природного укосу порід, що розміщується у відвалі, і знаходиться в межах 30-40°.

Об'єм породи, що розміщується у відвалі, розташованому на рівнинній місцевості, при максимальному заповненні площі, відведеної під відвал, визначається за формулою:

$$V_B = \frac{k_{HB}}{k_{PB}} \left[S_B \sum h_B - P_B (h_B)^2 ctg \alpha_B + \frac{1}{3} \pi (h_B)^3 ctg^2 \alpha_B \right] \quad (5.1)$$

де $k_{HB} = 0,8-0,9$ – коефіцієнт, що враховує нерівномірність відсипки породи у відвал; $k_{PB} = 1,1-1,2$ – остаточний коефіцієнт розпушення породи у відвалі; S_B – площа відвалу, м²; h_B – висота відвального уступу, м; P_B – периметр основи відвалу, м; α_B – результируючий кут укосу відвалу, градус.

Частина периметру відвалу, де відбувається приймання і розміщення розкривних порід, складає *фронт відвальних робіт*. Розбивка фронту відвальних робіт на окремі ділянки (тупики) дозволяє розосередити по фронту основні і підготовчі роботи при відвалоутворенні. Довжина окремого тупика залежить від площі відвалу, об'єму розкривних порід, що розміщуються у відвалі, прийнятого способу механізації відвальних робіт і змінюється в широких межах.

Спосіб переміщення фронту відвальних робіт визначає схему розвитку відвалів в плані. Розрізняють 3 способи переміщення фронту відвальних робіт: паралельний, віялоподібний і криволінійний (рис. 5.2) [2].

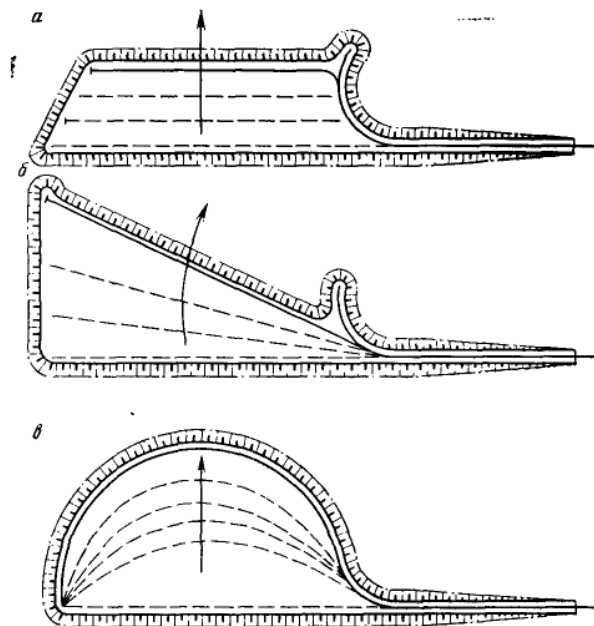


Рис. 5.2. Способи переміщення фронту відвальних робіт: а – паралельний; б – віялоподібний; в – криволінійний

5.2. Вибір місця розташування відвалів

В залежності від місця розташування відвалу по відношенню до кінцевого контуру кар'єру розрізняють *внутрішні відвали*, що розташовуються у виробленому просторі, і *зовнішні відвали*, що розташовані за кінцевими контурами кар'єру [1].

Застосування виробленого простору кар'єрів для розміщення розкривних порід можливе при розробці горизонтальних або пологих покладів, де виймання корисної копалини здійснюється на всю потужність. При цьому відпадає необхідність в додаткових площах для розміщення відвалів, скорочується відстань переміщення розкриву, зменшуються об'єми робіт з рекультивації земель, порушених гірничими роботами. Зовнішні відвали створюються при розробці похилих і крутих покладів, оскільки кінцеве положення дна кар'єру формується тільки в кінці його відробки.

В початковий період розробки горизонтальних і пологих покладів, коли створюється вироблений простір кар'єру, розкривні породи вивозяться на

зовнішні відвали. Якщо горизонтальні або пологі родовища мають значну потужність розкривних порід (40-50 м), одночасно створюються внутрішні і зовнішні відвали. Розкрив нижніх уступів переміщується у внутрішні відвали драглайнами, а розкрив верхніх уступів перевозиться транспортними засобами у зовнішні відвали.

При виборі місця розташування зовнішніх відвалів враховують наступні положення: відвали повинні розташовуватися близько до кар'єру, щоб звести до мінімуму витрати на переміщення розкриву від забою в кар'єрі до пункту розвантаження на відвалі; підступи до відвалів повинні бути зручними і не повинні мати крутих підйомів і спусків; під відвалами не повинно бути запасів корисної копалини; для складування порід займають площі непридатні або малоприсадибні для сільськогосподарського використання; положення відвалів не повинно заважати розвитку гірничих робіт на кар'єрі; відвали доцільно розташовувати на схилах гір і пагорбів, щоб забезпечити мінімум витрат на їх спорудження; приймальна здатність відвалів повинна забезпечувати розміщення розкриву, що вивозиться з кар'єру за весь період його роботи [1].

Вибір місця розташування зовнішніх відвалів загалом обґрунтовується техніко-економічними розрахунками. В якості критерію приймається мінімум капітальних і експлуатаційних витрат на весь період роботи кар'єру. Оптимальний варіант повинен задовольняти умові:

$$Z_{\text{тр}} + Z_{\text{р}} + Z_{\text{у}} \rightarrow \min$$

де $Z_{\text{тр}}$ – сумарні витрати на транспортування порід розкриву за весь період експлуатації кар'єру, грн., $Z_{\text{р}}$ – витрати на рекультивацію поверхні відвалів, грн., $Z_{\text{у}}$ – витрати на виплату гірничим підприємством компенсації землекористувачу за шкоду, що наноситься відчуженням земель, грн. [1].

5.3. Відвалоутворення при автотранспорті

Під час транспортування розкриву на відвал автосамоскидами застосовується бульдозерне відвалоутворення.

Процес відвалоутворення включає: розвантаження автосамоскидів на верхньому майданчику відвального уступу, переміщення порід під укіс уступу, планування поверхні відвалу, ремонт і утримання автодоріг.

Будівництво бульдозерних відвалів на рівнинній місцевості полягає у підведенні автодоріг до відвального відводу і створенні початкового відвалу шириною 70-100 м і висотою 2-5 м. Відвал нарощується до проектної висоти шляхом пошарового складування порід [3].

В експлуатаційний період заповнення відвалу здійснюється *периферійним і площинним* способом. При периферійному способі автосамоскиди розвантажуються по фронту робіт прямо під укіс (при стійких відвалах) або на відстані 3-5 м від укусу (при нестійких породах), а потім порода переміщується під укіс бульдозерами. При цьому способі відвалоуоворення бульдозерний відвал розвивається в плані. При площинному способі автосамоскиди розвантажуються по всій площі відвалу рівномірно. Утворені насипи розрівнюються бульдозерами по поверхні відвального ярусу, а потім трамбуються катками. Після цього відсипається наступний шар та ін. Бульдозерний відвал в цьому випадку розвивається по вертикалі. Найбільш розповсюдженим на кар'єрних відвалах є периферійний спосіб. Він більш економічний, оскільки необхідно проводити менше планувальних і дорожніх робіт. Площинний спосіб застосовується рідко, головним чином, під час складування нестійких м'яких порід, під час зведення початкових насипів, при проведенні рекультиваційних заходів.

Висота бульдозерних відвалів на рівнинній місцевості змінюється в широких межах і обмежується фізико-технічними характеристиками порід. Для скельних порід вона складає 30-35 м, для піщаних 15-20 м, для глинистих 10-15 м.

Бульдозерний відвал зазвичай складається з трьох ділянок рівної довжини по фронту розвантаження (рис.5.3). На першій ділянці ведеться розвантаження, на другій – планувальні роботи, третя ділянка – резервна. По мірі розвитку гірничих робіт призначення ділянок змінюється [1].

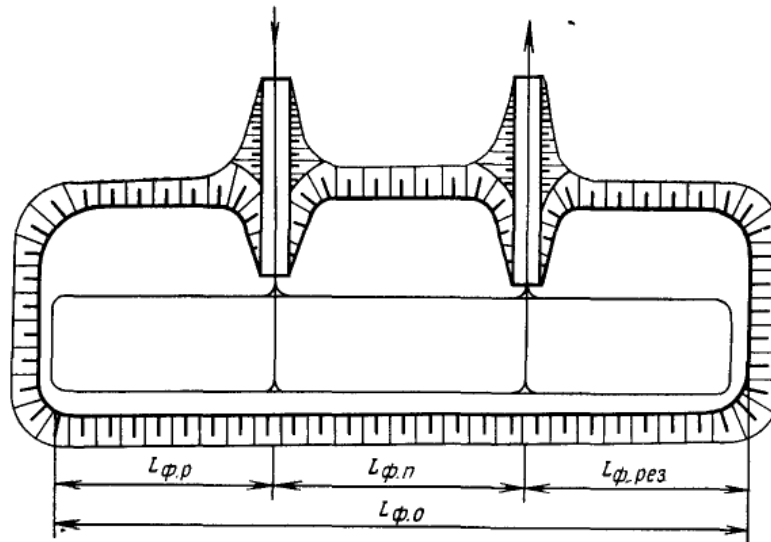


Рис.5.3. Схема бульдозерного відвалу

Необхідна площа під відвал визначається за формулою:

$$S_0 = \frac{V_p k_{po}}{H_0 k_0}, \text{ м}^2 \quad (5.2)$$

де V_p – об’єм розкриву, що підлягає розміщенню на відвалі, м^3 ; k_{pb} – 1,1...1,2 – остаточний коефіцієнт розпушення породи у відвалі; H_b – висота відвалу, м; k_{bb} – коефіцієнт, що враховує використання площі відвалу (при одному уступі $k_{bb}=0,8...0,9$; при двох уступах $k_{bb}=0,6...0,7$).

Довжина фронту розвантаження

$$L_{\phi p} = N_a l_n, \text{ м}, \quad (5.3)$$

де l_n – 18...20 – ширина полоси по фронту, що займається автосамоскидом, м; N_a – число автосамоскидів, що одночасно розвантажуються:

$$N_a = N_{\text{ч}} \frac{t_{pm}}{60}, \quad (5.4)$$

t_{pm} – 1,5...2 – тривалість розвантаження і маневрування автосамоскиду, хв.; $N_{\text{ч}}$ – число автосамоскидів, що розвантажуються на відвалі протягом години:

$$N_{\text{ч}} = \frac{\Pi_{\text{кч}} k_{\text{нер}}}{V_a}, \quad (5.5)$$

$\Pi_{кч}$ – годинна продуктивність кар'єру по розкриву, м^3 ; $k_{нер}$ – 1,25...1,5 – коефіцієнт нерівномірності роботи кар'єру; V_a – об'єм розкриву, що перевозиться автосамоскидом за рейс, м^3 .

Довжина відвального фронту

$$L_{po} = 3L_{фр}. \quad (5.6)$$

Робочий парк бульдозерів

$$N_{бр} = \frac{V_{б}}{\Pi_{б}}, \quad (5.7)$$

де $V_{б}$ – змінний об'єм бульдозерних робіт, м^3 ; $\Pi_{б}$ – змінна продуктивність бульдозера, м^3 (див. ф-лу (3.21));

$$V_{б} = \Pi_{кч} T_{зм} k_3, \quad (5.8)$$

$T_{зм}$ – тривалість зміни, год; k_3 – 0,5...0,7 – коефіцієнт заваленості відвалу породою.

Інвентарний парк бульдозерів на відвалі

$$N_{бо} = N_{бр} k_{ин}, \quad (5.9)$$

де $k_{ин}=1,3...1,4$ – коефіцієнт інвентарного парку бульдозерів [1].

5.4. Відвалоутворення при залізничному транспорті

При залізничному транспорті для складування розкривних порід на відвалах головним чином застосовуються мехлопати, драглайни, бульдозери.

5.4.1. Екскаторне відвалоутворення

Робота відвальних екскаваторів включає екскавацію породи, що розвантажується з думпкарів, і вкладання її у відвали. Під час застосування *мехлопати* відвальний уступ поділяється на два підступи. Мехлопата розміщується в покрівлі нижнього підступу. Для зручності прийому і наступної екскавації породи, що розвантажується з думпкарів, екскаватор в покрівлі нижнього підступу утворює спеціальну приймальну виїмку довжиною, рівною полуторній або подвійній довжині думпкару, і глибиною 0,8-1 м (рис.5.4). Локомотивопотяг на відвал подається вагонами вперед. У

приймальну виїмку думпкари розвантажуються по чергово. Вкладання породи екскаватором у відвал проводиться в трьох напрямках: вперед за ходом в нижній підступ, у бік розвитку відвалу під укіс нижнього підступу і назад у верхній підступ. Відсипавши нижній підступ або одночасно нижній і верхній підступи в межах радіуса дії, екскаватор переміщується вздовж фронту розвантаження на відстань, що визначається його лінійними параметрами, знов споруджує приймальний бункер і проводить переекскавацію породи. Після відсипки по всій довжині тупика обох підступів на ширину відвальної заходки переукладають залізничний шлях на нову трасу і екскаватор відсипає нову заходку [3].

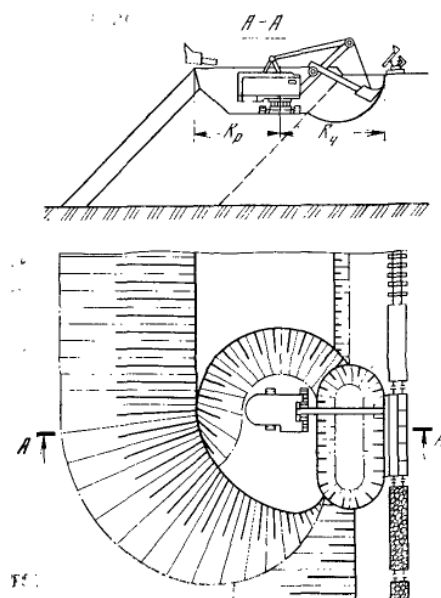


Рис. 5.4. Схема відвалоутворення з використанням мехлопати

Основними параметрами екскаваторного відвалу є висота відвального уступу $h_{в}$, крок переукладання відвальних шляхів $A_{в}$, довжина відвального тупика $L_{вт}$.

Рациональна висота відвального уступу залежить від параметрів екскаватору, фізико-технічних характеристик порід основи відвалу і порід, що складаються, рельєфу поверхні і складає на рівнинній місцевості 15-30 м, а в гористій – 70 м і більше. Висота верхнього підступу залежить від висоти розвантаження екскаватору і змінюється в межах 4-9 м.

Крок переукладання відвальних шляхів залежить від лінійних параметрів екскаватору і визначається за формулою:

$$A_B = (R_{\text{ч}} + R_{\text{р}})k_{\text{п}}, \text{ м} \quad (5.10)$$

де $R_{\text{ч}}$, $R_{\text{р}}$ – відповідно радіус черпання і розвантаження екскаватора, м; $k_{\text{п}}=0,85-0,9$ – коефіцієнт, що враховує використання лінійних параметрів екскаватора.

Для екскаваторів з ємністю ковша від 5 до 12 м³ крок переукладання змінюється в межах 25-35 м.

Оптимально довжина відвальних тупиків встановлюється на основі техніко-економічних розрахунків і складає 1500-2000 м. Це забезпечує найбільш економічне використання гірничого і транспортного обладнання.

При встановлених основних параметрах відвалу решта параметрів визначається наступним чином:

1. Приймальна здатність відвального тупика $V_{\text{вТ}}$ між двома переукладаннями шляху:

$$V_{\text{вТ}} = \frac{h_{\text{в}}A_{\text{в}}L_{\text{вТ}}}{k_{\text{рв}}}, \text{ м}^3. \quad (5.11)$$

2. Тривалість роботи відвального тупика $t_{\text{рТ}}$ між двома переукладаннями шляху:

$$t_{\text{рТ}} = \frac{V_{\text{вТ}}}{V_{\text{д}}}, \text{ діб}, \quad (5.12)$$

де $V_{\text{д}}$ – добова приймальна здатність (по об'єму в цілику) відвального тупика, м³:

$$V_{\text{д}} = n_{\text{с}}n_{\text{в}}q_{\text{ван}}\frac{1}{\gamma_{\text{ц}}}; \quad (5.13)$$

$n_{\text{с}}$ – число локомотивопотягів, що можуть бути розвантажені за добу; $n_{\text{в}}q_{\text{ван}}/\gamma_{\text{ц}}$ – об'єм розкриву (в цілику), що перевозиться локомотивопотягом, м³:

$$n_{\text{с}} = \frac{k_{\text{нр}}T_{\text{с}}}{t_0 + t_{\text{р}}}; \quad (5.14)$$

$k_{\text{нр}}=0,85-0,95$ – коефіцієнт, що враховує нерівномірність роботи транспорту; $T_{\text{с}}$ – тривалість роботи тупика за добу, год; t_0 – тривалість обміну локомотивопотягу на відвалі, год.:

$$t_0 = \frac{2L_0}{v_{\text{л}}} + \tau, \quad (5.15)$$

L_0 – відстань від обмінного пункту до середини відвального тупика, км;
 $v_{\text{л}}$ – середня швидкість руху локомотивоскладу по відвальним шляхам, км/год;
 τ – тривалість залізничного зв'язку, год; t_p – тривалість розвантаження локомотивоскладу, год.:

$$t_p = n_{\text{в}} t_{\text{в}}, \quad (5.16)$$

$n_{\text{в}}$ – число думпкарів в локомотивопотязі; $t_{\text{в}}$ – тривалість розвантаження думпкару, год.

3. Кількість відвальних тупиків у роботі $N_{\text{тр}}$:

$$N_{\text{тр}} = \frac{V_{\text{вд}}}{V_{\text{д}}}, \quad (5.17)$$

де $V_{\text{вд}}$ – добовий об'єм розкриву, що поступає у відвал, м³.

4. Кількість тупиків на відвалі з врахуванням резерву $N_{\text{то}}$:

$$N_{\text{то}} = N_{\text{тр}} \left(1 + \frac{t_{\text{пт}}}{t_{\text{рт}}} \right), \quad (5.18)$$

де $t_{\text{пт}}$ – тривалість переукладки шляху на відвальному тупику, діб.

Для забезпечення безперебійної і високоефективної роботи відвального тупика повинна виконуватися умова рівності його приймальної здатності і продуктивністю екскаватора за той же відрізок часу:

$$\frac{k_{\text{нр}} T_{\text{с}}}{\gamma_{\text{ц}} (t_0 + t_p)} n_{\text{в}} q_{\text{ван}} = \frac{3600 E k_{\text{нк}} k_{\text{в}}}{t_{\text{ц}} k_{\text{рк}}} T_{\text{с}}, \quad (5.19)$$

де $k_{\text{нк}}$ – коефіцієнт наповнення ковша екскаватора; E – місткість ковша відвального екскаватора, м³; $k_{\text{в}}$ – коефіцієнт використання відвального екскаватора в часі; $k_{\text{рк}}$ – коефіцієнт розпушення породи в ковші екскаватора.

З наведеної умови можна визначити оптимальну тривалість обміну локомотивопотягу при відомій місткості ковша відвального екскаватора:

$$t_0 = \frac{k_{\text{нр}} n_{\text{в}} q_{\text{ван}} t_{\text{ц}} k_{\text{рк}}}{3600 E k_{\text{нк}} k_{\text{в}} \gamma_{\text{ц}}} - t_p. \quad (5.20)$$

Знаючи тривалість обміну локомотивопотягу, можна визначити місце розташування обмінного пункту.

Аналогічно, за наведеною умовою, знаючи тривалість обміну локомотивопотягу, можливо визначити місткість ковша відвального екскаватора і обрати модель:

$$E = \frac{k_{\text{нр}} n_{\text{в}} q_{\text{ван}} t_{\text{ц}} k_{\text{рк}}}{3600(t_0 + t_p) \gamma_{\text{ц}} k_{\text{нк}} k_{\text{в}}} \quad (5.21)$$

Продуктивність мехлопат на відвалі в 1,2–1,3 рази вище їх продуктивності в забої, це пояснюється більш високим значенням коефіцієнту екскавації і коефіцієнту використання екскаватора у часі. Використання мехлопат на відвалах можливе при складуванні порід будь-якої міцності.

Для складування м'яких і гарно подрібнених скельних і напівскельних порід раціонально застосовувати драглайни (рис. 5.5). Відвалоутворення з застосуванням драглайнів аналогічно відвалоутворенню за допомогою мехлопат.

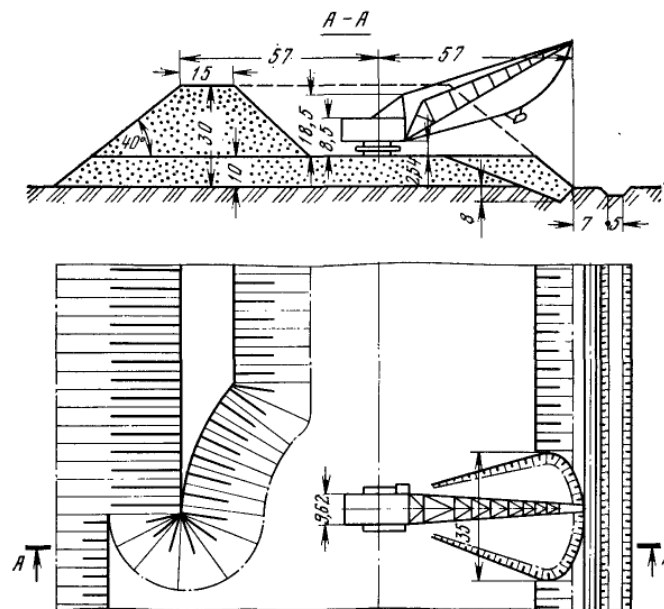


Рис. 5.5. Схема відвалоутворення з використанням драглайну

Схеми відвалоутворення з застосуванням *драглайнів* відрізняються кількістю тупиків, що обслуговуються драглайном, способом відсипки відвальних ярусів і порядком їх заповнення. Ширина відвальної заходки більше, ніж при застосуванні мехлопат, і змінюється в межах 30-100 м. Збільшення ширини заходки приводить до значного зменшення об'ємів шляхоукладочних робіт. Недоліком відвалоутворення за допомогою драглайнів

є складність роботи при тумані, снігопаді, сильному повітрі, великі капітальні витрати на придбання екскаваторів. На відвалах широко застосовуються екскаватори ЕШ з ковшем місткістю до 20 м³ [2].

5.4.2. Бульдозерне відвалоутворення

Під час бульдозерного відвалоутворення при застосуванні залізничного транспорту відвальний уступ поділяється на два підступи. Транспортні шляхи розташовуються на покрівлі верхнього підступу, порода розвантажується на покрівлю нижнього підступу і далі бульдозерами переміщується до його укосу.

Висота верхнього підступу приймається такою, щоб розвантажена з думпкару порода була нижче рівня шляху, тобто повинна бути в межах 1,5-2,5 м. Висота нижнього підступу приймається за умовою стійкості його укосу.

Ширина відвальної заходки (крок переукладки шляхів) визначається продуктивністю бульдозера, об'ємом розкриття, що поступає на відвал, корисною масою поїзду, схемою шляхового розвитку на відвалі і витратами на пересування відвальних шляхів. Економічно доцільна ширина відвальної заходки змінюється в межах 30-70м. Раціональна довжина відвального тупика знаходиться в межах 1,2-1,5 км.

Розрізняють торцеву, фронтальну і комбіновану схеми бульдозерного відвалоутворення (рис. 5.6.) При *торцевій* схемі складування породи здійснюється діагональними проходами бульдозера. Довжина фронту розвантаження дорівнює довжині локомотивопотягу або більше. Схема застосовується при нарощуванні тупика і відсипці нижнього підступу (рис. 5.6, а).

При *фронтальній* схемі порода переміщується найкоротшим шляхом, тобто по нормалі до фронту відвалу. Може працювати один чи декілька бульдозерів. Схема застосовується при відсипці нижнього підступу (рис. 5.6, б).

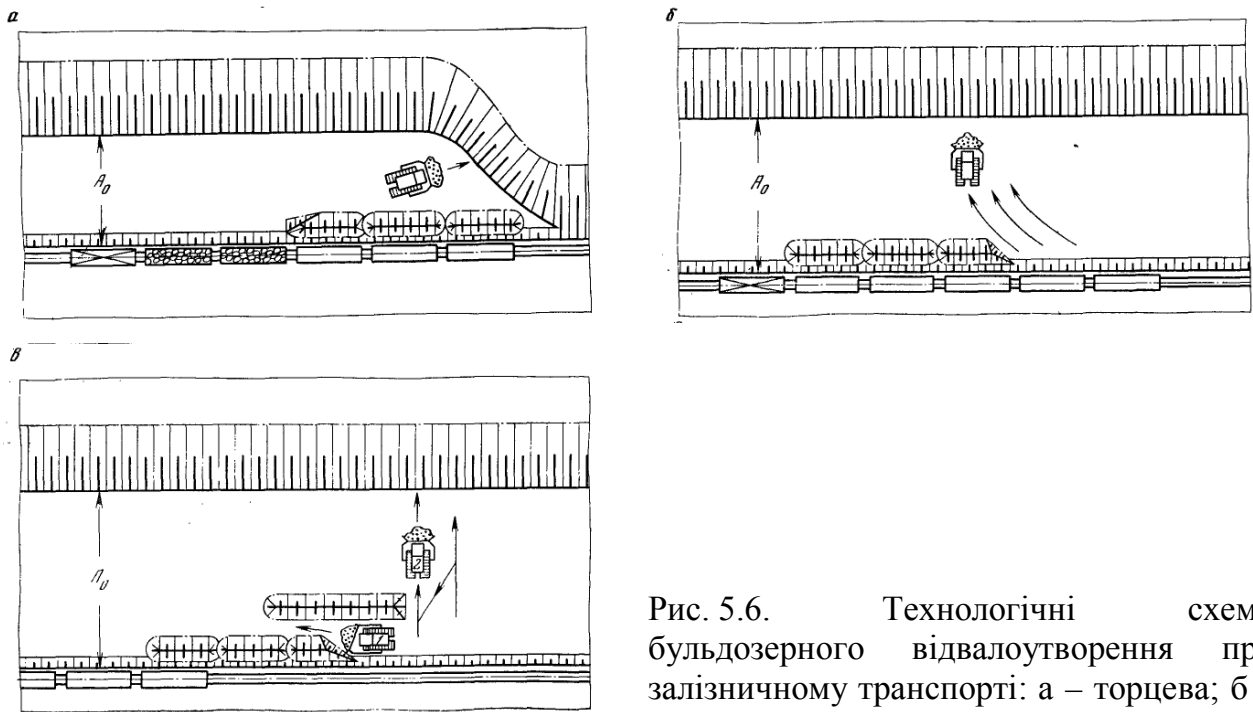


Рис. 5.6. Технологічні схеми бульдозерного відвалоутворення при залізничному транспорті: а – торцева; б – фронтальна; в – комбінована

При *комбінованій* схемі працюють мінімум два бульдозера, які мають різні технологічні функції. Перший бульдозер з поворотним відвалом переміщує породу з навалу на невелику відстань в проміжне положення, створюючи фронт для розвантаження чергового локомотивопотягу і для роботи другого бульдозера з неповоротним відвалом. Другий бульдозер по найкоротшій відстані переміщує породу під укіс уступу. Схема характеризується високою продуктивністю і застосовується при відсіпці нижнього підступу (рис. 5.6, в) [1].

Переваги бульдозерного відвалоутворення: незалежність кроку переукладання шляхів від лінійних параметрів бульдозера; висока приймальна здатність відвального тупика; невеликі капітальні і експлуатаційні витрати.

Недоліки: залежність продуктивності бульдозера від кліматичних умов; типу порід, що складаються, підвищений знос ходової частини бульдозерів; великий розхід палива.

Бульдозерний спосіб відвалоутворення доцільно застосовувати на відвалах висотою більше 20 м при складуванні м'яких і напівскельних порід, що гарно подрібнені. Ефективність бульдозерного відвалоутворення

підвищується при використанні бульдозерів потужністю 350-500 кВт. Замість бульдозерів також можуть застосовуватися навантажувачі.

5.5. Відвалоутворення при конвеєрному транспорті

Під час транспортування розкриву стрічковими конвеєрами відвалоутворення зазвичай здійснюється консольними стрічковими відвалоутворювачами (рис. 5.7).

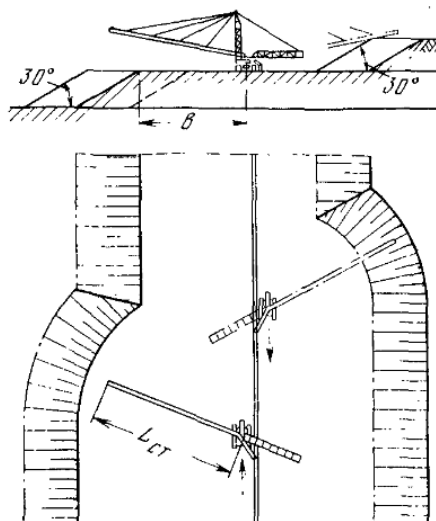


Рис.5.7. Схема відсипки відвалу консольним відвалоутворювачем

Консольний відвалоутворювач являє собою одноопорну металеву ферму, що змонтована на поворотній платформі, яка має самостійний хід. Процес відвалоутворення з використанням консольних стрічкових відвалоутворювачів включає наступні основні операції: прийом; транспортування і вкладання породи у відвал; планування поверхні відвалу; пересування стрічкових конвеєрів.

Технологічне відвальне обладнання включає відвальний стрічковий конвеєр, що доставляє породу у відвал, і консольний стрічковий відвалоутворювач, що приймає породу з відвального конвеєра і вкладає її у відвал. З метою збільшення приймальної здатності відвалу між відвалоутворювачем і відвальним конвеєром встановлюється стрічковий перевантажувач.

Породу у відвал можна відсипати в один і два яруси. У випадку двохярусного відвалу спочатку відсипається нижній ярус, а при зворотному ході – верхній. Відвальна заходка відсипається шляхом повороту відвальної консолі в горизонтальній площині. Під час використання консольних стрічкових відвалоутворювачів фронт робіт може розвиватися по віялоподібній і паралельній схемам. Поверхня відвалів планується бульдозерами.

Висота відвалу, що утворюється консольним стрічковим відвалоутворювачем, залежить від фізико-технічних характеристик порід і лінійних параметрів відвалоутворювача. Під час двохярусної відсипки вона складає 50-70 і 35-40 м відповідно для сухих і вологих порід.

Ширина відвальної заходки залежить від лінійних параметрів відвалоутворювача, стійкості порід і визначається за формулою:

$$A_{\text{в}} = L_{\text{ст}} - b_{\text{б}}, \text{ м}, \quad (5.22)$$

де $L_{\text{ст}}$ – виліт стріли відвалоутворювача, м; $b_{\text{б}}$ – безпечна відстань від осі відвалоутворювача до верхньої бровки відвального уступу, м.

Вкладання породи у відвал консольними відвалоутворювачами повинна проводитися рівномірно по всьому фронту. Для запобігання поломок відвалоутворювача між кінцем розвантажувальної консолі і гребенем відвалу необхідно залишати зазор не менше 1,5 м. Траса переміщення відвалоутворювача повинна бути заздалегідь спланована і осушена [9].

ЛІТЕРАТУРА

1. Томаков П.И. Технология, механизация и организация открытых горных работ: учеб. для вузов/ Томаков П.И., Наумов И.К. – М: Недра, 1986. – 310 с.
2. Томаков П.И. Технология, механизация и организация открытых горных работ: монография /Томаков П.И., Наумов И.К. – М: МГИ, 1992. – 464с.
3. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ/ Ржевский В.В. – М: Недра, 1978. – 520 с.
4. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация / Ржевский В.В. – Ленанд, 2015. – 552 с.
5. Дриженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи/ Дриженко А.Ю. – Дніпропетровськ: НГУ, 2014. – 590 с.
6. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов. – Л: Стройиздат, 1977. – 366 с.
7. Ржевский В.В. Открытые горные работы: учеб. / Ржевский В.В. – М.: Недра, 1985. – 509 с.
8. Дриженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи: терміни та їх визначення: навч. посіб. / А.Ю. Дриженко, О.О. Шустов– Д.: НГУ, 2010. – 164 с.
9. Фролов О.О. Керування енергетичними потоками при вибуховому руйнуванні гірських порід на кар'єрах: монографія/ О.О. Фролов, А.І. Крючков, Т.В. Косенко. – Київ: КПІ ім. Ігоря Сікорського, Вид-во «Політехніка», 2019. – 196 с.
10. Комплексные решения для вашего бизнеса. Каталог техники САТ: машины, двигатели, навесное оборудование. – Цепеллин Украина ТОВ, 2018. – 210 с.
11. 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.