Міністерство освіти і науки України
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»



І.Л. Гуменик
Г.Я. Корсунський
О.В. Ложніков

ТЕХНОЛОГІЯ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Навчальний посібник

Дніпропетровськ
НГУ
2014

УДК: 622.271(075.8)
ББК 33.22я73
Г 94

Рекомендовано Міністерством освіти і науки України як навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів (лист № 1/11-668 від 21.01.14 р.)

Рецензенти:

Блізнюков В.Г. – д-р техн. наук, професор кафедри відкритих гірничих робіт Державного ВНЗ «Криворізький національний університет»;

Перегудов В.В. – д-р техн. наук, директор ДП «ДПІ «Кривбаспроект»;

Четверик М.С. – д-р техн. наук, завідувач відділу геомеханічних основ технології відкритої розробки Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України.

Науково-методична комісія з гірництва Міністерства освіти і науки України

Гуменик, І.Л.

Г 94 Технологія відкритої розробки пологих родовищ корисних копалин : навч. посіб. / І.Л. Гуменик, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложніков ; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д. : НГУ, 2014. – 310 с.

ISBN 978-966-350-461-2

У навчальному посібнику викладені основні відомості про технологію розкриття і розробки пологих родовищ. Наведені необхідні розрахункові формули для визначення параметрів і показників технологічних схем будівництва кар'єрів і розробки пологих родовищ. Показана динаміка розвитку гірничих робіт від будівництва кар'єру до завершення розробки родовища. Подані методи вибору раціональних технологічних схем комплектації гірничого обладнання, організації і планування гірничих робіт при розробці пологих родовищ корисних копалин. Наведена технологія формування і розробки техногенних родовищ, а також викладені основні вимоги до неї. Розглянуті теоретичні основи і технологічні схеми раціонального природокористування.

Навчальний посібник рекомендується студентам галузі знань 0503 «Розробка корисних копалин».

УДК: 622.271(075.8)
ББК 33.22я73

© І.Л. Гуменик, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложніков, 2014
© Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», 2014

ISBN 978-966-350-461-2

ЗМІСТ

СИМВОЛИ ОДИНИЦЬ ФІЗИЧНИХ ВЕЛИЧИН 7

ВСТУП 9

1. РОЗКРИТТЯ ПОЛОГИХ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН 11

1.1. Гірничо-геометричний аналіз пологих родовищ і календарний план розвитку гірничих робіт 11

1.2. Технологія проведення капітальних траншей гірничими машинами 16

1.2.1. Загальні поняття про капітальну траншею 16

1.2.2. Технологія проведення капітальної траншеї крокуючим екскаватором (драглайном) 20

1.2.3. Технологія проведення капітальної траншеї механічною лопатою з завантаженням у автосамоскиди 21

1.2.4. Технологія проведення капітальної траншеї роторним екскаватором 24

1.2.5. Комбінована схема проведення капітальних траншей 27

1.3. Технологія проведення розрізних траншей гірничими машинами 30

1.3.1 Загальні відомості про розрізну траншею 30

1.3.2. Проведення розрізної траншеї крокуючим екскаватором по розкривних породах і механічною лопатою – по корисних копалинах 34

1.3.3. Проведення розрізної траншеї механічними лопатами по розкривних породах і корисних копалинах 37

1.3.4. Проведення розрізної траншеї роторним екскаватором по розкривних породах і механічною лопатою по корисних копалинах 38

1.3.5. Визначення ефективності технології і організації проведення капітальної і розрізної траншей гірничим обладнанням 43

1.4. Динаміка проведення капітальної і розрізної траншей гірничим обладнанням 50

1.4.1. Проведення капітальної і розрізної траншеї механічною лопатою з завантаженням порід у автосамоскиди (розкривається два горизонти кар'єру) 50

1.4.2. Проведення драглайном капітальної і розрізної траншей по розкривних породах (розкривається один горизонт) 55

1.4.3. Проведення капітальної і розрізної траншей по розкривних породах драглайном і механічною лопатою (розкривається один горизонт) 61

1.4.4. Проведення капітальної і розрізної траншей по розкривних породах драглайном і механічною лопатою (розкривається два горизонти) 67

1.4.5. Проведення капітальної і розрізної траншей по розкривних породах роторним комплексом (розкриваються три горизонти кар'єру) 71

1.5. Схеми розкриття пологих родовищ корисних копалин 76

1.5.1. Схема розкриття родовища парними траншеями 77

1.5.2. Схема розкриття родовища окремими капітальними траншеями 78

1.5.3. Схема розкриття родовища груповими капітальними траншеями 80
1.5.4. Схема розкриття родовища загальною траншеєю..... 81

2. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ РОДОВИЩ 85

2.1. Безтранспортна система розробки пологих родовищ..... 85
2.1.1. Загальні положення..... 85
2.1.2. Безтранспортна система розробки при розташуванні драглайна на розкривному уступі 86
2.1.3. Безтранспортна система розробки при розташуванні драглайна на передвідвалі 90
2.1.4. Безтранспортна система розробки при розташуванні драглайнів на розкривному уступі і передвідвалі 96
2.2. Транспортно-відвальна система розробки пологих родовищ..... 102
2.2.1. Загальні положення..... 102
2.2.2. Транспортно-відвальна система з використанням консольного відвалоутворювача..... 102
2.2.3. Транспортно-відвальна система з використанням транспортно-відвального мосту..... 106
2.3. Транспортна система розробки пологих родовищ 108
2.3.1. Загальні положення..... 108
2.3.2. Транспортна система розробки з використанням автосамоскидів.. 108
2.4. Комбінована система розробки пологих родовищ корисних копалин 110
2.4.1. Загальні відомості..... 110
2.4.2. Комбінована система з використанням гірничого обладнання циклічної дії 111
2.4.3. Комбінована система з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії 118
2.4.4. Комбінована система з використанням гірничого обладнання поточної дії 125
2.5. Організація і планування гірничих робіт при розробці пологих родовищ 127
2.5.1. Організація і планування гірничих робіт при безтранспортній системі розробки..... 127
2.5.2. Організація і планування гірничих робіт при комбінованій системі розробки..... 129
2.6. Рекультивація земель, порушених відкритими гірничими роботами 132
2.6.1. Традиційні підходи до рекультивації порушених земель..... 132
2.6.2. Розробка нових технологічних рішень для підвищення ефективності ведення рекультиваційних робіт..... 134

3. ДИНАМІКА РОЗВИТКУ ГІРНИЧИХ РОБІТ ПРИ РОЗРОБЦІ ПОЛОГИХ РОДОВИЩ..... 149

3.1 Основні відомості 149

3.2. Загальна структура динаміки розробки пологого родовища..... 149
3.3. Динаміка розвитку гірничих робіт при простій безтранспортній системі розробки 152
3.4. Динаміка розвитку гірничих робіт при ускладненій безтранспортній системі розробки 155
3.4. Динаміка розвитку гірничих робіт при транспортно-відвальній системі розробки 161
3.5. Динаміка розвитку гірничих робіт при комбінованій системі розробки..... 163
3.5.1. Динаміка розвитку гірничих робіт при комбінованій системі розробки з використанням гірничого обладнання циклічної дії..... 164
3.5.2. Динаміка розвитку гірничих робіт при комбінованій системі розробки з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії..... 169
3.5.3. Динаміка розвитку гірничих робіт при комбінованій системі розробки з використанням гірничого обладнання поточної дії..... 172

4. РАЦІОНАЛЬНЕ ПРИРОДОКОРИСТУВАННЯ 177

4.1. Загальні відомості..... 177
4.2. Сутність комплексного використання родовищ мінеральної сировини..... 178
4.3. Концепція переорієнтування розвитку мінерально-сировинної бази України на використання супутніх корисних копалин 178
4.4. Систематизація покладів СКК за умовами розробки..... 180
4.5. Технологія селективної розробки СКК технікою циклічної дії..... 183
4.6. Технологія селективної розробки СКК технікою безперервної дії 188
4.7. Технологія селективної розробки супутніх корисних копалин мобільним обладнанням..... 193
4.8. Раціональні сфери застосування технології селективної розробки в залежності від гірничо-геологічних родовища..... 198
4.9. Вибір та обґрунтування параметрів технологічних схем селективної розробки родовищ при видобуванні СКК 202
4.9.1. Розробка супутньої копалини, розташованої у середній частині розкривних порід 202
4.9.2. Розробка супутньої копалини, розташованої у верхній частині розкривних порід 209
4.9.3. Розробка супутньої копалини, розташованої у середній частині розкривних порід, із перевалкою породи на уступ, що знаходиться нижче 211

5. ФОРМУВАННЯ ТА РОЗРОБКА ТЕХНОГЕННИХ РОДОВИЩ 217

5.1 Загальні відомості..... 217
5.2. Існуючі схеми складування розкривних порід..... 217
5.3. Вимоги до формування техногенних родовищ..... 218
5.4. Схеми складування супутніх корисних копалин у ТР..... 219
5.5. Класифікація техногенних формувань при відкритій розробці родовищ 223

5.6. Типові схеми формування техногенних родовищ 225
5.7. Систематизація умов створення техногенних родовищ..... 228
5.8. Визначення параметрів технологічних схем розробки техногенних родовищ 231
5.8.1. Вибір та обґрунтування технологічних схем розробки ТР..... 231
5.8.2. Вибір і розрахунок параметрів роботи гірничого обладнання при розробці однокомпонентного ТР типу внутрішній відвал 235
5.8.3. Вибір і розрахунок параметрів роботи гірничого обладнання при розробці однокомпонентного ТР типу зовнішній відвал 239
5.8.4. Вибір і розрахунок параметрів роботи гірничого обладнання при розробці двокомпонентного ТР типу внутрішній відвал..... 240
5.8.5. Вибір і розрахунок параметрів роботи гірничого обладнання при розробці трикомпонентного ТР типу зовнішній відвал..... 245
5.8.6. Розрахунок параметрів роботи виймально-навантажувального й транспортного обладнання для селективного виймання СКК 246
6. ТЕСТОВИЙ КОНТРОЛЬ ЗНАНЬ З ТЕХНОЛОГІЇ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ РОДОВИЩ..... 249
6.1. Тестовий контроль знань до першого розділу..... 249
6.2. Тестовий контроль знань до другого розділу 252
6.3.Тестовий контроль знань до третього розділу 255
6.4.Тестовий контроль знань до четвертого розділу 258
6.5.Тестовий контроль знань до п’ятого розділу..... 262
7. КОНТРОЛЬНІ ЗАВДАННЯ..... 267
7.1. Контрольні завдання до першого розділу 267
7.2. Контрольні завдання до другого розділу 277
7.3. Контрольні завдання до третього розділу 292
7.4. Контрольні завдання до четвертого розділу 295
7.5. Контрольні завдання до п’ятого розділу 299
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ..... 305
ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК..... 307

СИМВОЛИ ОДИНИЦЬ ФІЗИЧНИХ ВЕЛИЧИН

Фізична величина	Одиниці	
	символ	позначка
Безпечна відстань екскаватора від верхньої брівки уступу	B_B	м
Висота зовнішнього відвалу від проведення капітальної траншеї	$H_{O.K}$	м
Висота внутрішнього відвалу	H_O	м
Глибина капітальної траншеї	H_T	м
Довжина капітальної траншеї	L_K	м
Довжина зовнішнього відвалу від проведення капітальної траншеї	$L_{O.K}$	м
Довжина фронту по розкривних породах	$L_{P.B}$	м
Довжина фронту по корисних копалинах	$L_{P.П}$	м
Коефіцієнт розкриву	K	
Коефіцієнт розпушення розкривних порід	K_P	
Коефіцієнт використання екскаватора в часі	K_B	
Коефіцієнт наповнення породою ковша екскаватора	K_H	
Коефіцієнт переекскавації розкривних порід	$K_П$	
Кут нахилу поверхні відвалу з об'єднаною поверхнею	ω	град.
Кут укосу бортів траншеї	γ	град.
Кут укосу борта розрізної траншеї по корисних копалинах	α	град.
Кут укосу породного відвалу	β	град.
Місткість ковша екскаватора	E	$м^3$
Максимальна висота верхнього черпання екскаватора	$H_{B.Ч}$	м
Нахил капітальної траншеї	i	‰
Об'єм капітальної траншеї	V_K	$м^3$
Об'єм корисної копалини у межах кар'єрного поля	$V_{ПИ}$	$м^3$
Об'єм розкривних порід у межах кар'єрного поля	$V_{В.П}$	$м^3$
Площа землі під внутрішній відвал	$S_{ВН.О}$	$м^2$
Площа зовнішнього відвалу	$S_{ВН.О}$	$м^2$
Продуктивність драглайна	$Q_{ЕШ}$	$м^3$/рік
Продуктивність механічної лопати	Q_E	$м^3$/рік
Продуктивність роторного екскаватора	Q_P	$м^3$/рік
Потужність розкривних порід	H	м
Потужність корисної копалини	h	м
Результуючий кут укосу відвальних порід	β_P	град.
Річний об'єм розкривних порід	Q_B	$м^3$/рік
Річне посування фронту гірничих робіт	$П$	м/рік
Річна потужність кар'єру	Q_K	т/рік
Середня потужність корисних копалин у межах гірничого поля	h_C	м

Середня потужність розкривних порід у межах гірничого поля	H_C	м
Ступінь селекції	h_E	
Термін проведення капітальної траншеї	t_K	діб
Термін циклу роботи екскаватора	$t_Ц$	с
Ширина похилих майданчиків капітальної траншеї	b	м
Ширина зовнішнього відвалу від проведення капітальної траншеї	$Ш_{О.К}$	м
Ширина заходки екскаватора	A	м
Ширина кар'єрного поля	L	м
Ширина майданчику нагорі відвалу від розрізної траншеї	$Д$	м
Ширина підсипки укосу розкривного уступу на рівні робочого майданчика	X	м
Ширина розрізної траншеї знизу	B	м
Щільність корисної копалини	ρ_O	т/м^3

ВСТУП

Навчальний посібник призначений для студентів спеціальності 7.8.05030101 «Розробка родовищ та видобування корисних копалин», які вивчають дисципліни «Геотехнології гірництва» (нормативна), «Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин», «Спорудження відкритих гірничих виробок», «Раціональне природокористування», «Рекультивація земель, порушених відкритими гірничими роботами».

Навчальний процес включає лекції, практичні заняття, виконання курсового і дипломного проектів, самостійну роботу поза аудиторією.

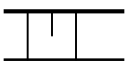
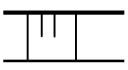
Самостійна робота направлена на поглиблення фундаментальних і професійних знань, тому забезпечення її фаховою методичною літературою є однією з актуальних проблем сучасної вищої школи.

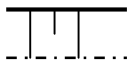
Мета навчального посібника – надати студентам знання, уміння і навички, які необхідні гірничому інженеру у професійній діяльності (технологія, проектування, організація гірничих робіт і керування ними).

Навчальний посібник **«Технологія відкритої розробки пологих родовищ корисних копалин»** спрямовано на забезпечення і допомогу студентам у самостійному опануванні основних питань гірничого виробництва – розкриття, організація і технологія розробки пологих родовищ корисних копалин; формування і розробка техногенних родовищ, а також раціональне природокористування. Це досягається стислим і чітким викладенням теоретичного і практичного матеріалу. Для самоконтролю знань у навчальному посібнику наведені тести і контрольні індивідуальні завдання.

Індивідуальні завдання підібрані таким чином, щоб їх виконання формувало у студента певні уявлення стосовно технології розкриття і розробки пологих родовищ у динаміці розвитку гірничих робіт, побудови розрізів і планів технологічних схем гірничих робіт.

У навчальному посібнику використовуються такі позначення:

 – укіс розкривного уступу;  – укіс видобувного уступу;

 – укіс відвального уступу (ярусу).

Площі позначаються великою літерою латинського алфавіту, наприклад – S_B, $S_{B.H}$, S_K.

Об'єм гірничих виробок позначається великою літерою латинського алфавіту, наприклад – V_K, V_P, V_{K1}, V_{P1}.

Виробнича потужність кар'єру і гірничого обладнання позначаються великою літерою латинського алфавіту, наприклад – Q_K, $Q_{M.Л}$, $Q_{ЕШ}$.

1. РОЗКРИТТЯ ПОЛОГИХ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Розглянуті питання пов'язані з методикою гірничо-геометричного аналізу і складанням календарного плану розробки пологих родовищ, технологією проведення капітальних і розрізних траншей гірничими машинами циклічної і поточної дії залежно від схем розкриття родовища.

Подано основні визначення, а також формули, необхідні для встановлення параметрів капітальних та розрізних траншей.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти: складати календарний план розробки родовища; розраховувати параметри і зображувати капітальні і розрізні траншеї залежно від схеми розкриття родовища; обирати схему розкриття пологого родовища.

1.1. Гірничо-геометричний аналіз пологих родовищ і календарний план розвитку гірничих робіт

Ефективність розкриття родовища, а також поточного і перспективного планування гірничих робіт в умовах гірничого виробництва значною мірою залежить від знань геологічних умов залягання корисної копалини. Для вирішення цієї задачі рекомендується виконати ***гірничо-геометричний аналіз родовища*** [1]. Розрахунки під час його виконання ліпше здійснювати за допомогою комп'ютерних технологій.

Вихідними даними для гірничо-геометричного аналізу пологих родовищ в межах кар'єрного поля є план гірничих робіт і геологічні дані свердловин з визначенням потужності розкриву і корисної копалини. В межах кар'єрного поля проводяться паралельні лінії у напрямку переміщення фронту гірничих робіт, які розділяють його на блоки. Відстань між паралельними лініями визначається залежно від точності розрахунків. Чим вона менше, тим точніші результати гірничо-геометричного аналізу родовища. Рекомендується цю відстань приймати у діапазоні 50 – 100 м, а також мати у кожному блоці не менш 10 свердловин. Якщо їх кількість недостатня, треба визначити допоміжні свердловини за допомогою інтерполяції між геологічними свердловинами. Послідовність виконання зазначеної роботи наведена на рис. 1.1.

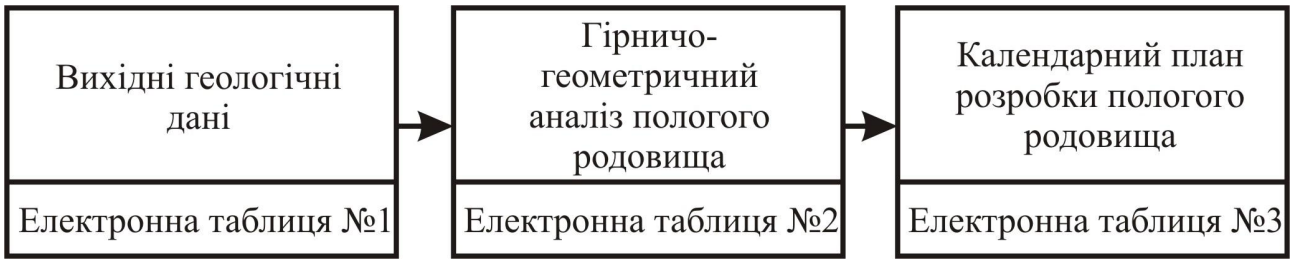


Рис. 1.1. Структурна схема з виконання гірничо-геометричного аналізу пологих родовищ і складання календарного плану розвитку гірничих робіт

Відповідно до запропонованої методики гірничо-геометричний аналіз робиться за допомогою трьох електронних таблиць (табл. 1.1, 1.2, 1.3), які пов'язані між собою загальним програмним забезпеченням.

Структурно електронна таблиця №1 наведена нижче (табл. 1.1).

Таблиця 1.1

Вихідні дані геологічних умов залягання корисних копалин

№ блока	Св. №1		Св. №2		Св. №3, та інш.		Середня потужність	
	H, м	*h, м*	*H, м*	*h, м*	*H, м*	*h, м*	H_C, *м*	h_C, *м*
1								
2								
…								

У табл. 1.1 заносяться вихідні дані геологічних свердловин: потужність розкривних порід (H) і корисних копалин (h).

Після занесення у табл. 1.1 усіх показників (H, h) згідно з розробленим на кафедрі ВГР НГУ програмним продуктом виконуються розрахунки середньої потужності розкривних порід (H_C) і корисних копалин (h_C) в межах кожного блока**.**

Розрахунки здійснюються за формулами:

Середня потужність розкривних порід в межах кар'єрного поля:

$$H_C = \frac{\sum_{i=1}^{n} H_i}{n_i}, \text{ м}, \qquad (1.1)$$

де $\sum_{i=1}^{n} H_i$ – потужність розкривних порід за даними і-й свердловини, м; n_i – кількість свердловин у кожному блоці в межах кар'єрного поля.

Середня потужність корисних копалин в межах кар'єрного поля:

$$h_C = \frac{\sum_{i=1}^{n} h_i}{n_i}, \text{ м}, \qquad (1.2)$$

де $\sum_{i=1}^{n} h_i$ – потужність корисних копалин за даними i-й свердловини, м.

Структурно електронна таблиця №2 наведена нижче (табл. 1.2).

Таблиця 1.2

Гірничо-геометричний аналіз пологого родовища корисних копалин

№ блоків	Ширина блоку, м, ($l_Ш$)	Довжина блоку, м, ($l_Д$)	Середня потужність, м		Середня площа розрізу, м^2		Об'єм у блоці, м^3		Термін гірничих робіт у блоці, рік, (T)
			розкривних порід, (H_C)	корисних копалин, (h_C)	розкривних порід, (S_B)	корисних копалин, ($S_П$)	розкривних порід, (V_B)	корисних копалин, ($V_П$)	
1									
2									
…									

Електронні таблиці 1.1 і 1.2 пов'язані між собою параметрами H_C і h_C. Тобто, якщо H_C і h_C змінюються у табл. 1.1, то вони відповідно змінюються у табл. 1.2. Середнє значення параметрів $l_Ш$ і $l_Д$ визначається вимірами на плані гірничих робіт в кожному блоці.

Середня площа розрізу розкривних порід і корисних копалин розраховується за формулами:

$$S_В = l_Д H_C \text{, м}^2; \quad (1.3)$$

$$S_П = l_Д h_C \text{, м}^2. \quad (1.4)$$

Об'єм розкривних порід у блоці

$$V_В = S_В l_Ш \text{, м}^3. \quad (1.5)$$

Об'єм корисних копалин у блоці

$$V_П = S_П l_Ш \text{, м}^3. \quad (1.6)$$

Термін виконання гірничих робіт у блоці:

$$T = \frac{V_П \rho}{Q_К} \text{, рік}, \quad (1.7)$$

де $l_Д$, $l_Ш$ – довжина і ширина блоків, м; ρ – щільність корисної копалини, т/м^3; $Q_К$ – потужність кар'єру по корисних копалинах, т/рік.

Структурна електронна таблиця №3 наведена нижче (табл. 1.3).

Таблиця 1.3

Календарний план розробки пологого родовища корисних копалин для заданої річної потужності кар'єру по корисних копалинах ($Q_К$)

Рік виконання гірничих робіт, рік	Потужність, м		Довжина фронту видобувних робіт, м, ($L_Д$)	Річне посування фронту гірничих робіт, м/рік, ($П$)	Річний об'єм розкривних робіт, м^3/рік, ($Q_В$)	Коефіцієнт розкриву, м^3/м^3, (K)
	розкривних порід, (H)	корисних копалин, (h)				
2013						
2014						

В електронній таблиці 1.3 виконуються усі потрібні розрахунки для складання календарного плану розвитку гірничих робіт, а також визначення у залежності від потужності кар'єру по корисних копалинах ($Q_К$) потрібного річного об'єма розкривних робіт ($Q_В$). Це дає змогу визначити тип гірничого обладнання, що необхідно для забезпечення виконання запланованих об'ємів розкривних ($Q_В$) і видобувних робіт ($Q_К$). Також розраховуються середні річні потужності

розкривних порід (*Н)* і корисних копалин (*h*), довжина фронту видобувних робіт ($L_Д$), яка дорівнює довжині блоку ($l_Д$), річне посування фронту гірничих робіт (*П*) і коефіцієнт розкриву (*К*).

Програмне забезпечення електронної таблиці 1.3 здійснюється за формулами:

Річний об'єм розкривних порід:

$$Q_В = ПL_Д H \text{ , м}^3. \tag{1.8}$$

Річне просування фронту гірничих робіт:

$$П = \frac{Q_К}{L_Д h_Р} \text{, м/рік.} \tag{1.9}$$

Коефіцієнт розкриву:

$$К = \frac{H}{h} \text{, м}^3/\text{м}^3. \tag{1.10}$$

Приклад

Застосування методики для виконання гірничо-геометричного аналізу і календарного плану розробки родовища за умови річної потужності кар'єру $Q_К$ = 500 тис. т/рік по корисних копалинах із щільністю ρ = 1,1 наведено нижче.

Таблиця 1.4

Вихідні дані геологічних умов залягання корисних копалин
(Електронна таблиця 1)

№ блока	Св. №1		Св. №2		Св. №3		Св. №4		Св. №5		Середня потужність	
	Н, м	*h, м*	*Н, м*	*h, м*	*Н, м*	*h, м*	*Н, м*	*h, м*	*Н, м*	*h, м*	$H_С$, *м*	$h_С$, *м*
1	55	5	55	5,8	56	5,8	55	5,8	54	5,8	55,0	5,6
2	56	5,4	57	5,7	56	5,7	57	5,9	58	5,9	56,8	5,7
3	58	5,4	57	5,8	58	5,8	58	5,8	57	5,8	57,6	5,7
4	56	5	56	5,9	54	5,9	53	6,1	53	6,1	54,4	5,8
5	61	6	62	6,3	61	6,3	62	6,2	63	6,2	61,8	6,2
6	60	7	59	6,4	60	6,4	61	6,3	59	6,3	59,8	6,5

Таблиця 1.5

Гірничо-геометричний аналіз пологого родовища корисних копалин
(Електронна таблиця 2)

№ блоків	Ширина блоку, м, ($l_Ш$)	Довжина блоку, м, ($l_Д$)	Середня потужність, м		Середня площа розрізу, м^2		Об'єм у блоці, м^3		Термін гірничих робіт у блоці, рік, (*Т*)
			розкривних порід, ($H_С$)	корисних копалин, ($h_С$)	розкривних порід, ($S_В$)	корисних копалин, ($S_П$)	розкривних порід, ($V_В$)	корисних копалин, ($V_П$)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	100	1100	55,0	5,6	60500	6204	6050000	620400	1,1
2	100	1130	56,8	5,7	64184	6464	6418400	646360	1,2
3	100	1160	57,6	5,7	66816	6635,2	6681600	663520	1,2
4	100	1190	54,4	5,8	64736	6902	6473600	690200	1,3
5	100	1230	61,8	6,2	76014	7626	7601400	762600	1,4
6	100	1250	59,8	6,5	74750	8100	7475000	810000	1,5

Таблиця 1.6

Календарний план розробки пологого родовища корисних копалин для заданої річної потужності кар'єру по корисних копалинах Q_K=500000 т/рік

(Електронна таблиця 3)

Рік виконання гірничих робіт, рік	Потужність, м		Довжина фронту видобувних робіт, м, ($L_Д$)	Річне посування фронту гірничих робіт, м/рік, ($П$)	Річний об'єм розкривних робіт, м^3/рік, ($Q_В$)	Коефіцієнт розкриву, м^3/м^3, (K)
	розкривних порід, (H)	корисних копалин, (h)				
2013	55,0	5,6	1100,0	84,8	5444468	9,8
2014	56,8	5,7	1130,0	81,4	5544633	9,9
2015	57,6	5,7	1160,0	79,3	5617998	10,1
2016	56,0	5,8	1175,0	77,8	5413579	9,7
2017	54,4	5,8	1190,0	76,3	5212832	9,4
2018	61,8	6,2	1230,0	69,0	5565310	10,0
2019	59,8	6,5	1250,0	65,0	5142498	9,2

Таким чином, вище наведені електронні таблиці 1, 2, 3, які пов'язані загальним програмним забезпеченням, дозволяють оперативно зробити гірничо-геометричний аналіз і скласти календарний план, що у подальшому використовується для оперативного і перспективного планування розробки пологих родовищ.

Запитання для самоперевірки

1. Для чого необхідно виконувати гірничо-геометричний аналіз родовищ корисних копалин?

2. Які вихідні дані треба мати для виконання гірничо-геометричного аналізу пологих родовищ?

3. Які попередні дії у межах кар'єрного поля необхідно виконати для того, щоб зробити гірничо-геометричний аналіз родовища?

4. Для чого складається календарний план розробки родовищ?

5. Як використовуються гірничо-геометричний аналіз і календарний план розробки пологих родовищ?

Наведений навчальний матеріал дає студенту можливість оволодіти знаннями щодо виконання гірничо-геометричного аналізу і складання календарного плану розробки пологого родовища корисних копалин. Знання з цих питань дозволяє визначити необхідну потужність гірничого обладнання і його тип, а у також у подальшому планувати і організовувати гірничі роботи.

1.2. Технологія проведення капітальних траншей гірничими машинами

1.2.1. Загальні поняття про капітальну траншею

Капітальна траншея призначена для розкриття родовищ корисних копалин, а також створення вантажотранспортного зв'язку розкривних і видобувних горизонтів кар'єру з поверхнею землі упродовж розробки пологого родовища [2].

Загальний вигляд капітальної траншеї у масиві гірських порід (з одним похилим майданчиком, по якому переміщається кар'єрний транспорт з відповідного горизонту) показано на рис.1.2.

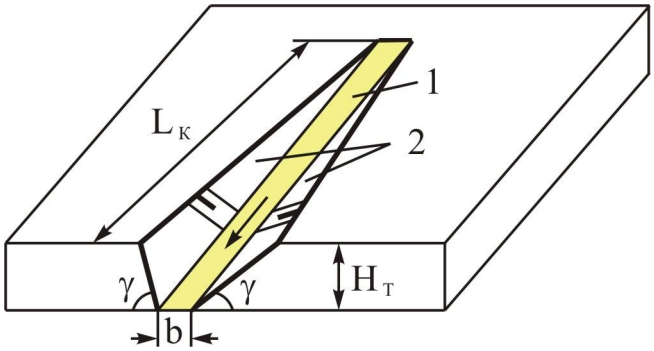


Рис.1.2. Капітальна траншея у масиві гірських порід: 1 – похилий майданчик траншеї, 2 – борти укосів траншеї

Об'єм капітальної траншеї (а) складається з об'єму напівпризми (б) та двох пірамід (в, г) рис. 1.3.

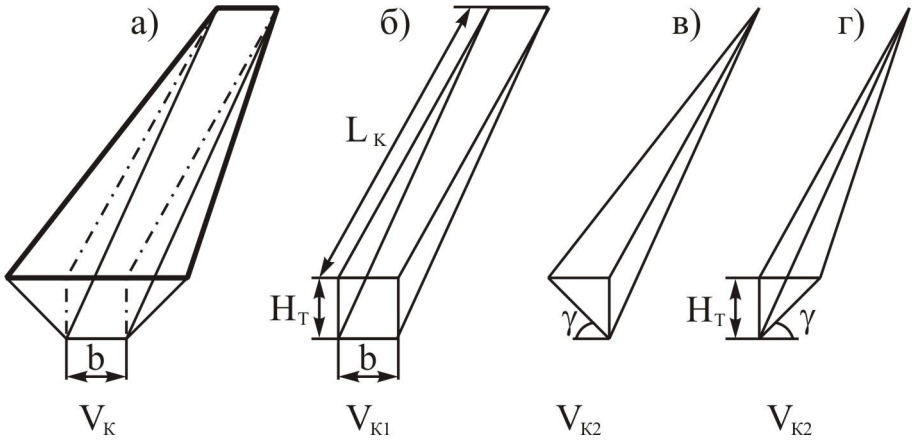


Рис. 1.3. Капітальна траншея (а) та її складові (б, в, г)

Нахил капітальних траншей частіше вимірюється в проміле (‰):

$$i = \frac{1000 H_T}{L_K}, \text{‰}, \qquad (1.11)$$

де H_T – глибина капітальної траншеї, м; L_K – довжина капітальної траншеї, м.

Нахил капітальної траншеї на 1 проміле (‰) показано на рис. 1.4.



Рис. 1.4. Схема капітальної траншеї з нахилом у 1 проміле.

Нахил капітальної траншеї залежить від типу кар'єрного транспорту, його рекомендується приймати у таких значеннях (табл. 1.7).

Таблиця 1.7

Тип транспорту, який пропонується залежно від нахилу траншеї

Тип кар'єрного транспорту	Значення нахилу капітальної траншеї (проміле і тис. проміле)	
	‰	тис. ‰
1. Залізничний транспорт	до 20 – 60	0,02 – 0,06
2. Автомобільний транспорт	до 50 – 100	0,05 – 0,1
3. Конвеєрний транспорт	до 250 – 300	0,25 – 0,3

Далі у навчальному посібнику нахил капітальної траншеї в формулах наводиться у тис. ‰

Довжина капітальної траншеї розраховується за формулою:

$$L_K = \frac{H_T}{i}, \text{ м}, \tag{1.12}$$

де H_T – глибина капітальної траншеї, м.

Об'єм капітальної траншеї розраховується за формулою:

$$V_K = V_{K1} + 2V_{K2} = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3, \tag{1.13}$$

де V_{K1} – об'єм напівпризми $V_{K1} = \frac{bH_T^2}{2i}$, м^3; V_{K2} – об'єм піраміди $V_{K2} = \frac{H_T^3}{6itg\gamma}$, м^3; γ – укіс бортів траншей, град.

План і розрізи капітальної траншеї при розкритті одного горизонту пологого родовища мають наступний вигляд (рис. 1.5).

Глибина, на яку проводиться капітальна траншея,

$$H_T = H + h, \text{ м}. \tag{1.14}$$

Довжина капітальної траншеї

$$L_K = \frac{(H+h)}{i}, \text{ м}, \qquad (1.15)$$

де H – потужність розкривних порід, м; h – потужність корисних копалин, м; i – нахил капітальної траншеї, тис. ‰.

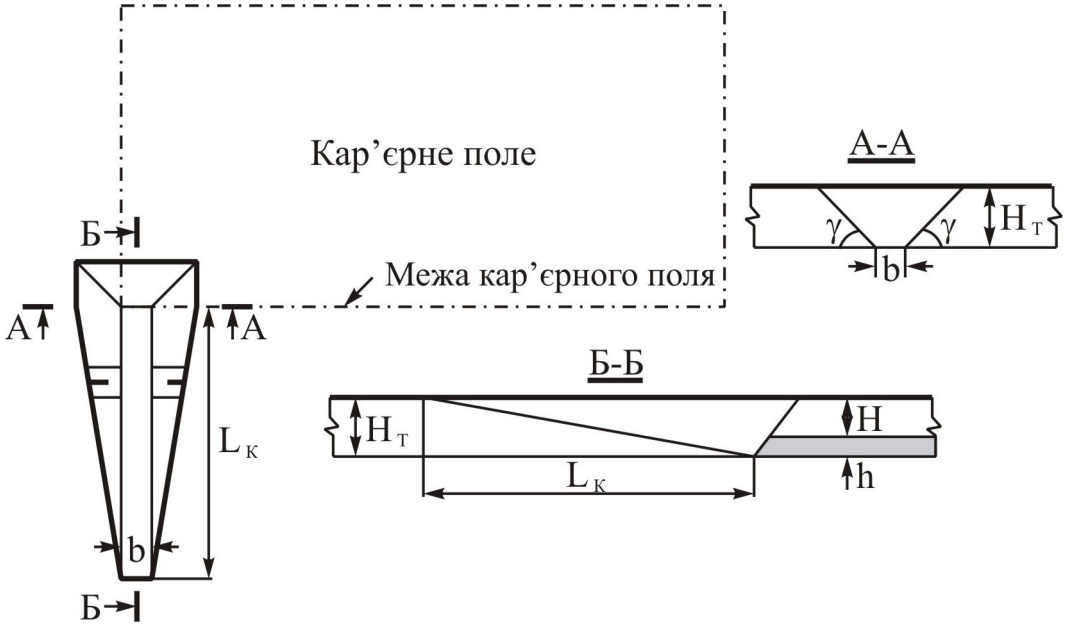


Рис. 1.5. Схема розкриву одного горизонту кар'єру

Об'єм капітальної траншеї для цієї схеми розкриву визначається за формулою:

$$V_K = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \qquad (1.16)$$

Загальний вигляд капітальної траншеї у масиві гірських порід з двома похилими майданчиками показано на рис.1.6.

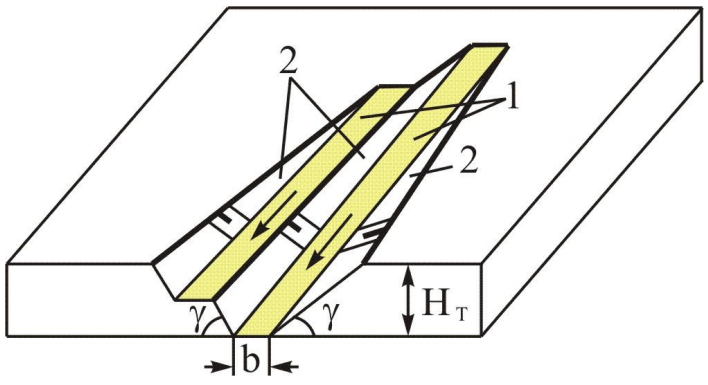


Рис.1.6. Капітальна траншея у масиві гірських порід, що розкриває два горизонти кар'єру: 1 – похилі майданчики траншеї, 2 – борти укосів траншеї

План і розрізи капітальної траншеї при розкритті двох горизонтів пологого родовища мають вигляд, що продемонстровано на рис. 1.7.

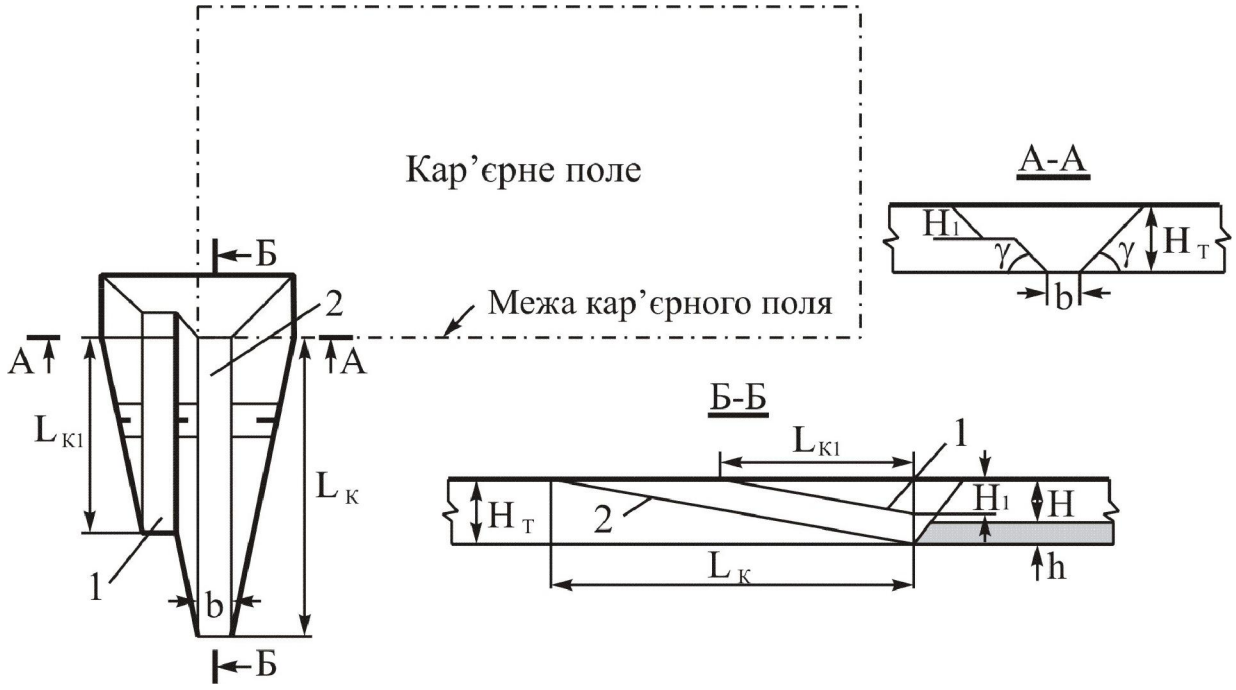


Рис. 1.7. Схема розкриву двох горизонтів кар'єру (розкривного і видобувного): 1 – похилий майданчик на верхній горизонт кар'єру; 2 – похилий майданчик на нижній горизонт кар'єру

Похилий майданчик довжиною L_{K1} забезпечує доступ з поверхні землі до верхнього (розкривного) горизонту кар'єру на глибині H_1, а похилий майданчик довжиною L_K – до нижнього (видобувного) горизонту кар'єру, де виконуються видобувні роботи, на глибині H_T.

Розрахункові формули до цієї схеми

Довжина похилих майданчиків капітальної траншеї розраховується за формулами:

$$L_K = \frac{H_T}{i}, \text{ м.} \tag{1.17}$$

$$L_{K1} = \frac{H_1}{i}, \text{ м.} \tag{1.18}$$

Об'єм капітальної траншеї при розкритті двох горизонтів можна розраховувати за формулою:

$$V_K = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right) + \frac{bH_1^2}{2i}, \text{ м}^3, \tag{1.19}$$

де H_T – заглиблення капітальної траншеї ($H_T = H+h$), м; H_1 – глибина розташування верхнього горизонту, м; H – потужність розкривних порід, м; h – потуж-

ність корисних копалин, м; $Lк_1$ – довжина верхнього похилого майданчика, м; $Lк$ – довжина нижнього похилого майданчика, м; i – нахил капітальної траншеї, тис. ‰; b – ширина похилих майданчиків капітальної траншеї, м; γ – укіс бортів траншеї, град.

Ширина похилих майданчиків капітальної траншеї (b) залежить від виробничої потужності кар'єру по корисним копалинам і розкривним породам, габаритів кар'єрного транспорту і кількості транспортних комунікацій. На кар'єрах, залежно від кількості і типу транспортного обладнання, ширина похилих майданчиків капітальної траншеї приймається у межах 10 – 25 м.

Проведення капітальної траншеї можливо з використанням різноманітного гірничого обладнання. Частіше воно здійснюється крокуючими екскаваторами (драглайнами) і механічними лопатами. Технологія проведення капітальних траншей різним гірничим обладнанням показана нижче.

1.2.2. Технологія проведення капітальної траншеї крокуючим екскаватором (драглайном)

Капітальну траншею економічно проводити крокуючими екскаваторами (драглайнами) без використання транспортного обладнання. Це забезпечує мінімальні витрати на проведення.

Драглайн розміщується на поверхні землі. За допомогою нижнього черпання він виймає гірську породу і розміщує її на борту капітальної траншеї. Нахил капітальної траншеї визначається залежно від типу кар'єрного транспорту, який планується використовувати у подальшій експлуатації кар'єру [3].

Розглянемо технологічну схему проведення капітальної траншеї драглайном при розкритті одного горизонту (рис. 1.8).

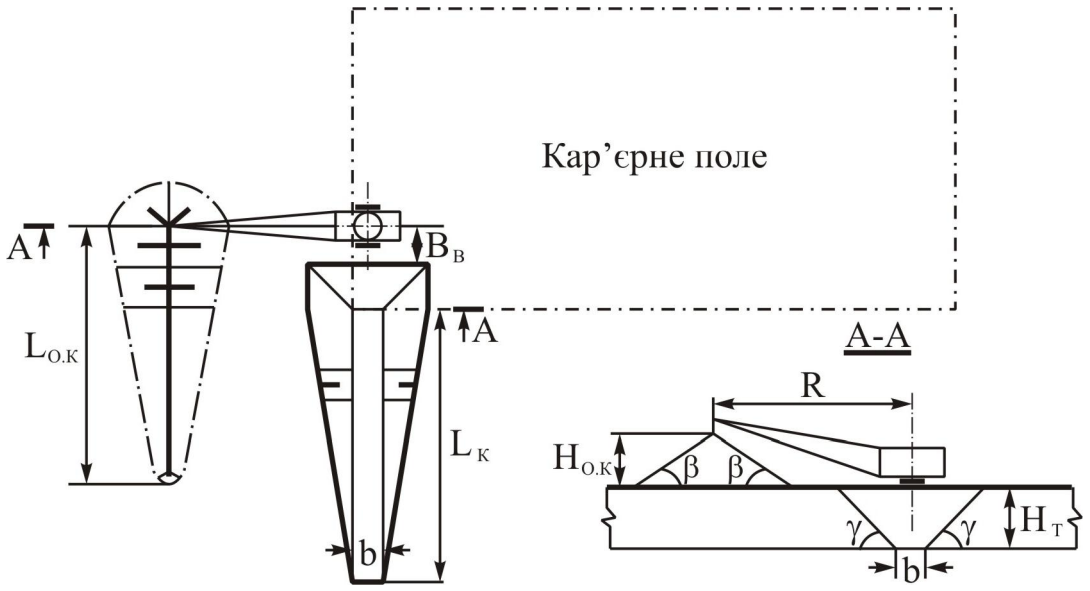


Рис. 1.8. Схема проведення капітальної траншеї драглайном

Довжина капітальної траншеї (довжина похилого майданчика) розраховується за формулою:

$$L_K = \frac{H_T}{i}, \text{ м.} \tag{1.20}$$

Максимальна висота відвалу порід ($H_{O.K}$) після проведення капітальної траншеї визначається за формулою:

$$H_{O.K} = \sqrt{(b + H_T ctg\gamma) H_T K_P tg\beta}, \text{ м,} \tag{1.21}$$

де K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід.

Довжина зовнішнього відвалу ($L_{O.K}$) становить:

$$L_{O.K} = L_K - R + (H + h)ctg\gamma + B_B, \text{ м,} \tag{1.22}$$

де B_B – безпечна відстань драглайна від верхньої брівки укосу уступу, м.

Об’єм капітальної траншеї можна визначити за формулою:

$$V_K = \frac{H_T^{\,2}}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3\,tg\,\gamma}\right), \text{ м}^3. \tag{1.23}$$

Продуктивність драглайна визначається за формулою:

$$Q_{ЕШ} = \frac{3600\,EK_H K_B t_Д}{t_Ц K_P}, \text{ м}^3/\text{діб,} \tag{1.24}$$

де E – місткість ковша екскаватора, м^3; K_H – коефіцієнт наповнення породою ковша екскаватора; K_B – коефіцієнт використання екскаватора у часі; K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; $t_Д$ – кількість годин роботи екскаватора на добу; $t_Ц$ – термін циклу роботи екскаватора, с.

Термін проведення капітальної траншеї:

$$t_K = \frac{V_K}{Q_{ЕШ}}, \text{ діб.} \tag{1.25}$$

Проведення капітальної траншеї драглайнами широко використовується під час будівництва кар’єрів для розробки пологих родовищ.

1.2.3. Технологія проведення капітальної траншеї механічною лопатою з завантаженням у автосамоскиди

Ця схема проведення капітальної траншеї знаходить також широке застосування в умовах гірничого виробництва. Зовнішні відвали в випадку виконання такої схеми можна розташувати не тільки на борту капітальної траншеї, а й на відстані (у балках, відпрацьованих кар’єрах), що дозволяє поновити ланд-

шафт поверхні землі поблизу кар'єра. Транспортування розкривних порід до зовнішнього відвалу здійснюється автосамоскидами.

Проте у порівнянні з попередньою схемою (при застосуванні драглайна) економічні показники значно гірші. Це пов'язано з застосуванням автотранспорту, який визначається значною енергомісткістю.

Нижче (рис. 1.9) показана схема проведення капітальної траншеї механічною лопатою, якщо заглиблення її менше або дорівнює максимальній висоті верхнього черпання екскаватора *($H_T \le H_{B.ч}$)*.

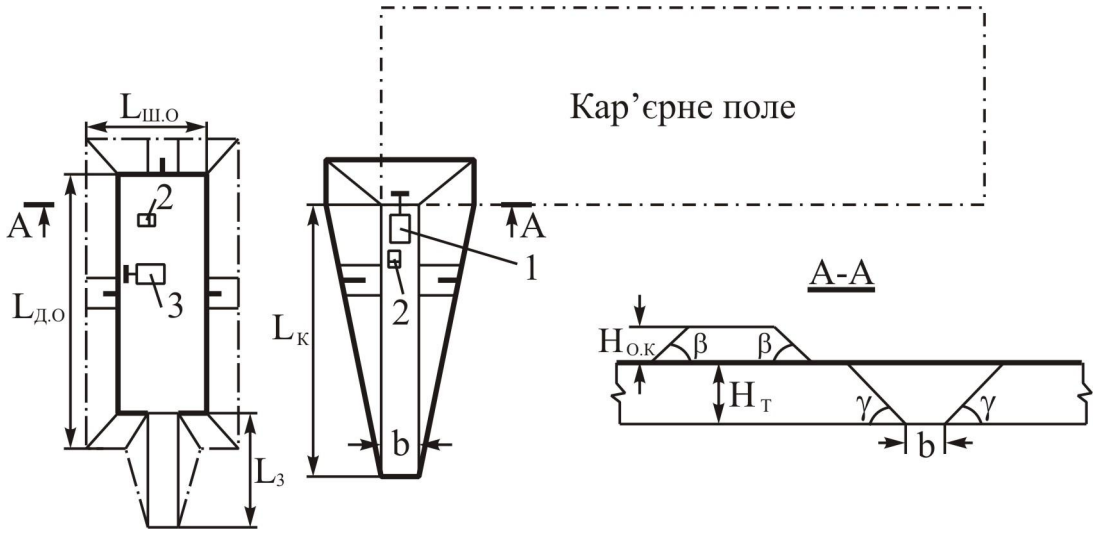


Рис. 1.9. Схема проведення капітальної траншеї механічною лопатою з завантаженням у автосамоскиди: 1 – механічна лопата (тип ЕКГ); 2 – автосамоскид; 3 – бульдозер

Розрахункові формули для схеми проведення капітальної траншеї на глибину H_T.

Довжина капітальної траншеї

$$L_K = \frac{H_T}{i}, \text{ м.} \tag{1.26}$$

Об'єм капітальної траншеї визначається за формулою:

$$V_K = \frac{H_T^{\,2}}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \tag{1.27}$$

Середня довжина зовнішнього відвалу

$$L_{Д.О} = \frac{V_K K_P}{L_{Ш.О} H_{О.К}}, \text{ м,} \tag{1.28}$$

де $L_{Ш.О}$ – середня ширина зовнішнього відвалу, м; $H_{О.К}$ – висота відвалу після проведення капітальної траншеї, м (задається залежно від фізико-механічних властивостей відвальних порід), м.

Довжина з'їзду ($L_З$) з відвалу для автосамоскидів

$$L_З = \frac{H_{О.К}}{i}, \text{ м.} \qquad (1.29)$$

З'їзд з відвалу може розміщатись, як це показано на рис.1.9, або на укосі відвалу (рис.1.13).

Якщо при спорудженні капітальної траншеї екскаватором типу механічна лопата, який знаходиться на похилому майданчику, в процесі роботи висота вибою збільшується, що може перевершити висоту верхнього черпання екскаватора ($H_{В.Ч}$), проведення повинно відбуватись поетапно.

Нижче (рис. 1.10) показана схема проведення капітальної траншеї механічною лопатою, якщо заглиблення її більше максимальної висоти верхнього черпання екскаватора *($H_Т > H_{В.Ч}$)*.

Перший етап (проведення капітальної траншеї на глибину $H_{В.Ч}$).

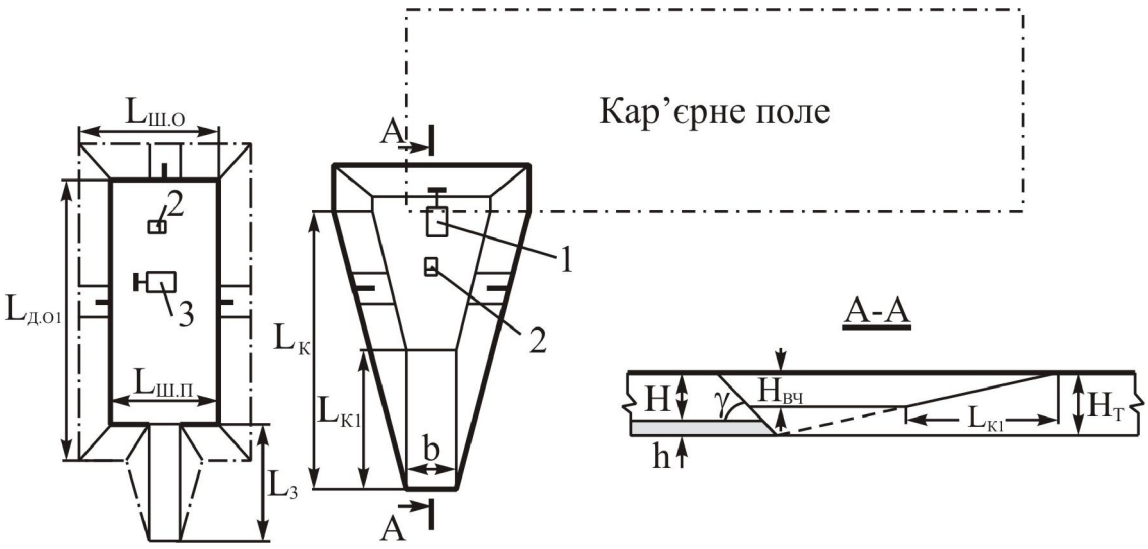


Рис. 1.10. Схема проведення капітальної траншеї на глибину $H_{В.Ч}$ механічною лопатою з завантаженням розкриву у автосамоскиди: 1 – механічна лопата; 2 – автосамоскид; 3 – бульдозер

Розрахункові формули до цієї схеми

Об'єм верхньої частини капітальної траншеї до глибини $H_{В.Ч}$

$$V_{К1} = \frac{H_Т^{\,2}}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_Т}{3tg\gamma}\right) - \frac{(H_Т - H_{ВЧ})^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_Т - H_{В.Ч}}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \qquad (1.30)$$

Довжина похилого майданчика капітальної траншеї на глибину $H_{В.Ч}$

$$L_{К1} = \frac{H_{В.Ч}}{i}, \text{ м.} \qquad (1.31)$$

Довжина зовнішнього відвалу на першому етапі

$$L_{Д.О1} = \frac{V_{К1} K_Р}{(L_{Ш.П} + H_{О.К} ctg\beta) H_{ОК}}, \text{ м}, \qquad (1.32)$$

де $L_{Ш.П}$ – ширина майданчика на поверхні відвалу, м.

Термін проведення капітальної траншеї на глибину $H_{В.Ч}$

$$t_{К1} = \frac{V_{К1}}{Q_Е}, \text{ діб}, \qquad (1.33)$$

де $Q_Е$ – продуктивність екскаватора (механічної лопати), м^3/добу.

Другий етап (проведення капітальної траншеї на глибину $H_Т$).

Схема завершення будівництва капітальної траншеї показана на рис. 1.9.

Розрахункові формули до цієї схеми

Об’єм нижньої частини капітальної траншеї

$$V_{К2} = \frac{H_Т^{\,2}}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_Т}{3tg\gamma}\right) - V_{К1}, \text{ м}^3. \qquad (1.34)$$

Довжина зовнішнього відвалу після завершення спорудження капітальної траншеї

$$L_{О.Д} = \frac{(V_{К1} + V_{К2}) K_Р}{(L_{Ш.П} + H_{О.К} ctg\beta) H_{О.К}}, \text{ м}. \qquad (1.35)$$

Термін проведення нижньої частини капітальної траншеї

$$t_{К2} = \frac{V_{К2}}{Q_Е}, \text{ діб}. \qquad (1.36)$$

Цю схему доцільно використовувати на практиці при незначних об’ємах гірничих робіт під час проведення капітальної траншеї.

1.2.4. Технологія проведення капітальної траншеї роторним екскаватором

Роторними екскаваторами, які відносяться до обладнання поточної дії, ефективно будувати капітальну траншею, якщо об’єм гірничих робіт є значним, а гірниче обладнання після проведення буде використовуватися під час розробки родовища корисних копалин.

Залежно від типу відвальної гірничої машини можливі два варіанта схеми проведення капітальної траншеї:

– роторним екскаватором з консольним відвалоутворювачем;

– роторним екскаватором з конвеєрним транспортом.

Розглянемо технологію проведення капітальних траншей за вказаними схемами.

Проведення капітальної траншеї роторним екскаватором з консольним відвалоутворювачем.

Нижче показана схема спорудження капітальної траншеї роторним екскаватором з консольним відвалоутворювачем (рис. 1.11). Її недоліком є те, що величина заглиблення капітальної траншеї залежить від довжини консолі відвалоутворювача і висоти відвальних порід, які розміщуються на борту капітальної траншеї.

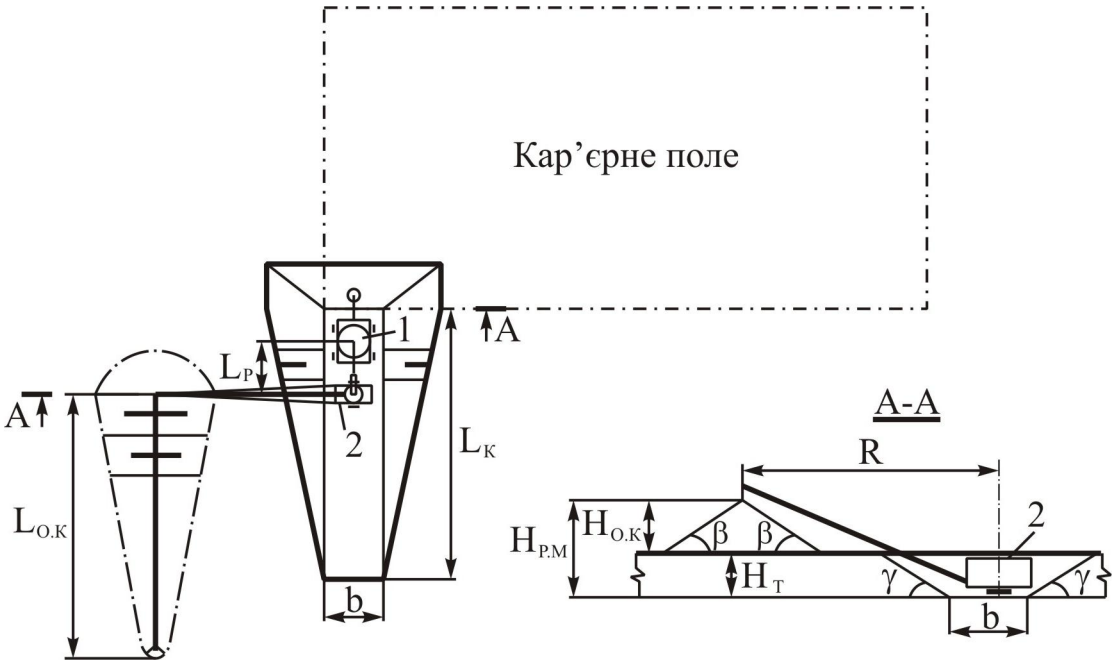


Рис. 1.11. Спорудження капітальної траншеї роторним екскаватором з консольним відвалоутворювачем: 1 – роторний екскаватор; 2 – консольний відвалоутворювач

Ця схема відзначається високою продуктивністю і ефективністю, оскільки до роботи залучається потужний роторний комплекс з консольним відвалоутворювачем.

Розрахункові формули до цієї схеми

Ширина капітальної траншеї знизу (b) залежить від параметрів роторного екскаватора і може досягати 30 і більше метрів.

Об'єм капітальної траншеї визначається за формулою:

$$V_K = \frac{H_T^{\,2}}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \qquad (1.37)$$

Довжина відвалу ($L_{O.K}$) приблизно дорівнює довжині капітальної траншеї (L_K).

Максимально можлива висота відвалу розкривних порід

$$H_{O.K} = \sqrt{(b + H_T ctg\gamma) H_T K_P tg\beta}\ , \text{м}. \qquad (1.38)$$

Розрахункова можлива висота відвалу ($H_{O.K}$) перевіряється з урахуванням технологічних параметрів відвалоутворювача.

Якщо $H_{O.K} \subseteq H_{P.M} - H_T$, ця нерівність не підтверджується, тоді максимальну висоту відвалу треба розраховувати за формулою:

$$H_{O.K} = H_{P.M} - H_T + L_P \cdot i., \text{ м}, \qquad (1.39)$$

де $H_{P.M}$ – максимальна висота розвантажування відвальних порід консольним відвалоутворювачем, м; L_P – відстань між роторним екскаватором і відвалоутворювачем, м; i – нахил капітальної траншеї, тис. ‰.

Термін проведення капітальної траншеї для цієї схеми

$$t_K = \frac{V_K}{Q_{P.E}}, \text{ діб}, \qquad (1.40)$$

де $Q_{P.E}$ – продуктивність роторного екскаватору, м^3/добу.

Продуктивність роторного екскаватора можна розрахувати за формулою:

$$Q_P = \frac{60 E n_c K_H K_B t_Д}{K_P}, \text{ м}^3/\text{діб}, \qquad (1.41)$$

де E – місткість ковша роторного екскаватора, м^3; n_c – кількість розвантаження ковшів роторного екскаватора у приймальний бункер за хвилину; K_H – коефіцієнт наповнення породою ковша екскаватора; K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; K_B – коефіцієнт використання екскаватора; $t_Д$ – кількість годин роботи роторного екскаватора на добу.

Проведення капітальної траншеї роторним екскаватором з конвеєрним транспортом.

Така схема (рис. 1.12) відрізняється від попередньої тим, що для транспортування гірничих порід використовується транспортний комплекс (конвеєр, перевантажувач і відвалоутворювач).

Це дає можливість проводити капітальні траншеї на значну глибину і розміщувати зовнішні відвали в будь-якому місці на поверхні землі.

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина капітальної траншеї

$$L_K = \frac{H_T}{i}, \text{ м}. \qquad (1.42)$$

Об’єм капітальної траншеї (1.43)

$$V_K = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \quad (1.43)$$

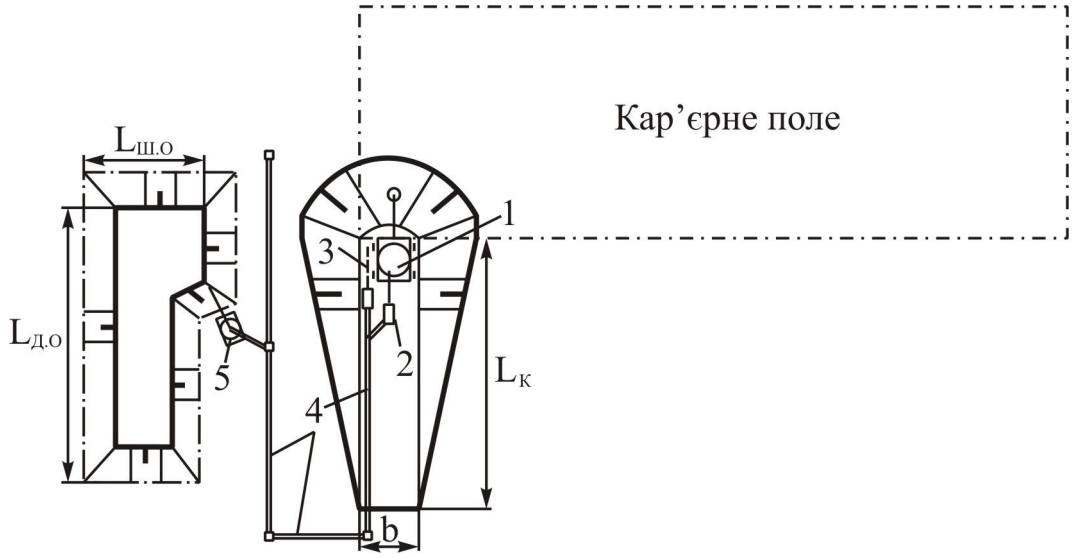


Рис. 1.12. Проведення капітальної траншеї роторним комплексом поточної дії: 1 – роторний екскаватор; 2 – перевантажувач; 3 – монтаж конвеєрної лінії; 4 – конвеєр; 5 – відвалоутворювач

Продуктивність роторного екскаватора

$$Q_P = \frac{60En_C K_H K_B t_Д}{K_P}, \text{ м}^3/\text{діб}. \quad (1.44)$$

Швидкість просування вибою роторного екскаватора

$$П_B = \frac{Q_P}{AH}, \text{ м/добу}, \quad (1.45)$$

де A – ширина вибою роторного екскаватора, м; H – потужність розкривних порід, м.

Термін проведення капітальної траншеї

$$t_K = \frac{V_K}{Q_P}, \text{ м}^3/\text{добу}. \quad (1.46)$$

Цю схему проведення капітальної траншеї ефективно використовувати, якщо роторний комплекс буде використовуватися під час подальшої розробки пологого родовища.

1.2.5. Комбінована схема проведення капітальних траншей

На гірничих підприємствах часто будівництво капітальних траншей значних розмірів здійснюється за комбінованими схемами, коли до роботи залуча-

ються різнотипні екскаватори і транспортне обладнання. Як приклад розглянемо технологію проведення капітальної траншеї драглайном і механічною лопатою при розкритті двох горизонтів (рис.1.13).

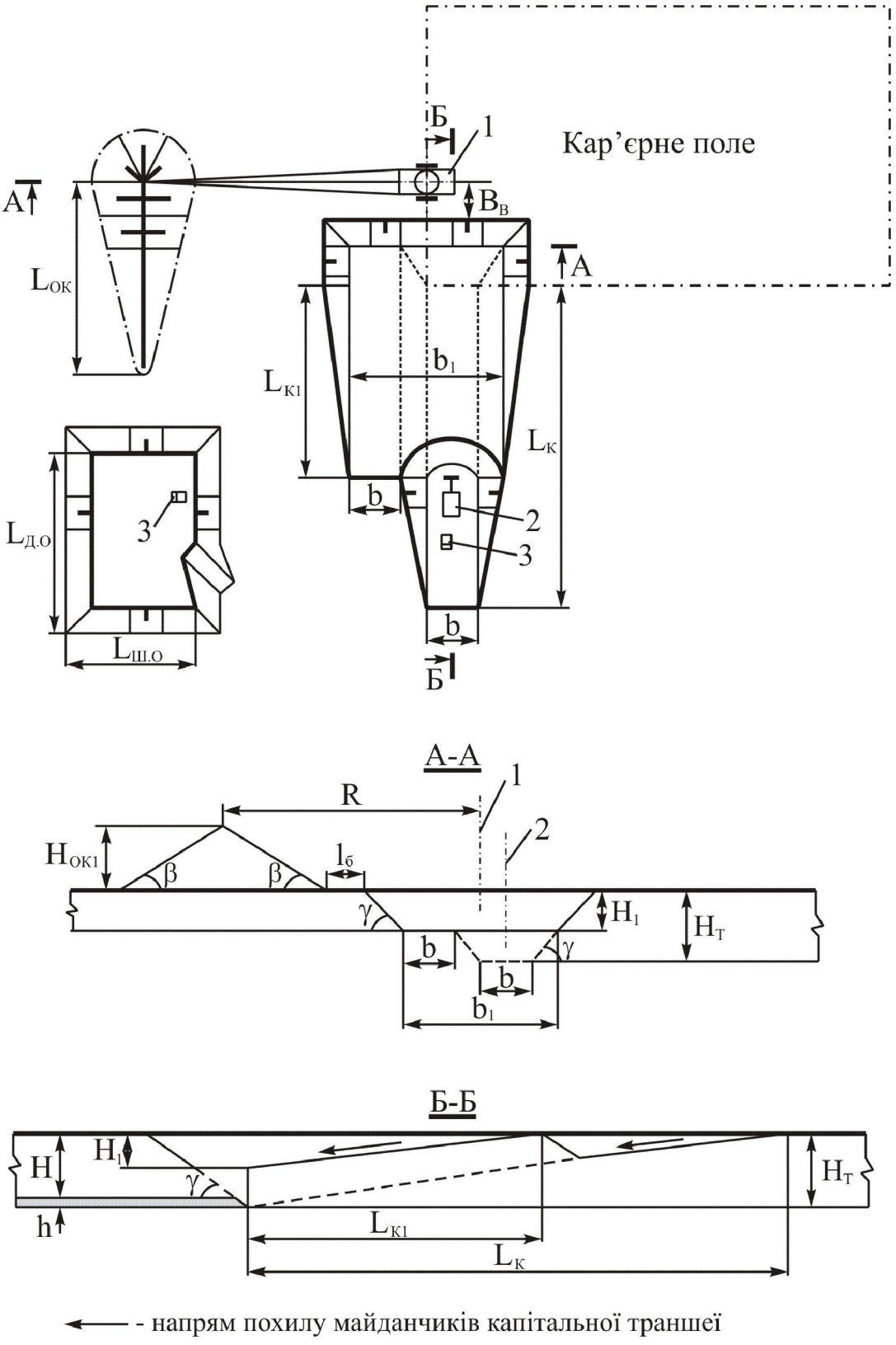


Рис. 1.13. Комбінована схема проведення капітальної траншеї: 1 – драглайн; 2 – механічна лопата; 3 – автосамоскид

Така схема дає можливість проводити капітальну траншею значної глибини. Як показано на рис. 1.13, верхня частина капітальної траншеї (H_1) споруджується драглайном з розміщенням розкривних порід на її неробочому борту. Нижня частина капітальної траншеї проводиться на глибину (H_2). Розкривні породи при цьому завантажуються у автосамоскиди, які переміщуються до зовнішнього відвалу.

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина похилих майданчиків:

$$L_K = \frac{H_T}{i}, \text{ м}, \tag{1.47}$$

$$L_{K1} = \frac{H_1}{i}, \text{ м}, \tag{1.48}$$

де H_T – максимальна глибина заглиблення капітальної траншеї, м; H_1 – глибина розташування верхнього горизонту кар'єру, м.

Висота зовнішнього відвалу після проведення верхньої частки капітальної траншеї драглайном на глибину H_1

$$H_{OK1} = \sqrt{(b_1 + H_1 ctg\gamma) H_1 k_P tg\beta}, \text{ м}. \tag{1.49}$$

Ширина верхньої частини капітальної траншеї знизу

$$b_1 = 2b + (H_T - H_1)\, ctg\gamma, \text{ м}, \tag{1.50}$$

де β – кут укосу породного відвалу, град.; γ – кут укосу капітальної траншеї, град; K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід.

Об'єм верхньої частини капітальної траншеї (проводиться драглайном)

$$V_{K1} = \frac{H_1^2}{i}\left(\frac{b_1}{2} + \frac{H_1}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \tag{1.51}$$

Об'єм нижньої частини капітальної траншеї (проводиться механічною лопатою)

$$V_{K2} = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right) + \frac{bH_1^2}{2i} - V_{K1}, \text{ м}^3. \tag{1.52}$$

Довжина зовнішнього відвалу, де розміщаються породи з нижньої частини капітальної траншеї, яка проводиться механічною лопатою

$$L_{Д.О} = \frac{V_{K2} k_P}{(L_{ШП} + H_{O.K} ctg\beta) H_{O.K}}, \text{ м}. \tag{1.53}$$

Термін проведення верхньої частини капітальної траншеї драглайном

$$t_{K1} = \frac{V_{K1}}{Q_{ЕШ}}, \text{ діб}, \tag{1.54}$$

де $Q_{ЕШ}$ – продуктивність драглайна, м^3/добу.

Термін проведення нижньої частини капітальної траншеї механічною лопатою

$$t_{K2} = \frac{V_{K2}}{Q_{М.Л}}, \text{ діб}, \tag{1.55}$$

де $Q_{М.Л}$ – продуктивність механічної лопати, м^3/добу.

Запитання для самоперевірки

1. *Для чого будується капітальна траншея?*
2. *Від чого залежить укіс капітальної траншеї?*
3. *Чим відрізняються капітальні траншеї при розкритті одного, двох і трьох горизонтів кар'єру?*
4. *Від чого залежить ширина похилого майданчика капітальної траншеї?*
5. *Назвіть найбільш економічну схему проведення капітальної траншеї?*
6. *Що таке комбінована схема проведення капітальної траншеї?*
7. *Коли доцільно проводити капітальну траншею роторними комплексами поточної дії?*

Наведений навчальний матеріал дає студенту можливість оволодіти знаннями щодо технології проведення капітальних траншей гірничим обладнанням циклічної і поточної дій, а також конструювати плани і розрізи капітальних траншей. За допомогою приведених формул можна виконати розрахунки параметрів капітальних траншей і відвалів залежно від типу гірничого обладнання і технологічних схем їх будівництва.

1.3. Технологія проведення розрізних траншей гірничими машинами

1.3.1 Загальні відомості про розрізну траншею

Розрізна траншея призначена для розкриття родовища корисних копалин і створення первинного фронту розкривних і видобувних робіт, а також транспортного забезпечення усіх горизонтів кар'єру**.** У ній розміщуються розкривні породи першої розкривної заходки. Розрізна траншея, як правило, споруджується тільки після проведення капітальної траншеї [4].

На рис. 1.14 показано капітальну і розрізну траншеї при розкритті одного горизонту кар'єру.

Геометрична форма і загальний вигляд розрізної траншеї при розкритті одного горизонту кар'єру наведена на рис. 1.15.

План і поперечний розріз розрізної траншеї при розкритті одного горизонту має вигляд як на рис 1.16.

Як видно на схемі (рис. 1.16), спорудження розрізної траншеї виконується по розкривних породах і корисних копалинах.

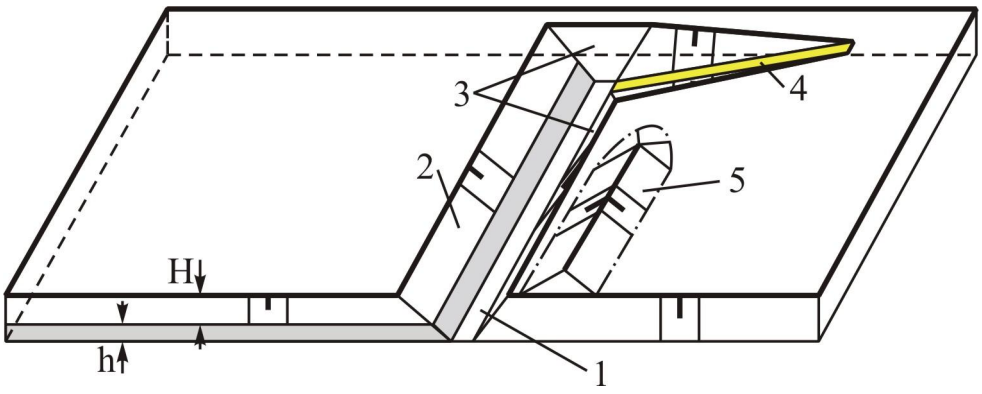


Рис. 1.14. Капітальна і розрізна траншеї у масиві гірських порід при розкриті одного горизонту кар'єру: 1 – дно розрізної траншеї; 2 – робочий борт розрізної траншеї; 3 – неробочий борт розрізної траншеї; 4 – похилий майданчик капітальної траншеї; 5 – зовнішній відвал після проведення траншей

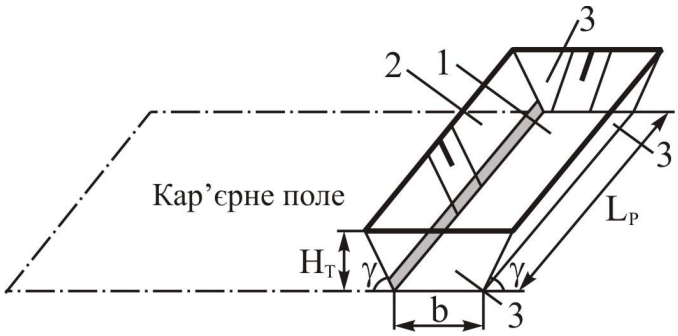


Рис. 1.15. Загальний вигляд розрізної траншеї: 1 – дно розрізної траншеї; 2 – робочий борт траншеї; 3 – неробочий борт траншеї

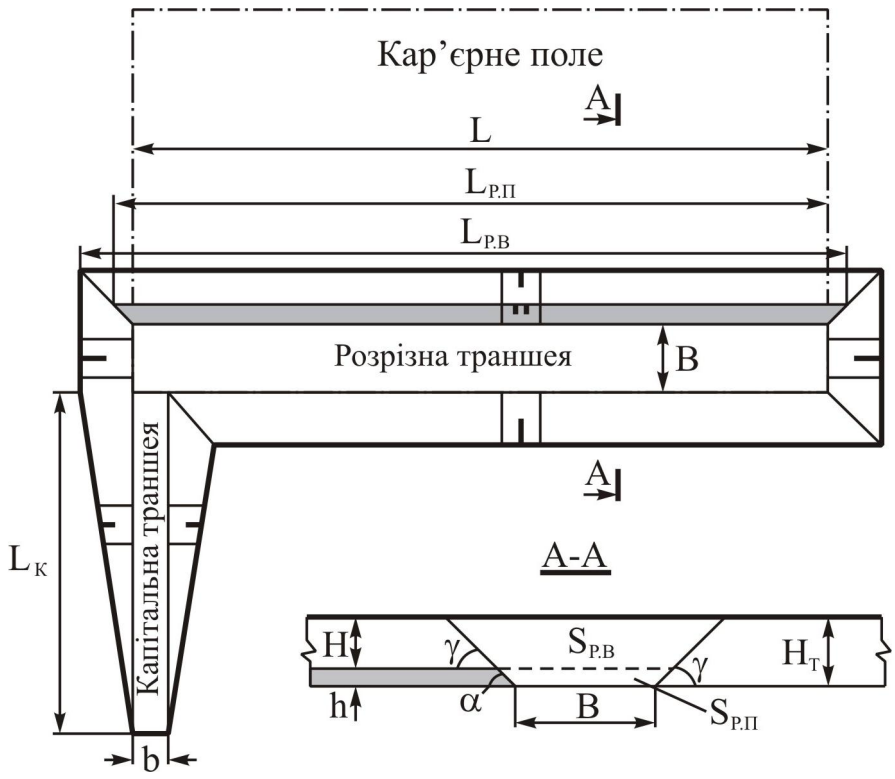


Рис. 1.16. Капітальна і розрізна траншеї при розкритті одного горизонту кар'єру

Розрахункові формули для цієї схеми

Об'єм розрізної траншеї по розкривних породах розраховується за формулою:

$$V_{PB} = S_{P.B} L_{P.B} = \left[B + h(ctg\alpha + ctg\gamma) + Hctg\gamma\right] HL_{P.B}, \text{ м}^3, \qquad (1.56)$$

де $S_{P.B}$ – площа розрізу розкривних порід, м^2; $L_{P.B}$ – довжина фронту робіт по розкривних породах, м; γ – кут укосу борта розрізної траншеї по розкривних породах, град.; α – кут укосу борта розрізної траншеї по корисних копалинах, град.

Довжина фронту по розкривних породах

$$L_{PB} = L + (2H_T - H)ctg\gamma \text{ , м.} \qquad (1.57)$$

Об'єм розрізної траншеї по корисних копалинах розраховується за формулою

$$V_{PП} = S_{PП} L_{PП} = (B + 0{,}5hctg\alpha + 0{,}5hctg\gamma) hL_{PП}, \text{ м}^3, \qquad (1.58)$$

де $S_{PП}$ – площа розрізу корисної копалини, м; $L_{PП}$ – довжина фронту робіт по корисних копалинах, м.

Довжина фронту по корисних копалинах

$$L_{PП} = L + hctg\gamma \text{ , м.} \qquad (1.59)$$

На рис. 1.17 показано капітальну і розрізну траншеї у масиві гірничих порід при розкритті двох горизонтів кар'єру.

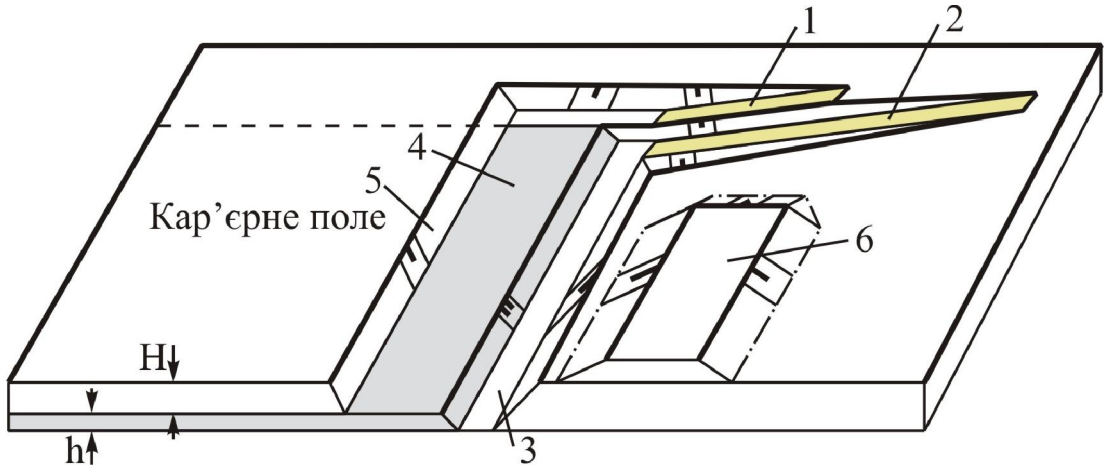


Рис. 1.17. Капітальна і розрізна траншеї у масиві гірських порід при розкритті двох (розкривного і видобувного) горизонтів кар'єру: 1 – верхній похилий майданчик капітальної траншеї; 2 – нижній похилий майданчик капітальної траншеї; 3 – дно розрізної траншеї; 4 – корисна копалина; 5 – розкривні породи; 6 – зовнішній відвал після проведення розрізної траншей

Як видно з рис.1.17, верхній похилий майданчик капітальної траншеї (*1*) проводиться з поверхні землі до покрівлі пласта корисної копалини на глибину *H*, а нижній похилий майданчик капітальної траншеї (*2*) споруджується з поверхні землі до підошви корисної копалини на глибину H_T.

Геометричну форму і загальний вигляд розрізної траншеї при розкритті двох горизонтів кар'єру показано на рис. 1.18.

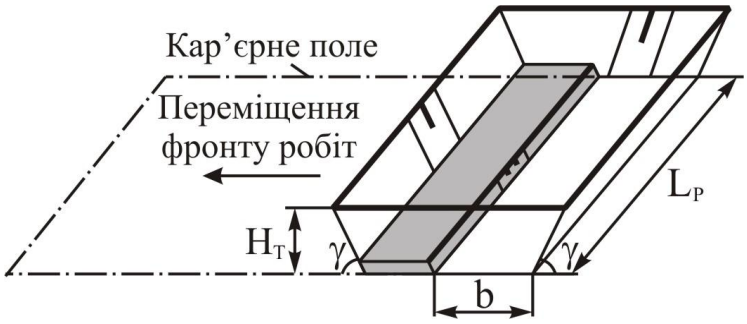


Рис. 1.18. Геометрична форма розрізної траншеї при розкритті двох горизонтів

План і поперечний розріз розрізної траншеї при розкритті двох горизонтів має вигляд як на рис. 1.19.

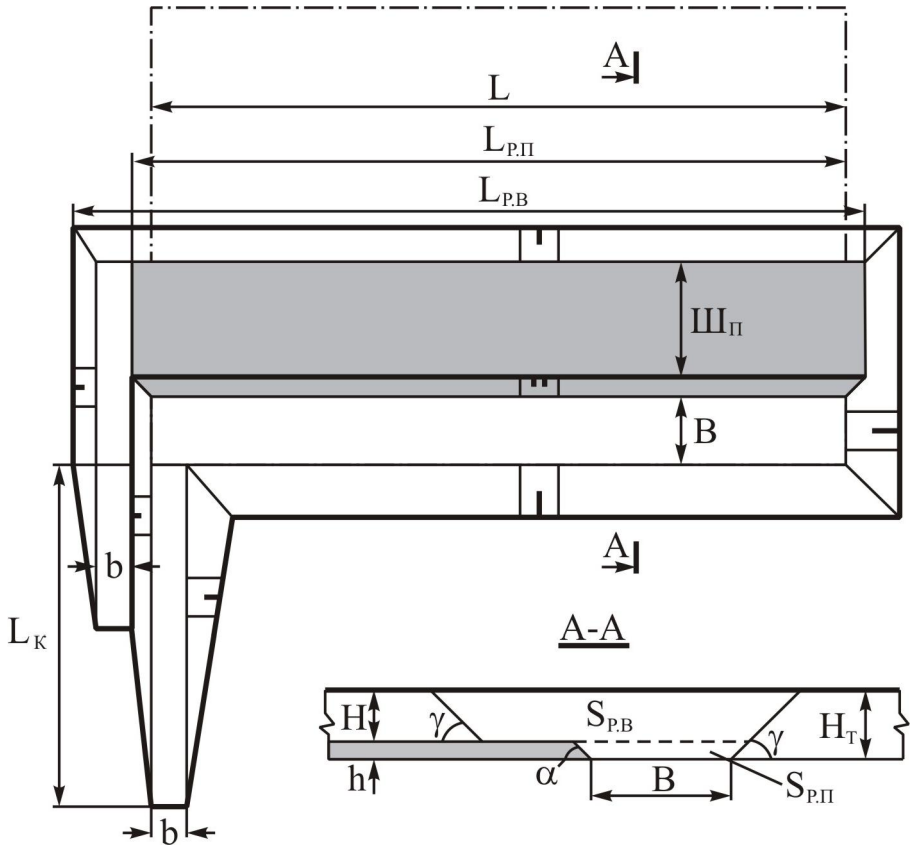


Рис. 1.19. Капітальна і розрізна траншеї при розкритті двох (розкривного і видобувного) горизонтів кар'єру

Спорудження розрізної траншеї виконується по розкривних породах і корисних копалинах.

Об'єм розрізної траншеї по розкривних породах розраховується за формулою:

$$V_{РВ} = S_{РВ} L_{РВ} = \left[B + h(ctg\gamma + ctg\alpha) + Ш_{П} + Hctg\gamma\right] HL_{РВ}, \text{ м}^3, \quad (1.60)$$

де $S_{РВ}$ – площа розрізу розкривних порід, м^2; $L_{РВ}$ – довжина фронту робіт по розкривних породах, м; γ – кут укосу борта по розкриву, град; α – кут укосу борта по корисних копалинах, град; ширина майданчику $Ш_П$, м.

Довжина фронту робіт по розкривних породах розраховується за формулою:

$$L_{РВ} = L + b + 2H_T ctg\gamma - Hctg\gamma, \text{ м}. \quad (1.61)$$

Об'єм розрізної траншеї по корисних копалинах розраховується за формулою:

$$V_{РП} = \left[B + 0{,}5h(ctg\alpha + ctg\gamma)\right] hL_{РП}, \text{ м}^3, \quad (1.62)$$

де $L_{РП}$ – довжина фронту робіт по корисних копалинах, м.

Довжина фронту робіт по корисних копалинах розраховується за формулою:

$$L_{РП} = L + hctg\gamma, \text{ м}. \quad (1.63)$$

Нижче наведені схеми будівництва розрізних траншей по розкривних породах різними типами екскаваторами.

1.3.2. Проведення розрізної траншеї крокуючим екскаватором по розкривних породах і механічною лопатою – по корисних копалинах

Практика роботи кар'єрів демонструє ефективність використання для будівництва траншей крокуючих екскаваторів (драглайнів). Нижче на рис. 1.20 показана схема проведення розрізної траншеї драглайном (тип ЕШ) по розкривних породах, а механічною лопатою (тип ЕКГ) – по корисних копалинах з завантаженням у автосамоскиди.

Лівий торець розрізної траншеї (показано пунктиром) розробляється драглайном (тип ЕШ). Розкривні породи розміщуються поблизу з відвальними породами капітальної траншеї. Це пов'язано з тим, що лівий торець знаходиться навпроти капітальної траншеї. А за такої умови нема можливості розміщати драглайном розкривні породи цієї частини кар'єру у внутрішній відвал.

Недоліком схеми є обмеження параметрів глибини і ширини розрізної траншеї з огляду на безпечне розміщення зовнішніх відвалів на її неробочому борту. Глибина і ширина розрізної траншей в першу чергу залежить від типу драглайна.

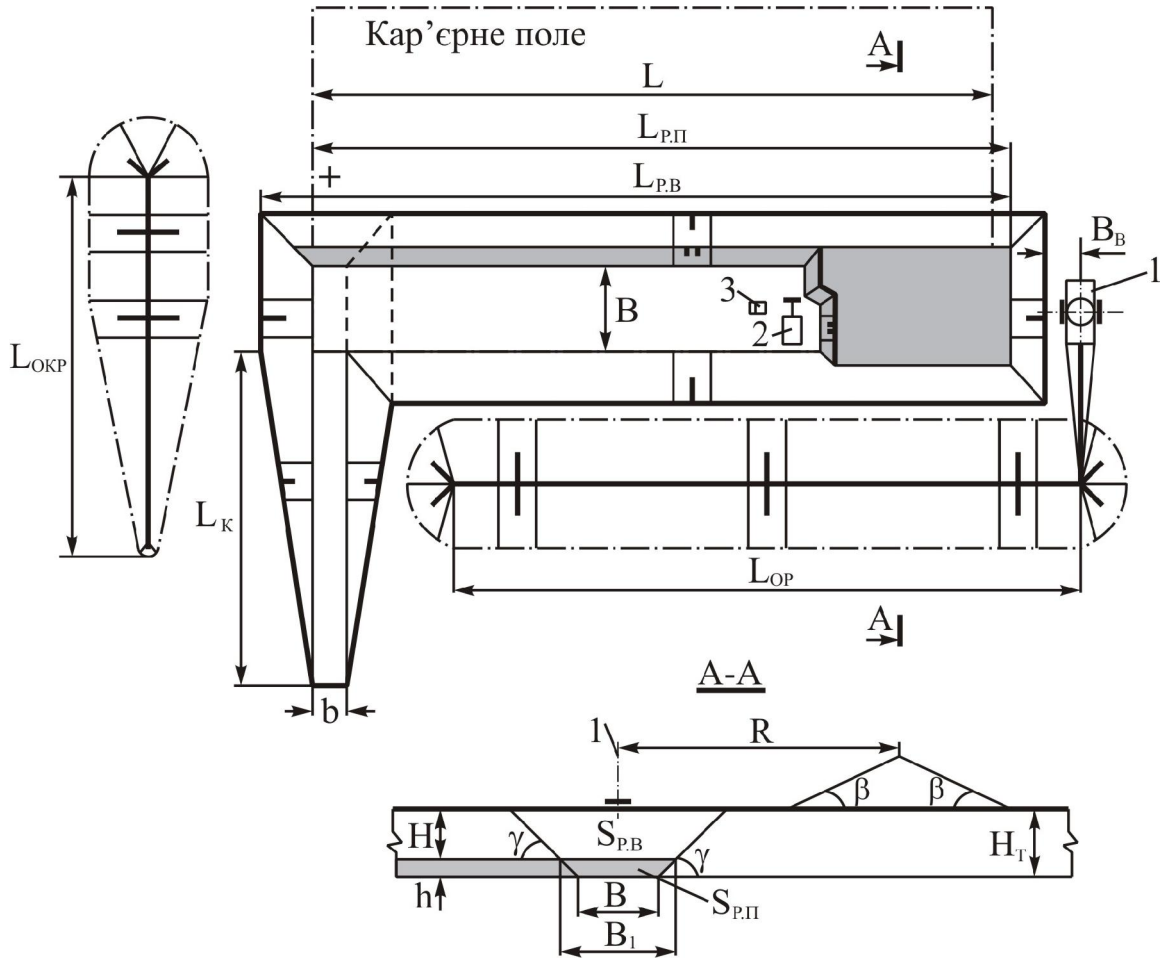


Рис. 1.20. Проведення розрізної траншеї при розкритті одного горизонту кар'єру: 1 – драглайн (тип ЕШ); 2 – механічна лопата (тип ЕКГ); 3 – автосамоскид

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина зовнішнього відвалу, який сформовано породами капітальної і лівого торця розрізної траншей

$$L_{OKP} = L_K - R + 2H_T ctg\gamma + B_B + B \text{, м.} \quad (1.64)$$

де B_B – безпечна відстань драглайна від верхньої брівки уступу, м.

Загальний об'єм розрізної траншеї

$$V_P = V_{PB} + V_{PП} = S_{PB} L_{PB} + S_{PП} L_{PП} \text{, м}^3. \quad (1.65)$$

Площа розрізу розрізної траншеї по розкривних породах

$$S_{PB} = \left[B + h(ctg\,\alpha + ctg\,\gamma) + Hctg\,\gamma\right]H \text{, м}^2, \quad (1.66)$$

де α – кут укосу уступу по корисних копалинах, град.; h – потужність видобувного уступу, м.

Довжина фронту робіт по розкривних породах

$$L_{PB} = L + 2H_T ctg\gamma - Hctg\gamma \text{, м.} \quad (1.67)$$

Площа перерізу розрізної траншеї по корисній копалині

$$S_{РП} = [B + 0{,}5h(ctg\,\alpha + ctg\,\gamma)]h \text{ , м}^3. \quad (1.68)$$

Довжина фронту робіт по корисній копалині

$$L_{РП} = L + hctg\,\gamma \text{ , м.} \quad (1.69)$$

Висота зовнішнього відвалу після проведення розрізної траншеї

$$H_{ОР} = \sqrt{(B + h(ctg\,\alpha + ctg\,\gamma) + Hctg\,\gamma)HK_{Р}tg\beta} \text{ , м,} \quad (1.70)$$

де β – кут укосу розкривних порід у відвалі, град.

Висота зовнішнього відвалу ($H_{ОР}$) перевіряється з урахуванням технічних параметрів драглайна $H_{ОР} \subseteq H_{РМ}$, де $H_{РМ}$ максимальна висота розвантаження порід драглайном, м.

Якщо ця рівність не підтримується, то треба переходити на ускладнену схему з переекскавацією розкривних порід.

Ширина зовнішнього відвалу

$$Ш_{ОР} = 2H_{ОР}ctg\beta \text{ , м.} \quad (1.71)$$

Об’єм розкривних порід лівого торця розрізної траншеї, який розміщується разом з об’ємами порід капітальної траншеї,

$$V_{РЛ} = BH(b + Hctg\,\gamma) \text{ , м}^3. \quad (1.72)$$

Довжина зовнішнього відвалу після будівництва розрізної траншеї

$$L_{ОР} = L - b, \text{ м.} \quad (1.73)$$

Термін проведення розрізної траншеї по розкривних породах

$$t_{РВ} = \frac{V_{РВ}}{Q_{ЕШ}} \text{, діб,} \quad (1.74)$$

де $Q_{ЕШ}$ – продуктивність драглайна, м^3/добу.

Термін проведення розрізної траншеї по корисних копалинах

$$t_{РВ} = \frac{V_{РП}}{Q_{ЕКГ}} \text{, діб,} \quad (1.75)$$

де $Q_{ЕКГ}$ – продуктивність механічної лопати, м^3/добу.

Ця технологія проведення розрізної траншеї забезпечує мінімальні витрати на будівництво кар'єру. Недоліком схеми є обмеження ширини і глибини розрізної траншеї у залежності від типу драглайна.

1.3.3. Проведення розрізної траншеї механічними лопатами по розкривних породах і корисних копалинах

Така схема часто застосовується на практиці при незначних обсягах гірничих робіт в період будівництва кар'єра. Зовнішні відвали можна розташувати не тільки на борту розрізної траншеї, а й на відстані – у балках, виробках відпрацьованих кар'єрів. Це дозволяє дещо поновити ландшафт порушеної поверхні землі.

Проте у порівнянні з попередньою схемою, коли при проведенні розрізної траншеї застосовується драглайн, економічні показники гірші. Це пов'язано з використанням кар'єрного транспорту, який має велику енергомісткість. Але проведення розрізної траншеї механічними лопатами дає змогу розкривати горизонти кар'єру на значних глибинах.

Схема проведення розрізної траншеї механічними лопатами наведена на рис. 1.21.

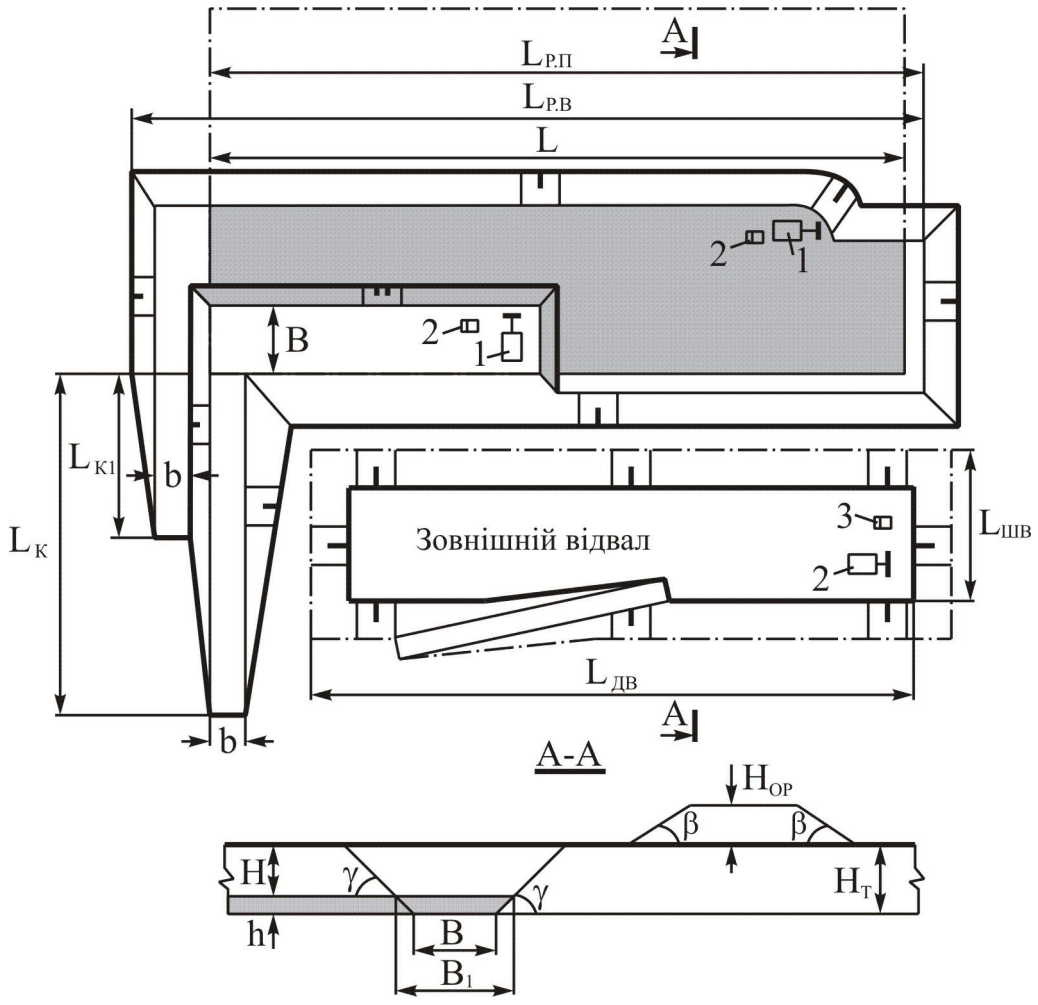


Рис. 1.21. Проведення розрізної траншеї по розкривних породах і корисній копалині механічними лопатами з завантаженням у автосамоскиди: 1 – механічна лопата; 2 – автосамоскид; 3 – бульдозер

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина верхнього (L_{K1}) і нижнього (L_K) похилих майданчиків капітальної траншеї

$$L_{K1} = \frac{H}{i}, \text{ м}, \tag{1.76}$$

$$L_K = \frac{H + h}{i}, \text{ м}. \tag{1.77}$$

Ширина розрізної траншеї по низу

$$B_1 = B + h(ctg\gamma + ctg\alpha), \text{ м}. \tag{1.78}$$

Об'єм розрізної траншеї по розкривних породах

$$V_{PB} = (B_1 + Hctg\gamma)H(L + 2H_T ctg\gamma + b - Hctg\gamma), \text{ м}^3. \tag{1.79}$$

Об'єм капітальної траншеї

$$V_K = \frac{H_T^2}{i}(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}) + \frac{H^2 b}{2i}, \text{ м}^3. \tag{1.80}$$

Довжина зовнішнього відвалу

$$L_{ДВ} = \frac{(V_K + V_{PB})K_P}{H_{OP}L_{ШВ}}, \text{ м}. \tag{1.81}$$

Наведені технологічна схема та методика розрахунків параметрів і основних показників дозволяє зробити технічну оцінку розглянутої схеми будівництва розрізної траншеї.

1.3.4. Проведення розрізної траншеї роторним екскаватором по розкривних породах і механічною лопатою по корисних копалинах

Роторними екскаваторами, які відносяться до гірничого обладнання поточної дії, ефективно будувати розрізну траншею, якщо об'єми її значні, а гірниче обладнання планується після проведення використовувати у подальшій розробці родовища корисних копалин.

Як правило, за даною схемою споруджуються широкі розрізні траншеї, робиться це двома і більше заходками.

Залежно від типу відвального гірничого обладнання можливо проведення розрізної траншеї за двома технологічними схемами: 1) роторним екскаватором з консольним відвалоутворювачем; 2) роторним екскаватором з конвеєрним транспортом.

Розглянемо технологію проведення розрізної траншеї за вказаними схемами.

Проведення розрізної траншеї по розкривних породах роторним екскаватором з консольним відвалоутворювачем.

Технологічна схема показана на рис. 1.22. Роторний екскаватор проводить розрізну траншею двома заходками: тупикова (перша заходка) і торцева (друга заходка).

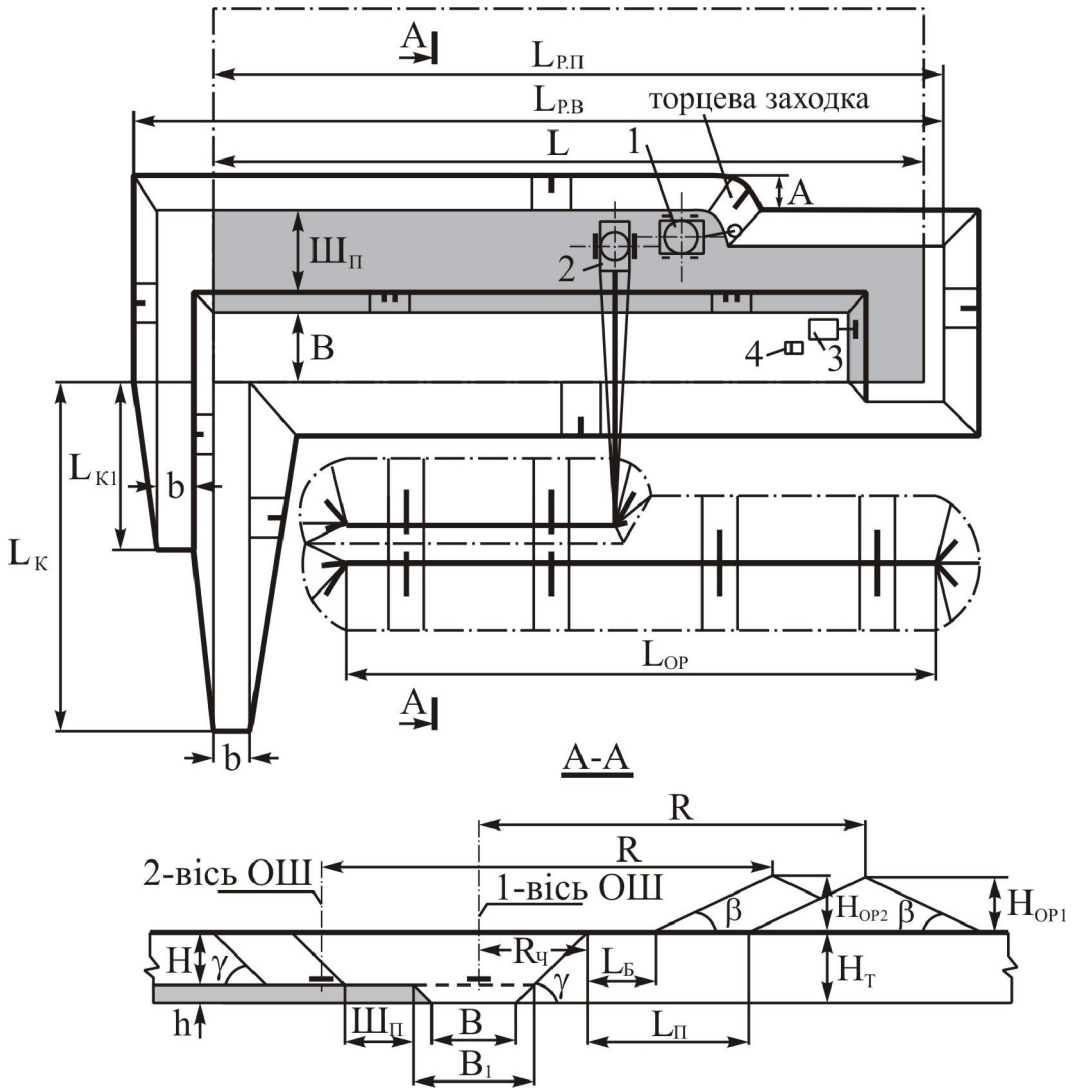


Рис. 1.22. Проведення розрізної траншеї при розкритті двох горизонтів кар'єру : 1 – роторний екскаватор; 2 – консольний відвалоутворювач; 3 – механічна лопата (тип ЕКГ); 4 – автосамоскид

Розрахункові формули для цієї схеми

Ширина по низу розрізної траншеї на момент першого ходу роторного комплексу

$$B_1 = 2R_ч - 2Hctg\gamma \text{ , м,} \qquad (1.82)$$

де $R_ч$ – радіус черпання роторного екскаватора, м.

При цьому повинна виконуватись наступна умова:

$$B_1 \le \frac{(H_P - H)^2 ctg\beta - H^2 ctg\gamma K_P}{HK_P}, \text{ м}, \quad (1.83)$$

де H_P – максимальна висота розвантаження розкривних порід консольним відвалоутворювачем, м.

Об'єм розкривних робіт після закінчення першого ходу роторного комплексу

$$V_{P.B1} = (B_1 + Ш_П - A + Hctg\gamma)HL_{P.B}, \text{ м}. \quad (1.84)$$

Ширина майданчика на неробочому борту розрізної траншеї після відсипання відвалоутворювачем першого зовнішнього відвалу

$$L_П = R - Hctg\ \gamma - 0{,}5B_1 - H_{OP1}ctg\,\beta\ , \text{ м}, \quad (1.85)$$

де R – максимальний радіус розвантаження розкривних порід у зовнішній відвал консольним відвалоутворювачем, м

Висота зовнішнього відвалу порід після другого проходу розрізної траншеї роторним комплексом

$$H_{OP2} = \frac{A_2 HK_P + 0{,}25(L_П - L_Б)tg\beta}{L_П - L_Б}, \text{ м}, \quad (1.86)$$

де $L_П$, $L_Б$ – відповідно відстань нижньої брівки першого і другого відвалів від верхньої брівки розрізної траншеї, м, A_2 – ширина другої розкривної заходки, м.

Висота відвалу порід після першого проходу роторним комплексом

$$H_{OP1} = \sqrt{(B_1 + Hctg\gamma)HK_P tg\beta}\ , \text{ м}. \quad (1.87)$$

Об'єм розкривних робіт з проведення розрізної траншеї після закінчення другого ходу роторного комплексу

$$V_{PB2} = HAL_{PB}, \text{ м}^3. \quad (1.88)$$

Загальний об'єм розрізної траншеї по розкривних породах

$$V_{PB} = V_{PB1} + V_{PB2}, \text{ м}^3. \quad (1.89)$$

Об'єм розрізної траншеї по корисних копалинах

$$V_{P.П} = \left[B + 0{,}5h(ctg\alpha + ctg\gamma)\right] \cdot hL_{P.П}, \text{ м}^3, \quad (1.90)$$

де $L_{Р.П}$ – довжина фронту робіт по корисних копалинах, м; α – кут укосу уступу по корисних копалинах, град.; h – висота видобувного уступу, м.

Термін проведення розрізної траншеї по розкривних породах роторним комплексом

$$t_{Р.В} = \frac{V_{Р.В}}{Q_{Р.Е}}, \text{ діб}, \tag{1.91}$$

де $Q_{Р.Е}$ – продуктивність роторного екскаватора, м^3/добу.

Термін проведення розрізної траншеї по корисних копалинах

$$t_{РВ} = \frac{V_{Р.П}}{Q_{М.Л}}, \text{ діб}, \tag{1.92}$$

де $Q_{М.Л}$ – продуктивність механічної лопати, м^3/добу.

Проведення розрізної траншеї за цією схемою обмежене шириною і глибиною розрізної траншеї. Ці показники залежать від максимального радіуса розвантаження розкривних порід відвалоутворювачем.

Проведення розрізної траншеї роторним екскаватором з конвеєрним транспортом.

Комплексом поточної дії, який складається з роторного екскаватора і конвеєра, доцільно будувати розрізну траншею значних об'ємів, які досягають 5 і більше млн м ^{3}.

За даною схемою проводяться широкі розрізні траншеї – двома і більше заходками. Ширина розрізної траншеї встановлюється тільки від необхідності створення первинного фронту робіт. Розміщення зовнішнього відвалу не обмежує ширину розрізної траншеї.

Схема проведення розрізної траншеї роторним екскаватором з конвеєрним транспортом двома заходками по розкривних породах показана на рис. 1.23.

Розрахункові формули для цієї схеми

Ширина по низу розрізної траншеї по розкривним породам

$$B_1 = B + h(ctg\gamma + ctg\alpha) + Ш_П, \text{ м}, \tag{1.93}$$

де $Ш_П$ – ширина майданчика, м.

Об'єм розкривних робіт після проходки першої (тупикової) розкривної заходки

$$V_{РВ1} = (B + hctg\gamma + hctg\beta + Hctg\gamma)HL_{РВ}, \text{ м}^3, \tag{1.94}$$

де $L_{РВ}$ – довжина фронту робіт по розкривних породах, м,

$$L_{РВ} = L + 2H_T ctg\gamma - Hctg\gamma, \text{ м}. \tag{1.95}$$

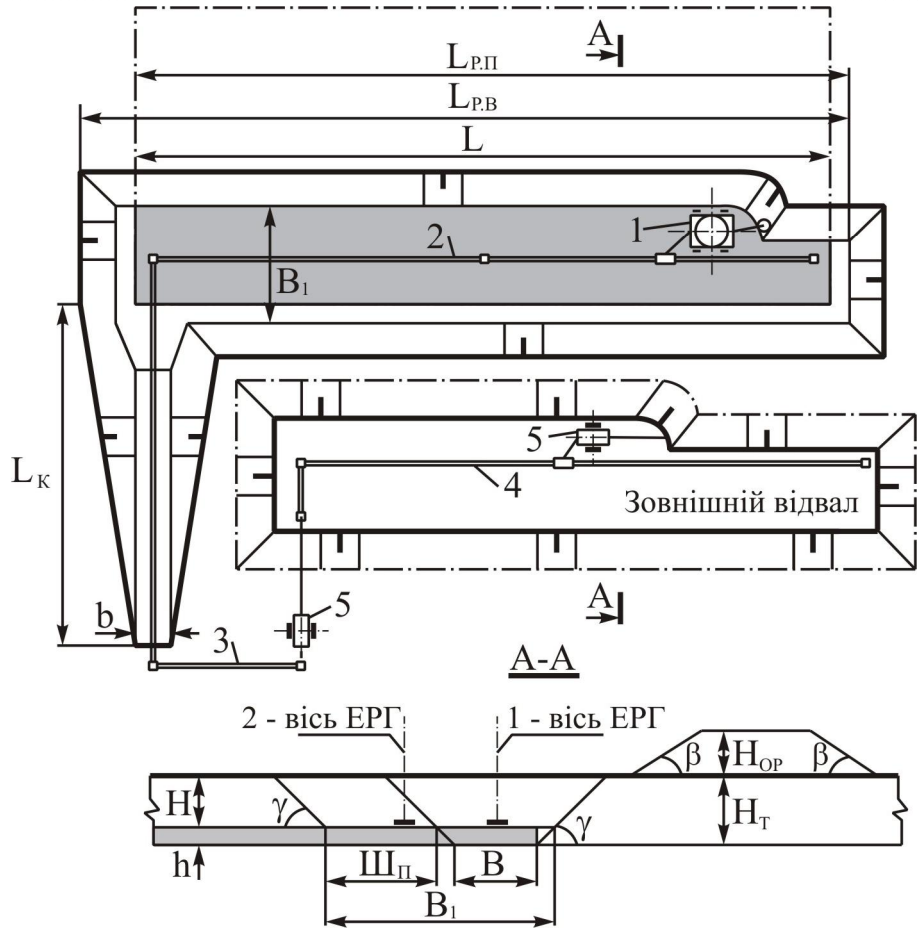


Рис. 1.23. Схема проведення розрізної траншеї роторним комплексом з конвеєром: 1-роторний екскаватор (тип ЕРГ), 2 – вибійний конвеєр, 3 – магістральний конвеєр, 4 – відвальний конвеєр, 5 – відвалоутворювач

Загальний об’єм розрізної траншеї по розкривних породах

$$V_{P.B} = (B_1 + Hctg\gamma)HL_{PB}, \text{ м}^3. \quad (1.96)$$

Об’єм розрізної траншеї по корисних копалинах

$$V_{P.П} = \left[B + 0{,}5h(ctg\,\alpha + ctg\,\gamma)\right]hL_{PП}, \text{ м}^3, \quad (1.97)$$

де $L_{PП}$ – довжина фронту робіт по корисних копалинах, м; α – кут укосу уступу по корисних копалинах, град.; h – висота видобувного уступу, м.

Термін проведення розрізної траншеї по розкривних породах роторним комплексом

$$t_{PB} = \frac{V_{P.B}}{Q_{P.E}}, \text{ діб}, \quad (1.98)$$

де $Q_{P.E}$ – продуктивність роторного екскаватору, м^3/добу.

Термін проведення розрізної траншеї по корисних копалинах

$$t_{РВ} = \frac{V_{Р.П}}{Q_{М.Л}}, \text{ діб}, \qquad (1.99)$$

де $Q_{М.Л}$ – продуктивність механічної лопати, м^3/добу.

Ця схема проведення розрізної траншеї не обмежує її ширину і глибину. Конвеєрним транспортом розкривна порода переміщується на необхідну відстань.

1.3.5. Визначення ефективності технології і організації проведення капітальної і розрізної траншей гірничим обладнанням

Визначення ефективності схеми спорудження траншей здійснюється на основі порівняння не менш двох схем, які відрізняються типом гірничого обладнання.

Наприклад, в даних умовах можливо прийняти тільки дві схеми проведення капітальної і розрізної траншей по розкривних породах: ***схема 1*** (драглайном) і ***схема 2*** **(**механічною лопатою типу ЕКГ)**.** Проведення розрізної траншеї по корисних копалинах за двома схемами здійснюється механічною лопатою з завантаженням породи у автосамоскиди.

План і розрізи схеми розкриття пологого родовища показано на рис.1.24.

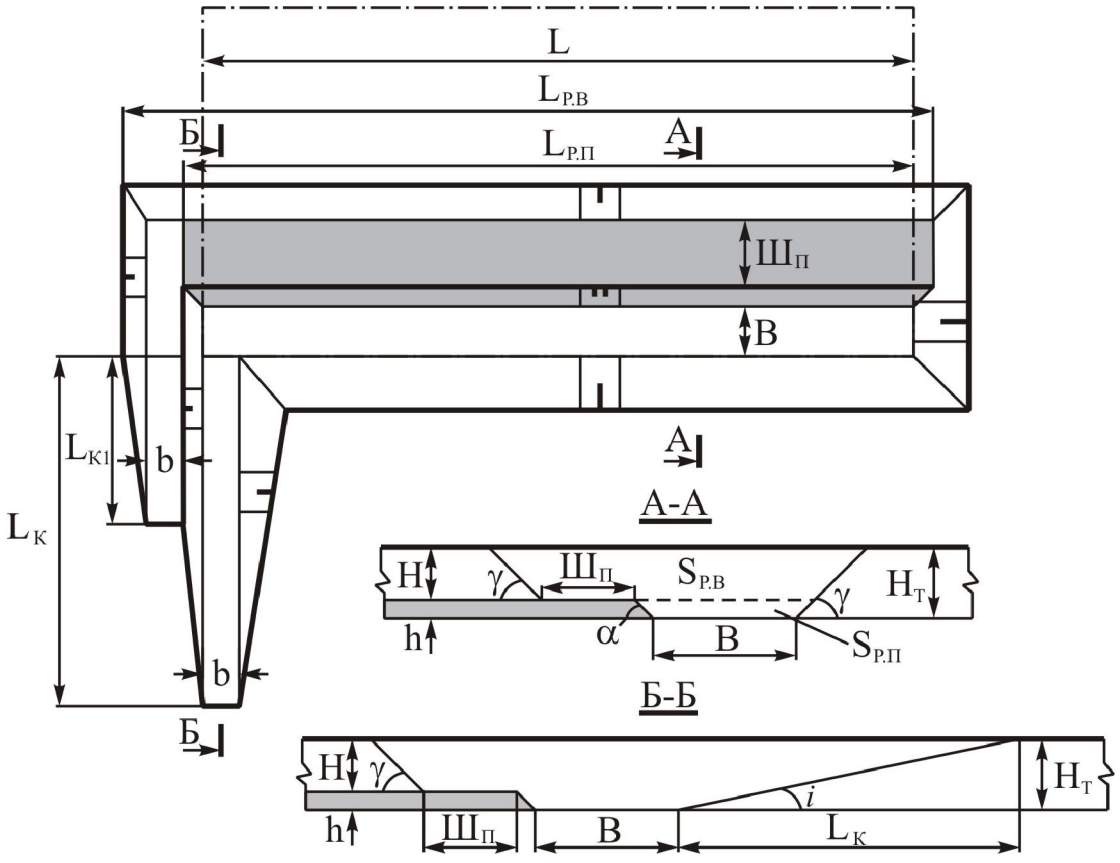


Рис. 1.24. Схема розкриття двох горизонтів кар’єру загальною капітальною траншеєю

Як видно на схемі (рис.1.24), розкриваються два горизонти. Нижній горизонт – видобувний, де буде розміщуватися екскаватор для видобування корисних копалин. Верхній горизонт – розкривний, де буде розміщуватися гірниче обладнання для виймання масиву гірничих порід.

Розрахункові формули для цієї схеми

Об'єм капітальної траншеї для розкриття двох горизонтів кар'єру

$$V_K = \frac{H_T^{\,2}}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right) + \frac{bH^{\,2}}{2i},\ \text{м}^3, \qquad (1.100)$$

де H_T – заглиблення капітальної траншеї ($H_T = H+h$), м; H – глибина розташування верхнього горизонту (товщина розкривних порід), м; h – потужність корисної копалини, м; i – нахил капітальної траншеї, ‰; b – ширина похилих майданчиків капітальної траншеї, м; γ – укіс бортів траншеї, град.

Об'єм розрізної траншеї по розкривних породах розраховується за формулою:

$$V_{P.B} = S_{P.B}L_{P.B},\ \text{м}^3; \qquad (1.101)$$

$$S_{PB} = \left[B + h(ctg\gamma + ctg\alpha) + Ш_П + Hctg\gamma\right]H,\ \text{м}^2; \qquad (1.102)$$

$$L_{PB} = L + b + 2H_T ctg\gamma - Hctg\gamma,\ \text{м}, \qquad (1.103)$$

де S_{PB} – площа розрізу розкривних порід, м; L – ширина кар'єрного поля, м; L_{PB} – довжина фронту робіт по розкривних породах, м; γ – кут укосу борта траншеї, град ; α – кут укосу уступу по корисних копалинах, град.; $Ш_П$ – ширина майданчику на покрівлі корисної копалини, м; B – ширина розрізної траншеї по низу, м.

Об'єм розрізної траншеї по корисних копалинах розраховується за формулою:

$$V_{PП} = S_{P.П}L_{PП},\ \text{м}^3; \qquad (1.104)$$

$$V_{PП} = \left[B + 0{,}5h(ctg\alpha + ctg\gamma)\right]h,\ \text{м}^2; \qquad (1.105)$$

$$L_{P.П} = B + hctg\gamma,\ \text{м}, \qquad (1.106)$$

де $L_{PП}$ – довжина фронту робіт по корисних копалинах, м.

Для виявлення найефективнішої з двох схем спорудження траншей необхідно розрахувати економічний критерій (собівартість 1 м^3 розкривних порід при проведенні траншей) з урахуванням терміну проведення траншей.

Схема 1 (траншеї проводяться драглайном)

Продуктивність драглайна визначається за формулою:

$$Q_{ЕШ} = \frac{3600E_Д k_{Н.Д} k_{В.Д} t_Д}{t_Ц k_Р},\ \text{м}^3/\text{діб}, \qquad (1.107)$$

де $E_Д$ – місткість ковша драглайна, м^3**;** $k_{Н.Д}$ – коефіцієнт наповнення породою ковша драглайна; $k_{В.Д}$ – коефіцієнт використання драглайна у часі; $k_Р$ – коефіці-

єнт розпушення розкривних порід; $t_Д$ – кількість годин роботи драглайна за добу; $t_Ц$ – термін циклу роботи драглайна, с.

Термін проведення капітальної і розрізної траншей драглайном

$$t_{К1} = \frac{V_К + V_{Р.В}}{Q_{ЕШ}}, \text{ діб.} \qquad (1.108)$$

Собівартість 1м^3 розкривних порід при проведенні траншей драглайном

$$C_1 = \frac{K_{В.Д} N_Д + E_{В.Д}}{Q_{ЕШ} n_Р}, \text{ грн./м}^3, \qquad (1.110)$$

де $K_{В.Д}$ – капітальні витрати на драглайн, грн, $N_Д$ – нормативний коефіцієнт на погашення щорічних капітальних витрат, грн, $E_{В.Д}$ – річні експлуатаційні витрати на роботу драглайна, грн, $n_р$ – кількість діб роботи драглайна за рік.

Схема 2 (траншеї проводяться екскаватором типу механічна лопата)

Продуктивність механічної лопати визначається за формулою:

$$Q_{М.Л} = \frac{60 E_А k_{Н.А} k_{В.М} t_М}{t_{И.А} k_Р}, \text{ м}^3\text{/діб}, \qquad (1.111)$$

де $E_А$ – місткість кузова автосамоскида, м^3**;** $k_{Н.А}$ – коефіцієнт наповнення породою кузова автосамоскида; $k_{В.М}$ – коефіцієнт використання механічної лопати у часі; $k_Р$ – коефіцієнт розпушення розкривних порід; $t_М$ – кількість годин роботи механічної лопати за добу; $t_{И.А}$ – загальний час інтервалу між автосамоскидами, які подаються до екскаватора, хв.

Кількість автосамоскидів можна визначити за формулою:

$$n_А = \frac{T_Р}{t_{И.А}}, \qquad (1.112)$$

де $T_Р$ – термін рейсу автосамоскида, хв.

Термін проведення капітальної і розрізної траншей механічною лопатою

$$t_{К2} = \frac{V_К + V_{Р.В}}{Q_{М.Л}}, \text{ діб.} \qquad (1.113)$$

Собівартість 1м^3 розкривних порід при проведені траншей

$$C_2 = \frac{K_{М.Л} N_{М.Л} + E_{М.Л} + n_А K_А N_А + n_А E_А}{Q_{М.Л} n_Р}, \text{ грн./м}^3, \qquad (1.114)$$

де $К_{М.Л}$ – капітальні витрати на механічну лопату, грн, $N_{М.Л}$ – нормативний коефіцієнт на погашення щорічних капітальних витрат на механічну лопату, грн, $Е_{М.Л}$ – річні експлуатаційні витрати на роботу механічної лопати, грн, $n_А$ – кількість автосамоскидів, $К_А$ – капітальні витрати на автосамоскид, грн; $N_А$ – нормативний коефіцієнт на погашення щорічних капітальних витрат на автосамоскид, $Е_А$ – річні експлуатаційні витрати на роботу механічної лопати, грн, $n_Р$ – кількість діб роботи екскаватора за рік.

На основі порівняння собівартостей 1м^3 розкривних порід за ***схемами 1*** і ***2*** при спорудженні траншей обирається саме та, при якій менша собівартість.

Для подальшого планування ефективної технології будівництва кар'єру необхідно розглянути організацію проведення капітальної і розрізної траншей за визначеними етапами.

Для кожного етапу здійснюються необхідні розрахунки для визначення терміну будівництва траншей.

Нижче наведено три етапи спорудження траншей на прикладі ***схеми 1***.

1-й етап. *Схема проведення капітальної траншеї драглайном* (рис. 1.25).

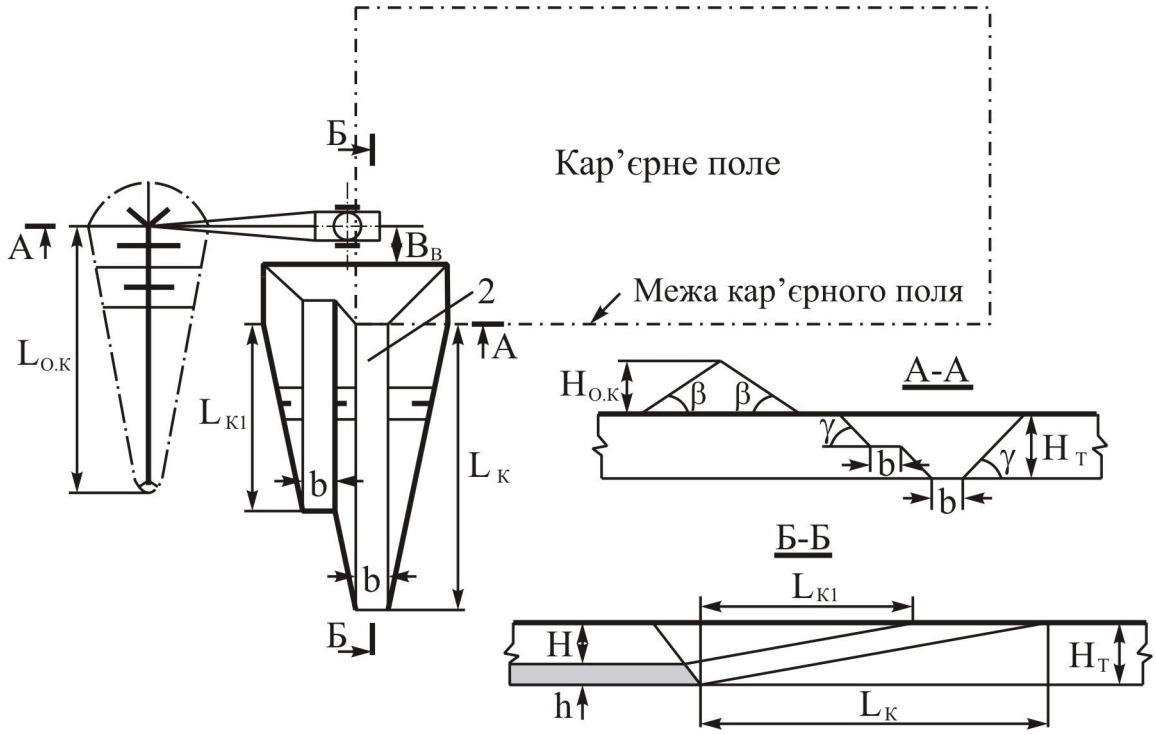


Рис. 1.25. Схема проведення капітальної траншеї драглайном

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина нижньої ($L_К$) верхньої і ($L_{К1}$) похилих майданчиків капітальної траншеї розраховується за формулами:

$$L_К = \frac{H + h}{i}, \text{ м;} \qquad (1.115)$$

$$L_{К1} = \frac{H}{i}, \text{ м.} \qquad (1.116)$$

Довжина зовнішнього відвалу

$$L_{OK} = L_K - R + H_T ctg\gamma + B_B, \text{ м.} \quad (1.117)$$

Максимальна висота зовнішнього відвалу

$$H_{OK} = \sqrt{\left[(b + H_T ctg\gamma)H_T + bH\right]K_P tg\beta}, \text{ м,} \quad (1.118)$$

де b – ширина похилого майданчика капітальної траншеї, м; H_T – заглиблення капітальної траншеї, м; K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; γ – кут нахилу бортів розрізної траншеї, град.; β – укіс відвальних порід, град.

Термін проведення капітальної траншеї

$$t_K = \frac{V_K}{Q_{ЕШ}}, \text{ діб.} \quad (1.119)$$

2-й етап. *Схема проведення драглайном розрізної траншеї по розкривних породах* (рис.1.26).

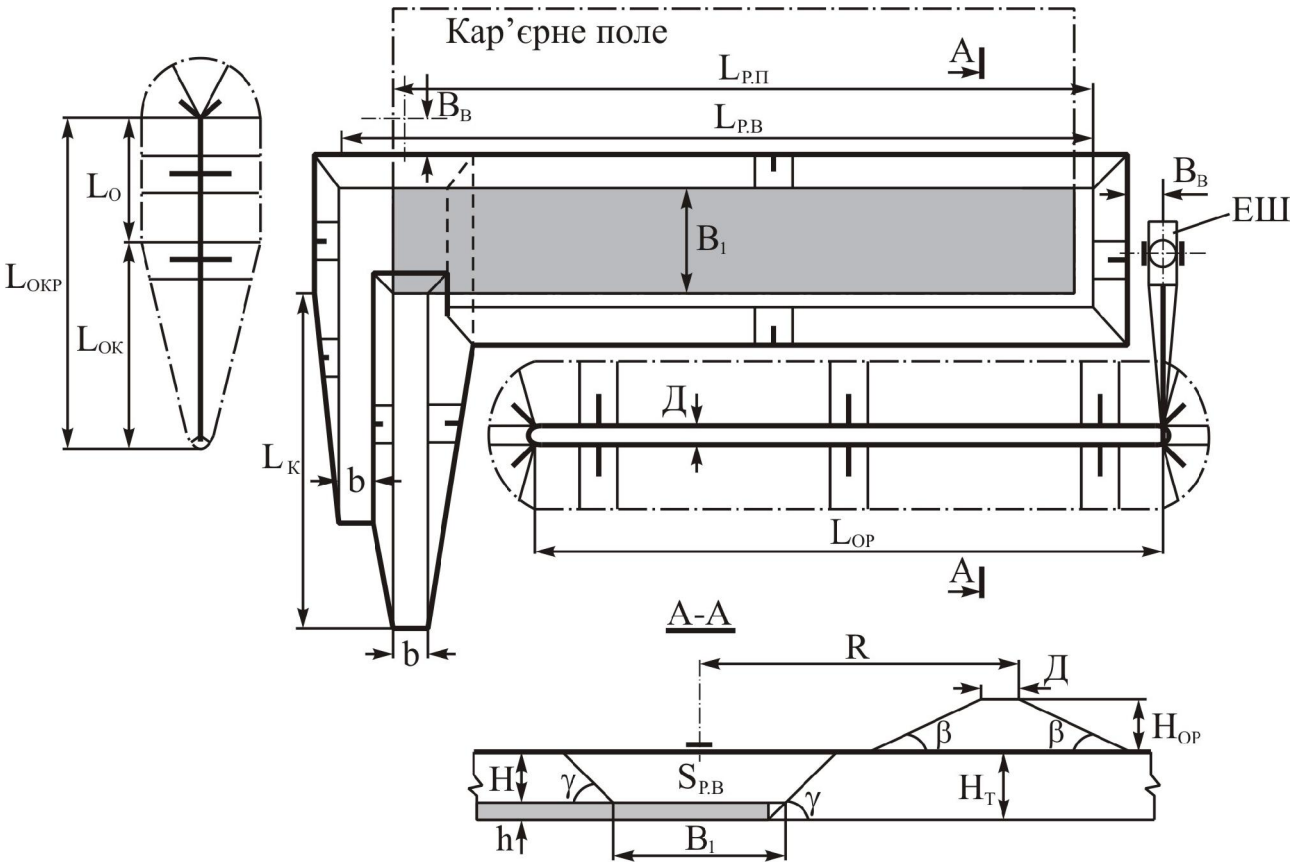


Рис. 1.26. Схема проведення розрізної траншеї драглайном по розкривних породах

Розрахункові формули для цієї схеми

Частка збільшення відвала від капітальної траншеї за рахунок розкриву торця розрізної траншеї $L_O = B_1$, м.

Загальна довжина відвалу від капітальної і торця розрізної траншеї

$$L_{O.K.P} = L_{O.K} + B_1 + Hctg\gamma \text{ , м.} \quad (1.120)$$

Довжини відвалу від розрізної траншеї

$$L_{OP} = L - b \text{ , м.} \quad (1.121)$$

Розрахункова висота відвалу від розрізної траншеї

$$H^I_{O.P} = \sqrt{(B_1 + Hctg\gamma)HK_P tg\beta} \text{ , м,} \quad (1.122)$$

де B_1 – ширина дна розрізної траншеї на глибині H, м.

$$B_1 = B + h(ct\alpha + ctg\gamma) + Ш_П \text{ , м.} \quad (1.123)$$

Якщо розрахункова висота відвалу ($H^I_{O.P}$) менша за максимальну висоту розвантаження породи драглайном ($H_{P.M}$), то $H_{O.P} = H^I_{O.P}$, м (відвал має форму гребеня, і майданчик зверху відсутній, $Д = 0$).

Якщо $H^I_{O.P} \supseteq H_{P.M}$, то $H_{O.P} = H_{P.M}$, м.

У цьому випадку відвал від розрізної траншеї нагорі має майданчик ($Д$), ширина якого розраховується так:

$$Д = \frac{(B_1 + Hctg\gamma)HK_P - H^2_{O.P}ctg\beta}{H_{O.P}} \text{ , м.} \quad (1.124)$$

Термін проведення розрізної траншеї по розкривних породах

$$t_{P.B} = \frac{V_{P.B}}{Q_{ЕШ}} \text{ , діб.} \quad (1.125)$$

3-й етап. *Схема проведення механічною лопатою розрізної траншеї по корисних копалинах з завантаженням у автосамоскиди* (рис.1.27).

Термін проведення розрізної траншеї по корисних копалинах

$$t_{P.П} = \frac{V_{P.П}}{Q_{М.Л}} \text{ , діб.} \quad (1.126)$$

На основі визначених на кожному етапі термінів нижче наведено календарний план спорудження траншей (табл. 1.8). Це дає змогу планувати технологію проведення у часі і визначити загальний термін будівництва траншей ($T_{ОБЩ}$).

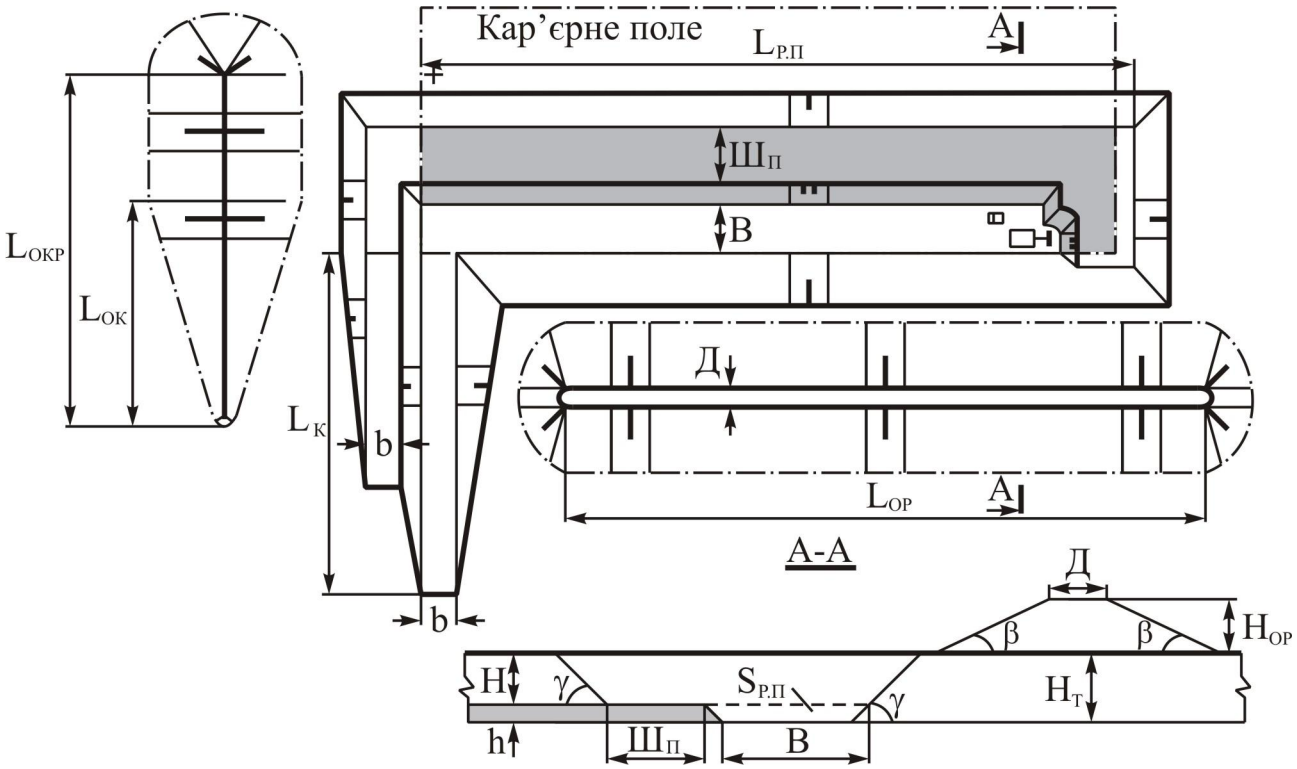


Рис. 1.27. Схема проведення розрізної траншеї механічною лопатою по корисних копалинах

Таблиця 1.8

Календарний план спорудження гірничими машинами капітальної і розрізної траншей

Етапи робіт	Найменування робіт	Тип екскаватора	Термін проведення траншей, діб
1-й етап	Проведення капітальної траншеї на глибину $\boldsymbol{H_T}$	драглайн	$t_{К1}$
2-й етап	Проведення розрізної траншеї по розкривних породах на глибину $\boldsymbol{H}$	драглайн	$t_{РВ2}$
3-й етап	Проведення розрізної траншеї по корисних копалинах на глибину $\boldsymbol{H_T}$	механічна лопата	$t_{РП}$

0 t_1 t_2 t_3 t_4 t_5 t_6 t_7 t_8

$T_{общ.}$

Запитання для самоперевірки

1. *Для чого будується розрізна траншея?*
2. *Де знаходиться розрізна траншея по відношенню до кар'єрного поля?*
3. *Назвіть основні параметри розрізної траншеї?*
4. *З яких порід складається розрізна траншея?*
5. *Де проходить межа кар'єрного поля по відношенню до розрізної траншеї?*
6. *Де розміщуються відвали порід після проведення розрізної траншеї?*
7. *Що таке торець розрізної траншеї?*
8. *Де розміщуються породи з першої розкривної заходки?*

Викладений навчальний матеріал дає студенту можливість оволодіти знаннями щодо технології проведення розрізних траншей гірничим обладнанням циклічної і поточної дій, а також конструювати плани і розрізи розрізної траншеї. Наведені основні формули для розрахунку параметрів розрізних траншей і відвальних порід залежно від технологічних схем будівництва кар'єру.

1.4. Динаміка проведення капітальної і розрізної траншей гірничим обладнанням

Для складання календарного плану будівництва траншей треба розглянути цей процес у динаміці, тобто встановити послідовність технологічних дій, які стосуються розкриву родовища. План дозволяє ув'язати усі заплановані гірничі роботи з календарним часом і остаточно визначити термін будівництва кар'єру. Для вирішення цієї задачі необхідно визначити етапи проведення капітальної і розрізної траншей залежно від запланованої технології гірничих робіт.

В умовах пологих родовищ проведення траншей здійснюється різними гірничими машинами циклічної і поточної дії. З огляду на тип гірничих машин приймається необхідна технологія.

Нижче на схемах показана динаміка проведення траншей відповідно до типу гірничого обладнання і технології гірничих робіт.

1.4.1. Проведення капітальної і розрізної траншеї механічною лопатою з завантаженням порід у автосамоскиди (розкривається два горизонти кар'єру)

Для визначення календарного плану проведення капітальної і розрізної траншей механічною лопатою нижче розглянемо 3 етапи.

1-й етап (проведення капітальної і розрізної траншеї по розкривних породах на глибину H_1)

На цьому етапі капітальна і розрізна траншеї проводяться механічною лопатою на глибину H_1. Розкривна порода переміщається автосамоскидами на зовнішній відвал.

Нижче наведено план і переріз схеми проведення капітальної і розрізної траншей на першому етапі (рис. 1.28).

Розрахункові формули для цієї схеми

Ширина капітальної траншеї по низу, проведеної на глибину H_1,

$$b_1 = 2b + 2(H_T - H_1)ctg\gamma \text{ , м,} \qquad (1.127)$$

де b – ширина похилого майданчику капітальної траншеї, м; H_T – глибина заглиблення капітальної траншеї; H_1 – потужність верхнього розкривного уступу, м; γ – кут укосу траншей по розкривних породах, град.

Довжина похилого майданчика капітальної траншеї, проведеної на глибину H_1,

$$L_{K1} = \frac{H_1}{i} \text{ , м.} \qquad (1.128)$$

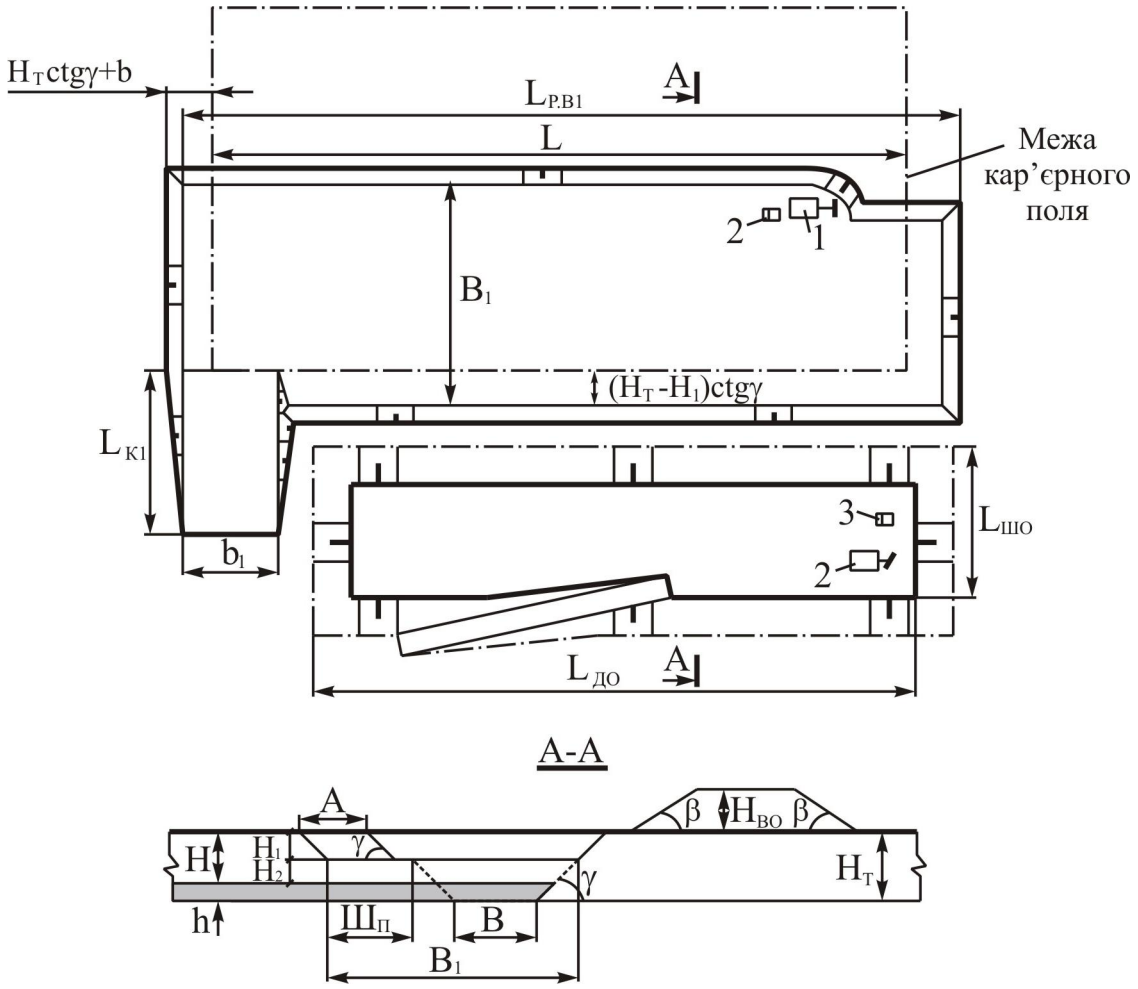


Рис. 1.28. Схема проведення капітальної і розрізної траншеї по розкривних породах на глибину H_1: 1 – механічна лопата; 2 – автосамоскид; 3 – бульдозер

Об'єм розкривних порід з капітальної траншеї, проведеної на глибину H_1

$$V_{K1} = \frac{H_1^2}{i}\left(\frac{b_1}{2} + \frac{H_1}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3, \tag{1.129}$$

де i – нахил капітальної траншеї, тис. ‰.

Ширина розрізної траншеї по низу на першому етапі

$$B_1 = B + 2(H_T - H_1)ctg\gamma + Ш_П, \text{ м}. \tag{1.130}$$

Середня довжина розрізної траншеї на першому етапі

$$L_{PB1} = L + b + 2H_T ctg\gamma - H_1, \text{ м}. \tag{1.131}$$

Об'єм розкривних порід при проведенні розрізної траншеї на першому етапі

$$V_{PB1} = (B_1 + H_1 ctg\gamma)H_1 L_{P.B1}, \text{ м}^3. \tag{1.132}$$

Параметри зовнішнього відвалу шукаються залежно від об'єму капітальної і розрізної траншей

$$V_{K1} + V_{P.B1} = \frac{L_{Д.О} L_{Ш.О} H_{В.О}}{K_P}, \text{ м}^3, \quad (1.133)$$

де $L_{Д.О.}$ – довжина зовнішнього відвалу, м; $H_{В.О.}$ – висота зовнішнього відвалу, м.

Ширина зовнішнього відвалу

$$L_{ШО} = \frac{(V_{K1} + V_{P.B1}) K_P}{L_{Д.О} H_{В.О}}, \text{ м}. \quad (1.134)$$

Термін виконання гірничих робіт зі спорудження капітальної траншеї на 1-му етапі

$$t_{K1} = \frac{V_{k1}}{Q_{м.л.}}, \text{ діб}, \quad (1.135)$$

де $Q_{М.Л.}$ – потужність екскаватора, м^3/діб.

Термін виконання гірничих робіт з проведення розрізної траншеї на 1-му етапі

$$t_{PB1} = \frac{V_{P.B1}}{Qм.л.}, \text{ діб}. \quad (1.136)$$

2-й етап (проведення капітальної і розрізної траншеї по розкривних породах на глибину H)

На цьому етапі капітальна і розрізна траншеї проводяться механічною лопатою з глибини H_1 до глибини H_2.

Нижче наведено план і переріз схеми розкривних робіт на другому етапі (рис. 1.29).

Ширина капітальної траншеї з низу, проведеної на глибину H,

$$b_2 = b + 2hctg\gamma, \text{ м}, \quad (1.137)$$

де h – потужність видобувного уступу, м.

Довжина похилого майданчика капітальної траншеї, проведеної на глибину H,

$$L_{K2} = \frac{H}{i}, \text{ м}. \quad (1.138)$$

Ширина розрізної траншеї по низу, проведеної на глибину H,

$$B_2 = B + 2hctg\gamma, \text{ м}. \quad (1.139)$$

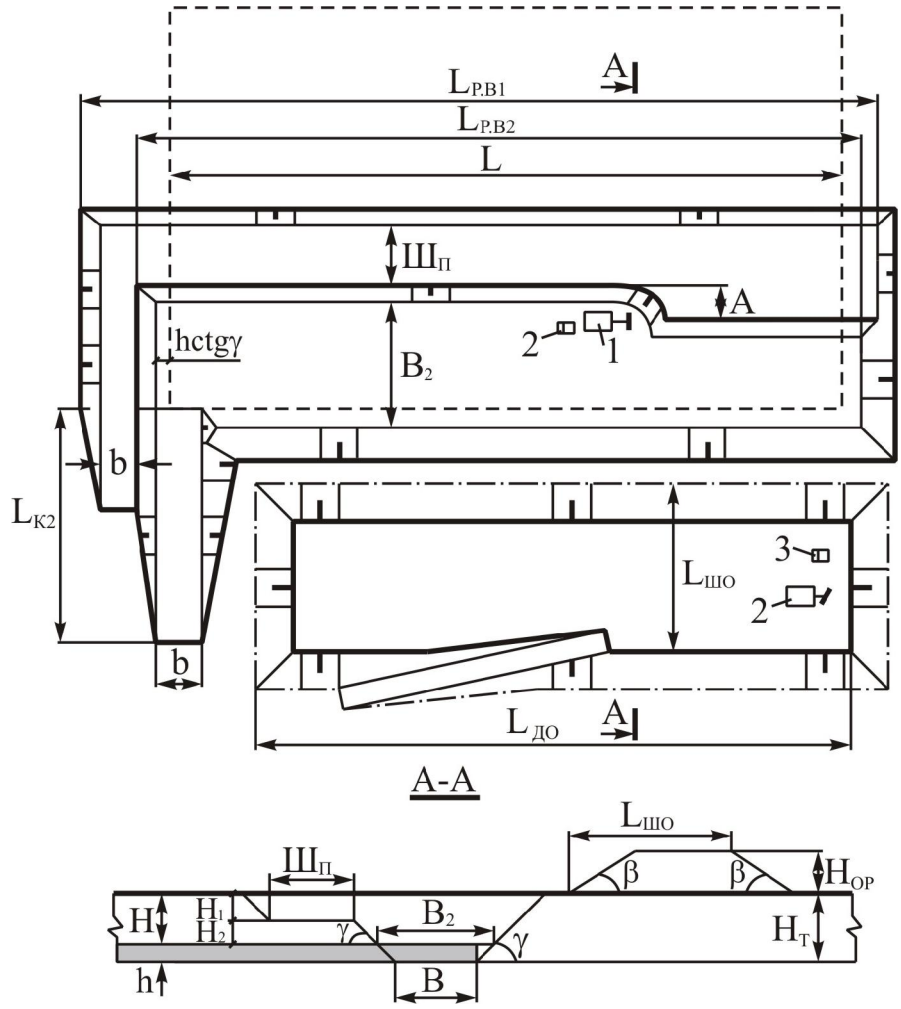


Рис. 1.29. Схема проведення капітальної і розрізної траншеї по розкривних породах на глибину *H*: 1 – механічна лопата, 2 – автосамоскид, 3 – бульдозер

Об'єм розкривних порід з капітальної траншеї, проведеної на глибину *H* на 2-му етапі,

$$V_{K2} = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right) + \frac{H_1^2 b}{2i} - V_{K1} - (b + hctg\gamma)hL_K \text{, м}^3, \qquad (1.140)$$

де L_K – довжина капітальної траншеї, проведеної на глибину H_T, м ($L_K = \frac{H_T}{i}$).

Середня довжина розрізної траншеї, яка проведена на другому етапі,

$$L_{PB2} = L + (2h + H_2)ctg\gamma \text{, м.} \qquad (1.141)$$

Об'єм розкривних порід з розрізної траншеї, проведеної на глибину *H*, на 2-му етапі,

$$V_{P.B2} = (B_2 + H_2 ctg\gamma)H_2 L_{P.B2} \text{, м}^3, \qquad (1.142)$$

де H_2 – потужність нижнього розкривного уступу, м.

Ширина зовнішнього відвалу

$$L_{Ш.О} = \frac{(V_{К1} + V_{К2} + V_{Р.В1} + V_{Р.В2})K_Р}{L_{Д.О}H_{В.О}}, \text{ м.} \qquad (1.143)$$

Термін виконання гірничих робіт зі спорудження капітальної траншеї на 2-му етапі,

$$t_{К2} = \frac{V_{к2}}{Q_{М.Л}}, \text{ діб,} \qquad (1.144)$$

де $Q_{М.Л}$ – потужність екскаватора, м^3/діб.

Термін гірничих робіт з проведення розрізної траншеї на 2-му етапі,

$$t_{Р.В2} = \frac{V_{Р.В2}}{Q_{М.Л}}, \text{ діб.} \qquad (1.145)$$

3-й етап (проведення капітальної і розрізної траншей на глибину $H_Т$)

На цьому етапі завершується спорудження капітальної і розрізної траншей. Робиться це механічною лопатою.

Корисна копалина, яка виймається з розрізної траншеї, переміщується на склад або на збагачувальну фабрику.

Нижче наведено план і переріз схеми на третьому етапі (рис. 1.30).

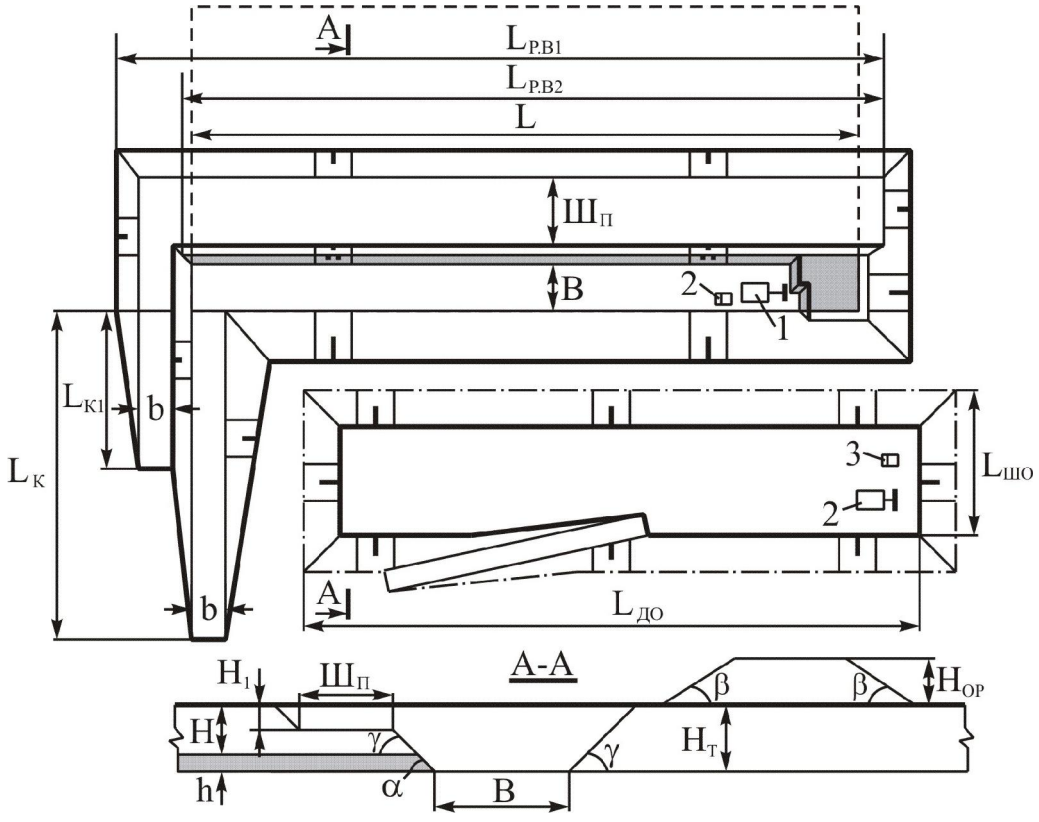


Рис. 1.30. Схема проведення капітальної і розрізної траншеї на глибину $H_Т$: 1 – механічна лопата, 2 – автосамоскид, 3 – бульдозер

Розрахункові формули для цієї схеми

Об'єм розкривних порід з капітальної траншеї, проведеної на глибину H_T, на 3-му останньому етапі,

$$V_{K3} = (b + hctg\gamma)hL_K \text{, м}^3. \quad (1.146)$$

Середня довжина розрізної траншеї по корисних копалинах

$$L_{РП} = L + hctg\gamma \text{, м.} \quad (1.147)$$

Об'єм корисних копалин з розрізної траншеї, проведеної на глибину H_T, на 3-му останньому етапі,

$$V_{Р.П} = (B + hctg\gamma)hL_{Р.П} \text{, м}^3. \quad (1.148)$$

Термін гірничих робіт зі спорудження капітальної траншеї,

$$t_{К.З} = \frac{V_{К3}}{Q_{М.Л}} \text{, діб.} \quad (1.149)$$

Термін гірничих робіт з проведення розрізної траншеї по корисних копалинах,

$$t_{РП} = \frac{V_{Р.П}}{Q_{М.Л}} \text{, діб.} \quad (1.150)$$

На основі розрахунків термінів проведення траншей на усіх етапах нижче наведено календарний план спорудження капітальної і розрізної траншей (табл. 1.9).

Він дозволяє ув'язати усі заплановані гірничі роботи з календарним часом і остаточно визначити термін будівництва кар'єру.

1.4.2. Проведення драглайном капітальної і розрізної траншей по розкривних породах (розкривається один горизонт)

Для визначення календарного плану проведення капітальної і розрізної траншей драглайном нижче розглянемо 3 етапи.

1-й етап (проведення капітальної траншеї на глибину H)

На цьому етапі капітальна траншея проводиться драглайном на глибину H. Розкривна порода розміщується на борту траншеї.

Нижче наведено план і перерізи схеми на першому етапі (рис. 1.31)

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина капітальної траншеї:

$$L_K = \frac{H_T}{i} \text{, м.} \quad (1.151)$$

Таблиця 1.9

Календарний план проведення траншей

Етап роботи	Найменування робіт	Тип обладнання	Термін проведення траншей, діб
1-й етап	Проведення капітальної траншеї на глибину H_1	механічна лопата	$t_{К1}$
	Проведення розрізної траншеї на глибину H_1	механічна лопата	$t_{РВ1}$
2-й етап	Проведення капітальної траншеї на глибину H	механічна лопата	$t_{К2}$
	Проведення розрізної траншеї на глибину H	механічна лопата	$t_{РВ2}$
3-й етап	Проведення капітальної траншеї на глибину $H_Т$	механічна лопата	$t_{К3}$
	Проведення розрізної траншеї по корисних копалинах на глибину $H_Т$	механічна лопата	$t_{РП}$

0 t_1 t_2 t_3 t_4 t_5 t_6 t_7 t_8

T

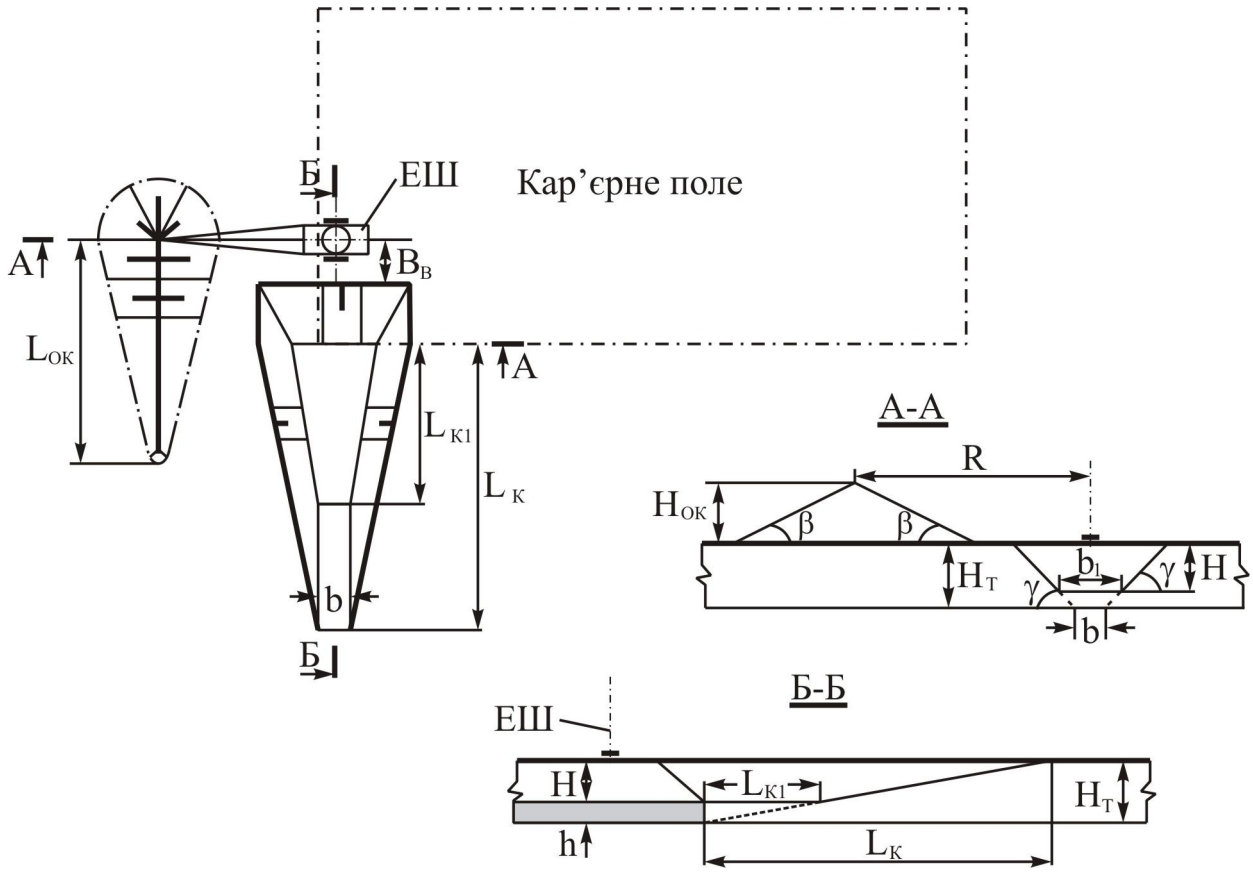


Рис. 1.31. Схема проведення капітальної траншеї драглайном на глибину *H*

Довжина горизонтального майданчика капітальної траншеї

$$L_{K1} = \frac{h}{i}, \text{ м.} \quad (1.152)$$

Максимальна ширина горизонтального майданчика капітальної траншеї на глибині H

$$b_1 = b + 2hctg\gamma, \text{ м.} \quad (1.153)$$

Довжина відвалу після проведення капітальної траншеї на глибину H

$$l_{OK} = L_K - R + (H + h)ctg\gamma + B_B, \text{ м.} \quad (1.154)$$

Максимальна висота відвалу після проведення капітальної траншеї на глибину H

$$H_{O.K}\sqrt{(b_1 + H\ ctg\gamma)HK_P tg\beta}, \text{ м.} \quad (1.155)$$

Об'єм капітальної траншеї на 1-му етапі будівельних робіт

$$V_{K1} = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right) - \frac{h^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \quad (1.156)$$

Продуктивність драглайну

$$Q_{ЕШ} = \frac{3600EK_H K_B t_Д}{t_Ц K_P}, \text{ м}^3/\text{діб}, \quad (1.157)$$

де E – місткість ковша екскаватора, м^3; K_H – коефіцієнт наповнення породою ковша екскаватора; K_B – коефіцієнт використання екскаватора; K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; $t_Д$ – кількість годин роботи екскаватора на добу; $t_Ц$ – термін циклу роботи екскаватора, с.

Термін проведення капітальної траншеї на 1-му етапі

$$t_{K1} = \frac{V_{K1}}{Q_{ЕШ}}, \text{ діб.} \quad (1.158)$$

2-й етап (проведення розрізної траншеї на глибину H)

На цьому етапі розрізна траншея проводиться драглайном на глибину H. Розкривна порода розміщується на неробочому борту розрізної траншеї.

Нижче наведено план і переріз схеми на другому етапі (рис. 1.32).

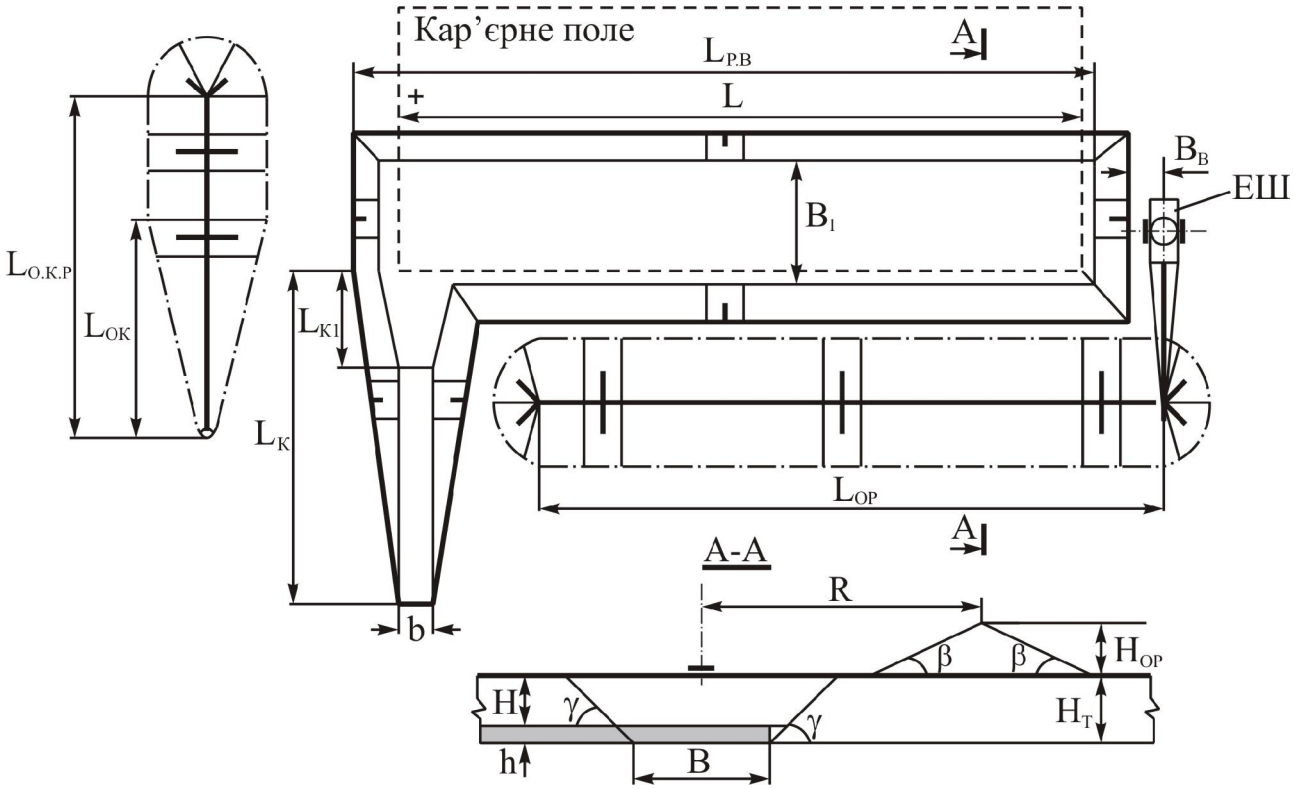


Рис. 1.32. Схема проведення драглайном розрізної траншеї на глибину *H*

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина розрізної траншеї з розкривних порід

$$L_{P.B} = L + 2H_T ctg\gamma - Hctg\gamma \text{ , м.} \qquad (1.159)$$

Довжина відвалу після відробки верхньої частини капітальної і торця розрізної траншеї

$$L_{O.K.P} = L_K - R + B_1 + Hctg\gamma \text{ , м.} \qquad (1.160)$$

Довжина відвалу після проведення розрізної на глибину *H*

$$L_{O.P} = L - b \text{ , м,} \qquad (1.161)$$

де L – ширина кар'єрного поля, м.

Ширина розрізної траншеї на глибині *H*

$$B_1 = B + 2hctg\gamma \text{ , м.} \qquad (1.162)$$

Висота відвалу після проведення розрізної траншеї на глибину *H*

$$H_{O.P} = \sqrt{(B_1 + Hctg\gamma)HK_P tg\beta} \text{ , м.} \qquad (1.163)$$

Об’єм розрізної траншеї по розкривних породах, який виконується на 2-му етапі гірничо-капітальних робіт,

$$V_{P.B2} = (B_1 + Hctg\gamma)HL_{P.B}, \text{ м}^3. \quad (1.164)$$

Термін проведення розрізної траншеї на 2-му етапі

$$t_{P.B2} = \frac{V_{P.B2}}{Q_{ЕШ}}, \text{ діб.} \quad (1.165)$$

3-й етап (проведення капітальної і розрізної траншеї на глибину H_T)

На цьому етапі механічною лопатою завершується проведення капітальної і розрізної траншей.

Нижче наведено план і переріз схеми на третьому етапі (рис. 1.33).

Розрахункові формули для цієї схеми

Об’єм розкривних порід з капітальної траншеї, проведеної на глибину H_T, на 3-му останньому етапі

$$V_{K3} = \frac{h^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \quad (1.166)$$

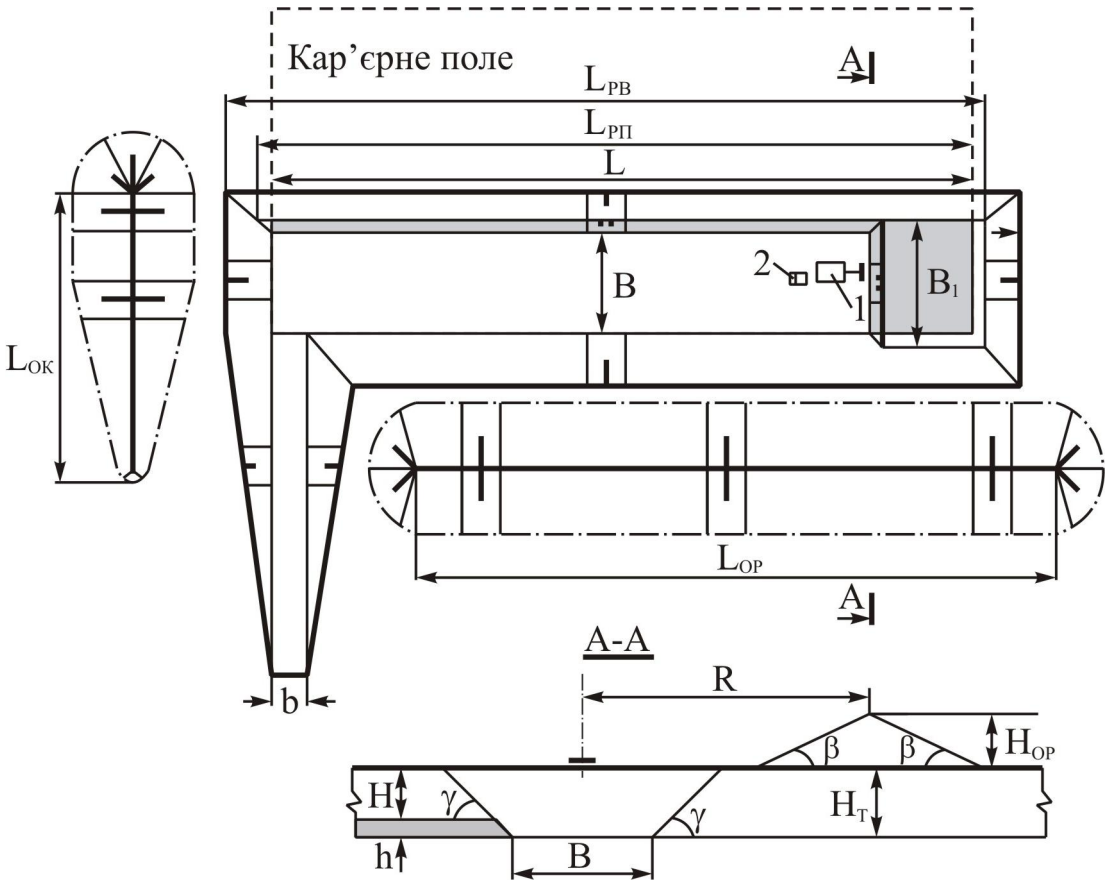


Рис. 1.33. Схема проведення розрізної траншеї по корисних копалинах механічною лопатою: 1 – механічна лопата; 2 – автосамоскид

Середня довжина розрізної траншеї по корисних копалинах

$$L_{Р.П} = L + hctg\gamma \text{ , м.} \qquad (1.167)$$

Об'єм корисних копалин з розрізної траншеї, проведеної на глибину H_T,

$$V_{Р.П} = (B + hctg\gamma)hL_{Р.П} \text{ , м}^3. \qquad (1.168)$$

Термін проведення гірничих робіт зі спорудження капітальної траншеї

$$t_{К..З} = \frac{V_{К.З}}{Q_{М.Л}} \text{, діб.} \qquad (1.169)$$

Термін проведення гірничих робіт зі спорудження розрізної траншеї по корисних копалинах

$$t_{Р.П} = \frac{V_{Р.П}}{Q_{М.Л}} \text{, діб.} \qquad (1.170)$$

На основі розрахунків термінів проведення капітальної і розрізної траншей за визначеними етапами робіт нижче наведено календарний план спорудження траншей (табл. 1.10).

Таблиця 1.10

Календарний план проведення траншей

Етап роботи	Найменування робіт	Тип обладнання	Термін проведення траншей, діб: 0 t_1 t_2 t_3 t_4 t_5 t_6 t_7 t_8
1-й етап	Проведення капітальної траншеї на глибину ***H***	драглайн	$t_{К1}$
2-й етап	Проведення розрізної траншеї на глибину ***H***	драглайн	$t_{РВ2}$
3-й етап	Проведення капітальної траншеї на глибину $\boldsymbol{H_T}$	механічна лопата	$t_{К3}$
	Проведення розрізної траншеї по корисних копалинах на глибину $\boldsymbol{H_T}$	механічна лопата	$t_{РП}$
			T

Календарний план спорудження траншей дозволяє ув'язати усі заплановані гірничі роботи з календарним часом і остаточно визначити термін будівництва кар'єру.

1.4.3. Проведення капітальної і розрізної траншей по розкривних породах драглайном і механічною лопатою (розкривається один горизонт)

1-й етап (проведення капітальної траншеї на глибину H_1)

На першому етапі драглайном проводиться капітальна траншея на глибину H_1, що дає змогу розташувати розкривні породи на неробочому борту капітальної траншеї.

Нижче наведено план і розрізи схеми проведення капітальної траншеї на першому етапі (рис. 1.34).

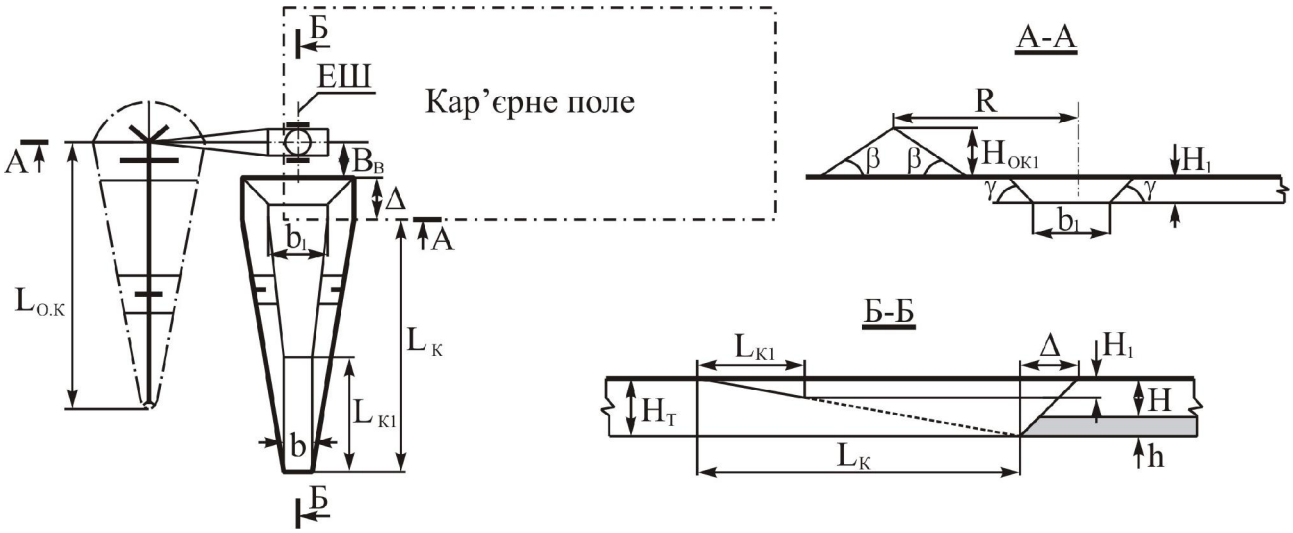


Рис. 1.34. Схема проведення драглайном капітальної траншеї на глибину H_1

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина капітальної траншеї

$$L_K = \frac{H_T}{i}, \text{ м.} \qquad (1.171)$$

Довжина похилої частини капітальної траншеї

$$L_{K1} = \frac{H_1}{i}, \text{ м.} \qquad (1.172)$$

Максимальна ширина горизонтального майданчика капітальної траншеї на глибині H_1

$$b_1 = b + 2(H_T - H_1)ctg\,\gamma, \text{ м.} \qquad (1.173)$$

Довжина відвалу після проведення верхньої частини капітальної траншеї на глибину H_1

$$l_{O.K} = L_K - R + Hctg\gamma, \text{ м.} \qquad (1.174)$$

Максимальна висота відвалу після проведення капітальної траншеї на глибину H_1

$$H_{O.K1} = \sqrt{(b_1 + H_1 ctg\gamma) H_1 K_P tg\beta}\ , \text{м}. \qquad (1.175)$$

Об'єм капітальної траншеї на 1-му етапі будівельних робіт

$$V_{K1} = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right) - \frac{(H_T - H_1)^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T - H_1}{3tg\gamma}\right), \text{м}^3. \qquad (1.176)$$

Продуктивність драглайна

$$Q_{ЕШ} = \frac{3600 E K_H K_B t_Д}{t_Ц K_P}\ , \text{м}^3/\text{діб}, \qquad (1.177)$$

де E – місткість ковша екскаватора, м^3; K_H – коефіцієнт наповнення породою ковша екскаватора; K_B – коефіцієнт використання екскаватора; K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; $t_Д$ – кількість годин роботи екскаватора на добу; $t_Ц$ – термін циклу роботи екскаватора, с.

Термін проведення капітальної траншеї на 1-му етапі

$$t_{K1} = \frac{V_{K1}}{Q_{ЕШ}}, \text{діб}. \qquad (1.178)$$

2-й етап (проведення розрізної траншеї на глибину H_1)

На початку при проведені розрізної траншеї розкривні породи у лівому торці траншеї виймаються драглайном і розміщуються у зовнішній відвал від капітальної траншеї. Після виконання цієї роботи у лівому торці драглайн переміщується у центр розрізної траншеї і розміщує розкривні породи у вигляді відвалу на неробочому борту траншеї.

Нижче наведено план і переріз схеми на другому етапі (1.35).

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина розрізної траншеї по розкривних породах на глибині H_1

$$L_{P.B1} = L + ctg\gamma(2H_T - H_1)\ , \text{м}. \qquad (1.179)$$

Довжина відвалу після проведення верхньої частини капітальної і лівого торця розрізної траншеї на 2-етапі

$$L_{O.K} = L_K - R + H_T ctg\gamma + B_2\ , \text{м}. \qquad (1.180)$$

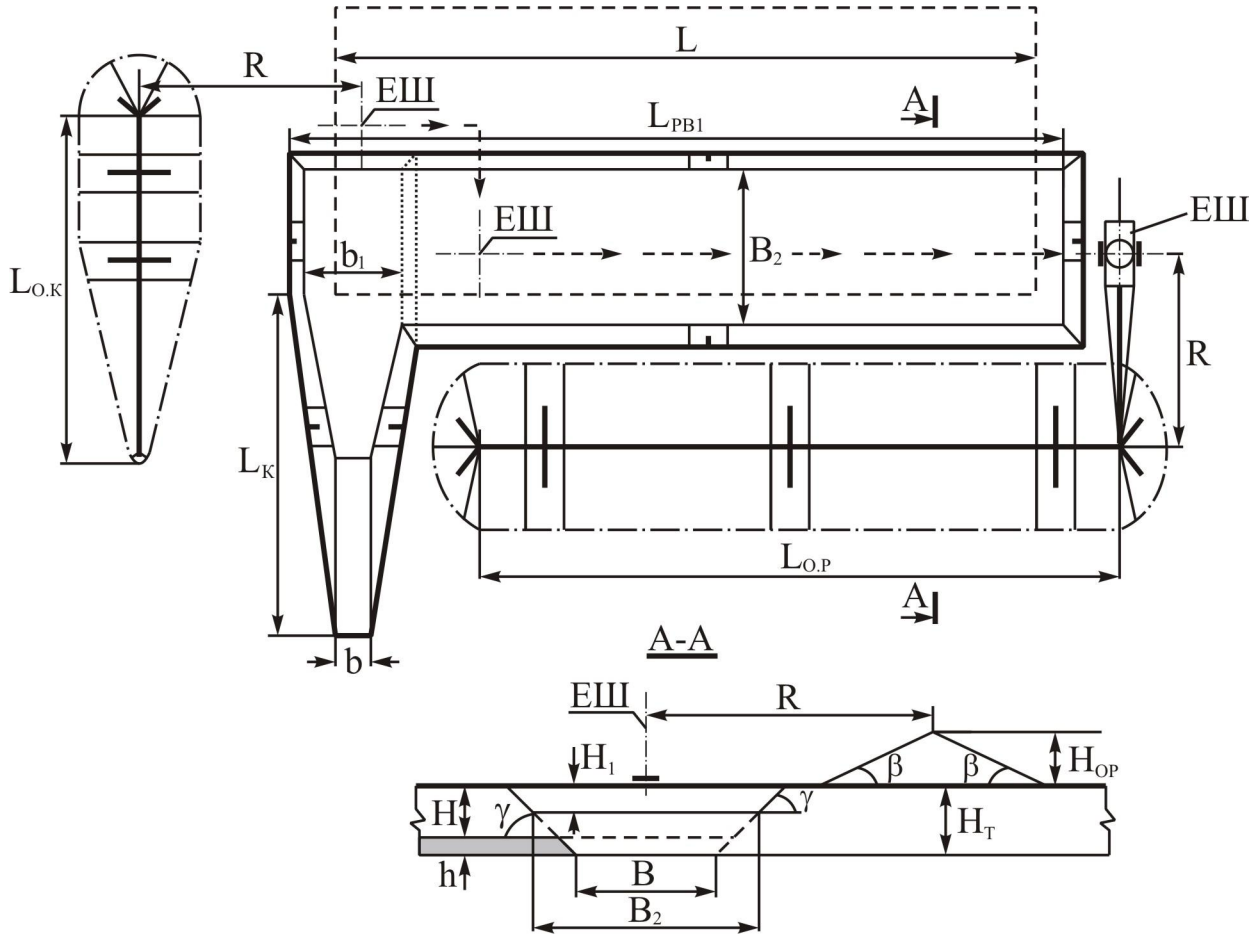


Рис. 1.35. Схема проведення розрізної траншеї по розкривних породах на глибину H_1:
--► – траса переміщення ЕШ

Довжина відвалу по гребеню після проведення розрізної на глибину H_1

$$L_{O.P} = L - b\text{, м,} \tag{1.181}$$

де L – ширина кар'єрного поля, м.

Ширина розрізної траншеї на глибині H_1

$$B_2 = B + 2(H_T - H_1)ctg\gamma\text{ , м.} \tag{1.182}$$

Висота відвалу після проведення розрізної траншеї на глибину H_1

$$H_{O.P} = \sqrt{(B_2 + H_1 ctg\gamma)H_1 K_p tg\beta}\text{ , м.} \tag{1.183}$$

Об'єм розрізної траншеї по розкривних породах на 2-му етапі гірничо-капітальних робіт

$$V_{P.B2} = (B_2 + H_1 ctg\gamma)H_1 L_{P.B1}\text{, м}^3. \tag{1.184}$$

Термін проведення розрізної траншеї на 2-му етапі

$$t_{P.B2} = \frac{V_{P.B2}}{Q_{ЕШ}}, \text{ діб.} \qquad (1.185)$$

3-й етап (проведення капітальної і розрізної траншей на глибину *H*)

Капітальна і розрізна траншеї з глибини H_1 на глибину *H* проводиться механічною лопатою.

Нижче наведено план і розріз схеми проведення капітальної і розрізної траншеї на третьому етапі (рис. 1.36).

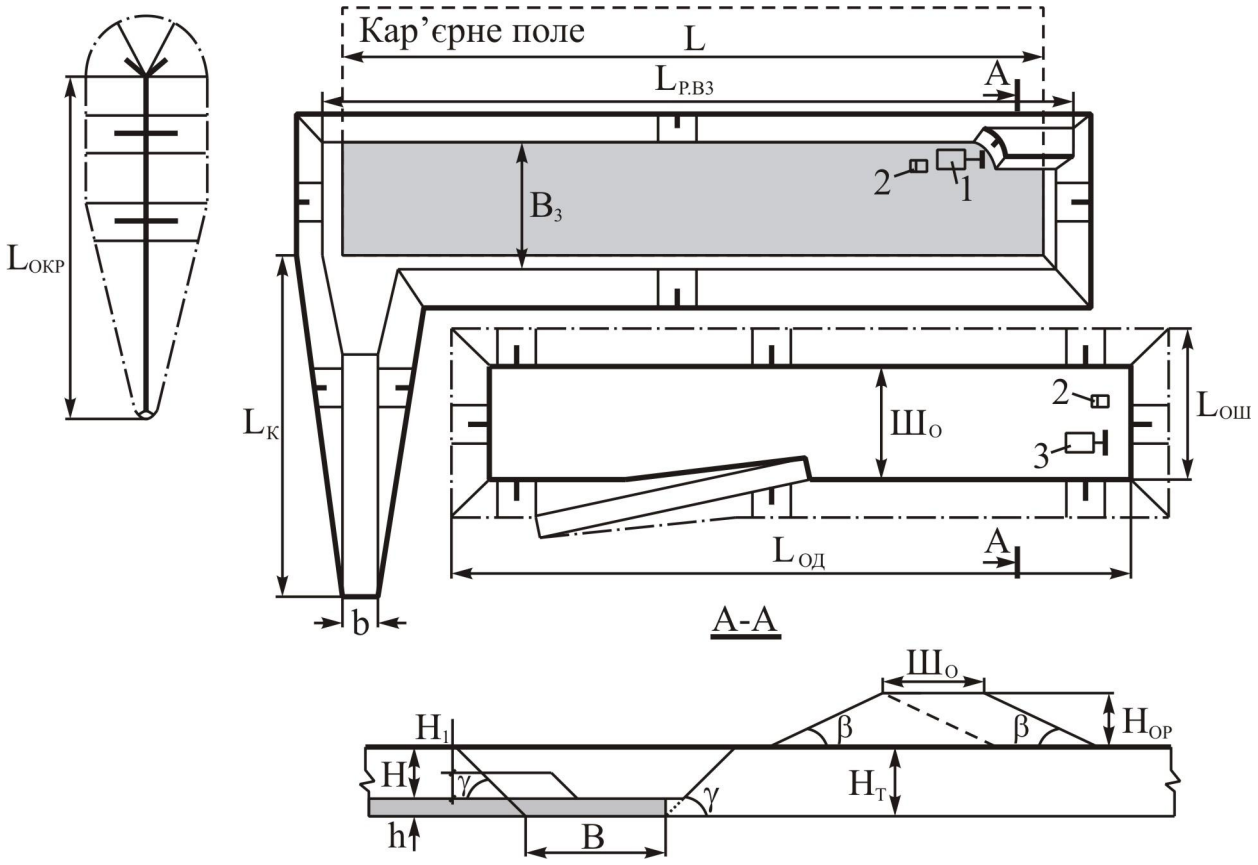


Рис. 1.36. Схема проведення розрізної траншеї по розкривних породах механічною лопатою: 1 – механічна лопата, 2 – автосамоскид, 3 – бульдозер

Розрахункові формули для цієї схеми

Ширина розрізної траншеї на глибині *H*

$$B_3 = B + 2hctg\gamma, \text{ м.} \qquad (1.186)$$

Довжина нижньої частини розрізної траншеї, яка споруджується на 3-му етапі,

$$L_{P.B3} = L + 2H_T ctg\gamma - (H + H_1)ctg\gamma, \text{ м.} \qquad (1.187)$$

Довжина відвалу після проведення розрізної траншеї по розкривних породах

$$L_{О.Д} = L - b + H_{О.Р} ctg\beta \text{, м.} \quad (1.188)$$

Ширина відвалу по низу після проведення капітальної і розрізної траншей по розкривних породах

$$L_{О.Ш} = Ш_О + H_{О.Р} ctg\beta \text{, м.} \quad (1.189)$$

Об'єм капітальної траншеї на 3-му етапі

$$V_{К.З} = \frac{H_Т^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_Т}{3tg\gamma}\right) - V_{К1} - \frac{h^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3tg\gamma}\right) \text{, м}^3. \quad (1.190)$$

Об'єм розрізної траншеї на 3-му етапі

$$V_{Р.В3} = (B_З + Hctg\gamma)HL_{Р.В} - V_{Р.В2} \text{, м}^3. \quad (1.191)$$

Ширина відвалу по верху, який відсипаний автосамоскидами,

$$Ш_О = \frac{V_{Р.В3}}{H_{О.Р} L_{О.Д}} \text{, м.} \quad (1.192)$$

Продуктивність механічної лопати

$$Q_{М.Л} = \frac{3600 E К_Н К_В t_Д}{t_Ц К_Р} \text{, м}^3\text{/добу,} \quad (1.193)$$

де E – місткість ковша екскаватора, м^3; $К_Н$ – коефіцієнт наповнення породою ковша екскаватора; $К_В$ – коефіцієнт використання екскаватора; $К_Р$ – коефіцієнт розпушення розкривних порід; $t_Д$ – кількість годин роботи екскаватора на добу; $t_Ц$ – термін циклу роботи екскаватора, с.

Термін проведення капітальної траншеї на 3-му етапі

$$t_{К.З} = \frac{V_{К.З}}{Q_{ЕКГ}} \text{, діб.} \quad (1.194)$$

Термін проведення розрізної траншеї по розкривних породах на 3-му етапі

$$t_{Р.В3} = \frac{V_{Р.В3}}{Q_{ЕКГ}} \text{, діб.} \quad (1.195)$$

4-й етап (проведення капітальної траншеї на глибину $H_Т$ і розрізної траншеї по корисних копалинах)

Капітальна і розрізна траншеї з глибини H на глибину H_T проводиться механічною лопатою з завантаженням корисної копалини у автосамоскиди.

Нижче наведено план і переріз схеми на четвертому етапі (рис. 1.37).

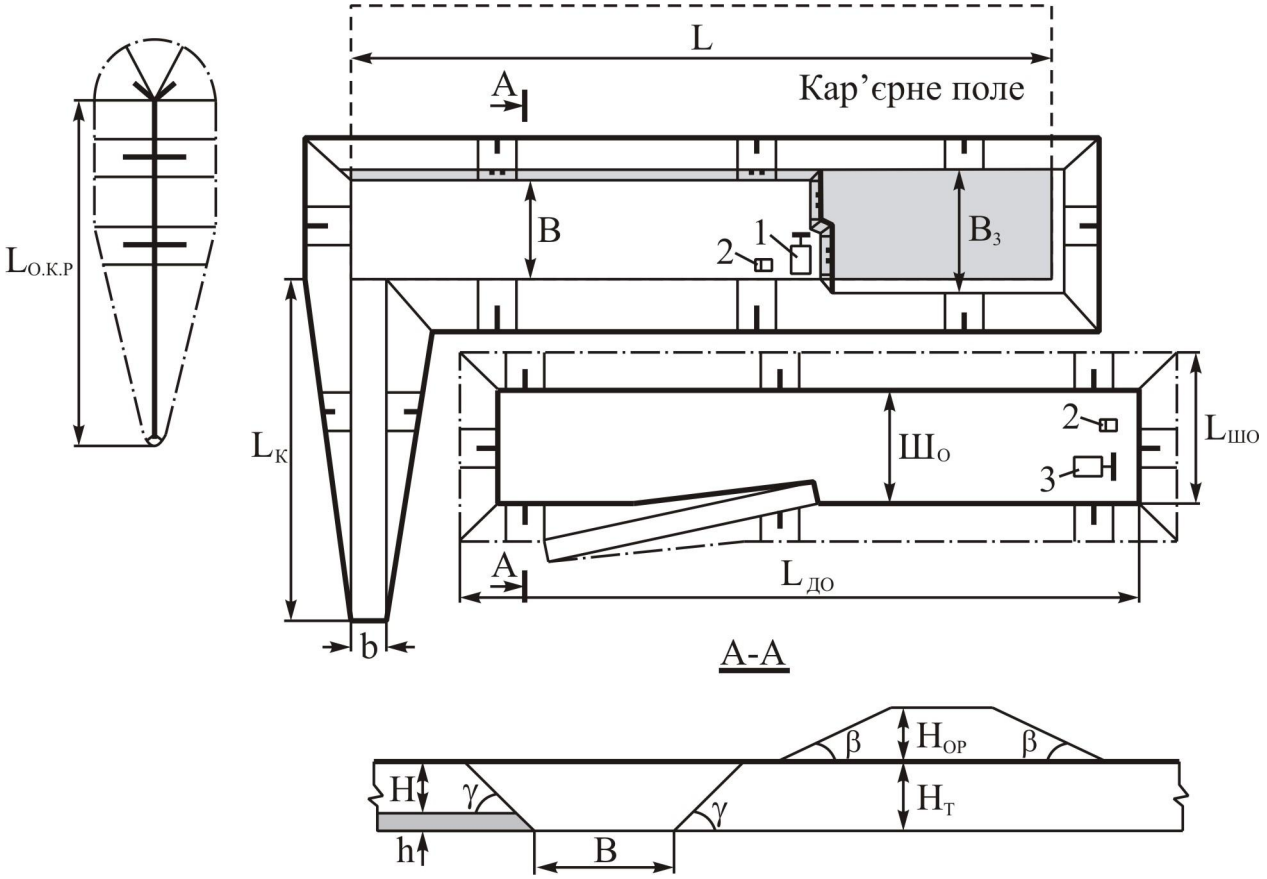


Рис. 1.37. Схема проведення розрізної траншеї механічною лопатою по корисних копалинах: 1 – механічна лопата, 2 – автосамоскид, 3 – бульдозер

Розрахункові формули для цієї схеми

Об'єм капітальної траншеї на 4-му етапі

$$V_{K4} = \frac{h^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \qquad (1.196)$$

Термін проведення капітальної траншеї на 4-му етапі

$$t_{K4} = \frac{V_{K4}}{Q_{M.Л}} \qquad (1.197)$$

Об'єм розрізної траншеї по корисних копалинах на 4-му етапі

$$V_{Р.П4} = (B + hctg\gamma)h(L + hctg\gamma), \text{ м}^3. \qquad (1.198)$$

Термін проведення розрізної траншеї по корисних копалинах на 4-му етапі

$$t_{Р.П4} = \frac{V_{Р.П4}}{Q_{М.Л}}, \text{ діб.} \qquad (1.199)$$

На основі розрахунків термінів проведення капітальної і розрізної траншей відповідно до визначених етапів робіт нижче наведено календарний план спорудження траншей (табл. 1.11).

Таблиця 1.11

Календарний план проведення траншей

Етапи робіт	Найменування робіт	Тип обладнання	Термін проведення траншей, діб
			0 t_1 t_2 t_3 t_4 t_5 t_6 t_7 t_8
1-й етап	Проведення капітальної траншеї на глибину $\boldsymbol{H_1}$	Драглайн	$t_{К1}$
2-й етап	Проведення розрізної траншеї на глибину $\boldsymbol{H_1}$	Драглайн	$t_{РВ2}$
3-й етап	Проведення капітальної і розрізної траншеї на глибину $\boldsymbol{H}$	Механічна лопата	$t_{К3+}$ $t_{РВ3}$
4-й етап	Проведення капітальної траншеї на глибину $\boldsymbol{H_T}$ і розрізної траншеї по корисних копалинах	Механічна лопата	$t_{К4+}t_{РП4}$
			Загальний термін проведення траншей (***Тз***)

Календарний план спорудження траншей дозволяє ув’язати усі заплановані гірничі роботи з календарним часом і остаточно визначити термін будівництва кар’єру.

1.4.4. Проведення капітальної і розрізної траншей по розкривних породах драглайном і механічною лопатою (розкривається два горизонти)

1-й етап (проведення капітальної траншеї драглайном на глибину першого розкривного горизонту (*H*)

На першому етапі драглайном проводиться капітальна траншея на глибину *H*. Розкривні породи розташовуються на борту капітальної траншеї.

Нижче наведено план і розрізи схеми проведення капітальної траншеї драглайном на глибину першого горизонту (*H*) (рис. 1.38).

Розрахункові формули для цієї схеми

Ширина капітальної траншеї по низу, проведеної на глибину H_1,

$$b_1 = 2b + 2hctg\gamma, \text{ м.} \qquad (1.200)$$

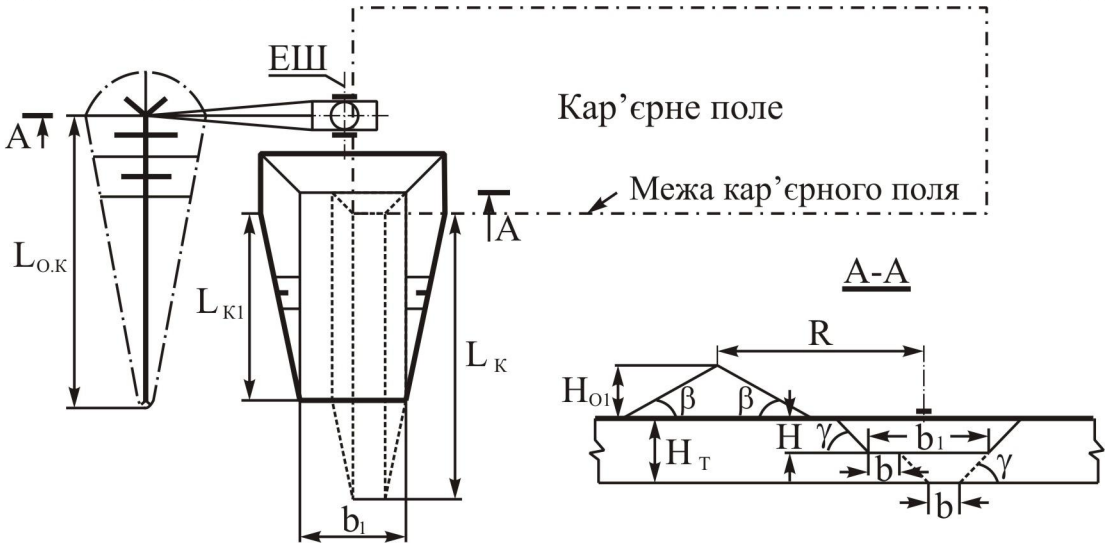


Рис. 1.38. Схема проведення драглайном траншеї по розкривних породах на глибину *H*

Висота зовнішнього відвалу порід

$$H_{O1} = \sqrt{(b_1 + Hctg\gamma)HK_p tg\beta}\ , \text{м}. \qquad (1.201)$$

Об'єм розкривних порід з капітальної траншеї, проведеної на глибину H_1,

$$V_{K1} = \frac{H^2}{i}\left(\frac{b_1}{2} + \frac{H}{3tg\gamma}\right), \text{м}^3. \qquad (1.202)$$

Продуктивність крокуючого екскаватора (тип ЕШ)

$$Q_{ЕШ} = \frac{3600EK_H K_B t_Д}{t_Ц K_P}, \text{м}^3/\text{діб}. \qquad (1.203)$$

Термін проведення капітальної траншеї на 1-му етапі

$$t_{K1} = \frac{V_{K1}}{Q_{ЕШ}}, \text{діб}, \qquad (1.204)$$

де E – місткість ковша екскаватора, м^3; K_H – коефіцієнт наповнення породою ковша екскаватора; K_B – коефіцієнт використання екскаватора; K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; $t_Д$ – кількість годин роботи екскаватора на добу; $t_Ц$ – термін циклу роботи екскаватора, с.

2-етап (проведення розрізної траншеї на глибину *H*)

Розрізна траншея по розкривних породах проводиться механічною лопатою з завантаженням у автосамоскиди, які переміщуються по капітальній траншеї на поверхню, а далі по похилому з'їзду капітальної траншеї на зовнішній відвал.

Нижче наведено план і переріз схеми на другому етапі (рис. 1.39).

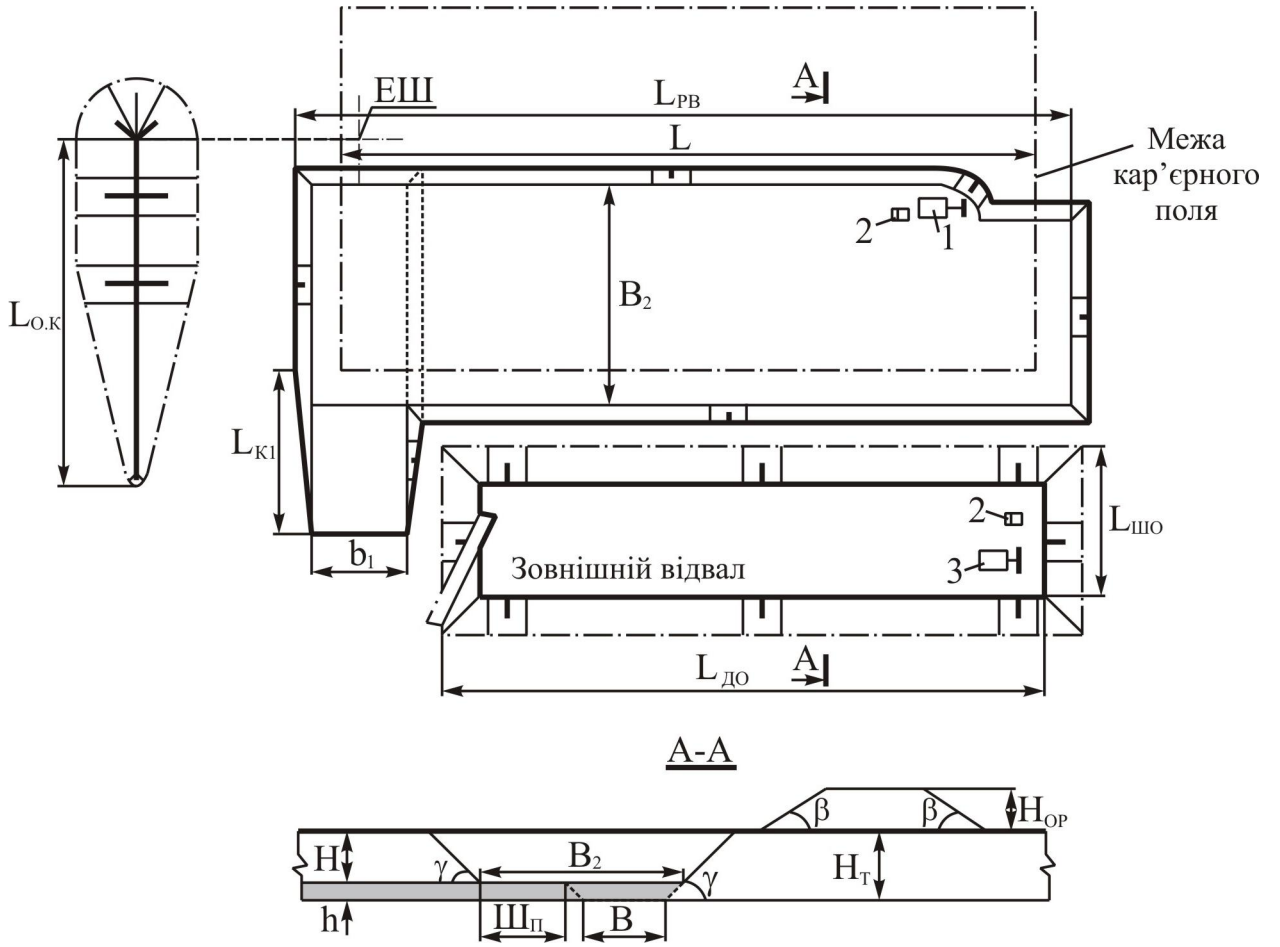


Рис. 1.39. Схема проведення капітальної і розрізної траншеї на глибину *H*: 1 – механічна лопата, 2 – автосамоскид; 3 – бульдозер

Розрахункові формули для цієї схеми

Ширина розрізної траншеї з низу на другому етапі

$$B_2 = B + 2h(ctg\gamma + ctg\alpha) + Ш_П, \text{ м}. \quad (1.205)$$

Об'єм лівого торця розрізної траншеї

$$V_{Л.Т} = (b_1 + Hctg\gamma)HB_2, \text{ м}^3, \quad (1.206)$$

де b_1 – ширина капітальної траншеї по низу на глибині *H*, м; B_2 – ширина розрізної траншеї по низу на глибині *H*, м; *H* – потужність розкривних порід, м.

Об'єм розрізної траншеї на другому етапі без урахування лівого торця

$$V_{Р.В2} = (B_2 + Hctg\gamma)(L + 2H_T ctg\gamma - Hctg\gamma) - V_{Л.Т}, \text{ м}^3. \quad (1.207)$$

Термін проведення лівого торця розрізної траншеї

$$t_{Р.В1} = \frac{V_{Л.Т}}{Q_{ЕШ}}, \text{ діб}. \quad (1.208)$$

Термін проведення розрізної траншеї на 2-му етапі

$$t_{P.B2} = \frac{V_{P.B2}}{Q_{EKГ}}, \text{ діб.} \qquad (1.209)$$

3-й етап (проведення капітальної і розрізної траншеї на глибину H_T (H_T=H+h)

На цьому етапі капітальна і розрізна траншеї споруджуються механічною лопатою. Капітальна траншея проводиться по розкривних породах і досягає глибини H_T. Розрізна траншея – по корисних копалинах і також досягає глибини H_T.

Нижче наведено план і переріз схеми проведення капітальної і розрізної траншей на третьому етапі (1.40).

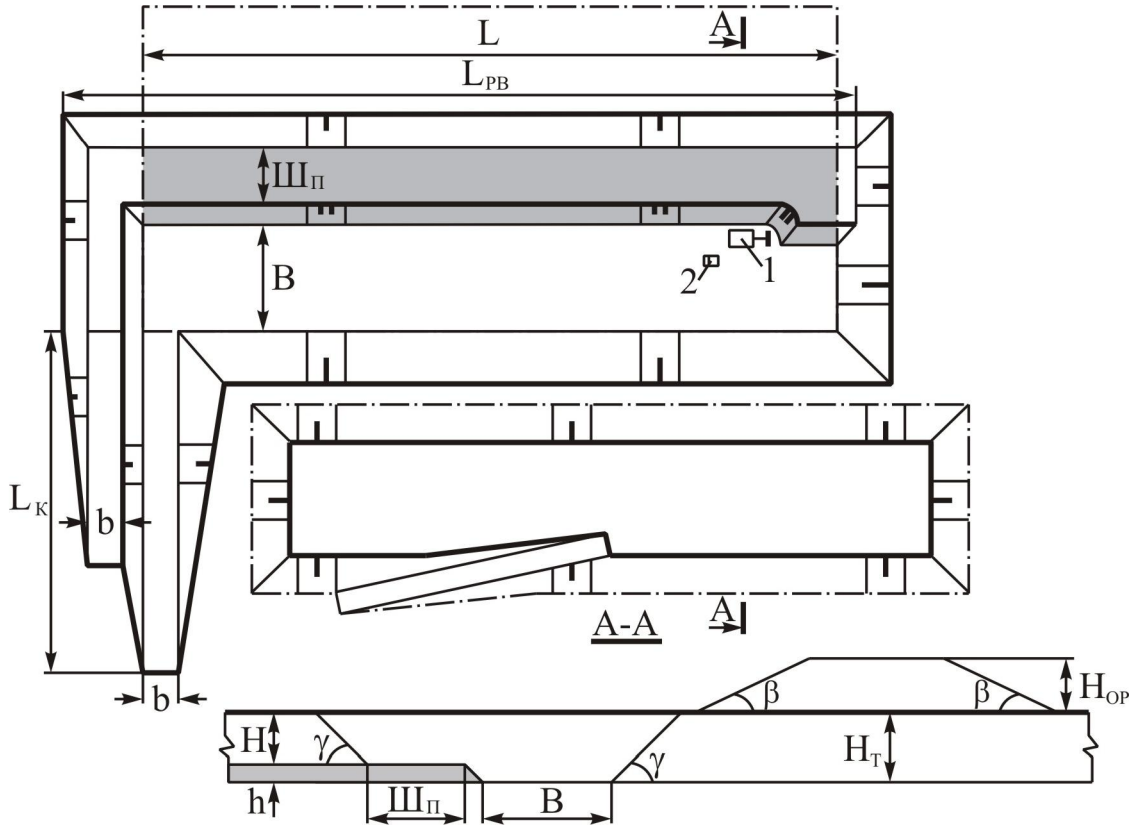


Рис. 1.40. Схема проведення капітальної і розрізної траншеї на глибину H_1: 1 – механічна лопата, 2 – автосамоскид

Розрахункові формули для цієї схеми

Об’єм капітальної траншеї на 3-му етапі

$$V_{K.3} = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right) - V_{K1}, \text{ м}^3. \qquad (1.210)$$

Термін проведення капітальної траншеї на 3-му етапі

$$t_{К.З} = \frac{V_{К.З}}{Q_{ЕКГ}}, \text{ діб} \qquad (1.211)$$

Об'єм розрізної траншеї по корисних копалинах на 3-му етапі

$$V_{Р.ПЗ} = (B + hctg\gamma)h(L + hctg\gamma), \text{ м}^3. \qquad (1.212)$$

Термін проведення розрізної траншеї по корисних копалинах на 3-му етапі

$$t_{Р.ПЗ} = \frac{V_{Р.ПЗ}}{Q_{ЕКГ}}, \text{ діб.} \qquad (1.213)$$

На основі розрахунків термінів проведення капітальної і розрізної траншей згідно з визначеними етапами робіт нижче наведено календарний план спорудження траншей (табл. 1.12).

Таблиця 1.12

Календарний план проведення траншей

Етапи робіт	Найменування робіт	Тип обладнання	Термін проведення траншей, діб 0
1-й етап	Проведення капітальної траншеї на глибину першого горизонту **(H_1)**	Драглайн	$t_{К1}$
2-й етап	Проведення розрізної траншеї на глибину H_1	Механічна лопата	$t_{РВ2}$
3-й етап	Проведення капітальної траншеї на глибину H_T	Механічна лопата	$t_{КЗ}$
	Проведення розрізної траншеї по корисним копалинам	Механічна лопата	$t_{РПЗ}$
			Загальний термін проведення траншей (Тз)

Календарний план спорудження траншей дозволяє ув'язати усі заплановані гірничі роботи з календарним часом і остаточно визначити термін будівництва кар'єру.

1.4.5. Проведення капітальної і розрізної траншей по розкривних породах роторним комплексом (розкриваються три горизонти кар'єру)

Кількість етапів і глибина, на якій проводиться траншея, залежать від кількості горизонтів кар'єру і технічної можливості гірничого обладнання, яке задіяне при розкритті родовища. Нижче наведено три етапи розкриття пологого родовища. Планується проводити капітальну і розрізну траншеї до глибини *H* роторним екскаватором з завантаженням розкривних порід на конвеєр. Розванта-

ження розкривних порід в відвал з конвеєру планується консольним відвалоутворювачем. Проведення розрізної траншеї по корисних копалинах здійснюється механічною лопатою. Корисна копалина на поверхню доставляється автосамоскидами.

1-й етап (проведення капітальної і розрізної траншеї роторним екскаватором на глибину першого горизонту (H_1)

На цьому етапі капітальна і розрізна траншея проводиться роторним комплексом на глибину (H_1).

Нижче наведено план і переріз схеми на першому етапі (рис.1.41).

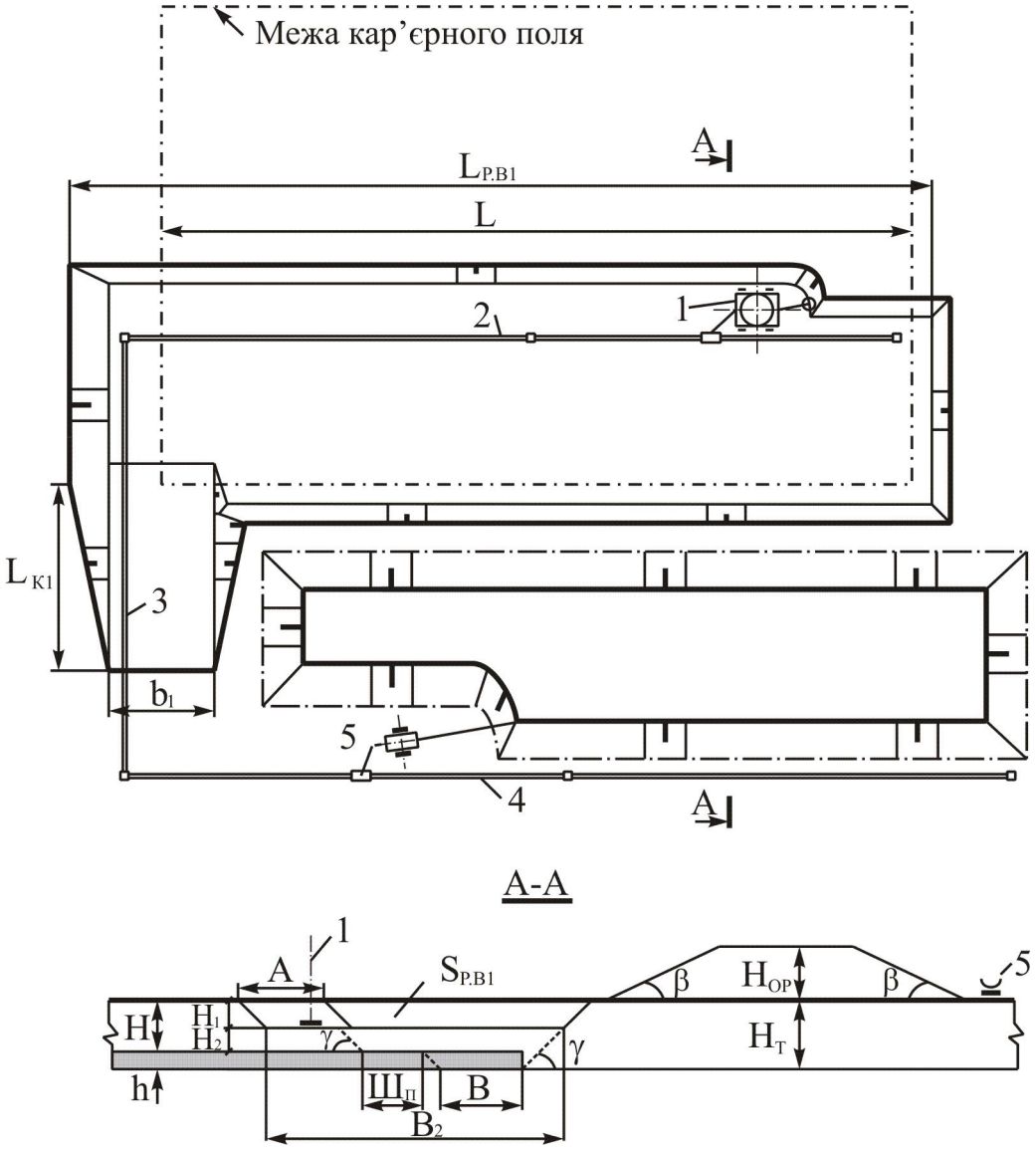


Рис. 1.41. Схема проведення капітальної і розрізної траншеї по розкривних породах на глибину H_1 : 1 – роторний екскаватор, 2 – вибійний конвеєр, 3 – магістральний конвеєр, 4 – відвальний конвеєр, 5 – відвалоутворювач

Розрахункові формули для цієї схеми

Ширина капітальної траншеї по низу, проведеної на глибину H_1,

$$b_1 = 3b + 2(H_T - H_1)ctg\gamma \text{ , м,} \qquad (1.214)$$

де b – ширина капітальної траншеї по низу (ширина похилих майданчиків), яка проведена на глибину H_T, м.

Об'єм розкривних порід з капітальної траншеї, проведеної на глибину H_1,

$$V_{K1} = \frac{H_1^2}{i}\left(\frac{b_1}{2} + \frac{H_1}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \quad (1.215)$$

Об'єм розкривних порід з розрізної траншеї, проведеної на глибину H_1,

$$V_{PB1} = S_{PB1}L_{PB1} = \left[B + h(ctg\gamma + ctg\alpha) + 2Ш_П + H_2ctg\gamma + H_1ctg\gamma\right] \cdot \\ \cdot H_1(L + 2H_Tctg\gamma + 2b - H_1ctg\gamma), \text{ м}^3. \quad (1.216)$$

Продуктивність роторного екскаватора

$$Q_P = \frac{60n_Cek_Hk_Bt_Д}{K_P}, \text{ м}^3/\text{діб}. \quad (1.217)$$

Термін проведення капітальної і розрізної траншеї на 1-му етапі

$$t_{K1} = \frac{V_{k1}}{Q_P}, \text{ діб}, \quad (1.218)$$

$$t_{P1} = \frac{V_{PB1}}{Q_P}, \text{ діб}. \quad (1.219)$$

де e – місткість ковша роторного екскаватора, м^3; k_H – коефіцієнт наповнення породою ковша екскаватора; k_B – коефіцієнт використання екскаватора; K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; $t_Д$ – кількість годин роботи екскаватора на добу.

2-й етап (проведення капітальної і розрізної траншеї роторним екскаватором на глибину другого горизонту (H)

На цьому етапі капітальна і розрізна траншеї проводиться роторним комплексом на глибину H.

Нижче наведено план і переріз схеми на другому етапі (рис.1.42).

Розрахункові формули для цієї схеми

Ширина капітальної траншеї по низу, проведеної на глибину H_1,

$$b_2 = 2b + 2hctg\gamma, \text{ м}. \quad (1.220)$$

Об'єм розкривних порід з капітальної траншеї на другому етапі, проведеної на глибину H,

$$V_{K2} = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right) - V_{K1} - \frac{h^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \quad (1.221)$$

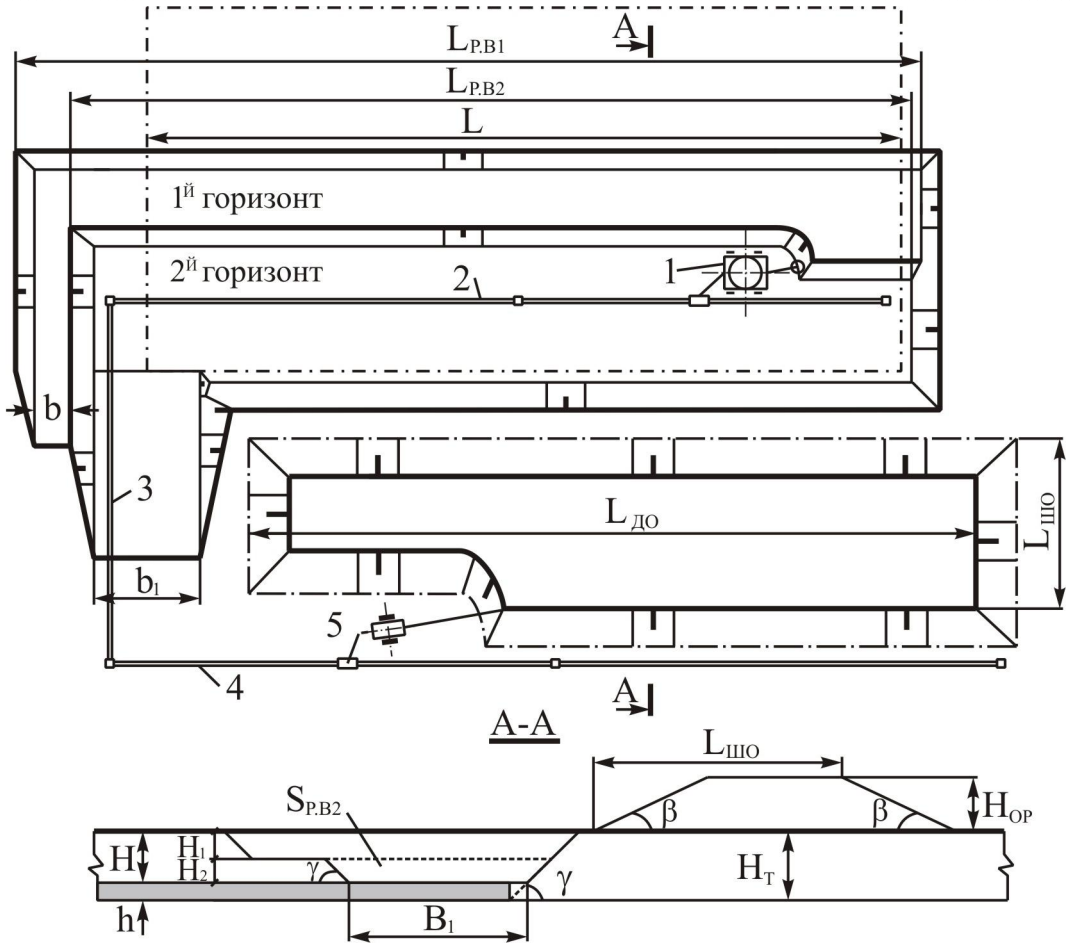


Рис. 1.42. Схема проведення капітальної і розрізної траншеї по розкривних породах на глибину *H*: 1 – роторний екскаватор, 2 – вибійний конвеєр, 3 – магістральний конвеєр, 4 – відвальний конвеєр, 5 – відвалоутворювач

Об’єм розкривних порід з розрізної траншеї на другому етапі, проведеної на глибину *H*,

$$V_{PB2} = S_{P.B2} L_{P.B2} = (B_1 + H_2 ctg\gamma) H_2 (L + b + 2hctg\gamma - H_2 ctg\gamma), \text{ м}^3. \quad (1.222)$$

Термін проведення капітальної і розрізної траншеї на 2-му етапі

$$t_{K2} = \frac{V_{K2}}{Q_P}, \text{ діб}, \quad (1.223)$$

$$t_{P2} = \frac{V_{PB2}}{Q_P}, \text{ діб}. \quad (1.224)$$

3-й етап (проведення капітальної і розрізної траншеї механічною лопатою на глибину третього горизонту (H_T).

На цьому етапі завершується робота з проведення капітальної і розрізної траншей механічною лопатою. Капітальна траншея споруджується по розкривних породах, а розрізна траншея – по корисних копалинах.

Нижче наведено план і переріз схеми на третьому етапі (рис. 1.43).

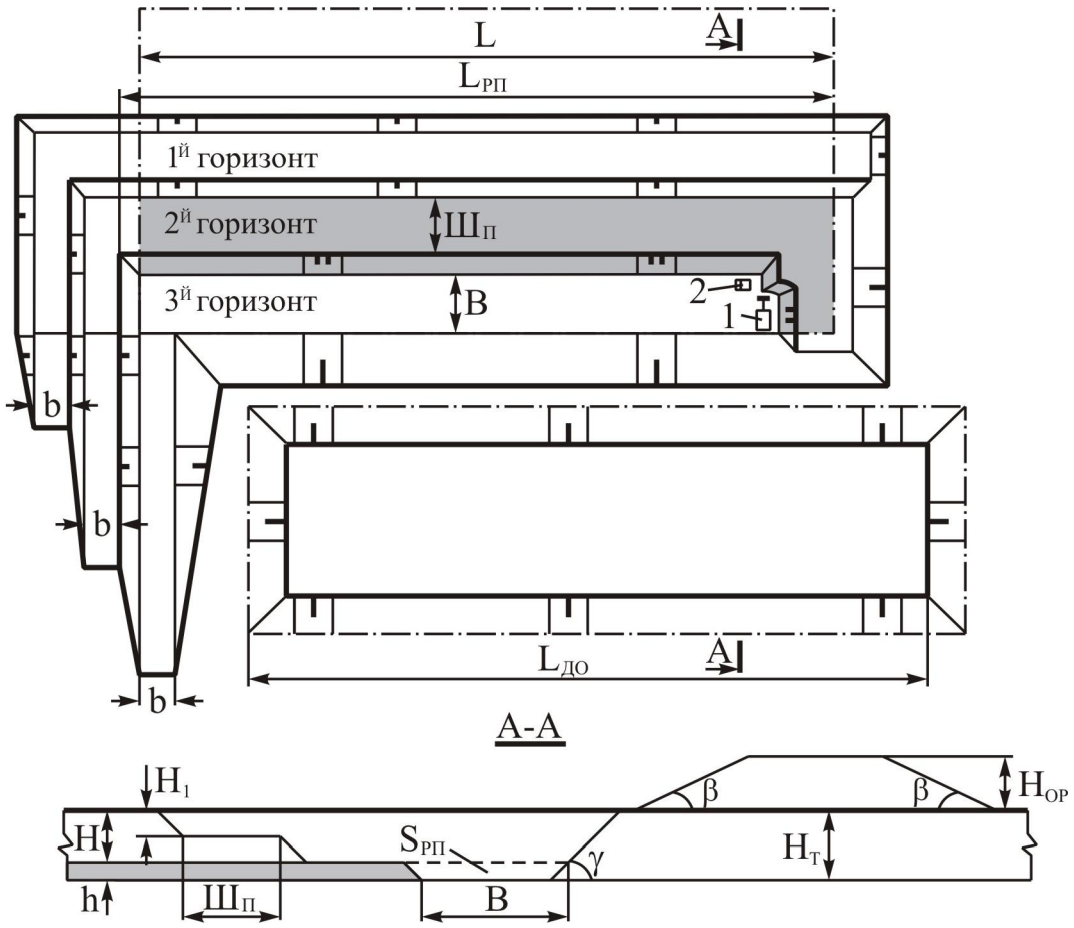


Рис. 1.43. Схема проведення механічною лопатою капітальної і розрізної траншей по корисних копалинах

Об'єм розкривних порід з капітальної траншеї на третьому етапі, проведеної з глибини H на глибину H_T,

$$V_{K3} = \frac{h^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \quad (1.225)$$

Об'єм корисних копалин з розрізної траншеї на третьому етапі , проведеної з глибини H на глибину H_T,

$$V_{Р.П} = S_{Р.П} L_{Р.П} = (B + hctg\gamma)(L + hctg\gamma)h, \text{ м}^3. \quad (1.226)$$

Термін проведення капітальної і розрізної траншеї на 3-му етапі

$$t_{k3} = \frac{V_{K3}}{Q_P}, \text{ діб}, \quad (1.227)$$

$$t_{Р3} = \frac{V_{РП}}{Q_P}, \text{ діб}. \quad (1.228)$$

На основі розрахунків термінів проведення капітальної і розрізної траншей роторним екскаватором і механічною лопатою відповідно до визначених етапів робіт нижче наведено календарний план спорудження траншей (табл. 1.13).

Таблиця 1.13

Календарний план проведення траншей

Етапи робіт	Найменування робіт	Тип обладнання	Термін проведення траншей, діб
			0 t_1 t_2 t_3 t_4 t_5 t_6 t_7 t_8
1-й етап	Проведення капітальної і розрізної траншей на глибину першого горизонту (***H₁***)	Роторний екскаватор	$t_{к1+}$ $t_{р1}$
2-й етап	Проведення капітальної і розрізної траншей на глибину другого горизонту (***H***)	Роторний екскаватор	$t_{к2+}$ $t_{р2}$
3-й етап	Проведення капітальної траншеї на глибину H_T	Механічна лопата	$t_{к3}$
	Проведення розрізної траншеї по корисних копалинах	Механічна лопата	$t_{р3}$
			Загальний термін проведення траншей (***Tз***)

Календарний план спорудження траншей дозволяє ув'язати усі заплановані гірничі роботи з календарним часом і остаточно визначити термін будівництва кар'єру.

Запитання до самоперевірки

1. Що таке динаміка проведення капітальної і розрізної траншеї?

2. Як визначаються етапи проведенні траншей?

3. Що таке горни зонта кар'єра?

4. Для чого будується календарний план проведення траншей?

5. Які технологічні задачі вирішує динаміка проведення траншей?

Наведений навчальний матеріал дає студенту можливість визначити технологію і організацію гірничих робіт від початку до кінця будівництва кар'єру.

1.5. Схеми розкриття пологих родовищ корисних копалин

У залежності від структури і кількості капітальних траншей, їх розміщення по відношенню до кар'єрного поля відомі такі схеми розкриття пологих родовищ корисних копалин – парними, окремими, груповими і загальними капітальними траншеями. Нижче окремо розглянемо кожну.

1.5.1. Схема розкриття родовища парними траншеями

При розкритті пологих родовищ корисних копалин парними траншеями усі горизонти розкриваються двома капітальними траншеями. Похилих майданчиків кожної капітальної траншеї стільки, скільки горизонтів кар'єру. Така схема забезпечує поточність роботи запланованого транспорту (автомобільний, залізничний, конвеєрний) і, як наслідок, досягається максимальна потужність кар'єру з видобування корисних копалин.

Нижче наведена схема (рис. 1.44) розкриття двох горизонтів (видобувного і розкривного) парними траншеями. В'їзд у кар'єр транспорту здійснюється по одній траншеї, а виїзд – по іншій.

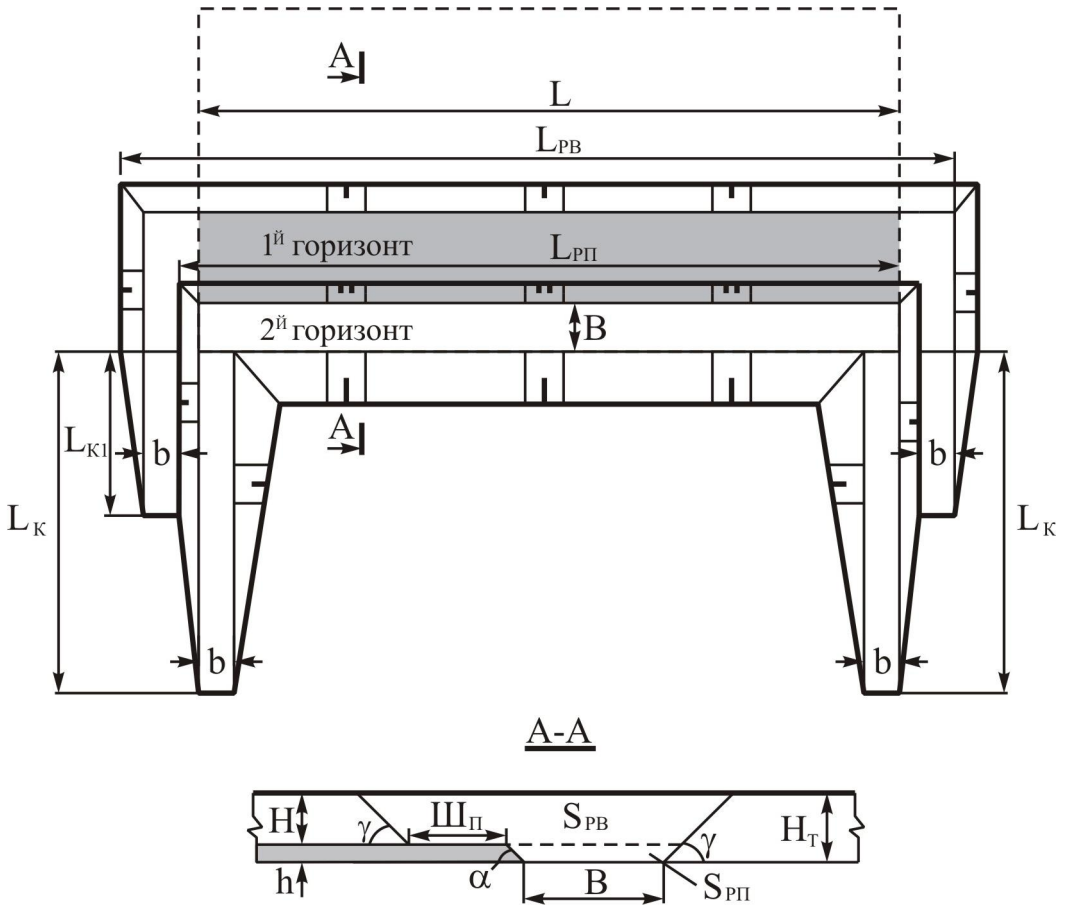


Рис. 1.44. Схема розкриття пологого родовища парними капітальними траншеями

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина похилих майданчиків капітальних траншей

$$L_K = \frac{H_T}{i}, \text{ м.} \qquad (1.229)$$

$$L_{K1} = \frac{H}{i}, \text{ м.} \qquad (1.230)$$

Об'єм капітальних траншей

$$V_K = 2\left[\frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right) + \frac{bH^2}{2i}\right], \text{ м}^3. \quad (1.231)$$

Об'єм розрізної траншей по розкривних породах

$$V_{PB} = S_{PB} L_{PB}, \text{ м}^3, \quad (1.232)$$

де

$$S_{PB} = \left[B + h(ctg\alpha + ctg\gamma) + Ш_П + Hctg\gamma\right]H, \text{ м}^2; \quad (1.233)$$

$$L_{PB} = L + 2b + 2H_T ctg\gamma - Hctg\gamma, \text{ м}. \quad (1.234)$$

Об'єм розрізної траншей по корисних копалинах

$$V_{PП} = S_{PП} L_{PП}, \text{ м}^3. \quad (1.235)$$

де

$$S_{PП} = \left[B + 0{,}5h(ctg\alpha + ctg\gamma)\right]h, \text{ м}^2, \quad (1.236)$$

$$L_{PП} = L + hctg\gamma, \text{ м}. \quad (1.237)$$

Ця схема розкриття пологого родовища ефективна при незначній потужності розкриву (до 25 м) і значній довжині фронту розкривних і видобувних робіт (до 2000 м).

1.5.2. Схема розкриття родовища окремими капітальними траншеями

В цьому випадку усі горизонти розкриваються самостійними капітальними траншеями. Кількість похилих майданчиків капітальних траншей дорівнює кількості горизонтів кар'єру. Така схема гарантує незалежний вантажопотік запланованого транспорту (автомобільний, залізничний, конвеєрний) з усіх горизонтів кар'єру (розкривних і видобувних), що дозволяє забезпечити максимальну потужність кар'єру з видобування корисних копалин.

Нижче наведена схема (рис. 1.45) розкриття двох горизонтів (видобувного і розкривного) окремими траншеями. Транспорт в'їжджає у кар'єр однією, а виїжджає іншою траншеєю.

Кількість похилих майданчиків капітальних траншей дорівнює кількості горизонтів кар'єру.

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина похилих майданчиків капітальних траншей:

$$L_K = \frac{H_T}{i}, \text{ м}, \quad (1.238)$$

$$L_{K1} = \frac{H}{i}, \text{ м.} \qquad (1.239)$$

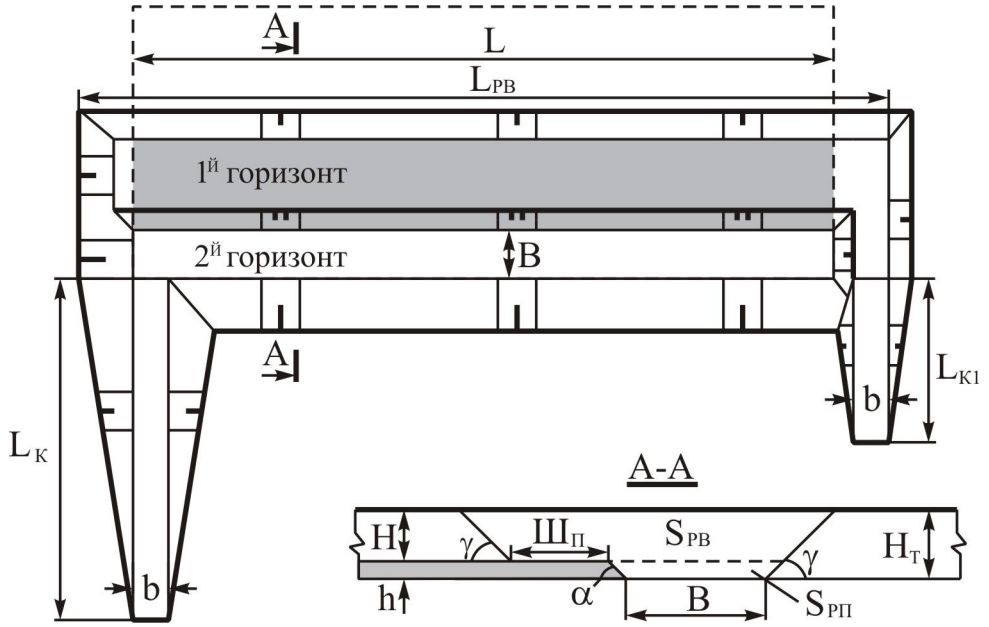


Рис. 1.45. Схема розкриття пологого родовища окремими капітальними траншеями

Об’єм капітальних траншей

$$V_K = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3, \qquad (1.240)$$

$$V_{K1} = \frac{H^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \qquad (1.241)$$

Об’єм розрізної траншей по розкривних породах

$$V_{РВ} = S_{РВ} L_{РВ}, \text{ м}^3, \qquad (1.242)$$

де

$$S_{РВ} = \left[B + h(ctg\alpha + ctg\gamma) + Ш_П + Hctg\gamma\right]H, \text{ м}^2. \qquad (1.243)$$

$$L_{РВ} = L + b + 2H_T ctg\gamma - Hctg\gamma, \text{ м.} \qquad (1.244)$$

Об’єм розрізної траншеї по корисних копалинах

$$V_{РП} = S_{РП} L_{РП}, \text{ м}^3, \qquad (1.245)$$

де

$$S_{РП} = \left[B + 0{,}5h(ctg\alpha + ctg\gamma)\right]h, \text{ м}^2. \qquad (1.246)$$

$$L_{РП} = L + hctg\gamma, \text{ м.} \qquad (1.247)$$

Ця схема розкриття пологого родовища ефективна при потужності розкриву (до 40 м) і значній довжині фронту розкривних і видобувних робіт (до 2000 м).

1.5.3. Схема розкриття родовища груповими капітальними траншеями

В цьому випадку усі розкривні горизонти розкриваються однією капітальною траншеєю, а видобувні – іншою. Кількість похилих майданчиків капітальних траншей дорівнює кількості горизонтів кар'єру.

Така схема гарантує незалежний вантажопотік запланованого транспорту (автомобільний, залізничний, конвеєрний) з усіх розкривних і видобувних горизонтів кар'єру. Це дозволяє забезпечити максимальну продуктивність кар'єру з розкривних порід і корисних копалин.

Нижче, як приклад, наведена схема (рис. 1.46) розкриття трьох горизонтів кар'єру (одного видобувного і двох розкривних) груповими траншеями. Так, ліва капітальна траншея забезпечує вантажопотік з видобувного горизонту, а права – з двох розкривних горизонтів кар'єру.

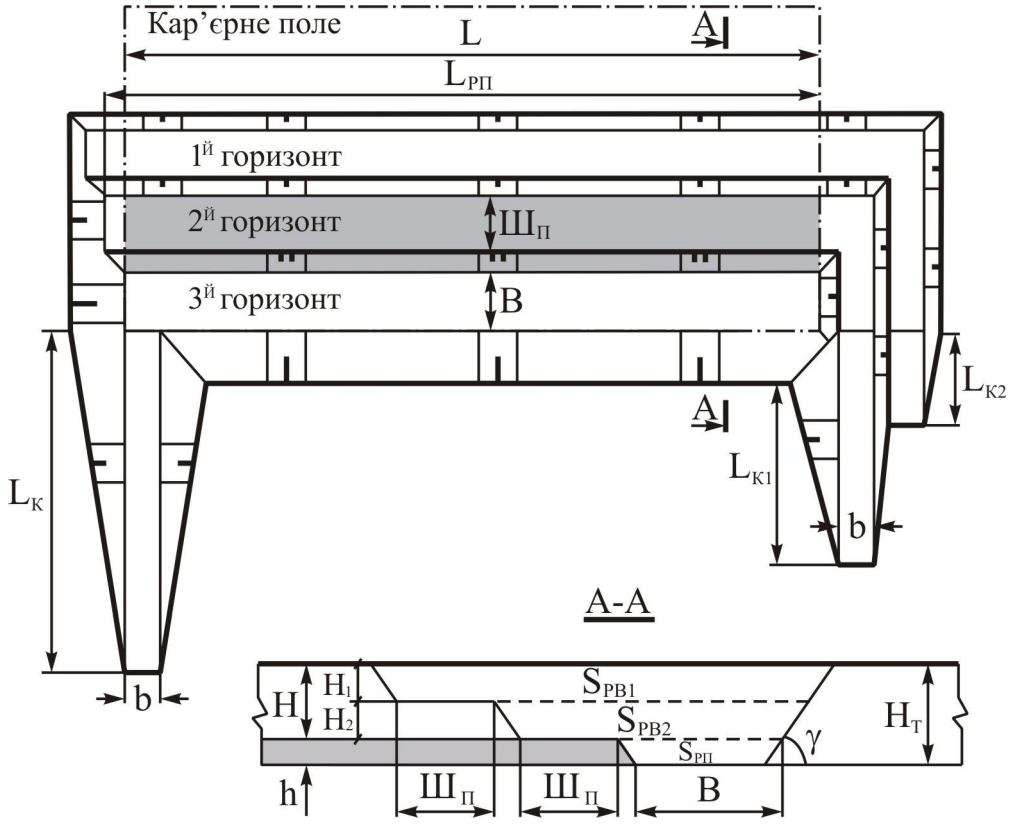


Рис. 1.46. Схема розкриття пологого родовища груповими капітальними траншеями

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина похилих майданчиків капітальних траншей

$$L_K = \frac{H_T}{i}, \text{ м}, \qquad (1.248)$$

$$L_{K1} = \frac{H}{i}, \text{ м}, \qquad (1.249)$$

$$L_{K2} = \frac{H_1}{i}, \text{ м.} \quad (1.250)$$

Об'єм капітальних траншей (лівої і правої)

$$V_K = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3, \quad (1.251)$$

$$V_{K1} = \frac{H^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H}{3tg\gamma}\right) + \frac{bH_1^2}{2i}, \text{ м}^3. \quad (1.252)$$

Об'єм розрізної траншей по розкривних породах

$$V_{PB} = S_{PB1}L_{PB1} + S_{PB2}L_{PB2}, \text{ м}^3, \quad (1.253)$$

де

$$S_{PB1} = (B + h(ctg\gamma + ctg\gamma) + 2Ш_П + 2H_2ctg\gamma + H_1ctg\gamma)H_1, \text{ м}^2. \quad (1.254)$$

$$L_{PB1} = L + 2b + 2H_Tctg\gamma - H_1ctg\gamma, \text{ м.} \quad (1.255)$$

$$S_{PB2} = (B + h(ctg\gamma + ctg\gamma) + Ш_П + H_2ctg\gamma)H_2, \text{ м}^2. \quad (1.256)$$

$$L_{PB2} = L + 2hctg\gamma + H_2ctg\gamma + b, \text{ м.} \quad (1.257)$$

Об'єм розрізної траншей по корисних копалинах

$$V_{PП} = S_{PП}L_{PП}, \text{ м}^3, \quad (1.258)$$

де

$$S_{PП} = \left[B + 0{,}5h(ctg\alpha + ctg\gamma)\right]h, \text{ м}^2. \quad (1.259)$$

$$L_{PП} = L + hctg\gamma, \text{ м}^2. \quad (1.260)$$

1.5.4. Схема розкриття родовища загальною траншеєю

В цьому випадку усі розкривні та видобувні горизонти розкривається однією загальною капітальною траншеєю. Кількість похилих майданчиків загальної капітальної траншеї дорівнює кількості горизонтів кар'єру.

Така схема забезпечує виконання мінімальних об'ємів розкривних робіт при будівництві кар'єру.

Нижче, як приклад, наведена схема (рис. 1.47) розкриття трьох горизонтів кар'єру (одного видобувного і двох розкривних) загальною капітальною траншеєю.

Розрахункові формули для цієї схеми

Довжина похилих майданчиків капітальної траншеї

$$L_K = \frac{H_T}{i}, \text{ м}, \tag{1.261}$$

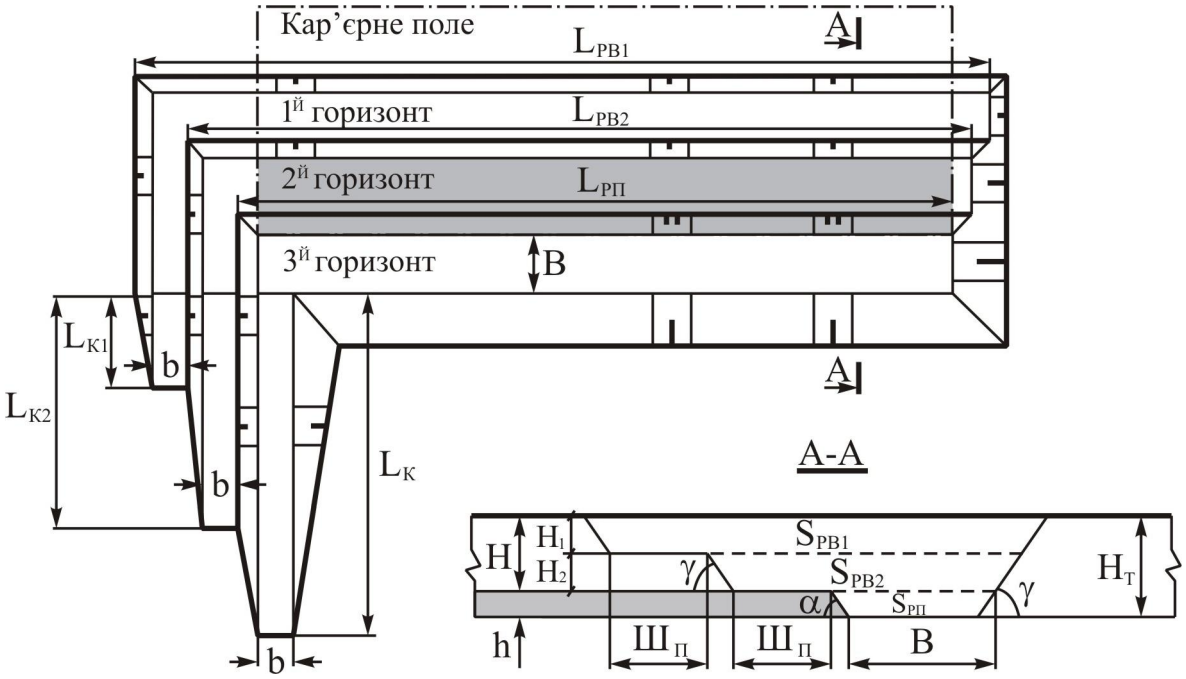


Рис. 1.47. Схема розкриття пологого родовища окремими капітальними траншеями

$$L_{K1} = \frac{H}{i}, \text{ м}, \tag{1.262}$$

$$L_{K2} = \frac{H_1}{i}, \text{ м}. \tag{1.263}$$

Загальний об'єм розрізної траншей по розкривних породах і корисних копалинах

$$V_P = S_{PB1}L_{PB1} + S_{PB2}L_{PB2} + S_{PП}L_{PП}, \text{ м}^3, \tag{1.264}$$

де

$$S_{PB1} = (B + h(ctg\alpha + ctg\gamma) + 2Ш_П + 2H_2ctg\gamma + H_1ctg\gamma)H_1, \text{ м}^2; \tag{1.265}$$

$$L_{PB1} = L + 2b + 2H_Tctg\gamma - H_1ctg\gamma, \text{ м}; \tag{1.266}$$

$$S_{PB2} = (B + h(ctg\gamma + ctg\gamma) + Ш_П + H_2ctg\gamma)H_2, \text{ м}^2; \tag{1.267}$$

$$L_{PB2} = L + 2hctg\gamma + H_2ctg\gamma + b, \text{ м}; \tag{1.268}$$

$$S_{PП} = [B + 0{,}5h(ctg\alpha + ctg\gamma)]h, \text{ м}^2; \tag{1.269}$$

$$L_{PП} = L + hctg\gamma, \text{ м}^2 \tag{1.270}$$

Така схема поширена у гірничому виробництві і дозволяє забезпечити максимальну потужність кар'єру з розкривних порід і добування корисних копалин при значній потужності розкриву кар'єру (до 100 м).

Запитання для самоперевірки

1. Що дає динаміка розкриття родовища?

2. *У чому суть схеми розкриття родовища парними траншеями?*

3. *У чому суть схеми розкриття родовища окремими траншеями?*

4. *У чому суть схеми розкриття родовища груповими траншеями?*

5. *У чому суть схеми розкриття родовища загальними траншеями?*

6. *Скільки похилих майданчиків при розкритті двох горизонтів парними капітальними траншеями?*

Навчальний матеріал у цьому розділі дає студенту можливість оволодіти знаннями щодо динаміки спорудження капітальної і розрізної траншей при розкритті пологих родовищ.

Наведені технологічні схеми розкриття пологих родовищ, розрахункові формули для визначення параметрів і об'ємів траншей.

2. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ РОДОВИЩ

Розглянуті питання пов'язані з безтранспортною, транспортно-відвальною, транспортною і комбінованою системами розробки пологих родовищ корисних копалин, а також рекультивацією земель, порушених відкритими гірничими роботами.

Подано технологічні схеми роботи гірничого обладнання циклічної і поточної дії при використанні різних систем розробки.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти: обирати необхідну систему розробки пологого родовища і встановлювати її параметри; будувати плани гірничих робіт і їх перерізи; розраховувати параметри рекультиваційних робіт.

Під системою відкритих гірничих розробок розуміється визначений порядок виконання підготовчих, розкривних і видобувних робіт, що створює належні умови для безпечної, економічної і найбільш повної виїмки кондиційних запасів корисної копалини родовища з урахуванням вимог охорони навколишнього середовища.

Система розробки, так само як і схеми розкриття, органічно і тісно зв'язані зі структурою комплексної механізації кар'єру.

Гірничопідготовчі роботи завершуються створенням фронту розкривних і видобувних робіт для обраної системи розробки родовища: безтранспортна, транспортно-відвальна, транспортна і комбінована [1].

Система розробки визначає комплектацію гірничотранспортного обладнання, його розміщення на робочих майданчиках по фронту гірничих робіт таким чином, щоб забезпечити необхідні об'єми розкривних і видобувних робіт.

2.1. Безтранспортна система розробки пологих родовищ

2.1.1. Загальні положення

Особливістю безтранспортної системи розробки є те, що ця технологія гірничих робіт не передбачає використання транспортних засобів. Крокуючі екскаватори (драглайни) здійснюють виїмку розкривної породи і її переміщення у ковші до відвалу. Це можливо, оскільки драглайнам властива значна довжина розвантаження порід (до 100 м і більше).

Безтранспортна система має велике поширення при розробці пологих родовищ [5]. Сфера її застосування обмежується потужністю видобувного (до 15 м) і розкривного уступу (до 50 м). На кар'єрах в основному працюють крокуючі екскаватори ЕШ-5/45; ЕШ-10/70; ЕШ-20/90; ЕШ-25/100; ЕШ-40/85 і рідше механічні лопати ЕВГ-15 чи ЕВГ-35/65 [6].

Досвід застосування безтранспортної системи показує, що ефективність її істотно залежить від потужності розкривних порід, параметрів і розташування екскаваторів (на розкривному уступі або передвідвалі).

Установлення раціональних параметрів безтранспортної системи є дуже складною задачею. При цьому необхідно враховувати велику кількість факторів: гірничотехнічні умови залягання родовища (кути укосів уступів і відвалів, потужність видобувного і розкривного уступів та ін.), параметри і продуктивність екскаваторів і взаємозв'язок елементів системи розробки (ширина заход-

ки, висота передвідвалу і основного відвалу, висота нижнього і верхнього підуступів та ін.).

Нижче розглянуті групи технологічних схем безтранспортної системи, що відрізняються кількістю і місцем розташування драглайнів: одного екскаватора на розкривному уступі, одного екскаватора на передвідвалі і двох екскаваторів на розкривному уступі і передвідвалі.

Показником ефективності безтранспортної системи розробки є коефіцієнтом переекскавації $К_П$, який залежить від об'єму переекскавації розкривних порід [3]. Чим менше значення $К_П$, тим ефективніше безтранспортна система. Якщо $К_П = 0$, таку безтранспортну систему прийнято називати *простою*, а при $К_П > 0$ – *ускладненою*.

Як вимірюється коефіцієнт $К_П$**,** показано нижче.

2.1.2. Безтранспортна система розробки при розташуванні драглайна на розкривному уступі

Ця система знаходить застосування при невеликій потужності розкривних порід, де за гідрогеологічними умовами можна відсипати відвали з загальним результуючим кутом укосу до 35º. Драглайн може розміщатися на розкривному підуступі або на уступі.

Для визначення простої безтранспортної системи розробки можна скористуватись таким рівнянням.

Якщо $R \supseteq B_B + (H - H_B)ctg\gamma + hctg\alpha + a + H_O ctg\beta$, то це є умовою для *простої безтранспортної системи,* $К_П = 0$ (рис. 2.1).

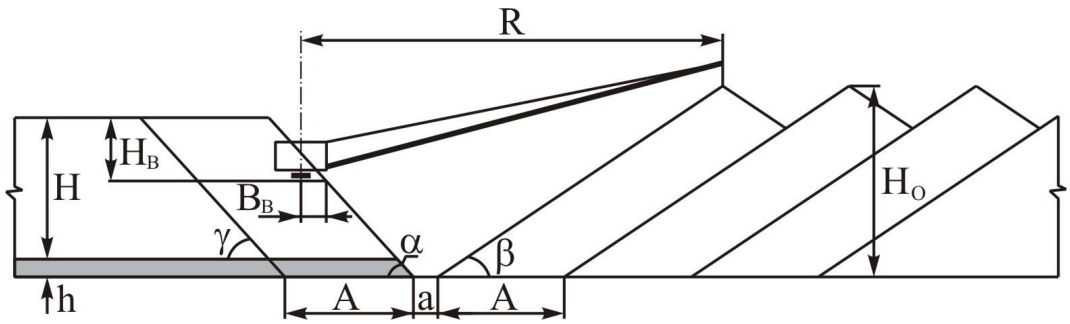


Рис. 2.1. Розріз схеми простої безтранспортної системи розробки

Розрахункові формули для цієї схеми

Висота відвалу розкривних порід

$$H_O = HK_P + 0{,}25Atg\beta \text{, м,} \qquad (2.1)$$

де H – потужність розкривного уступу, м; H_B – потужність верхнього вибою драглайна; K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; A – ширина вибою драглайна, м; β – кут укосу відвальних порід, град.

Значення коефіцієнту переекскавації розкривних порід $К_П = 0$.

Потужність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_K = \frac{V_{ЕШ} h \rho_O K_B}{H}, \text{ т/рік,} \qquad (2.2)$$

де $V_{ЕШ}$ – потужність драглайна, м^3/рік; h – потужність видобувного уступу, м; ρ_O – щільність корисних копалин, т/м^3; K_B – коефіцієнт вилучення корисної копалини з надр (K_B = 0,95).

Річне переміщення фронту розкривних робіт

$$П_Г = \frac{V_{ЕШ}}{L_B H}, \text{м/рік.} \qquad (2.3)$$

Собівартість 1 м^3 розкривних порід

$$C = \frac{K_З N + K_E}{V_{ЕШ}}, \text{ грн/м}^3, \qquad (2.4)$$

де $K_З$ – капітальні витрати на придбання драглайна, грн; $K_Э$ – річні експлуатаційні витрати на утримання драглайна, грн.; N – нормативний коефіцієнт, який враховує погашення капітальних витрат, грн.; $V_{ЕШ}$ – річна потужність драглайна, м^3/рік.

Розріз і план простої безтранспортної системи розробки наведені на рис. 2.2. Драглайн розміщується на розкривному підуступі. Розкривна порода розробляється екскаватором за допомогою верхнього і нижнього черпання.

Якщо $R < B_B + (H - H_B)ctg\gamma + hctg\alpha + a + H_O ctg\beta$, то це є умовою для *ускладненої безтранспортної системи,* $K_П > 0$ (рис. 2.3).

$$H_O = HK_P + 0{,}25Atg\beta, \text{ м.} \qquad (2.5)$$

Ширина підсипки укосу розкривного уступу на рівні робочого майданчика:

$$X = B_B + (H - H_B)ctg\gamma + hctg\alpha + a + H_O ctg\beta - R, \text{ м.} \qquad (2.6)$$

Площа розрізу об’єму переекскавації розкривних порід

$$\begin{aligned} S_П = {} & X(H - H_B + h) + 0{,}5(H - H_B + h)^2 (ctg\beta - ctg\gamma) - \\ & - 0{,}25\left[X + (H - H_B + h)(ctg\beta - ctg\gamma) - a\right]^2 tg\beta, м^2, \end{aligned} \qquad (2.7)$$

де X – ширина підвалки розкривними породами укосу розкривного уступу, м; H_B – потужність верхнього вибою драглайна; a – відстань між нижніми брівками відвалу і видобувного уступу; B_B – безпечна відстань екскаватора від верхньої брівки робочого майданчика, де розміщується драглайн.

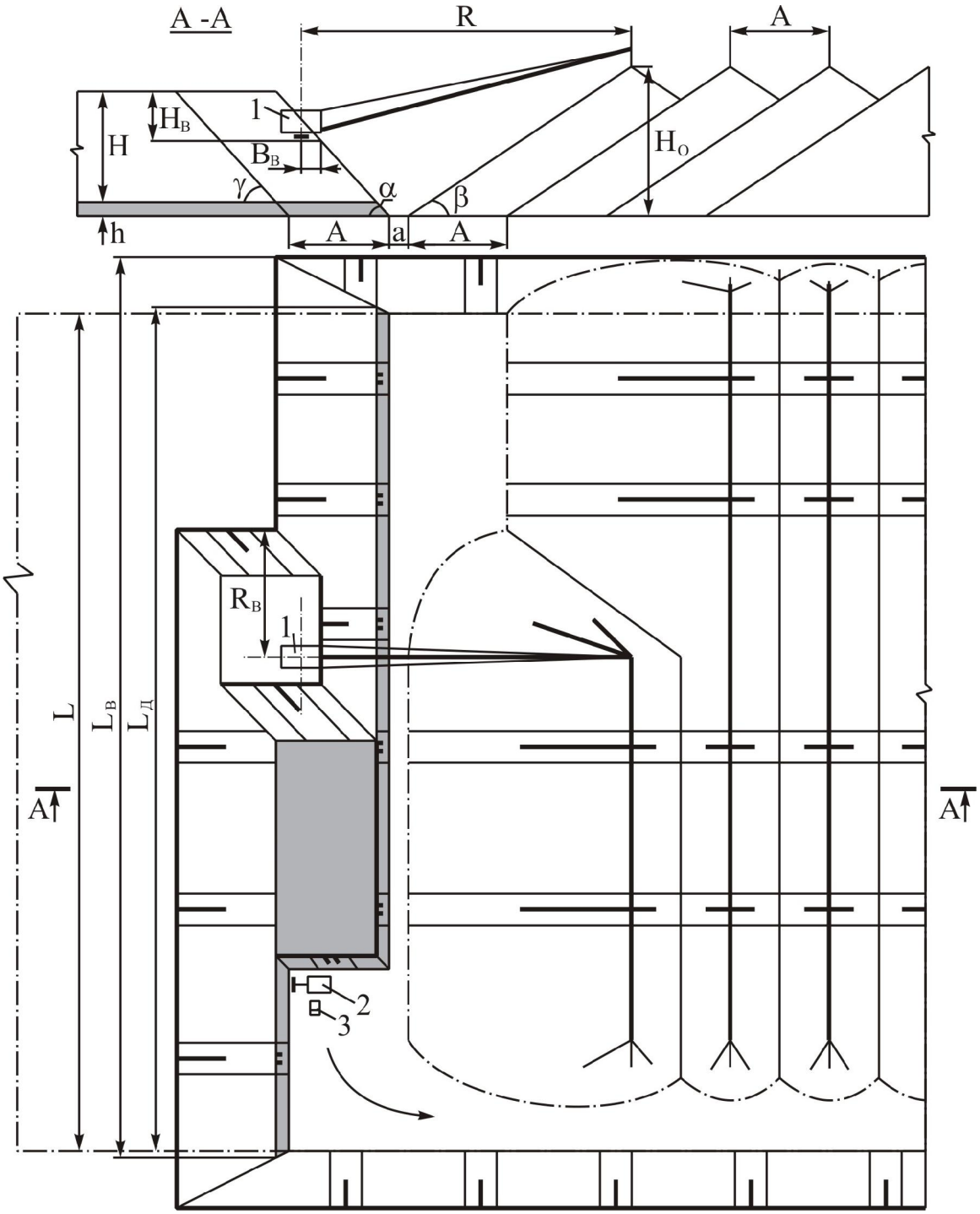


Рис. 2.2. План і розріз простої безтранспортної системи розробки: 1 – крокуючий екскаватор; 2 – видобувний екскаватор; 3 – автосамоскид

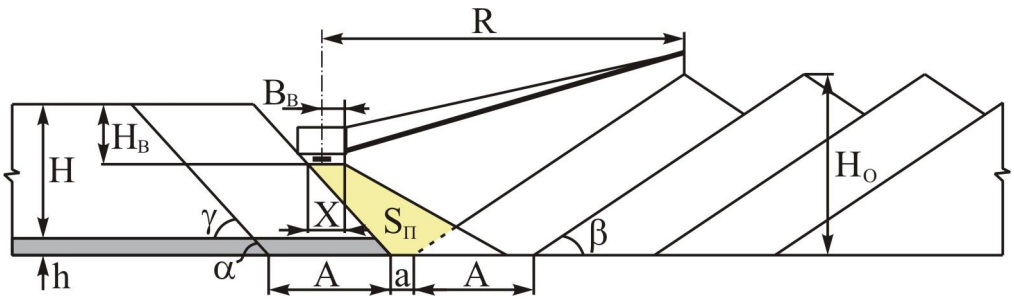


Рис. 2.3. Розріз схеми ускладненої безтранспортної системи розробки

Коефіцієнт переекскавації розкривних порід

$$K_{П} = \frac{S_{П}}{HAk_{P}}, \tag{2.8}$$

де k_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід, $S_П$ – площа перерізу об'єму переекскавації розкривних порід, м^2.

Річне переміщення фронту розкривних робіт

$$П_{Г} = \frac{V_{ЕШ}}{L_B H(1+K_{П})}, \text{ м/рік.} \tag{2.9}$$

Собівартість 1 м^3 розкривних порід

$$C = \frac{(K_З N + K_E)(1+K_{П})}{V_{ЕШ}}, \text{ грн/м}^3, \tag{2.10}$$

де $K_З$ – капітальні витрати на драглайн, грн; K_E – річні експлуатаційні витрати на утримання драглайна, грн; N – нормативний коефіцієнт, який враховує погашення капітальних витрат, грн.; $V_{ЕШ}$ – річна потужність драглайна, м^3/рік.

Розріз і план ускладненої безтранспортної системи розробки наведено на рис. 2.4.

Як видно на рис.2.4, драглайн розміщується на розкривному підуступі. Розкривна порода екскаватором у вибої розробляється верхнім (H_B) і нижнім черпанням ($H – H_B$) і розміщується на відкосах розкривного уступу і відвалі висотою H_O.

Нижче (табл. 2.1) на прикладі гірничогеологічних умов Нікопольського марганцевого басейну наведені основні параметри і показники безтранспортної системи розробки при розташуванні драглайна ЕШ-20/90 на розкривному уступі. Прийняті такі вихідні дані: A = 30 м; H_B = 10 м; $\gamma = 45^{o}$; $\beta = 35^{o}$; B_B = 15 м; k_P = 1,2; R = 85 м; a = 5м; h = 5 м.

Таблиця 2.1

Основні показники безтранспортної системи при розташуванні драглайна ЕШ-20/90 на розкривному уступі

№	Потужність розкриву (H), м	Висота відвалу (H_O), м	Ширина підвалки укосу уступу (X), м	Площа перерізу об'єму переекскавації розкривних порід ($S_П$), м^2	Коефіцієнт переекскавації розкривних порід ($K_П$)
1	2	3	4	5	6
1	23	32,8	0,0	0,0	0,00
2	24	34,0	2,7	122,2	0,14
3	25	35,2	5,4	179,4	0,20
4	26	36,4	8,1	239,0	0,26

1	2	3	4	5	6
5	27	37,6	10,8	301,0	0,31
6	28	38,8	13,5	365,5	0,36
7	29	40,0	16,3	432,3	0,41
8	30	41,2	19,0	501,5	0,46
9	31	42,4	21,7	573,1	0,51
10	32	43,6	24,4	647,2	0,56

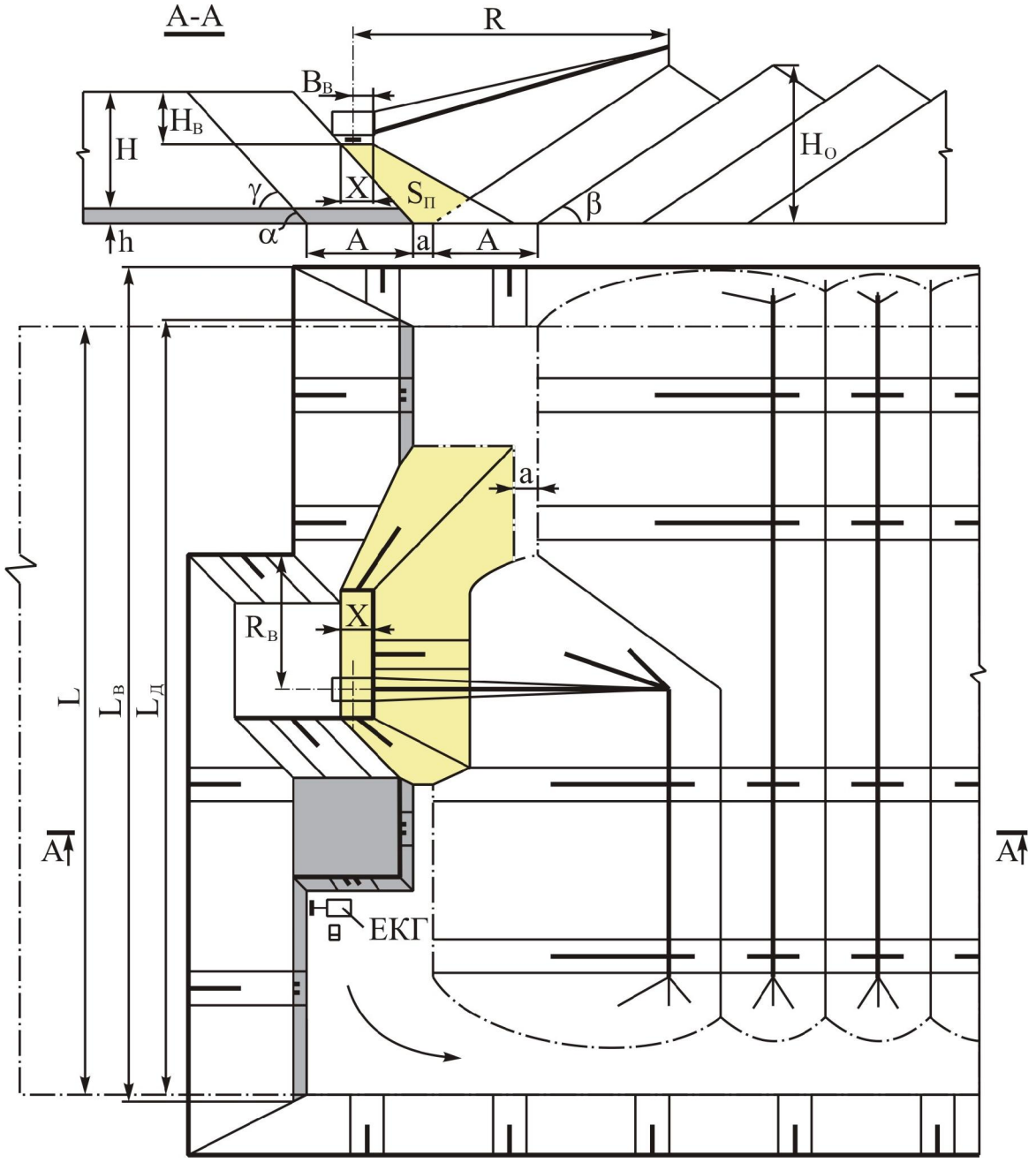


Рис. 2.4. План і розріз ускладненої безтранспортної системи розробки

2.1.3. Безтранспортна система розробки при розташуванні драглайна на передвідвалі

У несприятливих гідрогеологічних умовах (відносно невисока стійкість розкривних уступів і відвалів, невеликий опір ґрунтів різанню, наявність водоносних горизонтів і т.д.) ефективно встановлювати драглайн на передвідвалі.

При розглянутій технології крокуючий екскаватор розробляє розкривні породи і укладає їх у тимчасовий передвідвал для створення робочого майданчика, а також у верхній ярус відвала. Зі збільшенням розкривного уступу необхідно збільшувати висоту передвідвалу.

Щоб зменшити результуючий кут укосу відвалу і тим самим збільшити його стійкість, можна розробляти розкривні породи двома послідовними проходами екскаватора уздовж фронту гірничих робіт. Під час першого виймається верхня частина розкривної заходки з розміщенням породи в тимчасовий передвідвал. При другому – нижня розкривна заходка, а також об'єми переекскавації, якщо вони є, і все це укладається у верхній ярус відвала. Другий прохід крокуючого екскаватора по передвідвалу здійснюється з деяким зміщенням траси убік відвалу, що сприяє зниженню загального результуючого кута укосу відвала.

Показником ефективності безтранспортної системи розробки є коефіцієнт переекскавації розкривних порід $К_П$. Чим менше значення $К_П$, тим ефективніше безтранспортна система. Якщо $К_П = 0$, то таку технологію гірничих робіт прийнято називати "*проста безтранспортна система"*, при $К_П > 0$ – "*ускладнена безтранспортна система"*.

Для виявлення типу безтранспортної системи можна скористатись таким рівнянням. Якщо $R \geq Hctg\gamma + A + hctg\alpha + a + H_{ПР}ctg\beta + B_O$, то це є умовою для *простої безтранспортної системи* $К_П = 0$ (рис. 2.5).

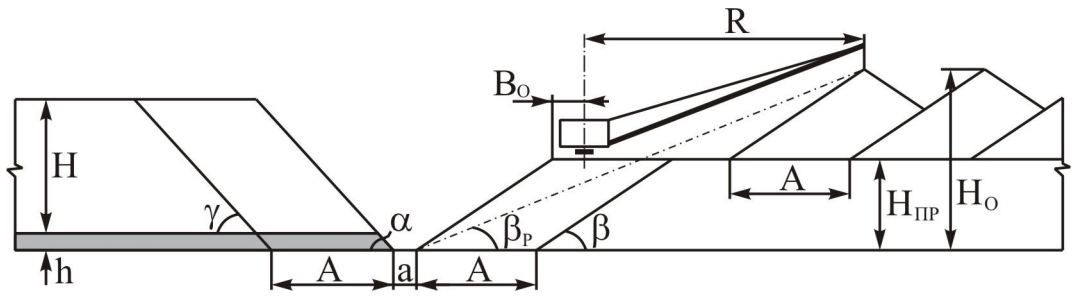


Рис. 2.5. Розріз простої безтранспортної системи розробки при розташуванні драглайна на передвідвалі

Розрахункові формули для цієї схеми

Висота відвалу розкривних порід

$$H_O = HK_P + 0{,}25Atg\beta \text{, м,} \qquad (2.11)$$

де K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; A – ширина розкривного вибою, м; β – кут укосу відвальних порід, град; H – потужність розкривних порід, м.

Потужність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_K = \frac{V_{ЕШ}h\rho_O K_B}{H} \text{, т/рік,} \qquad (2.12)$$

де $V_{ЕШ}$ – потужність драглайна, м^3/рік; h – нормативний коефіцієнт, який враховує погашення капітальних витрат, грн; ρ_O – щільність корисних копалин, т/м^3; $K_в$ – коефіцієнт вилучення корисних копалин з надр.

Річне просування фронту робіт

$$П_Г = \frac{V_{ЕШ}}{L_B H}, \text{ м/рік} \tag{2.13}$$

Результуючий кут укосу відвальних порід

$$\beta_P = \arg tg \frac{H_O}{R + B_O + H_{ПР} ctg\beta}, \text{ град,} \tag{2.14}$$

де $H_{ПР}$ – висота передвідвалу, м; B_O – безпечна відстань драглайна від верхньої брівки відвалу, м; β – кут укосу відвальних порід, град.

Собівартість 1 м^3 розкривних порід

$$C = \frac{K_З N + K_E}{V_{ЕШ}}, \text{ грн/м}^3, \tag{2.15}$$

де $K_З$ – капітальні витрати на драглайн, грн; K_E – річні експлуатаційні витрати на утримання драглайна, грн; N – нормативний коефіцієнт, який враховує погашення капітальних витрат, грн; $V_{ЕШ}$ – річна потужність драглайна, м^3/рік.

Переріз і план простої безтранспортної системи розробки при розташуванні драглайна на передвідвалі наведено на рис. 2.6.

Якщо $R < Hctg\gamma + A + hctg\alpha + a + H_{ПР} ctg\beta + B_O$, то це є умовою для ускладненої *безтранспортної системи* $K_П > 0$ (рис. 2.7).

Розрахункові формули для цієї схеми

Висота відвалу розкривних порід

$$H_O = HK_P + 0{,}25Atg\beta, \text{ м,} \tag{2.16}$$

де K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; A – ширина заходки розкриву, м; β – кут укосу відвальних порід, град;

Ширина підвалки укосу передвідвалу на рівні робочого майданчика

$$X = Hctg\gamma + A + hctg\alpha + a + H_{ПР} ctg\beta + B_O - R, \text{ м,} \tag{2.17}$$

де a – майданчик між нижніми брівками видобувного уступу і передвідвалу, м; $H_{ПР}$ – висота передвідвалу, м; B_O – безпечна відстань драглайна від верхньої брівки відвалу, м.

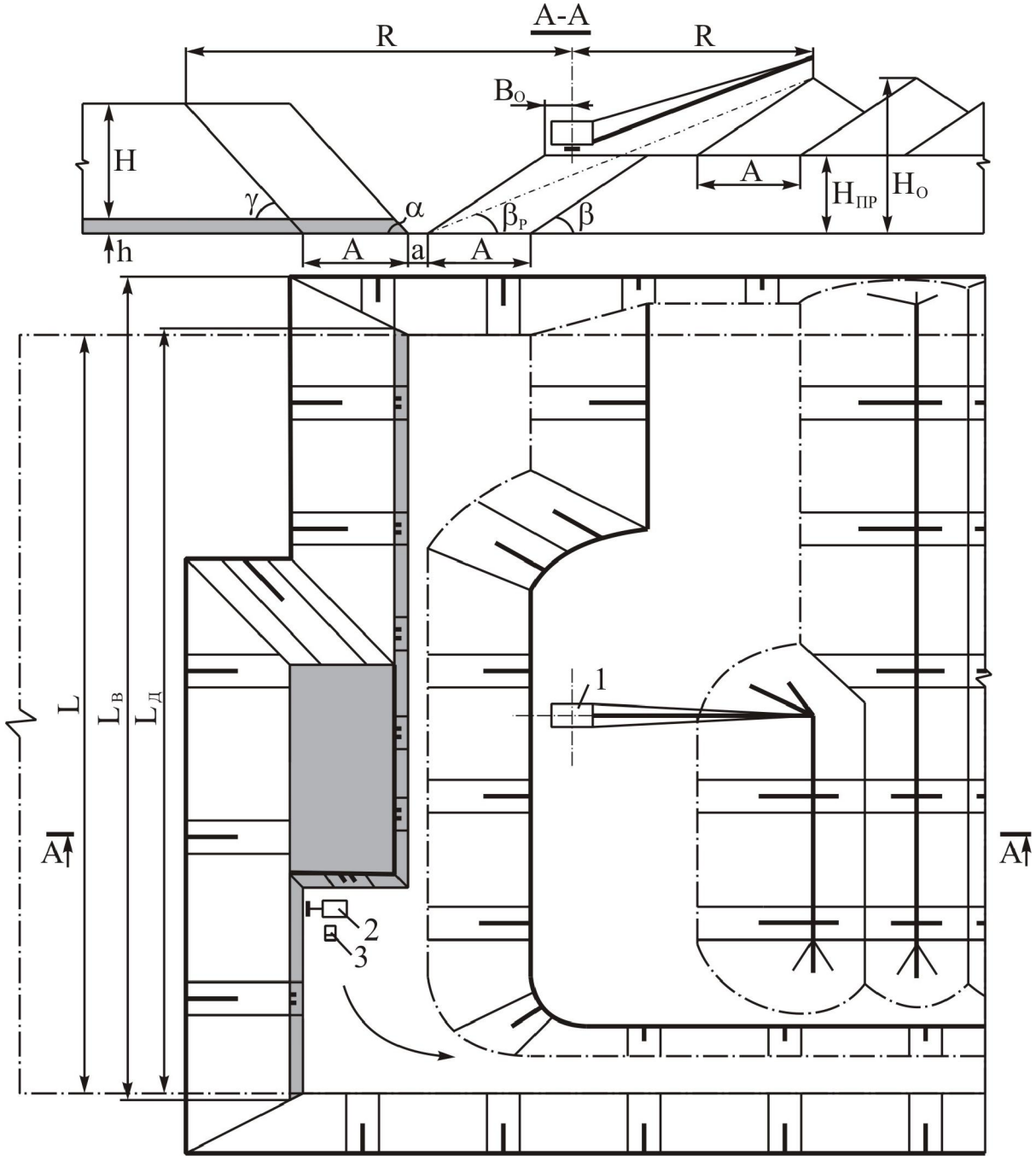


Рис. 2.6. Розріз і план простої безтранспортної системи розробки розкривних порід драглайном, розташованим на передвідвалі: 1 – драглайн; 2 – механічна лопата на видобувних роботах; 3 – автосамоскид

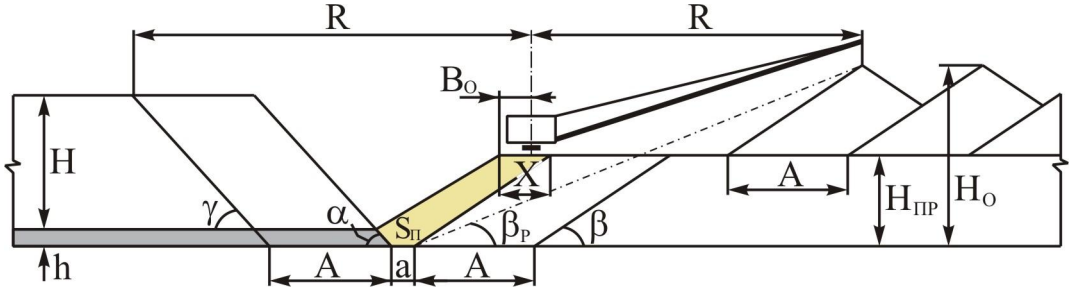


Рис. 2.7. Розріз ускладненої безтранспортної системи розробки при розташуванні драглайна на передвідвалі

Площа перерізу об'єму переекскавації розкривних порід

$$S_{П} = XH_{ПР} - 0{,}5(X-a)^2 \frac{tg\gamma tg\beta}{tg\gamma + tg\beta}, \text{ м}, \quad (2.18)$$

де β – кут укосу відвальних порід, град.; γ – кут укосу розкривних порід, град.

Коефіцієнт переекскавації розкривних порід

$$K_{П} = \frac{S_{П}}{HAK_{P}}, \quad (2.19)$$

де K_{P} – коефіцієнт розпушення розкривних порід.

Продуктивність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_{K} = \frac{V_{ЕШ} h \rho_{O} K_{B}}{H(1+K_{П})}, \text{ т/рік}. \quad (2.20)$$

Результуючий кут укосу відвальних порід

$$\beta_{P} = \arg tg \frac{H_{O}}{R + B_{O} - X + H_{ПР} ctg\beta}, \text{ град}. \quad (2.21)$$

Річне просування фронту робіт

$$П_{Г} = \frac{V_{ЕШ}}{L_{B} H(1+K_{П})}, \text{ м/рік}. \quad (2.22)$$

Собівартість 1 м^3 розкривних порід

$$C = \frac{(K_{З}N + K_{E})(1+K_{П})}{V_{ЕШ}}, \text{ грн/м}^3, \quad (2.23)$$

де $K_{З}$ – капітальні витрати на драглайн, грн; K_{E} – річні експлуатаційні витрати на утримання драглайна, грн; N – нормативний коефіцієнт; $V_{ЕШ}$ – річна потужність драглайна, м^3/рік.

Переріз і план ускладненої безтранспортної системи розробки наведено на рис. 2.8. Драглайн розміщується на передвідвалі і розробляє розкривні породи, які виймаються і складаються у передвідвал та верхній ярус відвалу висотою H_O.

Нижче на прикладі гірничогеологічних умов Нікопольського марганцевого басейну наведені основні параметри і показники безтранспортної системи розробки при розташуванні драглайна ЕШ-20/90 на передвідвалі. Прийняті такі вихідні дані: A = 30 м; $H_{ПР}$ = 15 м; γ = 45°; β = 35°; B_O = 15 м; k_P = 1,2; R = 85 м; a = 5 м; h = 5 м.

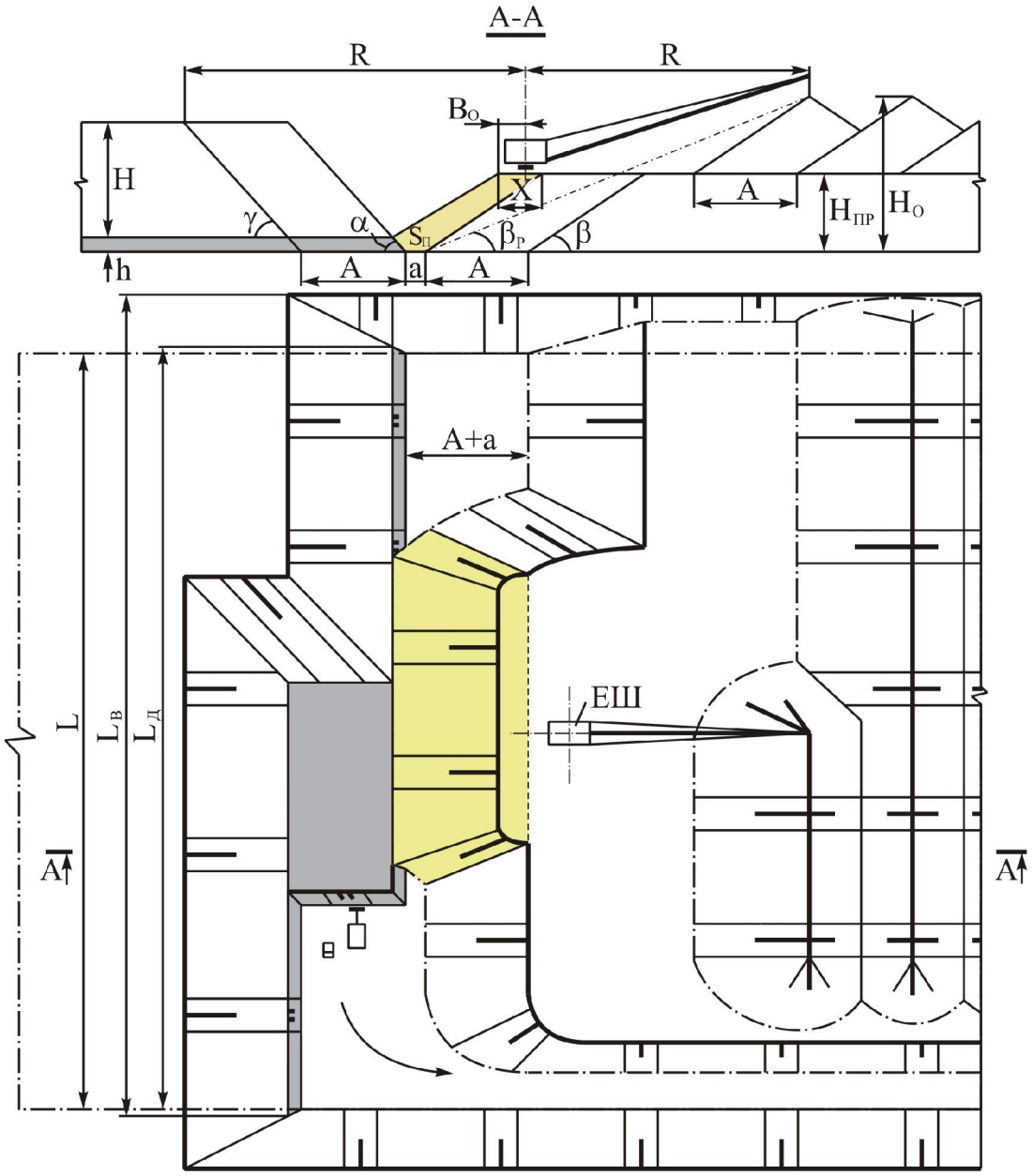


Рис. 2.8. Схема ускладненої системи розробки при розташуванні драглайна на передвідвалі

Таблиця 2.2

Основні показники безтранспортної системи при розташуванні ЕШ-20/90 на передвідвалі

№	Потужність розкриву (H), м	Висота відвалу (H_O), м	Ширина підвалки передвідвалу (X), м	Результуючий кут внутрішнього відвалу, град	Коефіцієнт переекскавації розкривних порід ($K_П$)
1	20	28,4	0,0	13,9	0,161
2	21	29,6	2,7	14,6	0,176
3	22	30,8	5,4	15,2	0,188
4	23	32,0	8,1	15,9	0,200
5	24	33,2	10,8	16,7	0,209
6	25	34,4	13,5	17,4	0,218
7	26	35,6	16,3	18,1	0,225
8	27	36,8	19,0	18,8	0,231
9	28	38,0	21,7	19,6	0,236
10	29	39,2	24,4	20,3	0,241

2.1.4. Безтранспортна система розробки при розташуванні драглайнів на розкривному уступі і передвідвалі

Значна потужність розкривних порід частіше за все в умовах гірничого виробництва передбачає схеми безтранспортної системи при розташуванні одного драглайна на розкривному уступі, а другого на передвідвалі. Така технологія відома під назвою «Українська схема».

За такою технологічною схемою розкривний крокуючий екскаватор (драглайн), розташований на розкривному уступі, розробляє верхню частину розкривної заходки (H_2) і укладає породу в нижній ярус відвалу (передвідвал). Нижня частина розкривної заходки ($H - H_2$) розробляється драглайном, який розташовано на передвідвалі, з якого формує передвідвал і верхній ярус відвалу.

Якщо крокуючі екскаватори відрізняються потужністю, тоді ефективно драглайн з меншими параметрами розташувати на розкривному уступі, а з більшими – на передвідвалі. Це забезпечує менший коефіцієнт переекскавації і результуючий кут укосу загального відвалу.

Нижче наведені проста безтранспортна система розробки пологих родовищ ($K_П = 0$) (рис. 2.9) і ускладнена ($K_П > 0$) (рис. 2.10).

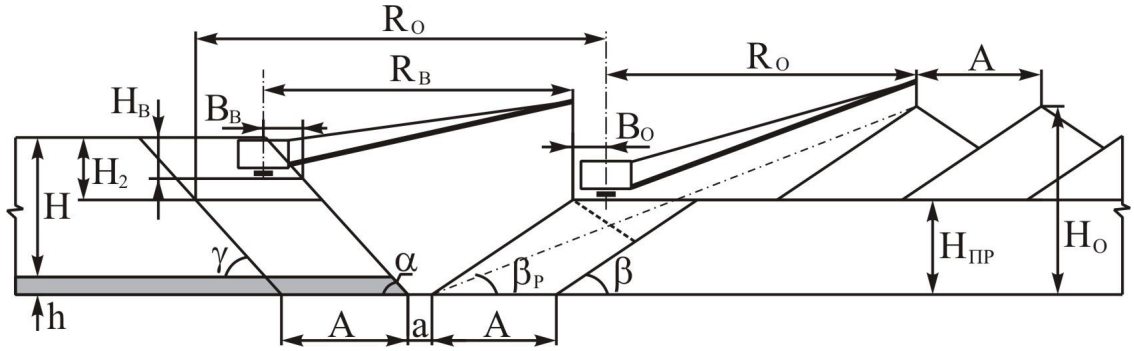


Рис. 2.9. Проста безтранспортна система при розташуванні екскаваторів на розкривному уступі і передвідвалі

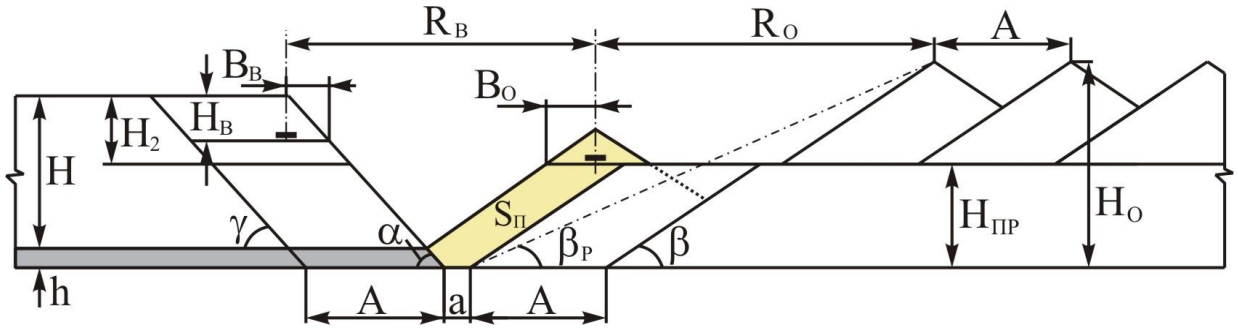


Рис. 2.10. Розріз ускладненої безтранспортної системи

Ускладнена безтранспортна система відрізняється від простої наявністю об'єму переекскавації розкривних порід ($S_П$). Організація розкривних робіт для ускладненої безтранспортної системи така. Драглайн, розташований на розкривному уступі, розробляє його верхню частину і розвантажує породу у нижній

ярус відвалу. Драглайн, розташований на передвідвалі, виймає нижню частину уступу і переекскавовує розкривні породи (якщо $K_П > 0$). Ця порода розвантажується в верхній ярус відвалу, а також в нижній для формування передвідвалу.

Умови для простої безтранспортної системи (рис. 2.9):

$$R_B \geq B_B + (H - H_B)ctg\gamma + hctg\gamma + a + H_{ПР}ctg\beta; \quad (2.24)$$

$$R_O \geq B_O + (H - H_2)ctg\gamma + A + hctg\gamma + a + H_{ПР}ctg\beta. \quad (2.25)$$

На практиці дуже рідко можна застосовувати просту безтранспортну систему при розташуванні екскаваторів на розкривному уступі і передвідвалі. Найбільш частіше на кар'єрах використовується ускладнена безтранспортна система розробки родовищ.

Умови для ускладненої безтранспортної системи (рис. 2.10):

$$R_B < B_B + (H - H_B)ctg\gamma + hctg\gamma + a + H_{ПР}ctg\beta; \quad (2.26)$$

$$R_O < B_O + (H - H_2)ctg\gamma + A + hctg\gamma + a + H_{ПР}ctg\beta. \quad (2.27)$$

Нижче наведено розрізи і плани технологічних схем простої і ускладненої безтранспортної систем розробки родовищ.

Розріз і план простої безтранспортної системи розробки див. на рис. 2.11.

Розрахункові формули для цієї схеми

Висоту передвідвалу рекомендовано прийняти як

$$H_{ПР} = (0{,}6 - 0{,}7)H. \quad (2.28)$$

Висота відвалу розкривних порід

$$H_O = HK_P + 0{,}25Atg\beta, \quad (2.29)$$

де H_2 – верхня частина розкриву; K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; A – ширина розкривного вибою, м; β – кут укосу відвальних порід, град; H – потужність розкривних порід, м.

Потужність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_K = \frac{(V_{ЕШ1} + V_{ЕШ2})h\rho_O K_B}{H}, \text{ т/рік}, \quad (2.30)$$

де $V_{ЕШ1}$ – потужність драглайна, розташованого на розкривному уступі, м^3/рік; $V_{ЕШ2}$ – потужність драглайна, розташованого на передвідвалі, м^3/рік; h – потужність видобувного уступу, м; ρ_O – щільність корисних копалин, т/м^3; $K_в$ – коефіцієнт вилучення корисних копалин з надр.

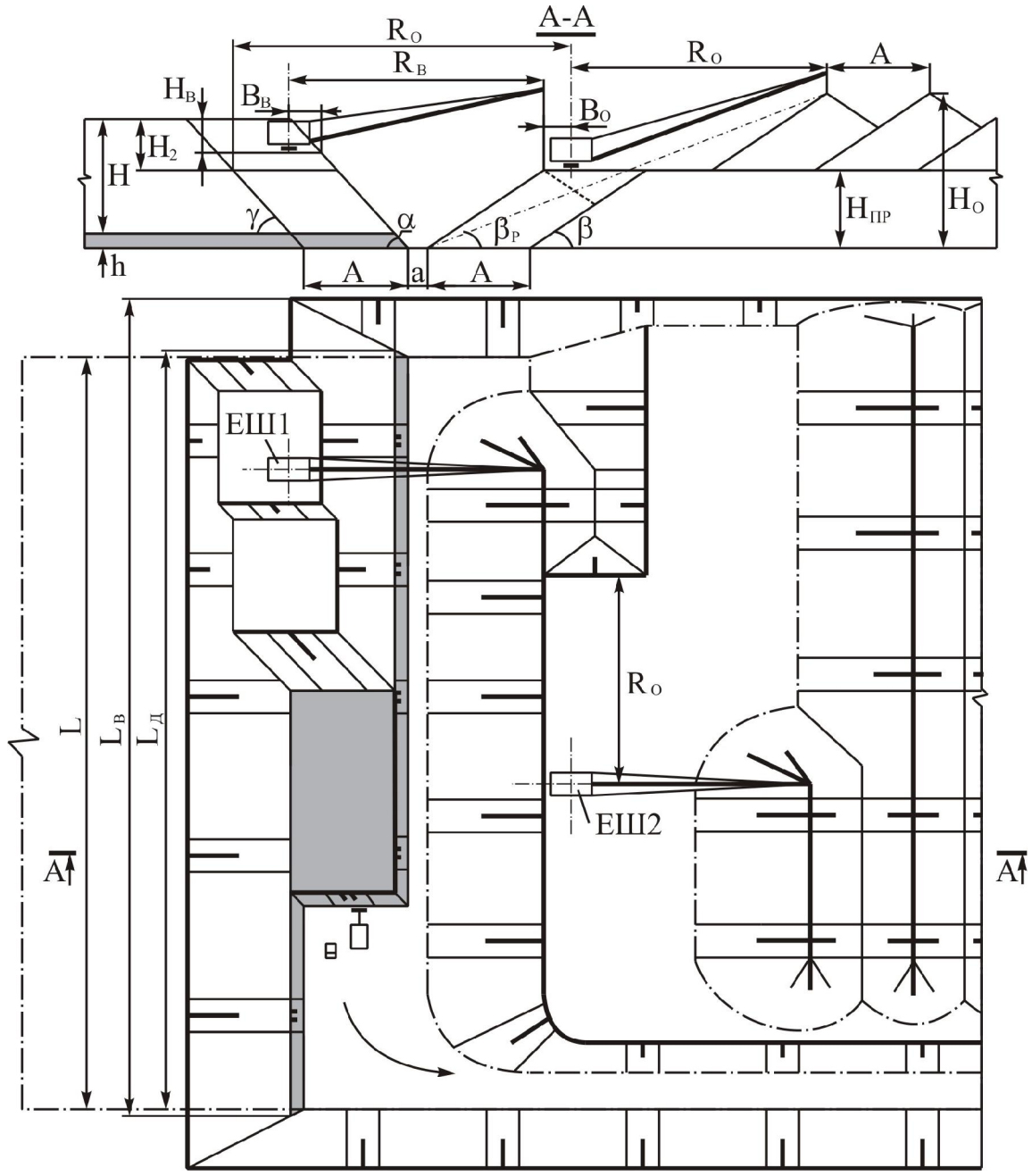


Рис. 2.11. Переріз і план простої безтранспортної системи розробки

Річне просування фронту робіт

$$П_Г = \frac{(V_{ЕШ1} + V_{ЕШ2})}{L_B H}, \text{ м/рік.} \qquad (2.31)$$

Результуючий кут укосу відвальних порід

$$\beta_P = \arg tg \frac{H_O}{R + B_O + H_{ПР} ctg\beta}, \text{ град,} \qquad (2.32)$$

де $H_{ПР}$ – висота передвідвалу, м; B_O – безпечна відстань розміщення крокуючого екскаватора, м; β – кут укосу відвальних порід, град.

Собівартість 1 м^3 розкривних порід

$$C = \frac{\sum K_З N + \sum K_Е}{V_{ЕШ1} + V_{ЕШ2}}, \text{ грн/м}^3, \qquad (2.33)$$

де $\sum K_З$ – капітальні витрати на драглайни, грн; $\sum K_Е$ – річні експлуатаційні витрати на утримання драглайнів, грн; N – нормативний коефіцієнт, який враховує погашення капітальних витрат; $V_{ЕШ1}, V_{ЕШ2}$ – річна продуктивність драглайнів, м^3/рік.

Переріз і план ускладненої безтранспортної системи розробки наведено на рис. 2.12.

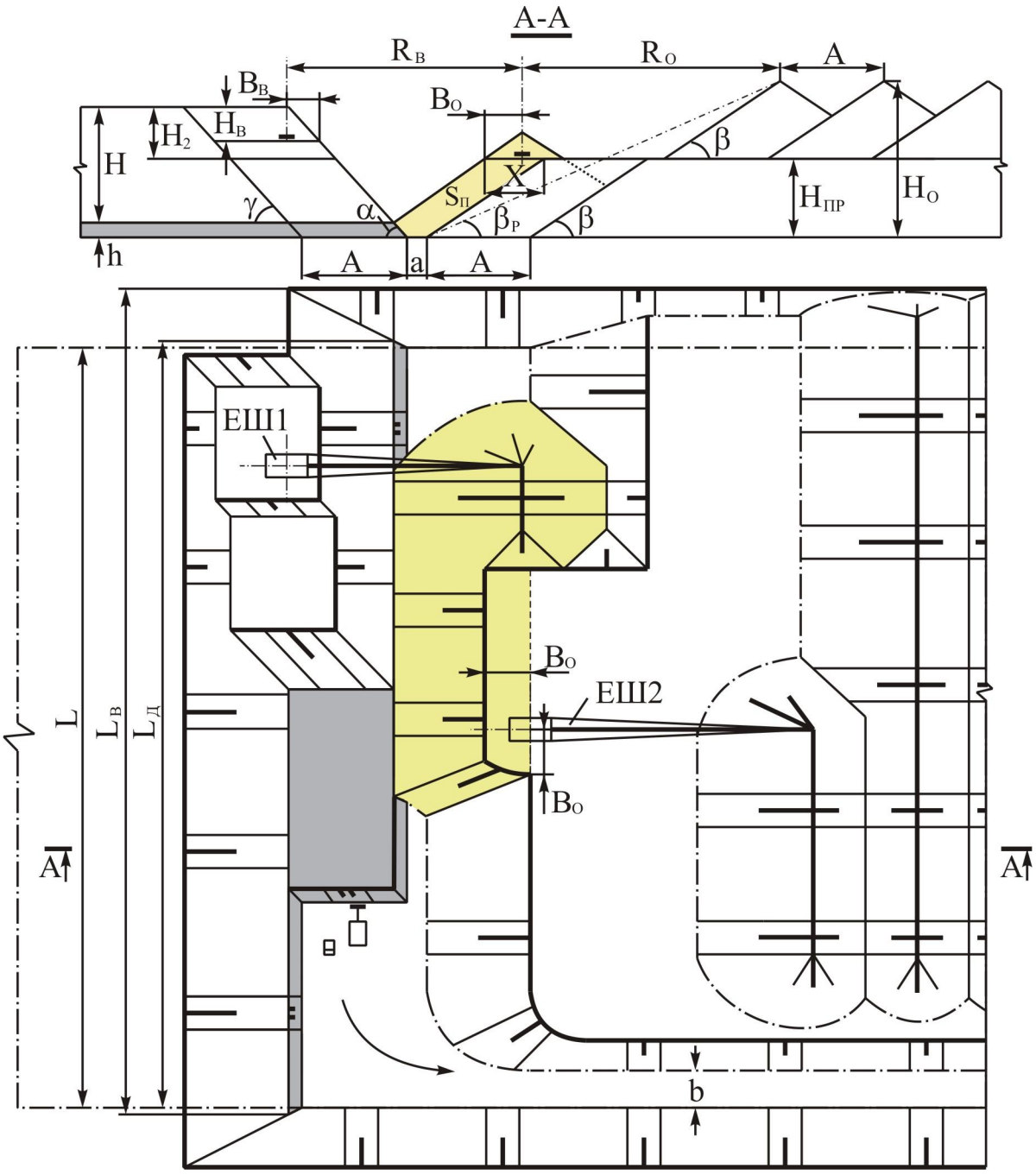


Рис. 2.12. Переріз і план ускладненої безтранспортної системи розробки

Розрахункові формули для цієї схеми

Загальна висота відвалу

$$H_O = Hk_P + 0{,}25Atg\beta \text{, м,} \qquad (2.34)$$

де k_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; A – ширина розкривного вибою, м; β – кут укосу відвальних порід, град; H – потужність розкривних порід, м.

Продуктивність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_K = \frac{\sum V_{ЕШ} h \rho_O K_B}{H(1+K_П)} \text{, т/рік,} \qquad (2.35)$$

де $\sum V_{ЕШ}$ – сумарна виробнича продуктивність драглайнів, м^3/рік; h – потужність видобувного уступу, м; ρ_O – щільність корисних копалин, т/м^3; K_B – коефіцієнт вилучення корисних копалин з надр.

Річне просування фронту розкривних робіт

$$П_Г = \frac{(V_{ЕШ1} + V_{ЕШ2})}{L_B H(1+K_П)} \text{, м/рік,} \qquad (2.36)$$

де $V_{ЕШ1}$, $V_{ЕШ2}$ – продуктивність драглайнів, встановлених на розкривному уступі та передвідвалі, м^3/рік; L_B – середня довжина фронту розкривних робіт, м.

Результуючий кут укосу відвальних порід

$$\beta_P = \arg tg \frac{H_O}{R_O + B_O + H_{ПР} ctg\beta - X} \text{, град,} \qquad (2.37)$$

де $H_{ПР}$ – висота передвідвалу, м; B_O – безпечна відстань драглайна від верхньої брівки відвалу, м; β – кут укосу відвальних порід, град.

Собівартість 1 м^3 розкривних порід

$$C = \frac{(\sum K_З N + \sum K_E)(1+K_П)}{V_{ЕШ1} + V_{ЕШ2}} \text{, грн/м}^3\text{,} \qquad (2.38)$$

де $\sum K_З$ – капітальні витрати на драглайни, грн; $\sum K_E$ – річні експлуатаційні витрати на утримання драглайнів, грн; N – нормативний коефіцієнт; $V_{ЕШ1}$ – річна продуктивність драглайна на розкривному уступі, м^3/рік; $V_{ЕШ2}$ – річна продуктивність драглайна на передвідвалі, м^3/рік.

На практиці часто має місце необхідність розробляти потужні розкривні уступи (до 50 м) за безтранспортною системою. Вирішення цієї задачі можливо за допомогою допоміжного крокуючого екскаватору, який установлюється на

верхньому ярусі внутрішнього відвалу для часткової його перевалки. Така технологія гірничих робіт (рис. 2.13) значно зміцнює стійкість внутрішніх відвалів за рахунок зменшення результуючого кута укосу відвальних порід. Між тим це приводить до збільшення об'ємів переекскавації розкривних порід, і в цьому випадку коефіцієнт переекскавації може перевищувати одиницю і більше ($К_П > 1$).

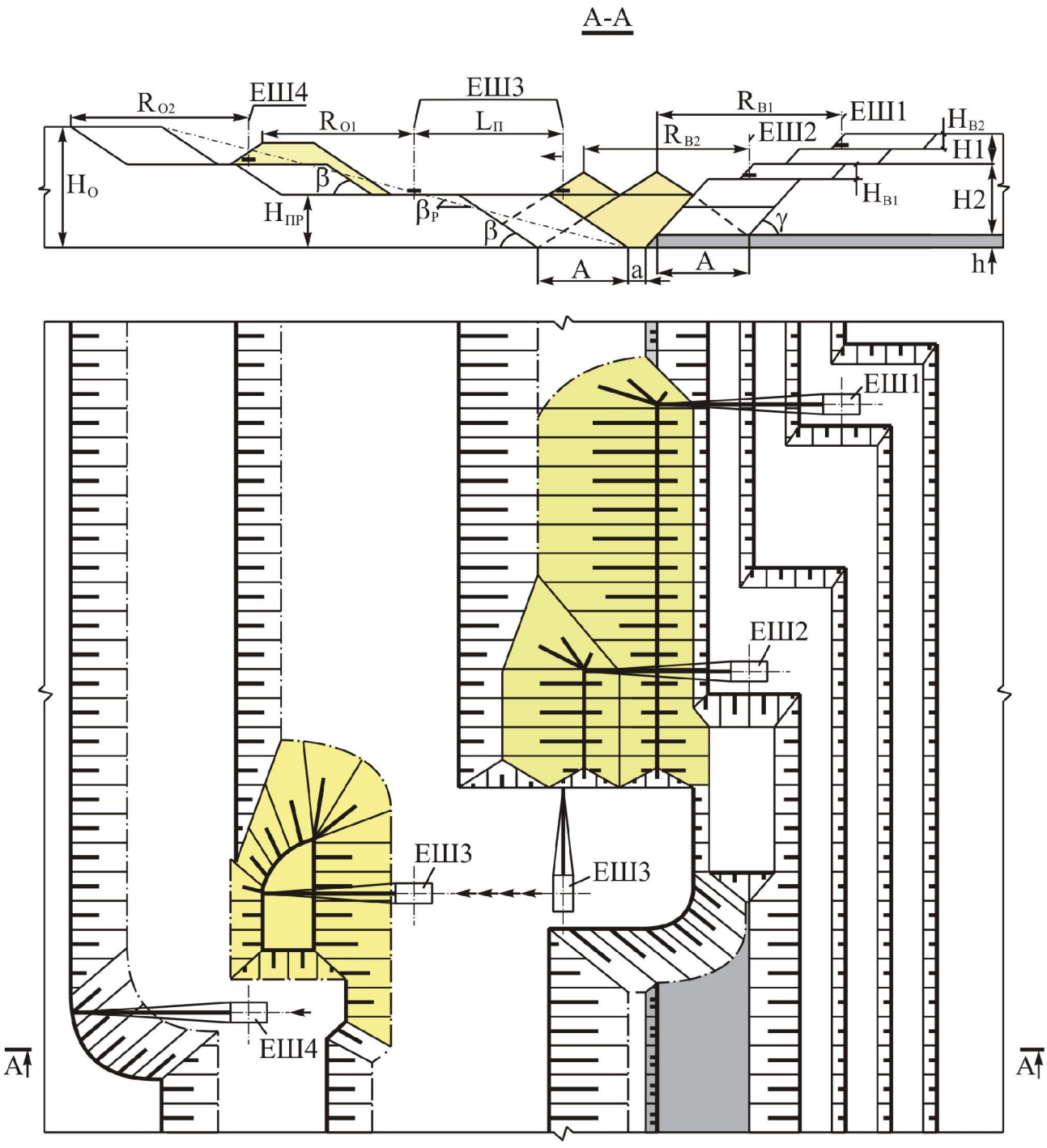


Рис. 2.13. Безтранспортна розробка потужних розкривних уступів

Запитання для самоперевірки

1. У чому ефективність безтранспортної системи розробки?

2. Які типи екскаваторів використовуються при безтранспортній системі?

3. Де може розміщуватися крокуючий екскаватор?

4. Що таке коефіцієнт переекскавації ($К_П$) розкривних порід?
5. Що таке проста і ускладнена безтранспортна система розробки?
6. Як визначити коефіцієнт переекскавації ($К_П$) при безтранспортній системі?
7. Що таке об'єм переекскавації розкривних порід і коли він має місце?
8. За яким показником оцінюється стійкість внутрішніх відвалів?
9. При якому значені ($К_П$) витрати на розкривні роботи є мінімальними?

Наведений у цьому розділі навчальний матеріал дає студенту можливість оволодіти знаннями щодо визначення основних параметрів і показників безтранспортної системи розробки, а також технікою розробки креслень (розрізи і плани) технологічних схем безтранспортної системи при розташуванні драглайна на розкривному уступі, передвідвалі, або одночасно на розкривному уступі і передвідвалі.

2.2. Транспортно-відвальна система розробки пологих родовищ

2.2.1. Загальні положення

Транспортно-відвальна система є ефективною і широко застосовується при розробці пологих родовищ. Розкривні породи виймаються з цілику екскаваторами поточної дії і переміщаються у внутрішній відвал за допомогою консольного відвалоутворювача або транспортно-відвального мосту [4].

Для ефективного застосування транспортно-відвальної системи необхідні наступні умови: пологе залягання корисної копалини з незначними змінами гіпсометрії покрівлі і підошви; достатня розвідка родовища; правильна конфігурація границь родовища, що дозволяє уникнути різких змін фронту гірничих робіт; сприятливі гідрогеологічні умови залягання корисної копалини.

Залежно від прийнятого типу відвального обладнання розрізняють дві групи технологічних схем транспортно-відвальної системи:

– із застосуванням консольного відвалоутворювача;

– із застосуванням транспортно-відвального мосту.

2.2.2. Транспортно-відвальна система з використанням консольного відвалоутворювача

На практиці як відвальне обладнання частіше використовується консольний відвалоутворювач.

Технологічні комплекси з переміщенням породи відвалоутворювачем характеризуються наявністю трьох процесів розкривних робіт – екскавація, переміщення й розвантаження. Ці комплекси в основному застосовуються при розробці м'яких гірських порід, що не вимагають попереднього розпушення підривними роботами.

Основна перевага транспортно-відвальної системи – можливість транспортування породи у відвал найкоротшим шляхом через консольний відвалоутворювач.

Транспортно-відвальну систему розробки з використанням консольних відвалоутворювачів ефективно застосовувати в районах з відносно сухим теплим кліматом або під час сезонної виїмки розкривних порід.

Нижче на рис. 2.14. наведено розріз і план транспортно-відвальної системи розробки з використанням консольного відвалоутворювача.

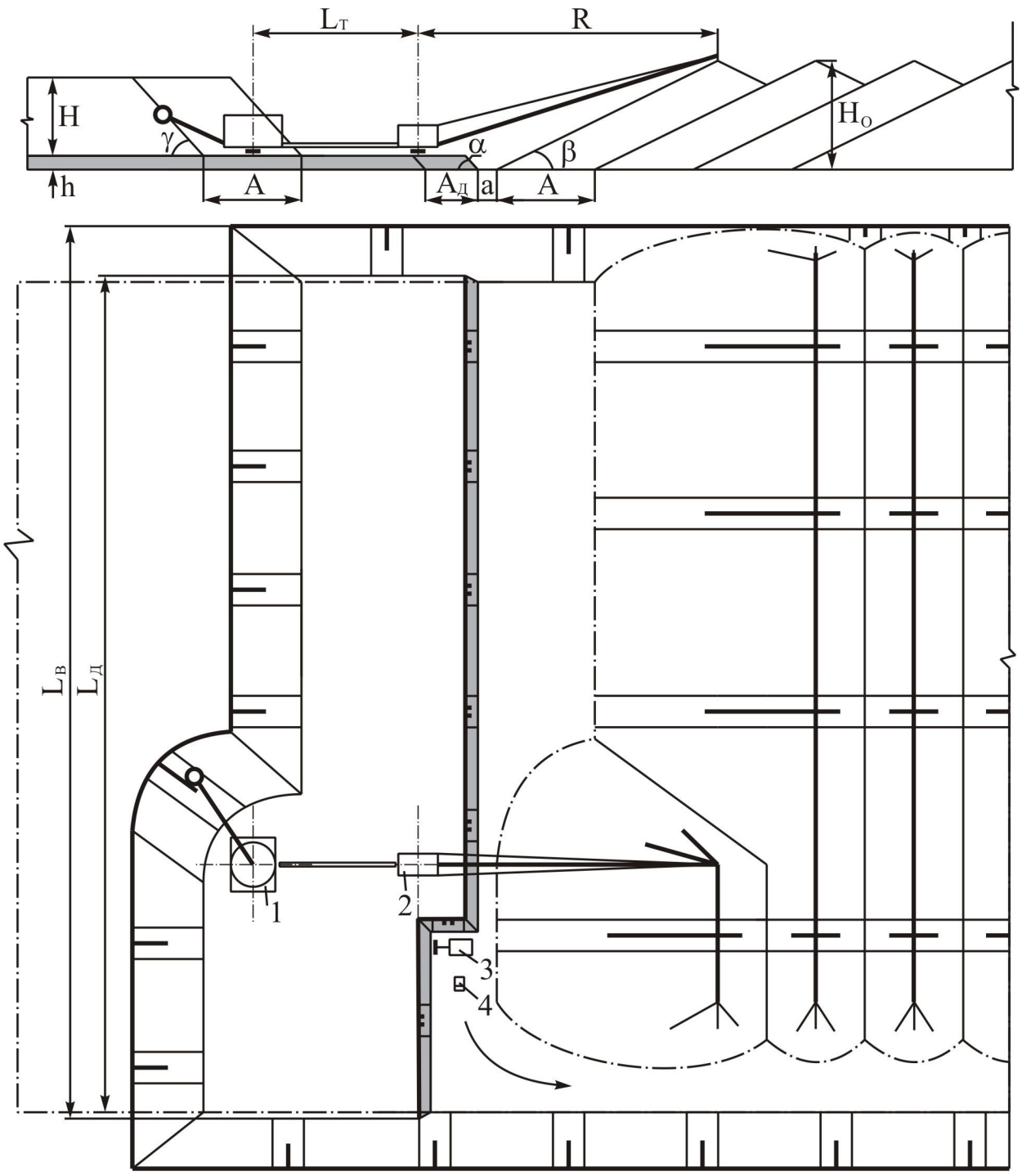


Рис. 2.14. Транспортно-відвальна система розробки з використанням консольного відвалоутворювача: 1 – роторний екскаватор; 2 – консольний відвалоутворювач; 3 – видобувний екскаватор; 4 – автосамоскид

Розрахункові формули для цієї схеми

Висота внутрішнього відвалу

$$H_O = HK_P + 0{,}25Atg\beta \text{, м,} \qquad (2.39)$$

де K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; A – ширина розкривного вибою, м; β – кут укосу відвальних порід, град; H – потужність розкривних порід, м.

Продуктивність роторного екскаватора

$$V_{P.E} = \frac{60 n_C e k_H k_B t_P}{K_P}, \text{ м}^3/\text{рік}, \quad (2.40)$$

де n_C – кількість розвантаження ковшів екскаватора за хвилину; e – місткість ковша екскаватора, м^3; K_H – коефіцієнт наповнення породою ковша екскаватора; K_B – коефіцієнт використання екскаватора у часі; K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; t_P – кількість годин роботи екскаватора за рік.

Продуктивність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_K = \frac{V_{P.E} h \rho_O K_B}{H}, \text{ т/рік}, \quad (2.41)$$

де $V_{P.E.}$ – потужність роторного екскаватора, м^3/рік; h – потужність видобувного уступу, м; ρ_O – щільність корисних копалин, т/м^3; K_B – коефіцієнт вилучення корисних копалин з надр.

Річне просування розкривного фронту робіт

$$П_Г = \frac{V_{P.E}}{L_B H}, \text{ м/рік}. \quad (2.42)$$

Собівартість 1 м^3 розкривних порід

$$C = \frac{(K_З N + K_E)}{V_{P.E.}}, \text{ грн/м}^3, \quad (2.43)$$

де $K_З$ – капітальні витрати на придбання роторного екскаватора і консольного відвалоутворювача, грн; K_E – річні експлуатаційні витрати на роторний екскаватор і консольний відвалоутворювач, грн; N – нормативний коефіцієнт погашення капітальних витрат на гірниче обладнання; $V_{P.E.}$ – річна виробнича продуктивність роторного екскаватора, м^3/рік.

Особливістю транспортно-відвальної системи є накопичення запасів корисної копалини, що використовується у кар'єрі в зимовий період. Вони мають назву "зимові запаси". Залежно від прийнятої технології гірничих робіт зимові запаси можуть розміщуватись по всій довжині фронту видобувних робіт (рис. 2.15) або між відвальним обладнанням і видобувним вибоєм (рис. 2.16).

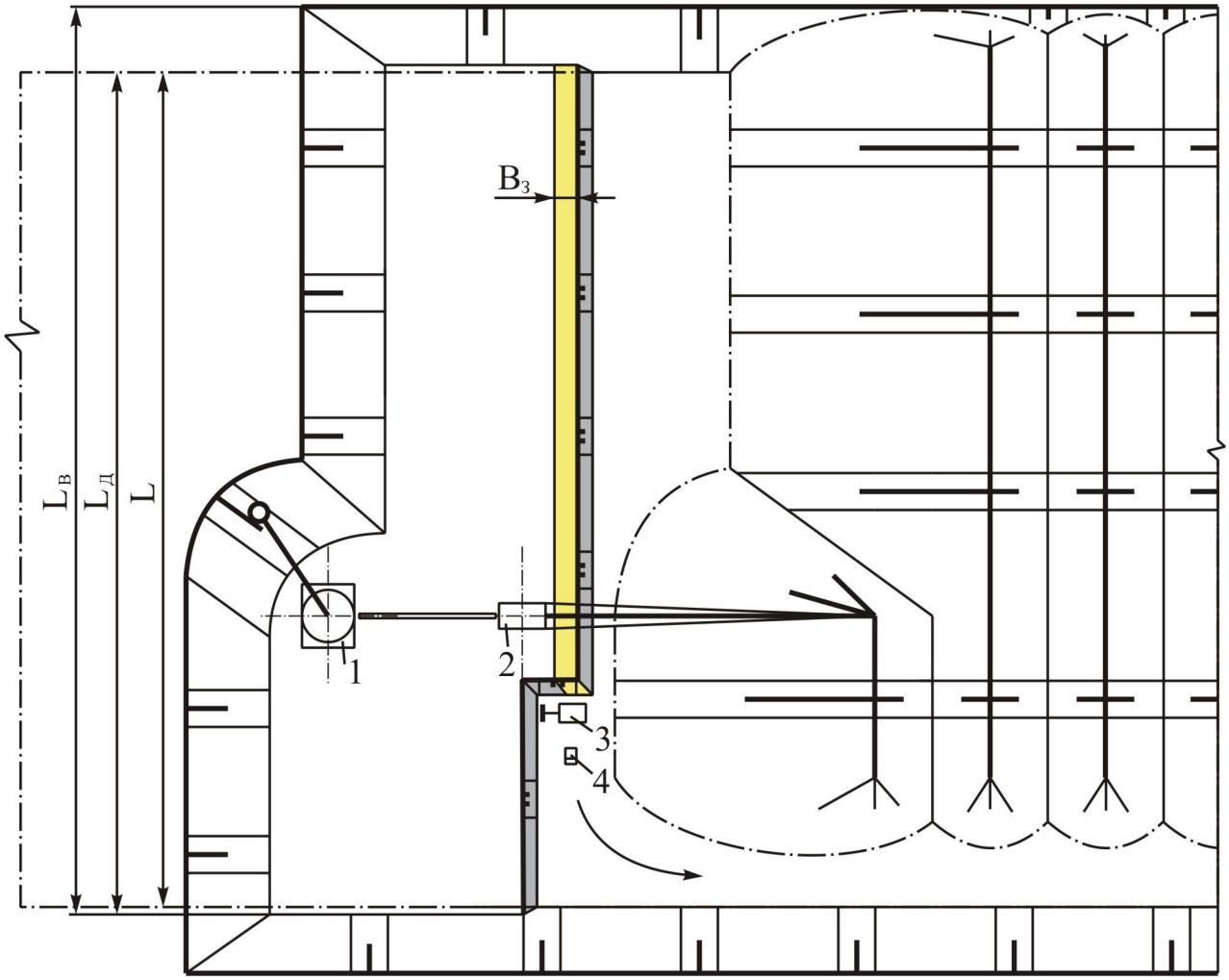


Рис. 2.15. Розміщення зимових запасів корисних копалин уздовж фронту видобувних робіт: 1 – роторний екскаватор; 2 – консольний відвалоутворювач; 3 – механічна лопата на видобувних роботах; 4 – автосамоскид

Ширина зимових запасів корисних копалин визначається за формулою

$$B_З = \frac{Q_К n_З}{12 L_Д h \rho_О K_В}, \text{ м}, \qquad (2.44)$$

де $Q_К$ – продуктивність кар'єру по корисних копалинах, т/рік; $n_З$ – кількість зимових місяців зупинення роботи роторного екскаватора; $L_Д$ – довжина видобувного фронту гірничих робіт, м.

Якщо ширину зимових запасів ($B_З$) корисних копалин прийняти відповідно до ширині видобувної заходки (рис. 2.16), то довжину зимових запасів можна визначити за формулою:

$$L_З = \frac{Q_К n_З}{12 A_Д h \rho_О K_В}, \text{ м}, \qquad (2.45)$$

де $A_Д$ – ширина видобувного вибою, м.

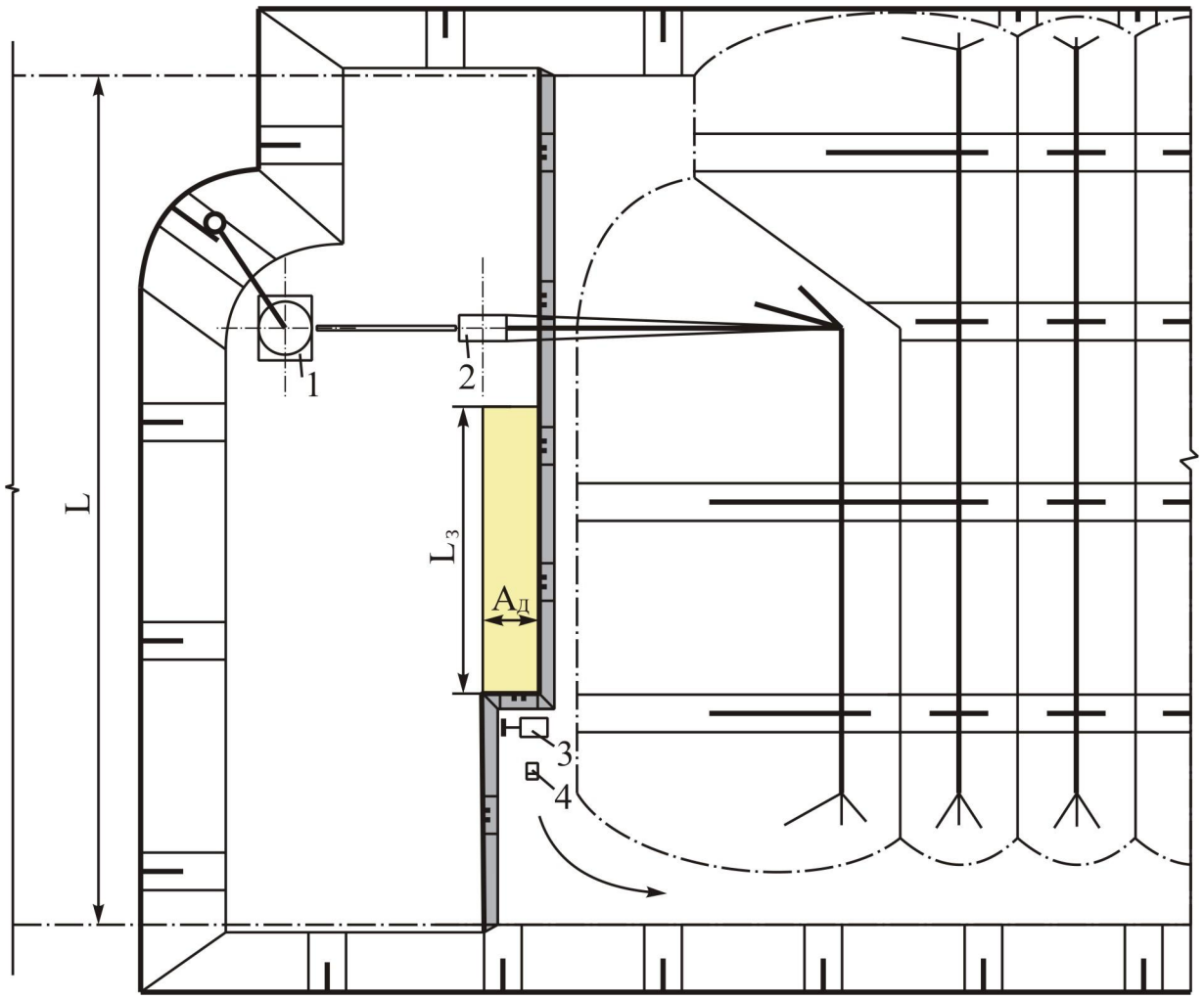


Рис. 2.16. Розміщення зимових запасів корисних копалин між відвальним обладнанням і добувним вибоєм: 1 – роторний екскаватор; 2 – консольний відвалоутворювач; 3 – механічна лопата на видобувних роботах; 4 – автосамоскид

2.2.3. Транспортно-відвальна система з використанням транспортно-відвального мосту

На відміну від консольного відвалоутворювача транспортно-відвальний міст в основному проектується для конкретного кар'єру.

Технологічні комплекси з переміщенням породи транспортно-відвальним мостом застосовують на кар'єрах із плавними контурами і спокійною гіпсометрією покрівлі і підошви пласту корисної копалини. Залежно від конструкції транспортно-відвальний міст переміщається по рейковому шляху або за допомогою гусеничного ходу.

Одна з головних умов застосування комплексів з транспортно-відвальним мостом – гарантування стійкості укосів внутрішніх відвалів за допомогою осушення розкривних порід і правильного формування внутрішніх відвалів з забезпеченням їх максимального дренажу.

До переваг розглянутої технології варто віднести потоковість виїмки гірських порід і значну продуктивність гірничого обладнання.

До недоліків відносяться: залежність роботи гірничого комплексу від кліматичних умов; складність конструкції і велика маса мостів, що позначається

на їх маневреності; потрібність значного обсягу гірничих робіт для створення початкового фронту робіт і введення моста в експлуатацію; організаційні труднощі прокладання і переносу залізничної колії для просування мосту.

Нижче на рис. 2.17 наведено розріз і план транспортно-відвальної системи розробки з використанням транспортно-відвального мосту.

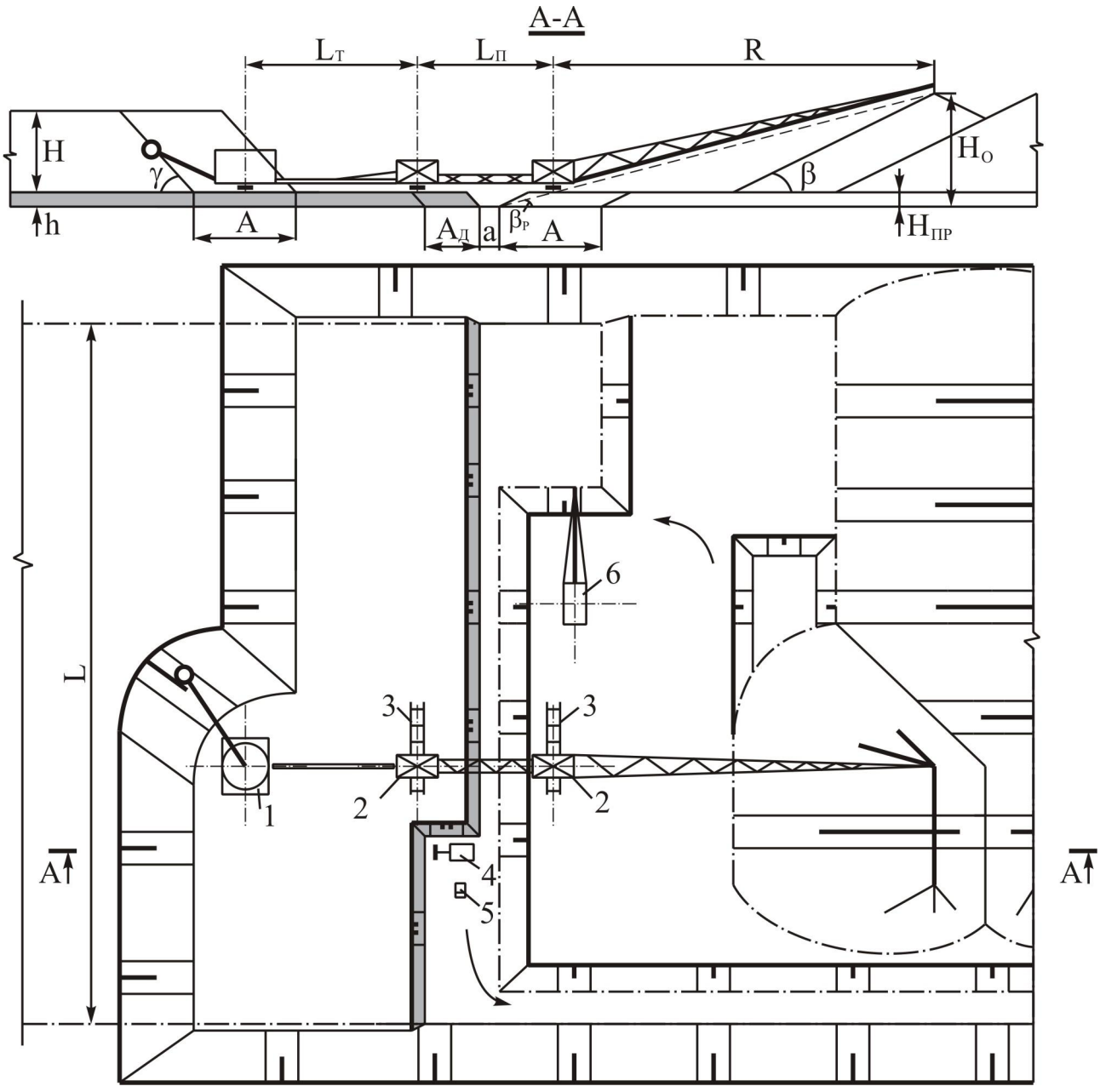


Рис. 2.17. Транспортно-відвальна система розробки з використанням транспортно-відвального мосту: 1 – роторний екскаватор; 2 – транспортно-відвальний міст; 3 – залізнична колія; 4 – видобувний екскаватор; 5 – автосамоскид; 6 – драглайн

Запитання для самоперевірки

1. У чому суть транспортно-відвальної системи розробки?

2. Для чого передбачені зимові запаси корисних копалин?

3. Де розміщуються зимові запаси корисних копалин?

4. Які недоліки мають місце при застосуванні транспортно-відвального мосту?

Наведений у цьому розділі навчальний матеріал дає студенту можливість оволодіти знаннями щодо визначення умов застосування, основних параметрів і показників транспортно-відвальної системи розробки, а також побудови розрізів і планів креслень технологічних схем.

2.3. Транспортна система розробки пологих родовищ

2.3.1. Загальні положення

Транспортна система широко застосовується при розробці пологих родовищ. Якщо воно має незначну потужність розкривних порід (до 20 м), то в цьому випадку доцільно використовувати транспортну систему розробки (екскаватори типу механічна лопата з завантаженням розкриву в автосамоскиди). При значній потужності розкривних порід за транспортною системою розробляються верхні розкривні уступи, які не можна розробляти за безтранспортною або транспортно-відвальною системами.

З огляду на тип транспорту ця система розробки поділяється на такі групи технологічних схем:

– з використанням автосамоскидів;

– з використанням залізничного транспортну;

– з використанням конвеєрного транспортну.

Транспортна система у порівнянні з безтранспортною і транспортно-відвальною передбачає більші витрати на розробку родовища [7].

Розглянемо тільки транспортну систему розробки з використанням автосамоскидів, оскільки залізничний транспорт має незначне поширення при потужності розкривних порід до 20 м.

Конвеєрний транспорт широко застосовується на верхніх розкривних уступах при комбінованій системи, яка ще буде детально розглянута далі в навчальному посібнику.

2.3.2. Транспортна система розробки з використанням автосамоскидів

Транспортна система ефективно застосовується при розробці каолінів та глин з відносно невеликою потужністю кар'єру по розкривним породам і корисній копалині.

Нижче (рис. 2.18) наведена транспортна система розробки з використанням гірничого обладнання циклічної дії.

Розрахункові формули для цієї схеми

Висота внутрішнього відвалу

$$H_O = HK_P, \text{ м}, \tag{2.46}$$

де K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід; H – потужність розкривних порід, м.

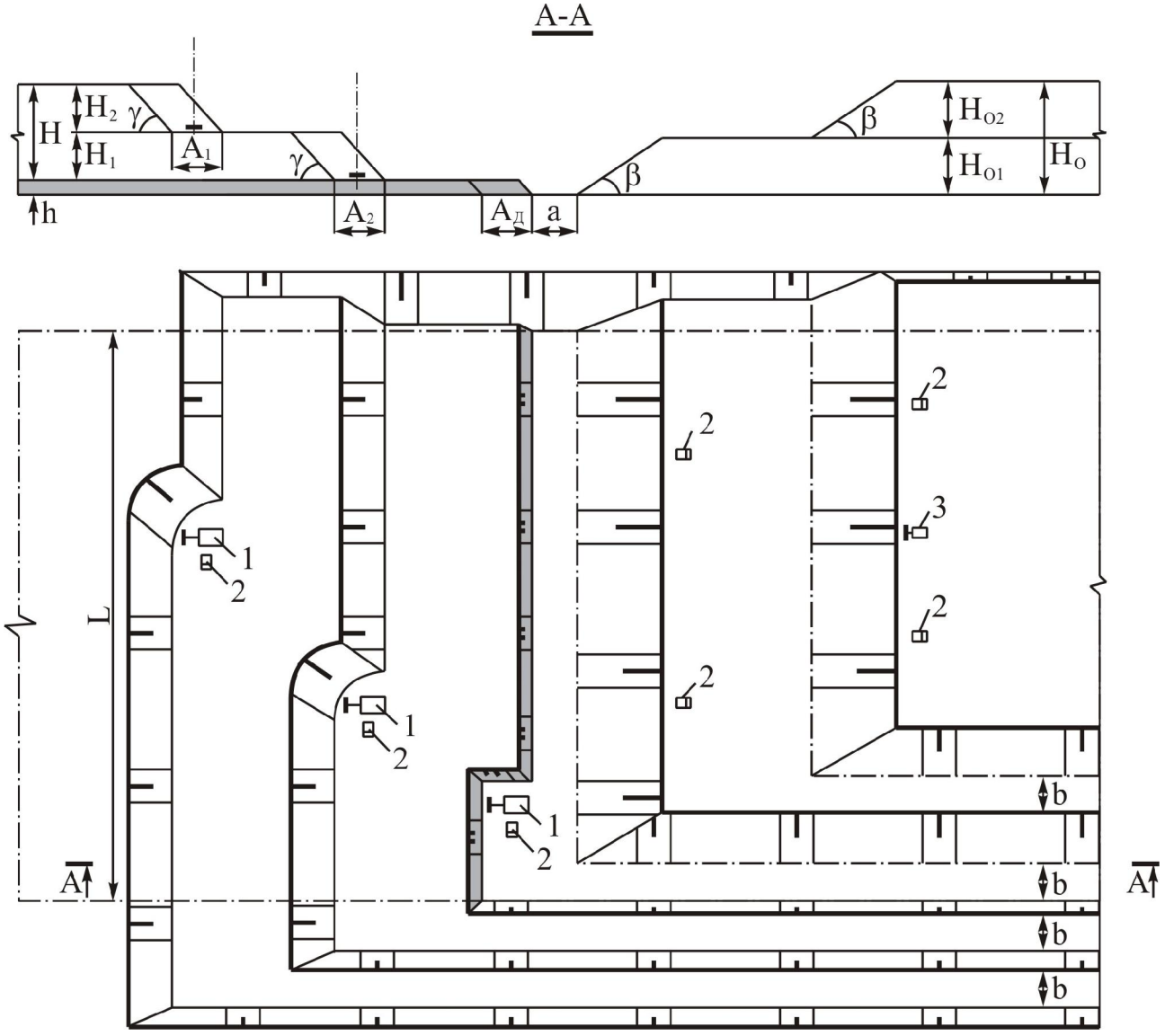


Рис. 2.18. Транспортна система розробки пологих родовищ: 1 – механічна лопата; 2 – автосамоскид; 3 – бульдозер

Продуктивність екскаватора механічної лопати типа ЕКГ розраховується за формулою:

$$V_{М.Л} = \frac{60EK_НK_Вt_Д}{t_ЦK_Р}, \text{ м}^3/\text{добу}, \qquad (2.47)$$

де E – місткість ковша екскаватора, м^3; $K_Н$ – коефіцієнт наповнення породою ковша екскаватора; $K_В$ – коефіцієнт використання екскаватора; $K_Р$ – коефіцієнт розпушення розкривних порід; $t_Д$ – кількість годин роботи екскаватора на добу, год.; $t_Ц$ – термін середнього циклу роботи екскаватора, хв.

Термін середнього циклу роботи екскаватора (тип механічна лопата) розраховується як

$$t_Ц = \frac{t_П + t_{РУХ} + t_Р + t_З}{n_А}, \text{ хв.}, \quad (2.48)$$

де $t_П$ – термін завантаження автосамоскида, хв.; $t_{РУХ}$ – термін руху автосамоскида у двох напрямів, хв.; $t_Р$ – термін розвантаження автосамоскида, хв., $t_З$ – середній термін затримок автосамоскида, хвилин; $n_А$ – кількість автосамоскидів.

Річне просування розкривного фронту робіт

$$П_Г = \frac{V_{М.Л}}{L_В H}, \text{ м/рік}, \quad (2.49)$$

Продуктивність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_К = \frac{\sum V_{М.Л} h \rho_О K_В}{H}, \text{ т/рік}, \quad (2.50)$$

де $\sum V_{М.Л}$ – загальна продуктивність механічних лопат, м^3/рік; h – потужність видобувного уступу, м; $\rho_О$ – щільність корисних копалин, т/м^3; $K_В$ – коефіцієнт вилучення корисних копалин з надр ($K_В = 0{,}95$).

Запитання для самоперевірки

1. У яких умовах доцільно використовувати транспортну систему розробки пологих родовищ?

2. Який транспорт використовується при транспортній системі розробки?

3. Які недоліки має транспортна система розробки родовищ?

Наведений у цьому розділі навчальний матеріал дає студенту можливість оволодіти знаннями щодо визначення умов застосування, основних параметрів і показників транспортної системи розробки, а також побудови розрізів і планів креслень технологічних схем.

2.4. Комбінована система розробки пологих родовищ корисних копалин

2.4.1. Загальні відомості

Комбіновані системи застосовуються при розробці пологих родовищ, якщо уся товща розкривних порід не може бути розроблена за однієї з найбільш економічних систем – безтранспортній чи транспортно-відвальній. При використанні комбінованої системи за умовами ефективності рекомендується нижню товщу розкривних порід (основний уступ) розробляти за безтранспортною або транспортно-відвальною системою. Верхня товща розкривних порід, як правило, виймається транспортними комплексами з переміщенням породи в автосамоскидах, думпкарах або за допомогою стрічкових конвеєрів [1].

Комбіновані системи розробки звичайно застосовують на кар'єрах з потужністю розкриву більш 40 м. Складовою частиною комбінованої є безтранспортна або транспортно-відвальна і транспортна системи розробки.

При проектуванні комбінованої системи необхідно виконати наступні умови:

– висоти розкривних уступів повинні бути пропорційні продуктивності екскаваторів, що їх розробляють;

– висоти розкривних уступів не повинні перевищувати висоти верхнього черпання екскаваторів, що їх розробляють;

– швидкість пересування фронту розкривних робіт верхніх уступів повинна бути такою, що дорівнює або перевищує швидкість пересування нижнього (основного) уступу (не більше 20 %).

З огляду на тип гірничого обладнання можна компанувати такі комбіновані схеми:

– з використанням гірничого обладнання циклічної дії;

– з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії;

– з використанням гірничого обладнання поточної дії.

2.4.2. Комбінована система з використанням гірничого обладнання циклічної дії

Технологічна схема комбінованої системи розробки родовищ корисних копалин з використанням гірничого обладнання циклічної дії, як приклад, наведена на рис. 2.19.

На рис. 2.19 показана розробка двох розкривних уступів. Нижній розробляється за простою безтранспортною системою, а верхній – за транспортною системою з використанням механічної лопати і завантаженням породи у автосамоскиди.

Розрахункові формули для цієї схеми

1. Висоти нижнього ярусу відвалу (H_{O2}) і загального відвалу (H_O)

$$H_{O2} = H_2 K_P + 0{,}25 A_2 tg\beta \text{, м.} \quad (2.51)$$

$$H_O = HK_P \text{, м.} \quad (2.52)$$

2. Умова для використання простої безтранспортної системи

$$R \geq B_B + (H_2 - H_B)ctg\gamma + hctg\alpha + a + H_{O2}ctg\beta \quad (2.53)$$

В цьому випадку коефіцієнт переекскавації розкривних порід $K_П = 0$.

3. Необхідна потужність екскаватора типу механічна лопата для розробки верхнього розкривного уступу

$$V^1_{М.Л} = \frac{H_1 V_{ЕШ}}{H_2} \text{, м} \quad (2.54)$$

4. Враховуючи показники $V^1_{М.Л}$ і H_1, за технічним довідником підбираємо тип і кількість екскаваторів (механічна лопата).

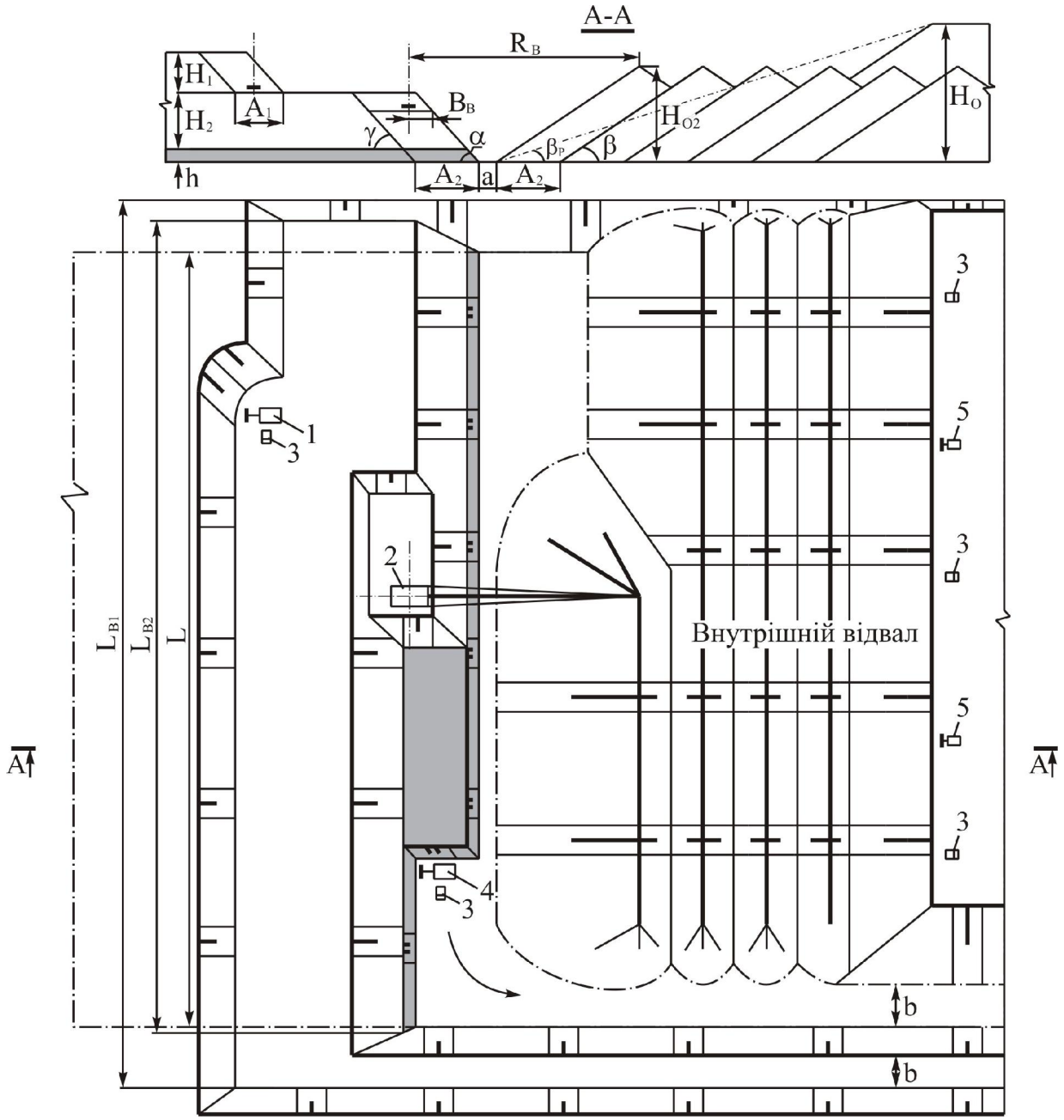


Рис. 2.19. Комбінована система розробки з використанням гірничого обладнання циклічної дії: 1 – механічна лопата; 2 – крокуючий екскаватор; 3 – автосамоскид; 4 – механічна лопата на видобувних роботах

5. Після з'ясування типу і кількості екскаваторів визначається реальна потужність екскаватора (екскаваторів) на верхньому розкривному уступі $V_{М.Л}$.

Потужність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_К = \frac{V_{ЕШ} h \rho_О K_{извл}}{H_2}, \text{ т/рік.} \qquad (2.55)$$

6. Річне просування фронту робіт на верхньому (H_1) і нижньому (H_2) розкривних уступах

$$П_{Г1} = \frac{V_{м.л}}{L_{B1} H_1}, \text{ м/рік}, \tag{2.56}$$

$$П_{Г2} = \frac{V_{ЕШ}}{L_{B2} H_2}, \text{ м/рік}, \tag{2.57}$$

де L_{B1} і L_{B2} – середня довжина фронту робіт на верхньому і нижньому розкривних уступах, м.

7. Орієнтовано результуючий кут укосу внутрішніх відвальних м'яких порід (β_P) можна визначити за допомогою графіка (рис.2.20).

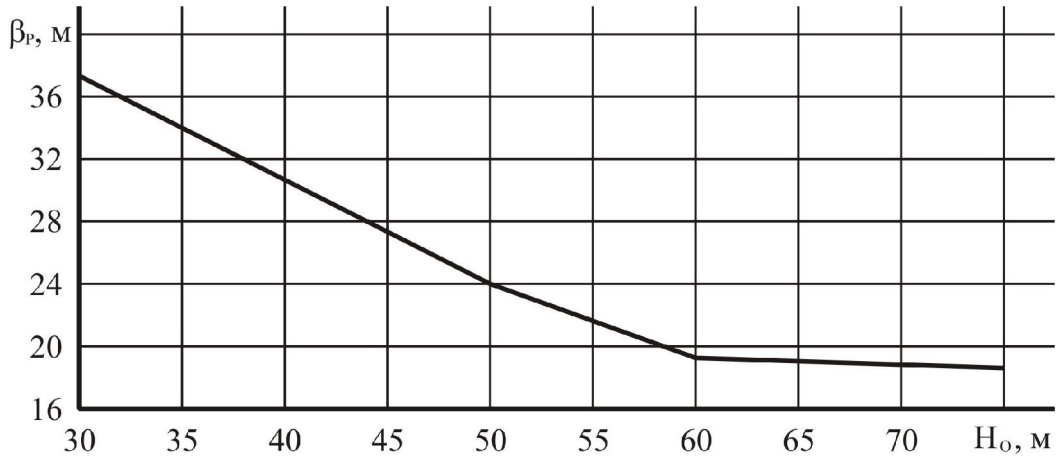


Рис. 2.20. Графік для визначення результуючого кута укосу відвальних порід

8. Собівартість 1 м^3 розкривних порід можна визначити за формулою:

$$C_{1м^3} = \frac{\sum K_З N + \sum K_Е}{V_{М.Л} + V_{ЕШ}}, \text{ грн /м}^3, \text{ м} \tag{2.58}$$

де $\sum K_З$ – сума капітальних витрат на придбання гірничого обладнання, грн; $\sum K_Е$ – сума річних експлуатаційних витрат на обслуговування гірничого обладнання, грн; N – нормативний показник погашення капітальних витрат; $V_{М.Л}$ – річна виробнича потужність механічної лопати, м^3/рік.

На рис. 2.21 показана також розробка двох розкривних уступів. Нижній розробляється за ускладненою безтранспортною системою, а верхній – за транспортною системою (використовуються механічна лопата і крокуючий екскаватор з завантаженням породи у автосамоскиди.

Розрахункові формули для цієї схеми

1. Висоти нижнього ярусу відвалу

$$H_{О2} = H_2 K_Р + 0{,}25 A_2 tg\beta, \text{ м}. \tag{2.59}$$

і загального відвалу

$$H_О = H K_Р, \text{ м}. \tag{2.60}$$

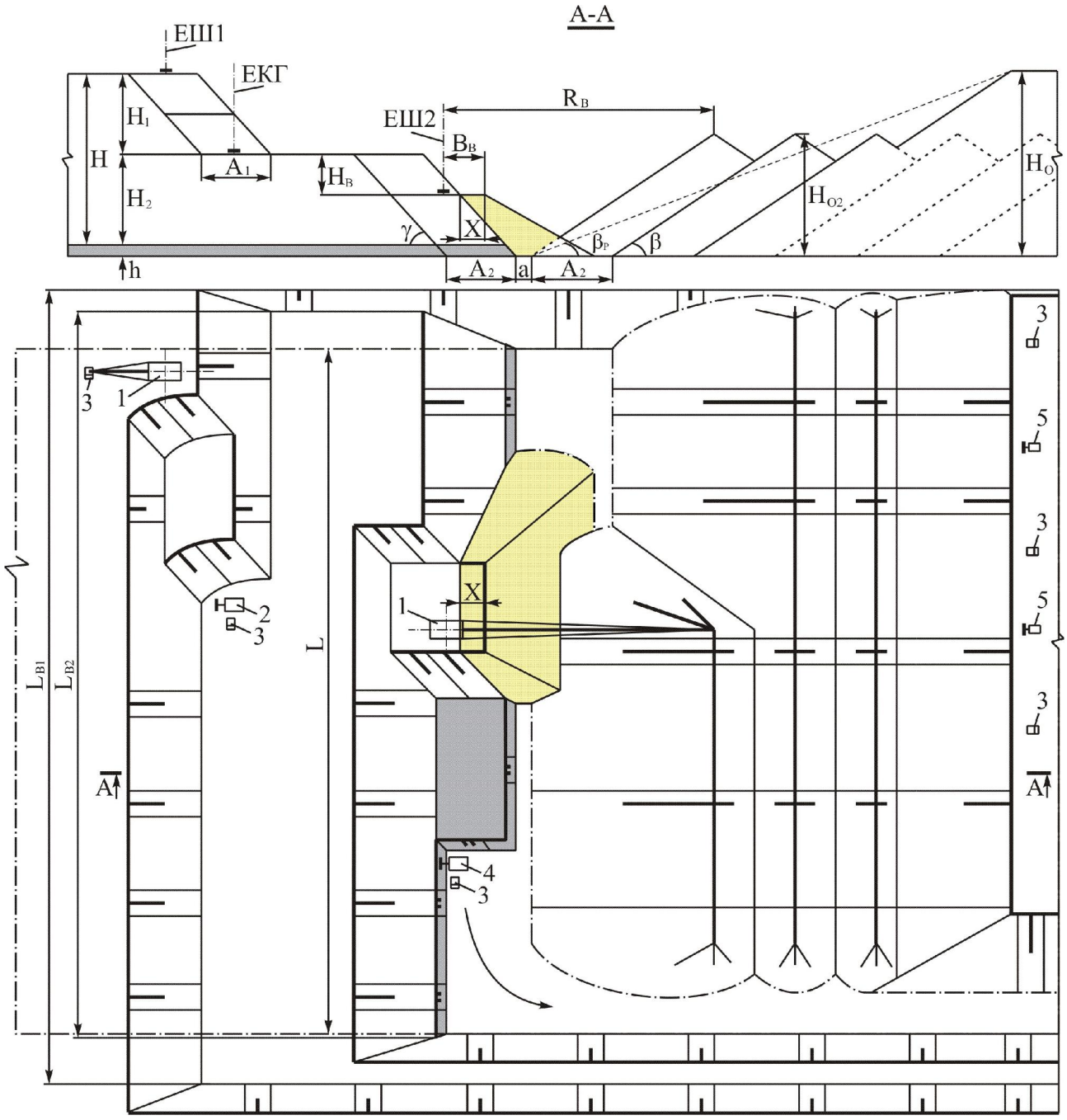


Рис. 2.21. Комбінована система розробки з використанням гірничого обладнання циклічної дії: 1 – крокуючий екскаватор; 2 – механічна лопата; 3 – автосамоскид; 4 – механічна лопата на видобувних роботах; 5 – бульдозер

2. Розрахунки параметрів і показників безтранспортної системи на нижньому розкривному уступі.

Якщо $R \geq B_B + (H_2 - H_B)ctg\gamma + hctg\alpha + a + H_{O2}ctg\beta$, то це є умовою для *простої безтранспортної системи*. В цьому випадку коефіцієнт переекскавації розкривних порід $K_П = 0$.

Якщо $R < B_B + (H_2 - H_B)ctg\gamma + hctg\alpha + a + H_{O2}ctg\beta$, то це є умовою для ускладненої *безтранспортної системи.* В такому випадку треба розрахувати наступні показники:

– ширину підсипки укосу розкривного уступу на рівні робочого майданчика

$$X = B_B + (H_2 - H_B)ctg\gamma + hctg\alpha + a + H_{O2}ctg\beta - R\text{, м;} \qquad (2.61)$$

– площу розрізу об'єму переекскавації розкривних порід при $\gamma = \alpha$

$$S_П = X(H_2 - H_B + h) + 0{,}5(H_2 - H_B + h)^2(ctg\beta - ctg\gamma) - \\ - 0{,}25\left[X + (H_2 - H_B + h)(ctg\beta - ctg\gamma) - a\right]^2 tg\beta, м^2. \qquad (2.62)$$

– коефіцієнт переекскавації розкривних порід на нижньому розкривному уступі

$$K_П = \frac{S_П}{H_2 A K_P}, \qquad (2.63)$$

де K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід.

3. Необхідна продуктивність екскаваторів для розробки верхнього розкривного уступу

$$V^1_{B.P} = \frac{H_1 V_{ЕШ}}{H_2(1 + K_П)}\text{, м}^3\text{/рік.} \qquad (2.64)$$

4. Враховуючи показники $V^1_{B.P}$ і H_1, визначаємо тип механічної лопати і крокуючого екскаватора.

5. Після визначення типів екскаваторів приймаємо їх технічну (за довідником) річну продуктивність ($V_{ЕШ1}$) і ($V_{ЕКГ}$), яка буде не нижче $V^1_{B.P}$.

Продуктивність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_K = \frac{V_{ЕШ2} h \rho_O K_{извл}}{H_2(1 + K_П)}\text{, т/рік.} \qquad (2.65)$$

6. Річне просування фронту робіт на верхньому (H_1) і нижньому (H_2) розкривних уступах

$$П_{Г1} = \frac{V_{ЕШ1} + V_{ЕКГ}}{L_{B1} H_1}\text{, м/рік,} \qquad (2.66)$$

$$П_{Г2} = \frac{V_{ЕШ2}}{L_{B2} H_2(1 + K_П)}\text{, м/рік,} \qquad (2.67)$$

де L_{B1} і L_{B2} – середня довжина фронту робіт на верхньому і нижньому розкривних уступах.

В виробничих умовах необхідно дотримуватись $П_{Г1} \geq П_{Г2}$.

7. Результуючий кут укосу внутрішніх відвальних порід (β_P) можна визначити за допомогою графіка (рис. 2.20).

8. Собівартість 1 м^3 розкривних порід визначається за формулою:

$$C_{1м3} = \frac{\sum K_З N + \sum K_Е}{V_{ЕШ1} + V_{ЕКГ} + \dfrac{V_{ЕШ2}}{1 + K_П}}, \text{ грн. /м}^3, \qquad (2.68)$$

де $V_{ЕШ1}$, $V_{ЕКГ}$ – продуктивності крокуючого екскаватора і механічної лопати, які розробляють верхній розкривний уступ, м^3/рік; $V_{ЕШ2}$ – продуктивність крокуючого екскаватора, який розробляє нижній розкривний уступ, м^3/рік.

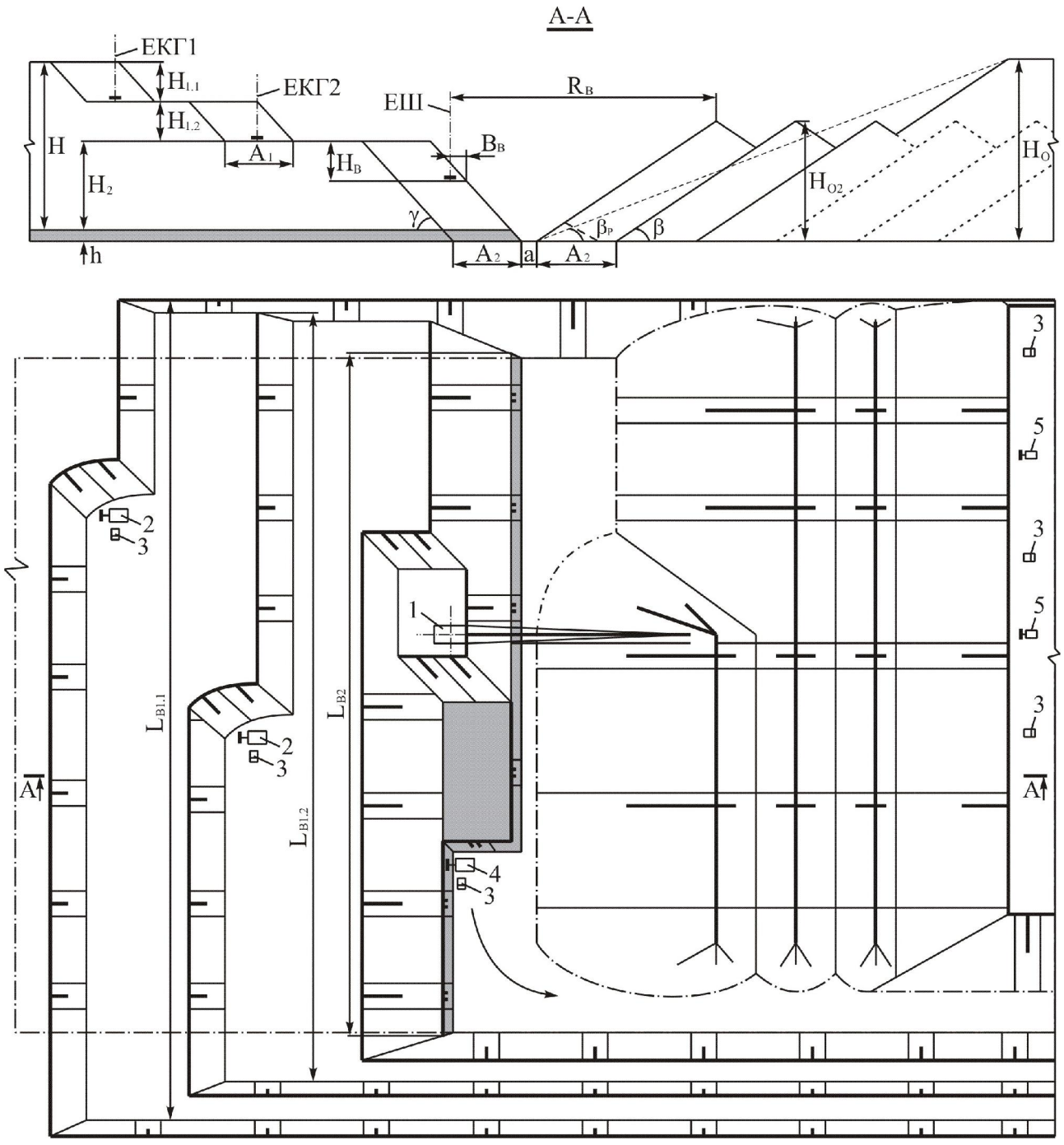


Рис. 2.22. Комбінована система розробки з використанням гірничого обладнання циклічної дії: 1 – крокуючий екскаватор; 2 – розкривна механічна лопата; 3 – автосамоскид; 4 – видобувна механічна лопата; 5 – бульдозер

На рис. 2.22 показана розробка трьох розкривних уступів. Нижній уступ розробляється за простою безтранспортною системою, а верхні – за транспортною системою механічними лопатами.

Розрахункові формули для цієї схеми

1. Висота нижнього ярусу відвалу

$$H_{O2} = H_2 k_P + 0{,}25 A_2 tg\beta \text{, м.} \tag{2.69}$$

і загального відвалу

$$H_O = H k_P \text{, м.} \tag{2.70}$$

2. Умова для простої безтранспортної системи:

$$R \geq B_B + (H_2 - H_B) ctg\gamma + h ctg\alpha + a + H_{O2} ctg\beta \,. \tag{2.71}$$

В цьому випадку коефіцієнт переекскавації розкривних порід $K_П = 0$.

3. Необхідна загальна продуктивність механічних лопат для розробки двох верхніх розкривних уступів ($H_{1.1}$ і $H_{1.2}$)

$$V^1_{M.Л} = \frac{(H_{1.1} + V_{1.2}) V_{ЕШ}}{H_2 (1 + K_П)} \text{, м} \tag{2.72}$$

4. Враховуючи показники $V^1_{M.Л}$, $H_{1.1}$ *і* $H_{1.2}$, підбираємо тип і кількість екскаваторів типу механічна лопата.

5. Після цього визначаємо фактичну продуктивність екскаваторів на верхніх розкривних уступах, яка буде не менше розрахункового значення ($V^1_{M.Л}$).

Визначаємо продуктивність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_K = \frac{V_{ЕШ} h \rho_O K_{извл}}{H_2} \text{, т/рік} \tag{2.73}$$

6. Визначаємо річне просування фронту робіт на верхніх ($H_{1.1}$ і $H_{1.2}$) і нижньому (H_2) розкривних уступах:

$$П_{Г1.1} = \frac{V_{ЕКГ1}}{L_{B1.1} H_{1.2}} \text{, м/рік;} \tag{2.74}$$

$$П_{Г1.2} = \frac{V_{ЕКГ2}}{L_{B1.2} H_{1.2}} \text{, м/рік;} \tag{2.75}$$

$$П_{Г2} = \frac{V_{ЕШ}}{L_{B2} H_2} \text{, м/рік,} \tag{2.76}$$

де $L_{B1.1,}$ $L_{B1.2}$ і L_{B2} – середня довжина фронту робіт на верхніх і нижньому розкривних уступах.

В виробничих умовах необхідно дотримуватись $П_{Г1.1} \geq П_{Г1.2} \geq П_{Г2}$.

7. Результуючий кут укосу внутрішніх відвальних порід (β_P) можна визначити за допомогою графіку (рис. 2.20).

8. Собівартість 1 м^3 розкривних порід розраховується за формулою:

$$C_{1м^3} = \frac{\sum K_З N + \sum K_E}{V_{ЕКГ1} + V_{ЕКГ2} + V_{ЕШ}}, \text{ грн /м}^3 \qquad (2.77)$$

Розрахункова методика дозволяє визначити основні показники комбінованої системи розробки з використанням гірничого обладнання циклічної дії.

2.4.3. Комбінована система з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії

На рис. 2.23 показана розробка трьох розкривних уступів. Нижній розробляється за простою безтранспортною системою, верхній – за транспортною системою з використанням роторного екскаватора і консольного відвалоутворювача.

Розрахункові формули для цієї схеми

1. Висота нижнього ярусу відвалу

$$H_{O2} = H_2 K_P + 0{,}25 A_2 tg\beta, \text{ м.} \qquad (2.78)$$

і загального відвалу

$$H_O = HK_P, \text{ м.} \qquad (2.79)$$

2. Умова для простої безтранспортної системи на нижньому розкривному уступі

$$R \geq B_B + H_2 ctg\gamma + hctg\alpha + a + H_{O2} ctg\beta. \qquad (2.80)$$

У цьому випадку коефіцієнт переекскавації розкривних порід $K_П = 0$.

3. Необхідна продуктивність роторного екскаватора для розробки верхнього розкривного уступу

$$V'_{P.E} = \frac{H_1 V_{ЕШ}}{H_2}, \text{ м.} \qquad (2.81)$$

4. Враховуючи такі показники $V'_{P.E}$ *і* H_1, підбираємо на основі технічних характеристик гірничого обладнання тип роторного екскаватора, продуктивність якого повинна бути не менше розрахункового значення ($V_{P.E} \geq V'_{P.E}$).

5. Після визначення типу роторного екскаватора на верхньому розкривному уступі визначаємо продуктивність кар'єру по корисних копалинах.

$$Q_K = \frac{V_{ЕШ} h \rho_O K_{извл}}{H_2}, \text{ т/рік.} \qquad (2.82)$$

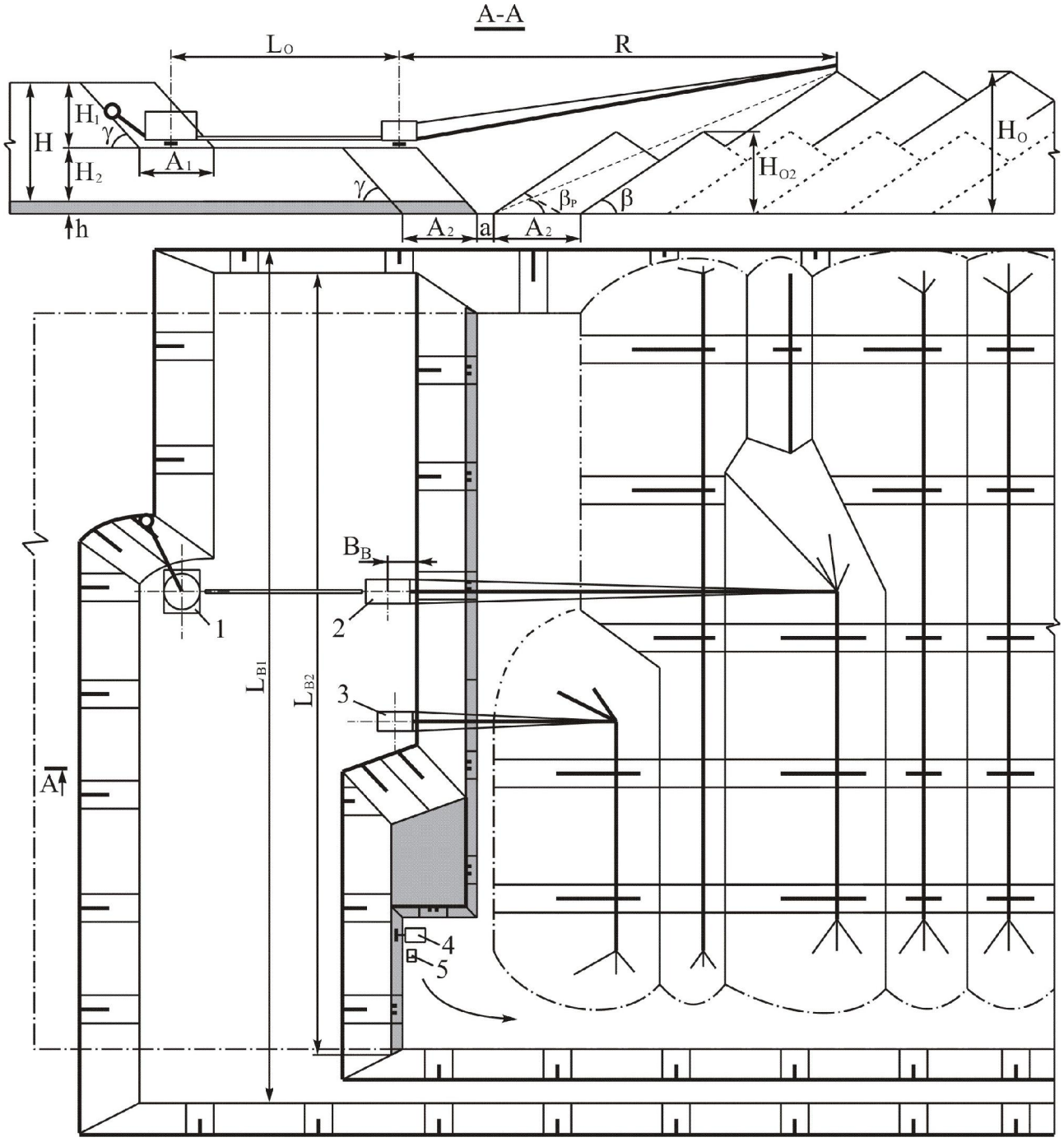


Рис. 2.23. Комбінована система розробки з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії: 1 – роторний екскаватор; 2 – відвалоутворювач; 3 – драглайн; 4 – механічна лопата на видобувних роботах; 5 – автосамоскид

6. Обчислюємо річне просування фронту робіт на верхньому (H_1) і нижньому (H_2) розкривних уступах

$$П_{Г1} = \frac{V_{P.E}}{L_{B1}H_1}, \text{ м/рік,} \quad (2.83)$$

$$П_{Г2} = \frac{V_{ЕШ}}{L_{B2}H_2}, \text{ м/рік,} \quad (2.84)$$

де $L_{B.1}$ і $L_{B.2}$ – середня довжина фронту робіт на верхніх і нижньому розкривних уступах.

7. Результуючий кут укосу внутрішніх відвальних порід (β_P) можна визначити за допомогою графіку (рис. 2.20).

8. Собівартість 1 м^3 розкривних порід розраховується за формулою

$$C_{1м^3} = \frac{\sum K_З N + \sum K_E}{V_{P.E} + V_{ЕШ}}, \text{ грн. /м}^3. \quad (2.85)$$

На рис. 2.24 показана розробка двох розкривних уступів. Нижній розробляється за ускладненою безтранспортною системою, верхній – за транспортною системою роторним комплексом.

Розрахункові формули для цієї схеми.

1. Висоти нижнього ярусу відвалу

$$H_{O2} = H_2 K_P + 0{,}25 A_2 tg\beta, \text{ м} \quad (2.86)$$

і загального відвалу

$$H_O = HK_P, \text{ м.} \quad (2.87)$$

2. Умова для ускладненої безтранспортної системи

$$R \prec B_B + H_2 ctg\gamma + hctg\alpha + a + H_{O2} ctg\beta. \quad (2.88)$$

У цьому випадку коефіцієнт переекскавації розкривних порід $K_П > 0$.

3. Необхідна потужність роторного екскаватора для розробки верхнього розкривного уступу

$$V_{P.E} = \frac{H_1 V_{ЕШ}}{H_2 (1 + K_П)}, \text{ м.} \quad (2.89)$$

4. Враховуючи такі показники $V'_{P.E}$ *і* H_1, підбираємо тип роторного екскаватора, продуктивність якого повинна бути не менше розрахункового значення ($V_{P.E} \geq V'_{P.E}$).

5. Визначаємо продуктивність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_K = \frac{V_{ЕШ} h \rho_O K_{извл}}{H_2 (1 + K_П)}, \text{ т/рік.} \qquad (2.90)$$

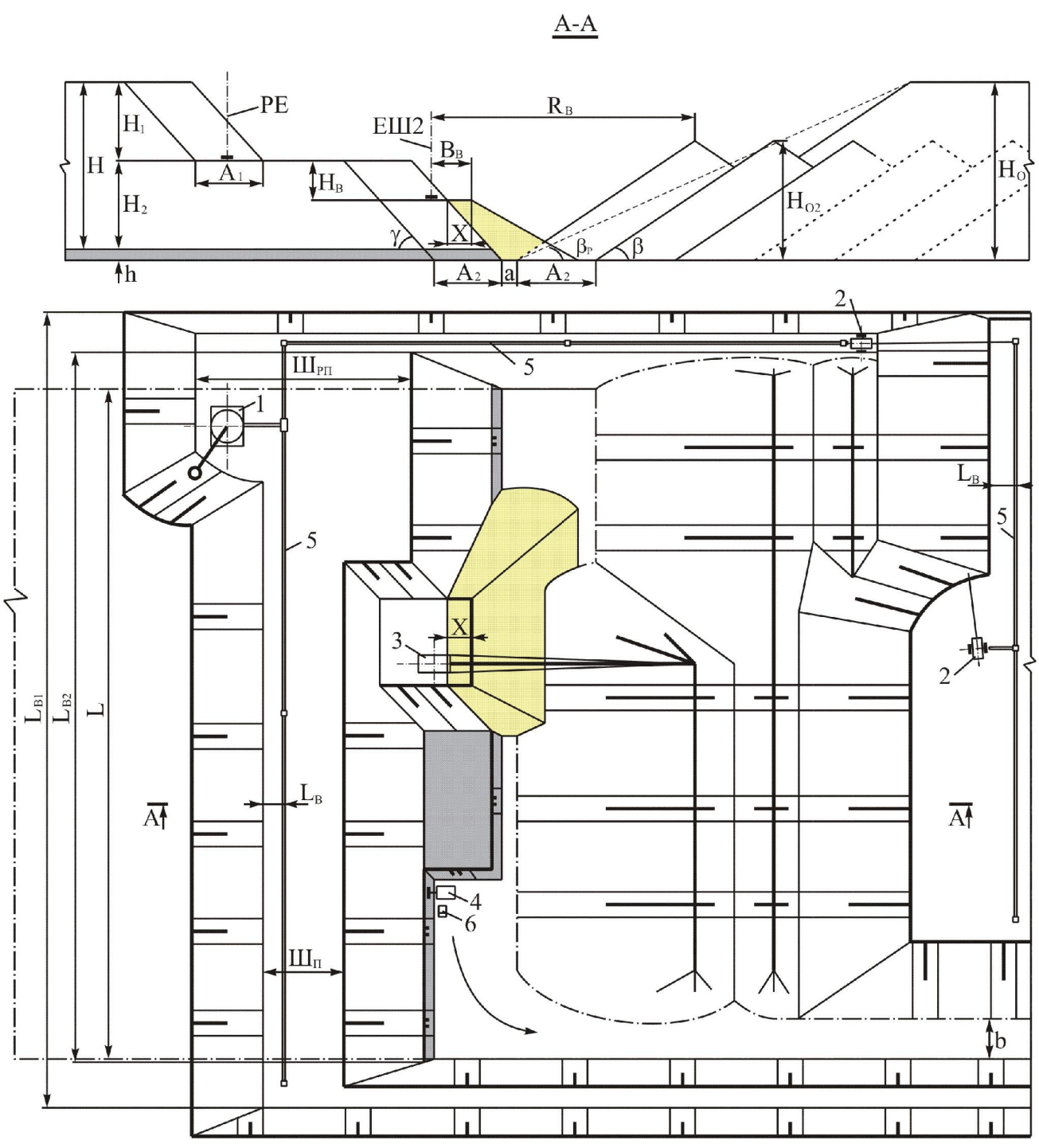


Рис. 2.24. Комбінована система розробки з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії: 1 – роторний екскаватор; 2 – відвалоутворювач; 3 – крокуючий екскаватор; 4 – видобувна механічна лопата; 5 – конвеєрний транспорт; 6 – автосамоскид

6. Розраховуємо річне просування фронту робіт на верхньому (H_1) і нижньому (H_2) розкривних уступах

$$П_{Г1} = \frac{V_{Р.Е}}{L_{В1} H_1}, \text{ м/рік,} \quad (2.91)$$

$$П_{Г2} = \frac{V_{ЕШ}}{L_{В2} H_2 (1 + K_П)}, \text{ м/рік,} \quad (2.92)$$

де $L_{В.1}$ і $L_{В.2}$ – середня довжина фронту робіт на верхніх і нижньому розкривних уступах.

7. Результуючий кут укосу внутрішніх відвальних порід ($\beta_Р$) можна визначити за допомогою графіку (рис. 2.20).

8. Собівартість 1 м^3 розкривних порід обчислюється за формулою

$$C_{1м^3} = \frac{\left(\sum K_З N + \sum K_Е\right)(1 + K_П)}{V_{Р.Е} + V_{ЕШ}}, \text{ грн./м}^3. \quad (2.93)$$

На рис. 2.25 показана розробка трьох розкривних уступів. Нижній (H_3) розробляється за ускладненою безтранспортною системою, а верхні – за транспортною системою роторним комплексом з конвеєрним транспортом (H_2) і механічною лопатою з завантаженням розкривних порід у автосамоскид (H_1).

Розрахункові формули для цієї схеми

1. Висота нижнього ярусу

$$H_{О2} = H_3 K_Р + 0{,}25 A_3 tg\beta, \text{ м,} \quad (2.94)$$

середнього ярусу

$$H_{О1} = (H_2 + H_3) K_Р + 0{,}25 A_2 tg\beta, \text{ м} \quad (2.95)$$

і загальна висота відвалів

$$H_О = H K_Р, \text{ м.} \quad (2.96)$$

2. Розрахунки параметрів і показників безтранспортної системи на нижньому розкривному уступі.

Якщо $R_О \supseteq B_О + H_{ПР} ctg\beta + a + (H_3 + h) ctg\gamma + A$, то це є умовою для ускладненої *безтранспортної системи.* Коефіцієнт переекскавації розкривних порід $K_П > 0$.

В цьому випадку треба розрахувати таки показники:

– ширину підсипки укосу розкривного уступу на рівні висоти передвідвалу:

$$X = B_О + H_{ПР} ctg\beta + a + (H_3 + h) ctg\gamma + A_3 - R_О, \text{ м;} \quad (2.97)$$

– площу розрізу об’єму переекскавації розкривних порід при $\gamma = \alpha$:

$$S_{П} = XH_{ПР} - 0{,}5(X-a)^2 \frac{tg\gamma tg\beta}{tg\gamma + tg\beta}, \text{ м}^2, \tag{2.98}$$

– коефіцієнт переекскавації розкривних порід:

$$K_{П} = \frac{S_{П}}{HA_3K_P}, \tag{2.99}$$

де K_P – коефіцієнт розпушення розкривних порід.

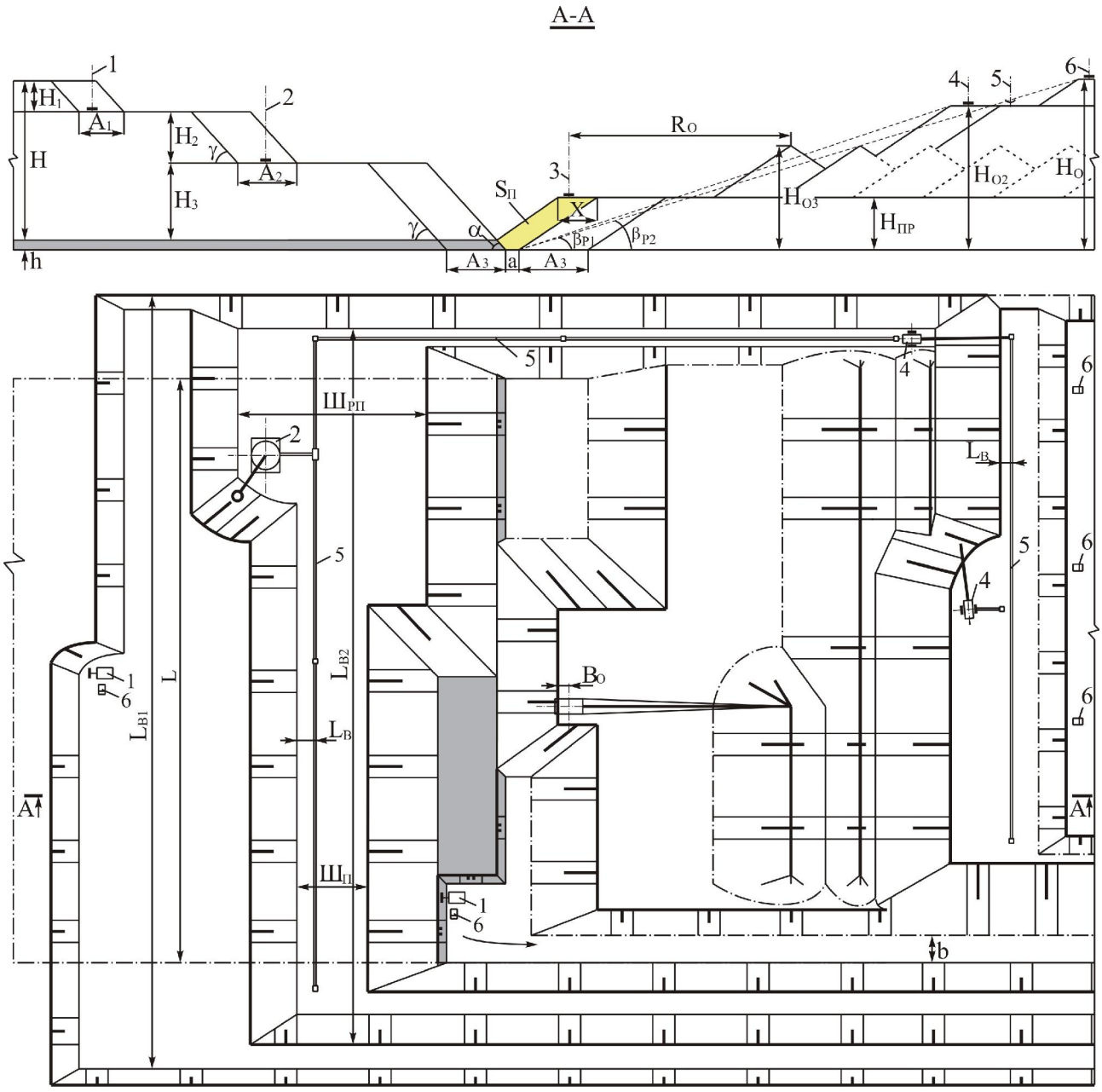


Рис. 2.25. Комбінована система розробки з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії: 1 – механічна лопата; 2 – роторний екскаватор; 3 – крокуючий екскаватор; 4 – відвалоутворювач; 5 – конвеєрний транспорт; 6 – автосамоскид

3. Використовуючи графік (рис. 2.20), визначаємо результуючий кут укосу загального відвалу порід β_{P1} та β_{P2}.

4. Визначаємо потужність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_K = \frac{V_{ЕШ} h \rho_O K_{извл}}{H_3(1+K_П)}, \text{ т/рік.} \quad (2.100)$$

5. Необхідна (розрахункова) виробнича продуктивність роторного екскаватора для розробки середнього (H_2) розкривного уступу

$$V^1_{P.E} = \frac{H_2 V_{ЕШ}}{H_3(1+K_П)}, \text{ м}^3\text{/рік.} \quad (2.101)$$

6. Враховуючи показники $V^1_{P.E}$ і H_2, визначаємо тип роторного екскаватора і визначаємо його технічну продуктивність ($V_{P.E}$).

7. Необхідна потужність механічної лопати для розробки верхнього (H_1) розкривного уступу

$$V^1_{М.Л} = \frac{H_1 V_{P.E}}{H_2}, \text{ м}^3\text{/рік} \quad (2.102)$$

8. Враховуючи показники $V^1_{М.Л}$ і H_1, визначаємо тип і кількість механічних лопат загальна продуктивність яких $V_{М.Л} \geq V^1_{М.Л}$.

9. Обчислюємо річне просування фронту робіт на верхньому (H_1), середньому (H_2) і нижньому (H_3) розкривних уступах:

$$П_{Г1} = \frac{V_{М.Л}}{L_{В1} H_1}, \text{ м/рік;} \quad (2.103)$$

$$П_{Г2} = \frac{V_{P.E}}{L_{В2} H_2}, \text{ м/рік;} \quad (2.104)$$

$$П_{Г3} = \frac{V_{ЕШ}}{L_{В3} H_3(1+K_П)}, \text{ м/рік,} \quad (2.105)$$

де $L_{В1}$, $L_{В2}$, $L_{В3}$ – середня довжина фронту робіт на верхньому, середньому і нижньому розкривних уступах, м.

9. Собівартість 1 м^3 розкривних порід

$$C_{1м^3} = \frac{\sum K_З N + \sum K_Е}{\frac{V_{ЕШ}}{1+K_П} + V_{P.E} + V_{М.Л}}, \text{ грн /м}^3. \quad (2.106)$$

2.4.4. Комбінована система з використанням гірничого обладнання поточної дії

На рис. 2.26 показана розробка двох розкривних уступів. Нижній розробляється за транспортно-відвальною системою, а верхній – за транспортною системою роторним комплексом.

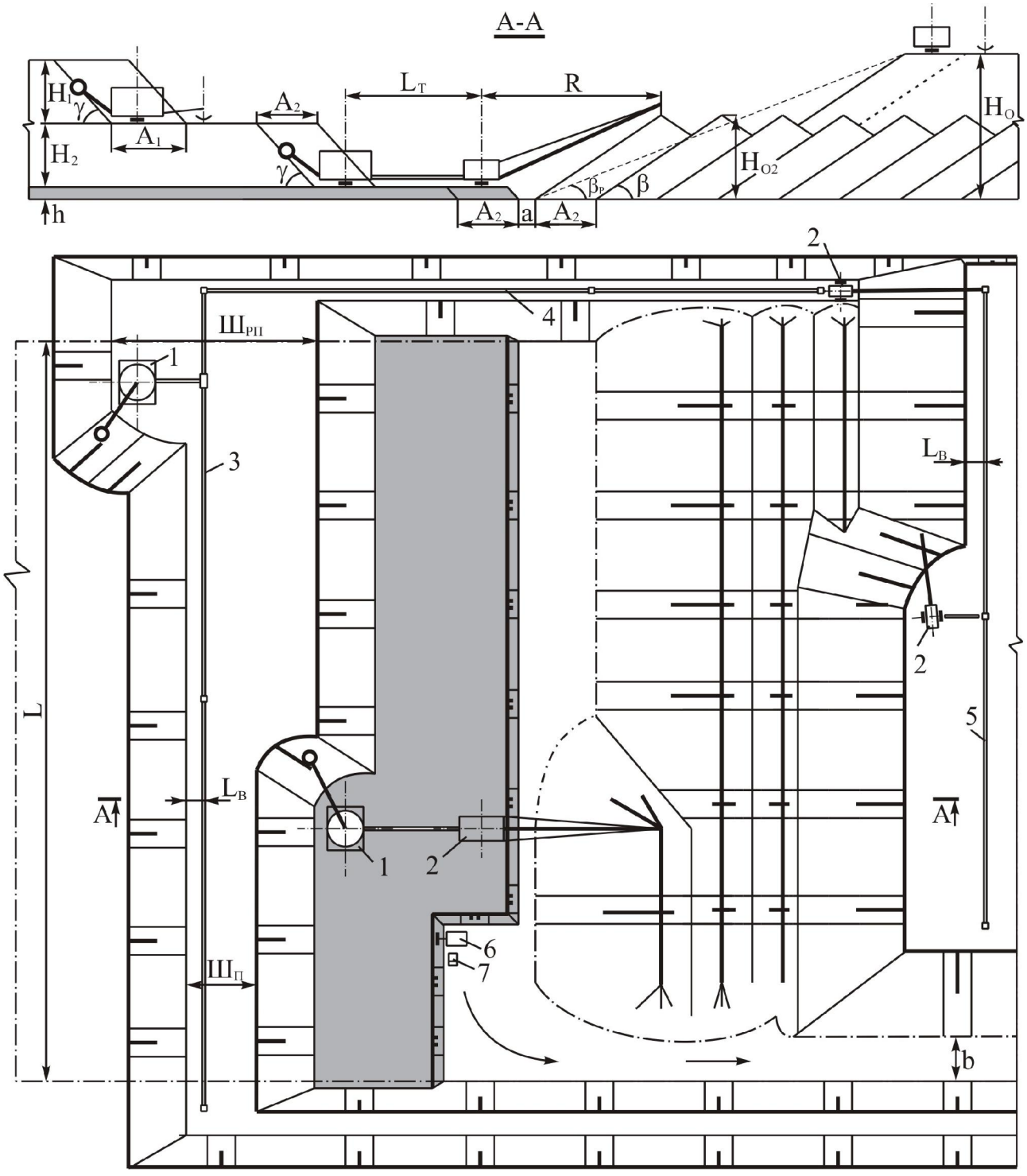


Рис. 2.26. Комбінована система розробки з використанням гірничого обладнання поточної дії: 1 – роторний екскаватор; 2 – відвалоутворювач; 3 – вибійний конвеєр; 4 – магістральний конвеєр 5 – відвальний конвеєр; 6 – видобувна механічна лопата; 7 – автосамоскид

Розрахункові формули для цієї схеми

1. Висота нижнього ярусу

$$H_{O2} = H_2 K_P + 0{,}25 A_2 tg\beta \text{, м;} \quad (2.107)$$

і загальна висота відвалів

$$H_O = HK_P \text{, м.} \quad (2.108)$$

2. Використовуючи наведений на рис. 2.20 графік через потужність відвалу (H_O) визначаємо результуючий кут укосу загального відвалу порід βp.

3. Визначаємо продуктивність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_K = \frac{V_{P.E2} h \rho_O K_{извл}}{H_2} \text{, т/рік,} \quad (2.109)$$

де $V_{P.E}$ – річна продуктивність роторного екскаватора, який розробляє нижній розкривний уступ, м^3/рік.

4. Необхідна продуктивність роторного екскаватора для розробки верхнього (H_1) розкривного уступу

$$V^1_{P.E1} = \frac{H_1 V_{P.E1}}{H_2} \text{, м}^3\text{/рік.} \quad (2.110)$$

5. Враховуючи показники $V^1_{P.E1}$ і H_1, визначаємо тип роторного екскаватора і фактичну його потужність.

6. Визначаємо річне просування фронту робіт на верхньому (H_1), і нижньому (H_2) розкривних уступах

$$П_{Г1} = \frac{V_{P.E1}}{L_{B1} H_1} \text{, м/рік;} \quad (2.111)$$

$$П_{Г2} = \frac{V_{P.E2}}{L_{B2} H_2} \text{, м/рік,} \quad (2.112)$$

де L_{B1}, L_{B2} – середня довжина фронту робіт на верхньому і нижньому розкривних уступах.

7. Собівартість 1 м^3 розкривних порід

$$C_{1м^3} = \frac{\sum K_З N + \sum K_E}{V_{P.E1} + V_{P.E2}} \text{, грн /м}^3. \quad (2.113)$$

Запитання для самоперевірки

1. Що таке комбінована системи розробки в умовах пологих родовищ?

2. Які групи схем комбінованої системи розробки Вам відомі?

3. Як визначається результуючий кут укосу внутрішніх відвалів?

4. Як визначається тип гірничого обладнання на верхньому (верхніх) розкривному уступі?

5.Які системи розробки рекомендується використовувати на нижньому розкривному уступі? Дайте цьому пояснення.

6. Як визначається продуктивність кар'єру по корисних копалинах?

Наведений у цьому розділі навчальний матеріал дає студенту можливість оволодіти знаннями щодо визначення основних параметрів і показників комбінованої системи розробки при застосуванні гірничого обладнання циклічної і поточної дії. Приведена методика розрахунків головних параметрів і рекомендації до конструювання комбінованих систем розробки пологих родовищ.

2.5. Організація і планування гірничих робіт при розробці пологих родовищ

2.5.1. Організація і планування гірничих робіт при безтранспортній системі розробки

Під час відкритої розробки пологих родовищ має місце жорстка залежність між розкривними і видобувними роботами. Особливо при безтранспортній системі [4].

Організація і планування гірничих робіт в такий спосіб залежить від багатьох факторів: кількості і місця розміщення крокуючих екскаваторів, капітальних траншей, а також кількості блоків, на які поділяється фронт гірничих робіт.

Нижче (рис. 2.27 *а, б, в, г*) на прикладі безтранспортної системи з розміщенням крокуючого екскаватора на розкривному уступі показана організація гірничих робіт з огляду на кількість капітальних траншей і місце їх розміщення, а також кількість блоків, на які поділяється фронт гірничих робіт.

Організація і планування гірничих робіт при роботі крокуючого екскаватора в одному блоці показана на рис. 2.27 *а, б*. Драглайн рухається попереду видобувного екскаватора типу механічна лопата на відстані, яка є безпечною для гірничих робіт. Якщо технологією заплановано розкриття пологого родовища загальною траншеєю (рис.2.27 *а*), крокуючий екскаватор здійснює врізку в нову заходку з торця, де розміщується виїзна траншея, і в процесі розкривних робіт переміщується у протилежний торець, після чого виконує холостий хід до торця, де знаходиться виїзна траншея. Видобувний екскаватор здійснює робочий і холостий ходи такі самі, як і розкривний екскаватор.

Якщо технологією заплановано розкриття пологого родовища двома капітальними траншеями (рис.2. 27 *б*), крокуючий екскаватор в процесі розкривних робіт не переміщується холостим ходом у протилежний торець кар'єру. Видобувний екскаватор здійснює переміщення по фронту робіт аналогічне до крокуючого екскаватора. При цій технології є можливість збільшити потужність кар'єру з видобутку корисних копалин.

Після відпрацювання наступної розкривної заходки крокуючий екскаватор ставиться на запланований ремонт, що здійснюється у термін, за який видобувний екскаватор проводить виймання корисних копалин у відповідному торці кар'єру.

На рис. 2.27 *в, г* показана технологічна схема, за якою гірниче обладнання працює в двох блоках. Це дає можливість здійснювати розкривні і видобувні роботи у різних блоках.

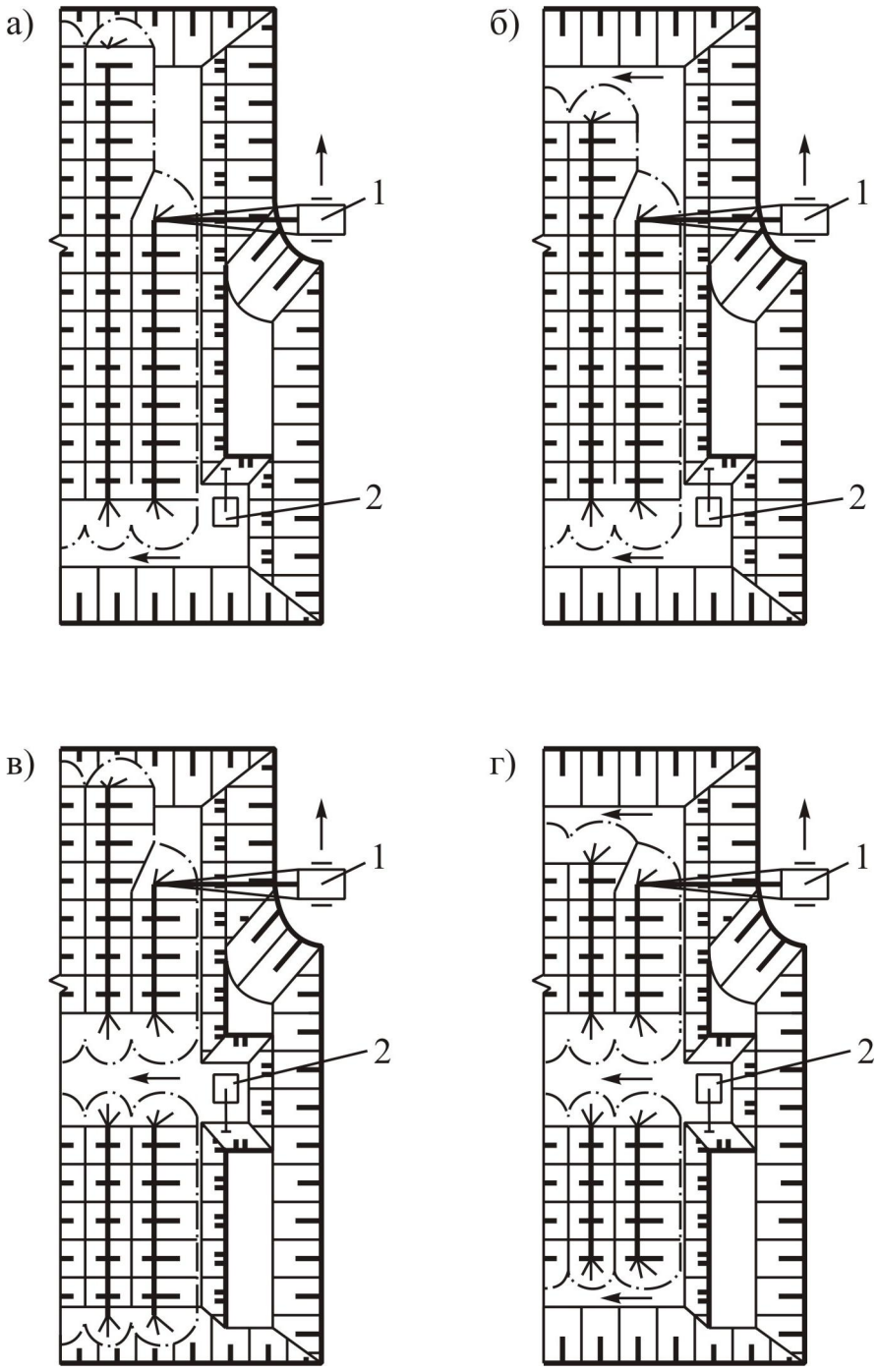


Рис. 2.27. Схеми організації розкривних і видобувних робіт при безтранспортній системі розробки пологих родовищ: *а* – розробка одним блоком з однією фланговою капітальною траншеєю; *б* – розробка одним блоком з двома фланговими капітальними траншеями; *в* – розробка двома блоками з однією центральною траншеєю; *г* – розробка двома блоками з однією центральною і двома фланговими капітальними траншеями; 1– драглайн; 2 – механічна лопата

На рис. 2.27 *в* розкриття пологого родовища виконане загальною центральною траншеєю, яка поділяє кар'єр на два блоки. Крокуючий екскаватор здійснює врізку у нову заходку біля центральної виїзної траншеї і переміщується робочим ходом до відповідного торця кар'єру. З кожного торця екскаватор виконує холостий хід у район виїзної траншеї.

На рис. 2.27 *г* розкриття пологого родовища проведено загальною центральною і двома фланговими траншеями. Це дає змогу крокуючому екскаватору

здійснювати тільки робочий хід без холостих переходів. А видобувні роботи проводити з більшою потужністю за рахунок збільшення видобувних вибоїв.

Як видно із рис. 2.2, основними факторами, що впливають на організацію і планування гірничих робіт, є схема розкриття родовища і кількість розкривних блоків, де виконуються гірничі роботи.

2.5.2. Організація і планування гірничих робіт при комбінованій системі розробки

Комбінована система розробки пологих родовищ складається з двох і більше складових систем. Тому вона відрізняється значною кількістю уступів і робочих горизонтів, де працює багато гірничих і транспортних машин. Це значно ускладнює організацію і планування гірничих робіт при розробці пологого родовища.

Нижче на прикладі комбінованої системи, котра наведена на рис. 2.28, розглянемо, як треба організовувати і планувати гірничі роботи (рис. 2.29).

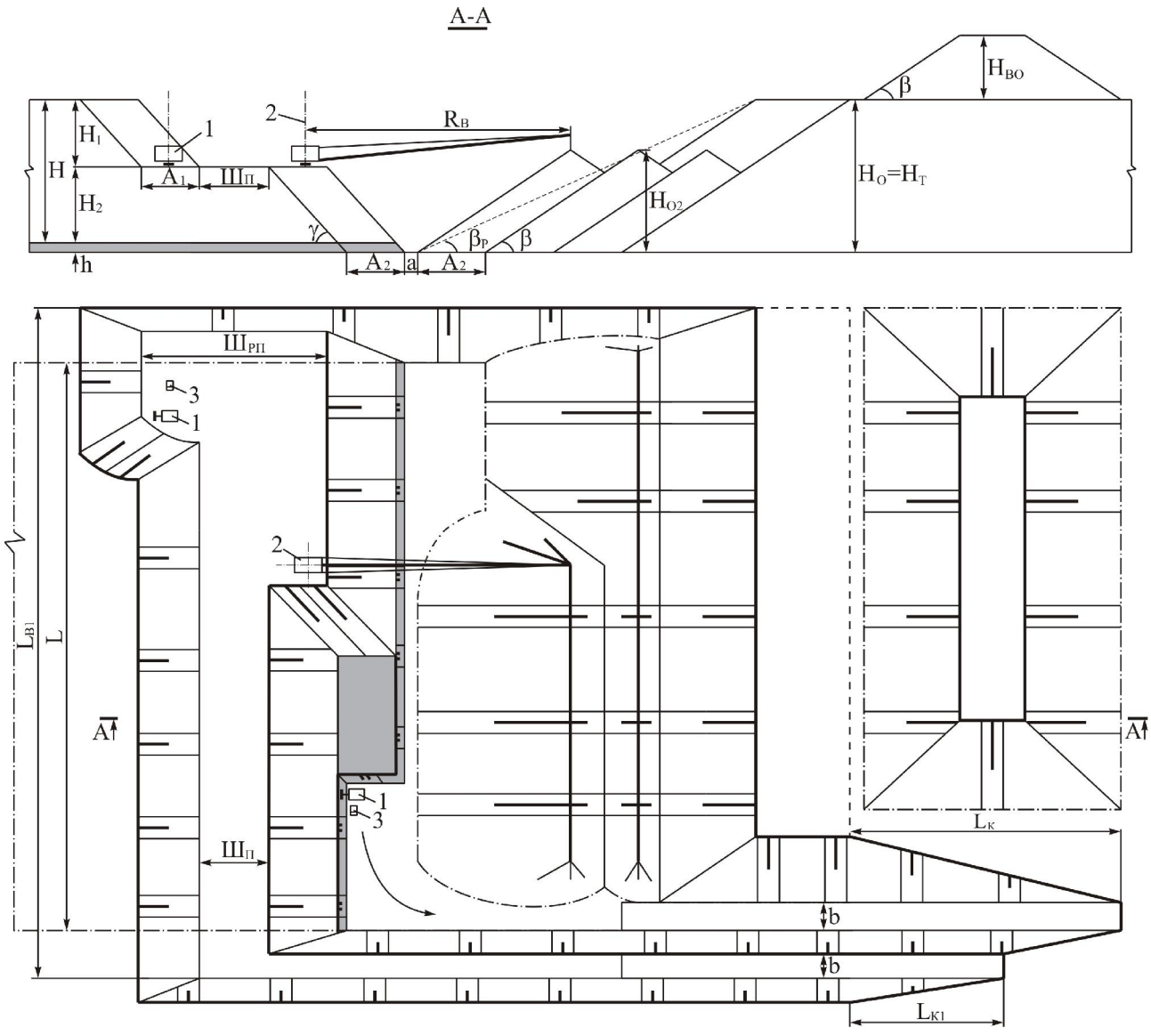


Рис. 2.28. Комбінована система розробки пологого родовища: 1 – механічна лопата; 2 – драглайн; 3 – автосамоскид

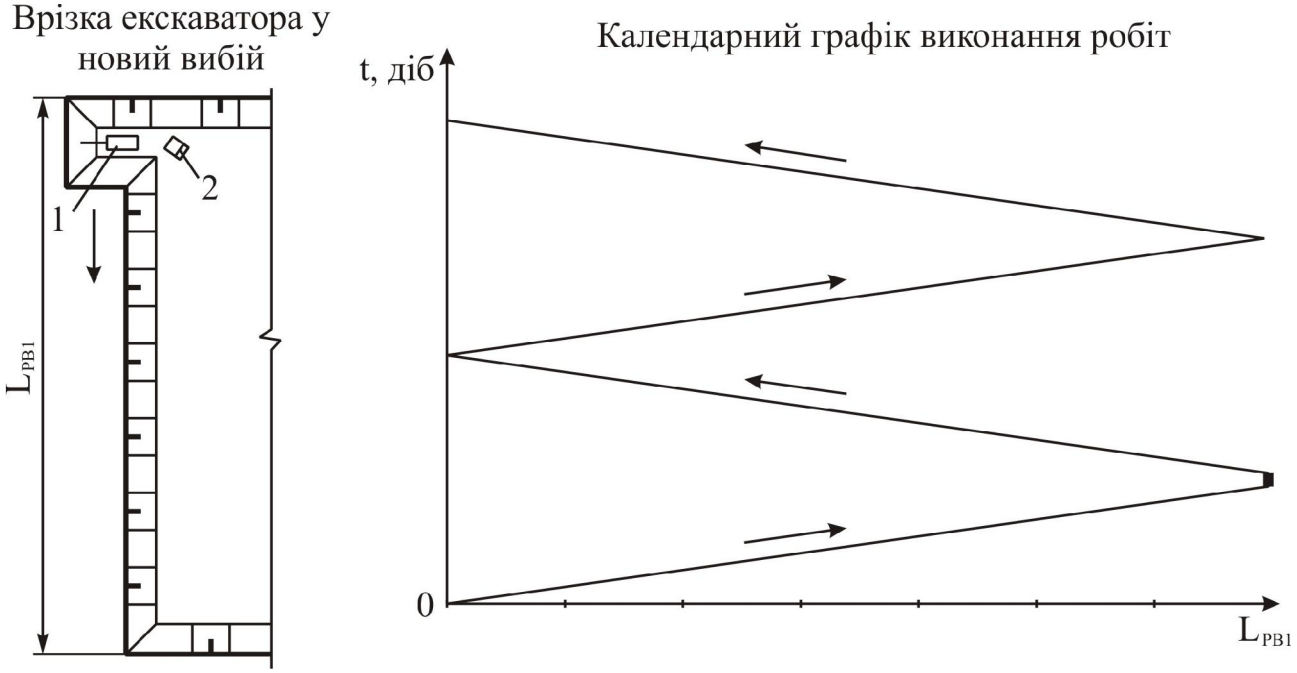


Рис. 2.29. Організація і планування розробки верхнього розкривного уступу: 1 – механічна лопата, 2 – автосамоскид, ⟵ – напрямок переміщення вибою механічної лопати, ——— – робота механічної лопати; ▌– ремонт механічної лопати

Розрахункові формули для цієї схеми

Розробка верхнього розкривного уступу екскаватором механічна лопата.

Час відпрацювання верхнього розкривного вибою вздовж фронту робіт (L_{PB1})

$$t_{PB1} = \frac{L_{PB1} H_1 A_1}{V_{M.Л}}, \text{ діб.} \qquad (2.114)$$

де $V_{M.Л}$ – продуктивність механічної лопати, м^3/добу.

Час врізки екскаватора у новий вибій

$$t_{BP} = \frac{Ш_{П.В.} A_1 H_1}{V_{M.Л}}, \text{ діб.} \qquad (2.115)$$

Розробка торця нижнього розкривного уступу драглайном.

Цю технологічну схему показано на рис. 2.30.

Довжина торця кар'єру

$$L_T = H_{O2} ctg\beta + b + (H_2 + h) ctg\gamma - B_B, \text{ м.} \qquad (2.116)$$

Час розробки нижнього розкривного уступу у торці біля в'їздної траншеї

$$t_{PB1} = \frac{(L_T - H_2 ctg\gamma) H_2 A_2}{Q_{ЕШ}}, \text{ діб,} \qquad (2.117)$$

де $Q_{ЕШ}$ – продуктивність драглайна при завантаженні автосамоскида, м^3/діб.

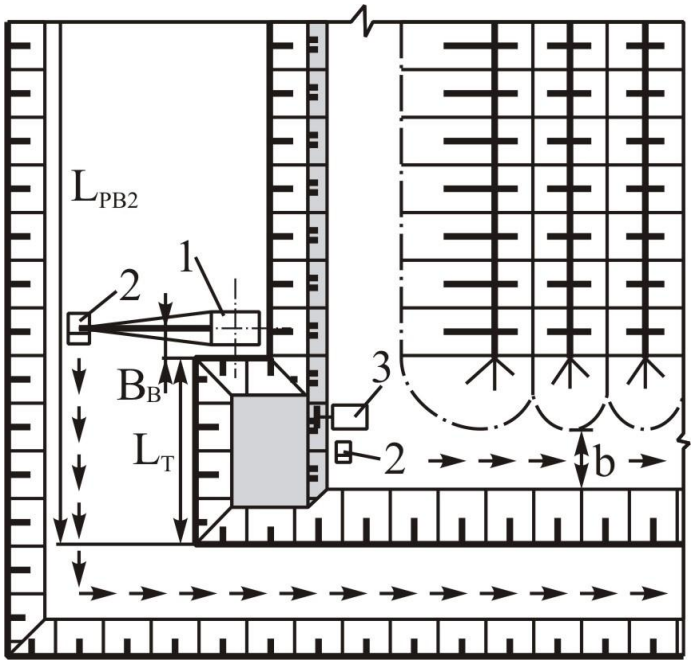


Рис. 2.30. Організація і планування розробки нижнього розкривного уступу: 1– драглайн; 2– автосамоскид; 3 – механічна лопата

Час розробки нижнього розкривного уступу (без торця)

$$t_{PB2} = \frac{L_{PB2} H_2 A_2}{Q_{ЕШ}} - t_{PB1}, \text{ діб.} \qquad (2.118)$$

Планування гірничих робіт дозволяє ув’язати усі технологічні процеси з календарним часом, що забезпечує максимально можливу продуктивність кар’єру по корисних копалинах.

Запитання для самоперевірки

1. Що дає планування гірничих робіт при розробці пологих родовищ?

2. Які фактори впливають на організацію і планування гірничих робіт при безтранспортній системі розробки?

3. Які фактори впливають на організацію і планування гірничих робіт при комбінованій системі розробки?

4. Які особливості існують у торця нижнього розкривного уступу?

Наведений у цьому розділі навчальний матеріал дає студенту можливість оволодіти знаннями щодо організації і планування гірничих робот при безтранспортній, транспортно-відвальній і комбінованій системах розробки корисних копалин. Показано, які чинники необхідно приймати до уваги при організації і плануванні гірничих робіт під час розробки пологих родовищ.

2.6. Рекультивація земель, порушених відкритими гірничими роботами

2.6.1. Традиційні підходи до рекультивації порушених земель[*]

Серед найважливіших проблем у сфері охорони і відтворення природних ресурсів усе більш актуального значення набувають негативні наслідки відкритих гірничих робіт на природний ландшафт.

Внаслідок розвитку гірничодобувних і переробних галузей промисловості щорічно великі площі сільськогосподарських і лісових угідь руйнуються кар'єрами, займаються відвалами порожньої породи і хвостосховищами. На великих територіях порушуються первісні ландшафти, наноситься непоправний збиток природним багатствам. До того ж, порушення земель спричиняє забруднення атмосфери, підземних вод і ґрунтів, погіршення санітарно-гігієнічних умов життя людей. Нерідко зони негативного впливу порушених земель на навколишнє середовище в кілька разів перевищують площі, зайняті безпосередньо кар'єрами [8].

Своєчасна і якісна рекультивація порушених гірничими роботами земель покликана не тільки відроджувати продуктивність і їх родючість, але і створювати ефективні ландшафтні комплекси, що зводять до мінімуму негативний вплив на природне середовище.

У зв'язку з цим, актуальним питанням під час відкритих гірничих робіт є планування відтворення природних ресурсів. Для цього необхідно установити площі земель і оцінити ступінь їх порушення у динаміці переміщення фронту гірничих робіт, починаючи з розкриття і закінчуючи завершенням розробки родовища.

Розглянемо вирішення цього питання на прикладі безтранспортної системи розробки пологого родовища. На рис. 2.31 наведено переріз і план гірничих робіт на момент закінчення розробки родовища при традиційній технологічній схемі відвалоутворення, під час якої зовнішній та внутрішні відвали формуються окремо один від одного. На схемі показані гірничі виробки, зовнішні і внутрішні відвали розкривних порід.

Як видно з рис. 2.31 у перерізі внутрішній відвал поділяється на дві частини: верхня включає чорноземний і потенціально родючі шари, а нижня – окислені глини.

Для вирішення задачі, пов'язаної з екологічною оцінкою впливу відкритих гірничих робіт на природний ландшафт, необхідно визначити площі земель, що у процесі гірничих робіт були порушені кар'єром або зайняті відвалами порід.

Розрахункові формули для цієї схеми

Площа землі під внутрішній відвал ($S_{ВН.В}$)

$$S_{ВН.В} = (L + H_T ctg\gamma - b - H_O ctg\beta)(L_Д + H_T ctg\gamma - B - H_O ctg\beta)\text{, м}^2, \quad (2.119)$$

де $L_Д$ – довжина кар'єрного поля, м; H_T – глибина залягання корисної копалини, м; γ – кут укосу розкривного уступу; b – ширина виїзної траншеї, м; H_O – висота внутрішнього відвала, м; β – кут укосу відвального уступу, град; B – ширина по низу залишкової (розрізної) траншеї, м; L – ширина кар'єрного поля, м.

[*] Параграф написано сумісно з Конопльовою О.А.

Площа землі під капітальну траншею

$$S_{K.T} = \frac{(b + H_T ctg\,\gamma) H_T}{i}, \text{ м}^2. \qquad (2.120)$$

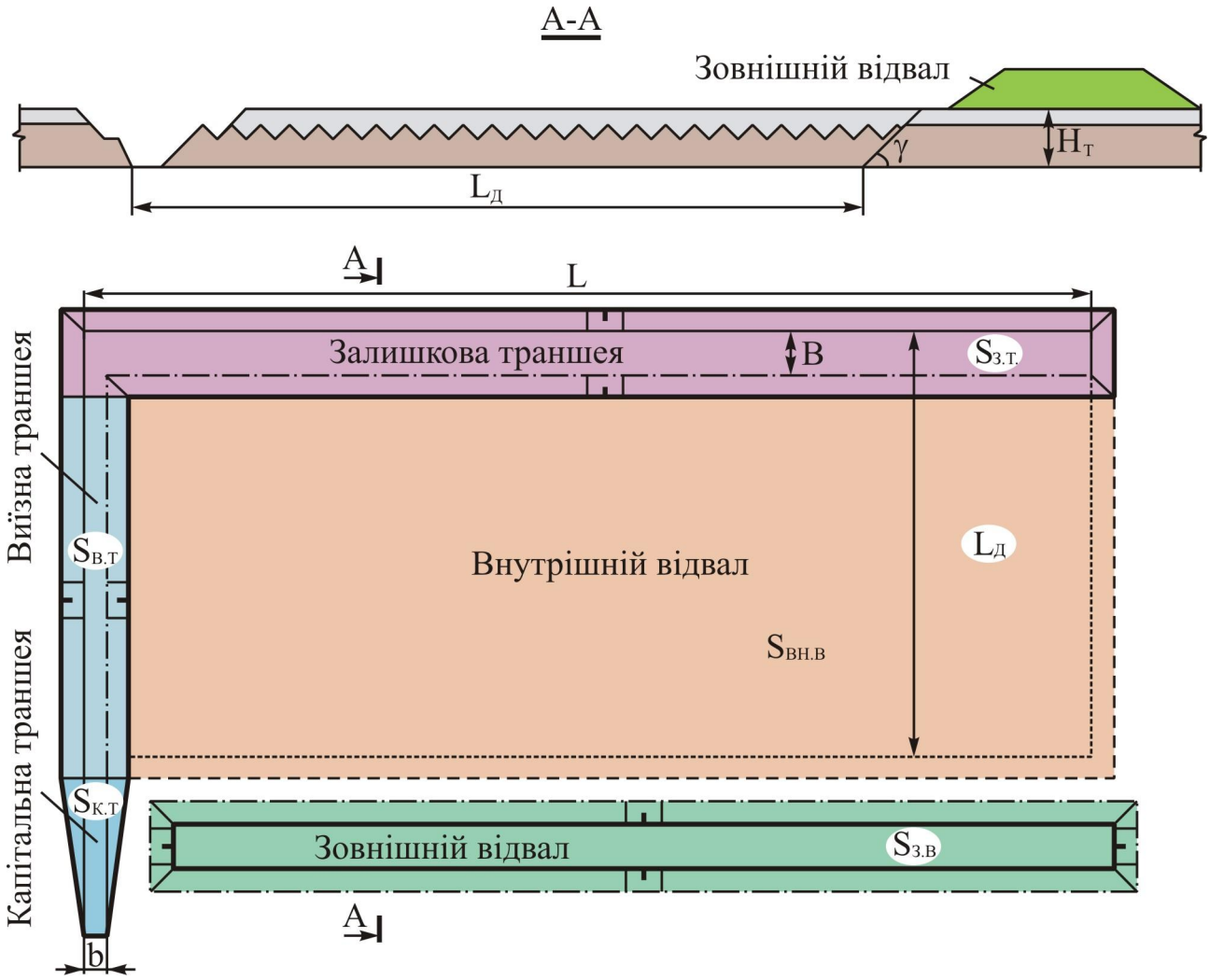


Рис. 2.31. Порушення земель гірничими роботами на момент закінчення розробки пологого родовища: - - - - - – границя родовища по корисній копалині; — — — – границя родовища по розкривних породах

Об'єм капітальної траншеї при розкритті одного горизонту

$$V_{KT} = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\,\gamma}\right), \text{ м}^3 \qquad (2.121)$$

Об'єм розрізної траншеї по розкриву (V_{PT}) можна знайти за формулою

$$V_{PT} = \left[B + h\left(ctg\alpha + ctg\gamma\right) + \left(H_T - h\right)ctg\gamma\right]\left(H_T - h\right)\left[L + \left(H_T + h\right)ctg\gamma\right], \text{ м}^3, \quad (2.122)$$

де α – кут укосу видобувного уступу.

Площа зовнішнього відвала ($S_{З.В}$) визначається за формулою

$$S_{ЗВ} = \frac{V_{КТ} + V_{РТ}}{H_O} + \frac{1}{2} H_O ctg\beta L + H_O^2 ctg^2 \beta \text{ , м}^2, \qquad (2.123)$$

де H_O – висота зовнішнього відвала, м.

Площа землі під залишкову траншею

$$S_{З.Т} = (L + 2H_T ctg\gamma)(B + H_T ctg\gamma + H_{В.О} ctg\beta) \text{ , м}^2. \qquad (2.124)$$

Площа землі під виїзну траншею

$$S_{ВТ} = (L_Д - B - H_{В.О} ctg\beta)\left[b + H_T ctg\gamma + H_{В.О} ctg\beta\right], \text{ м}^2. \qquad (2.125)$$

Коефіцієнт, що враховує ступінь порушеності земель у процесі гірничих робіт (K), визначається за формулою

$$K = \frac{S_{ВН.В} + S_{КТ} + S_{З.В} + S_{З.Т} + S_{В.Т}}{S_{К.П}}, \qquad (2.126)$$

де $S_{К.П}$ – площа кар'єрного поля, $S_{К.П} = L \cdot L_Д$, м^2.

Вище наведена методика дозволяє оцінити ступінь порушення земель відкритими гірничими роботами.

2.6.2. Розробка нових технологічних рішень для підвищення ефективності ведення рекультиваційних робіт

Актуальність розробки нових технологічних рішень, які б дозволяли збільшувати площу відновлення порушених земель для сільськогосподарського напряму, обумовлена тим, що розробка більшості корисних копалин відбувається саме на цих територіях. До того ж лише 50 % площ гірничого відводу, порушених відкритою розробкою, можуть бути повернені назад у сільськогосподарське використання [9]. Решту земель відновлюють під інші напрями або залишають під самовідновлення. В зв'язку з цим існує реальна необхідність у розробці економічно доцільних технологічних рішень, які б дозволяли збільшувати площу земель під сільськогосподарське використання.

Аналіз відомих методів і технічних рішень з літературних та патентних джерел дозволив встановити, що існуючі технологічні схеми рекультиваційних робіт не дозволяють вирішити задачу збільшення площі рекультивації земель під сільськогосподарський напрям використання без додаткових об'ємів робіт з переекскавації відвальних порід [10]. Причиною цього є те, що розглянуті роботи присвячені проблемам виконання рекультивації або на якомусь окремо взятому етапі розробки родовища, або взагалі після відпрацювання покладів родовища. Це обумовлює необхідність виробництва додаткових гірничотехнічних робіт, які включають переміщення порід зовнішніх відвалів у вироблений простір кар'єру. Оскільки ці процеси супроводжуються великими витратами, то на практиці вони застосовуються украй рідко.

У той самий час встановлено, що існує дуже мало наукових праць, які безпосередньо присвячені розробці способів зі збільшення площі відновлення по-

рушених земель впродовж всього терміну розробки родовища. За результатами виконаних досліджень встановлено, що ідея розробки такого способу рекультивації повинна полягати у формуванні зовнішнього і внутрішнього відвалів з об'єднаною поверхнею на відміну від традиційного роздільного формування зовнішнього та внутрішнього відвалів (рис. 2.31). Це забезпечує збільшення площі рекультивованих земель для сільськогосподарського призначення при формуванні зовнішнього і внутрішнього відвалів. Для підвищення ефективності такого технологічного рішення необхідно встановити сферу раціонального застосування розробленого способу формування відвалів та обґрунтувати технологію відвалоутворення, впровадження якої дозволить збільшити площу відновлення порушених земель під час розробки родовища та зменшити витрати на гірничотехнічну рекультивацію після доробки кар'єру.

Для розробки способу формування зовнішнього та внутрішнього відвалів з об'єднаною поверхнею проаналізовані технологічні схеми існуючих способів рекультивації, які дозволяють збільшувати площу відновлення порушених земель під сільськогосподарський напрям використання, та структури територій гірничих відводів на прикладі горизонтальних буровугільних родовищ. Виконаний аналіз дозволив встановити, що підвищення ефективності рекультиваційних робіт під сільськогосподарське призначення доцільно здійснювати за рахунок зменшення площі залишкового виробленого простору або зменшення площі території, зайнятої укосами зовнішнього та внутрішнього відвалів.

Оскільки способи рекультивації, які дозволяють збільшувати площу відновлення сільськогосподарських земель відомі, і вдосконалити їх суттєво неможливо, було вирішено розробити новий спосіб рекультивації, який дозволить зменшити площу території, зайнятої під укосами відвалів.

До того ж суттєвими недоліками відомих способів рекультивації є великі об'єми переекскаваційних робіт та витрати, пов'язані з затриманням у часі рекультиваційних робіт. При розробці нового способу рекультивації ці недоліки були враховані шляхом поєднання процесів відвалоутворення і рекультивації.

Формування об'єднаної поверхні зовнішнього і внутрішнього відвалів здійснюється за рахунок формування зовнішнього відвалу до верхньої бровки борту кар'єра з боку розрізної траншеї та внутрішнього відвалу впритул до зовнішнього з умовою, що поверхня першого буде продовженням поверхні другого [11].

Дослідження виконувались для типових гірничогеологічних і гірничотехнічних умов буровугільних кар'єрів як характерних гірничих підприємств з розробки пологих родовищ. При цьому обов'язковою умовою є розміщення зовнішнього відвалу паралельно до розрізної траншеї, а його висота не повинна перевищувати 50 м, що передбачено вимогами до сільськогосподарського напряму рекультивації. Типова схема розміщення гірничих виробок та відвалів зазначеного кар'єру наведена на рис. 2.31. Загальна кількість укосів зовнішнього та внутрішнього відвалів за цією схемою дорівнює восьми.

Формування зовнішнього та внутрішнього відвалів з об'єднаною поверхнею дозволяє поєднувати частини укосів зовнішнього і внутрішнього відвалів під час розробки родовища (рис. 2.32).

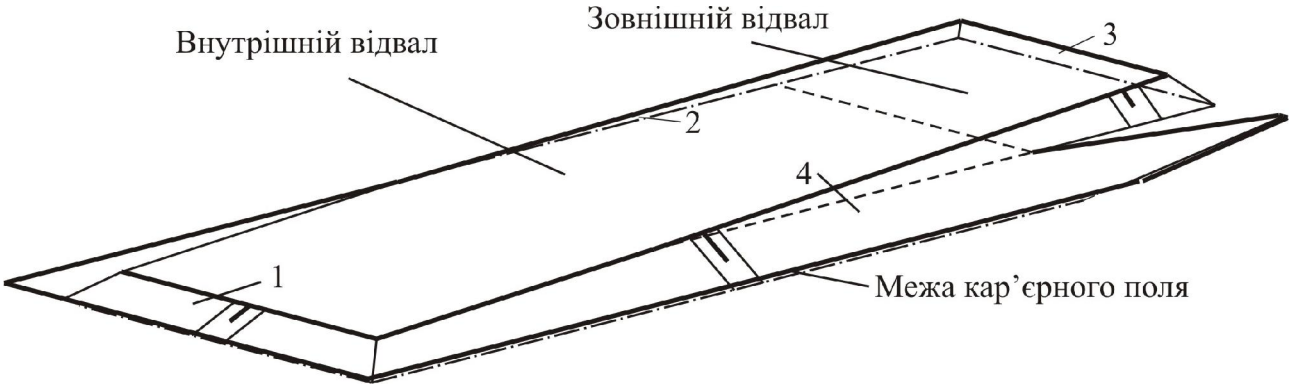


Рис. 2.32. Схема зовнішнього та внутрішнього відвалів з об'єднаною поверхнею після відпрацювання кар'єру: 1, 2, 3, 4 – укоси зовнішнього та внутрішнього відвалів

Формування відвалів з об'єднаною поверхнею реалізується шляхом збільшення висоти внутрішнього відвалу на початкових етапах розробки родовища та її зменшенням при доробці кар'єру, що приводить до перерозподілу об'ємів відвальних порід у межах внутрішнього відвалу. Такий перерозподіл може бути здійснений за рахунок зміни параметрів відвальних заходок, з яких складаються відвальні блоки (рис. 2.33).

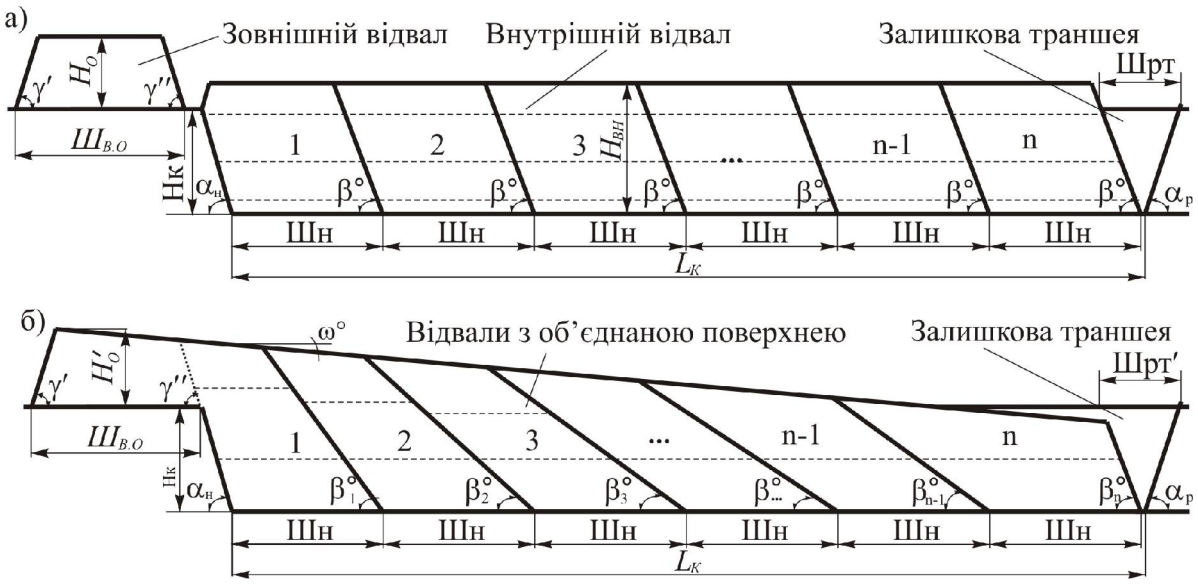


Рис. 2.33. Поздовжній переріз кар'єру після доробки: а) при традиційному формуванні відвалів; б) при формуванні відвалів з об'єднаною поверхнею; 1, 2, 3, … n – відвальні блоки.

З рис. 2.33 видно, що внутрішній відвал складається з певної кількості відвальних блоків. За допомогою цих блоків стає можливим дослідити зміну параметрів відвальних заходок. В подальших розрахунках кількість відвальних блоків прийнято такою, що дорівнює десяти. Параметри усіх відвальних блоків при запропонованому способі, на відміну від традиційного способу, відрізняються між собою. Незмінною залишається лише ширина відвального блоку по низу $Ш_Н$. Це дозволяє забезпечити швидкість посування фронту гірничих робіт на рівні традиційного способу, тим самим не вносячи змін у роботу виймально-навантажувального обладнання.

Розроблений спосіб дозволяє формувати відвали з об'єднаною поверхнею при розробці горизонтальних родовищ за умови, що кут нахилу поверхні відвалів ω не буде перевищувати 1º, як того вимагають норми сільськогосподарського напряму рекультивації. Забезпечення такого нахилу досягається за рахунок корегування висоти зовнішнього відвалу H_O^i при постійній середній висоті внутрішнього відвалу і з урахуванням рівня води у залишковій траншеї після доробки кар'єру (рис. 2.34). На розроблений спосіб отримано Патент України № 52255.

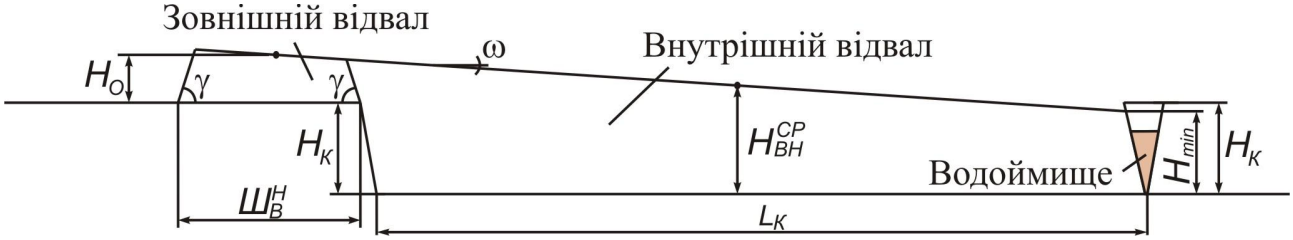


Рис. 2.34. Схема до встановлення висоти зовнішнього відвалу

Значення можливих кутів нахилу поверхні об'єднаного відвалу для буровугільного кар'єру з характерними технологічними і гірничогеологічними параметрами визначалися відповідно до середньої та мінімальної висоти внутрішнього відвалу:

$$\omega = arctg \frac{H_{BH}^{CP} - H_{\min}}{\frac{L_K}{2} + H_{BH}^{CP} \cdot ctg\alpha_H - H_{\min} \cdot ctg\beta}, \text{ град}, \qquad (2.127)$$

де H_{BH}^{CP} – середня висота внутрішнього відвалу, м; $H_{\min}$ – мінімальна висота внутрішнього відвалу, м; L_K – довжина кар'єрного поля по низу, м; α_H – кут неробочого борту кар'єру, град; β – результуючий кут укосу внутрішнього відвалу, град.

Відповідно до умов розробки пологих родовищ корисних копалин з характерними гірничогеологічними та технологічними параметрами, дослідженнями встановлено, що кут нахилу поверхні об'єднаного відвалу буде знаходитися у межах від 0,42º до 0,79º.

Для втілення розробленого способу рекультивації у практику гірничих робіт розроблено методику визначення параметрів відвалів з об'єднаною поверхнею та технологічну схему відвалоутворення зовнішнього та внутрішнього відвалів, основні положення з яких наведені нижче.

Розробка методики визначення всіх параметрів відвальних блоків необхідна у зв'язку із тим, що при формуванні відвалів з об'єднаною поверхнею вони повністю відмінні від параметрів відвального блоку при традиційному способі формування відвалів.

Розрахункові формули для цієї схеми

Об'єм зовнішнього відвалу

$$V_B = \left(V_{KT} + V_{PT}\right) \cdot K_P, м^3, \quad (2.128)$$

де V_{KT} – об'єм капітальної траншеї, м^3; V_{PT} – об'єм розрізної траншеї, м^3; K_P – коефіцієнт розпушення породи.

Довжина зовнішнього відвалу по низу

$$L_B^H = Ш_K^B - Ш_{BT}^B - c, м, \quad (2.129)$$

де $Ш_K^B$ – ширина кар'єру по верху, м; $Ш_{BT}^B$ – ширина виїзної траншеї по верху, м; c – запобіжна берма між нижньою бровкою укосу відвалу і верхньою бровкою укосу капітальної траншеї, м.

Ширина зовнішнього відвалу по низу

$$Ш_B^H = \frac{V_B}{H_O\left(L_B^H - H_O ctg\gamma\right)} + H_O ctg\gamma, м, \quad (2.130)$$

де H_O – висота зовнішнього відвалу, м; γ – кути укосів зовнішнього відвалу, град.

Середня висота внутрішнього відвалу

$$H_{BH}^{CP} = H_K + \Delta H, м, \quad (2.131)$$

де H_K – глибина кар'єру, м; ΔH – висота, на яку поверхня внутрішнього відвалу перевищує поверхню землі при традиційному (роздільному) способі формування відвалів, м.

Висоти першого

$$H_1^O = H_K + H_O - \frac{\left(Ш_B^H - H_O \cdot (ctg\gamma' + ctg\gamma'')\right) \cdot \sin(180° - \gamma'') \cdot \sin\omega}{2 \cdot \sin(180° - \gamma'' - \omega)}, м, \quad (2.132)$$

і наступних відвальних блоків

$$H_i^O = H_{i-1}^O - Ш_{Bi-1} \cdot \sin\omega, м, \quad (2.133)$$

де H_1^O – початкова висота першого відвального блоку, м; H_O – середня висота зовнішнього відвалу, м; $Ш_B^H$ – ширина зовнішнього відвалу по низу, м; γ'' – кути укосів внутрішнього відвалу з боку неробочого борту кар'єру, град; ω – кут нахилу поверхні об'єднаних відвалів, м; H_{i-1}^O, H_i^O – висота попередніх і наступних відвальних блоків, відповідно, м; $Ш_{Bi-1}$ – ширина попередніх відвальних блоків по верху, м.

Ширина відвального блоку по верху

$$Ш_{В\,I} = \frac{h_i}{\sin \beta_i''}, \, м \, , \tag{2.134}$$

де h_i і β_i'' параметри відвального блоку (рис. 2.35).

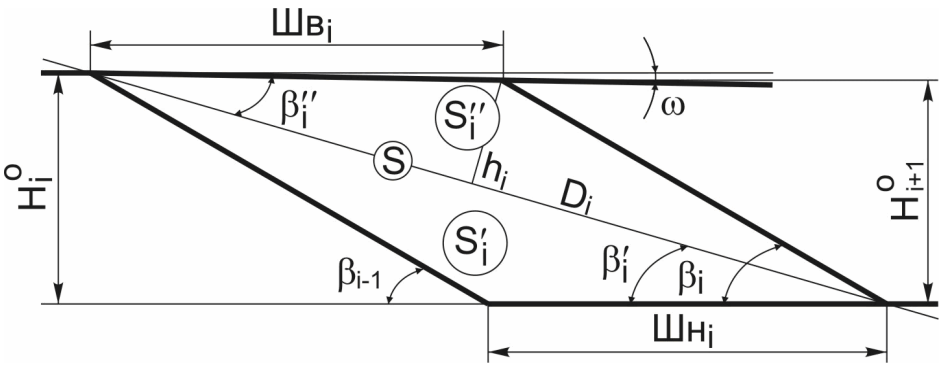


Рис. 2.35. Схема поперечного перерізу відвального блоку (*i* – номер блоку)

Результуючий кут укосу відвального блоку

$$\beta_i = \beta_i' + arctg \frac{h_i}{D_i - h_i \cdot ctg\beta_i''}, \, град \, . \tag{2.135}$$

де D_i, β_i', β_i'' h_i – параметри відвального блоку (рис. 2.35).

Таким чином, у результаті розрахунку формул (2.128) – (2.135) встановлюються основні параметри зовнішнього та внутрішнього відвалів з об'єднаною поверхнею при розробці пологих родовищ корисних копалин.

За результатами розробленої методики виконані дослідження щодо встановлення раціональної сфери застосування запропонованого способу формування відвалів з об'єднаною поверхнею. За основні критерії оцінки запропонованого способу прийняті показники, які характеризують додаткову площу рекультивованих земель під сільськогосподарський напрям ΔS_B та додатковий коефіцієнт рекультивації ΔK_B.

Під час встановлення ΔS_B порівнюється площа відновлення земель під сільськогосподарське використання при традиційному і запропонованому способі формування зовнішнього і внутрішнього відвалів. При встановленні ΔK_B визначається відношення площі відновлення земель традиційного до пропонованого способу.

При визначенні критерію ефективності ΔS_B для пропонованого способу відновлення земель слід розглянути схеми, на яких подані плани поверхні кар'єру після рекультивації при традиційному (рис. 2.36) і пропонованому (рис. 2.37) способі формування відвалів.

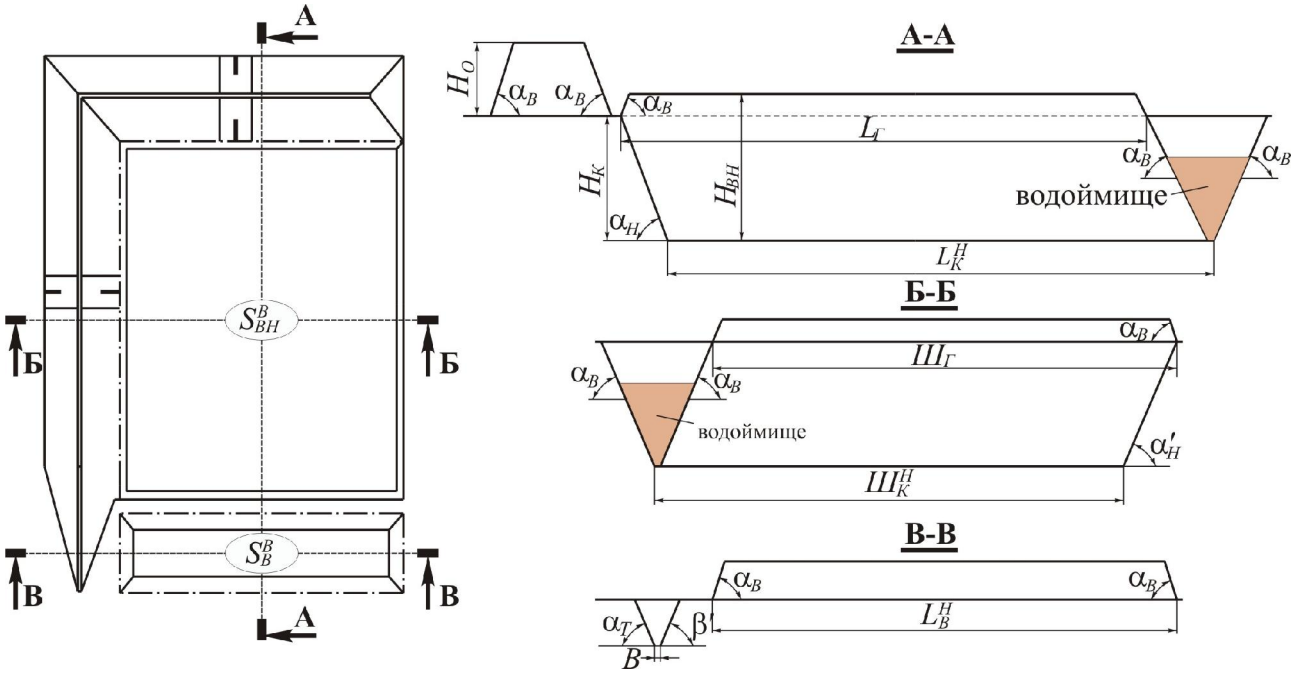


Рис. 2.36. Схема кар'єру після рекультивації при роздільному формуванні відвалів

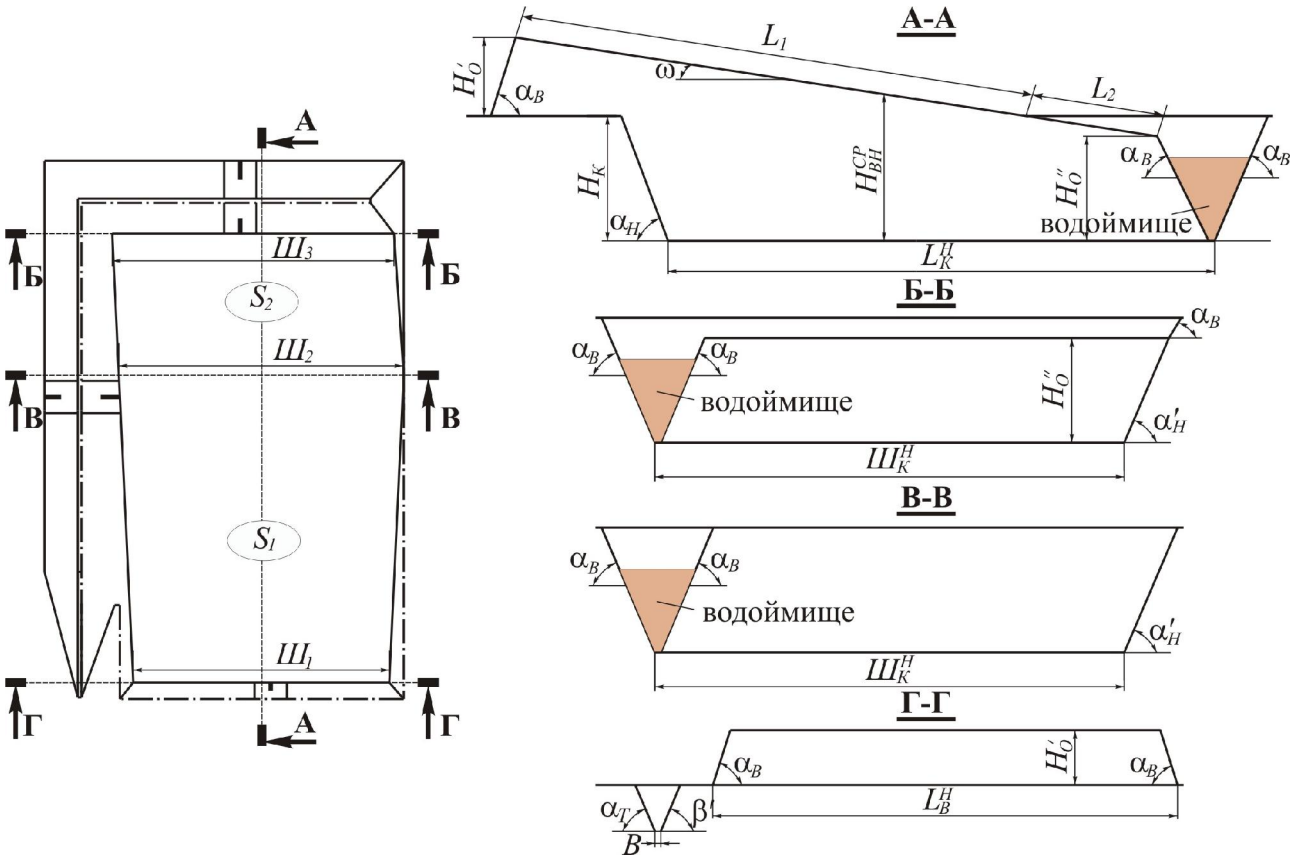


Рис. 2.37. Схема кар'єру після рекультивації при формуванні відвала із об'єднаною поверхнею

Розрахунок збільшення площі відновлення земель під сільськогосподарський напрям рекультивації ΔS_B при різних параметрах кар'єрного поля проводиться в наступному порядку:

$$\Delta S_B = S'_B - S_B, \text{ м}^2, \qquad (2.136)$$

де S_B і S'_B – площі земель, рекультивовані під сільськогосподарський напрям використання при традиційному і запропонованому способах відвалоутворення, відповідно, м^2.

Площа відновлення земель під сільськогосподарське використання при традиційному способі формування відвалів

$$S_B = S_B^B + S_{BH}^B, \text{ м}^2, \tag{2.137}$$

де S_B^B і S_{BH}^B – площі зовнішнього і внутрішнього відвалів, відновлені під сільськогосподарський напрям, відповідно, м^2.

$$S_B^B = \left(Ш_B^H - H_O(ctg\gamma + ctg\alpha_B)\right)\cdot\left(L_B^H - H_O(ctg\gamma + ctg\alpha_B)\right), \text{ м}^2, \tag{2.138}$$

$$S_{BH}^B = \left(Ш_Г - \Delta H(ctg\gamma + ctg\alpha_B)\right)\cdot\left(L_Г - \Delta H(ctg\gamma + ctg\alpha_B)\right), \text{ м}^2, \tag{2.139}$$

де $Ш_B^H$ – ширина зовнішнього відвалу по низу, м; H_O – висота зовнішнього відвалу, м; L_B^H – довжина зовнішнього відвалу по низу, м; α_B – кут укосу відвалу після планування, град; $Ш_Г$ – ширина внутрішнього відвалу в місці перетину із земною поверхнею, м; $L_Г$ – довжина внутрішнього відвалу в місці перетину із земною поверхнею, м; ΔH – перевищення висоти внутрішнього відвалу над земною поверхнею, м.

$$L_Г = L_K^H + H_K\left(ctg\alpha_H - ctg\beta\right), \text{ м}, \tag{2.140}$$

$$Ш_Г = Ш_K^H + H_K\left(ctg\alpha'_H - ctg\beta'\right), \text{ м}, \tag{2.141}$$

Площа відновлення земель під сільськогосподарське використання при формуванні відвалів із об'єднаною поверхнею

$$S'_B = S_1 + S_2, \text{ м}^2, \tag{2.142}$$

де S_1 – площа поверхні загального відвалу, яка знаходиться вище за рівень земної поверхні, м^2; S_2 – площа поверхні загального відвалу, яка знаходиться нижче за рівень земної поверхні, м^2.

$$S_1 = L_1 \cdot \frac{Ш_1 + Ш_2}{2}, \text{ м}^2, \tag{2.143}$$

де L_1 – довжина частини відвалу із об'єднаною поверхнею від його верхньої брівки до лінії перетину його із земною поверхнею, м; $Ш_1$ – ширина відвалу із об'єднаною поверхнею в точці його максимальної висоти, м; $Ш_2$ – ширина відвалу із об'єднаною поверхнею на лінії перетину із земною поверхнею, м.

$$Ш_1 = \left(Ш_B^H - H'_O(ctg\gamma + ctg\alpha_B)\right), \text{ м}, \tag{2.144}$$

$$Ш_2 = Ш_K^H + H_K\left(ctg\alpha_H - ctg\beta\right) - B \text{, м,} \qquad (2.145)$$

де H'_O – максимальна висота відвалу із об'єднаною поверхнею, м; B – ширина виїзної траншеї по низу, м.

$$H'_O = H_O + \Delta H' \text{, м,} \qquad (2.146)$$

де $\Delta H'$ – висота, на яку збільшується зовнішній відвал при пропонованому способі відвалоутворення (рис. 2.38), м.

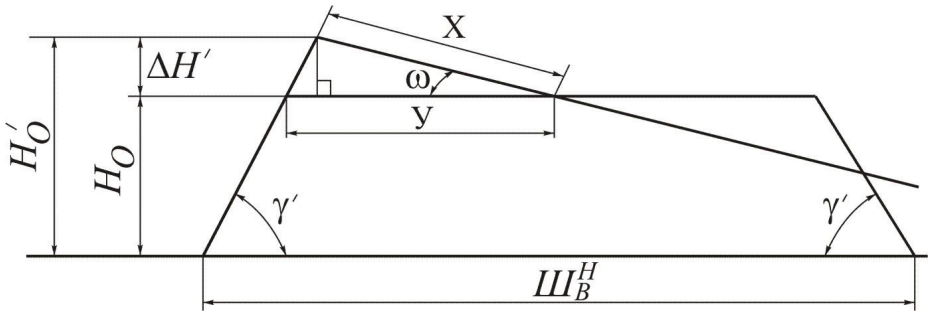


Рис. 2.38. Схема поперечного перетину зовнішнього відвалу для визначення висоти, на яку збільшується зовнішній відвал

Висота $\Delta H'$ визначається згідно з теоремою синусів:

$$\frac{X}{\sin\gamma'} = \frac{Y}{\sin(180^\circ - \gamma' - \omega)}; \qquad (2.147)$$

$$X = \frac{Y \cdot \sin\gamma'}{\sin(180^\circ - \gamma' - \omega)}; \qquad (2.148)$$

$$Y = \frac{Ш_B^H - 2H_O \cdot ctg\gamma'}{2} \text{, м;} \qquad (2.149)$$

$$\Delta H' = X \cdot \cos\omega \text{, м.} \qquad (2.150)$$

Довжина частини відвалу із об'єднаною поверхнею від його верхньої бровки до лінії перетину його із земною поверхнею визначається з виразу:

$$L_1 = \frac{H'_O}{\sin\omega}, \text{ м.} \qquad (2.151)$$

Наступним кроком методики є визначення площі відвала із об'єднаною поверхнею, яка знаходитися нижче за рівень земної поверхні:

$$S_2 = L_2 \cdot \frac{Ш_2 + Ш_3}{2}, м^2, \qquad (2.152)$$

де L_2 – довжина частини відвала із об'єднаною поверхнею від лінії перетину його із земною поверхнею до його верхньої брівки з боку залишкової траншеї, м; $Ш_3$ – ширина відвалу із об'єднаною поверхнею по верху в його мінімальній точці, м.

$$Ш_3 = Ш_К^Н + H_О'' \cdot (ctg\alpha_Н - ctg\beta) - В, м, \qquad (2.153)$$

де $H_О''$ – мінімальна висота відвалу із об'єднаною поверхнею визначається виходячи з гідрогеологічних умов, м.

$$L_2 = \frac{H_К - H_О''}{\sin\omega}, м, \qquad (2.154)$$

де $H_К$ – глибина кар'єру, м.

Для наочного прикладу складений план кар'єру після рекультивації, на якому позначені укоси відвалів, за рахунок котрих відбувається збільшення площі землі під сільськогосподарський напрям використання (рис. 2.39).

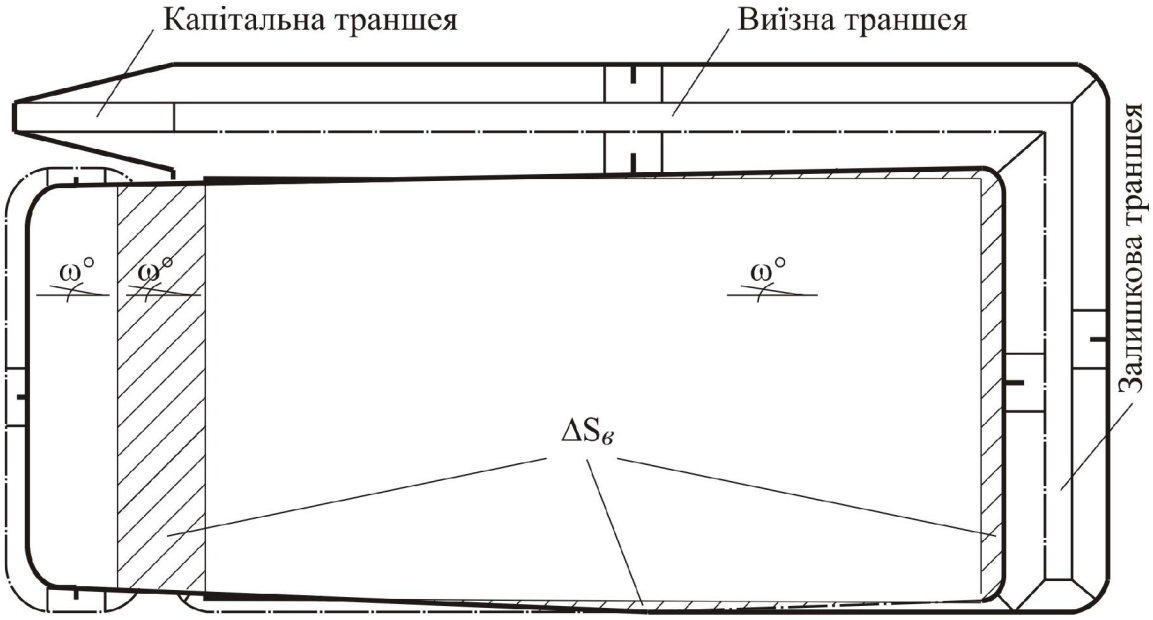


Рис. 2.39. План кар'єру після його доопрацювання при запропонованому способі формування зовнішнього і внутрішнього відвалів: $\Delta S_В$ – плоска слабонахильна поверхня; $\omega°$ – кут нахилу поверхні загального відвала

Як видно з рис. 2.39, основна частина поверхні відвалів, за рахунок якої відбувається збільшення площі під сільськогосподарський напрям використання, знаходиться між верхньою брівкою укосу зовнішнього відвалу і верхньою брівкою укосу внутрішнього відвалу. Слід зазначити, що при формуванні відвалів із об'єднаною поверхнею є ділянки, на яких буде зменшена площа відновлених земель порівняно з традиційним способом формування відвалів. Ці ділянки розташовані на укосах внутрішнього відвалу зі сторони зовнішнього відва-

лу. Їх площі будуть втрачені для відновлення, а отже враховані в методиці, наведеній вище.

Застосування показника ΔS_B для визначення ефективності пропонованого способу формування відвалів є не зовсім коректним з тієї причини, що під час досліджень кар'єрів з різною глибиною він збільшуватиметься разом із збільшенням глибини кар'єру і площі гірського відведення. Даний чинник зумовлює похибку при визначенні ефективності запропонованого способу формування відвалів. Оскільки збільшення показника ΔS_B може бути обумовлене збільшенням території гірничого відводу, пропонується виконати визначення ефективності способу формування відвалів, що рекомендується шляхом встановлення збільшення коефіцієнта рекультивації земель ΔK_B.

Для визначення ΔK_B необхідно встановити різницю між коефіцієнтами рекультивації при традиційному і запропонованому способах формування відвалів:

$$\Delta K_B = K'_B - K_B; \tag{2.155}$$

де K_B і K'_B – коефіцієнт рекультивації земель при традиційному і пропонованому способах формування відвалів, відповідно.

$$K'_B = \frac{S'_B}{S_Г}; \tag{2.156}$$

$$K_B = \frac{S_B}{S_Г}; \tag{2.157}$$

де $S_Г$ – площа кар'єрного поля і зовнішнього відвалу, га.

За допомогою розробленої методики визначення додаткової площі відновлених земель і коефіцієнта рекультивації встановлена ефективність застосування запропонованого способу формування відвалів у досліджуваному діапазоні глибини кар'єру 40 – 120 м, ширини – 1200 – 2000 м та довжини – 3000 – 6000 м. Під час проведення досліджень встановлено, що довжина кар'єру має незначний вплив на додатковий коефіцієнт рекультивації (не більше 1 %), тому в подальших розрахунках прийнято її середнє значення 4500 м.

З аналізу показників, які характеризують додаткову площу рекультивованих земель під сільськогосподарський напрям та додатковий коефіцієнт рекультивації випливає, що максимальне значення показника ΔK_B при формуванні відвалів з об'єднаною поверхнею досягається при глибині кар'єрного поля 70 – 90 м і ширині кар'єрного поля $Ш_K^H$ 1500 м та складає 6 %. При подальшому збільшенні ширини кар'єрного поля до 2000 м ефективність застосування способу формування відвалів з об'єднаною поверхнею зменшується. В даному випадку показник ΔK_B збільшується поступово разом зі збільшенням глибини кар'єру. Це пояснюється пропорційним збільшенням показника ΔS_B при збільшенні глибини кар'єру H_K.

Отримані залежності дозволили обґрунтувати раціональну сферу застосування способу формування зовнішнього і внутрішнього відвалів з об'єднаною

поверхнею. Так, найбільша ефективність досягається при глибині кар'єру 80 м, ширині 1500 м та довжині 4500 м.

Відповідно до встановлених параметрів, які відповідають параметрам типових буровугільних пологих родовищ, розроблена технологічна схема формування відвалів з об'єднаною поверхнею. Використання розробленої технологічної схеми при експлуатації кар'єру дозволить збільшити площу відновлення порушених земель.

Розробка технологічної схеми формування відвалів з об'єднаною поверхнею виконана відповідно до умов розробки пологих буровугільних родовищ, на яких застосовується комбінована система розробки з комбінацією транспортно-відвальної системи на основному розкривному уступі й транспортної системи – на передовому. Основна умова використання цієї системи розробки полягає в тому, щоб ширина розкривних і відвальних заходок була однаковою.

Оскільки швидкість посування фронту відвальних робіт на першому і другому відвальних ярусах дорівнює швидкості посування фронтів розкривних робіт і не може бути змінена через те, що у технологічній схемі використовується консольний відвалоутворювач, який знаходиться на основному розкривному уступі та відсипає породу у внутрішній відвал, формування поверхні внутрішнього відвалу з нахилом ω може бути здійснено за рахунок зміни висоти третього і четвертого відвальних ярусів, котрі формуються другим відвалоутворювачем, що розташований на третьому ярусі внутрішнього відвалу. Зміна висоти третього і четвертого відвальних ярусів, для кар'єру із наведеними вище параметрами, зображена на рис. 2.40.

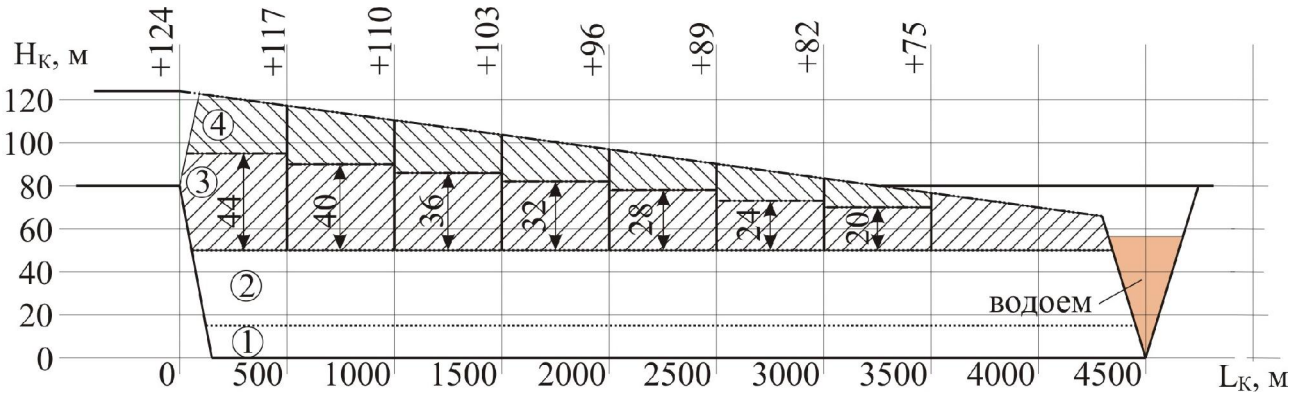


Рис. 2.40. Схема розташування відвальних ярусів при формуванні відвалів з об'єднаною поверхнею (вертикальний: горизонтальний масштаб = 10:1): 1 – перший відвальний ярус; 2 – другий; 3 – третій; 4 – четвертий

Для забезпечення кута нахилу поверхні внутрішнього відвалу ω, який в умовах розробки буровугільного родовища з характерними параметрами дорівнює 0,79º, висота третього і четвертого відвальних ярусів повинна зменшуватись на 7 м при посуванні фронту гірничих робіт на 500 м. Така вимога досягається шляхом періодичного зменшення висоти третього відвального ярусу на 4 м і поступового зменшення висоти четвертого відвального ярусу на 7 м при посуванні фронту відвальних робіт на 500 м.

Зменшення висоти третього і четвертого відвального ярусів забезпечується зміною схеми роботи консольного відвалоутворювача, розташованого на третьому ярусі внутрішнього відвалу. Для зменшення висоти третього відвального ярусу консольний відвалоутворювач при посуванні відвального фронту на 500 м формує нижньою відсипкою наступну відвальну заходку з висотою, нижчою за попередню на 4 м, за рахунок збільшення ширини відвальної заходки, після цього він переміщується на її поверхню і починає формувати нову заходку висотою, що дорівнює попередній заходці. Висота четвертого ярусу зменшується поступово за рахунок збільшення ширини кожної наступної відвальної заходки. Ширина відвальної заходки четвертого ярусу A_O встановлюється як відношення площі перетину $S_{З4}$ до висоти відвальної заходки H_{O4}:

$$A_O = \frac{S_{З4}}{H_{O4}}, \text{ м}, \tag{2.158}$$

де $S_{З4}$ – площа поперечного перерізу відвальної заходки четвертого ярусу, м^2; H_{O4} – висота відвальної заходки четвертого ярусу, м.

Відповідно до залежності ширини відвальної заходки A_O від висоти четвертого відвального ярусу (рис. 2.41) для буровугільного кар'єру із характерними параметрами встановлені висоти кожної наступної відвальної заходки четвертого ярусу.

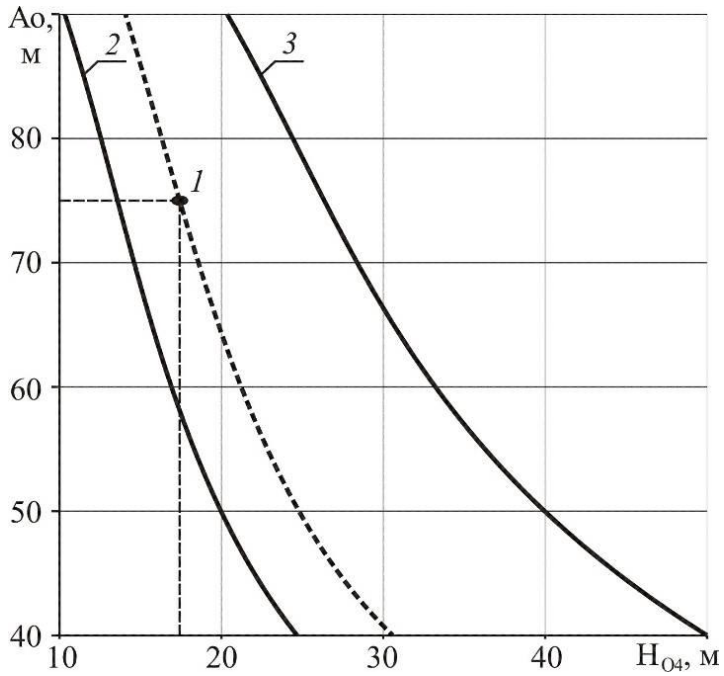


Рис. 2.41. Залежність ширини відвальної заходки від висоти четвертого відвального ярусу: 1 – параметри відвальної заходки при традиційному способі формування відвалів; 2 – для $S_{З4}$ – 1000 м^2; 3 – для $S_{З4}$ – 2000 м^2

Для згаданих параметрів кар'єрного поля площа поперечного перерізу відвальної заходки четвертого ярусу складає 1275 м^2. Виходячи з цього об'єму,

встановлено, що для забезпечення нахилу поверхні внутрішнього відвалу у 0,79º при посуванні фронту відвальних робіт кожну наступну заходку консольного відвалоутворювача необхідно збільшувати на 1 м. Таким чином, при посуванні відвального фронту четвертого ярусу на 500 м його висота зменшиться на 7 м, а ширина відвальної заходки відвалоутворювача збільшиться на 11 м. Після цього відвалоутворювач переміщується по поверхні третього ярусу на 4 м вниз, зменшує ширину відвальної заходки на 11 м, за рахунок чого її висота збільшується на 7 м і цикл повторюється. В результаті відпрацювання кар'єру поверхня відвалів буде мати суцільну поверхню із заданим нахилом.

Застосування розробленої технології в умовах експлуатації типового буровугільного кар'єру дозволить збільшити площу рекультивованих земель сільськогосподарського напряму використання на 15 % за рахунок зменшення площі, зайнятої укосами відвалів і траншей, а зменшення об'єму робіт з планування поверхні відвалів складе 30 %.

Запитання для самоперевірки

1. Які площі землі порушуються відкритими гірничими роботами?

2. Чим відрізняються чорноземний і потенціально родючі шари?

3. Як впливають гірничі роботи на навколишнє природне середовище?

4. Які необхідно виконати роботи щодо рекультивації внутрішніх відвалів?

5. Які необхідно виконати роботи щодо рекультивації зовнішніх відвалів?

6. В чому полягають основні недоліки існуючих технологічних рішень, які дозволяють збільшувати площу рекультивованих земель сільськогосподарського призначення?

7. За рахунок чого досягається ефективність нового способу рекультивації при формуванні відвалів з об'єднаною поверхнею?

Поданий у цьому розділі навчальний матеріал дає студенту можливість оволодіти знаннями щодо планування рекультиваційних робіт при розробці пологих родовищ корисних копалин. Наведені розрахункові формули для визначення площ і об'ємів рекультиваційних робіт. Викладені основні положення щодо нового технологічного рішення з рекультивації порушених земель, яке передбачає формування відвалів з об'єднаною поверхнею.

3. ДИНАМІКА РОЗВИТКУ ГІРНИЧИХ РОБІТ ПРИ РОЗРОБЦІ ПОЛОГИХ РОДОВИЩ

Розглянуті питання пов'язані з динамікою розвитку фронту гірничих робіт на кожному етапі розробки родовища для всіх відомих систем розробки.

Подано технологічні схеми всіх систем розробки пологого родовища на різних етапах експлуатації кар'єра.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти: розрізняти етапи гірничих робіт; будувати плани різних етапів відпрацювання пологих родовищ корисних копалин для всіх систем розробки.

3.1 Основні відомості

Для поточного і перспективного планування гірничих робіт необхідно знати динаміку їх розвитку, починаючи з розкриття родовища і закінчуючи завершенням його розробки. Весь цей період можна розділити на такі етапи:

– розкриття родовища корисних копалин;

– початок розробки родовища (розробка першої розкривної заходки);

– розробка родовища корисних копалин;

– завершення розробки родовища;

Етапів розробки родовищ корисних копалин може бути більше у залежності від потреб проектування. Нижче розглянемо динаміку розвитку гірничих робіт для різних систем розробки пологих родовищ корисних копалин.

3.2. Загальна структура динаміки розробки пологого родовища

Загальна структура динаміки розробки пологих родовищ показана на прикладі комбінованої системи, що включає в себе безтранспортну систему на нижньому розкривному уступі та транспортну на верхньому (рис. 3.1 – 3.5).

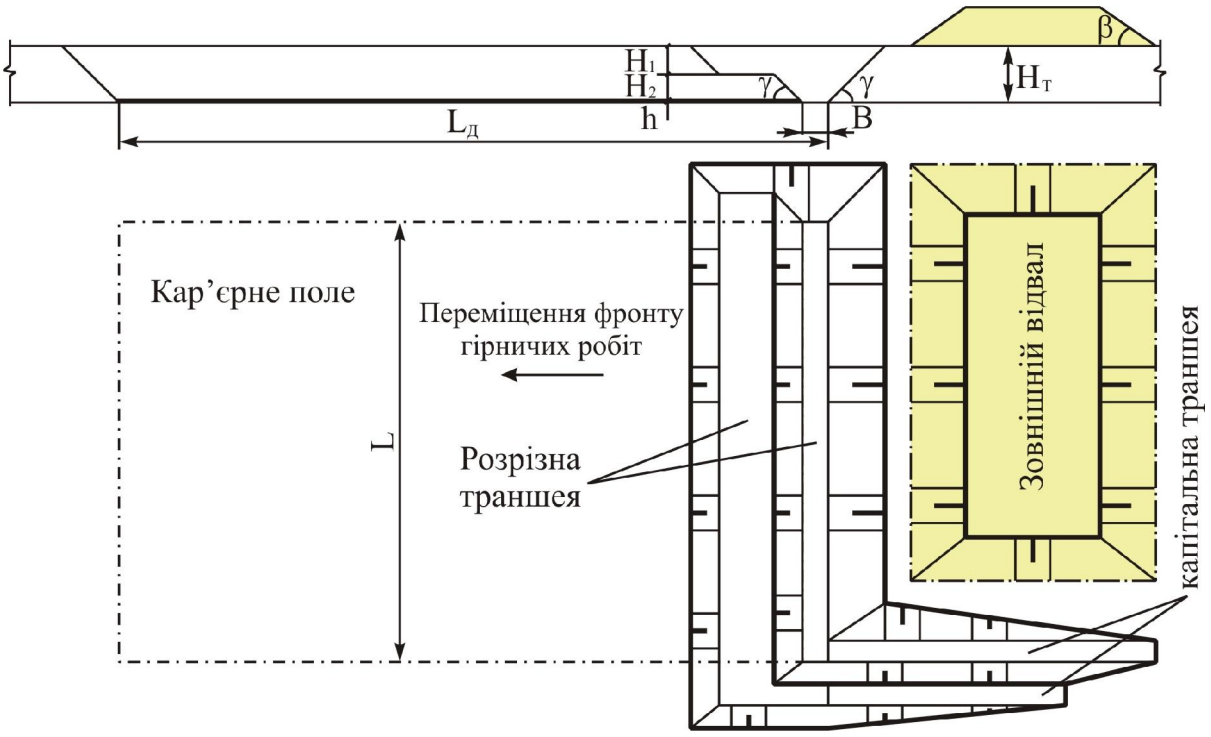


Рис. 3.1. Перший етап (проведення капітальної і розрізної траншей)

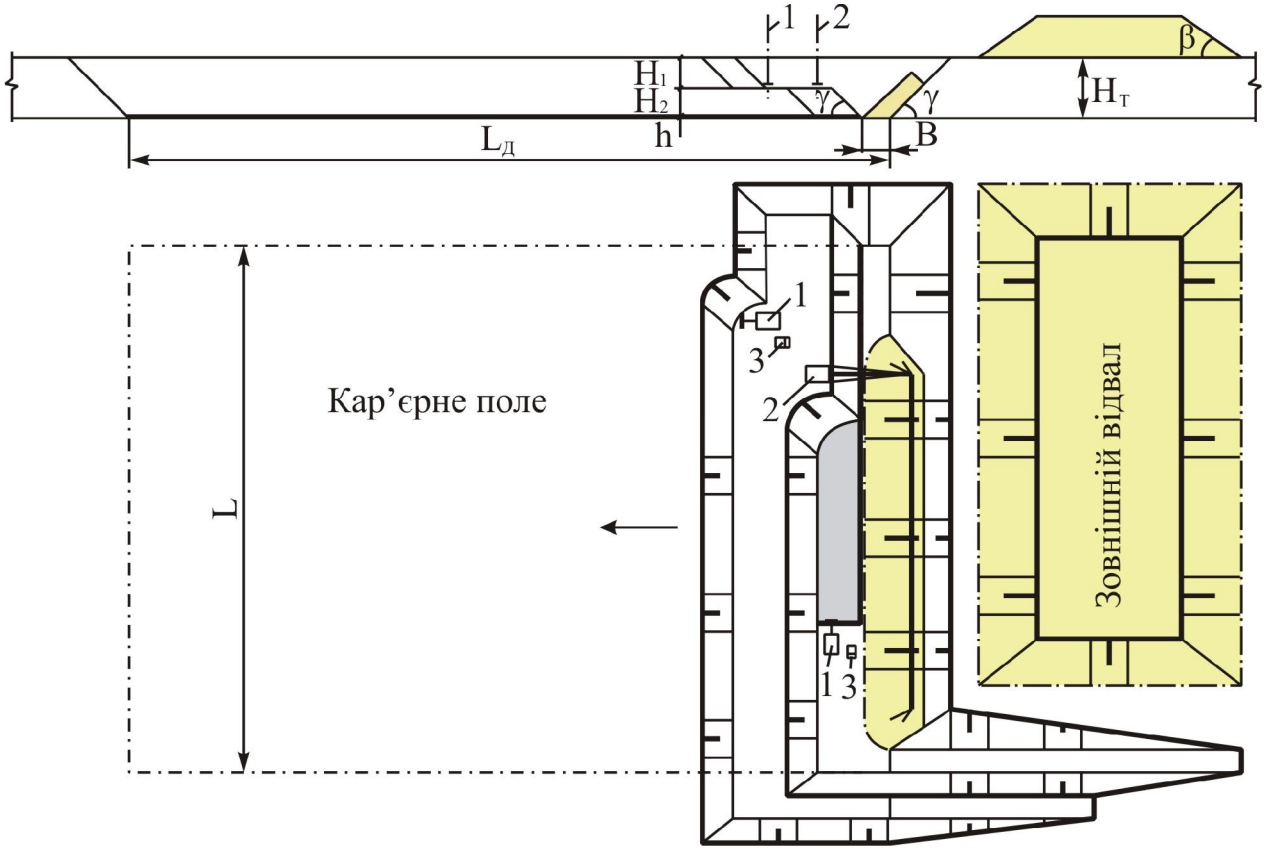


Рис. 3.2. Другий етап (розробка першої розкривної заходки): 1 – механічна лопата; 2 – драглайн; 3 – автосамоскид

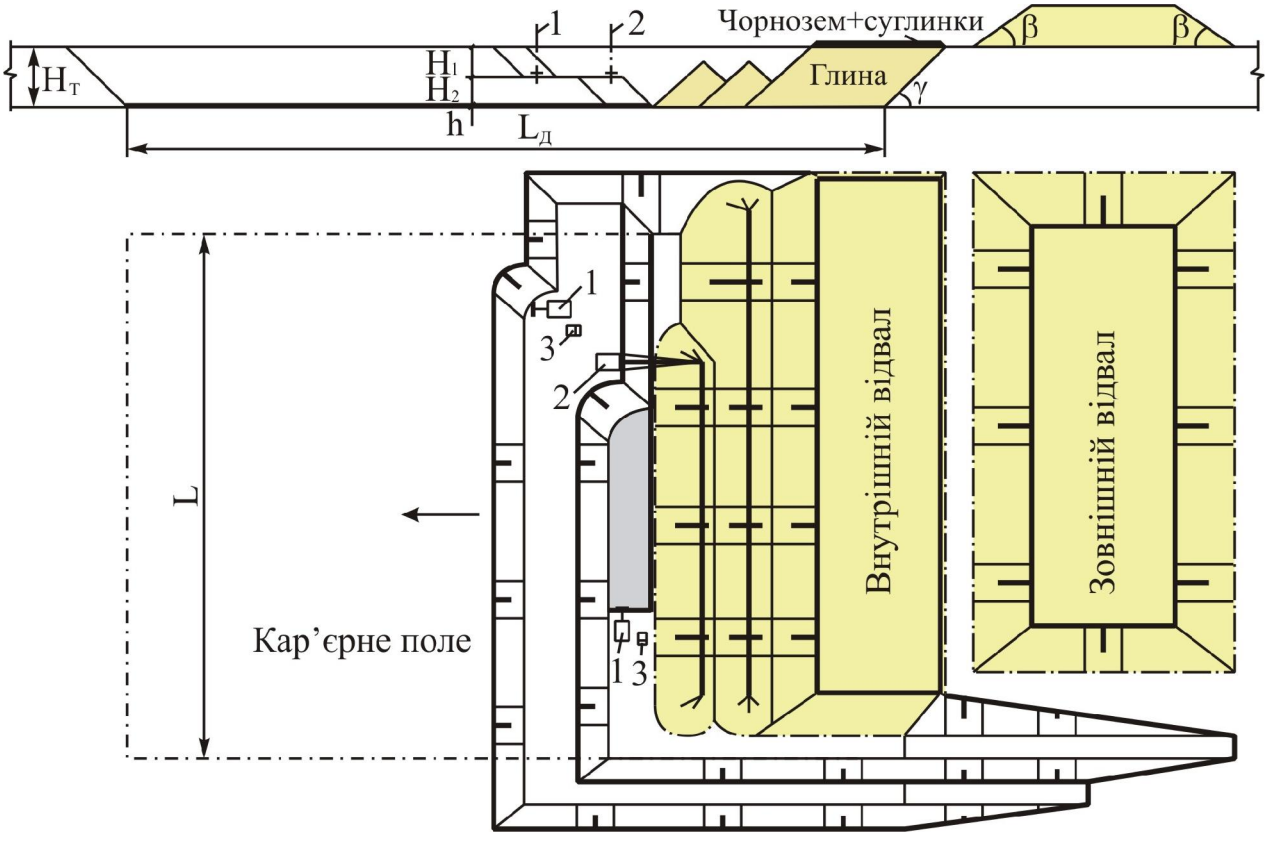


Рис. 3.3. Третій етап (розробка родовища корисних копалин): 1 – механічна лопата; 2 – драглайн; 3 – автосамоскид

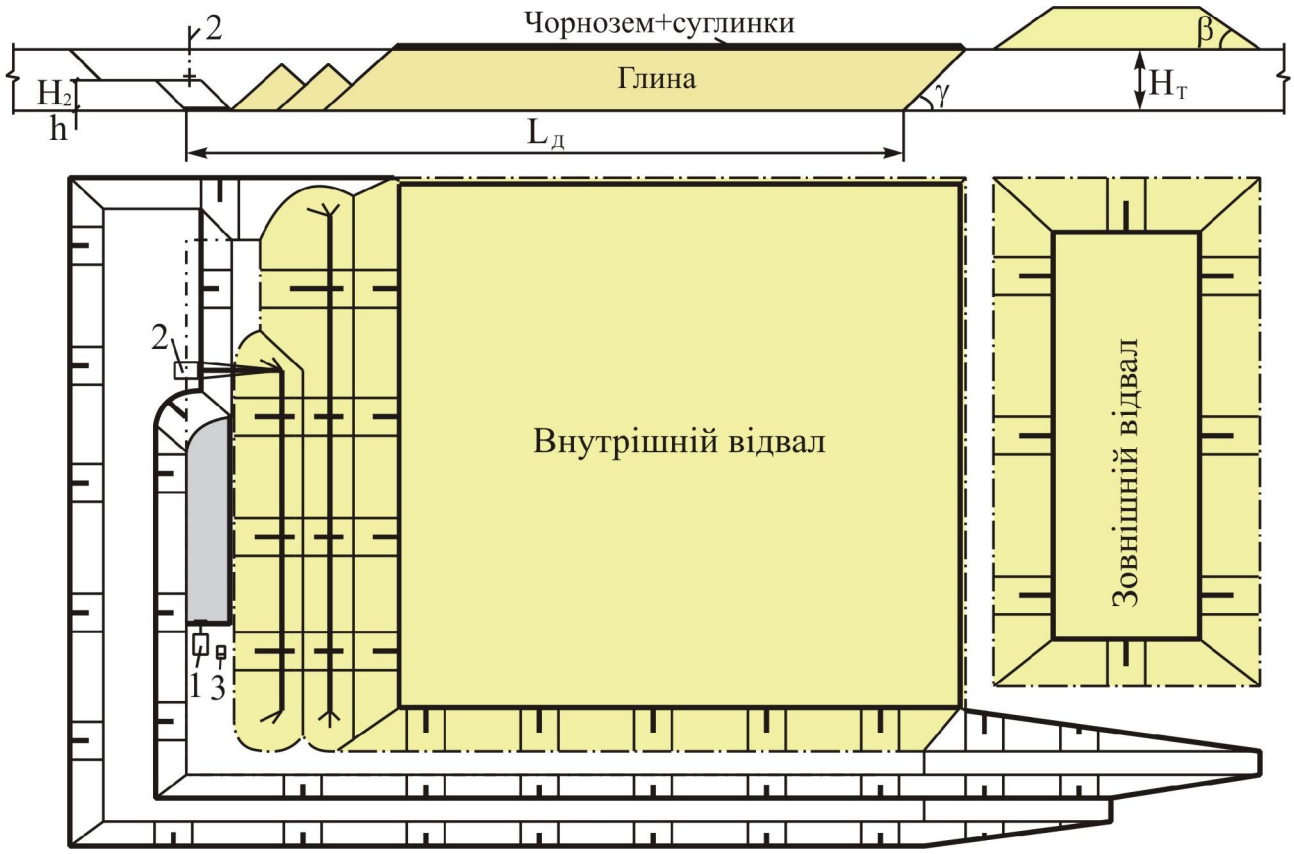


Рис. 3.4. Четвертий етап (розробка останньої розкривної заходки)

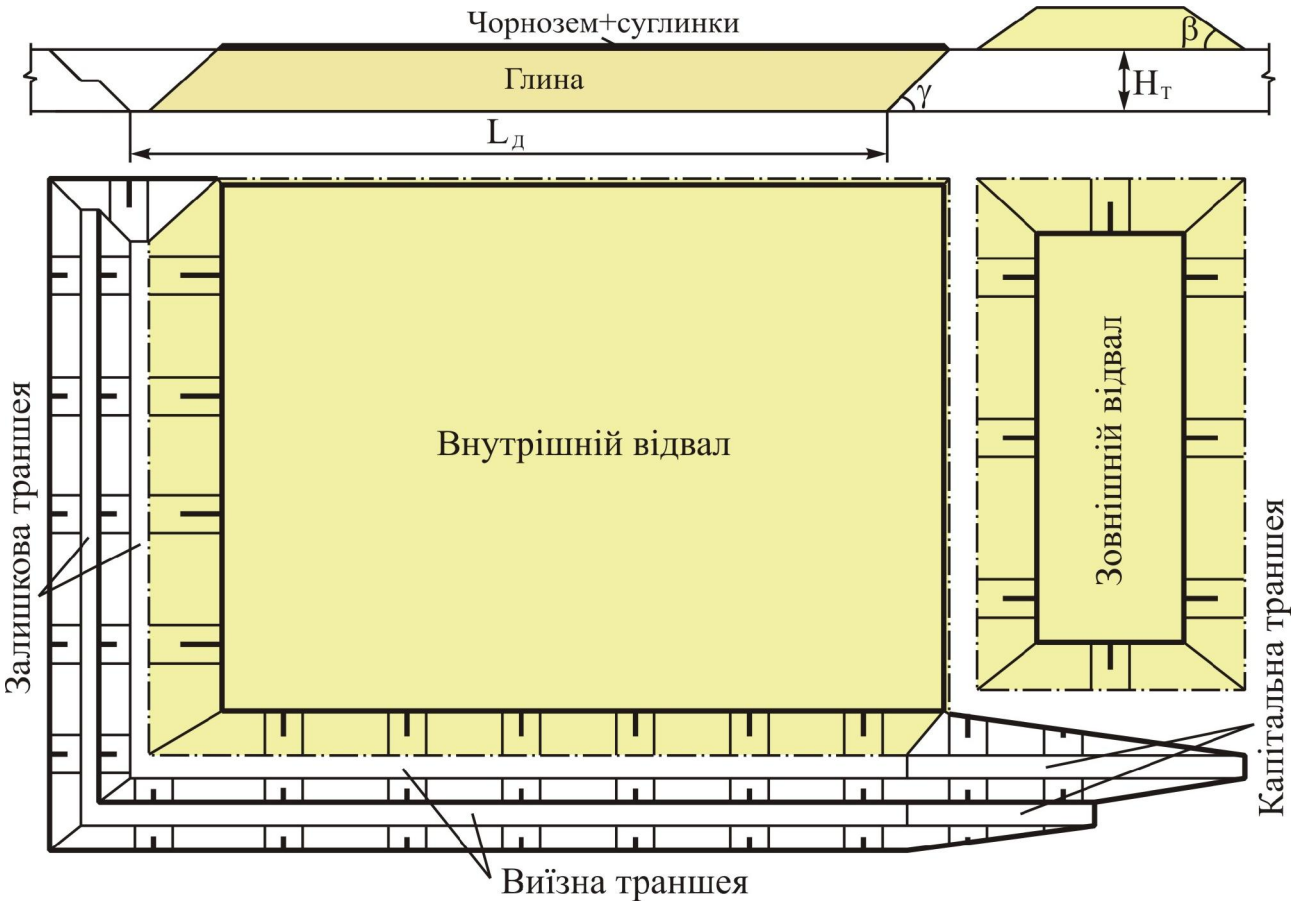


Рис. 3.5. П’ятий етап (завершення розробки родовища)

3.3. Динаміка розвитку гірничих робіт при простій безтранспортній системі розробки

Динаміка розвитку гірничих робіт при безтранспортній системі розробки дає повне уявлення про технологічні процеси, які мають місце. Нижче наведено чотири етапи розвитку гірничих робіт від розкриття родовища до завершення його розробки.

Перший етап (розкриття родовища корисних копалин).

На цьому етапі виконуються гірничі роботи з проведення капітальної і розрізної траншей. Це дає змогу розкрити родовище корисних копалин і підготувати фронт гірничих робіт для простої безтранспортної системи розробки (рис. 3.6).

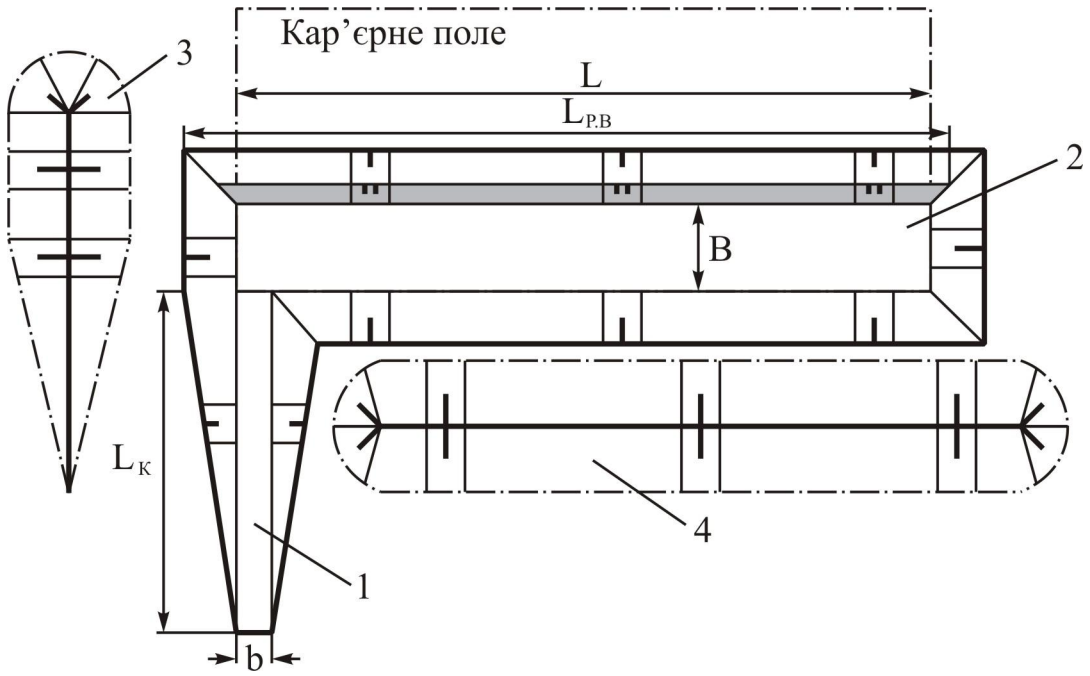


Рис. 3.6. План схеми розкриття родовища корисних копалин: 1 – капітальна траншея; 2 – розрізна траншея; 3 – зовнішній відвал після спорудження капітальної траншеї; 4 – зовнішній відвал після спорудження розрізної траншеї

Розрахункові формули для цієї схеми

Об'єм капітальної траншеї визначається як

$$V_K = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3, \tag{3.1}$$

де H_T – глибина капітальної траншеї, м; i – нахил капітальної траншеї, тис. ‰; b – ширина капітальної траншеї знизу, м.

Об'єм розрізної траншеї по розкривних породах розраховується за формулою:

$$V_{PB} = \left[B + h(ctg\alpha + ctg\gamma) + Hctg\gamma\right]HL_{PB}, \text{ м}^3, \tag{3.2}$$

де B – ширина розрізної траншеї по низу, м; H – потужність розкривного уступу, м; h – потужність видобувного уступу, м; L_{PB} – довжина фронту робіт по розкривних породах, м; γ – кут укосу борта розрізної траншеї по розкривних породах, град.; α – кут укосу борта розрізної траншеї по корисній копалині, м.

Другий етап (початок розробки родовища).

Характеризується виїмкою крокуючим екскаватором розкриву з першої розкривної заходки і розміщенням породи у розрізну траншею. Капітальна траншея використовується для переміщення транспортними засобами з кар'єру корисної копалини.

Нижче наведена технологічна схема розробки першої розкривної і видобувної заходок (рис. 3.7).

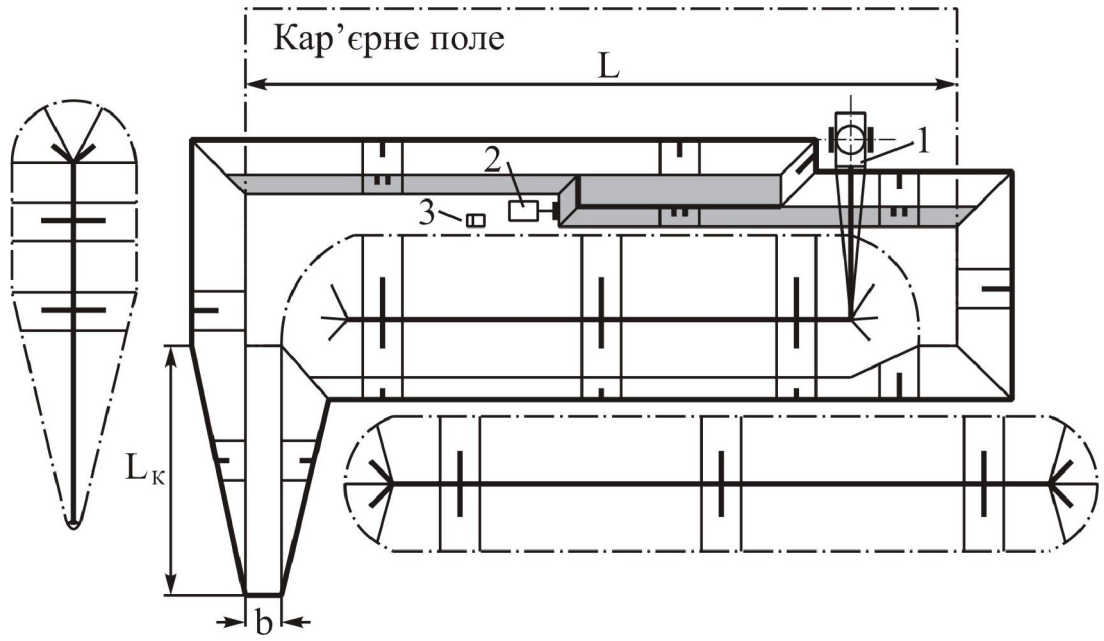


Рис. 3.7. Розробка першої розкривної заходки з розміщенням розкривних порід у розрізну траншею: 1 – крокуючий екскаватор (тип ЕШ); 2 – механічна лопата (тип ЕКГ); 3 – автосамоскид

Третій етап (розробка родовища корисних копалин).

Нижче наведена технологічна схема розробки пологого родовища корисних копалин при роботі крокуючого екскаватора за простою безтранспортною системою розробки (рис. 3.8). Об'єми порід лівого торця розкривної заходки розміщуються на неробочому борті кар'єру.

Четвертий етап (завершення розробки родовища).

Нижче наведено на плані стан гірничих об'єктів після завершення розробки родовища (рис. 3.9).

Розрахункові формули для цієї схеми

Висоту внутрішнього відвалу можна розрахувати за формулою:

$$H_{ВН.О} = \frac{V_{ВН.В} K_P}{S_{ВН.В}}, \text{ м}, \qquad (3.3)$$

де $V_{ВН.В}$ – об'єм внутрішнього відвала, м^3; $S_{ВН.В}$ – площа дна кар'єру, на якій розміщується внутрішній відвал, м^2.

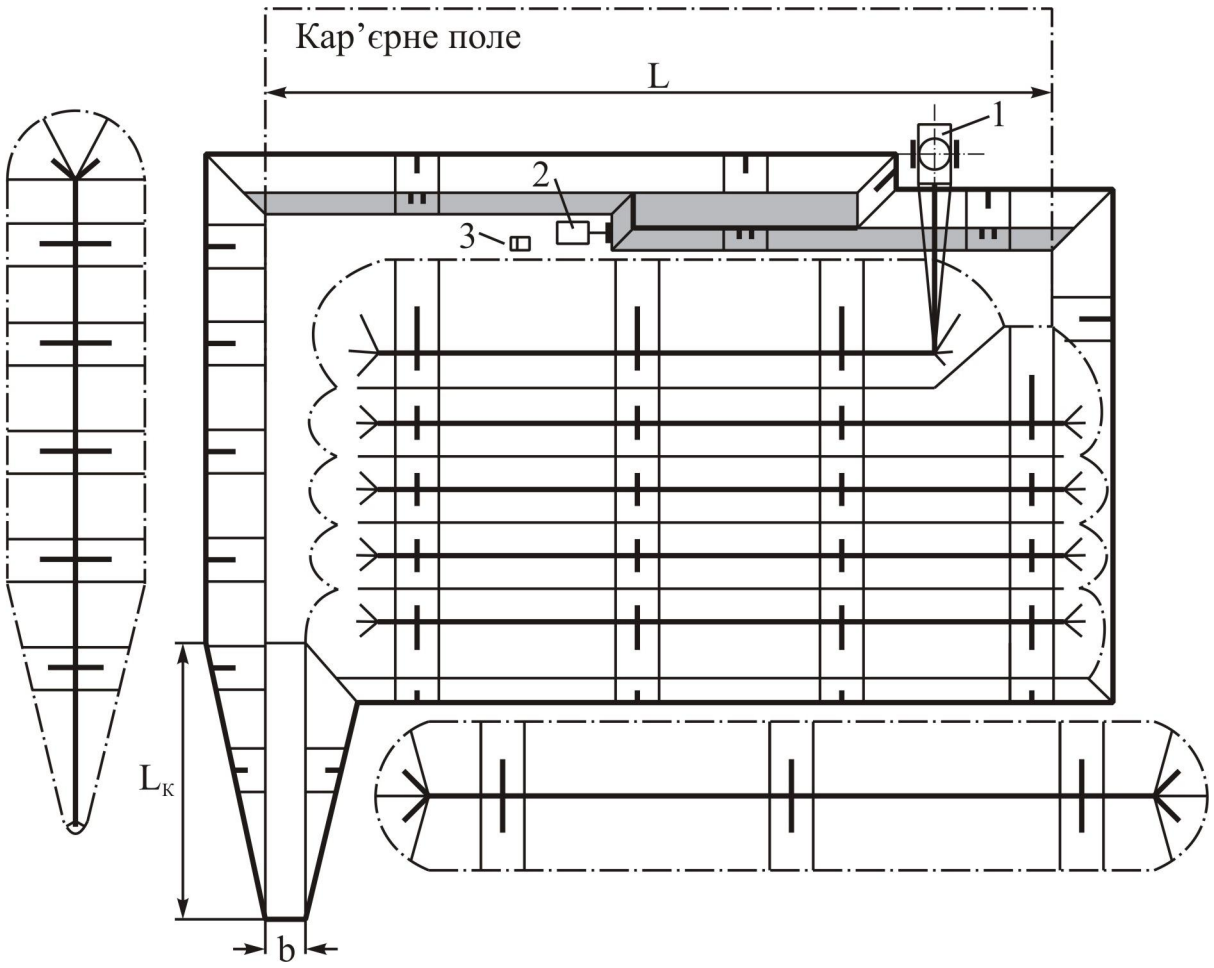


Рис. 3.8. Розробка пологого родовища за простою безтранспортною системою (розробляється п'ята розкривна заходка)

Об'єм внутрішнього відвалу ($V_{ВН.В}$) розраховується за формулою:

$$V_{ВН.В} = V_{ВП} - V_{РВ}, \text{ м}^3, \tag{3.4}$$

де $V_{ВП}$ – об'єм розкривних порід у межах кар'єрного поля, що виймаються екскаваторами за весь період розробки родовища, м^3; $V_{РВ}$ – об'єм розрізної траншеї по розкривних породах, м^3.

Об'єм розкривних порід в межах кар'єрного поля, що виймаються екскаваторами за весь період розробки родовища, визначається за формулою:

$$V_{В.П} = \left(L + H_T ctg\gamma_Н\right)\left(L_Д + H_T ctg\gamma_Н\right)H, \text{ м}^3, \tag{3.5}$$

де L – ширина кар'єрного поля, м; $L_Д$ – довжина кар'єрного поля, м; $\gamma_Н$ – кут укосу неробочого борта розрізної траншеї, град; H_T – глибина кар'єру, м.

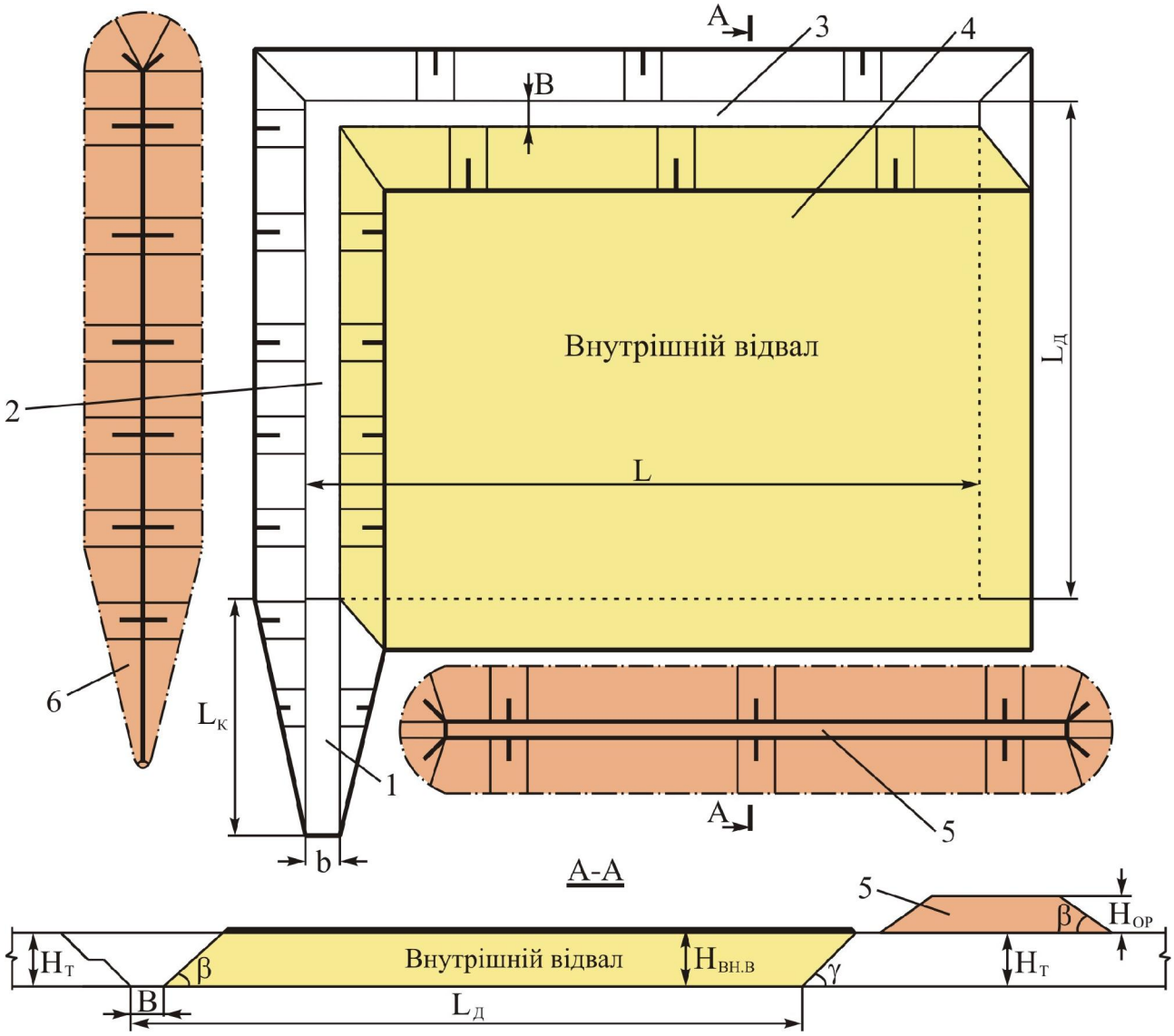


Рис. 3.9. Положення гірничих об'єктів після завершення розробки родовища: 1– капітальна траншея; 2 – виїзна траншея; 3 – залишкова траншея; 4 – внутрішній відвал; 5 – зовнішній відвал від розрізної траншеї; 6 – зовнішній відвал від капітальної і лівого торця розрізної траншей

Об'єм корисної копалини в межах кар'єрного поля, що добувають за весь період розробки родовища, розраховується за формулою:

$$V_{ПИ} = (L + hctg\gamma_Н)(L_Д + hctg\gamma_Н)h\text{, м}^3. \qquad (3.7)$$

3.4. Динаміка розвитку гірничих робіт при ускладненій безтранспортній системі розробки

Розглянемо динаміку розвитку гірничих робіт при ускладненій безтранспортній системі розробки з розташуванням крокуючого екскаватора (драглайна) на розкривному уступі.

Для вирішення цієї задачі на початку треба розглянути переріз ускладненої безтранспортної системи розробки (рис. 3.10).

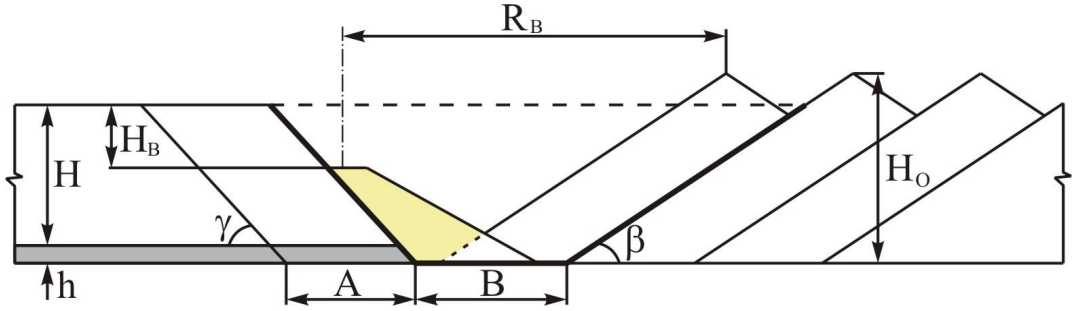


Рис. 3.10. Переріз схеми ускладненої безтранспортної системи розробки

На основі розрізу ускладненої безтранспортної системи розробки визначається розріз розрізної траншеї, параметри якої забезпечують необхідний фронт гірничих робіт стосовно безтранспортної системи розробки пологих родовищ (рис. 3.11).

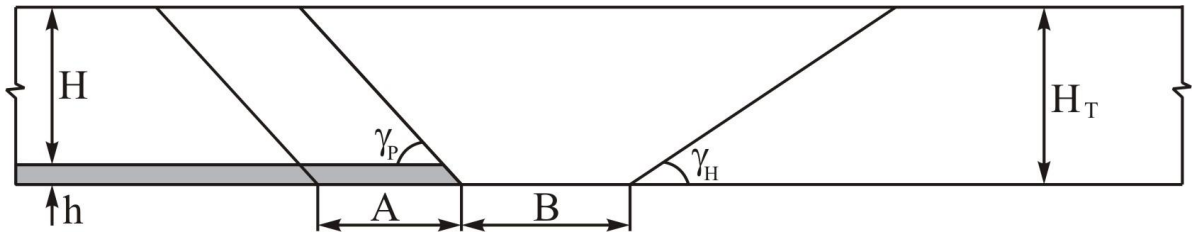


Рис. 3.11. Поперечний переріз розрізної траншеї

Перший етап (проведення капітальної і розрізної траншеї).

На основі визначеного розрізу (рис. 3.11) на рис. 3.12 наведено капітальну і розрізну траншеї, які забезпечують усі умови для розробки пологого родовища за безтранспортною системою розробки пологих родовищ.

Розрахункові формули для цієї схеми

Об'єм капітальної траншеї можна визначити так:

$$V_K = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3, \tag{3.8}$$

де H_T – глибина капітальної траншеї, м; i – нахил капітальної траншеї, тис. ‰; b – ширина капітальної траншеї знизу, м.

Об'єм розрізної траншеї по розкривних породах розраховується за формулою:

$$V_{PB} = \left[B + h(ctg\alpha + ctg\gamma) + Hctg\gamma\right]HL_{PB}, \text{ м}^3, \tag{3.9}$$

де B – ширина розрізної траншеї знизу, м; H – потужність розкривного уступу, м; h – потужність видобувного уступу, м; L_{PB} – довжина фронту робіт по

розкривних породах, м; γ – кут укосу борта розрізної траншеї по розкривних породах, град.; α – кут укосу борта розрізної траншеї по корисних копалинах, м.

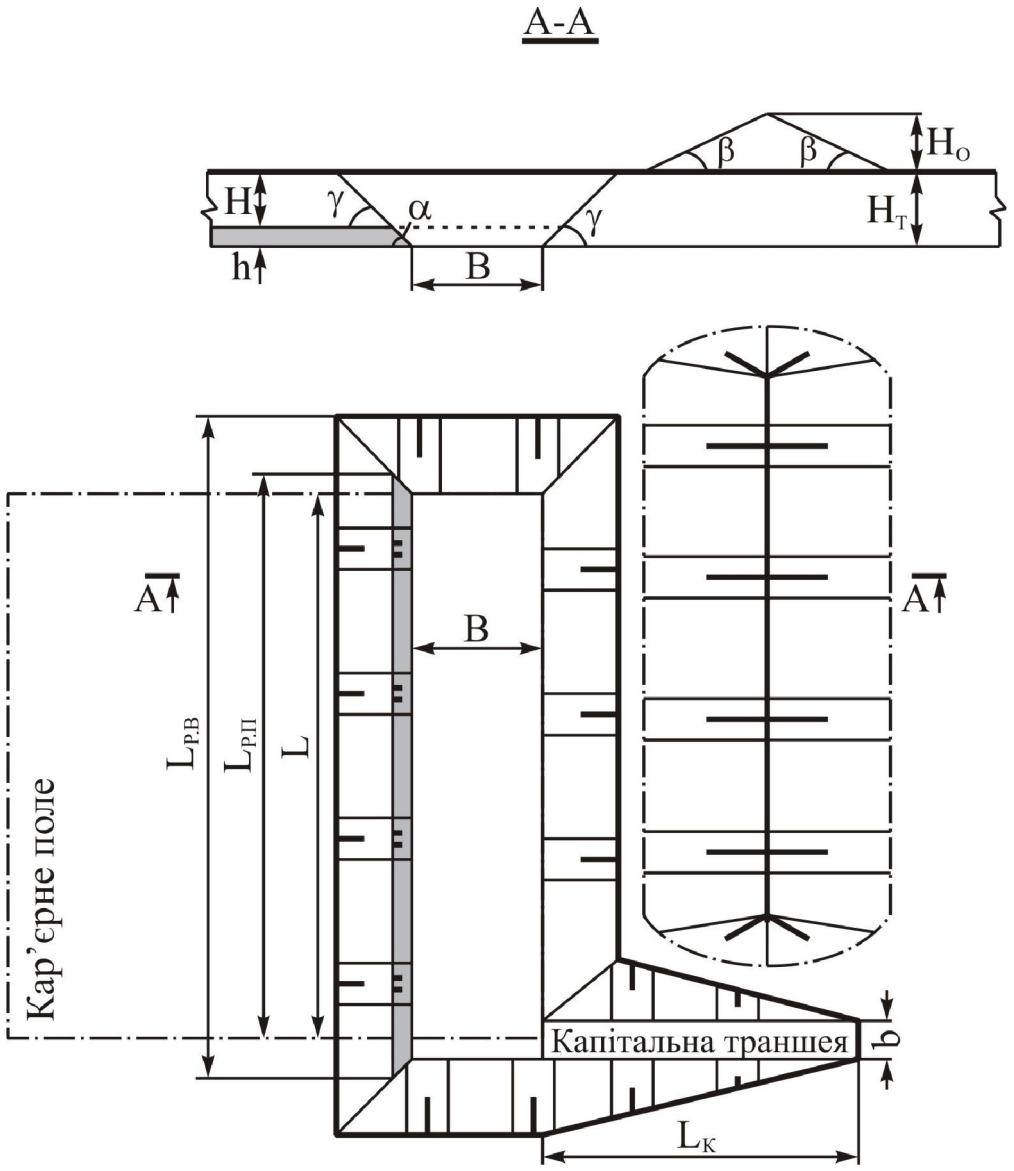


Рис. 3.12. Форма і параметри капітальної і розрізної траншеї, які забезпечують фронт робіт для ускладненої безтранспортної системи розробки пологого родовища

Другий етап (початок розробки родовища).

Він починається з розробки першої розкривної заходки і розміщення розкривних порід у розрізну траншею.

Нижче наведена технологічна схема розробки першої розкривної заходки (рис. 3.13).

Розрахункові формули для цієї схеми

Об'єм розкривних порід у межах розкривної заходки

$$V_{РВ} = HAL_{Р.В}, \text{ м}^3, \qquad (3.10)$$

де A – ширина розкривної і добувної заходок, м; $L_{P.B}$ – довжина фронту розкривного уступу, м.

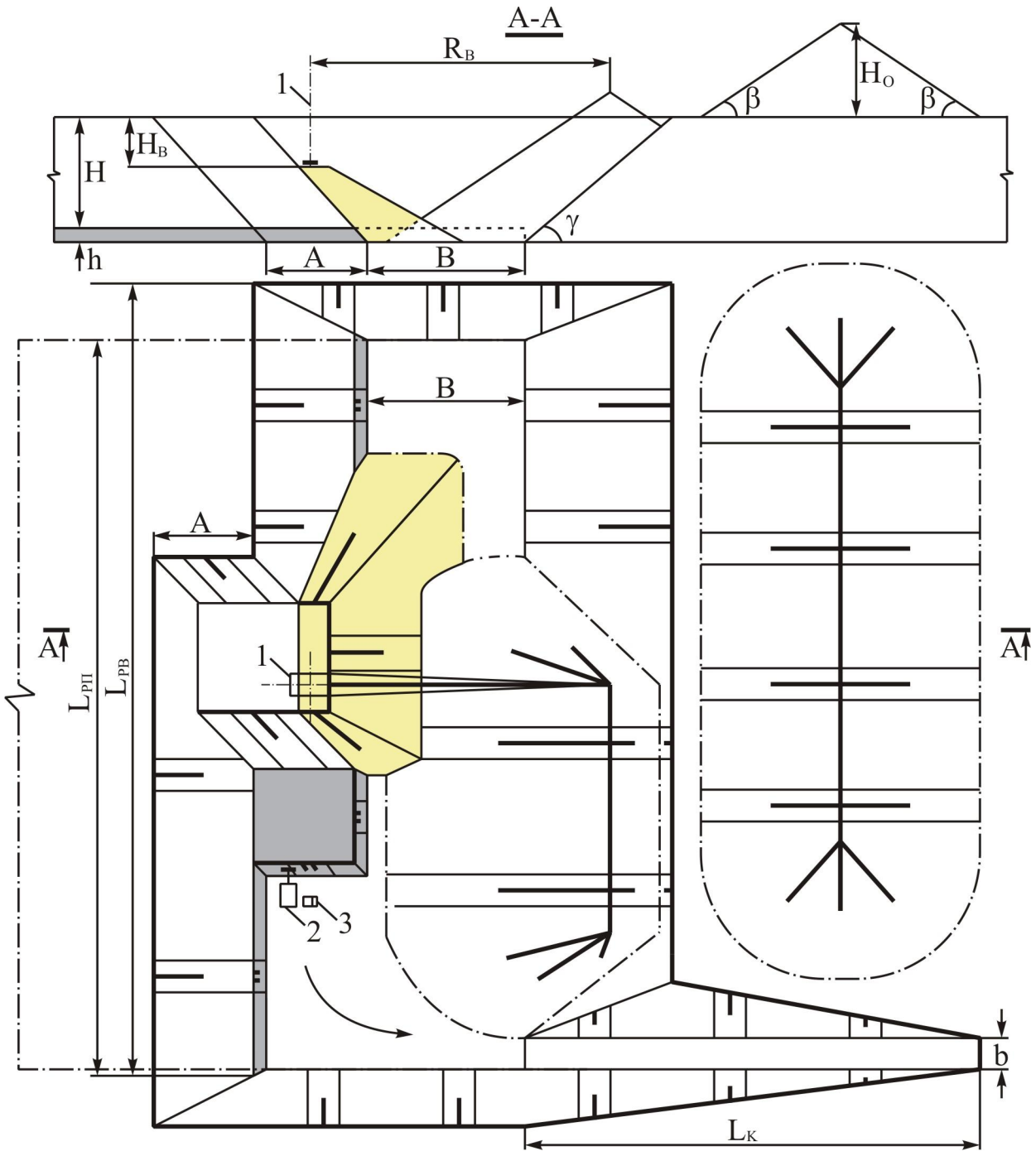


Рис. 3.13. Розробка першої розкривної заходки з розміщенням розкривних порід у розрізну траншею: 1 – драглайн; 2 – механічна лопата; 3 – автосамоскид

Об’єм корисних копалин у межах добувної заходки

$$V_{РП} = hAL_{P.П}, \text{ м}^3, \tag{3.11}$$

де $L_{P.П}$ – довжина фронту добувного уступу, м.

Третій етап (розробка родовища).

Нижче наведена технологічна схема розробки родовища корисних копалин (рис. 3.14). Для приклада розглянуто схему розробки четвертої розкривної заходки.

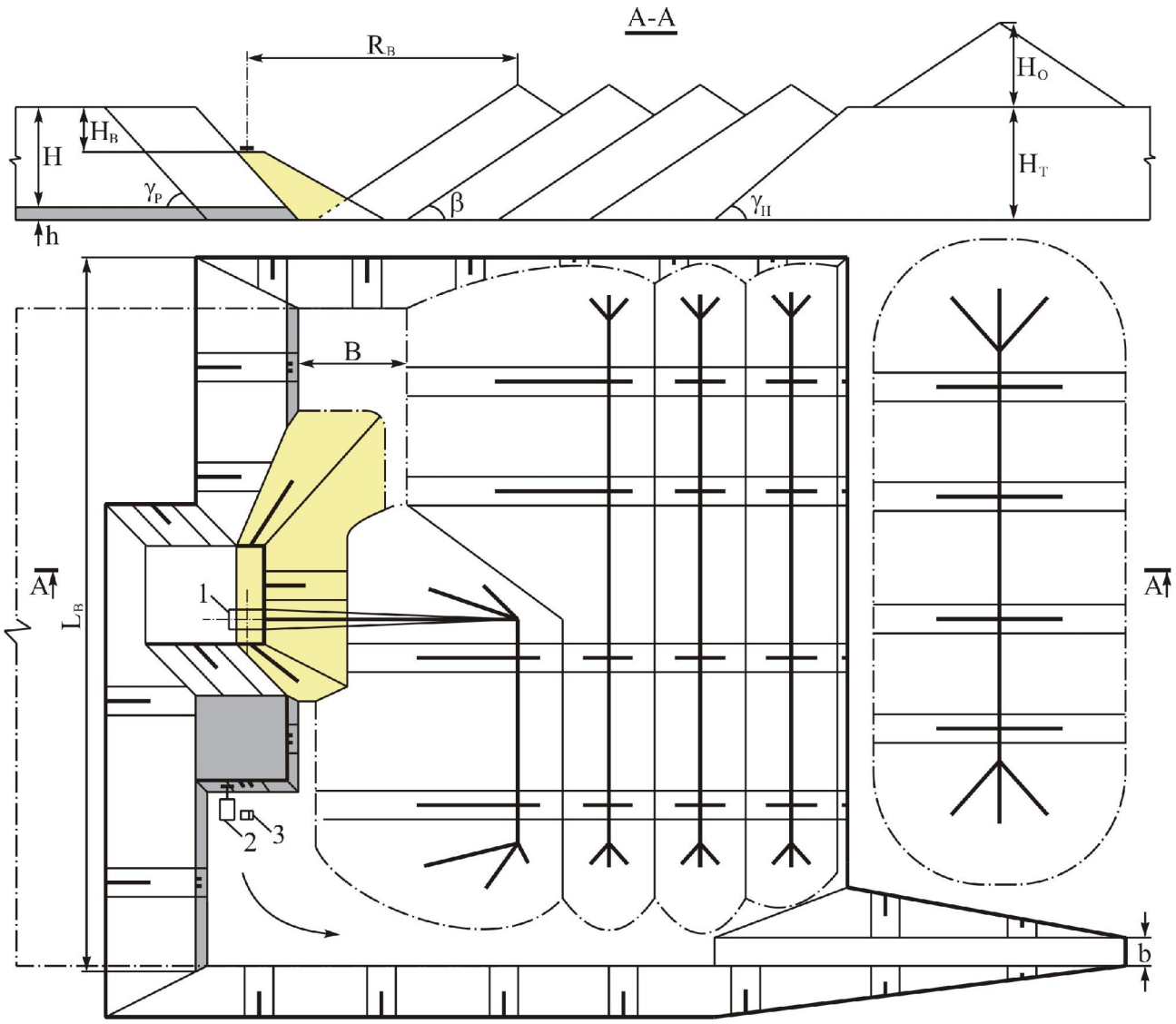


Рис. 3.14. Розробка родовища корисних копалин за безтранспортною системою розробки (розробляється четверта розкривна заходка): 1 – драглайн; 2 – механічна лопата; 3 – автосамоскид

Розрахункові формули для цієї схеми

Продуктивність кар'єру по корисних копалинах

$$Q_К = \frac{V_{ЕШ} h \rho_О K_В}{H(1 + K_П)}, \text{ т/рік}, \qquad (3.12)$$

де $V_{ЕШ}$ – потужність драглайна, м^3/рік; h – потужність видобувного уступу, м; $\rho_О$ – щільність корисних копалин, т/м^3; $K_В$ – коефіцієнт вилучення корисних копалин з надр; $K_П$ – коефіцієнт переекскавації розкривних порід.

Річне просування фронту розкривних порід

$$П_Г = \frac{V_{ЕШ}}{L_B H}, \text{ м/рік}, \qquad (3.13)$$

де L_B – довжина фронту розкривного уступу, м.

Четвертий етап (завершення розробки родовища).

Нижче наведена технологічна схема розробки родовища корисних копалин (рис. 3.15) в остаточному вигляді після завершення гірничих робіт.

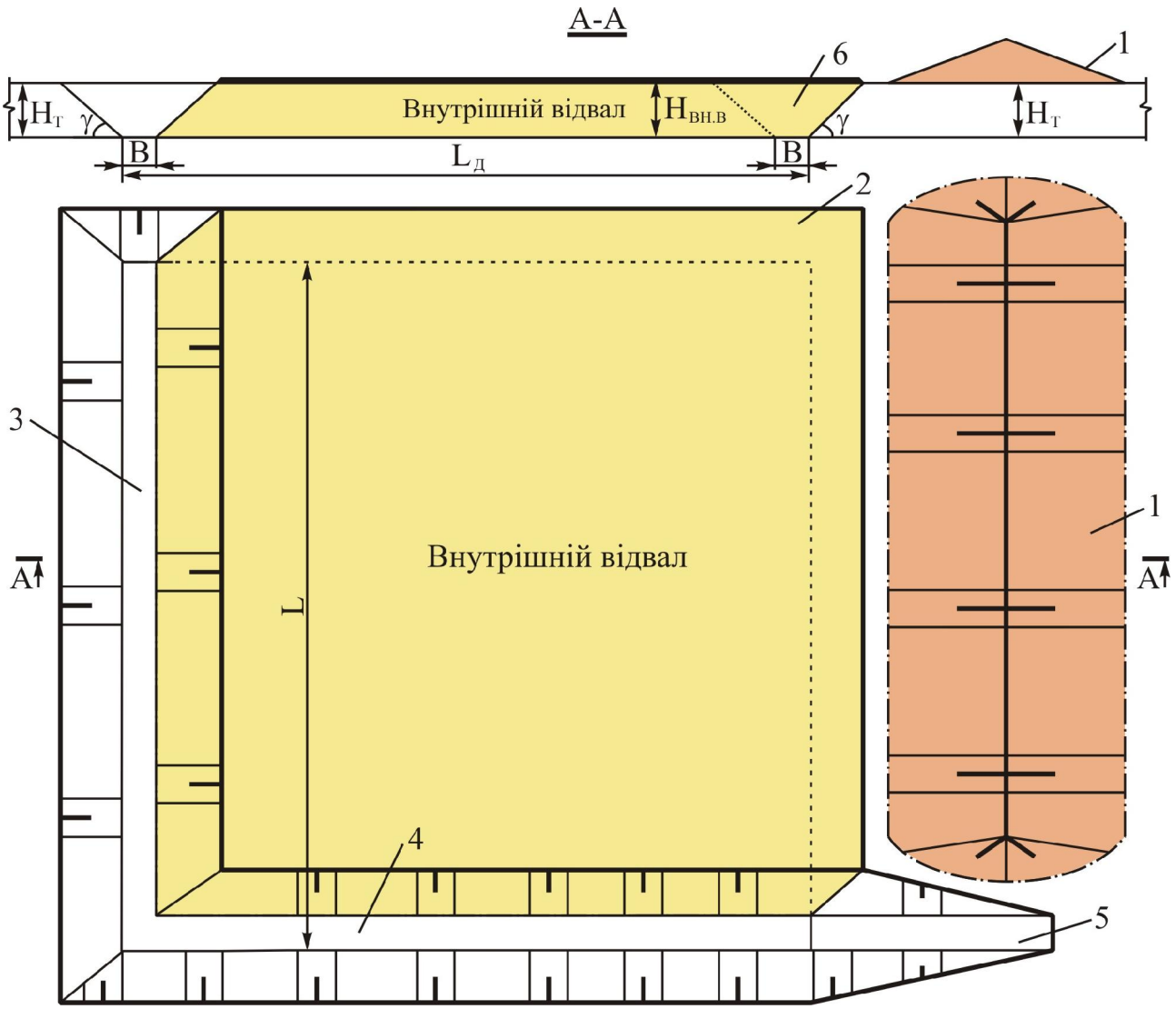


Рис. 3.15. Вигляд гірничих об'єктів після завершення розробки родовища: 1 – зовнішній відвал від капітальної і розрізної траншей; 2 – внутрішній відвал; 3 – залишкова траншея; 4 – виїзна траншея; 5 – капітальна траншея; 6 – розрізна траншея

Розрахункові формули для цієї схеми

Площа землі під внутрішній відвал

$$S_{ВН.О} = (L + H_T ctg\gamma - b - H_O ctg\beta)(L_Д + H_T ctg\gamma - B - H_O ctg\beta), \text{ м}^2, \qquad (3.14)$$

де L – ширина кар'єрного поля, м; $L_Д$ – довжина кар'єрного поля, м; H_T – глибина залягання корисної копалини, м; γ – кут укосу розкривного уступу; b – ши-

рина виїзної траншеї, м; H_O – висота внутрішнього відвала, м; β – кут укосу відвального уступу, град; B – ширина по низу залишкової (розрізної) траншеї, м.

Площа землі під капітальну траншею

$$S_{KT} = \frac{(b + H_T ctg\gamma)H_T}{i}, \text{ м}^2. \quad (3.15)$$

Об'єм капітальної траншеї при розкритті одного горизонту

$$V_{KT} = \frac{H_T^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3tg\gamma}\right), \text{ м}^3. \quad (3.16)$$

Об'єм розрізної траншеї з розкривних порід (V_{PT}) визначається за формулою:

$$V_{PT} = \left[B + h\left(ctg\,\alpha + ctg\,\gamma\right) + \left(H_T - h\right)ctg\,\gamma\right]\left(H_T - h\right)\left[L + (H_T - h)ctg\,\gamma\right], \text{ м}^3, \quad (3.17)$$

де α – кут укосу видобувного уступу, град.

Площа зовнішнього відвалу (S_{BO}) визначається за формулою:

$$S_{BO} = \frac{V_{KT} + V_{PT}}{H_O} + \frac{1}{2}H_O ctg\beta L + H_O^2 ctg^2\beta, \text{ м}^2, \quad (3.18)$$

де H_O – висота зовнішнього відвалу, м.

Площа землі під залишкову траншею

$$S_{OT} = (L + 2H_T ctg\gamma)(B + H_T ctg\gamma + H_{B.O} ctg\beta), \text{ м}^2. \quad (3.19)$$

Площа землі під виїзну траншею

$$S_{BT} = (L_Д - B - H_{B.O} ctg\beta)\left[b + H_T ctg\gamma + H_{B.O} ctg\beta\right], \text{ м}^2, \quad (3.20)$$

Коефіцієнт, що враховує ступінь порушень земель у процесі гірничих робіт, визначається з виразу:

$$K = \frac{S_{BO} + S_{KT} + S_{BT} + S_{OT}}{S_{KT}}, \quad (3.21)$$

де S_{KT} – площа кар'єрного поля, $S_{KT} = L \cdot L_Д$, м^2.

3.4. Динаміка розвитку гірничих робіт при транспортно-відвальній системі розробки

Розглянемо динаміку розвитку гірничих робіт для транспортно-відвальної системи розробки з використанням консольного відвалоутворювача.

Для вирішення цієї задачі, пов’язаної з динамікою розвитку гірничих робіт, треба розглянути розріз транспортно-відвальної системи розробки (рис. 3.16).

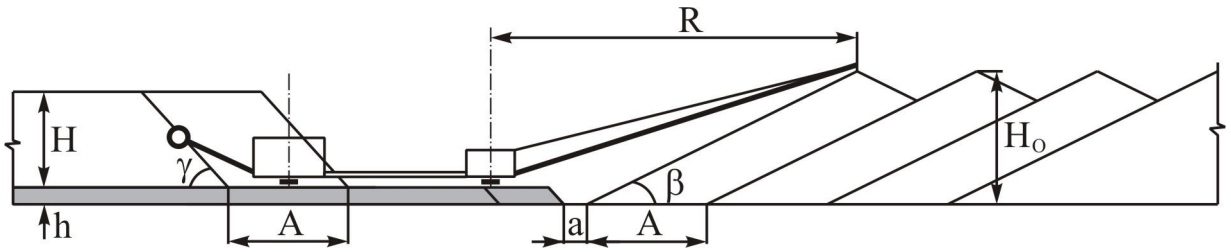


Рис. 3.16. Транспортно-відвальна система розробки пологих родовищ

На основі наведеної транспортно-відвальної системи будуємо розріз розрізної траншеї (рис. 3.17).

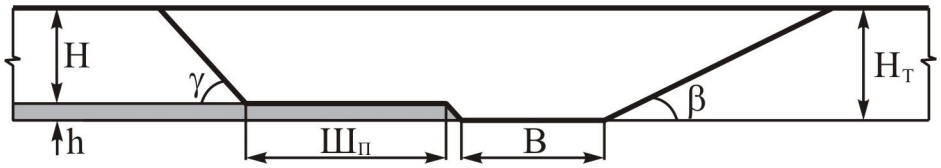


Рис. 3.17. Розріз розрізної траншеї, яка забезпечує фронт робіт для транспортно-відвальної системи розробки

Перший етап (*проведення капітальної і розрізної траншей*).

На цьому етапі завершуються гірничі роботи зі спорудження капітальної і розрізної траншей, які забезпечують необхідний фронт робіт для транспортно-відвальної системи розробки (рис. 3.18).

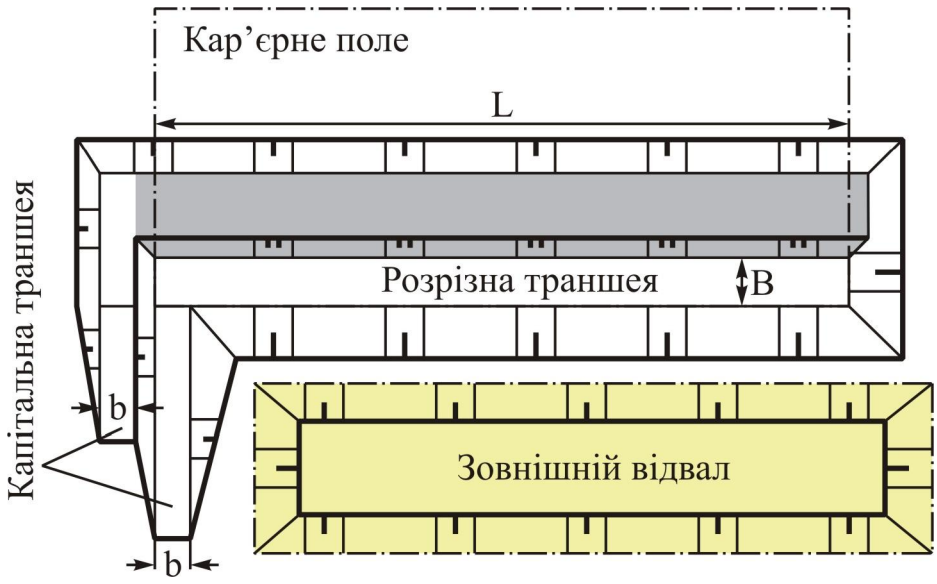


Рис. 3.18. Завершення будівництва капітальної і розрізної траншей для транспортно-відвальної системи розробки пологого родовища

Другий етап (початок розробки родовища корисних копалин)

Нижче наведена технологічна схема розробки першої розкривної заходки (рис. 3.19). З цього починається розробка родовищ корисних копалин.

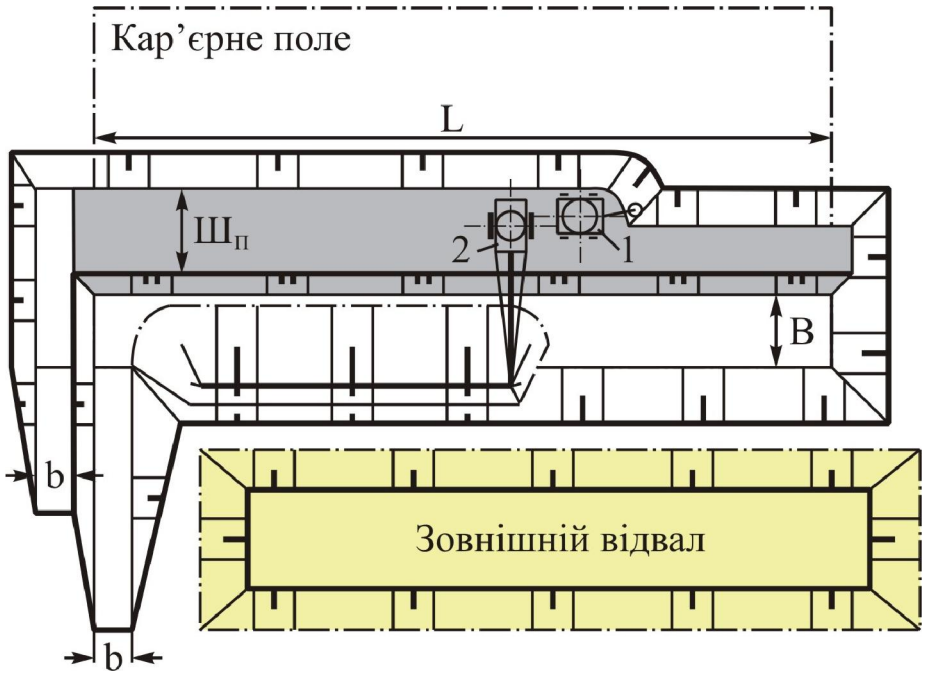


Рис. 3.19. Розробка першої розкривної заходки з розміщенням розкривних порід у розрізну траншею: 1 – роторний екскаватор; 2 – консольний відвалоутворювач

Третій етап (розробки родовища корисних копалин).

Нижче наведена технологічна схема розробки пологого родовища корисних копалин за транспортно-відвальною системою розробки (рис. 3.20).

Розробку розкривних уступів виконує роторний екскаватор поточної дії, а формування відвалу виконує відвалоутворювач.

Четвертий етап (завершення розробки родовища)

Нижче на плані наведено положення гірничих об'єктів після завершення розробки родовища за транспортно-відвальною системою (рис. 3.21).

3.5. Динаміка розвитку гірничих робіт при комбінованій системі розробки

Динаміка розвитку дає можливість зрозуміти, як змінюються гірничі роботи у часі. Розглянемо динаміку розвитку гірничих робіт для таких груп схем:

– динаміка розвитку гірничих робіт при комбінованій системі розробки з використанням гірничого обладнання циклічної дії;

– динаміка розвитку гірничих робіт при комбінованій системі розробки з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії;

– динаміка розвитку гірничих робіт при комбінованій системі розробки з використанням гірничого обладнання поточної дії.

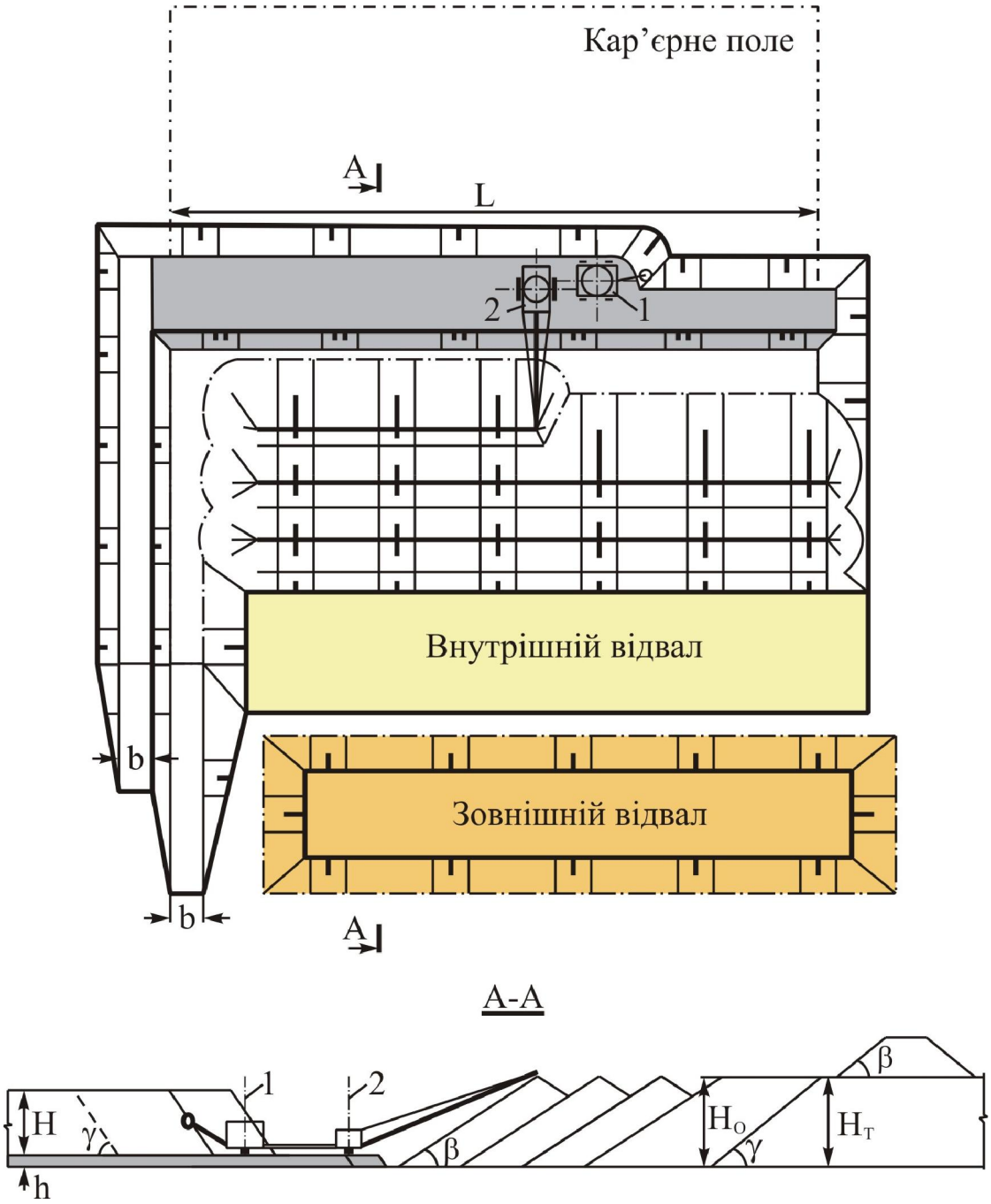


Рис. 3.20. Розробка пологого родовища за транспортно-відвальною системою

3.5.1. Динаміка розвитку гірничих робіт при комбінованій системі розробки з використанням гірничого обладнання циклічної дії

Для планування гірничих робіт в умовах кар'єру доцільно розглянути динаміку експлуатаційних робіт на усіх етапах, починаючи від розкриву родовища до завершення усіх гірничих робіт.

Нижче розглянемо динаміку гірничих робіт при комбінованій системі розробки пологого родовища: нижній розкривний уступ розробляється за безтранспортною системою, а верхній – за транспортною системою механічною лопатою з завантаженням у автосамоскиди.

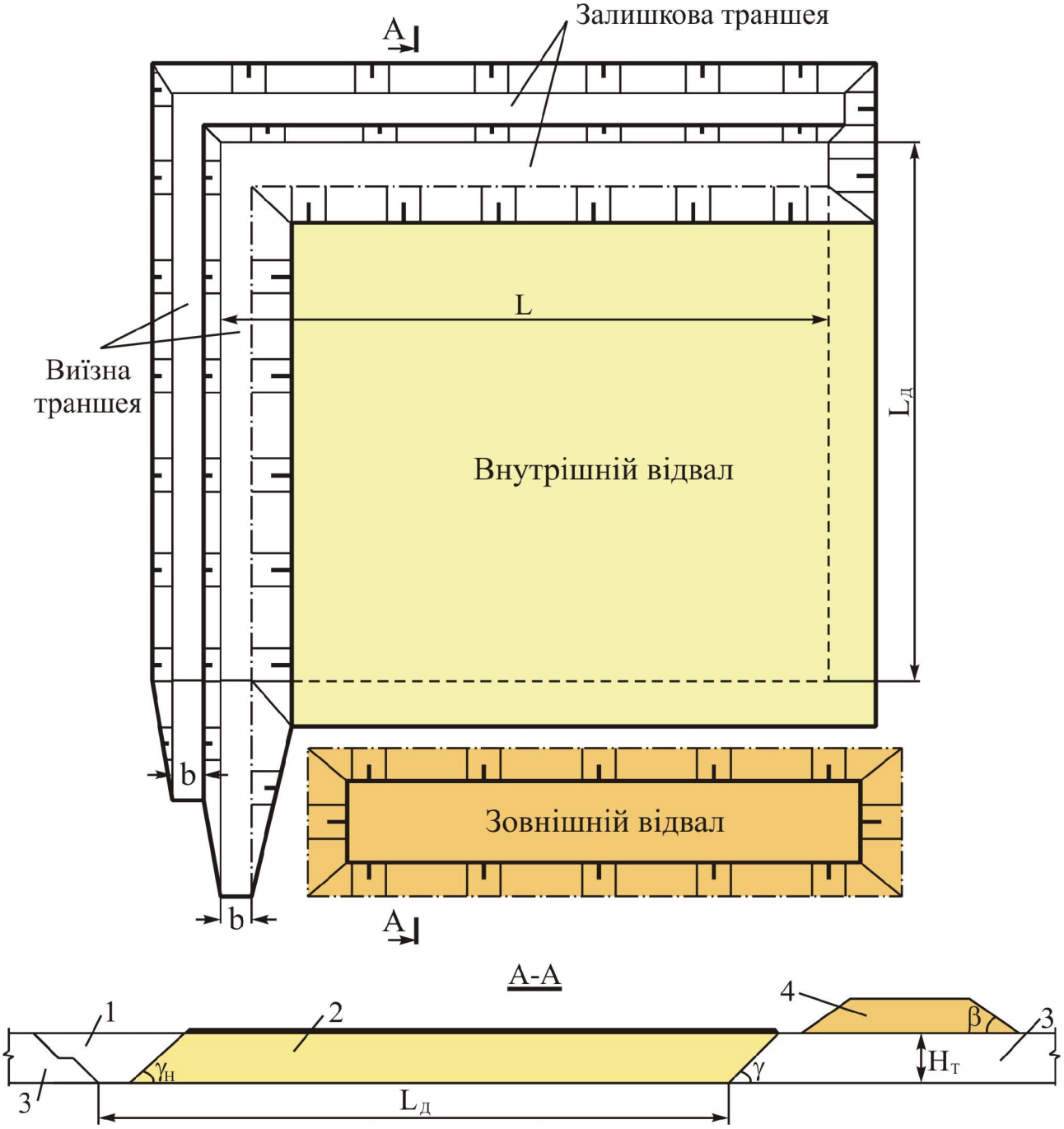


Рис. 3.21. Гірничі об’єкти після завершення розробки родовища: 1 – залишкова траншея; 2 – внутрішній відвал; 3 – масив гірничих порід; 4 – зовнішній відвал

Для визначення параметрів і об’єму розкривних робіт необхідно розглянути поперечний розріз даної комбінованої системи (рис 3.22).

Перший етап (*проведення капітальної і розрізної траншей*).

Для визначення об’ємів розкривних і видобувних робіт на першому етапі, пов’язаних зі спорудженням капітальної і розрізної траншей, будуємо поперечний розріз, план розрізної і капітальної траншеї (рис. 3.23). Така форма і параметри капітальної і розрізної траншей забезпечують необхідний фронт гірничих робіт для комбінованої системи розробки пологого родовища.

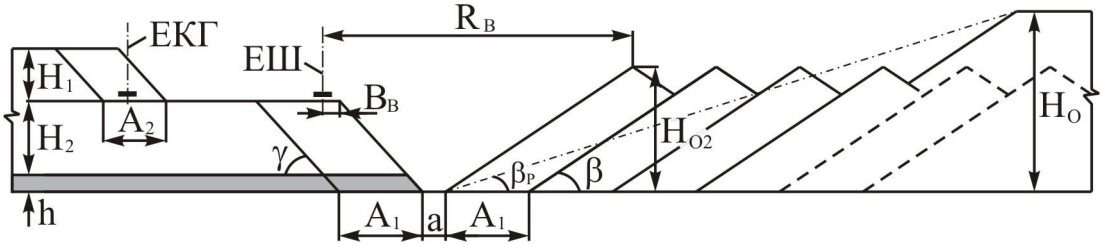


Рис. 3.22. Поперечний розріз комбінованої системи з використанням гірничого обладнання циклічної дії (на нижньому розкривному уступі – безтранспортна; на верхньому – транспортна система розробки з використанням автосамоскидів)

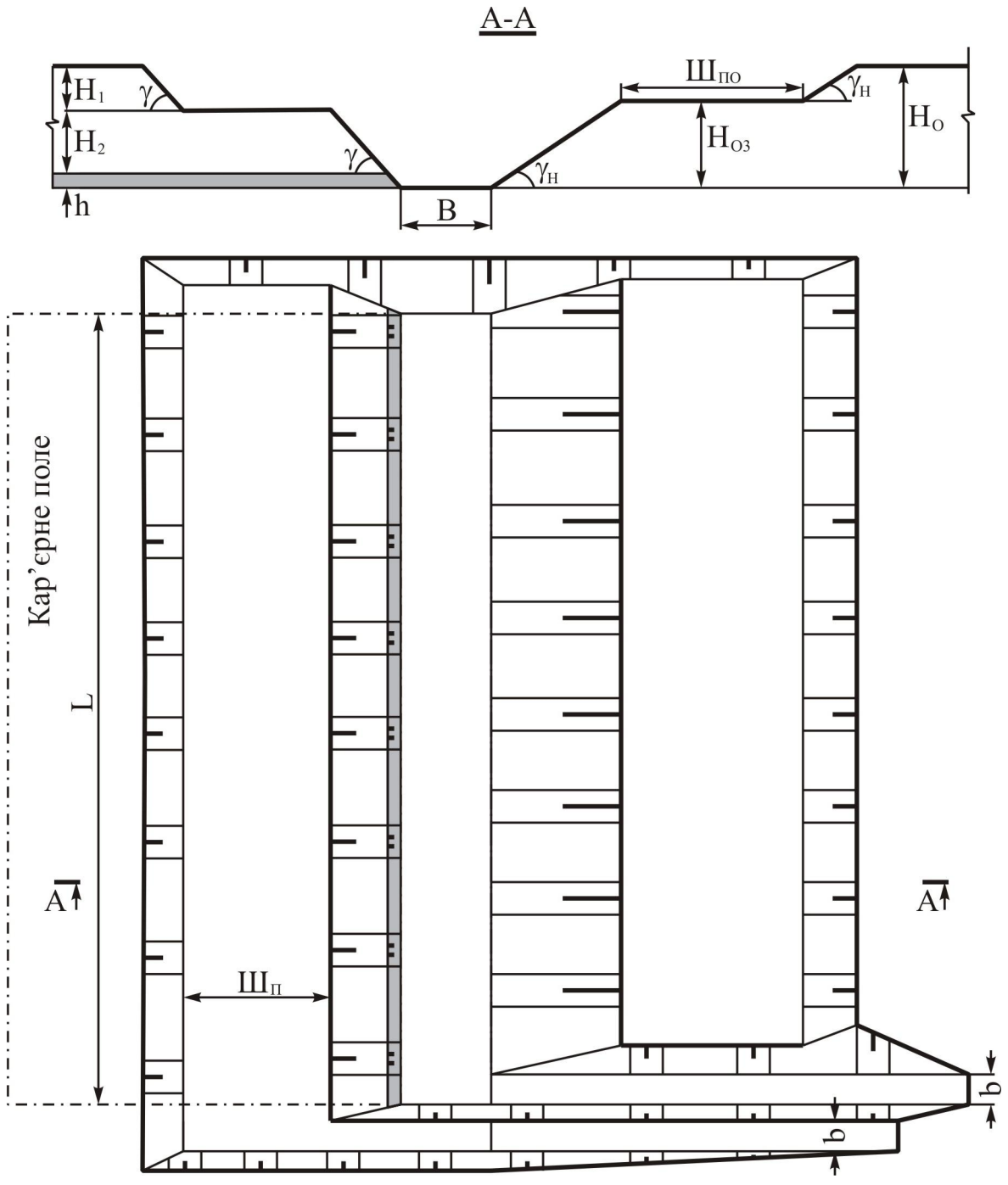


Рис.3.23. Поперечний переріз і план розрізної та капітальної траншей

Другий етап (розробка першої розкривної заходки).

Технологія розробки першої розкривної заходки наведена на рис. 3.24. Розкривна порода з нижнього розкривного уступу (H_2) драглайном розміщується у розрізну траншею, а розкривна порода з верхнього розкривного уступу (H_1) – в верхній ярус відвалу, який формується на верхньому неробочому борті розрізної траншеї.

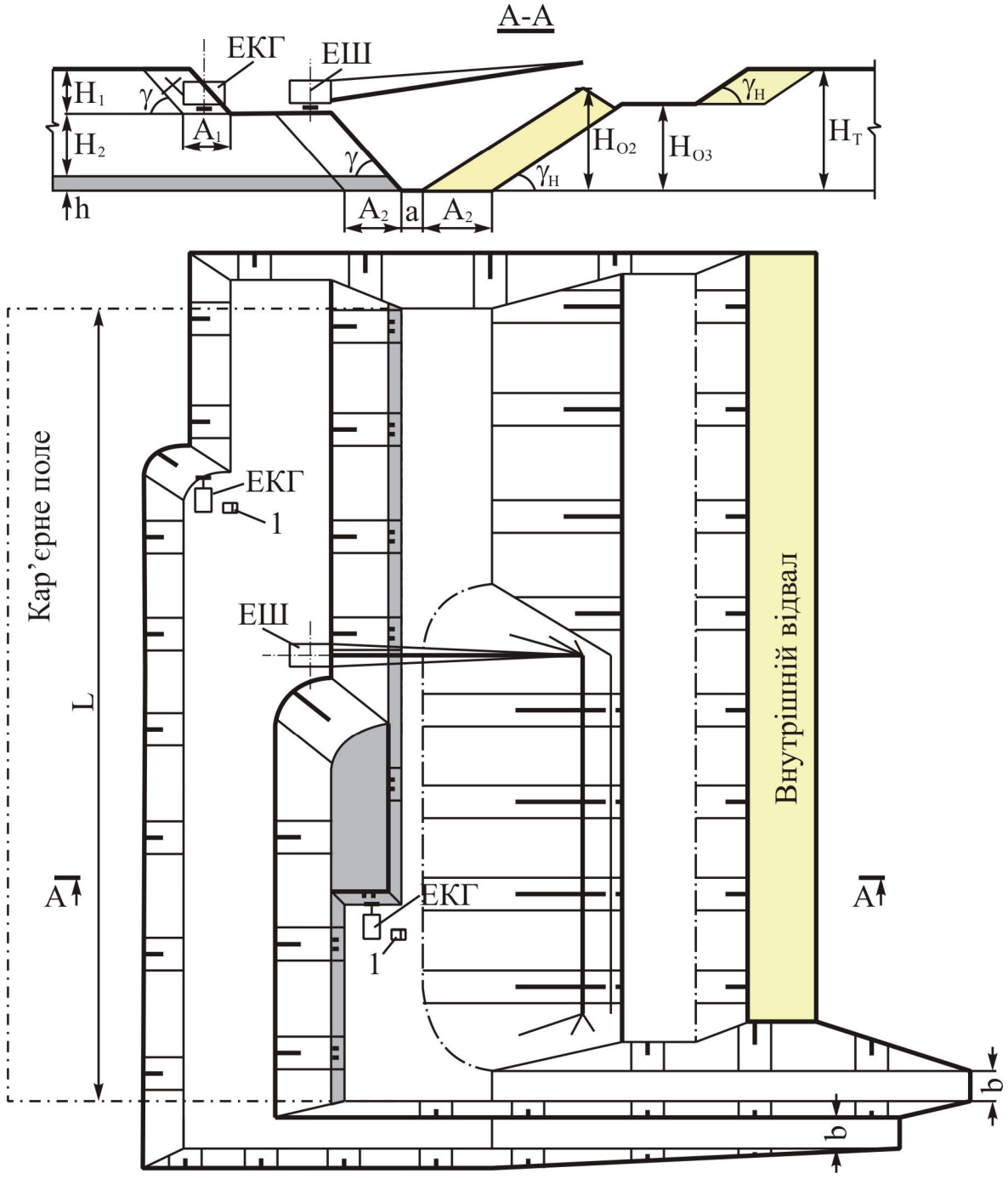


Рис. 3.24. Розробка першої розкривної заходки і розміщення розкривних порід у розрізну траншею: 1 – автосамоскид

Третій етап (завершення розробки пологого родовища).

План гірничих робіт після завершення розробки пологого родовища наведено на рис. 3.25.

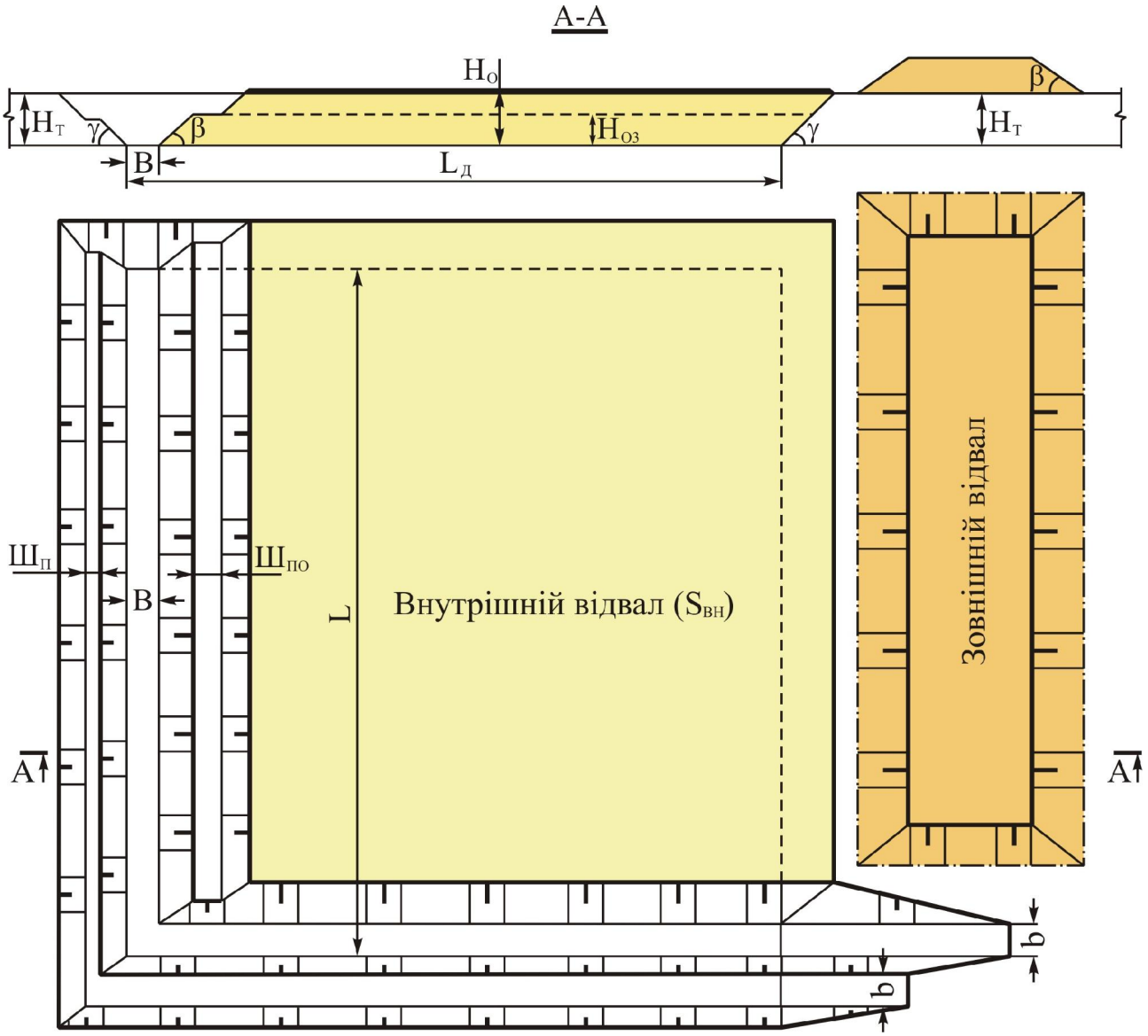


Рис. 3.25. План гірничих робіт після закінчення розробки пологого родовища за комбінованою системою з використанням гірничого обладнання циклічної дії

Розрахункові формули для цієї схеми

Висота загального (H_O) і нижнього ярусу (H_{O2}) відвалу при $H_T = H_O$:

$$H_O = Hk_P, \text{ м}, \tag{3.22}$$

$$H_{O2} = H_2 k_P + 0{,}25 A_2 tg\beta, \text{ м}. \tag{3.23}$$

Висота нижнього ярусу відвалу після його планування

$$H_{O3} = H_{O2} - 0{,}25 A_2 tg\beta, \text{ м}. \tag{3.24}$$

Ширина майданчику, на відвалі на рівні спланованого нижнього ярусу (H_{O3})

$$Ш_{П.О} = H_O (ctg\beta_P + ctg\beta) - A_2, \text{ м}. \tag{3.25}$$

Площа внутрішнього відвалу

$$S_{В.О} = \left[L_Д - B - H_{О3}ctg\beta - Ш_{П.О} - (H_О - H_{О3})ctg\beta + H_T ctg\beta\right] \cdot \cdot (L + H_T ctg\gamma - b - H_О ctg\beta), \text{ м}^2. \quad (3.26)$$

Термін розробки родовища

$$T = \frac{L_Д L h \rho}{Q_К}, \text{ рік}, \quad (3.27)$$

де $Q_К$ – продуктивність кар'єру по корисних копалинах, т/рік.

3.5.2. Динаміка розвитку гірничих робіт при комбінованій системі розробки з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії

Розглянемо динаміку розвитку гірничих робіт при комбінованій системі розробки з використанням екскаваторів циклічної і поточної дії.

Для вирішення цієї задачі, пов'язаної з динамікою розвитку гірничих робіт, на початку треба розглянути розріз комбінованої системи розробки. Як приклад на рис. 3.26 наведена безтранспорта система розробки – верхній розкривний уступ розробляється за транспортною, а нижній за безтранспортною системою розробки родовища.

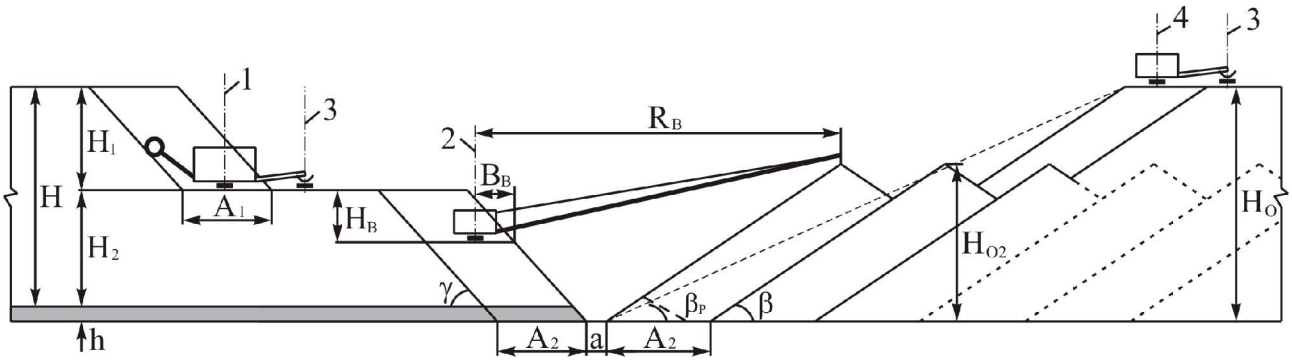


Рис. 3.26. Переріз комбінованої системи розробки: 1 – роторний екскаватор; 2 – драглайн; 3 – конвеєр; 4 – консольний відвалоутворювач

Перший етап (*проведення капітальної і розрізної траншей*).

На основі наведеної у розрізі комбінованої системи розробки будуємо переріз розрізної траншеї, форма якої забезпечує розробку розкривних порід за даною технологією гірничих робіт (рис. 3.27).

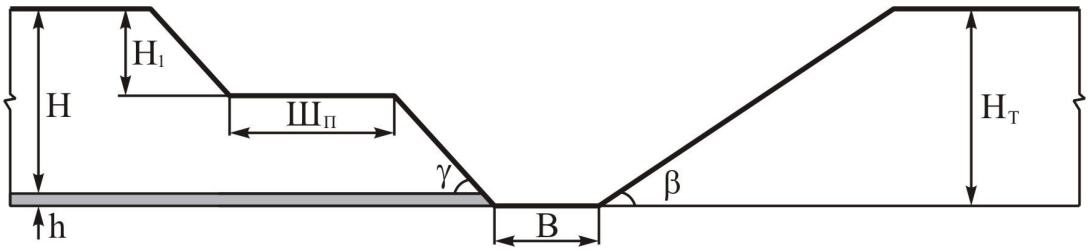


Рис. 3.27. Переріз розрізної траншеї

Відповідно до перерізу розрізної траншеї будуємо план капітальної і розрізної траншей (рис. 3.28). Така форма і параметри капітальної і розрізної траншеї забезпечують початковий фронт гірничих робіт для комбінованої системи розробки, що розглядається.

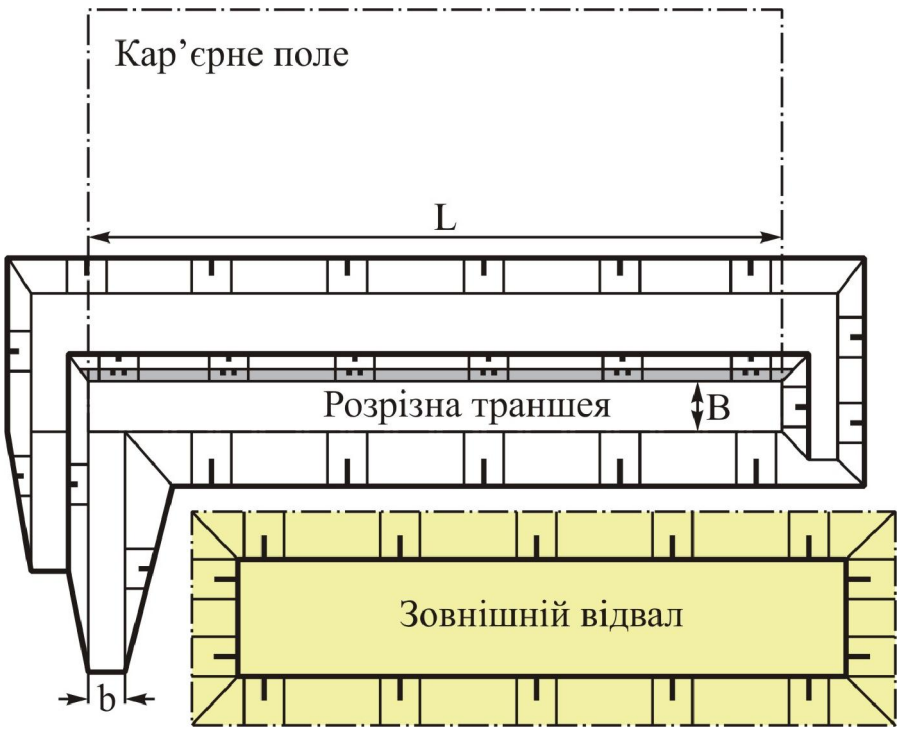


Рис. 3.28. План капітальної, розрізної траншей і зовнішнього відвалу на початку розробки родовища

Другий етап (розробка першої розкривної заходки).

Розробку першої розкривної заходки показано на загальному плані (рис. 3.29). Розкривна порода з першої розкривної заходки нижнього і верхнього розкривних уступів розміщується відповідно у розрізну траншею і на зовнішньому відвалі.

Третій етап (розробка родовища корисних копалин).

План розробки пологого родовища при комбінованій системі з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії наведено на рис. 3.30.

Четвертий етап (завершення розробки пологого родовища).

План гірничих робіт після закінчення розробки пологого родовища продемонстровано на рис. 3.31.

На ньому можна побачити, що відпрацювання родовища корисної копалини це завершення гірничих робіт, після чого залишаються капітальна, виїзна і остаточна траншеї, а також зовнішній і внутрішній відвали.

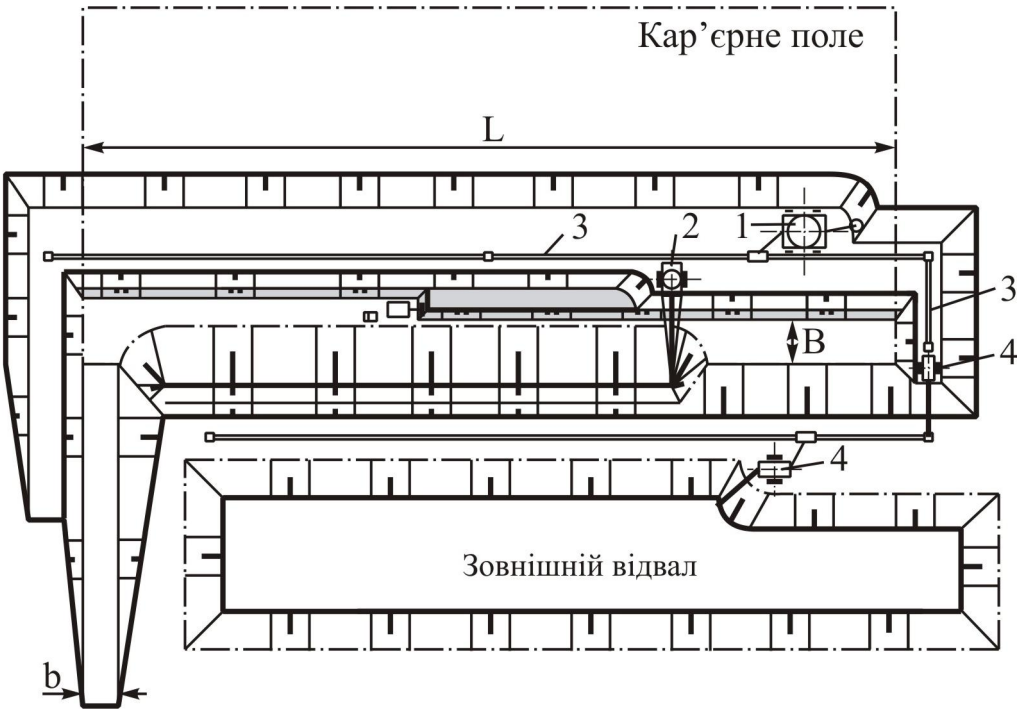


Рис. 3.29. Розробка першої розкривної заходки при комбінованій системі розробки

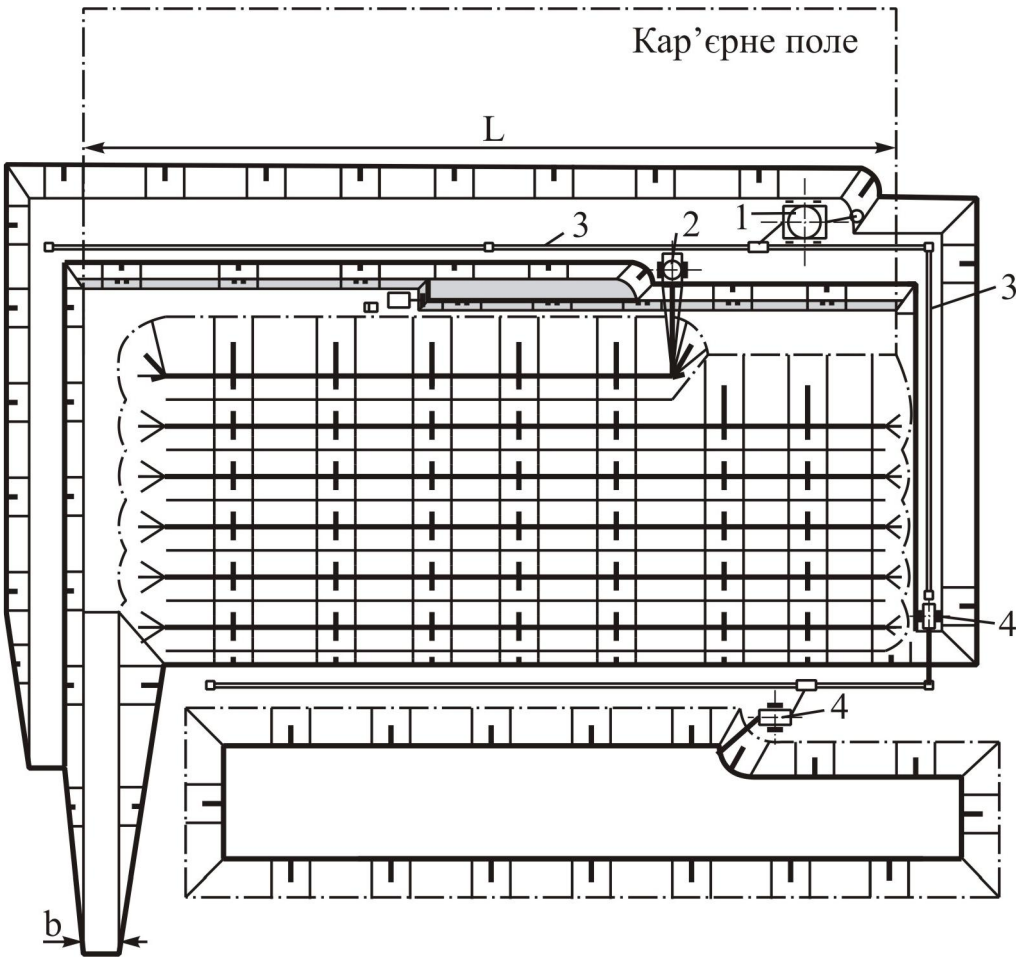


Рис. 3.30. План розробки пологого родовища при комбінованій системі розробки з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії

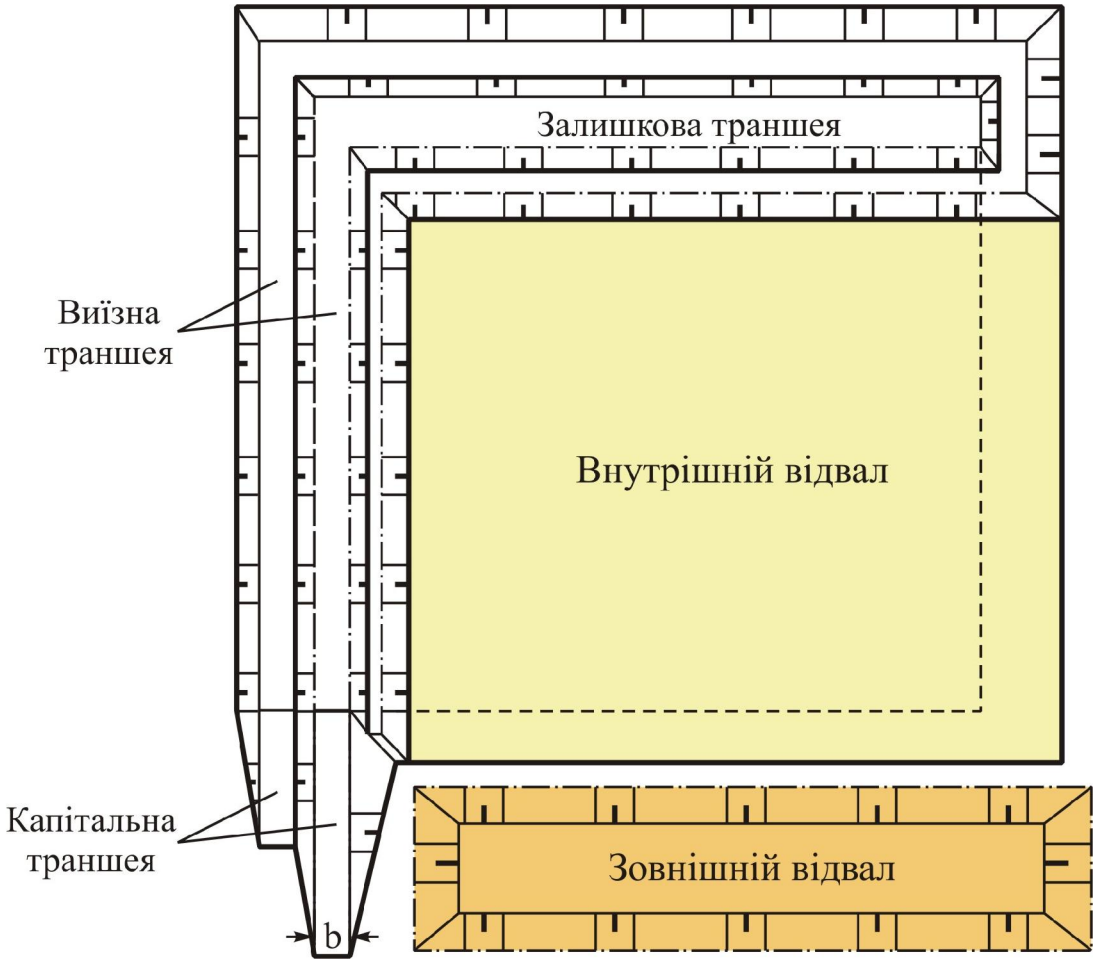


Рис. 3.31. План гірничих робіт після закінчення розробки пологого родовища за комбінованою системою з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії

3.5.3. Динаміка розвитку гірничих робіт при комбінованій системі розробки з використанням гірничого обладнання поточної дії

Розглянемо динаміку розвитку гірничих робіт при комбінованої системі розробки з використанням екскаваторів циклічної та поточної дії.

Для вирішення цієї задачі, пов'язаної з динамікою розвитку гірничих робіт, на початку треба розглянути розріз комбінованої системи розробки. Як приклад, на рис. 3.32 наведена безтранспорта система розробки – верхній розкривний уступ розробляється за транспортною, а нижній, за безтранспортною системою.

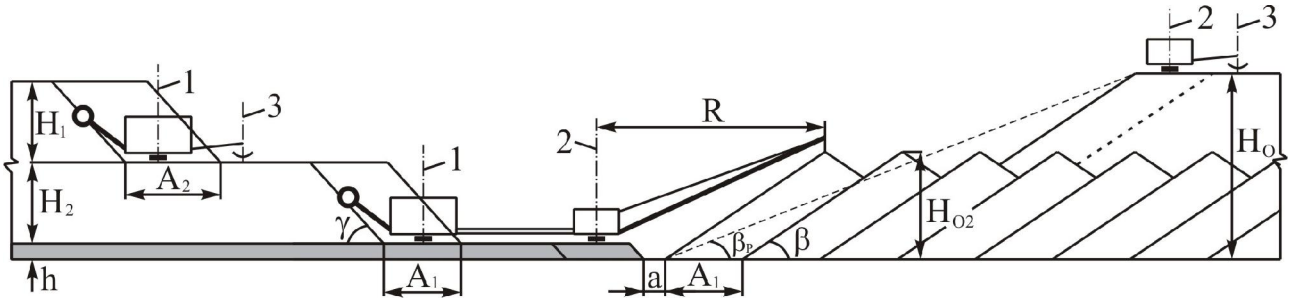


Рис. 3.32. Переріз схеми комбінованої системи розробки: 1 – роторний екскаватор; 2 – консольний відвалоутворювач; 3 – конвеєр

Перший етап (*проведення капітальної і розрізної траншеї*).

На основі наведеної у розрізі комбінованої системи розробки будуємо переріз розрізної траншеї (рис. 3.33).

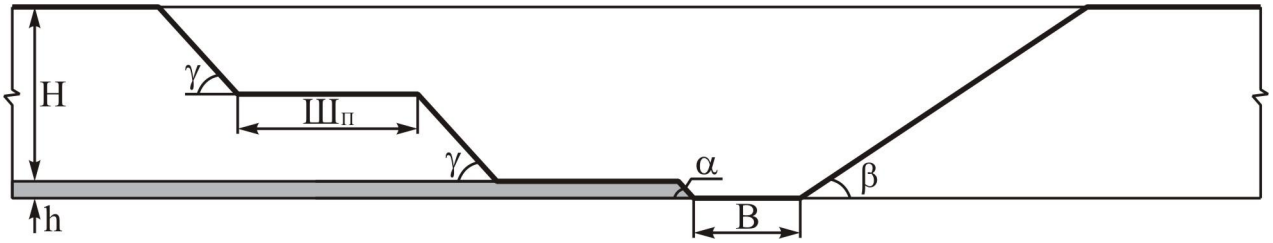


Рис. 3.33. Переріз розрізної траншеї

Відповідно до перерізу розрізної траншеї будуємо план капітальної і розрізної траншей (рис. 3.34). Така форма і параметри капітальної і розрізної траншей забезпечують початковий фронт гірничих робіт для даної комбінованої системи розробки.

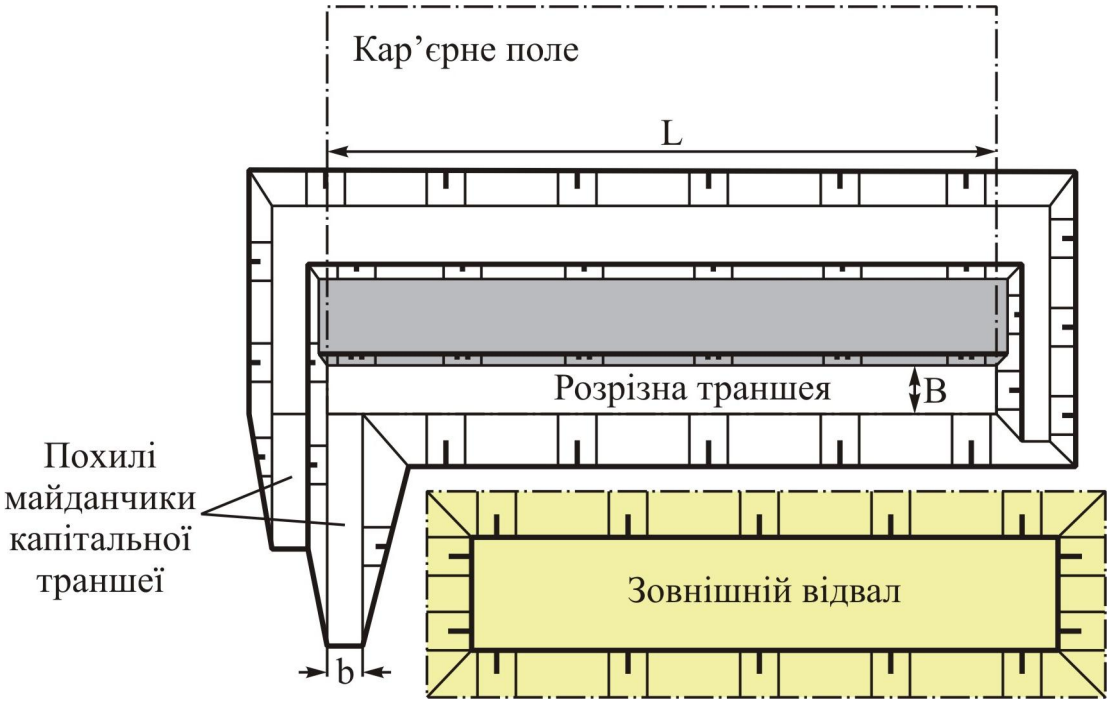


Рис. 3.34. План капітальної, розрізної траншей і зовнішнього відвалу на початку розробки родовища

Другий етап (розробка першої розкривної заходки).

Розробку першої розкривної заходки показано на рис. 3.35. Розкривна порода з першої розкривної заходки нижнього і верхнього розкривних уступів розміщується відповідно у розрізну траншею і на зовнішньому відвалі.

Третій етап (розробка родовища корисних копалин).

План розробки пологого родовища при комбінованій системи з використанням гірничого обладнання циклічної і поточної дії показано на рис. 3.36.

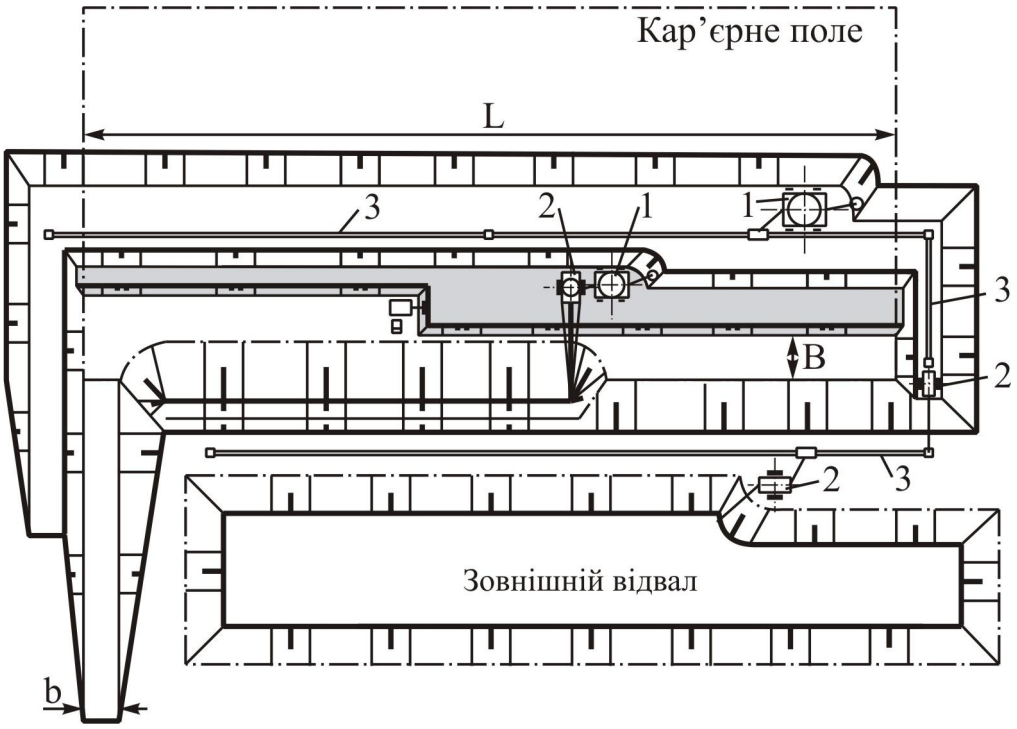


Рис. 3.35. Розробка першої розкривної заходки при комбінованій системі з використанням гірничого обладнання поточної дії

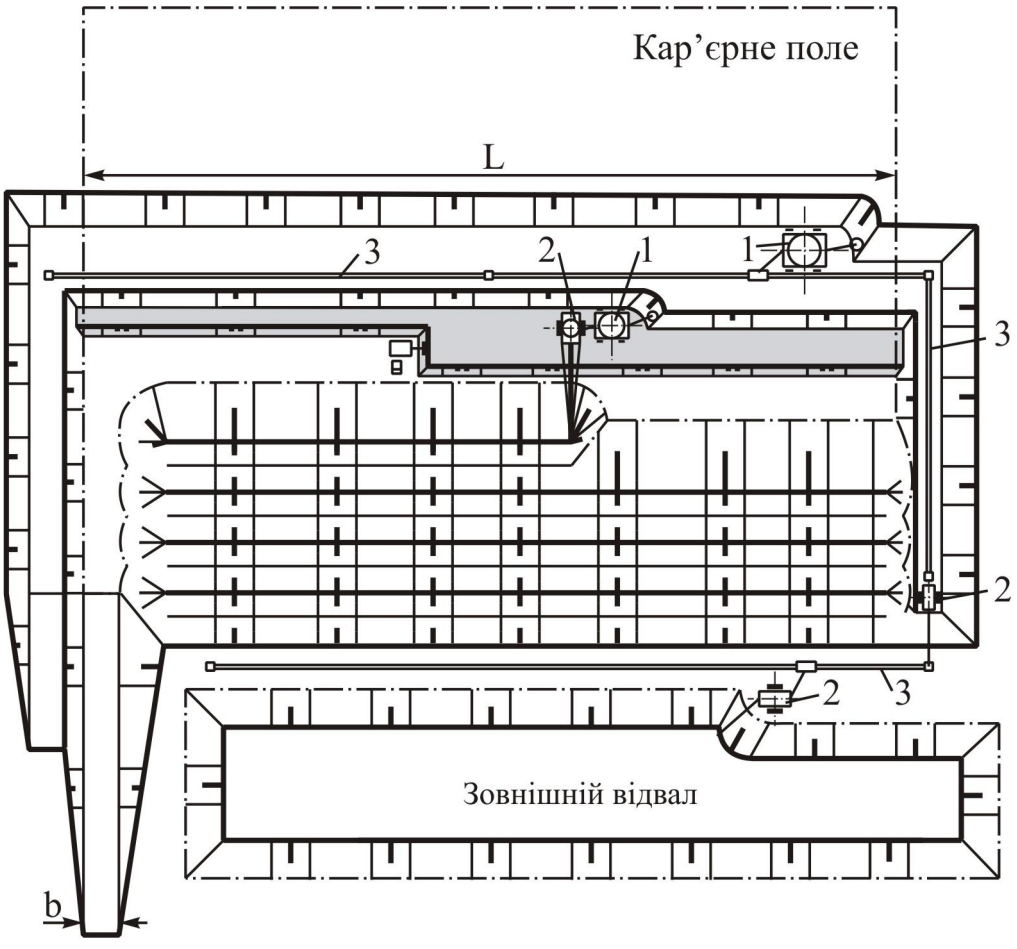


Рис. 3.36. План розробки пологого родовища при комбінованій системі з використанням гірничого обладнання поточної дії

Четвертий етап (завершення розробки пологого родовища).

План гірничих робіт після закінчення розробки пологого родовища показано на рис. 3.37. Відповідно до плану після закінчення гірничих робіт залишаються капітальна, виїзна і залишкова траншеї, а також зовнішній та внутрішній відвали.

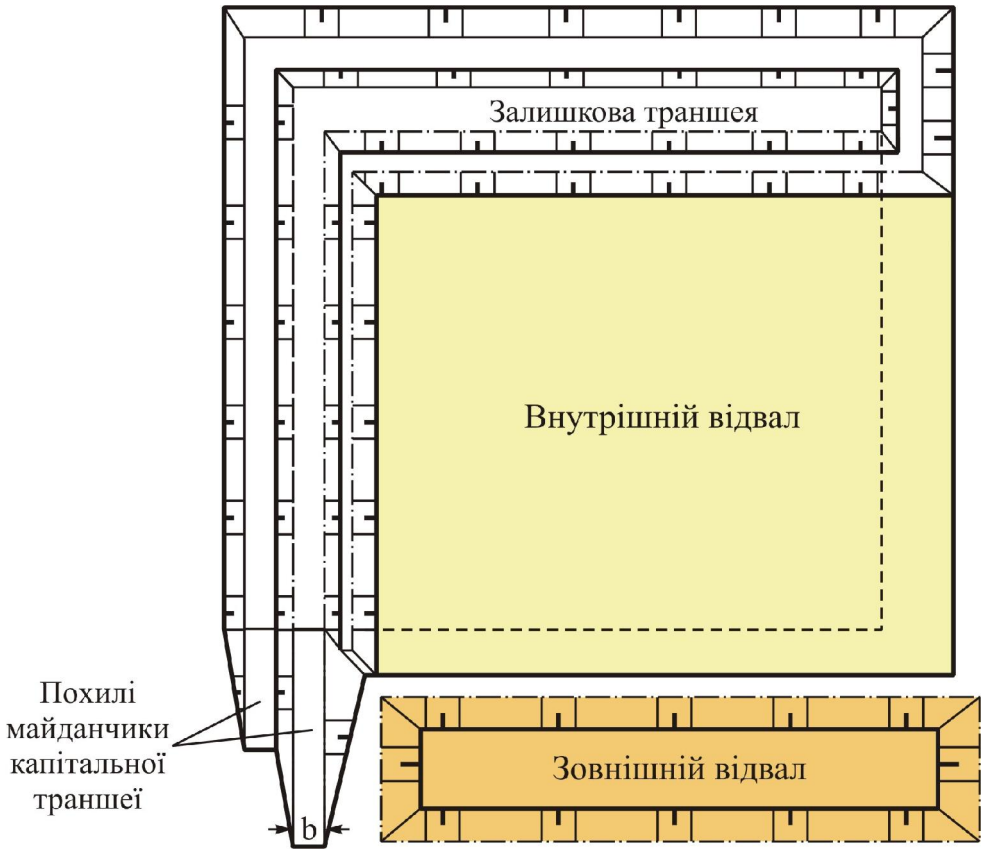


Рис. 3.37. План гірничих робіт після закінчення розробки пологого родовища за комбінованою системою з використанням гірничого обладнання поточної дії

Запитання для самоперевірки

1. У чому полягає необхідність знань стосовно динаміки розвитку гірничих робіт?
2. На які етапи поділяється весь період розробки родовища?
3. Які траншеї проводяться на першому етапі?
4. Які траншеї мають місце на останньому етапі?
5. Які роботи виконуються на другому етапі розробки родовища?
6. У чому полягає відмінність другого і третього етапів розробки родовища?
7. У чому полягає відмінність третього і четвертого етапів розробки родовища?
8. Що відбувається на завершальному етапі розробки родовища?

Наведений у цьому розділі навчальний матеріал дає студенту можливість оволодіти знаннями щодо планування процесів, технології гірничих робіт при розробці пологих родовищ. Приведені основні розрахункові формули для визначення об'ємів гірничих робіт по кожному етапу розробки родовища. Також динаміка розвитку гірничих робіт вирішує питання організації і планування рекультивації земель, порушених гірничими роботами.

4. РАЦІОНАЛЬНЕ ПРИРОДОКОРИСТУВАННЯ

Розглянуто суть питань, пов'язаних з комплексним використанням мінеральної сировини при розробці пологих родовищ.

Подано систематизацію покладів супутніх корисних копалин за умовами розробки, технологічні рішення щодо селективної розробки пологих родовищ технікою циклічної та безперервної дії, а також мобільним обладнанням.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти: обирати видобувне устаткування для розробки супутніх корисних копалин; будувати паспорти роботи забоїв з розробки супутніх корисних копалин; розраховувати параметри роботи видобувного устаткування.

4.1. Загальні відомості

Державним кадастром в Україні враховано більше 6 тисяч родовищ. Найважливішими з них є родовища вугілля (річний обсяг видобутку становить 6 % від світового), залізних руд (13 %), марганцевих руд (близько 40 %), каолінів (5 %) а також титано-цирконових і ртутних руд, самородної сірки й графіту, кам'яної й калійної солей та ін. Виявлено промислові родовища фосфоритів, золота, янтарю [12].

При цьому вихід супутніх продуктів і відходів виробництва становить близько 1,5 млрд т на рік, а складування цих відходів забирає з корисного використання щорічно до 10 тис. га земель. Крім того, відходи гірничодобувних галузей промисловості, сконцентровані у відвалах і хвостосховищах, є джерелами пиловиділення, забруднюють атмосферу, поверхневі й підземні води, ґрунти й ін. У той самий час не потребує доказів той факт, що значна частина відходів є коштовною мінеральною сировиною для різних галузей промисловості.

Вигідне територіальне поєднання корисних копалин, розміщення родовищ в економічно сприятливих районах стали передумовою високого рівня геологічної розвіданості та освоєння мінерально-сировинної бази України.

Переробка і використання мінеральної сировини на гірничо-збагачувальних підприємствах, металургійних заводах, теплових електростанціях, гірничо-хімічних та інших підприємствах дотепер супроводжується великими відходами, об'єм яких складає 250 – 300 млн т. Крім того, у процесі розробки пологоспадних родовищ Нікопольського марганцеворудного, Дніпровського буровугільного, Малишевського басейнів супутньо розробляться більш ніж 300 млн $м^3$ розкривних порід, значна частина яких (гравійно-галечні відкладення, суглинки, піски, неогенові та керамзитові глини, вапняки та ін.) є перспективною сировиною для виробництва будівельних та інших матеріалів. З них в Україні виробляється близько 50 млн т різноманітних будівельних матеріалів, добрив, формувальних пісків. Однак в цілому рівень комплексного використання мінеральної сировини не перевищує 2 – 5 %, більшість родовищ розробляються некомплексно, що призводить не тільки до втрат корисних копалин, але й до відчуження і порушення значних площ земельних угідь. Тому однією з розумних альтернатив екстенсивному збільшенню видобутку мінеральної сировини відкритим способом і відповідно збільшенню негативного впливу на довкілля є раціональне природокористування при розробці родовищ, тобто комплексне використання родовищ мінеральної сировини.

4.2. Сутність комплексного використання родовищ мінеральної сировини

Характерною рисою розвитку гірничодобувної промисловості є переважне застосування відкритого способу розробки, як найбільш перспективного в технічному, економічному й соціальному сенсах. Саме тому в Україні цим способом добувається понад 75 % твердих корисних копалин.

Процес видобутку корисних копалин супроводжується інтенсивним негативним впливом на навколишнє природне середовище, що полягає в зміні гідрогеологічного режиму й складу підземних вод, забрудненні повітряного басейну, нагромадженні більших обсягів промислових відходів і порушенні земної поверхні. На теперішній час у відвалах гірничих підприємств України накопичилося близько 10 млрд т розкривних порід. Гірничими роботами порушено близько 250 тис. га земель. Щорічно під кар'єри й відвали виділяється 8 – 10 тис. га земельних угідь. Розміри територій, що піддаються шкідливому впливу відкритих робіт, в 10 – 15 разів перевищують площі самих кар'єрів і відвалів.

Особливу увагу необхідно приділити негативному впливу відкритих гірничих робіт на навколишнє середовище при розробці пологоспадних родовищ. Оскільки при їх відпрацюванні для видобутку 1 т корисних копалин необхідно розробити від 3 до 18 $м^3$ і більше розкривних порід. Це призводить не тільки до утворення великої кількості промислових відходів, але й до інтенсивного порушення земель. Так, при видобутку 1 млн т марганцевої руди порушується від 16 до 30 га, бурого вугілля – 6 – 12 га, сіркової руди – 24 – 35 га земель.

Оскільки більша частина родовищ в Україні перебуває в зонах з високим рівнем сільськогосподарського освоєння, слід зазначити, що величина збитку для аграрного виробництва досягає значних розмірів, які у кілька разів перевищують витрати на відчуження земель і рекультивацію. За останні десятиріччя площа сільськогосподарських угідь у державі зменшилася більш ніж на 2 %, а їхня кількість на душу населення знизилася на 25 % і становить 0,85 га. Причиною цього є те, що донедавна високі темпи видобутку й споживання корисних копалин були пов'язані переважно з екстенсивним характером розвитку гірничодобувної промисловості, залученням в експлуатацію нових родовищ.

Тому необхідно виконати перехід до інтенсивних, тобто ресурсозберігаючих технологій видобутку й переробки корисних копалин. Першочерговим завданням має стати комплексне використання мінеральної сировини, яке забезпечить значне підвищення виходу кінцевої продукції з одиниці ресурсів, залучених у розробку.

4.3. Концепція переорієнтування розвитку мінерально-сировинної бази України на використання супутніх корисних копалин

Невід'ємною складовою технологічних процесів видобутку й збагачення корисних копалин є утворення відходів і супутніх продуктів, значна частина яких є сировиною для різних галузей промисловості. Якісні, технологічні й економічні межі, що відокремлюють сировинні ресурси від невикористаної гірсь-

кої маси, яка добувається супутньо, умовні й мають значні коливання в часі. Ці зміни залежать від потреби суспільного виробництва в кожному виді сировини, а також технічної й технологічної можливості її забезпечення [13].

Перехід промисловості на інтенсивний шлях розвитку визначає необхідність впровадження ресурсозберігаючих форм господарювання: комплексне використання запасів надр, залучення в господарський обіг супутніх корисних копалин (СКК).

Комплексне використання СКК, а також сировини, отриманої з відходів первинної переробки (збагачення), є одним з найважливіших елементів оптимізації функціонування сировинної бази в рамках загальної стратегії раціонального використання мінеральних ресурсів від стадії їх розвідки до стадії переробки й використання.

Особливе значення вирішення цієї проблеми має в окремих гірничих регіонах, де в ході історичного розвитку виникла надмірна концентрація гірничодобувних підприємств. Висока концентрація гірничих розробок на обмеженій території завжди визиває гострі екологічні проблеми. До того ж в Україні вони збільшуються тим, що на території з високою щільністю населення з сільськогосподарського обігу вилучаються високопродуктивні землі. Повторне їх залучення в експлуатацію шляхом рекультивації не дозволяє досягти колишньої біологічної продуктивності і родючості ґрунтів. Не менш важливе значення має й те, що в гірничопромислових регіонах України в теперішній час існує підвищена соціальна напруженість через екологічні проблеми.

Зазначені проблеми викликають необхідність розробки нової концепції забезпечення України мінерально-сировинними ресурсами. Концепція екологічно обґрунтованої стратегії й тактики освоєння мінерально-сировинної бази України в цілому і окремих її гірничопромислових регіонів була розроблена на кафедрі відкритих гірничих у Національному гірничому університеті [14]. Вона базується на принципі рівноцінності двох складових первинної сировини гірничих підприємств і СКК, а також має кількісну і якісну мети.

Кількісна мета: забезпечення приросту потреби в мінеральній сировині повинно здійснюватися за рахунок СКК.

Якісна мета: створення економічними методами умов для пріоритетного використання СКК в порівнянні з аналогічною сировиною гірничих підприємств, що дозволить здійснити збалансування зростаючих масштабів промислового виробництва з його сировинним забезпеченням за рахунок раціональної експлуатації мінерально-сировинної бази.

Оптимізація освоєння мінерально-сировинної бази повинна базуватися на наступних основних принципах:

1) рівноцінність обох її складових – первинної сировини й СКК;

2) розглянуті види СКК – це місцева сировина, придатна для виробництва в основному будівельних матеріалів. Тому їх використання як відносно малоцінної мінеральної сировини здійснюється переважно в місцях утворення;

3) надмірний обсяг окремих видів СКК у деяких регіонах, коли щорічний обсяг їхнього видобутку значно перевищує планований обсяг споживання;

4) міжгалузевий характер споживаних мінерально-сировинних ресурсів, коли один вид сировини зможе бути придатний для випуску продукції різних галузей промисловості;

5) прогноз обсягів видобутку СКК повинен базуватися на перспективних планах і прогнозах розвитку виробництва щодо основних видів корисної копалини. Їх розвідка, видобуток й інші процеси повинні розглядатися в єдиному технологічному ланцюзі з основною корисною копалиною.

Дотримуючись цих принципів при встановленні обсягів для покриття поточної потреби в корисних копалинах, як вихідна приймається кон'юнктура попиту й збуту в регіоні на сировину, аналогічну СКК, й виготовлену з неї продукцію.

При складанні довгострокових прогнозів розвитку видобутку й переробки СКК особливо необхідно виділяти ті види, запаси яких у регіоні обмежені й будуть втрачені після доробки родовищ щодо основної корисної копалини.

При поточному й довгостроковому плануванні важливим є забезпечення можливості залучення в переробку кожного виду СКК. Для цього необхідно класифікувати їх поклади за умовами розробки та використовувати ефективні технології селективного виймання різним гірничотехнічним обладнанням (технікою циклічної дії, технікою безперервної дії та мобільним обладнанням). Тобто виявити раціональні галузі застосування різних типів гірничотранспортного обладнання при освоєнні родовищ шляхом установлення впливу селективного виймання на ефективність роботи виймального обладнання.

4.4. Систематизація покладів СКК за умовами розробки

Важливим фактором, який має вплив на вирішення задачі забезпечення зростаючих потреб суспільства в мінеральній сировині, є збільшення обсягів залучення в розробку супутніх корисних копалин.

Обсяг супутнього видобутку мінеральної сировини залежить від поточної потреби промисловості, місця розташування СКК в масиві гірських порід, будови покладів СКК і значною мірою від технології, що застосовується, та організації виконання гірничих робіт. Тому вишукування ефективних технологічних схем супутнього видобутку корисних копалин доцільно проводити на основі систематизації покладів СКК.

Як головну відмінну ознаку обрано вплив селективного виймання СКК на технологію розробки родовища. За умовами розробки поклади СКК поділяються на три групи (табл. 4.1).

Перша група (прості): пластоподібні з витриманою будовою, потужністю і якістю, якщо потужність СКК ($H_П$) більше або дорівнює ***ступеню селекції*** (h_E). Вона характеризує нижню межу ефективної виймальної потужності (мінімальна висота шару СКК), виїмка якої виконується до доцільного зменшення виробничої потужності обладнання, що застосовується. При цьому видобуток СКК не впливає на технологію видобування основної корисної копалини.

Таблиця 4.1

Систематизація покладів супутніх корисних копалин

<table>
<tr><th rowspan="2">Умови розробки</th><th colspan="2">Характеристика покладу СКК</th><th colspan="2">Технологія і організація розробки</th><th rowspan="2">Примітка</th></tr>
<tr><th>Розташування СКК в масиві порід</th><th>Будова покладу</th><th>Організація виїмки СКК</th><th>Технологія розробки</th></tr>
<tr><td rowspan="3">Перша група А. Прості</td><td>1. У верхній частині наносів</td><td rowspan="3">a_1 – пластоподібні з витриманою будовою, потужністю і якістю</td><td rowspan="5">О – кар’єром з видобутку ОКК
$О_1$ – споживачі встановлені
Об’єм видобутку СКК відповідає об’ємам споживання
$О_2$ – споживачі встановлені. Об’єм видобутук СКК більше об’ємів споживання. Частина СКК йде на формування ТР або тимчасових складів
$О_3$ – споживачі відсутні. СКК йде на формування ТР або тимчасових складів
$О_К$ – створення випереджаючих кар’єрів-ділянок для виїмки СКК</td><td rowspan="3">III – 5*;
III – 6;
III – 8</td><td rowspan="3">Видобування СКК виконується без зміни технології розробки родовища</td></tr>
<tr><td>2. У середній частині наносів</td></tr>
<tr><td>3. У нижній частині наносів</td></tr>
<tr><td rowspan="5">Друга група Б. Складні</td><td rowspan="3">1. У верхній частині наносів</td><td>a_1</td><td>III – 7 III – 8</td><td rowspan="5">Видобування СКК вимагає зміни параметрів технології розробки родовища або використання додаткового обладнання</td></tr>
<tr><td>a_2 – пластоподібні з витриманою будовою, потужністю і якістю;
б – пластоподібні невитримані за будовою, потужністю і якістю</td><td rowspan="2">III – 5;
III – 6;
III – 7</td></tr>
<tr><td>a_1, a_2, б, в – з різко змінною будовою, потужністю і якістю</td></tr>
<tr><td rowspan="3">2. У середній частині наносів</td><td>a_1</td><td rowspan="6">О – кар’єром з видобутку ОКК
$О_1$ – споживачі встановлені
Об’єм здобичі СКК відповідає об’ємам споживання
$О_2$ – споживачі встановлені. Об’єм видобутку СКК більше об’ємів споживання. Частина СКК йде на формування ТР або тимчасових складів</td><td>III – 7</td></tr>
<tr><td>a_2</td><td>III; IV – 9</td></tr>
<tr><td rowspan="2">3. У нижній частині наносів</td><td>a_1</td><td>I, II, III – 7; IV – 9</td></tr>
<tr><td>a_2, б</td><td>I, II, III</td></tr>
<tr><td colspan="2">4. У ґрунті ОКК</td><td>III</td></tr>
<tr><td rowspan="5">Третя група В. Дуже складні</td><td>1. У верхній частині наносів</td><td rowspan="3">в – з різко змінною будовою, потужністю і якістю</td><td rowspan="2">III; IV – 9</td><td rowspan="5">Видобування СКК проводиться із зміною технології розробки родовища і використанням додаткового обладнання</td></tr>
<tr><td>2. У середній частині наносів</td></tr>
<tr><td rowspan="2">3. У нижній частині наносів</td><td>a_2, б</td><td>II; IV – 9</td></tr>
<tr><td>в</td><td>I, II, III; IV – 9</td></tr>
<tr><td colspan="2">4. У ґрунті ОКК</td><td>I, II, IV – 9</td></tr>
</table>

*Примітка: I – 1, 2 – безтранспортні, відповідно прості, ускладнені; II – транспортно-відвальні; III – транспортні з застосуванням відповідно залізничного – 5, автомобільного – 6, конвеєрного – 7 або комбінованого – 8 транспорту; IV – 9 – комбіновані системи розробки

Друга група (складні): пластоподібні з витриманою будовою, потужністю і якістю, якщо $H_П < h_E$, або пластоподібні невитримані за будовою, потужністю і

якістю. При цьому супутній видобуток здійснюється зі зміною параметрів технології розробки або застосуванням додаткового обладнання.

Третя група (дуже складні): з різко непостійною будовою, потужністю і якістю, коли видобуток СКК здійснюється зі зміною технології розробки родовища та використанням додаткового обладнання.

Головна відмінність доповнюється рядом ознак, які характеризують не стільки поклад СКК, скільки умови його відпрацювання, що визначає в основному техніко-економічні показники комплексного освоєння родовища.

При цьому за місцем розташування покладів СКК в масиві гірських порід можна виділити: 1) у верхній частині наносів; 2) в середній частині наносів; 3) в нижній частині наносів; 4) в ґрунті основної корисної копалини.

У загальному випадку розробку родовищ відкритим способом при комплексному освоєнні можна виконувати двома способами:

1) виймання основної корисної копалини (ОКК) і СКК здійснюється одним кар'єром із зміною або без зміни системи розробки, що застосовується;

2) розробку СКК здійснюють роздільним по відношенню до ОКК кар'єрами – ділянками (одною або декількома). Така організація робіт можлива при заляганні СКК у верхній частині наносів.

При організації та плануванні комплексного освоєння родовищ важливе значення мають споживчі властивості мінеральної сировини, що видобувається супутньо. У загальному випадку мають місце наступні два варіанти:

перший – встановлена поточна потреба і відомі споживачі сировини. При цьому супутній видобуток здійснюється в обсягах, які необхідні для задоволення поточної потреби. Якщо технологія розробки дозволяє здійснювати супутній видобуток, обсяги якого перевищують поточну потребу (при цьому він не повинен мати негативного впливу на розробку ОКК), то СКК частково відвантажується споживачам, а частково направляється на формування техногенних родовищ.

другий – споживачі відсутні. При цьому СКК спрямовується на формування техногенних родовищ. Обсяги супутнього видобутку визначаються з урахуванням умови: селективне виймання і роздільне складування сировини не повинно негативно впливати на технологію видобутку основної корисної копалини.

Таким чином, у запропонованій систематизації відображені умови залягання супутніх корисних копалин, які надають найбільш істотний вплив на режим експлуатації і технологію розробки родовища.

Зазначена систематизація, що характеризує особливості умов розробки та ступінь їх впливу на технологію виробництва гірничих робіт, спрощує подальший вибір і розрахунок раціональних технологічних схем супутнього видобутку мінеральної сировини.

Сьогодні на кар'єрах в Україні застосовується комбінована система розробки з технікою безперервної і циклічної дії. При цьому за безтранспортною системою розробляється понад 20 %, транспортно-відвальною – до 25 %, транспортною – 45 %, в т.ч. 25 % із застосуванням конвеєрів і 20 % автосамоскидів. Використання сучасної техніки і технології забезпечує порівняно низьку собі-

вартість розробки при високих втратах СКК, що не відповідає вимогам раціонального та комплексного використання мінеральної сировини.

Супутні корисні копалини в товщі порід розкриву залягають нерівномірно, мають змінну потужність, іноді менше ступеня селекції. Особливої актуальності набувають питання супутнього видобутку сировини з пластів малої потужності або складною будовою покладів, розташованих в товщі розкривних порід. Їх виймання призводить до істотної зміни технології розробки та її параметрів. Застосування традиційного обладнання для роздільного виймання СКК знижує його продуктивність у порівнянні з валовою до 40 % і більше. Тому супутній видобуток корисних копалин слід пов'язувати з особливостями технології таким чином, щоб селективне виймання СКК проводилося без або з незначними змінами системи розробки [15]. У цих умовах зростає роль ефективного використання гірничотранспортного обладнання.

Нижче розглянуті умови застосування різних типів обладнання для селективної розробки СКК.

4.5. Технологія селективної розробки СКК технікою циклічної дії

Ефективність розробки розкривних порід технікою циклічної дії пов'язана із встановленням ступеня селекції, яка має істотний вплив на продуктивність обладнання і якість СКК. Тобто мінімальна потужність пласта, який виймається роздільно, обмежується технічними можливостями і продуктивністю виймального обладнання.

Для визначення ступеня селекції різновидів м'якого розкриву, що виймаються роздільно, розроблена методика, яка наведена нижче.

Процес виїмки характеризується розміром питомого опору копанню k_F і залежить від параметрів міцності та щільності порід, які розробляються, а також тріщинуватості масиву. При копанні під кутом і паралельно тріщинам величина k_F зменшується відповідно у 1,1 – 1,0 і 1,3 – 3,0 рази. Для розкривних порід кар'єрів, які складаються з пісків, суглинків, глин, галечника, пісковика і вапняків, k_F знаходиться у межах, відповідно, 0,06 – 0,13; 0,08 – 0,3; 0,2 – 0,4; 0,16 – 0,2; 0,33 – 0,55; 0,4 – 0,6. Питомий опір копанню цих порід у промерзлому стані при вологості 2 – 6 % збільшується на 7 – 10 %, при значній вологості (W = 14 – 17 %) він в кілька разів вище, ніж в талому стані і залежить від глибини промерзання.

На величину k_F впливає тип обраного обладнання. Наприклад, при виймані суглинків і легких глин мехлопатой, драглайном, роторним екскаватором і скрепером k_F знаходиться відповідно в межах 0,06 – 0,13; 0,1 – 0,19; 0,15 – 0,29; 0,095 – 0,16 МПа.

Величина k_F залежить також від товщини стружки, що розробляється. Максимальна товщина стружки, яку може розробляти екскаватор типу "пряма лопата", визначається з виразу [16]:

$$t_{MAX} = \frac{P_H}{k_F \cdot b}, \text{ м}, \qquad (4.1)$$

де P_H – максимальне зусилля натиску, кг; b – ширина стружки, м.

Одним з основних показників роботи екскаваторів є коефіцієнт наповнення ковша k_H. Товщина стружки t, що забезпечує наповнення ковша при певній довжині горизонтального черпання l_X:

$$t = \frac{E}{l_X \cdot b}, \text{ м}, \tag{4.2}$$

де E – місткість ковша екскаватора, м^3; l_X – довжина горизонтального ходу ковша, м; l_X = 5,67 м, а ширина ковша, b = 1,15 м.

Тоді

$$t = \frac{E}{6{,}5\sqrt[3]{E}}, \text{ м}. \tag{4.3}$$

При цьому кут між горизонтальною площиною і траєкторією руху ковша повинен бути $\beta \le 6 - 7^{\circ}$. Якщо $\beta \to 0^{\circ}$, то $k_H \to 1$, а $Q_E \to$ мах. Висота уступу $H_У$, при якій можливе горизонтальне черпання, визначається за формулою:

$$H_У = \left(R_Ч - a - l_X\right) \cdot tg\alpha, \text{ м}, \tag{4.4}$$

де $R_Ч$ – радіус черпання, м; a – відстань від вісі розташування екскаватора до брівки уступу, м; α – кут укосу уступу, град.

Розрахунками встановлено, що для ЕШ-10/60, ЕШ-14/75, ЕШ-15/90 ступінь селекції h_E = 0,5 – 1,0 м. З метою зниження розубоження СКК доцільно величину h_E приймати на рівні 1,0 м.

При виїмці СКК мехлопатами раціональним є відношення товщини і ширини стружки t: b = 0,1 – 0,33. Відомо, що $b = 1{,}2\sqrt[3]{E}$ [16]. Тоді раціональна товщина стружки

$$t = \frac{0{,}1 - 0{,}33}{1{,}2\sqrt[3]{E}}, \text{ м}. \tag{4.5}$$

Встановлено, що при t > 0,35 м k_F практично не міняється.

Селективну розробку СКК екскаваторами типу механічна лопата проводять: окремим уступом простим вибоєм, якщо $H_П \ge \frac{2}{3} H_{Н.В}$, де $H_П$ – потужність СКК; з розділенням уступу на підуступи; з уступами малої висоти; роздільною виїмкою.

Досліджуємо взаємозв'язок технічних і технологічних параметрів обладнання, які впливають на продуктивність екскаватора.

Довжину ходу ковша екскаватора за однорідною масою можна визначити з виразів [17]:

$$l_X = H_П\left(\sin\alpha\right)^{-1}, \text{ м}; \tag{4.6}$$

$$l_X = E \cdot k_H (t \cdot b)^{-1}, \text{ м} \quad (4.7)$$

де $H_П$ – потужність різновиду, що виймається роздільно, м; k_H – коефіцієнт наповнення ковша, k_H = 0,1 – 1,0.

З виразів (4.6, 4.7) отримуємо залежність зміни потужності якісного різновиду розкривних порід, який виймається роздільно, від коефіцієнта наповнення ковша для екскаваторів з місткістю ковша 4,6; 6,3; 8; 12,5; 20 м^3.

$$H_П = E \cdot k_H \sin\alpha (t \cdot b)^{-1}, \text{ м.} \quad (4.8)$$

Величина максимальної товщини стружки залежить від гранично допустимої величини зусилля напірного валу. Для даних моделей екскаваторів вона змінюється від 600 (ЕКГ-4,6) до 1500 мм (ЕКГ-20).

При фіксованому значенні товщини стружки (t = 600 мм) повне заповнення ковша екскаватора ЕКГ-4,6 забезпечується при висоті уступу 3,1 м (рис. 4.1). Це значення і є оптимальною глибиною селекції для ЕКГ-4,6. Для інших моделей екскаваторів повне заповнення ковша (при такій самій товщині стружки) забезпечує потужність пласта від 3,4 (ЕКГ-5) до 20 м (ЕКГ-20).

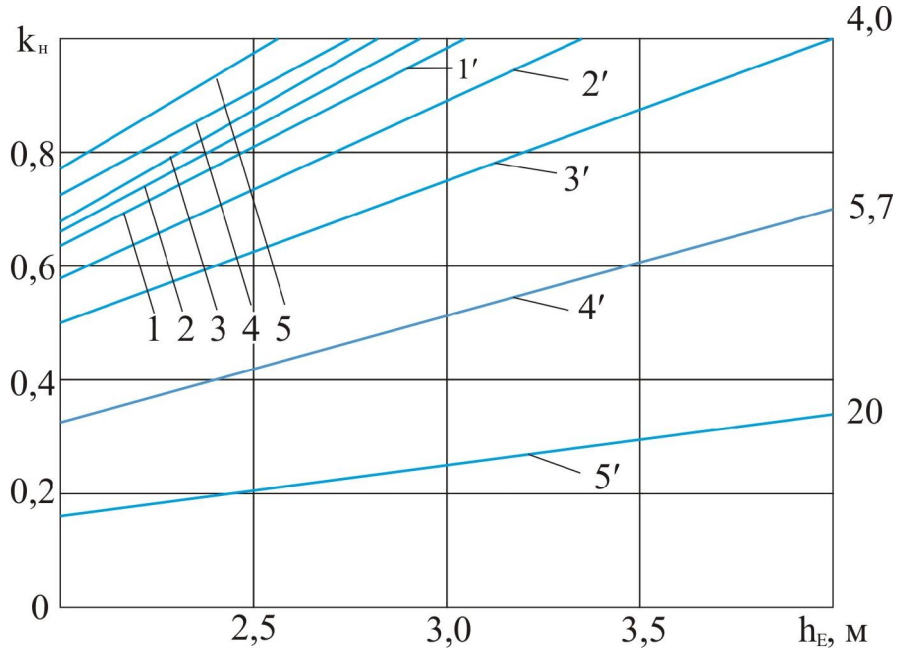


Рис. 4.1. Залежність зміни коефіцієнта наповнення ковша (k_H) від ступеня селекції (h_E) при різних значеннях товщини стружки (t): *1, 2, 3, 4, 5* – h_E при P_{MAX} відповідно для ЕКГ-4,6; 6,3; 8; 12,5; 20; *1′, 2′, 3′, 4′, 5′* – h_E при t = 600 мм відповідно для ЕКГ-4,6; 6,3; 8; 12,5; 20

На графіках 1 – 5 (рис. 4.1) подані зміни величин h_E від висоти уступу при максимально допустимому значенні товщини стружки для кожного з даних типів екскаваторів. Аналіз отриманих залежностей показує, що оптимальна глибина селекції складає для ЕКГ-4,6 – 3,1 м, ЕКГ-5 – 3 м, ЕКГ-8 – 2,9 м, ЕКГ-12,5 – 2,8 м і ЕКГ-20 – 2,6 м. Для екскаваторів ЕКГ-8, ЕКГ-12,5, ЕКГ-20, що мають більше зусилля натиску (до 90 с), повне заповнення ковша відбувається при не-

значній довжині його ходу, яке відповідає потужності шару менше 2,9 м і забезпечується можливістю зняття більшої товщини стружки в порівнянні з ЕКГ-4,6 і ЕКГ-5.

Зміни продуктивності екскаваторів від висоти шару (h_E) при максимальних значеннях товщини стружки $t = t_{MAX}$ встановлені відповідно до виразу:

$$Q = \frac{3600 h_{Ш} \cdot t \cdot b}{t_{Ц} \cdot k_P \sin\alpha} k_B \cdot \eta \text{, м}^3\text{/ч}, \qquad (4.9)$$

де $t_Ц$ – час циклу теоретичний, с; k_P – коефіцієнт розпушення породи в ковші екскаватора, приймаємо k_P = 1,25; k_B – коефіцієнт використання змінного часу екскаватора на чистій роботі, приймаємо k_B = 0,7 – 0,8 [18]; η – коефіцієнт використання екскаватора в часі (враховує простої, пов'язані зі всіма видами ремонтів, η = 0,85 (ЕКГ-4,6); 0,8 (ЕКГ-5, ЕКГ-8); 0,78 (ЕКГ-20) [6].

Розрахунок продуктивності виконаний для нормальних глинистих порід з завантаженням в автотранспорт. Результати розрахунків наведені в табл. 4.2 і на рис. 4.2.

Таблиця 4.2

Продуктивність мехлопат (породи у цілику) за даними Гіпроруди і розрахункові значення при селективній виїмці, м^3/ч

Екскаватори	Місткість ковша, м^3	Група порід				Розрахункові дані
		глинисті		щільні глинисті		
		нормальні	в'язкі	нормальні	в'язкі	
ЕКГ-4,6	4,6	243	181	200	143	246
ЕКГ-5	6,3	337	243	281	195	335
ЕКГ-8	8	381	287	318	225	385
ЕКГ-12,5	12,5	518	387	431	312	520
ЕКГ-20	20	–	–	–	–	760

З табл. 4.2 видно, що розрахункові значення експлуатаційної продуктивності за кожним типом екскаваторів при заданій глибині селекції відповідають існуючим нормам виробки.

Аналіз даних, наведених у табл. 4.2 і на рис. 4.1 – 4.2, показує, що уступи, складені з двох різновидів порід, можуть ефективно відпрацьовуватися, якщо значення потужностей їх складових порід відповідає оптимальній глибині селекції для кожного типу задіяного обладнання, тобто $h_E \geq 2{,}6 – 3{,}1$ м.

На підставі наведених закономірностей зміни продуктивності виймального обладнання у залежності від гірничотехнічних умов і потужності СКК, що вимається селективно, розроблені інженерні методи розрахунку продуктивності екскаваторів, використання яких дозволяють з урахуванням фізико-механічних властивостей і умов залягання СКК швидко і з достатньою точністю вирішувати широке коло інженерних завдань щодо визначення ступеня селекції супутніх корисних копалин, вибору типу обладнання і обґрунтування його продуктивності при комплексному освоєнні родовищ (рис. 4.3).

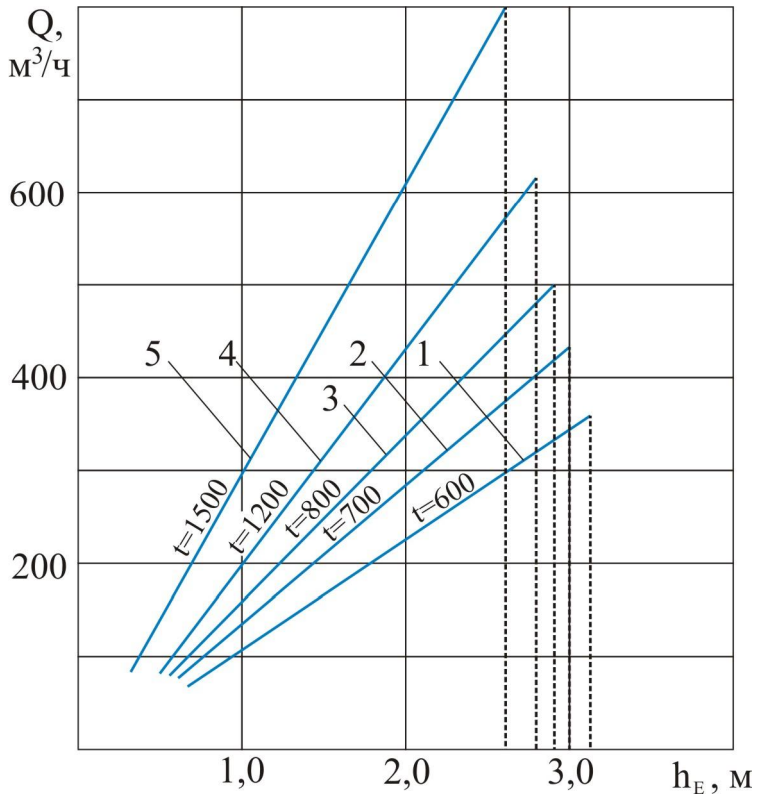


Рис. 4.2. Залежність продуктивності екскаватора від ступеню селекції: *t* – товщина стружки; 1 – ЕКГ-4,6, 2 – ЕКГ-5; 3 – ЕКГ-8; 4 – ЕКГ-12,5, 5 – ЕКГ-20

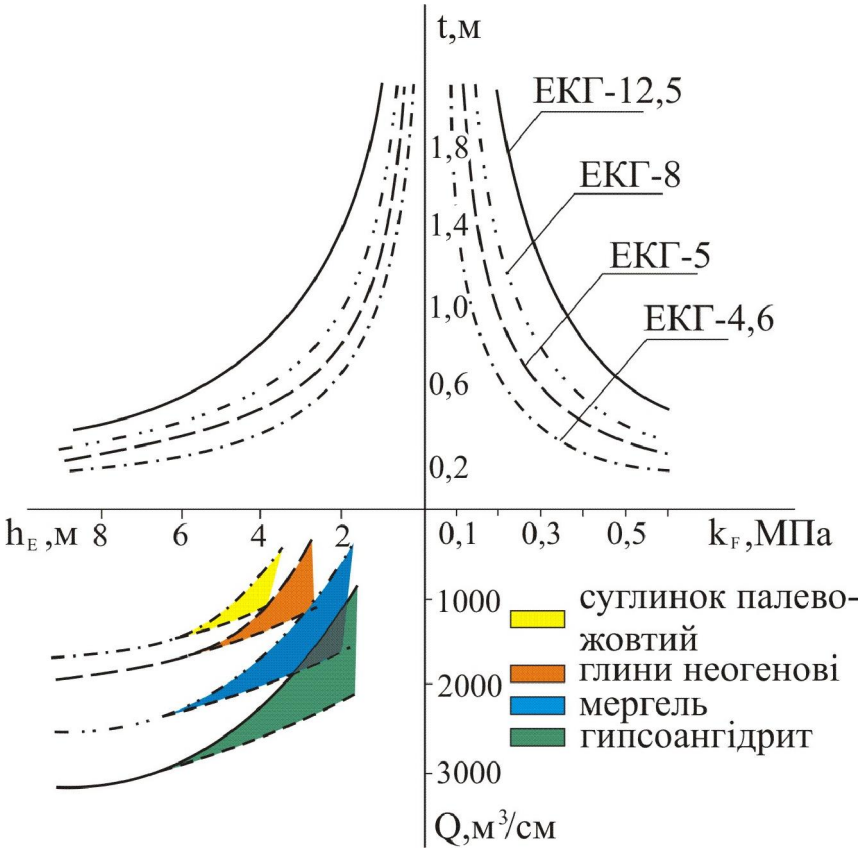


Рис. 4.3. Номограма визначення раціональної сфери використання екскаваторів типу ЕКГ при селективній розробці СКК

З рис. 4.3 видно, що при вийманні СКК з k_F = 0,2 МПа екскаваторами ЕКГ-5А и ЕКГ-8И величина h_E = 2,4 – 3,0 м.

4.6. Технологія селективної розробки СКК технікою безперервної дії

При застосуванні техніки безперервної дії ефективність селективної виїмки залежить від гірничотехнічних умов залягання, фізико-механічних властивостей порід, типу виймального обладнання, технологічних параметрів виїмки і інших чинників.

Перевага роторних екскаваторів при селективному видобутку СКК полягає в тому, що вони забезпечують послідовне зняття розкривних порід стружками зверху вниз.

Доставка СКК виконується за допомогою конвеєра, що поставляє його до консольного відвалоутворювача, який дозволяє селективно складувати матеріал ТР з метою подальшого його використання. Передумовами до цього є узгодженість рухів між виймальним і відвальним обладнанням.

Межі провадження селективного видобутку за допомогою роторних екскаваторів встановлюються в основному потужністю шару породи (тобто висотою стружки). Якщо товщина пласта більш ніж на половину менше діаметру роторного колеса, то це може призвести до зниження продуктивності. При діаметрі роторного колеса до 21,6 м економічно доцільна висота стружки від 2 до 3 м залежно від цінності СКК. Технологія селективної виїмки роторними екскаваторами і її ефективність в значній мірі залежать від типу вибою і заходки, виду стружки, параметрів роторного колеса. Для селективної виїмки більш прийнятні роторні екскаватори малої потужності з невеликим діаметром колеса.

Для виконання умови повного (100 %) заповнення об'єму ковша E в процесі розробки підуступу (шару) заданої висоти $H_П$ при відомому коефіцієнті розпушення k_P товщина стружки на рівні осі колеса

$$t = \sqrt{\frac{E \cdot \xi_O}{k_P H_П}}, \text{ м}, \tag{4.10}$$

де ξ_O – 1,2 – 2,8 – відношення товщини стружки t_O до її ширини b_O на рівні осі колеса.

При вийманні порід роторними екскаваторами для забезпечення ефективності їх використання є умова: $t : b \cong 1$, де b – ширина ковша. Розробку СКК проводять вертикальними, горизонтальними стружками і комбінованим способом залежно від міцності порід. Наприклад, горизонтальними стружками розробляють щільні породи. Енергоємність селективної виїмки, динаміка навантажень на ротор і питомий опір копанню при виїмці вертикальними стружками на 10 – 30 % менше, ніж горизонтальними. Під час розробки вертикальними стружками продуктивність буде номінальною, якщо потужність одного шару дорівнює (0,5 – 0,7) $Д$ [19]. Тоді $h_E \geq 0{,}5\,Д$, де $Д$ – діаметр роторного колеса, м.

При розробці горизонтальними стружками можливі наступні варіанти:

1 – коли h_E дорівнює висоті ріжучої кромки ковша $t = 0{,}08Д$;

2 – коли h_E дорівнює декільком висотам ріжучої кромки ковша:

$$0{,}08Д < h_E < 0{,}5Д. \quad (4.11)$$

На кар'єрах з розробки пологоспадних родовища Нікопольського марганцеворудного, Дніпровського буровугільного, Передкарпатського сірконосного басейнів для виїмки розкривних порід застосовуються наступні роторні екскаватори: ЕРШР-1600-40/7, ЕРГ-1600-40/10, СРС-2400-40/4, СРС-2400-35/9, ЕРГ-1600-40/7, ШРС-1500-24/6, ЕР-1250, СРС-280-II/0,5 і РС-350.

Для зазначених машин і конкретних умов розробки родовищ нижче наведений порядок визначення основних параметрів селективної виїмки.

При встановленні ступеню селекції визначається змінна продуктивність виймального обладнання і коефіцієнт вибою залежно від висоти шару для кожного з наведених типів роторних екскаваторів.

Технічна продуктивність роторного екскаватора визначається з виразу

$$Q_T = Q_П \cdot k_П \cdot K_З, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.12)$$

де $Q_П$ – теоретична продуктивність роторного екскаватора, м^3/ч; $k_П$ – коефіцієнт впливу породи; $K_З$ – коефіцієнт вибою.

Для визначення $k_П$ необхідно обчислити показник екскавації конкретної породи в вибої ($П_{ЕР}$), паспортний показник важкості екскавації ($П_{ЕП}$) і порівняти їх між собою [20].

Якщо $П_{ЕР} > П_{ЕП}$, то коефіцієнт $k_П = 1$. У свою чергу $П_{ЕР}$ визначається як

$$П_{ЕР} = П_E^1 k_{ТР} k_{ВР}. \quad (4.13)$$

Показник $П_E^1$ при розробці м'яких порід в цілику дорівнює 4, а $k_{ТР}$ (коефіцієнт впливу розміру ротора) і $k_{ВР}$ (коефіцієнт, що враховує вид ротора) складають відповідно 0,7 і 1,4 для екскаваторів типу ЕРШР-1600 [20]. Тоді $П_{ЕР}$ = 3,92. Проте, за даними академіка В.В. Ржевського, $П_{ЕП}$ = 12 – 20 [20], тоді $П_{ЕР} < П_{ЕП}$, отже, $k_П = 1$.

Аналогічно виконані розрахунки показника $k_П$ для всієї решти даних екскаваторів і встановлено, що для них $k_П = 1$, оскільки умови залягання приблизно однакові, як і інші чинники, що характеризують породи, котрі розробляються.

Коефіцієнт впливу вибою $K_З$ враховує втрати часу на виконання допоміжних технологічних операцій при відпрацюванні даного конкретного вибою; ця величина визначається розрахунковими параметрами вибою для конкретних умов роботи і конструктивними параметрами екскаваторів.

Коефіцієнт вибою $K_З$ для екскаваторів з невисувною стрілою ротора визначається за формулою, запропонованою інженерами НКМЗ.

$$K_З = \frac{1}{1 + A_П}, \quad (4.14)$$

де $A_П$ – коефіцієнт, який залежить від потужності шару ($h_{СЛ}$), діаметру роторного колеса ($Д$), радіуса черпання екскаватора, швидкості опускання ротора та інших чинників.

З екскаваторів, що розглядаються, невисувну стрілу мають ЕРШР-1600-40/7, СРС-400-35/9, ШРС-1500-24/6, ЕР-1250 і СРС-280-11/0,5. Значення $A_П$ і $K_З$ визначаються для цих екскаваторів в конкретних умовах кар'єрів України. При розрахунку величина $h_{СЛ}$ зміниться від 1 до 8 м із кроком 1 м.

Вихідні дані й результати розрахунків $A_П$, $K_З$ і технічної продуктивності $Q_Т$ наведені на рис. 4.4 і 4.5.

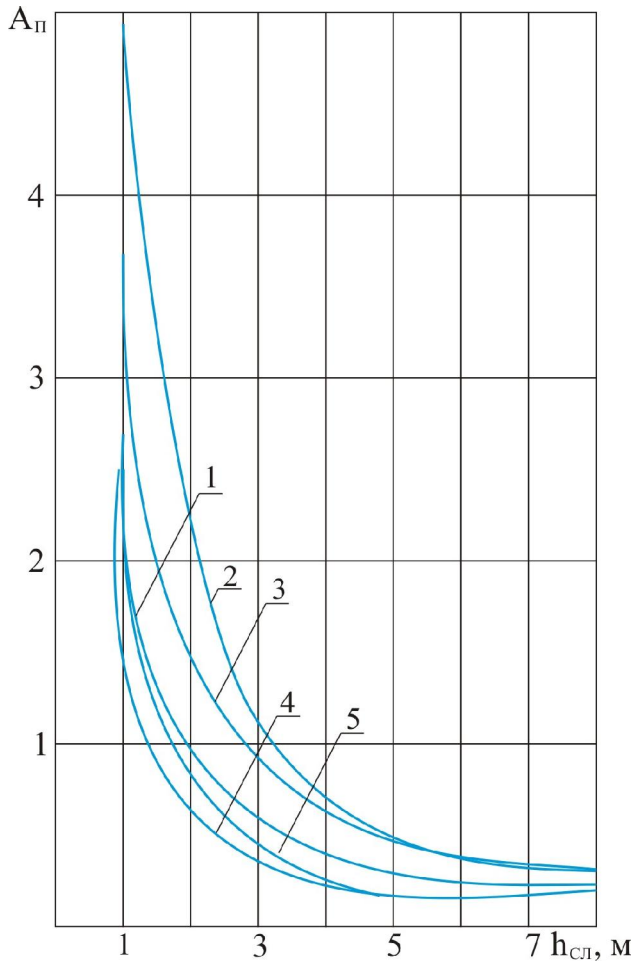


Рис. 4.4. Залежність коефіцієнта $A_П$ від потужності шару ($h_{СЛ}$) для екскаваторів з невисувною стрілою: *1* – ЕРШР-1600; *2* – Шрс-1500; *3* – СРС-2400; *4* – ЕР-1250; 5 – СРС-280

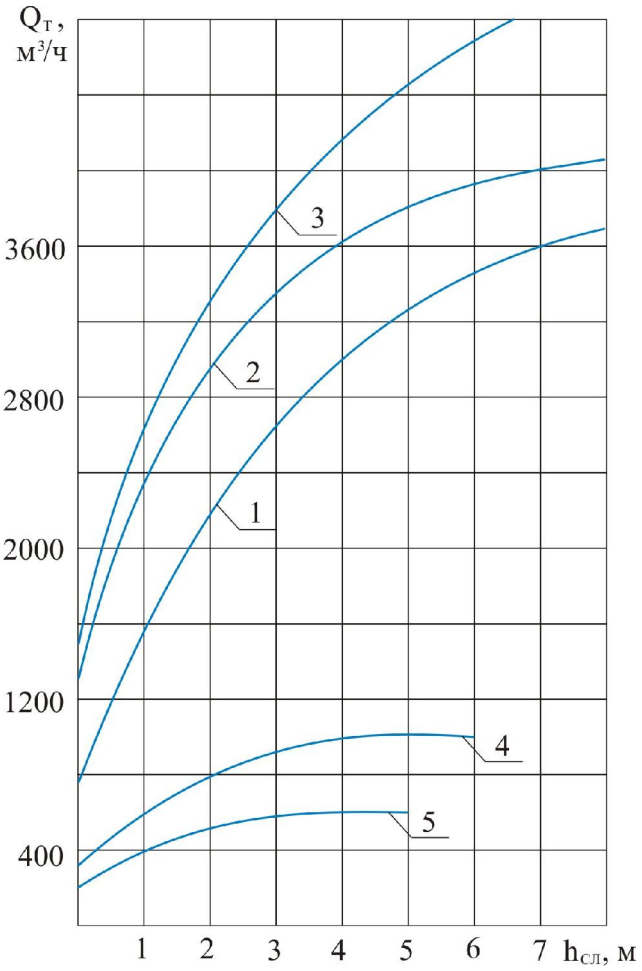


Рис. 4.5. Залежність технічної продуктивності ($Q_Т$) екскаваторів з невисувною стрілою від потужності шару ($h_{СЛ}$): *1* – СРС-240; *2* – Ершр-1600; *3* – ШРС-1500; *4* – Ер-1250; *5* – СРС-280

Для роторних екскаваторів з висувною стрілою типу ЕРГ-1600-40/10, СРС-2400/4 і РС-350 коефіцієнт вибою визначається з виразу

$$K_З = \frac{T_Е}{T_Е + T_{ДОП}}, \qquad (4.15)$$

де $T_Е$ – час відпрацюванні блоку з розрахунковою продуктивністю, год.; $T_{ДОП}$ – розрахунковий час на виконання допоміжних операцій при розробці блоку:

$$T_E = \frac{V_{БЛ} \cdot k_P}{Q_П}, \text{ годин.} \quad (4.16)$$

$V_{БЛ}$ – об'єм блоку, що розробляється:

$$V_{БЛ} = B_З \cdot H_У \cdot l_{БЛ}, \text{ м}^3, \quad (4.17)$$

де $B_З$ – ширина заходки екскаватора, м; $H_У$ – висота уступу, м; $l_Б$ – довжина блоку, що відпрацьовується за 1 цикл, м.

Вихідні дані для розрахунку за формулами (4.15 – 4.16), а також результати обчислень подані в табл. 4.4 і 4.5.

Таблиця 4.4

Вихідні дані для розрахунку значень $l_{БЛ}$, $V_{БЛ}$ і T_E для екскаваторів з висувною стрілою

Тип екскаватора	l_C, м	c, м	d, м	a, м	e, м
ЕРГ-1600-40/10	66,0	21,5	12,0	24,0	41,0
СРС-2400-40/4	56,0	18,0	16,0	7,0	1,08
РС-350	15,2	6,0	3,5	0,0	1,0

Таблиця 4.5

Значення $\Delta K_З$, $K_{З.СР}$ і $\Delta Q_Т$ для роторних екскаваторів

Тип екскаватора	Діаметр ротора, $Д$, м	$\Delta K_З$	$K_{З.СР}$	$\Delta Q_Т$	
				м^3/ч	%
ЕРШР-1600 40/7	16,0	0,079	0,539	395	14,6
ШРС-1500 24/6	13,0	0,086	0,544	440	16,1
СРС-2400 24/9	12,5	0,082	0,575	540	14,2
Ер-1250	6,46	0,103	0,610	130	17,0
ЕРГ-1600 40/10	5,0	0,128	0,640	81	18,0
СРС-2400 40/4	11,4	0,069	0,434	310	15,9
РС-350	12,5	0,060	0,413	433	14,5
РС-350	5,6	0,093	0,502	70	18,6

Графік зміни технічної продуктивності роторних екскаваторів з висувною стрілою наведений на рис. 4.6.

Для встановлення ступеня селекції кожного з розглянутих типів екскаваторів визначаються зміни значень $K_З$ ($\Delta K_З$) і $Q_Т$ ($\Delta Q_Т$) залежно від висоти шару, а також середні значення $K_З$ ($K_{З.СР}$) (табл. 4.5).

З табл. 4.5 і рис. 4.6 видно, що середні значення змін коефіцієнтів вибою $\Delta K_З$ і технічної продуктивності $\Delta Q_Т$ при збільшенні висоти шарів відробки для всіх типів роторних екскаваторів достатньо великі та складають відповідно від 0,060 до 0,128 і від 14,2 до 18,6. Для роторних екскаваторів з діаметром ротора більше 10 м величини $\Delta K_З$ і $\Delta Q_Т$ різко відрізняються на ділянках з висотою шарів від 1 до 4 м і від 4 до 8 м. Так, в першому випадку для екскаваторів ЕРШР-1600, ШРС-1500, СРС-2400 35/6, ЕРГ-1600 і СРС-2400 40/4 величина $\Delta K_З$ складає 0,83 – 0,146, а при збільшенні висоти від 4 до 8 м – всього лише

0,027 – 0,043. Аналогічно змінюється величина ΔQ_T: на першій ділянці 600 – 690 м^3/год., на другій – 253 – 308 м^3/год.

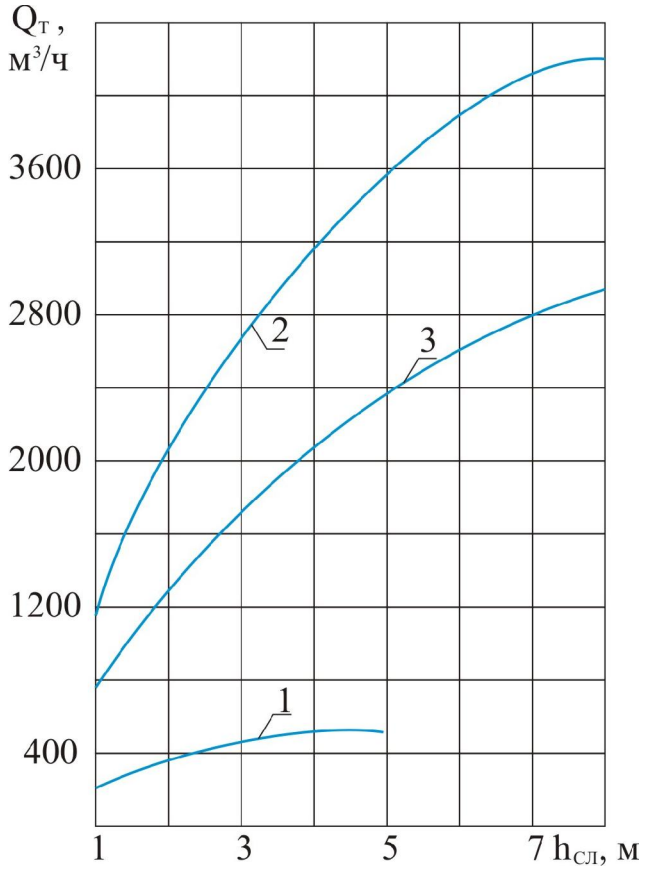


Рис. 4.6. Залежність технічної продуктивності (Q_T) екскаваторів з висувною стрілою від потужності шару ($h_{СЛ}$): 1 – Рс-350; 2 – СРС-2400-40/4; 3 – ЕРГ-1600-40/10

Для екскаваторів з невеликим ротором (до 6,5 м) значення $\Delta K_З$ і ΔQ_T також суттєво відрізняються при збільшенні висоти шару. Так, для екскаватора ЕР-1250 на проміжку висот від 1 до 2,5 м величини цих показників складають відповідно 0,216 і 276 м^3/годину, а при збільшенні висоти від 2,5 до 6 м – відповідно 0,085 і 66 м^3/годину. Аналогічно встановлені $\Delta K_З$ і ΔQ_T для екскаваторів СРС-280 і РС-350, для яких різке збільшення спостерігалося при висоті 2 і 3 м відповідно.

Таким чином, отримані результати аналізу зміни значень $\Delta K_З$ і ΔQ_T від висоти шару розробки дозволили встановити наступні значення ступеня селекції: для екскаваторів ЕРШР-1600, ШРС-1500, СРС-2400 35/9, ЕРГ-1600 і СРС-2400-40/4 вони складають 4 м, для РС-350 – 3 м, ЕР-1250 – 2,5 м і СРС-280 – 2 м.

Ці значення, а також решта раніше встановлених параметрів селективної виїмки зведена в табл. 4.6.

З табл. 4.6 видно, що об'єми розкривних блоків, що відпрацьовуються з однієї точки стояння, для потужних роторних екскаваторів при прийнятому ступені селекції порівняно великі, а час їх відпрацювання змінюється від 18,9 до 7,7 год. залежно від типу екскаватора. Це свідчить про достатню ефективність селективної виїмки розкривних порід роторними екскаваторами.

Таблиця 4.6

Параметри селективної виїмки для роторних екскаваторів на кар'єрах Нікопольського марганцеворудного і Дніпровського буровугільного басейнів

Тип екскаватора	Висота уступу, H_y, м	Ширина заходки, B_3, м	Спосіб виїмки	Ступінь селекції, h_E, м	Довжина блоку, $l_Б$, м	Об'єм блоку, $Vб$, м^3	Коефіцієнт вибою, K_3	Технічна продуктивність, Q_T, м^3/ч	Час відпрацювання блоку, $t_{БЛ}$, ч
ЕРШР-1600 40/7	25	60	багаторядними вертикальними стружками	4,0	35,0	63000	0,6885	3440	18,3
ШРС-1500 24/6	20	50		4,0	22,0	22000	0,5710	2860	7,7
СРС-2400 35/9	25	70		4,0	25,0	43750	0,6041	3980	11,0
ЕР-1250	15	25		2,5	6,7	2510	0,5842	730	3,4
СРС-280 11/0.5	10	16		2,0	8,0	1280	0,6101	420	3,0
ЕРГ-1600 40/10	28	55		4,0	24,2	37270	0,4390	1975	18,9
СРС-2400 40/4	30	50		4,0	25,7	38550	0,4040	2909	13,2
РС-350	10	17		3,0	4,4	740	0,5500	412	1,8

Результати аналізу (рис. 4.5 і 4.6) після визначення ступеня селекції, а також дані літературних джерел з цього питання [8] свідчать про те, що виїмка шарів розкриву з потужністю, котра дорівнює ступеню селекції, або більшою з нього є ефективною і не призводить до зниження продуктивності роторних комплексів, крім того, створює реальні передумови для подальшого роздільного укладання СКК.

4.7. Технологія селективної розробки супутніх корисних копалин мобільним обладнанням

Під час селективної розробки малопотужних покладів СКК або тіл неправильної форми традиційними способами значно знижується ефективність відкритих гірничих робіт, "пусті" породи і СКК змішуються, що збільшує їх втрати. Доведено, що селективну виїмку СКК зі складною будовою покладу доцільно проводити мобільним обладнанням: навантажувачами, скреперами, бульдозерами-розпушувачами та ін.

Ефективність виїмки шарів невеликої потужності обумовлена загальновідомими перевагами пнемоколісних навантажувачів і самохідних скреперів:

– незалежність продуктивності від зменшення висоти вибою унаслідок значної ширини ковша і прямолінійного характеру його руху при наборі породи;

– висока продуктивність за рахунок великої швидкості переміщення та суміщення функцій завантаження, транспортування і розвантаження порід.

З відомих способів розробки вибоїв колісними навантажувачами виробництва країн СНД (ВАТ «БелАЗ» – 7822, 78221; ЗАТ «Дормаш» – РК-33, РК-40; ВАТ «Донецький екскаватор» – ЗТМ-216АРТ; ВАТ «Амкодор» – 332А, 333Е, 371) і зарубіжного виробництва (Катерпіллер (США) – 966Н, 992G, 993К; Комацу (Японія) – WA480, WA800, WA1200; Хітачі (Японія) – LX-190-7, LX-300-7, LX-450-7; Лібхер (ФРН) – L 550, L 576, L 586 і ін.) [21] для селективної виїмки найбільш придатні роздільний і пошаровий способи.

Для виконання селективної виїмки шарів розкриву на відміну від валової введення ковша повинне здійснюватися на висоті контакту різновидів, що виймаються селективно, тобто

$$h_B^C = h_П + h_K \,, \tag{4.18}$$

де h_B^C – відмітка рівня введення ковша навантажувача, м; $h_П$ – відмітка підошви вибою, м; h_K – висота шару, який знаходиться під шаром порід селективної розробки, м.

Решта елементів організації роздільного способу селективної виїмки аналогічні валовій. Розробка шарів при цьому проводиться згори вниз. У той самий час пошаровий спосіб виїмки більш сприятливий, оскільки є різновидом роздільної виїмки особливо тонких шарів розкриву $H_П$ = 0,1 м – за аналогією з валовою виїмкою порід при розглянутих способах відпрацювання вибоїв навантажувачами [20].

Наведені способи селективного відпрацювання вибоїв м’яких розкривних порід навантажувачами можуть здійснюватися без попереднього розпушення порід. При цьому забезпечується можливість комплексного використання мінеральної сировини, зниження металоємності обладнання в порівнянні з екскаваторами такої самої продуктивності більш ніж в 5 – 8 разів, підвищення продуктивності праці в 2 – 3 рази, зниження собівартості вантажно-транспортних робіт до 60 %.

Достатньо відомі такі параметри валової виїмки порід при пошаровому і роздільному способах розробки вибоїв, як ступінь селекції і максимальна висота шару розробки. У зв’язку з невеликою різницею між способами валової і селективної розробки вибоїв навантажувачами значення параметрів в обох випадках прийнято вважати ідентичними.

Так, мінімальна висота шару, що розробляється селективно при роздільному способі виїмки, h_{MIN} = 0,3 – 0,4 м, максимальна висота шару, що виймається селективно, h_{MAX} = 1,5 м.

В той самий час обмежується максимальна висота селективного шару при одному циклі завантаження навантажувача і пошаровому способі виїмки h_{MAX} = 0,5 м. Обмеження максимальної висоти шару викликане силовими параметрами вживаних в даний час навантажувачів.

Уступ, що складається з декількох різновидів розкривних порід за висотою розбивається на ряд підуступів. Розробка підуступів виконується послідовно зверху вниз. При цьому вибоєм для навантажувача згідно з [22] може служити укіс, торець і верхній майданчик уступу.

При селективній виїмці СКК навантажувачами можливі дві схеми організації робіт – безтранспортна і транспортна.

Безтранспортна організація робіт відповідно до [22] рекомендується при середній висоті шарів 1 – 1,5 м. Вона полягає в селективній виїмці та транспортуванні СКК на відвали з подальшим роздільним складуванням в окремі блоки.

При безтранспортній організації роботи навантажувачів можливе створення проміжних штабелів, що відсипаються роздільно усередині кар'єру, з яких одноковшовими екскаваторами СКК відвантажуються в автосамоскиди і транспортуються на відвали, склад або споживачу.

Такі схеми організації виправдані в обмежених умовах виїмки тонких шарів різновидів розкриву. Тим самим досягається мінімальна довжина робочої зони кар'єру, що неможливо при установці одноковшових екскаваторів для виїмки цього шару, оскільки в такому випадку необхідне облаштування транспортної смуги для автотранспорту.

При транспортній організації роботи навантажувачів і селективній виїмці шарів розкриву можливі наступні технологічні схеми (рис. 4.7):

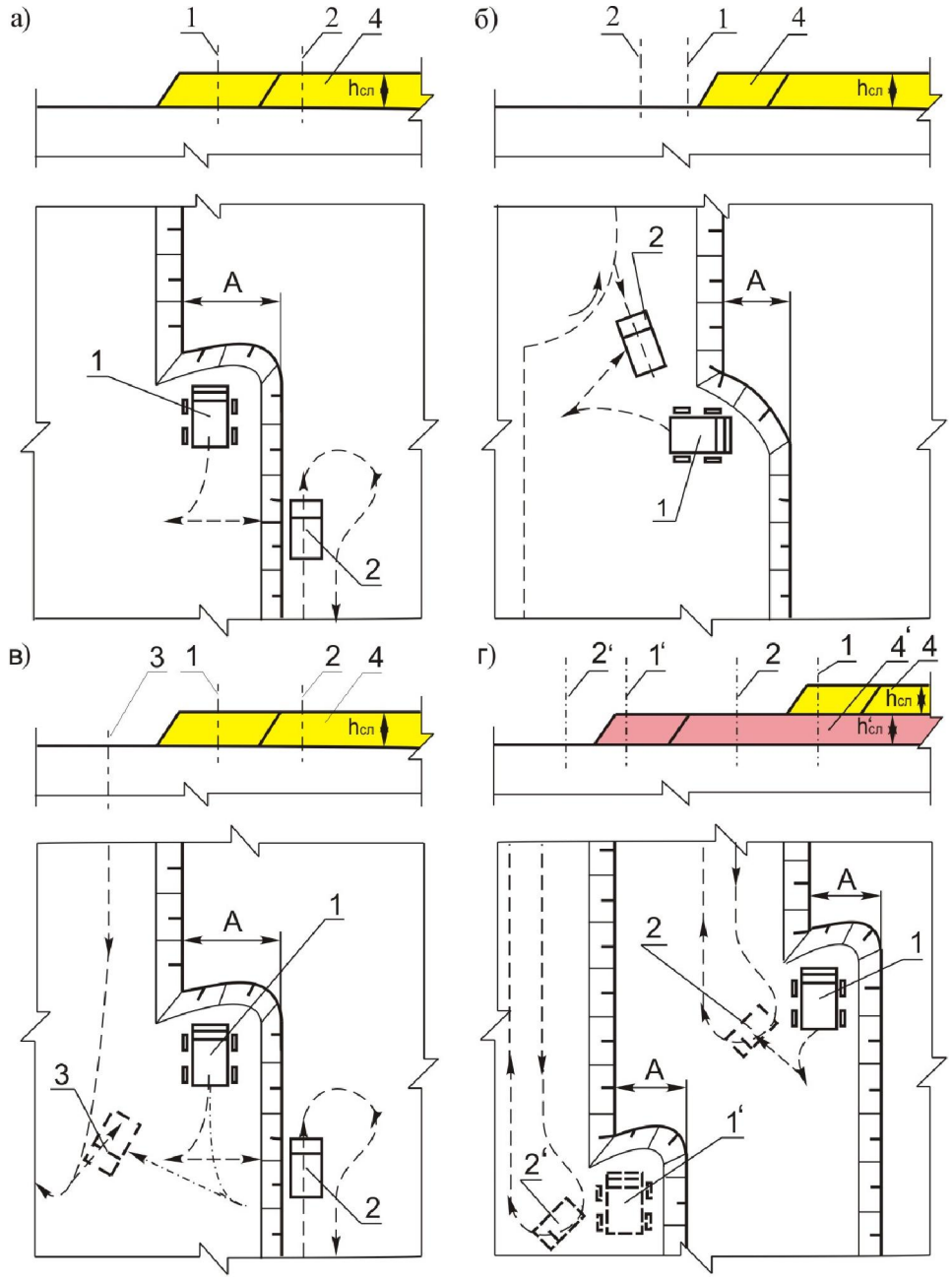


Рис. 4.7. Технологічні схеми транспортної організації роботи навантажувачів: *1* – навантажувач; *2*, *3* – автосамоскиди; *1′, 2′* – навантажувач і автосамоскид при селективній розробці нижнього шару; *4, 4′* – шар, що селективно розробляється

а) з селективним завантаженням СКК на покрівлі підуступу, що розробляється селективно;

б) з селективним завантаженням на ґрунті уступу;

в) з розосередженим або поперемінним завантаженням на покрівлі та ґрунті уступу при декількох видах СКК;

г) з завантаженням на рівні шару, що виймається.

Для підготовки до виїмки малопотужних СКК міцністю f = 4 – 6 (за М.М. Протодяконовим) доцільно використовувати механічне розпушення, що дозволить виключити зупинки і простої обладнання, пов'язані з необхідністю проведення вибухових робіт, регулювати кускуватість гірської маси з метою ефективної роботи вантажно-транспортного обладнання. Також проводити розпушення і видобуток СКК від декількох сантиметрів до 1,5 – 2,0 м. Крім того, використання бульдозерів-розпушувачів, де на одному тягачі розташовані робочі органи для підготовки і виїмки щільних і скельних порід, дозволяє значно скоротити розміри видобувного блоку.

Для врахування зазначеної обставини запропоновано ряд технологічних схем селективної розробки СКК з використанням мобільного обладнання в комплексі з традиційною гірничою і транспортною технікою.

При цьому масив розкривних порід, що підстилають пласт основної корисної копалини, розділяється на три групи: легкорозпушувані – щільні породи з включеннями валунів типу глин (показник важкості руйнування $П_Р$ – 0,5 – 2,2, кут укосу стінок борозни α = 60 – 50°; глибина введення зуба розпушувача $h_З$ = 1,0 – 0,8 м); середньорозпушувані – мергель, гіпс, отверділі глини, сильнотріщинуваті вапняки, ракушняки і пісковики ($П_Р$ = 2,2 – 4,5; α = 55 – 45°; $h_З$ = 0,8 – 0,6 м); важкорозпушувані – средньотріщинуваті вапняки і пісковики, гіпсоангідрити, глинисті сланці ($П_Р$ = 4,5 – 7,0; a = 50–40°; $h_З$ = 0,6 – 0,2 м). На відміну від валової виїмки, коли відстань між суміжними проходами розпушувача слід приймати з умови забезпечення максимального об'єму розпушення за один прохід, при селективній виїмці цю відстань доцільно приймати максимально можливою, такою, що забезпечує необхідну глибину ефективного розпушення для даного типу машин, що відповідає потужності шару СКК.

Параметри селективної розробки СКК з використанням навантажувачів подані на рис. 4.8.

Для пошарової виїмки м'яких і механічно розпушених щільних і напівскельних СКК ($П_Р$ < 3) можуть бути використані колісні скрепери. Дальність переміщення СКК – до 2 – 3 км. Товщина стружки h_E, що зрізається, в м'яких і піщаних породах складає 0,2 – 0,3 м, в щільних зруйнованих – 0,1 – 0,15 м. Завантаження відбувається на ділянці завдовжки 20 – 40 м, а розвантаження – на ділянці 10 – 15 м [20].

Аналіз технологічних параметрів самохідних колісних скреперів та існуючих схем завантаження (скребкової), транспортування і розвантаження ("у вигляді витягнутого кільця", "вісімкою" та ін.) показав, що для здійснення селективної виїмки і роздільного складування СКК необхідні зміни організації роботи і ряду параметрів вживаних схем.

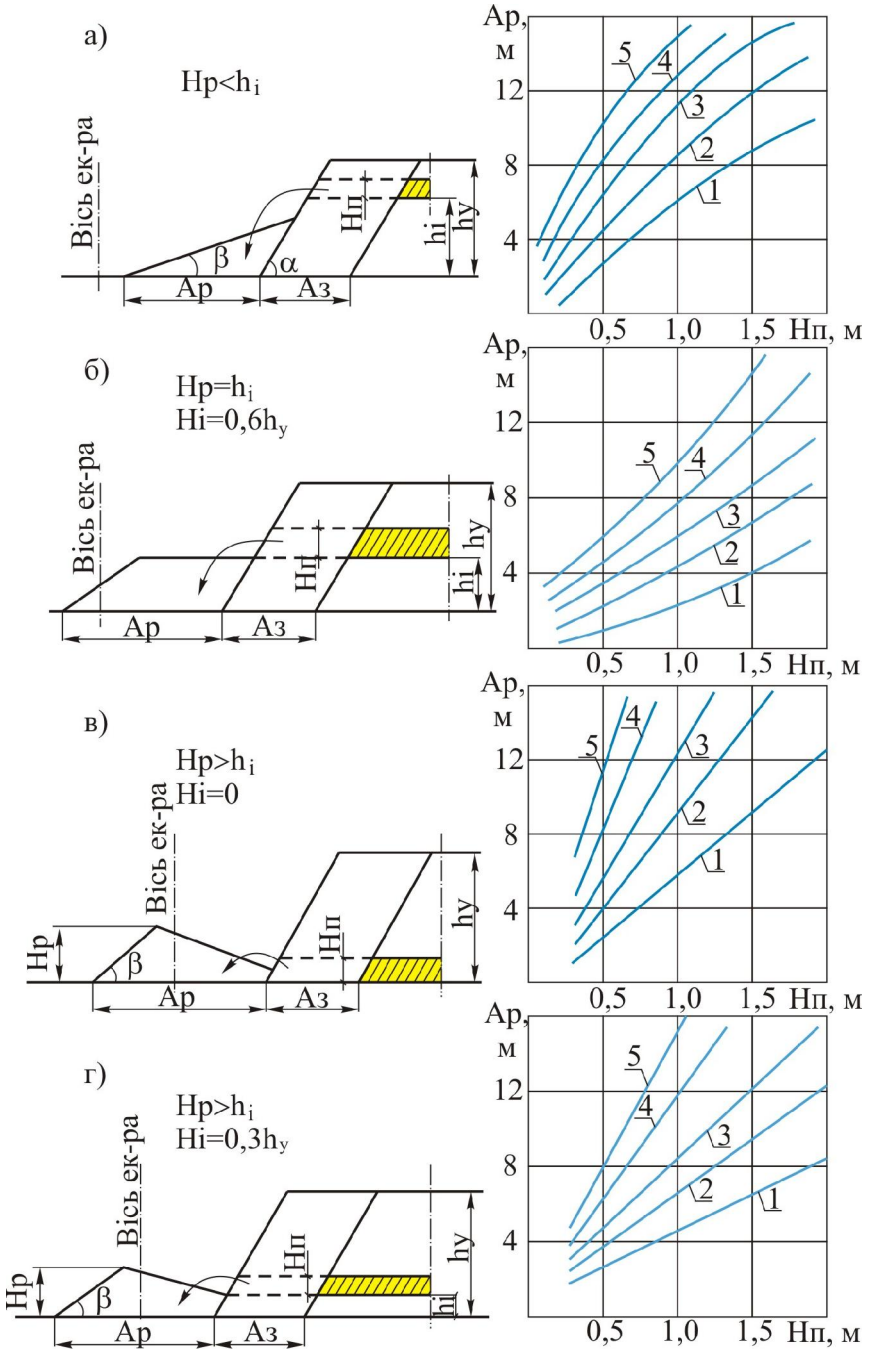


Рис. 4.8. Параметри селективної розробки з використанням навантажувачів: $A_З$ = *1* – 10 м; *2* – 15 м; *3* – 20; *4* – 30 м; *5* – 40 м

Товщина шару породи, що зрізається при розвантаженні, коливається від 0,1 до 0,3 м, що і обумовлює ступінь селекції скреперів, який дорівнює 0,1 м [20].

Технологічна схема роздільного укладання двох різновидів СКК скреперами подана на рис. 4.9.

Дана схема селективного виймання і роздільного складування розкривних порід скрепером розроблена на основі відомої схеми «у вигляді витягнутого кільця». На відміну від неї торцевий вибій замінений вибоєм-майданчиком, а валова відсипка порід в тіло відвального ярусу – відсипкою різновидів в окремі відвальні блоки.

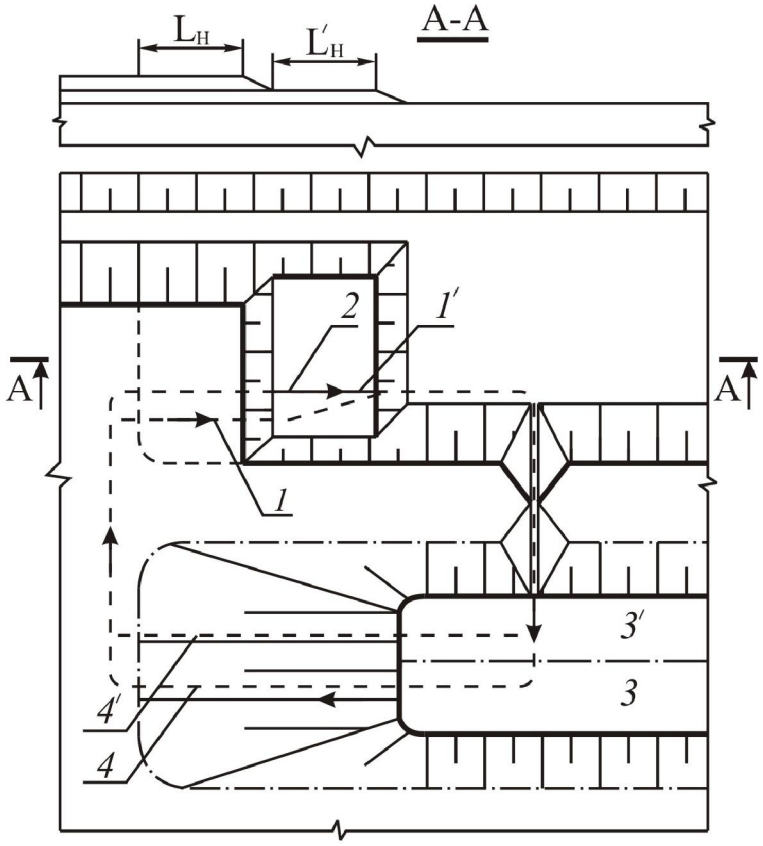


Рис. 4.9. Селективна виїмка і роздільне складування двох видів СКК скреперами: *1, 1′* – виїмка порід верхнього і нижнього підуступів, відповідно; *2* – розкривна ділянка; *3,3′* – відвальні блоки верхнього і нижнього розкривного підуступів, відповідно; *4,4′* – відсипання порід верхнього і нижнього підуступів

Таким чином, запропоновані рекомендації щодо використання мобільного обладнання на кар'єрах України дозволять здійснювати селективне виймання і роздільне складування одного або декількох тонких шарів супутньої копалини потужністю від 0,1 до 1,5 м.

4.8. Раціональні сфери застосування технології селективної розробки в залежності від гірничо-геологічних родовища

Ефективність комплексного освоєння родовищ суттєво залежить від технології гірничих робіт. У свою чергу системи розробки горизонтальних родовищ за ефективністю виробництва розкривних робіт розділяються наступним чином: безтранспортна, транспортно-відвальна, транспортна і комбінована.

Для досягнення мінімальних витрат при селективній виїмці порід необхідно, щоб питома вага безтранспортної, транспортно-відвальної, транспортної (із застосуванням роторних комплексів) систем розробки родовищ в загальному об'ємі розкривних порід переважала.

Видобуток супутньої мінеральної сировини при великій потужності пласта може виконуватися виділенням уступу з самостійними засобами виїмки і транспортування, що, як правило, не впливає на технологію розробки основної корисної копалини.

Особливої актуальності набувають питання супутнього видобування сировини при малій потужності пластів, які залягають в товщі розкривних порід, або у зв'язку зі складною будовою покладу. Селективна виїмка цих порід приводить до істотної зміни технології розробки.

Таким чином, комплексне освоєння родовищ обумовлює селективну виїмку супутньої копалини, що знижує продуктивність гірничотранспортного обладнання, а іноді приводить до зміни параметрів технологічних схем і систем розробки, що застосовуються на кар'єрі.

Початковими даними для обґрунтування сфери застосування технологічних схем селективної розробки СКК є запропонована вище їх систематизація (див. п. 4.4) і необхідність максимального використання техніки і технології виробництва розкривних порід, що є на кар'єрі, а також встановлені вище закономірності й залежності впливу супутнього видобутку на технологію розробки родовищ. Основні технологічні схеми селективної виїмки СКК подані в табл. 4.7.

Короткий опис зі встановлення раціональної сфери застосування різних технологічних схем селективної виїмки супутніх копалин з урахуванням гірничо-геологічних умов залягання наведений нижче.

Схема А-2$а_1$-0-III. СКК є простим пластоподібним покладом (А), розташованим в середній частині розкривних порід (2). Він має витриману будову, потужність і якість ($а_1$), коли $H_П \geq h_E$, де h_E – мінімальна ефективна потужність пласта СКК, який доцільно розробляти гірничотранспортним обладнанням, котре є на кар'єрі. Його розробка проводиться на кар'єрі з видобутку основної корисної копалини (ОКК) за транспортною системою (III) існуючою технікою і технологією (див. табл. 4.1). Виїмка виконується відособленим уступом екскаваторами типу механічна лопата за умови:

$$0{,}46H_{Ч.MAX} \leq H_П \leq H_{MAX}, \qquad (4.19)$$

де $H_П$ – потужність СКК, м; $H_{Ч.MAX}$ – максимальна висота черпання, м; H_{MAX} – максимально можлива висота уступу, м.

H_{MAX} може приймати наступні значення: у зв'язних і крупнокускових породах $H_{MAX} \leq H_{Ч.MAX}$; у зв'язно-сипких підірваних і сипких породах середньої кускуватості (d_{CP} = 0,35 – 0,5 м) H_{MAX} = (1,05 – 1,15)$H_{Ч.MAX}$; у сипких підірваних породах H_{MAX} = (2,5 – 2,7)$H_{Ч.MAX}$; у міцних породах з попереднім розпушенням $H_{MAX} = 1{,}5H_{Ч.MAX}$.

Необхідно відзначити, що при $H_П = 0{,}46H_{Ч.MAX}$ продуктивність екскаватора $Q_C = 0{,}9Q_E$, де Q_E – експлуатаційна продуктивність екскаватора при ефективній висоті вибою.

Якщо $H_П \leq 0{,}46H_{Ч.MAX}$, виїмку СКК проводять у випадку, коли прибуток підприємства від комплексного використання цієї сировини ($П_C$) більше або дорівнює прибутку при валовій виїмці ($П_B$), тобто $П_C \geq П_B$. Якщо умова не виконується, пропонується використовувати навантажувачі з наступною сферою раціонального застосування:

$$1{,}5 \div 2{,}0 \leq H_П^H \leq 0{,}46H_{Ч.MAX}. \qquad (4.20)$$

Таблиця 4.7

Раціональна сфера застосування технологічних схем селективної виїмки порід

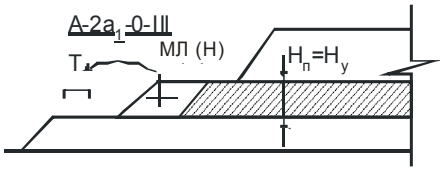
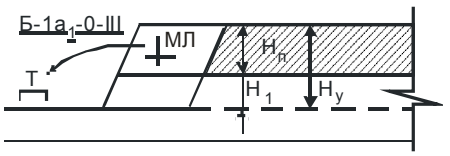
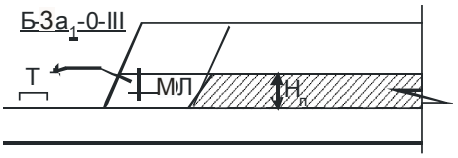
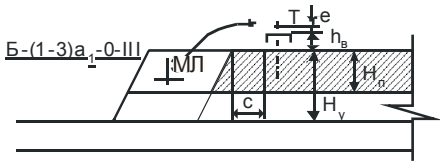
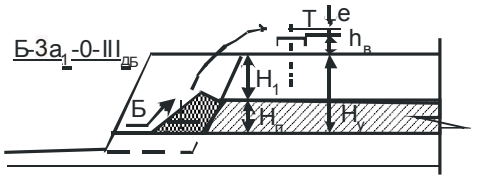
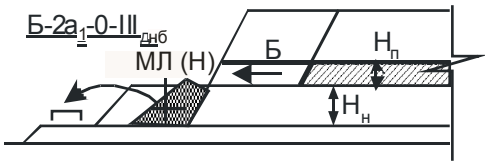
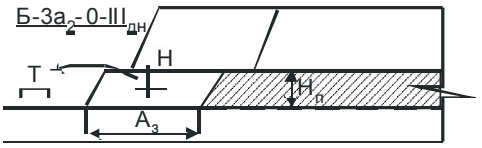
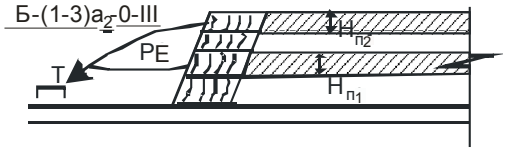
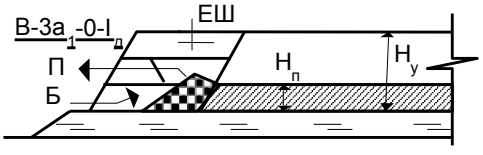
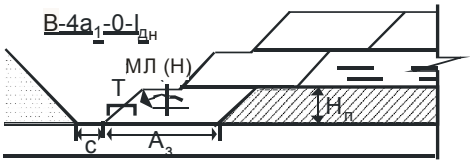
Технологічні схеми	Умови застосування
	$0{,}46H_{Ч.MAX} \le H_П \le H_{P.MAX}$ при $H_П = 0{,}46H_{Ч.MAX}$ $1{,}5 \div 2{,}0$ м $\le H_П^H \le 0{,}46H_{Ч.MAX}$
	$H_П \ge 0{,}46H_{Ч.MAX}$ $H_У > H_П + H_1$
	$0{,}24H_{Ч.MAX} \le H_П \le 0{,}46H_{MAX}$
	$H_П \ge h_E$ $H_П \le H_{P.MAX} - h_B - e$
	$0{,}3 \div 0{,}5$ м $\le H_П^Б < 1{,}5 \div 2{,}0$ м $H_П \le H_{P.MAX} - h_B - e - H_1$
	$0{,}3 \div 0{,}5$ м $\le H_П^Б \le 1{,}5 \div 2{,}0$ м $H_П \ge 0{,}46H_{Ч.MAX}$ $1{,}5 \div 2{,}0$ м $\le H_П^H \le 0{,}46\ H_{Ч.MAX}$
	$1{,}5 \div 2{,}0$ м $\le H_П^H \le 0{,}46\ H_{Ч.MAX}$ $4{,}5 \div 5$ м $\le A_З \le 12 \div 15$ м
	$H_{ПІ} \ge 0{,}5\ Д_P -$ горизонтальними стружками $0{,}5 < H_{П2} < 0{,}5\ Д_р -$ вертикальними стружками
	$H_П^{ЕШ} \le 0{,}24\dfrac{E}{\sqrt[3]{E}}$ $0{,}3 \div 0{,}5$ м $\le H_П^Б \le 1{,}5 \div 2{,}0$ м
	$1{,}5 \div 2{,}0$ м $\le H_П^H \le 0{,}46\ H_{Ч.MAX}$ $0{,}7R_{Ч.У} \ge A_З \ge 4{,}5 \div 5{,}0$ м

Схема Б-1a_1-0-III. СКК є складним (Б) для розробки покладом, розташованим у верхній частині розкривних порід (1). Має витриману будову, потужність та якість (a_1), коли $H_П \geq h_E$. Його розробка проводиться на кар'єрі з видобування СКК за транспортною системою (III) технікою і технологією, яка є на кар'єрі. Уступ розділяється на два підуступи, розробка СКК проводиться з верхнього підуступу екскаваторами типу механічна лопата. Тоді $H_П \geq 0{,}46H_{Ч.MAX}$. При цьому $Q_C \geq 0{,}9Q_З$, $H_Y > H_П + H_1$.

Схема Б-3a_1-0-III. СКК є складним (Б) для розробки покладом, розташованим у нижній частині розкривних порід (3), має витриману будову, потужність і якість (a_1), коли $H_П \geq h_E$. Для видобування СКК уступ розділяється на два підуступи. Виїмка проводиться з нижнього підуступу механічними лопатами за умови рентабельності. При цьому повинна виконуватися умова $0{,}24H_{Ч.MAX} \leq H_П \leq 0{,}46H_{Ч.MAX}$, а продуктивність екскаватора складає $0{,}7Q_E < Q_C < 0{,}9Q_E$.

Схема Б-(1-3) a_1-0-III. СКК є складним (Б) для розробки покладом, розташованим у верхній, середній або нижній частині розкривних порід (1 – 3). Має витриману будову, потужність і якість (a_1), коли $H_П \geq h_E$. Виїмка СКК виконується екскаваторами типу мехлопата з верхнім завантаженням в засоби транспорту, розташовані на покрівлі уступу. При цьому $H_П \leq H_{P.MAX} - h_B - e$, де $H_{P.MAX}$ – максимальна висота розвантаження, м; h_B – висота транспортного засобу, м; e – безпечна відстань між кузовом і ковшем при розвантаженні, м (e = 0,5 – 0,7 м).

Схема Б-3a_1-0-III$_{дб}$. СКК за умовами розробки відноситься до складних (Б) пластоподібних покладів з витриманою будовою, потужністю і якістю (a_1). Вона розташована в нижній частині розкривних порід, коли $H_П \geq h_E$. Розробка СКК проводиться кар'єром з видобування ОКК екскаваторами типу мехлопата із застосуванням додаткового обладнання – бульдозерів-розпушувачів для руйнування і переміщення в штабель на робочому майданчику уступу, з якого СКК екскаватором відвантажують в транспортні засоби, розташовані на покрівлі уступу. При цьому повинні забезпечуватися наступні умови: при роботі екскаваторів – $H_П \leq H_{P.MAX} - h_B - e - H_1$; при роботі бульдозерів-розпушувачів – 0,3 ÷ 0,5 м < $H_П$ < 1,5 ÷ 2,0 м

Схема Б-2a_1-0-III$_{днб}$. Умови розробки СКК аналогічні попереднім, але СКК розташована в середній частині розкривних порід. Після попереднього розпушення порід бульдозерами-розпушувачами гірська маса звалюється на нижній горизонт (ґрунт уступу). Навал відпрацьовується екскаваторами типу механічна лопата або навантажувачами. При цьому раціональна сфера застосування бульдозерів: 0,3 ÷ 0,5 м < $H_П^Б$ < 1,5 ÷ 2,0 м. Екскаватори проводять виїмку СКК, якщо $H_П > 0{,}46H_{Ч.MAX}$. Якщо 1,5 ÷ 2,0 ≤ $H_П^Б \leq 0{,}46H_{Ч.MAX}$, розробка виконується навантажувачами.

Схема Б-3a_2-0-III$_{дн}$. СКК за умовами розробки відноситься до складних (Б) пластоподібних покладів з невитриманою будовою, потужністю і якістю (a_2) і розташована в нижній частині розкривних порід. Для виїмки застосовується додаткове обладнання – навантажувачі. Раціональна сфера застосування даної схеми обмежується наступними умовами: 1) потужність СКК повинна знаходи-

тися в межах 1,5 ÷ 2,0 ≤ $H_П^Н$ ≤ 0,46$H_{Ч.МАХ}$; 2) ширина заходки – в межах 4,5 ÷ 5 м < $A_З$ ≤ 12 ÷ 15 м. Важливим показником в цьому й інших випадках, коли застосовуються навантажувачі, є ширина заходки. Для зниження негативного впливу селективної виїмки СКК на параметри системи розробки необхідно, щоб $A_З \rightarrow \min$.

Схема Б-(1-3) $а_2$-0-III. СКК є складним (Б) для розробки покладом, розташованим на покрівлі, середній або нижній частині розкривних порід. Розробка проводиться роторним комплексом. При $H_{П1} \geq Д_Р$ селективна виїмка СКК здійснюється за допомогою роторних екскаваторів вертикальними стружками. При 0,5 м < $H_{П2}$ < 0,5$Д_Р$ виїмка СКК проводиться горизонтальними стружками. В цьому випадку розубоження буде мінімальним, а робота роторних комплексів найбільш ефективною.

В-3$а_1$-0-III$_{дбн}$. СКК є вкрай складним (В) для розробки покладом, розташованим в нижній частині розкривних порід (3) з витриманою потужністю, будовою і якістю ($а_1$), коли $H_П \geq h_E$. На кар'єрі прийнята безтранспортна система розробки. Для виїмки СКК необхідне залучення додаткового устаткування. Робота проводиться в обмежених умовах. Розпушення і формування штабелю здійснюється бульдозером, виїмка і транспортування СКК – навантажувачами.

При розробці СКК драглайном повинна виконуватися умова $H_П \leq 0{,}24E / \sqrt[3]{E}$, а бульдозерами-розпушувачами – 0,3 ÷ 0,5 м < $H_П$ < 1,5 ÷ 2,0 м.

В-4$а_1$-0-III$_{дн}$. СКК є вельми складним (В) для розробки покладом, розташованим у ґрунті ОКК (4), має пластоподібне з витриманою будовою, потужністю і якістю залягання ($а_1$), коли $H_П > h_E$. Для виїмки СКК застосовують механічні лопати, якщо 0,46$H_{Ч.МАХ} \leq H_П \leq H_{Ч.МАХ}$, або навантажувачі, якщо 1,5 ÷ 2,0 м < $H_{ПН}$ ≤ 4,5 ÷ 5,0 м.

Наведене вище дозволяє обрати раціональну сферу застосування технології селективної розробки СКК залежно від гірничо-геологічних умов залягання.

4.9. Вибір та обґрунтування параметрів технологічних схем селективної розробки родовищ при видобуванні СКК

4.9.1. Розробка супутньої копалини, розташованої у середній частині розкривних порід

Супутня корисна копалина є простим шароподібним покладом, що розташовано у середній частині розкривних порід відповідно до схеми А-2$а_1$-О-III (табл. 4.7). Має витриману будову, потужність й якість, $H_П \geq h_E$, де h_E – ступінь селекції, яку доцільно розробляти обладнанням, що застосовується на кар'єрі. Розробка супутньої копалини здійснюється кар'єром з видобутку основної корисної копалини за транспортною системою технікою й технологією, яка застосовується на кар'єрі (рис. 4.10).

Обґрунтування технологічної схеми селективної розробки із зазначеними умовами передбачає доцільність селективної розробки СКК відповідним типом виймально-навантажувального обладнання й встановлення параметрів його роботи згідно з методикою розрахунку, наведеною нижче.

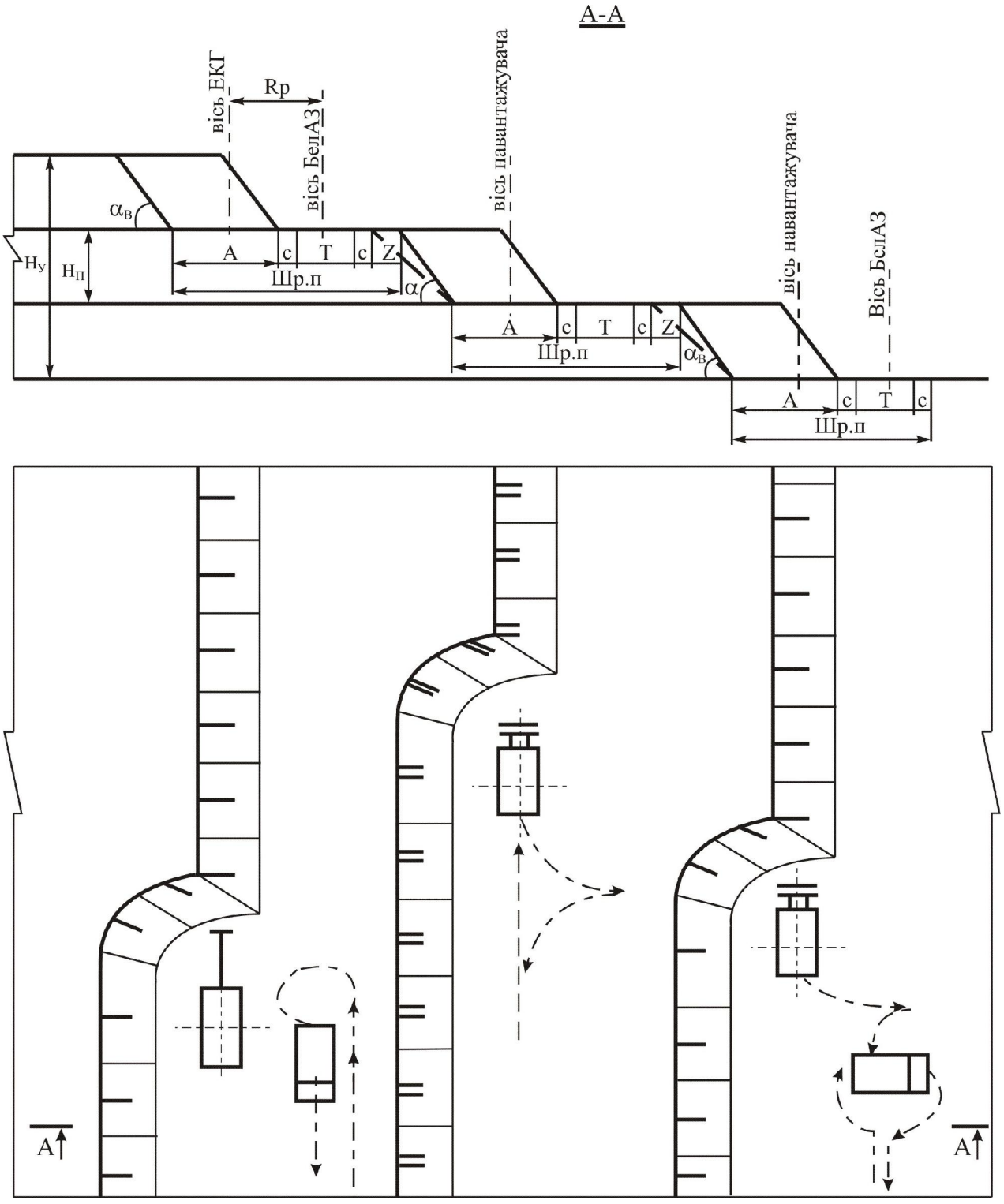


Рис. 4.10. Технологічна схема розробки СКК навантажувачем при розташуванні їх в середній частині розкривних порід

1. Вибір умови доцільного виймання СКК.

Вибір потрібного виймально-навантажувального обладнання залежить від вихідних даних, які визначають умову доцільності виймання СКК і розробку розкриву. Особливістю схеми (А-2a_1-О-III) є те, що для розробки супутньої копалини і розкривних порід застосовується два типи виймально-навантажувального обладнання – механічна лопата і навантажувач.

Виймання СКК здійснюється відособленим уступом екскаваторами типу механічна лопата за умови $0{,}46H_{Ч.МАХ} \le H_П \le H_{Ч.МАХ}$, де $H_П$ – потужність СКК, м; $H_{Ч.МАХ}$ – максимальна висота черпання виймально-навантажувального обладнання, м; H_{max} – максимально можлива висота уступу, м, відповідно до виразу (5.21 – 5.25).

За умови $H_П = 0{,}46H_{Ч.МАХ}$ продуктивність екскаватора $Q_С = 0{,}9Q_Е$, де $Q_Е$ – експлуатаційна продуктивність екскаватора при ефективній висоті вибою, $м^3$/рік.

Якщо $H_П \le 0{,}46H_{Ч.МАХ}$, виймання СКК здійснюють навантажувачами. Сфера їх раціонального застосування $1{,}5 – 2{,}0 \le H_П^Н \le 0{,}46H_{Ч.МАХ}$.

Згідно із зазначеною умовою визначається тип і типорозмір виймально-навантажувального обладнання й приводяться його основні технічні характеристики.

2. Вибір типу виймально-навантажувального обладнання

Розрахункові формули для цієї схеми

Механічні лопати.

При використанні кар'єрних і розкривних механічних лопат висота уступу в м’яких породах за умовами безпеки не повинна перевищувати максимальну висоту черпання екскаватора:

$$H_У \le H_{Ч.МАХ}. \quad (4.21)$$

У сипучих підірваних породах, якщо відсутня можливість їхнього раптового обвалення:

$$H_{МАХ} = (2{,}5 \ldots 2{,}7)\, H_{Ч.МАХ}, \text{ м}. \quad (4.22)$$

У зв’язно-сипучих підірваних породах і сипучих породах середньої кускуватості:

$$H_{МАХ} = (1{,}05 \ldots\ldots 1{,}15)\, H_{Ч.МАХ}, \text{ м}. \quad (4.23)$$

У зв'язних і крупнокускових породах:

$$H_{МАХ} \le H_{Ч.МАХ}. \quad (4.24)$$

У міцних породах з попереднім розпушуванням:

$$H_{МАХ} = 1{,}5H_{Ч.МАХ}, \text{ м}. \quad (4.25)$$

При роботі мехлопати з верхнім завантаженням у транспортні засоби висота уступу обмежується висотою й радіусом розвантаження. Висота уступу визначається згідно з умови використання максимальної висоти розвантаження:

$$H_V = H_{P.MAX} - h_B - e, \text{ м}, \quad (4.26)$$

де $H_{P.MAX}$ – максимальна висота розвантаження екскаватора, м; h_B – висота транспортного засобу, м; e – безпечна відстань між кузовом і ковшем у момент розвантаження, м.

Порівняння величини $H_{Ч.MAX}$ з величиною H_{MAX} дозволяє встановити типорозмір виймально-навантажувального обладнання, після чого приводяться його основні технічні характеристики.

Навантажувачі

Застосовують для виймання м'яких порід безпосередньо з масиву і при механічно розпушених або підірваних породах з розвалу. Навантажувачі також можуть використовуватися в кар'єрах, виконуючи функцію вантажно-транспортного обладнання.

Вибір типорозміру навантажувача здійснюється відповідно до висоти уступу і місткості ковша навантажувача (табл. 4.8).

Таблиця 4.8

Сфера ефективного застосування навантажувачів

Параметри обладнання	Висота уступу, м			
	2 – 3	3 – 5	6 – 8	8 – 15
Місткість ковша навантажувача, м^3	2 – 3	4 – 6	7,5 – 12,5	15 – 20

3. Визначення продуктивності виймально-навантажувального обладнання

Розрахункові формули для цієї схеми

Механічні лопати

Теоретична продуктивність – це кількість гірничої маси, що може бути вийняте в одиницю часу при безперервній роботі екскаватора, виходячи з його конструктивних параметрів.

$$Q_T = (3600E) / t_Ц, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (4.27)$$

де E – місткість ковша екскаватора, м^3; $t_Ц$ – теоретична тривалість робочого циклу, с.

Теоретична продуктивність екскаватора наводиться в паспорті, тому ще її називають паспортною.

Технічна продуктивність – це максимальна продуктивність екскаватора за годину при безперервній його роботі в конкретних гірничотехнічних умовах.

$$Q_{TEX} = (Q_T K_H K_З K_{TB}) / K_P, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (4.28)$$

де K_H – коефіцієнт наповнення ковша екскаватора; K_{TB} – коефіцієнт технології виймання; $K_З$ – коефіцієнт вибою, що враховує вплив допоміжних операцій; K_P – коефіцієнт розпушення в ковші.

$$K_{ТВ} = T_О / (T_О + T_{ДОП}), \quad (4.29)$$

де $T_О$ – час основної роботи, с; $T_{ДОП}$ – сумарний час допоміжних операцій екскаватора при відпрацюванні одного вибійного блоку (близько 20 % від часу основної роботи).

$$T_О = \sum t_Ц = (V_{ЗБ}\, t_Ц) / (EK_E), \text{ с}, \quad (4.30)$$

де $V_{ЗБ}$ – об'єм вибійного блоку, м^3; K_E – коефіцієнт екскавації.

$$V_{ЗБ} = H_у AP, \text{ м}^3, \quad (4.31)$$

де A – ширина заходки, визначається з виразу (4.41), м; P – довжина забійного блоку, м. Для кар'єрних екскаваторів P = 1,5...2 м; для розкривних екскаваторів P = 4 – 6 м.

Експлуатаційна продуктивність екскаватора визначається з урахуванням втрат робочого часу, пов'язаних з неминучими організаційними й технічними простоями.

Змінна експлуатаційна продуктивність для всіх видів екскаваторів визначається за формулою:

$$Q_{Е.ЗМ} = Q_{ТЕХ} T_{ЗМ} K_В, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (4.32)$$

де $T_{ЗМ}$ – тривалість зміни, годин; $K_В$ – коефіцієнт використання екскаватора в часі ($K_В$ = 0,6...0,7).

Річна продуктивність виймально-навантажувального обладнання:

$$Q_{РІК} = Q_{Е.ЗМ} \cdot N_{РД} \cdot n, \text{ м}^3/\text{рік}, \quad (4.33)$$

де $N_{РД}$ – кількість робочих днів у році; n – кількість робочих змін за добу.

Необхідна кількість екскаваторів:

$$N_E = \frac{k_{РЕЗ} \cdot Q_К}{Q_{РІК}}, \text{ шт}, \quad (4.34)$$

де $k_{РЕЗ}$ – коефіцієнт резерву екскаваторного парку, $k_{РЕЗ}$ = 1,25; $Q_{РІК}$ – річна продуктивність екскаватора, м^3/рік; $Q_К$ – потреба в сировині, м^3/рік.

Навантажувачі.

Технічна продуктивність одноковшевих навантажувачів визначається за формулою:

$$П_{ТЕХ} = (3600 E_{РК}) / T_Ц, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (4.35)$$

де $E_{РК}$ – розрахункова місткість ковша, м^3; $T_Ц$ – тривалість робочого циклу навантажувача.

$$E_{РК} = (q_П K_{НК}) / (\gamma K_{РК}), \text{ м}^3 , \quad (4.36)$$

де $q_П$ – номінальна вантажопідйомність ковша навантажувача, т; $K_{НК}$ і $K_{РК}$ – відповідно коефіцієнт наповнення ковша й коефіцієнт розпушення в ковші; γ – об'ємна маса породи в масиві, т/м^3;

$$T_Ц = t_Ч + 2L/V_{СР} + t_Р, \text{ с} , \quad (4.37)$$

де $t_Ч$ – час черпання, с; L – відстань переміщення породи, м; $V_{СР}$ – середня швидкість переміщення навантажувача, м/с; $t_Р$ – час розвантаження ковша навантажувача, $t_Р$ = 3...4, с.

Змінна *експлуатаційна продуктивність* навантажувача:

$$E_{Е.ЗМ} = П_{ТЕХ} \cdot T_{ЗМ} \cdot K_В, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (4.38)$$

де $T_{ЗМ}$ – тривалість зміни, год; $K_В$ – коефіцієнт використання навантажувача в часі ($K_В$ = 0,7... 0,8).

Річна продуктивність навантажувача

$$E_{РІК} = E_{Е.ЗМ} \cdot N_{РД} \cdot n, \text{ м}^3/\text{рік}, \quad (4.39)$$

де: $N_{РД}$ – кількість робочих днів у році; n – кількість робочих змін за добу.

Необхідна кількість навантажувачів:

$$N_{НАВ} = \frac{k_{РЕЗ} Q_К}{E_{РІК}}, \text{ шт}, \quad (4.40)$$

де $k_{РЕЗ}$ – коефіцієнт резерву парку навантажувачів, $k_{РЕЗ}$ = 1,25; $E_{РІК}$ – річна продуктивність навантажувача, м^3/рік; $Q_К$ – потреба в сировині, м^3/рік.

4. Вибір типу гірничотранспортного обладнання

При використанні мехлопат варто вибирати автосамоскиди, обґрунтувавши їх технологічні параметри (вантажопідйомність та місткість кузова) [23]. Під час використання навантажувачів як вантажно-транспортного обладнання їх ефективність обмежується відстанню транспортування від вибою до місця розвантаження (рудоспуск, дробарка), що не перевищує 1,3 км. При відстані понад 1,3 км варто застосовувати автотранспорт [24].

Розрахунок параметрів роботи гірничотранспортного обладнання робити в даному практичному завданні не потрібно.

5. Розрахунок основних параметрів системи розробки

Для розробки родовища з урахуванням особливостей залягання корисної копалини необхідно обрати систему розробки.

При транспортній системі із внутрішнім відвалоутворенням шар СКК переміщається у вироблений простір екскаваторами типу ЕКГ із завантаженням в

автосамоскиди або навантажувачами з наступним транспортуванням на збагачувальну фабрику або у внутрішній відвал.

Розрахункові формули для цієї схеми

Механічні лопати

Розрахунок ширини заходки

Максимальна ширина вибою (заходки) визначається радіусом черпання екскаватора на горизонті установки $R_{Ч.У.}$ При роботі бічним вибоєм за умовами черпання ширина внутрішньої частини вибою не повинна перевищувати $R_{Ч.У.}$ Ширина зовнішньої частини вибою повинна становити $(0,5...0,7)R_{Ч.У.}$ Таким чином, за умовами ефективного черпання ширина заходки в м'яких породах

$$A = (1,5... 1,7)\ R_{Ч.У}\ , \text{м}. \tag{4.41}$$

Такі заходки називаються нормальними. Заходки де $A < (1,5...1,7)R_{Ч.У}$, називаються вузькими, $A > (1,5...1,7)R_{Ч.У}$ – широкими.

Розрахунок ширини робочого майданчика

При використанні механічних лопат розрахунок ширини робочого майданчика (рис. 4.11) має наступну послідовність.

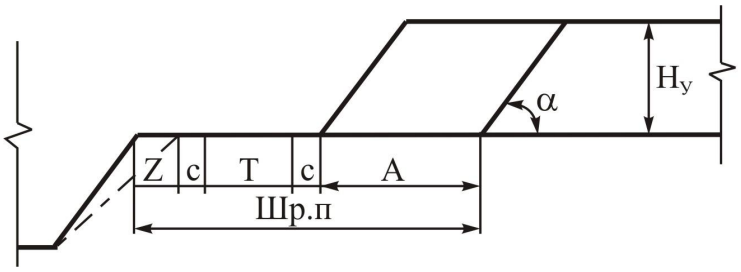


Рис. 4.11. Розрахункова схема до визначення ширини робочого майданчика

$$Ш_{Р.П.} = A + c + T + c + Z, \text{ м}, \tag{4.42}$$

де c – ширина узбіччя, м; T – ширина транспортної смуги при двобічному русі, м; Z – ширина призми можливого обвалення, м;

$$Z = H_У(ctg\alpha_H - ctg\alpha), \text{ м}, \tag{4.43}$$

де α – кут нахилу уступу, град; α_H – стійкий кут укосу уступу ($\alpha_H = 35 – 60°$).

Навантажувачі

Розрахунок ширини заходки

Мінімальна ширина заходки при використанні навантажувача визначається за формулою:

$$A_{MIN} = b_K + c\ , \text{ м}, \tag{4.44}$$

де b_K – ширина ковша навантажувача, м; c – мінімальна відстань між навантажувачем і нижньою брівкою уступу, c = 0,4...0,6 м.

Розрахунок ширини робочого майданчика

При використанні одноковшевих навантажувачів ширина робочого майданчика визначається

$$Ш_{Р.П} = A_{MIN} + c + T + c + Z, \quad \text{м}, \tag{4.45}$$

де c – ширина узбіччя, м; T – ширина транспортної смуги при двобічному русі, м (під час використанні автотранспорту T = 15 м, при використанні навантажувача як транспорту T = 10 м); Z – ширина призми можливого обвалення, м;

$$Z = H_У (ctg\alpha_H - ctg\alpha), \text{ м}, \tag{4.46}$$

Після встановлення основних параметрів схеми селективної розробки супутньої копалини, розташованої у середній частині розкривних порід, виконуються основні креслення в розрізі й плані (рис. 4.10).

4.9.2. Розробка супутньої копалини, розташованої у верхній частині розкривних порід

Виймання супутньої корисної копалини, яка є складним для розробки покладом, розташованим у верхній частині розкривних порід (схема Б-1$а_1$-0-III) і має витриману будову, потужність й якість ($H_П \geq h_E$), здійснюється кар'єром з видобування ОКК за транспортною системою, технікою й технологією, що використовується на кар'єрі.

Для розробки такої супутньої копалини необхідно визначити тип виймально-навантажувального обладнання і розрахувати параметри його роботи відповідно до наведеної нижче методики розрахунку.

1. Обґрунтування умови виймання СКК відповідно до завдання

Уступ розділяється на два підуступи. Розробка СКК здійснюється з верхнього підуступу екскаваторами типу механічна лопата (рис. 4.12).

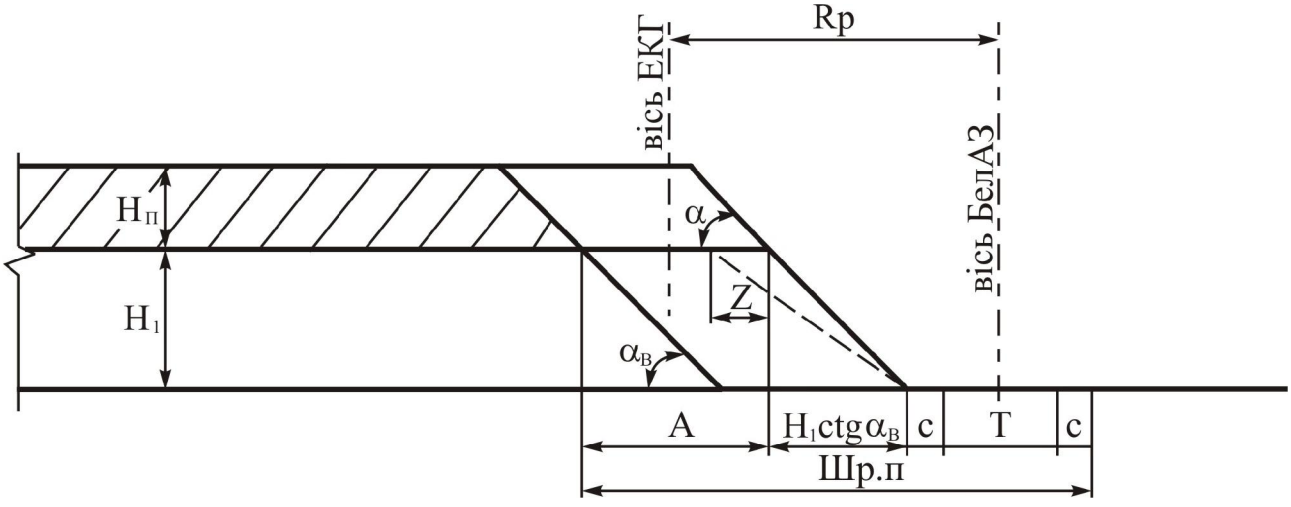


Рис. 4.12. Розрахункова схема до визначення ширини робочого майданчику

Виймання СКК екскаваторами доцільно за умови, коли $H_{П} \geq 0{,}46H_{Ч.МАХ}$, при цьому $Q_C \geq 0{,}9Q_E$, де Q_E – експлуатаційна продуктивність при ефективній висоті вибою, м^3/рік.

2. Вибір виймально-навантажувального обладнання (механічних лопат)

При роботі мехлопати з верхнім завантаженням у транспортні засоби висота уступу обмежується висотою й радіусом розвантаження. У стійких породах ($\alpha = 60…70^{o}$) висота уступу обмежується висотою розвантаження, а в м'яких нестійких породах – радіусом розвантаження.

Висота уступу визначається:

– за умови використання максимальної висоти розвантаження:

$$H_У = H_{Р.МАХ} – h_В – e, \text{ м}, \tag{4.47}$$

де $h_В$ – висота транспортного засобу, м; e – безпечна відстань між кузовом і ковшем у момент розвантаження, м.

– за умови повного використання радіуса розвантаження:

$$H_У = (R_Р – R_{Ч.В} – c)\ tg\alpha, \text{ м}, \tag{4.48}$$

де $R_Р$ – радіус розвантаження при максимальній висоті розвантаження; $R_{Ч.В}$ – радіус розвантаження на горизонті встановлення, м; c – мінімальна відстань від осі дороги до верхньої брівки уступу, $c \geq 3$ м; α – кут укосу уступу СКК, град.

До існуючих умов розробки визначається тип екскаваційного обладнання й наводяться його основні технічні характеристики.

3. Визначення продуктивності виймально-навантажувального обладнання (механічних лопат)

Згідно з раніше наведеними виразами (4.27) – (4.34) визначається теоретична, технічна і експлуатаційна продуктивність виймально-навантажувального обладнання типу мехлопата, після чого встановлюється їх необхідна кількість.

4. Вибір типу гірничотранспортного обладнання

При використанні мехлопат за результатами обґрунтування технологічних параметрів (вантажопідйомність та місткість кузова) обираються автосамоскиди та наводяться їх основні технічні характеристики.

5. Розрахунок основних параметрів системи розробки

Для розробки родовища з урахуванням особливостей залягання корисної копалини необхідно прийняти систему розробки.

Згідно з умовою завдання розробка СКК здійснюється за транспортною системою. Відповідно до неї з урахуванням внутрішнього відвалоутворення шар СКК переміщається екскаваторами типу ЕКГ із завантаженням в автосамоскиди і наступним транспортуванням на збагачувальну фабрику або у відвал.

Розрахункові формули для цієї схеми

Розрахунок ширини заходки

Максимальна ширина вибою (заходки) визначається радіусом черпання екскаватора на горизонті установки $R_{Ч.У.}$ При роботі бічним вибоєм за умовами

черпання ширина його внутрішньої частини не може перевищувати $R_{Ч.У.}$ Ширина зовнішньої частини вибою повинна становити $(0,5...0,7)R_{Ч.У}$. За умов ефективного черпання ширина заходки в м'яких породах

$$A = (1,5... 1,7)\ R_{Ч.У}, \text{ м}. \quad (4.49)$$

Такі заходки називаються нормальними. Заходки, де $A < (1,5...1,7)R_{Ч.У}$, називаються вузькими, $A > (1,5...1,7)R_{Ч.У}$ – широкими.

Розрахунок ширини робочого майданчика

При використанні механічних лопат розрахунок ширини робочого майданчику (рис. 4.12) уступу

$$Ш_{Р.П.} = A + H_1\, ctg\alpha_B + c + T + c, \text{ м}, \quad (4.50)$$

де c – ширина узбіччя, м; T – ширина транспортної смуги при двобічному русі, м; H_1 – висота нижнього шару розкриву, м; α_B – кут укосу уступу, $\alpha_B = 40°$.

Розрахунок ширини призми можливого обвалення

Ширина призми можливого обвалення нижнього підуступу визначається:

$$Z = H_У (ctg\alpha_H - ctg\alpha), \text{ м}, \quad (4.51)$$

де α – кут нахилу укосу уступу, град; α_H – стійкий кут укосу уступу ($\alpha_H = 35 – 60°$).

Після встановлення основних параметрів схеми селективної розробки супутньої копалини, розташованої у верхній частині розкривних порід, виконуються основні креслення в розрізі й плані (рис. 4.13).

4.9.3. Розробка супутньої копалини, розташованої у середній частині розкривних порід, із перевалкою породи на уступ, що знаходиться нижче

Ця схема розробки застосовується у випадку, коли супутні корисні копалини за умовами розробки відносяться до складних шароподібних покладів з витриманою будовою, потужністю і якістю (схема Б-2$а_1$-О-III$_{днб}$), якщо $H_П < h_E$, де h_E – ефективна мінімальна виймальна потужність СКК, що розробляється обладнанням, що використовується. СКК розташована в середині розкривних порід. Розробка СКК здійснюється кар'єром з видобутку ОКК екскаваторами типу ЕВГ й ЕКГ із застосуванням додаткового обладнання – навантажувачів і бульдозерів-розпушувачів для переміщення в штабель на робочому майданчику уступу, з якого екскаватором відвантажують СКК в транспортні засоби (рис. 4.14).

Для розв'язання поставленої задачі обирають потрібну умову, при якій доцільна селективна розробка СКК з використанням відповідного типу виймально-навантажувального обладнання, а також розраховуються параметри його роботи при існуючих вихідних даних і нижченаведеної методики розрахунку.

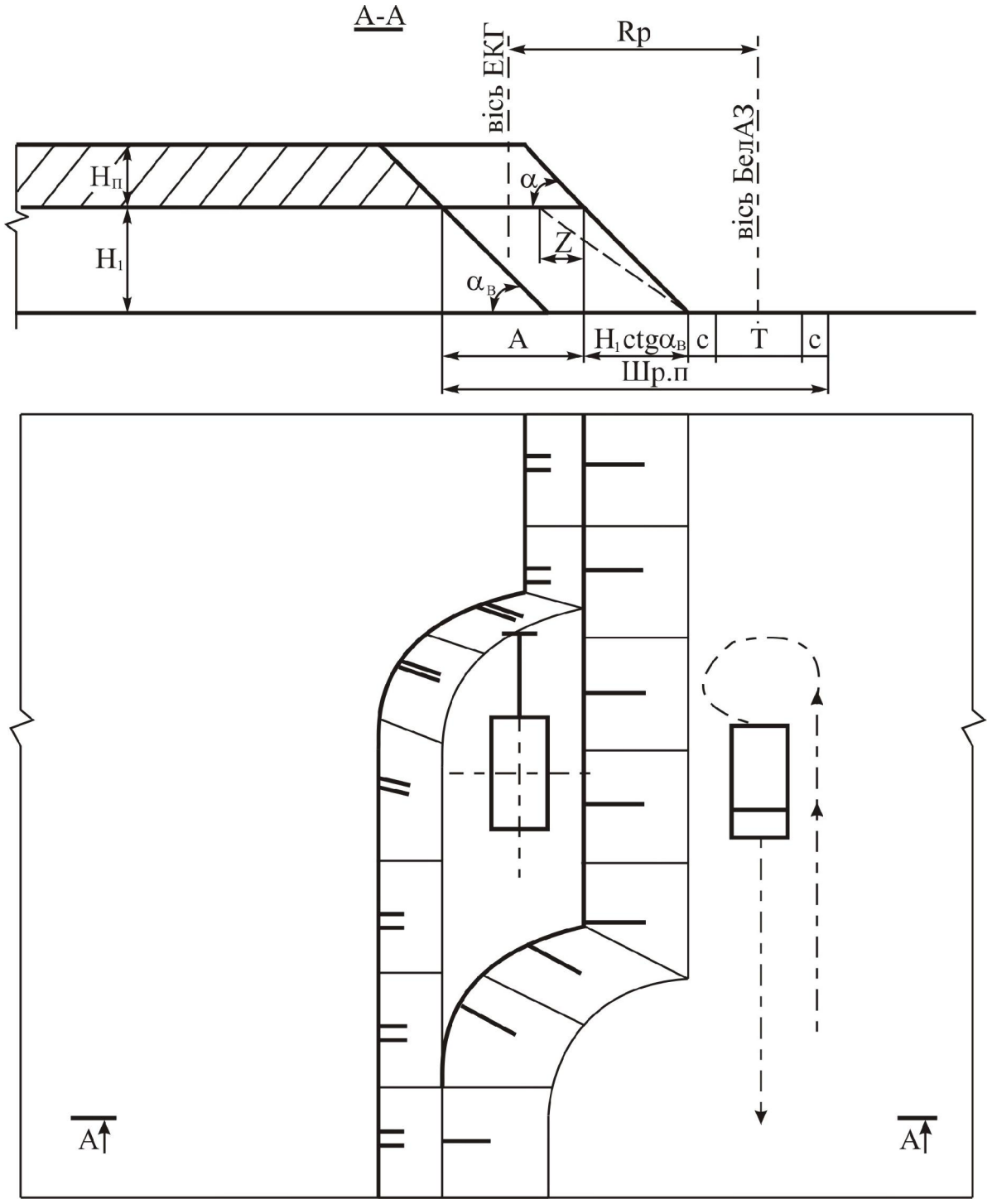


Рис. 4.13. Технологічна схема розробки СКК, розташованої у верхній частині розкривних порід, екскаватором типу ЕКГ

1. Вибір умови доцільного виймання СКК і типу виймально-навантажувального обладнання

Після попереднього розпушування порід бульдозерами-розпушувачами гірська маса зіштовхується на горизонт (ґрунт уступу), що знаходиться нижче, а вже з навалу відпрацьовується екскаваторами типу механічна лопата або навантажувачами. При цьому раціональна сфера застосування бульдозерів:

$$0{,}3 – 0{,}5 \text{ м} < H_П^Б < 1{,}5 – 2{,}0 \text{ м}. \quad (4.52)$$

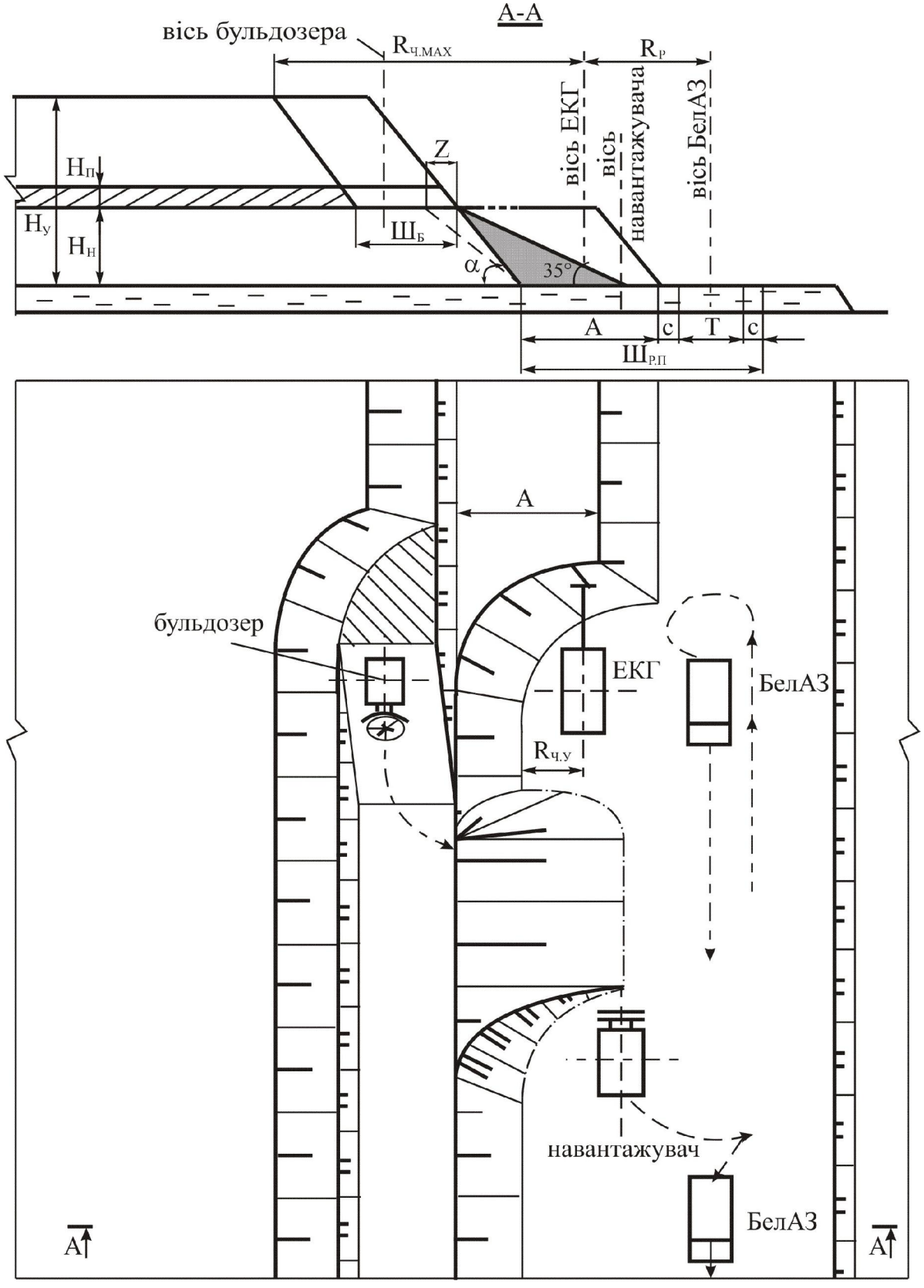


Рис. 4.14. Технологічна схема розробки СКК, розташованої в середині розкривних порід із застосуванням додаткового виймально-навантажувального обладнання

В даному завданні для розробки СКК рекомендовано приймати бульдозери типу ДЗ-27 на базі трактора Т-130, ДЗ-60 на базі трактора Т-330 та ін.

Екскаватори здійснюють виїмку СКК, якщо $H_П > 0{,}46H_{ч.max}$.

Якщо $1,5 – 2,0 \le H_{П}^{Н} \le 0,46 H_{Ч.МАХ}$, розробку СКК здійснюють навантажувачі.

Тип навантажувача обирається відповідно до висоти уступу і місткості ковша навантажувача.

2. Визначення продуктивності виймально-навантажувального обладнання

Механічні лопати

Теоретична, технічна і експлуатаційна продуктивність виймально-навантажувального обладнання типу мехлопата і його необхідна кількість встановлюється згідно з раніше наведеними виразами (4.27) – (4.34).

Навантажувачі

Технічна, експлуатаційна і річна продуктивність виймально-навантажувального обладнання типу навантажувач і його необхідна кількість встановлюється згідно з виразами (4.35) – (4.40).

3. Вибір типу гірничотранспортного обладнання

При використанні мехлопат варто обирати автосамоскиди, обґрунтувавши їх технологічні параметри (вантажопідйомність та місткість кузова). При застосуванні навантажувачів, як вантажно-транспортного обладнання, ефективне їх використання обмежується відстанню транспортування від вибою до місця розвантаження (рудоспуск, дробарка), що не перевищує 1,3 км. При відстані понад 1,3 км варто застосовувати автотранспорт.

4. Розрахунок основних параметрів системи розробки

Для розробки родовища з урахуванням особливостей залягання корисної копалини необхідно обрати систему розробки. Так, при транспортній системі із внутрішнім відвалоутворенням шар СКК екскаваторами типу ЕКГ звантажується у автосамоскиди або звантажується і транспортується навантажувачами.

Розрахункові формули для цієї схеми

Розрахунок ширини заходки

Ширина заходки складає:

– при використанні механічних кар'єрних і розкривних лопат:

максимальна ширина вибою (заходки) визначається радіусом черпання екскаватора на горизонті установки $R_{Ч.У.}$ При роботі бічним вибоєм за умовами черпання ширина його внутрішньої частини не повинна перевищувати $R_{Ч.У.}$ Ширина зовнішньої частини вибою повинна становити $(0,5...0,7)R_{Ч.У.}$ Таким чином, за умовами ефективного черпання ширина заходки в м'яких породах повинна знаходитися у межах:

$$A = (1,5... 1,7)\, R_{Ч.У}, \text{ м}. \qquad (4.53)$$

– при використанні навантажувачів мінімальна ширина заходки визначається за формулою:

$$A_{MIN} = b_K + c, \text{ м}, \qquad (4.54)$$

де b_K – ширина ковша навантажувача, м; c – мінімальна відстань між навантажувачем і нижньою брівкою уступу, c = 0,4...0,6 м.

– при використанні бульдозерів

$$A_З = l_Б + c, \text{ м}, \quad (4.55)$$

де $l_Б$ – ширина лемеша бульдозера, м.

Розрахунок ширини робочого майданчику

При використанні мехлопат ширина робочого майданчику уступу

$$Ш_{Р.П.} = A + c + T + c + Z, \text{ м}, \quad (4.56)$$

де c – ширина узбіччя, м; T – ширина транспортної смуги, при двобічному русі, м; Z – ширина призми можливого обвалення, м;

$$Z = H_У (ctg\alpha_Н - ctg\alpha), \text{ м}, \quad (4.57)$$

де α – кут нахилу уступу, град; $\alpha_Н$ – стійкий кут укосу уступу ($\alpha_Н = 35 – 60°$).

При використанні одноковшевих навантажувачів ширина робочого майданчику буде мати такий вигляд:

$$Ш_{Р.П} = A_{MIN} + c + T + c + Z, \quad \text{м}, \quad (4.58)$$

де с – ширина узбіччя, м; Т – ширина транспортної смуги при двобічному русі, м; Z – ширина призми можливого обвалення, м.

$$Z = H_У (ctg\alpha_Н - ctg\alpha), \text{ м}, \quad (4.59)$$

де α – кут нахилу уступу, град; $\alpha_Н$ – стійкий кут укосу уступу ($\alpha_Н = 35 – 60°$);

Ширина робочого майданчику бульдозера приймається не менше 10 м, тобто $Ш_Б \geq 10$ м.

$$Ш_Б = A_З + Z, \text{ м}, \quad (4.60)$$

де $A_З$ – ширина заходки бульдозера, м; z – ширина призми можливого обвалення, м;

$$Z = H_У (ctg\alpha_Н - ctg\alpha), \text{ м}, \quad (4.61)$$

де α – кут укосу уступу, град; $\alpha_Н$ – стійкий кут укосу уступу ($\alpha_Н = 35 – 60°$).

Після встановлення основних параметрів схеми селективної розробки супутньої копалини, розташованої у середній частині розкривних порід з їх подальшою перевалкою на уступ, що знаходиться нижче, виконуються основні креслення в розрізі й плані (рис. 4.14).

Запитання для самоперевірки

1. У чому полягає важливість комплексного використання корисних копалин?

2. Як переорієнтувати розробку родовищ в Україні на використання СКК?

3. Назвіть основні положення систематизації СКК за умовами розробки?

4. Вкажіть раціональні сфери застосування технології селективної розробки залежно від гірничо-геологічних умов родовища?

5. Яким обладнанням можна проводити виймання СКК при розробці ОКК?

6. Чим відрізняються технологічні схеми розробки СКК у випадках, якщо вона розташована у середній і верхній частинах розкривних порід?

7. Опишіть технологічну схему розробки СКК, розташованої у середній частині розкривних порід з перевалкою порід на уступ, що знаходиться нижче.

Наведений у цьому розділі навчальний матеріал дає студенту можливість оволодіти знаннями з раціонального природокористування при відкритій розробці родовищ, які дозволять систематизувати поклади СКК, вибрати раціональну технологічну схему розробки СКК залежно від гірничо-геологічних умов їх залягання й основне гірничотранспортне обладнання, а також установити параметри системи розробки.

5. ФОРМУВАННЯ ТА РОЗРОБКА ТЕХНОГЕННИХ РОДОВИЩ

Розглянуті питання пов'язані з формуванням та розробкою техногенних родовищ.

Подані схеми складування супутніх корисних копалин у техногенне родовище і їх розробки, а також класифікація техногенних формувань при відкритих гірничих роботах.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти: обирати гірничоготранспортне обладнання для формування і розробки техногенних родовищ, будувати паспорти роботи їх забоїв; розраховувати параметри роботи виймально-навантажувального устаткування.

5.1 Загальні відомості

Відомо, що при видобуванні та переробці корисних копалини виникають супутні продукти і відходи, значна частина яких є цінною мінеральною сировиною для різних галузей промисловості.

Мінеральна сировина з «гірничопромислових відходів» являє собою супутні корисні копалини (СКК), які органічно містять в собі два функціональні призначення. Вони є джерелом природних ресурсів, що можуть бути використані поряд з первинною сировиною геогенних (природних) родовищ, тобто як рівноправний ресурсний потенціал [25]. Крім того, СКК є економічним потенціалом, який забезпечує загальні умови життя, функціонування виробництва, а також ступінь можливого залучення в експлуатацію ресурсів, їх переробку і використання.

Особливістю СКК є те, що як у минулому і теперішньому, так і в майбутні періоди їх вихід при відкритій розробці родовищ перевищуватиме потреби промисловості.

Найближчим часом СКК, як і раніше, складуватимуться у відвали валовим способом, де вони змішуються і втрачають свої якісні характеристики. Тому необхідно передбачити можливість окремого складування кожного виду сировини і розробити способи збереження його якісних характеристик, тобто цілеспрямовано формувати техногенні родовища (ТР). Тобто всі відходи видобування, збагачення і переробки мінеральної сировини, які мають промислове значення, є супутніми корисними копалинами, а їх сукупність у визначеному місті – техногенними родовищами, які повинні включатися до Державного фонду родовищ мінеральної сировини України.

В зв'язку з цим потрібно розробляти нові способи формування ТР, які забезпечать збереження технологічних властивостей заскладованих СКК. Крім того, необхідно класифікувати техногенні формування за призначенням, систематизувати умови, розробити ефективну технологію формування ТР і його подальшу розробку.

5.2. Існуючі схеми складування розкривних порід

Зростання видобутку корисних копалин відкритим способом приводить до збільшення об'ємів відвальних робіт. Цей технологічний процес є одною з основних складових відкритої розробки. Правильний вибір способу відвалоутворення має істотне значення для організації ефективної роботи гірничодобувно-

го підприємства. Особливої актуальності це питання набуває під час комплексної розробки родовищ. Підтвердженням цього є виконаний аналіз стану складування розкривних гірських порід при розробці родовищ України, який наведено нижче.

Традиційно розрізняють три основні способи складування розкривних порід: на внутрішніх відвалах; на зовнішніх відвалах; комбінований (як на внутрішніх, так і на зовнішніх відвалах).

При розробці ***пологих родовищ*** найбільшого поширення набуло складування розкривних порід у *внутрішніх відвалах* кар'єрів, обумовлене постійною глибиною залягання корисної копалини, що дозволяє розробляти кар'єр на повну глибину і розміщувати розкривні породи у залишковому виробленому просторі кар'єру.

Складування розкривних порід на *зовнішніх відвалах* здійснюється лише в період будівництва кар'єрів, коли розкривається кар'єрне поле і споруджуються виїзна і розрізна траншеї.

Найбільш ефективний напрям відвалоутворення полягає у роздільному складуванні розкривних порід з метою збереження їх у вигляді якісної мінеральної сировини.

Аналіз сучасної практики складування під час розробки пологих родовищ показав, що:

– при розгляді питань складування розкривних порід у внутрішні відвали практично не враховується роздільне складування СКК з метою збереження їх властивостей;

– теоретично не обґрунтовані основні умови формування техногенних родовищ при роздільному складуванні СКК;

– практично не вивчені питання використання існуючого відвального обладнання для роздільного складування СКК при формуванні ТР.

5.3. Вимоги до формування техногенних родовищ

Проведений вище аналіз існуючих способів складування розкривних порід на родовищах України, значна частина яких є мінеральною сировиною для різних галузей промисловості, показав, що їх втрата відбувається ще й у зв'язку з економічною недоцільністю повторного виймання, котре потребує значних додаткових витрат на розподіл СКК. При цьому практично не розглядається роздільне їх складування для збереження технологічних властивостей, теоретично не обґрунтовані умови формування ТР, слабко вивчені питання використання існуючого гірничотранспортного обладнання для роздільного складування СКК при формуванні ТР.

Тому при подальшій експлуатації родовищ України перспективним напрямом є роздільне складування СКК з метою збереження їх як якісної мінеральної сировини. Однак при цьому потрібно задіяти значну кількість родючих земель під відвали, розробити принципово нові технологічні схеми спільно-роздільного складування різних видів СКК в одному ТР, що дозволять зберегти

їх основні технологічні властивості, а іноді і поліпшити їх, забезпечивши охорону навколишнього природного середовища.

На підставі проведеного аналізу традиційної технології відвалоутворення й з урахуванням сучасних вимог при розробці нових способів спільно-роздільного складування СКК повинні бути витримані наступні вимоги:

1) мінімальна зміна фізико-механічних і хімічних властивостей гірських порід при їх тривалому зберіганні у відвалах;

2) забезпечення стійкості створюваних відвалів;

3) мінімальне розубоження кожного складованого компонента на контакті одного з одним;

4) дотримання вимог екологічної чистоти, тобто охорони надр, повітряного й водного басейну, мінімум вилучення земель та ін.;

5) простота повторного виймання всіх СКК при розробці ТР;

6) наявність достовірної інформації про обсяги і якісні властивості складованих у відвал гірських порід.

5.4. Схеми складування супутніх корисних копалин у ТР

Основною метою формування ТР є збільшення терміну збереження технологічних і промислових властивостей СКК і створення умов для ефективної повторної розробки.

Для цього запропоновані способи складування різних типів СКК в одному ТР, новизна технічних рішень яких захищена авторськими свідоцтвами на винаходи [26 – 28].

Метою першого способу є збільшення терміну збереження технологічних і промислових властивостей СКК і поліпшення умов експлуатації при повторній розробці. Для цього спочатку визначається сумісність складованих різновидів СКК щодо фізико-механічних властивостей і хімічного складу, а також оцінюється вплив на них навколишнього природного середовища (НПС).

Так, аналізу підпорядковуються наступні властивості СКК: кут природного укосу, межа міцності на стиснення, модуль пружності, усадка, цементація, ступінь розубоження в приконтактних зонах, ступінь вивітрювання, вилуговування, карбонатизация під впливом CO_2, хімічні зміни на контакті СКК, вплив акцесорних мінералів і так далі.

Аналіз наведених чинників дозволяє визначити раціональне поєднання складованих СКК, частина з яких вимагають захисту (консервації), решта несуть функцію захисту з одного боку від впливу зовнішнього середовища, з іншого – від впливу на зовнішнє середовище, тобто забезпечують збереження технологічних і промислових властивостей СКК і охорону НПС.

На рис. 5.1 подана схема складування двох різновидів СКК, яка призначена для формування ТР з метою збереження їх властивостей.

Спочатку відсипається ряд піонерних насипів з СКК (1), що мають більш великий кут природного укосу, менш піддані впливу зовнішнього середовища й інертні відносно СКК (2).

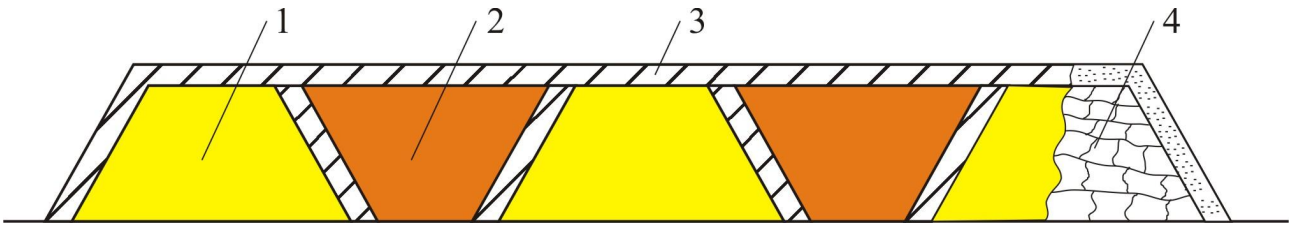


Рис. 5.1. Схема складування СКК у ТР для збереження їх технологічних і промислових властивостей (пасивний спосіб)

Піонерні насипи екрануються тонкодисперсними породами з високими антифільтраційними властивостями (3) для запобігання впливу зовнішнього середовища й міграції розчинних речовин між секціями відвалу. Як екрануючий матеріал можна використовувати глинисті породи, оброблені поверхневоактивними речовинами. Для створення більшого ступеня цементації екрана периферійна частина (4) піонерного насипу повинна бути складена з корінних порід дрібних фракцій.

Між піонерними насипами складуються СКК, які менш стійкі до впливу зовнішнього середовища й згодом можуть істотно змінювати свої фізико-механічні властивості й хімічний склад. Отже, СКК (1) та екран несуть функцію захисту СКК (2). Споруда піонерних насипів і складування СКК у простір між ними здійснюється звичайними способами, прийнятими в гірничій практиці (наприклад, бульдозерне відвалоутворення). Для ефективного відпрацювання ТР піонерні насипи відсипаються з урахуванням лінійних параметрів обладнання, що буде використовуватися для його освоєння.

Пропонований спосіб дозволяє здійснити складування в одному ТР декількох різновидів СКК і забезпечує їх ефективне селективне відвантаження споживачам.

Метою другого способу формування ТР є запобігання вивітрюванню покривного шару і мінеральної сировини при тривалому зберіганні.

Поставлена мета досягається тим, що при зберіганні мінеральної сировини в техногенному родовищі пропонується проводити покриття поверхні ТР шаром тонкодисперсного глинистого матеріалу із змістом захисних колоїдів 0,5 – 5 кг/т, а також подальше просочення шару суспензією наступного складу: 20 – 40 % – алюмосилікати (із змістом 20 – 40 % CaO від загального складу), 60 – 80 % – вода.

Технологія формування другим способом припускає планування поверхні ТР бульдозером, який вирівнює її і створює ухил 0,03 ‰ для забезпечення стікання води. Далі автотранспортом на поверхню доставляється бентонітоподібна глина. Вона за допомогою грейдера розрівнюється, створюючи глинистий захисний екран. Порожнини, що утворилися в результаті різного гранулометричного складу СКК, заповнюються глиною. Тим самим готується поверхня ТР для обробки твердіючим розчином. Товщина глинистого екрану – 4 – 25 см (але не менше 4 см над максимальним гребенем техногенного родовища).

Використання запропонованого способу дозволить забезпечити збереження технологічних і промислових властивостей мінеральної сировини, надійно

поховати шкідливі відходи промисловості і зменшити забруднення навколишнього природного середовища.

Третій спосіб формування ТР розроблено для поліпшення технологічних і якісних властивостей заскладованих СКК. Він передбачає створення активної системи корисної взаємодії компонентів супутніх корисних копалин (рис. 5.2).

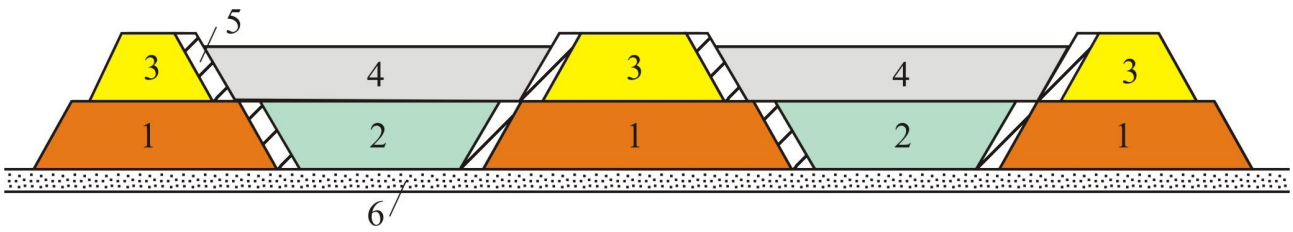


Рис. 5.2. Схема складування СКК у ТР для поліпшення їх технологічних і промислових властивостей (активний спосіб)

На рис. 5.2 подано технологічну схему складування СКК при формуванні ТР ярусами. Вона містить піонерні насипи (1) першого ярусу, ємності (2) для складування карбонатовмісних СКК, наприклад, карбонату кальцію $CaCO_3$ (вапняк), насипи (3) другого яруса, ємності (4) для складування некондиційних карбонатовмісних руд різних металів, наприклад, карбонату заліза $FeCO_3 \cdot CaCO_3$, екрануюче покриття (5), прошарок (6), що забезпечує дренаж води.

Технологія формування ТР в такий спосіб полягає в тому, що перед початком спорудження ТР обирають ділянку, в основі якої мають місце породи, що забезпечують якісний дренаж ТР, наприклад, пісок. При відсутності такої ділянки відсипається піщаний або гравійний прошарок товщиною 1 – 2 м (6).

Формування ТР, як і в другому способі, починається з відсипки піонерних насипів першого ярусу (1) (рис. 5.3) зі скельних порід (наприклад, амфіболітів, що мають кут природного укосу 39 – 40º і межу міцності 1400 – $1500 \cdot 10^{-5}$ Н/м^2) на відстані, кратній ширині заходки екскаватора.

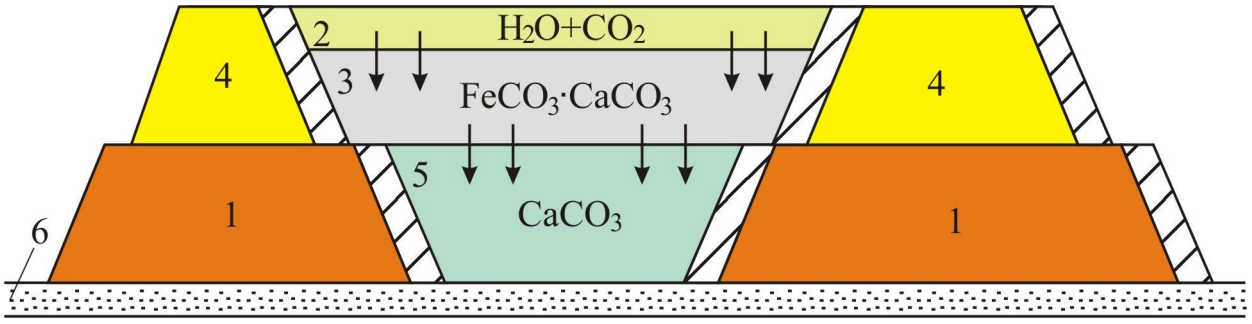


Рис. 5.3. Активна схема корисної взаємодії компонентів СКК: 1 – піонерні насипи першого ярусу; 2 – ємність для постачання води, що насичена оксидом карбону (IV); 3 – ємність для складування некондиційних карбонатовмісних руд; 4 – піонерні насипи другого ярусу; 5 – ємність для складування вапняків із низьким вмістом карбонатів; 6 – прошарок порід для дренажу

Потім поверхні ємностей, що утворилися, екранують бентонітоподібними глинами, що оброблені ПАР (поверхнево активними речовинами), наприклад,

гіпаном або метасом. Екрановані ємності (5), що утворилися, заповнюють вапняком ($CaCO_3$) низького ґатунку з вмістом карбонатів до 50 % і гранулометричним складом 0 – 1200 мм. Вапняк відсипають до рівня піонерних насипів з метою створення горизонтального майданчику, який необхідний для розташування гірничотранспортного обладнання і можливості відсипки другого ярусу. Перший ярус відсипають висотою 15 м, причому верхній шар ємності товщиною 0,5 – 1 м заповнюють породами для забезпечення необхідної швидкості фільтрації.

Формування другого ярусу починається з відсипки ряду насипів (4) над відповідними піонерними насипами першого ярусу з тих самих скельних порід. Поверхні укосів ємностей, що утворилися, також екранують бентонітоподібними глинами. В ємності (3), що утворилася, складуються некондиційні карбонатовмісні залізні руди ($FeCO_3 \cdot CaCO_3$), які заповнюють не менше одного метру нижче верхнього рівня насипів другого ярусу. Таким чином над ними утворюється ємність, яку потім заповнюють водою, що насичена оксидом карбону (IV). Для запобігання стікання води в торцях сформованого ТР відсипають підпірні стінки з тих самих скельних порід, що і піонерні насипи, потім їх екранують бентонітоподібними глинами, обробленими ПАР. Формування ТР здійснюють автосамоскидами, планування – бульдозерами.

Вода, насичена оксидом карбону (IV), потрапляє в ТР по трубопроводу від барботувального пристрою і заповнює порожнини, які утворилися при складуванні карбонатовмісних руд до рівня поверхні насипу другого ярусу. Після цього постачання води припиняється. Цикл повторюється через 10 днів, оскільки за цей термін відбувається найбільш інтенсивне вилуговування, в процесі якого утворюються розчинні сполуки $Ca(HCO_3)$.

Це відбувається внаслідок наступних хімічних реакцій:

$$FeCO_3 \cdot CaCO_3 + H_2O + CO_2 \rightarrow \begin{matrix} Fe(HCO_3)_2 \\ Ca(HCO_3)_2 \end{matrix}, \qquad (5.1)$$

де $FeCO_3 \cdot CaCO_3$ – карбонатовмісна залізна руда; H_2O – вода; CO_2 – оксид карбону (IV); $CaCO_3$ – вапняк; $Fe(HCO_3)_2$ – гідрокарбонат заліза (нерозчинний); $Ca(HCO_3)_2$ – гідрокарбонат кальцію (розчинний).

Таким чином, в результаті хімічних реакцій у верхній ємності зосереджуються оксиди металів, а також нерозчинні карбонати заліза, які впливають на збільшення процентного вмісту заліза в руді до 53,8 %. В той самий час гідрокарбонати кальцію починають осідати і, проникаючи в ємності нижнього ярусу, де знаходиться бідний вапняк, сприяють його збагаченню і утворенню висококарбонатних з’єднань із вмістом карбонатів до 90 – 95 %. Вода з ТР віддаляється через прошарок (6), який знаходиться в його підошві. Такий спосіб дозволяє поліпшувати технологічні та якісні властивості мінеральної сировини.

Таким чином, складування СКК в одному ТР з урахуванням їх фізико-механічних і хімічних властивостей за запропонованими схемами дозволяє: захистити СКК від впливу НПС або убезпечити саме НПС від шкідливих елемен-

тів, що знаходяться в СКК; зберегти технологічні і промислові властивості СКК протягом тривалого проміжку часу, а іноді і поліпшити їх; створити просту і ефективну технологію повторного відпрацювання заскладованих СКК; максимально використовувати площі, відведені під ТР, і мінімізувати збитки сільського господарства від порушення земельних угідь.

Розробка цих способів дозволила перейти до вирішення нової перспективної задачі цілеспрямованого формування техногенних родовищ. Для цього необхідно розробити класифікацію техногенних формувань та вимоги до формування ТР, систематизувати умови створення ТР, а також обґрунтувати технологію формування ТР різним гірничотранспортним обладнанням.

5.5. Класифікація техногенних формувань при відкритій розробці родовищ

При розробці класифікації техногенних формувань за основу беруться техногенні порушення, процесом створення яких можна керувати відповідно до основного призначення [29].

Визначення термінів техногенного порушення та техногенного формування наведено нижче.

Техногенне порушення – погіршення якості навколишнього природного середовища (атмосфери, гідросфери, літосфери, рельєфу) в результаті продуктивної діяльності людини з використанням потужних технічних засобів (екскаваторів, авто- і залізничного транспорту та ін.).

Техногенні формування – це утворення (виїмки кар'єрів, відвали, хвостосховища і таке інше), отримані в результаті продуктивної діяльності людини з використанням потужних технічних засобів.

У табл. 5.1 наведена класифікація можливих техногенних формувань при здійсненні відкритих гірничих робіт. Класифікація побудована з урахуванням визначальних ознак формувань (виду, типу й групи), способу їх створення й призначення.

Всі можливі техногенні формування в процесі виконання гірничих робіт або після їх завершення можна поділити на три види: мінерально-сировинні, ландшафтні та екологічні.

Перший вид формувань повинен бути розвинений найбільш широко. Його призначення – охорона надр шляхом створення техногенних родовищ мінеральної сировини з СКК і відходів збагачення і переробки основних корисних копалин. Залежно від умов розробки й термінів залучення в експлуатацію ці формування розділяються на три основних типи: відвали, хвостосховища, площі, які знаходяться за межею гірничого відводу. У свою чергу, ці типи мають характерні групові ознаки, головними з яких є зовнішні й внутрішні відвали, де в період розробки родовищ зосереджують основні запаси СКК.

Формування 2-го типу відрізняються від 1-го умовами створення, оскільки відходи збагачення формуються в основному валовим способом у вигляді пульпи в різних частинах хвостосховища. Однак у деяких випадках можливий поділ відходів на різні види сировини. Наприклад, на підприємствах кольорової

металургії кварцові піски й глинистий продукт внаслідок природної седиментації розподіляються відповідно по периметру й у ядрі хвостосховища; у результаті чого створюються самостійні техногенні родовища.

Таблиця 5.1.

Класифікація техногенних формувань при відкритих гірничих роботах

Класифікаційні ознаки утворення			Способи (заходу) створення	Призначення
Вид (клас)	Характерний тип	Групова ознака (група)		
I. Мінерально-сировинний	1. Відвали	1а. Зовнішні 1б. Внутрішні 1в. Гідровідвали	Валове складування порід в одному відвалі; роздільне складування якісних порід в одному відвалі.	Створення техногенних родовищ
	2. Хвостосховища	2а. Намивні й наливні 2б. Сухе складування хвостів	Валове складування; виділення корисних компонентів; створення зон з підвищеною промисловою концентрацією корисного компонента.	
	3. Площі в межах гірничого відводу	3а. Запасники сировини (напівстаціонарі склади й відвали) 3б. Тимчасові склади	Окреме складування певного виду мінеральної сировини.	
II. Ландшафтний (поверхневий)	4. Вироблені простори	4а. Котловани кар'єрів 4б. Залишкові й виїзні траншеї	Створення водоймищ, рекреаційних зон.	Облагороджування поверхні
	5. Зони обвалень й осідань	5а. Зони обвалень, вироблених просторів	Закладка розкривними породами й хвостами, непридатними для використання.	
	6. Природні ємкості	5б. Природне осідання ґрунту 6а. Яри, балки 6б. Зони зі зниженим рельєфом (заболочені)		
III. Екологічний	7. Підземні виробки	7а. Природні (карстові) 7б. Штучні	Консервація радіоактивних і токсичних відходів	Охорона навколишнього середовища
	8. Землі, що непридатні для використання	8а. Площі із ґрунтами, непридатними для землекористування	Землювання	
		8б. Поверхні зовнішніх і внутрішніх відвалів 8в. Поверхні хвостосховищ	Створення хвостосховищ і рекреаційних зон	

Техногенні формування 3-го типу (групи 3 а й 3 б) на площах у межах гірничого відводу призначені для нетривалого складування окремих видів сировини за умови наявності споживача. Відмінними рисами даного типу формувань є наявність тільки одного виду мінеральної сировини, а також відносно невеликі обсяги складування на рівні 1 – 5 % у порівнянні з 1-м й 2-м типами, в яких знаходиться 90 – 95 % мінеральної сировини України.

Призначення II виду формувань (ландшафтного) полягає в облагородженні поверхонь порушених земель шляхом створення водоймищ, рекреаційних зон, закладання вироблених просторів і зон обвалення. Ці формування створю-

ються в залишкових виробках кар'єрів, природних і штучних виїмках. Якщо групи формування 4 а, 4 б й 5 а перебувають, як правило, у зоні кар'єрних полів, то групи 5 б, 6 а, 6 б – поза межами гірничого відводу.

Найменш поширений ***III вид техногенних формувань*** (екологічний), призначенням якого є охорона навколишнього середовища при відкритих гірничих роботах. Групи формувань 7 а, 7 б й 8 а, як правило, утворюються поза межами зони виконання відкритих гірничих робіт.

Техногенні формування груп 7 а й 7 б призначені для поховання токсичних, а іноді й радіоактивних відходів. Більшою мірою це відноситься до відходів флотаційного збагачення, у меншій – до відвалів розкривних порід, де токсичність закладованих порід може виявитися через певний відрізок часу.

Техногенні формування групи 8 а утворяться на земельних площах з непорушеним ландшафтом, але на ґрунтах, що непридатні для сільськогосподарського використання (солончаки, піщанисті, зольні). На ці ґрунти наноситься потенційно родючий шар із суглинків і чорнозему, який транспортують з районів відкритої розробки родовищ.

Формування групи 8 б утворюється на поверхнях внутрішніх відвалів за умови непридатності їхнього використання для створення формування I виду (мінерально-сировинного). Ці поверхні можна використати для будівництва хвостосховищ із застосуванням існуючого розкривного й відвального обладнання, що дозволить значно знизити витрати на їхнє створення й виключити вилучення задля такої мети родючих земель.

Для зниження ступеня негативного впливу техногенних формувань груп 8 а, 8 б, 8 в на навколишнє середовище пропонується використовувати вперше розроблені на кафедрі ВГР НГУ способи і хімічні склади для підвищення ефективності закріплення поверхонь відвалів і хвостосховищ, що порошать, а також консервації радіоактивних і токсичних відходів за рахунок збільшення міцності й довговічності покриття.

Таким чином, запропонована класифікація характеризує сутність техногенних формувань і дозволяє вже в процесі виконання гірничих робіт передбачити систему керування процесом, що знижує негативні наслідки від розробки родовищ.

5.6. Типові схеми формування техногенних родовищ

В основу типізації схем формування ТР покладені наступні ознаки: кількість ярусів, кількість компонентів, технологічний тип.

Призначення, початкові вимоги до схем спільно-роздільного складування супутніх корисних копалини в одному техногенному родовищі, подані в табл. 5.2, а також рекомендації щодо технології їх подальшої розробки викладені нижче.

Одноярусні ТР:

Схема 1А. Призначена для складування СКК, що не змінюють свої фізико-механічні властивості та хімічний склад під впливом навколишнього середовища.

Таблиця 5.2

Типові технологічні схеми складування СКК у ТР

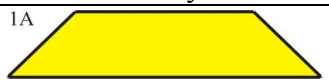
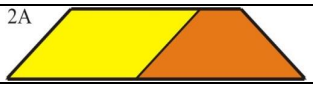
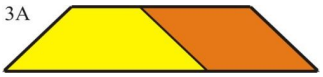
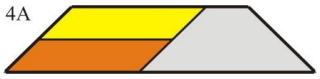
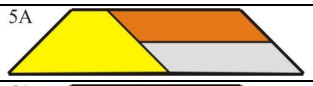
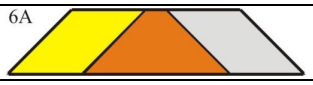
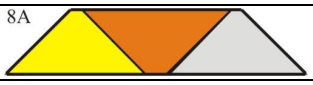
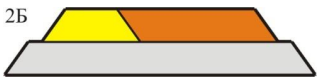
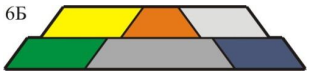
	Схема складування	Класифікаційні ознаки схеми
А – одноярусні ТР	 1А	одноярусний однокомпонентний, сформований за типом: пошарової засипки
	 2А	одноярусний двокомпонентний, сформований за типом: піонерний насип, лівобічне примикання
	 3А	одноярусний двокомпонентний, сформований за типом: піонерний насип, правобічне примикання
	 4А	одноярусний трикомпонентний, сформований за типом: піонерний насип, лівобічне пошарове примикання
	 5А	одноярусний трикомпонентний, сформований за типом: піонерний насип, правобічне пошарове примикання
	 6А	одноярусний трикомпонентний, сформований за типом: центральний піонерний насип, двобічне примикання
	 7А	одноярусний п’ятикомпонентний, сформований за типом: центральний піонерний насип, двобічне пошарове примикання
	 8А	одноярусний трикомпонентний, сформований за типом: два піонерні насипи, центральна засипка
	 9А	одноярусний чотирикомпонентний, сформований за типом: два піонерні насипи, центральна пошарова засипка
	 10А	одноярусний двокомпонентний, сформований за типом суцільної пошарової засипки
Б – двоярусні ТР	 1Б	двоярусний двокомпонентний, сформований за типом: суцільна засипка кожного компонента в ярусі
	 2Б	двоярусний трикомпонентний, сформований за типом: 1-й ярус – суцільна засипка, 2-й – піонерний насип і правобічне примикання
	 3Б	двоярусний трикомпонентний, сформований за типом: 1-й ярус – піонерний насип, лівобічне примикання, 2-й – суцільна засипка
	 4Б	двоярусний шестикомпонентний, сформований за типом: безсистемне розташування піонерних насипів з центральною засипкою
	 5Б	двоярусний чотирикомпонентний, сформований за типом: 1-й ярус – центральний насип, двобічне примикання
	 6Б	двоярусний шестикомпонентний, сформований за типом: центральний пірамідальний піонерний насип з двобічним примиканням
	 7Б	двоярусний чотирикомпонентний, сформований за типом: пірамідальний піонерний насип з правобічним примиканням в кожному ярусі
	 8Б	двоярусний шестикомпонентний, сформований за типом: пірамідальні піонерні насипи з центральною поярусною засипкою
	 9Б	двоярусний чотирикомпонентний, сформований за типом: 1-й ярус – 2 піонерні насипи, центральна засипка, 2-й ярус – суцільна засипка
	 10Б	двоярусний чотирикомпонентний, сформований за типом: 1-й ярус – суцільна засипка, 2-й – 2 піонерні насипи, центральна засипка

Схема 2А. Призначена для складування 2-х типів СКК. Піонерний насип формується з хімічно інертних порід, які не вступають у реакцію в приконтактній зоні з породами лівобічного примикання. Лівобічна частина ТР формується різними за хімічною активністю СКК. Проте для тривалого зберігання активних СКК необхідно передбачати захисні заходи.

Схема 3А. Також призначена для складування 2-х типів СКК. Піонерний насип формується з хімічно інертних СКК, які не вступають у реакцію в приконтактній зоні з породами правобічного примикання. Правобічна частина ТР може формуватися різними за хімічною активністю СКК. Як і в попередній схемі для тривалого зберігання активних СКК необхідно передбачати захисні заходи.

Схема 4А. Призначена для складування 3-х типів СКК з консервацією одного з них. Піонерний насип формується з хімічно інертних СКК, що мають більший кут природного укосу. Лівобічна пошарова частина ТР формується так: перший шар з хімічно активних СКК, другий – з інертних.

Схема 5А. Призначена для складування 3-х типів СКК з консервацією одного з них. Піонерний насип формується з хімічно інертних СКК, що мають більший кут природного укосу. Правобічна пошарова частина ТР формується так: перший шар з хімічно активних СКК, другий – з інертних.

Схема 6А. Призначена для складування 3-х типів СКК. Піонерний насип формується з хімічно інертних СКК, які не вступають в реакцію у приконтактній зоні з СКК ліво- і правобічного примикання та мають більший кут природного укосу. Ліво- і правобічна частини ТР можуть формуватися з різних за своєю хімічною активністю СКК, проте для тривалого зберігання активних СКК необхідно передбачати захисні заходи.

Схема 7А. Призначена для складування 5-ти типів СКК з консервацією двох із них. Піонерний насип формується з хімічно інертних СКК, що мають більший кут природного укосу. Ліво- і правобічна частини ТР формуються: перший шар з хімічно активних, другий – з інертних СКК.

Схема 8А. Призначена для складування 3-х типів СКК з консервацією одного з них. Піонерні насипи формуються з хімічно інертних СКК, що мають більший кут природного укосу. Для центральної засипки ТР можуть застосовуватися СКК різної хімічної активності. З урахуванням того, що піонерні насипи створюють замкнуту ємність, її варто формувати саме з хімічно активних СКК.

Схема 9А. Призначена для складування 4-х типів СКК з консервацією двох із них. Піонерні насипи відсипаються з хімічно інертних СКК, що мають більший кут природного укосу. Центральна засипка виконується хімічно активними СКК, при цьому перший шар формується з особливо активних.

Схема 10А. Призначена для складування 2-х типів СКК з консервацією одного з них. Пошарове формування ТР здійснюється з урахуванням хімічної активності СКК. Нижній шар формується з активніших, верхній – з менш активних або інертних СКК з метою створення захисного екрану.

Двоярусні ТР:

Схема 1Б. Призначена для складування 2-х типів СКК. Перший ярус ТР формується з активних СКК, схильних до впливу навколишнього середовища, другий – з інертних СКК.

Схема 2Б. Призначена для складування 3-х типів СКК. Перший ярус ТР формується з активних СКК, схильних до впливу оточуючого середовища. У другому ярусі піонерний насип і ТР правобічного примикання формуються з інертних СКК, кут природного укосу: для піонерного насипу – максимальний, для тих СКК, що примикають – мінімальний.

Схема 3Б. Призначена для складування 3-х типів СКК. Перший ярус ТР формується з активних СКК, кут природного укосу піонерного насипу більший, ніж ТР, що примикає. Вимога до першого ярусу ідентична до схеми 1Б.

Схема 4Б. Призначена для складування 6-ти типів СКК. Для центральної поярусної засипки застосовуються хімічно активні СКК, причому в першому ярусі рекомендується складувати особливо активні.

Схема 5Б. Призначена для складування 4-х типів СКК. Перший ярус ТР формується з активних СКК, кут природного укосу піонерного насипу більший, ніж тих, які примикають. Вимога до другого ярусу ТР ідентичні схемі 1А.

Схема 6Б. Призначена для складування 6-ти типів СКК. Вимоги до складування СКК для першого і другого ярусу ТР ідентичні до схеми 6А.

Схема 7Б. Призначена для складування 4-х типів СКК. Перший ярус формується з активних СКК, кут природного укосу піонерного насипу більший ніж у ТР, що примикає.

Схема 8Б. Призначена для складування 6-ти типів СКК. Перший ярус ТР служить для складування особливо активних СКК. Вимоги до складування СКК для першого другого ярусу ідентичні до схеми 8А.

Схема 9Б. Призначена для складування 4-х типів СКК. Перший ярус ТР служить для складування особливо активних СКК. Вимоги до складування ТР для першого другого ярусу ідентичні до схем 8А і 1А, відповідно.

Схема 10Б. Призначена для складування 4-х типів СКК. Вимоги до складування СКК для першого другого ярусу ідентичні до схем 1А і 8А, відповідно.

Розробка типових схем формування техногенних родовищ з СКК дозволяє приступити до наступного важливого етапу – систематизації умов створення техногенних родовищ.

5.7. Систематизація умов створення техногенних родовищ

Основною метою мінерально-сировинних формувань є створення ТР із заданими параметрами кількості і якості сировини, форми тіла і умов залягання, а також ряду інших даних, що впливають на техніко-економічні показники розкриття і його повторної розробки. Вирішення цих питань забезпечить отримання додаткової кількості мінеральної сировини. Для вирішення завдань раціонального формування ТР з урахуванням взаємозв'язку технологічних процесів необхідно визначити наступні першочергові вимоги до формування і подальшої розробки техногенних родовищ:

– забезпечити ефективне розміщення ТР у просторі;
– сформувати раціональну морфологію і параметри ТР;
– забезпечити раціональну структуру ТР з ефективним розміщенням СКК;
– забезпечити якість СКК і виключити їх змішування;
– запобігти фізичному, хімічному і механічному вивітрюванню СКК у ТР;

– не допустити механічної деформацій тіла техногенних покладів;

– скоротити до мінімуму негативні екологічні наслідки при формуванні, зберіганні і освоєнні ТР;

– забезпечити високі техніко-економічні показники виробництва гірничих робіт в період формування ТР.

Зазначені вимоги поширюються на всі стадії формування ТР:

1. Прогнозування можливості створення ТР шляхом проведення попередньої та детальної комплексної розвідки природного родовища з метою виявлення СКК, їх запасів, умов залягання й інших параметрів, а також виявлення можливих споживачів і поточних об'ємів споживання СКК;

2. Комплексне освоєння природного родовища, підготовка і формування ТР відбувається в період проектування кар'єру;

3. Період повторного відпрацювання техногенних родовищ з проектуванням технології повторної розробки, створенням первинного фронту робіт і вихід на проектну потужність. Вирішення інших організаційно-технічних завдань.

Для урахування зазначених вимог необхідно розробити систематизацію умов створення техногенних родовищ, використання якої дозволить на стадії проектування встановити призначення ТР, умови його формування та подальшої розробки (табл. 5.3).

Таблиця 5.3

Систематизація умов створення техногенних родовищ

Клас	Група	Підгрупа	Характеристика
1	2	3	4
I. Призначення	1. Створення сировинної бази	1а. Зовнішні і внутрішні відвали 1б. Склади	Розкривні породи, кондиційні і некондиційні корисні копалини чи відходи
		1в. Хвостосховища	Хвости збагачення
	2. Складування відходів виробництва	2а. Зовнішні відвали	М'які, скельні і змішані породи
		2б. Внутрішні відвали	М'які і змішані породи
		2в. Хвостосховища	Сухі, мокрі хвости
	3. Рекультивації кар’єрів, відвалів, хвостосховищ, непродуктивних земель	3а. Склади	Потенційно родючі і родючі породи
II. Умови формування	1. Порядок розміщення порід	1а. Валове із збереженням властивостей 1б. Роздільне із збереженням властивостей	Послідовне, паралельне і комбіноване укладання шарів, штабелів, ярусів
		1в. Активна взаємодія з поліпшенням властивостей	Послідовне, паралельне і комбіноване укладання шарів, штабелів, ярусів
	2. Кількість складованих порід	2а. Одного виду 2б. Декількох видів	Одного або декількох родовищ
	3. Розташування ТР	3а. В межах гірничого відводу	У робочій зоні кар’єру, на внутрішніх, зовнішніх відвалах і хвостосховищах
		3б. Поза межами гірничого відводу	На балках і відпрацьованих гірничих виробках

Продовження таблиці 5.3

1	2	3	4
	4. Термін зберігання	4а. Короткочасний	Нестійкі до впливу зовнішнього середовища
		4б. Середньої тривалості	Частково стійкі
		4в. Тривалий	Вельми стійкі
III. Умови розробки	1. Форма ТР	1а. Геометрично витримані в плані і перерізі	Послідовне відпрацювання шарів, одночасне або послідовне відпрацювання блоків
		1б. Невитримані в плані і перерізі	Виборче відпрацювання шарів або блоків
	2. Способи розробки	2а. Валовий	Фронтальні торцеві вибої, діагональні заходки
		2б. Селективний	Нормальні або вузькі заходки, розділення на підуступи і вибіркове відпрацювання

У табл. 5.3 наведена систематизація умов створення ТР за трьома основними класами:

– призначенням;

– умовами формування;

– умовами розробки.

Пріоритетність виокремлених ***класів*** встановлена на основі системного аналізу ознак, який дозволяє розглянути різноманіття врахованих факторів як в рамках підсистеми (класу), так і системи в цілому.

Більш високий ієрархічний рівень ***першого класу*** пояснюється тим, що на даному етапі обґрунтовується основна ознака – призначення ТР. Без його встановлення не можна розглядати умови формування, які в свою чергу є визначальними для умов подальшої розробки.

У ньому виділено три *групи*, що відображають відмінності в призначенні ТР, які визначають їх конструктивний вигляд (підгрупа) згідно з видом і фізико-механічні властивості порід, що складуються (характеристика). Для цього класу на практиці найбільш часто застосовуються *друга* і *третя групи* ТР, рідше – *перша*, яка передбачає цілеспрямоване створення ТР з корисних копалин або якісних порід розкриву.

Прикладом *другої групи* ТР є внутрішні і зовнішні відвали, а також хвостосховища кар'єрів. Однак за певних умов породи, що стихійно заскладовано, можуть під дією фізичних, механічних чи інших процесів створити поклади нових корисних копалин, залучення яких в повторну переробку стане доцільним.

Прикладами ТР *третьої групи* є склади чорнозему, які створюються в процесі відпрацювання пологоспадних родовищ з метою подальшої рекультивації земель, порушених гірничими роботами.

У ***другому класі*** виділено *чотири групи*, що відображають основні вимоги до умов формування ТР, які визначають вибір способу складування (підгрупа) та його характеристику.

Для *першої групи* цього класу на практиці найбільш часто трапляються умови формування ТР з валовим розміщенням порід у відвалах і хвостосховищах, що зумовлює їх високий ступінь ентропії.

У *другій групі* формування ТР може здійснюватися з одного або декількох мінералогічних різновидів. Їх кількість обумовлюється наявністю СКК, що відпрацьовується на даному родовищі, споживчі властивості яких необхідно зберегти чи покращити.

Для *третьої групи* ***другого класу*** найбільш доцільно формувати ТР в межах гірничого відводу на площах, призначених для внутрішніх і зовнішніх відвалів, де можна розмістити СКК декількох видів. У робочій зоні кар'єру доцільне створення ТР одного виду внаслідок стиснених умов розміщення.

Четверта група передбачає умову терміну зберігання мінеральної сировини для забезпечення збереження якості заскладованих СКК.

ТР з тривалим зберіганням сировини формуються при відсутності споживача з однієї або n-типів СКК, що розробляються. Це і визначає тривалий термін їх зберігання (від 5 років), але при цьому обов'язковою умовою є забезпечення збереження властивостей заскладованої сировини до моменту споживання.

ТР із середньою тривалістю зберігання доцільно формувати при обґрунтованій потребі в сировині відповідно до встановлених термінів (2 – 5 років) при наявності потенційного споживача.

ТР короткочасного зберігання (менше 2 років) формуються, як правило, з одного різновиду СКК, для якого визначений конкретний споживач. Вони можуть створюватися навіть у зоні виймальних робіт.

У ***третьому класі*** виокремлено дві групи, що відображають умови розробки ТР, які визначаються в основному формою ТР як в плані, так і в перерізі, а також необхідністю вибору способу селективного або валового виймання заскладованих СКК. Найбільш прийнятним є *валовий спосіб* відпрацювання ТР. Його вибір забезпечується відповідністю параметрів гірничотранспортного обладнання, що застосовується для виймання, параметрам технологічної схеми розробки.

В іншому випадку розробку ТР слід здійснювати *селективно*. При цьому для блочного розташування різновидів вирішальним фактором є горизонтальна потужність блоку, а для пошарової укладки – вертикальна потужність шару. Отже, необхідно вибрати спосіб і вид механізації виймальних робіт, що забезпечують необхідний ступінь селекції кожного різновиду, що виймається.

5.8. Визначення параметрів технологічних схем розробки техногенних родовищ

5.8.1. Вибір та обґрунтування технологічних схем розробки ТР

Вибір ефективного обладнання для розробки ТР залежить від умов залягання компонентів ТР (кількості СКК, їх просторового розміщення, потужності і т.д.), від рельєфу місця розташування ТР, кліматичних умов, цінності зайнятих земель під ТР.

Відомо, що *техніка циклічної дії* є найбільш поширеною при розробці родовищ з невеликою потужністю шарів. Тому одноковшеві екскаватори можуть бути широко використані при подальшій розробці ТР, де поряд з невеликою потужністю заскладованих компонентів може знаходитися неоднорідність розміщення СКК по площі ТР (у випадку з блоковою укладкою компонентів).

Вибір конкретного типу екскаватора залежить від параметрів вибою, які обумовлюються розмірами шарів СКК, що розробляються.

Так, застосування драглайнів обмежено *однокомпонентними ТР* внаслідок труднощів, що виникають при відпрацюванні зон контактів суміжних, заскладованих СКК, викликаних конструктивними особливостями драглайнів.

Якщо є необхідність одночасного виймання всіх заскладованих у ТР СКК, то рекультивація відпрацьованих площ виконується за відомими технологічними схемами.

Зміна традиційних схем потрібна у випадках, коли кількість компонентів, що розробляються, менше загального, тобто при селективному вийманні.

Найбільші труднощі виникають при необхідності першочергового виймання СКК, що перебувають під шаром інших СКК (при пошаровому розміщенні в товщі ТР).

Технологія виймання СКК, що залягає нижче, з двокомпонентного ТР подана на рис. 5.4.

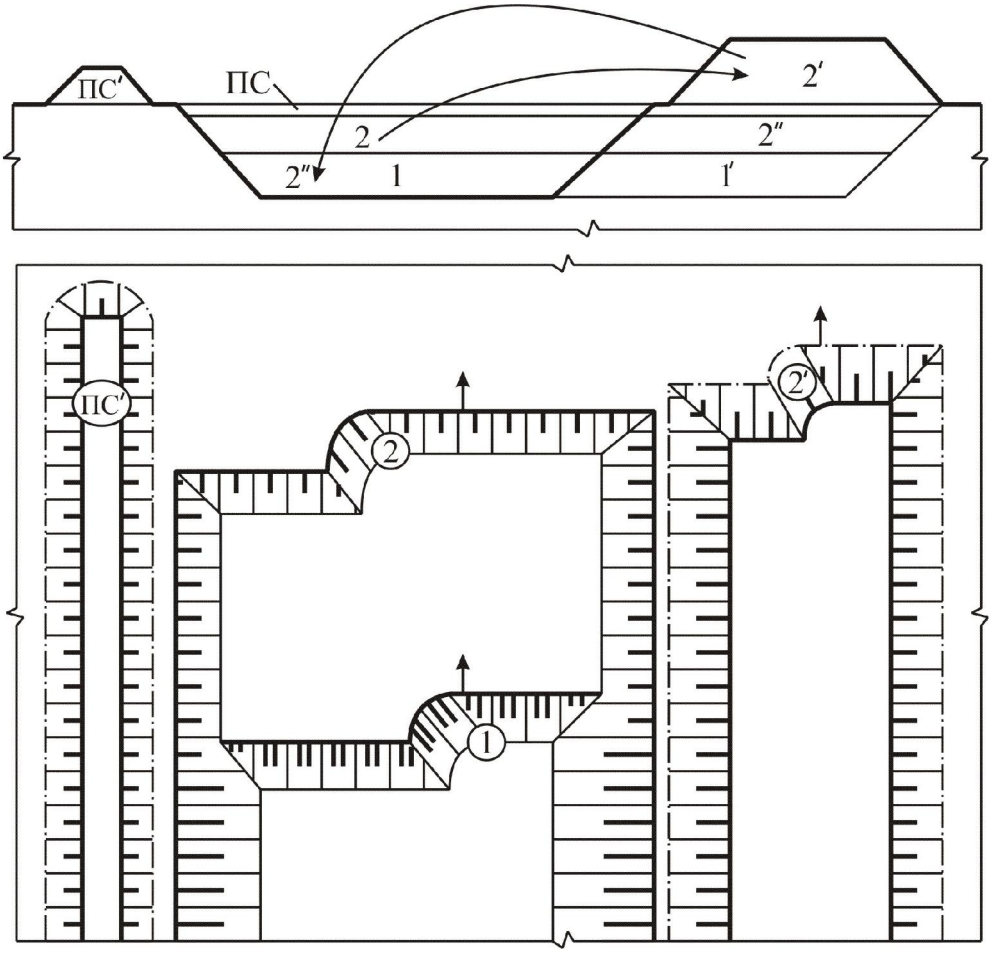


Рис. 5.4. Технологічна схема виймання СКК, що залягає нижче, з двокомпонентного ТР

Послідовність робіт при цьому наступна. По всій ширині ТР знімається родючий і потенційно родючий шари і складуються в бурти (ПС′ – для чорнозему) поблизу границі ТР.

Потім відпрацьовується блок СКК розташованого у верхній частині ТР (2) і складуються в правій частині ТР в бурти (2′), на поверхні ТР. Розміщення цього бурта поверх верхнього шару СКК (2″) запобігає розубожінню заскладованого СКК на відміну від варіантів складування на інших площах.

Далі відпрацьовується СКК, що залягає нижче (переріз 1), транспортується автівками на перевантажувальні пункти або споживачам.

Потім СКК з бурта (2′) переекскавується в переріз (1), а частина СКК (2″) – в переріз (2). Далі відпрацьовується СКК, що залишилася в перерізі (1′).

При відпрацьовуванні СКК, розміщеного в нижній частині ТР, при пошаровому складуванні трьох компонентів принципи організації робіт спільні з розробкою двокомпонентних ТР, однак розрізняються деталями (рис. 5.5).

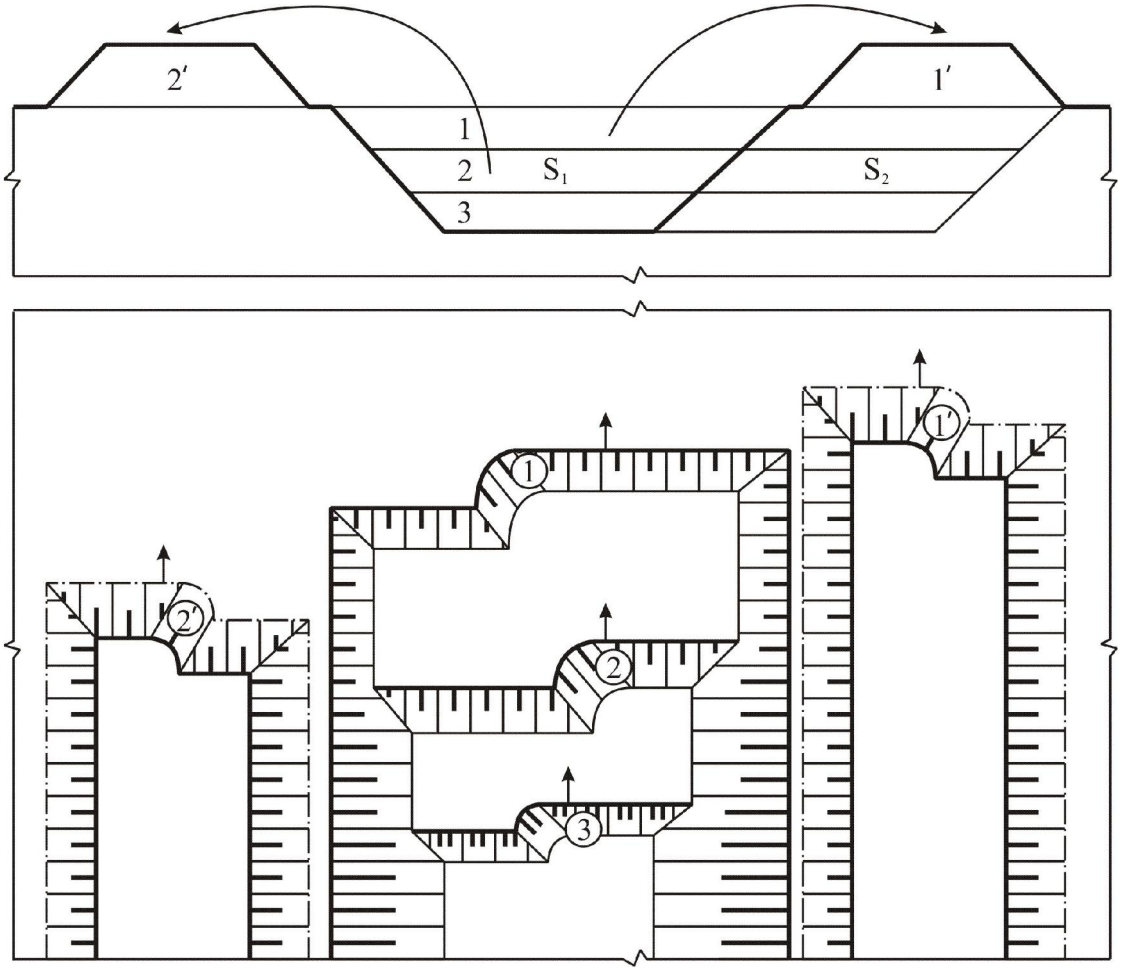


Рис. 5.5. Технологічна схема виймання СКК, що залягає нижче, з трикомпонентного ТР

У цьому випадку СКК (1), що залягає вище, розміщується в бурти (1′) поверх ТР у правій частині по фронту, а СКК, розміщене в середній частині ТР (2), – в бурти (2′), що розташовані вздовж ТР зліва в безпосередній близькості від нього. Після відпрацювання необхідного споживачам нижнього СКК (3) у перерізі S_1 на це місце складуються СКК (2′), а поверху СКК (1′). Далі шар (1)

перерізу S_2 відсипається на місце (1′), а шар (2) з S_2 на місце (2′). Після вийманя необхідного шару СКК (3) з S_2 шар (2′) укладається на місце СКК (3).

Аналогічні схеми можливі для ТР, число компонентів в яких більше трьох. При цьому тільки ускладнюється організація робіт.

Аналіз раніше наведеного свідчить про залежність ефективності селективного виймання СКК з ТР від гірничотехнічних умов залягання компонентів ТР (числа закладованих порід, виду складування: пошарове, блочне або комбіноване; потужностей шарів, розмірів і форми ТР), типу обладнання, параметрів виймання та ін.

При горизонтальному пошаровому складуванні СКК в ТР доцільна також їх розробка роторними екскаваторами. В такому разі при виборі схем відпрацювання дво-, три- і чотирикомпонентних ТР роторним екскаватором рекомендується використовувати розроблені схеми селективного виймання СКК (див. Розділ 4). При цьому обмеженням є перевищення величини ступеня селекції екскаваторів, що застосовуються, над вертикальною потужністю закладованих СКК.

Використання роторних екскаваторів для виїмки СКК можливо при великих обсягах ТР внаслідок їх високої продуктивності. Мінімальний об’єм одно- або багатокомпонентних ТР визначається за формулою:

$$V_{TP}^{MIN} = Q_E^{CP} \cdot T_{OK}\text{, м}^3, \qquad (5.2)$$

де Q_E^{CP} – середня річна продуктивність екскаватора, м^3/рік, T_{OK} – час окупності екскаватора, років.

Мобільне обладнання, зокрема пневмоколісні навантажувачі та самохідні скрепери, є ефективним при розробці покладів з малою потужністю (від 0,1 м), а також при розробці пластів гірських порід складної будови.

У цьому зв’язку дане обладнання рекомендується для подальшої розробки двох і більше компонентних ТР за своїм складом, які розташовуються на горизонтальних майданчиках чи на внутрішніх відвалах.

Необхідно відзначити, що пневмоколісні навантажувачі, на відміну від самохідних скреперів, можуть використовуватися як при розробці пошарових, так і блокових ТР. Це обумовлено технологічними особливостями навантажувачів, високою маневреністю, характером їх руху при наборі порід.

Відмінною особливістю селективного виймання СКК з ТР пневмоколісними навантажувачами та самохідними скреперами, як і іншими видами обладнання, є наявність повної та достовірної гірничо-геологічної інформації про умови залягання і якість всіх компонентів складування в ТР.

Таким чином, наведене вище показує можливість і ефективність селективного виймання СКК з ТР одноковшевими і роторними екскаваторами, а також мобільним обладнанням. У табл. 5.4 зведені результати вибору раціонального обладнання для подальшої розробки різних ТР.

З аналізу таблиці 5.4 видно, що найбільш часто для подальшої розробки ТР рекомендується використовувати навантажувачі та одноковшеві екскаватори типу пряма мехлопата.

Таблиця 5.4

Вибір раціонального обладнання при розробці ТР

Можливі види ТР	Обладнання, що рекомендується
Однокомпонентне ТР типу зовнішній відвал	Одноковшеві екскаватори типу пряма мехлопата, драглайн
Однокомпонентне ТР типу внутрішній відвал.	Одноковшеві екскаватори типу пряма мехлопата, багатоковшеві – роторні екскаватори
Дво-, три-, чотирикомпонентні ТР типу зовнішній відвал	Пневмоколісні навантажувачі, одноковшеві екскаватори – пряма мехлопата, драглайни, скрепери
Дво-, три-, чотирикомпонентні ТР типу внутрішній відвал	Роторні екскаватори, одноковшеві екскаватори – пряма мехлопата, пневмоколісні навантажувачі
Багатокомпонентні (більше 4) ТР типу зовнішній відвал	Пневмоколісні навантажувачі, одноковшеві екскаватори – пряма мехлопата, скрепери
Багатокомпонентні (більше 4) ТР типу внутрішній відвал	Пневмоколісні навантажувачі, одноковшеві екскаватори – пряма мехлопата, скрепери

5.8.2. Вибір і розрахунок параметрів роботи гірничого обладнання при розробці однокомпонентного ТР типу внутрішній відвал

При виконанні розрахунків параметрів роботи гірничого обладнання під час розробки однокомпонентного техногенного родовища типу внутрішній відвал необхідно розглянути і вирішити наступні завдання:

1) визначити запаси корисних копалин (КК) у техногенному родовищі;

2) вибрати раціональне гірничотранспортне обладнання для відпрацювання ТР;

3) розрахувати параметри схем роботи гірничотранспортного обладнання для розкриття й відпрацювання однокомпонентного ТР типу внутрішній відвал.

Визначення запасів КК в однокомпонентному ТР типу внутрішній відвал для обґрунтування вибору раціонального гірничотранспортного обладнання й розрахунку параметрів його роботи відбувається відповідно до схеми, що наведена на рис. 5.6.

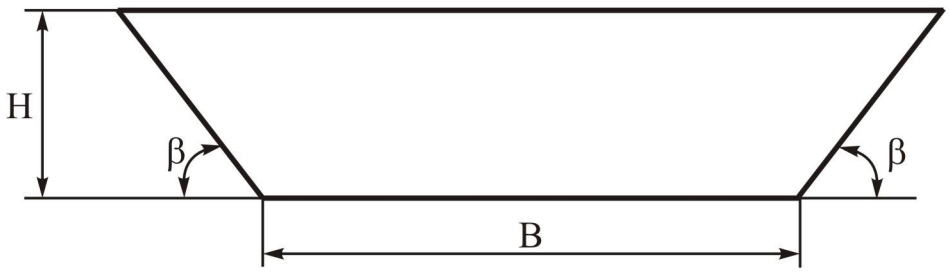


Рис. 5.6. Однокомпонентне техногенне родовище типу внутрішній відвал

Встановлення зазначених вище параметрів виконується відповідно до методики розрахунку вибору гірничотранспортного обладнання і визначення його раціональних параметрів при відпрацюванні однокомпонентного ТР.

Розрахункові формули для цієї схеми

1. Визначення запасів корисної копалини в техногенному родовищі:

$$З = H(B + Hctg\beta)(L + Hctg\beta), \text{м}^3, \tag{5.3}$$

де L – довжина ТР, м; B – ширина ТР, м; H – висота ТР, м; β – кут укосу борта ТР.

2. За певної умови здійснюється вибір типу екскаватора:

$$H_У \le H_{Ч.МАХ}, \tag{5.4}$$

де $H_У$ – висота уступу, що розробляється, м; $H_{Ч.МАХ}$ – максимальна висота черпання екскаваторів типу мехлопата, для екскаваторів типу драглайн максимальна глибина черпання, м.

Висота уступу, що розробляється, приймається, виходячи з потужності шару ТР, з урахуванням параметрів виймального обладнання, що передбачається використати при розробці.

У випадку, якщо висота шару ТР більше $H_{Ч.МАХ}$, його ділять на уступи. На кожному уступі повинна працювати мінімум одна одиниця виймально-навантажувального обладнання. При цьому обладнання бажано приймати однотипним, це дозволяє забезпечити взаємозамінність його і запасних частин до нього, а також рівномірне посування фронту гірничих робіт.

Приймається екскаватор відповідного типу й приводяться його основні технічні характеристики (місткість ковша, радіус черпання на горизонті встановлення, максимальний радіус черпання, максимальний радіус розвантаження, максимальна висота черпання).

3. Визначення змінної та річної продуктивності екскаватора.

Змінна продуктивність екскаватора

$$Q_{зм}=(3600\ E\ T\ K_H\ K_И)/t_Ц\ K_Р, \text{ м}^3/\text{зм}, \tag{5.5}$$

де E – місткість ковша екскаватора, м^3; T – тривалість зміни, год.; K_H – коефіцієнт наповнення ковша; $K_И$ – коефіцієнт використання екскаватора в часі; $t_Ц$ – тривалість робочого циклу, с; $K_Р$ – коефіцієнт розпушення породи в ковші.

Річна продуктивність екскаватора

$$Q_{РІК}= Q_{ЗМ}\ N_{РД}\ n_{ЗМ}, \text{ м}^3/\text{рік}, \tag{5.6}$$

де $N_{РД}$ – кількість робочих днів у році; $n_{ЗМ}$ – кількість робочих змін за добу.

4. Визначення необхідної кількості екскаваторів.

$$N_E = \frac{k_{РЕЗ}\ Q_K}{Q_{РІК}}, \text{ шт}, \tag{5.7}$$

де $k_{РЕЗ}$ – коефіцієнт резерву екскаваторного парку, $k_{РЕЗ}$ = 1,25; $Q_{РІК}$ – річна продуктивність екскаватора, м^3/рік; Q_K – потреба в сировині, м^3/рік.

5. Вибір типу автосамоскида.

Розраховується відповідно до відстані транспортування, обсягів переміщуваних порід і раціонального співвідношення місткості ковша екскаватора з місткістю кузова автосамоскида

$$V_A = 3\ldots6\ E, \tag{5.8}$$

де V_A – місткість кузова автосамоскида, м^3; E – місткість ковша екскаватора, м^3.

Приймається автосамоскид відповідного типу й вантажопідйомності.

6. Визначення відстані транспортування:

$$L_T = l_K + l_П, \text{ м}, \tag{5.9}$$

де l_K – відстань транспортування в кар'єрі, м; $l_П$ – відстань транспортування на поверхні, м. При розв'язанні задачі $l_П$ приймається 1000 м.

Відстань транспортування в кар'єрі

$$l_K = \frac{L + B + H \cdot ctg\beta}{2}, \text{ м}. \tag{5.10}$$

7. Час руху автосамоскида

$$t_{ДВ} = 60 \cdot 2\left(\frac{l_K}{V_{КСР}} + \frac{l_П}{V_{ПСР}}\right), \text{ хв}, \tag{5.11}$$

де $V_{КСР}$ – середня швидкість руху автосамоскида в кар'єрі в завантаженому й порожньому напрямках, км/год.; $V_{ПСР}$ – середня швидкість руху автосамоскида по поверхні кар'єру в навантаженому й порожньому напрямках, км/годину.

8. Час завантаження автосамоскида

$$t_{ПОГР} = \frac{n_K t_Ц}{60}, \text{ хв}. \tag{5.12}$$

де n_K – кількість ковшів екскаватора для завантаження одного автосамоскида, $t_Ц$ – тривалість циклу завантаження, с.

Час розвантаження автосамоскида, хв. При розв'язанні задачі приймати $t_{РОЗВ} = 1$ хв.

Тривалість маневрів, хв. При розв'язанні задачі приймати $t_{МАН} = 2$ хв.

9. Тривалість рейсу автосамоскида

$$t_Р = t_{ДВ} + t_{ПОГР} + t_{РОЗВ} + t_{МАН}, \text{ хв}. \tag{5.13}$$

10. Річна продуктивність автосамоскида

$$П_А = \frac{60 \cdot T_{СМ} V_А k_Н k_И}{t_Р k_Р} n_{ЗМ} N_{РД}, \text{ м}^3/\text{рік}, \quad (5.14)$$

де $k_Н$ – коефіцієнт наповнення кузова автосамоскида; $k_И$ – коефіцієнт використання автосамоскида в часі; $k_Р$ – коефіцієнт розпушення породи в кузові автосамоскида.

11. Необхідна кількість автосамоскидів

$$N_А = \frac{Q_К \cdot k_{НЕР}}{П_А}, \text{ шт}, \quad (5.15)$$

де $Q_К$ – річна потреба в сировині, м^3/рік; $k_{НЕР}$ – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоків приймається 1,1 – 1,2.

12. Розрахунок ширини заходки екскаватора та ширини робочого майданчику.

Для розробки родовища з урахуванням особливостей залягання корисної копалини необхідно вибрати і обґрунтувати систему розробки.

При транспортній системі розробки із внутрішнім відвалоутворенням верхній шар КК виймається екскаваторами типу ЕКГ і транспортується автосамоскидами у вироблений простір внутрішнього відвалу.

Ширина заходки екскаватора мехлопати визначається згідно з наступним виразом:

$$A = 1{,}5 \cdot R_{Ч.У}, \text{ м}, \quad (5.16)$$

де $R_{Ч.У}$ – радіус черпання на рівні, де встановлено екскаватор, м.

Ширина робочого майданчику уступу (рис. 5.7)

$$Ш_{Р.П} = A + 2c + T + Z, \text{ м}, \quad (5.17)$$

де c – ширина узбіччя, м; T – ширина транспортної смуги при двобічному русі, м; Z – ширина призми можливого обвалення, м:

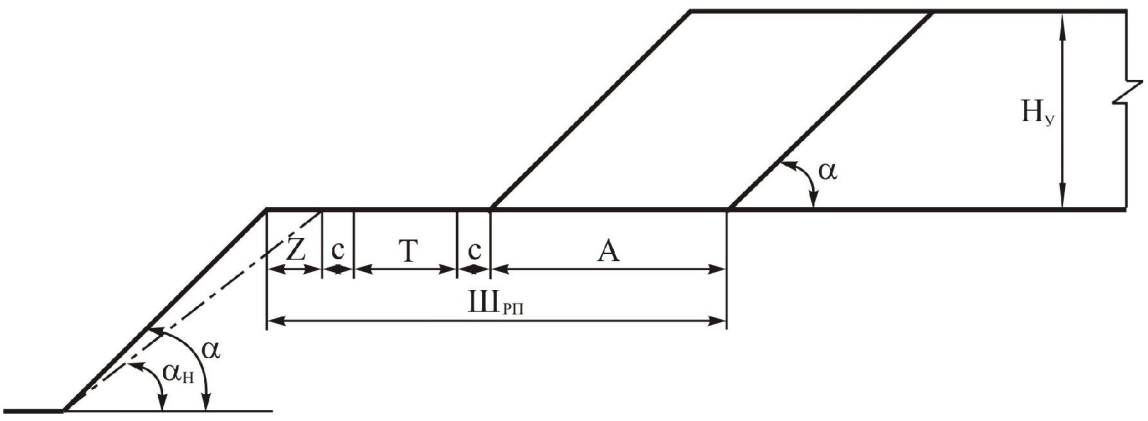


Рис. 5.7. Розрахункова схема до визначення ширини робочого майданчику

$$Z = H_У(ctg\alpha_H - ctg\alpha), \text{ м}, \quad (5.18)$$

де α – кут нахилу укоса уступу, град; α_H – природний кут нахилу укосу уступу, град; $H_У$ – висота уступу, м.

Після визначення запасів КК у техногенному родовищі, обрання раціонального гірничотранспортного обладнання для відпрацювання ТР і розрахунку параметрів його роботи для розкриття й відпрацювання однокомпонентного ТР типу внутрішній відвал складається технологічна схема відпрацювання ТР типу внутрішній відвал в розрізі та плані.

Нижче наведений приклад креслення паспорта роботи екскаватора при розкритті та відпрацюванні однокомпонентного ТР типу внутрішній відвал (рис. 5.8).

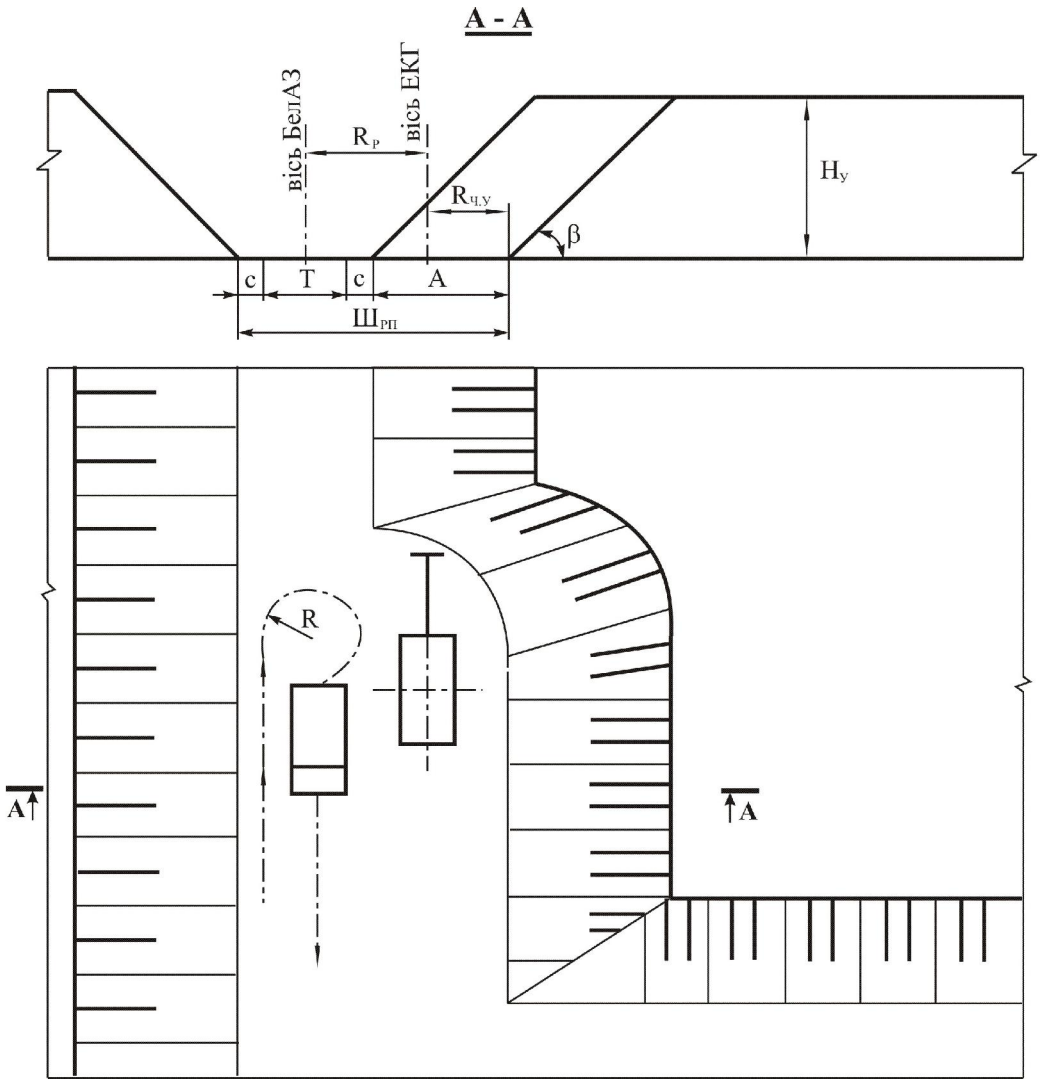


Рис. 5.8. Паспорт роботи екскаватора при розкритті та відпрацюванні однокомпонентного ТР типу внутрішній відвал

5.8.3. Вибір і розрахунок параметрів роботи гірничого обладнання при розробці однокомпонентного ТР типу зовнішній відвал

Розкриття й відпрацювання однокомпонентного ТР типу зовнішній відвал (рис. 5.9) передбачає визначення запасів корисної копалини техногенного родо-

вища, вибір раціонального гірничотранспортного обладнання й розрахунок параметрів його роботи.

Визначення запасів корисної копалини техногенного родовища, вибір раціонального гірничотранспортного обладнання й розрахунок параметрів його роботи виконується відповідно до методики розрахунку вибору гірничотранспортного обладнання і визначення його раціональних параметрів при відпрацюванні техногенного родовища.

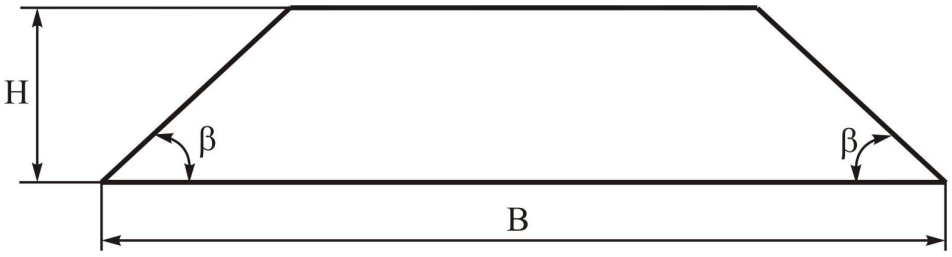


Рис. 5.9. Однокомпонентне техногенне родовище типу зовнішній відвал

Порядок виконання розрахунку параметрів відпрацювання техногенного родовища аналогічний до порядку при розробці однокомпонентного родовища типу внутрішній відвал (5.4 – 5.18). Запаси корисної копалини в техногенному родовищі визначаються за виразом:

$$З = H(B - Hctg\beta)(L - Hctg\beta), \text{м}^3, \qquad (5.19)$$

де L – довжина ТР, м; B – ширина ТР, м; H – висота ТР, м; β – кут укосу борта ТР.

Після визначення запасів корисної копалини техногенного родовища, вибору раціонального гірничотранспортного обладнання й розрахунку параметрів його роботи складається технологічна схема відпрацювання ТР типу зовнішній відвал у розрізі та плані (рис. 5.10).

5.8.4. Вибір і розрахунок параметрів роботи гірничого обладнання при розробці двокомпонентного ТР типу внутрішній відвал

Розкриття й відпрацювання двокомпонентного техногенного родовища типу внутрішній відвал за умови першочергового використання нижньої корисної копалини (2) (рис. 5.11) здійснюється після визначення запасів щодо кожного виду КК в двокомпонентному ТР, після чого обирається раціональне гірничотранспортне обладнання й розраховуються параметри його роботи.

Порядок виконання поставлених завдань виконується відповідно до методики розрахунку вибору гірничотранспортного обладнання і визначення його раціональних параметрів при відпрацюванні двокомпонентного техногенного родовища типу внутрішній відвал наведений нижче.

Розрахункові формули для цієї схеми

1. Запаси загальні, першого і другого типів корисної копалини в техногенному родовищі визначаються згідно із вихідними даними і виразами:

$$З = H(B + Hctg\beta)(L + Hctg\beta), м^3, \quad (5.20)$$

– запаси першого типу:

$$З_1 = (B_1 + (H - H_1)ctg\beta)(H - H_1)(L + (H - H_1)ctg\beta), \quad м^3, \quad (5.21)$$

де B_1 – ширина ТР першого типу корисної копалини, м.

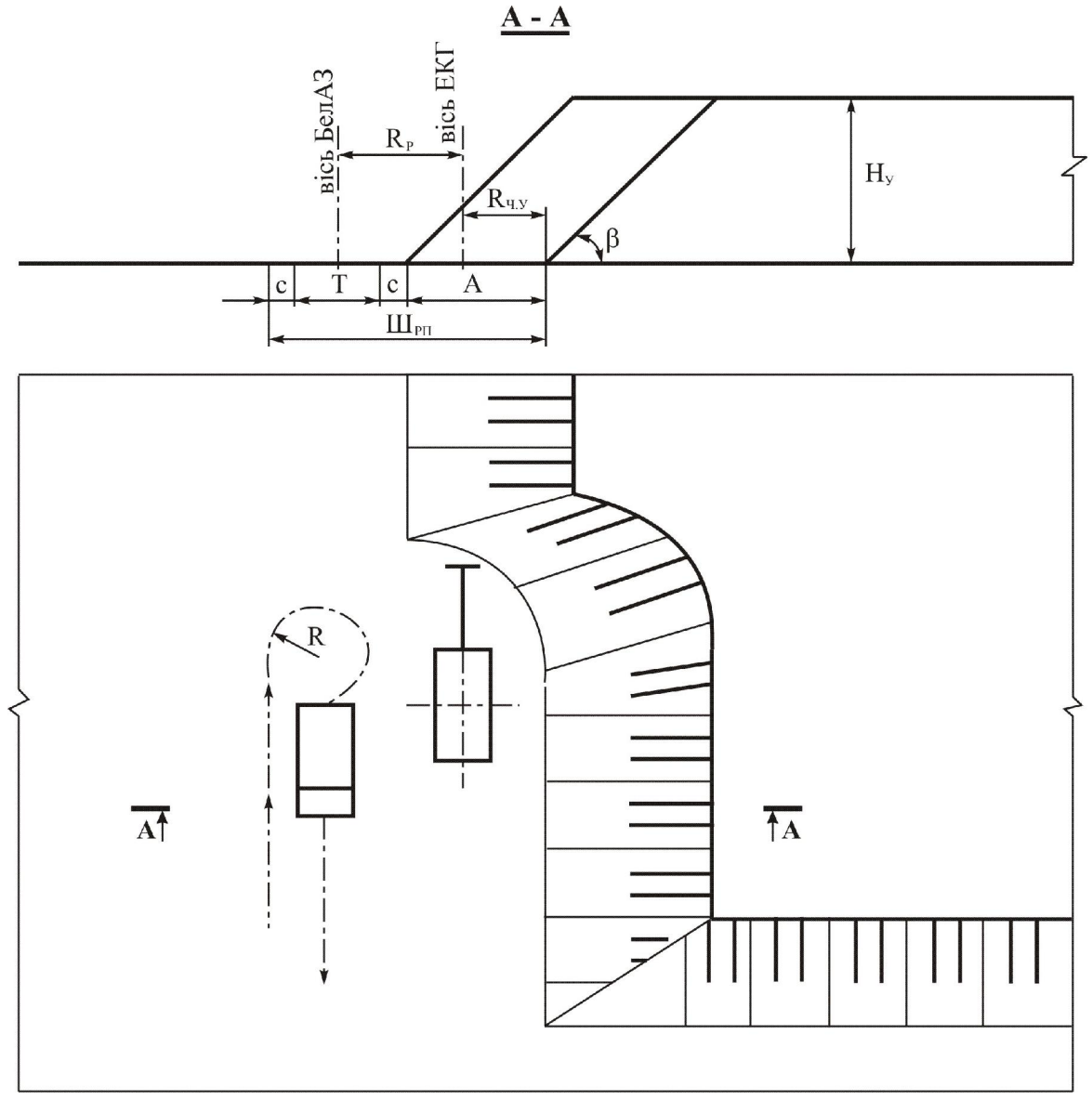


Рис. 5.10. Паспорт роботи екскаватора при розкритті та відпрацюванні однокомпонентного ТР типу зовнішній відвал

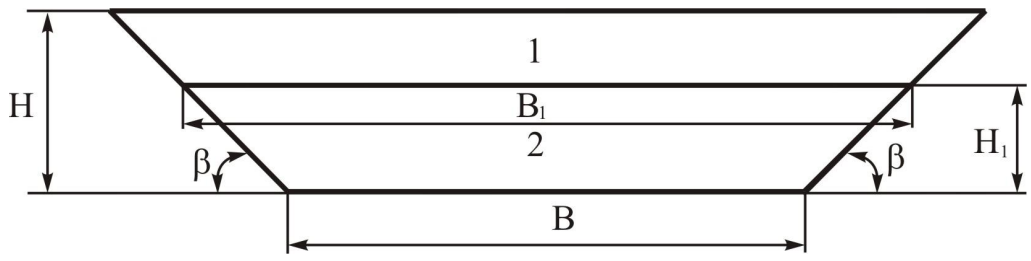


Рис. 5.11. Двохкомпонентне техногенне родовище типу внутрішній відвал

Для встановлення запасів першого типу також можна використовувати наступний вираз:

$$З_1 = З - З_2, \text{ м}^3. \tag{5.22}$$

– запаси другого типу:

$$З_2 = H_1\left(B + H_1 ctg\beta\right)\left(L + H_1 ctg\beta\right), \text{ м}^3, \tag{5.23}$$

де L – довжина ТР, м; B – ширина ТР, м; H – висота ТР, м; H_1 – висота нижнього шару ТР, м; β – кут укосу борта ТР.

3. Вибір екскаватора типу драглайн виконується відповідно до нижченаведених положень.

Під час використання крокуючого екскаватора вибір типорозміру здійснюється відповідно до глибини черпання, якщо його встановлено на верхньому майданчику розкривного уступу, і висоти розвантаження, якщо драглайн встановлено на нижньому майданчику уступу (верхнє черпання).

При вийманні породи нижнім черпанням тип екскаватора визначається з умови

$$H_У \le H_{Ч.Н.} \tag{5.24}$$

де $H_У$ – висота уступу, м; $H_{Ч.Н}$ – глибина черпання драглайну, м.

При цьому повинна дотримуватися ще одна умова:

$$R_Ч \ge H_У ctg\alpha + Z, \text{ м}, \tag{5.25}$$

де $R_Ч$ – радіус черпання екскаватора, м; α – кут укосу уступу, град.; Z – ширина призми можливого обвалення, м.

При вийманні породи верхнім черпанням тип екскаватора визначається з умови:

$$H_{У.В} = (0{,}6...0{,}7)H_Р, \text{ м}, \tag{5.26}$$

де $H_Р$ – висота розвантаження, м.

При роботі драглайна верхнім черпанням є обмеження, що обумовлене наступною вимогою:

$$H_{У.В} \ge 0{,}4\ H_Р, \qquad \text{м}. \tag{5.27}$$

Варто мати на увазі, що верхнє черпання ефективне тільки для драглайнів, місткість ковшів яких складає 10 – 15 м^3 і більше.

Згідно з виразами (5.24) – (5.27) обирається екскаватор відповідного типу, після чого приводяться його основні технічні характеристики (місткість ковша, радіус черпання, максимальний радіус черпання, максимальний радіус розвантаження, максимальна висота черпання).

4. Змінна та річна продуктивність екскаватора визначаються згідно з виразами (5.5) – (5.6).

5. Необхідна кількість екскаваторів визначається згідно з виразом (4.7).

6. Вибір типу автосамоскида і параметри його роботи визначаються згідно із виразами (5.8) – (5.15).

7. Визначення ширини заходки екскаватора та робочого майданчику.

В залежності від особливостей залягання корисної копалини приймається система розробки родовища.

При безтранспортній системі із внутрішнім відвалоутворенням верхній шар корисної копалини переміщується у вироблений простір екскаватором типу драглайн.

Ширина заходки екскаватора ЕШ

$$A_{MAX} = R_Ч \cdot (\sin \omega_1 + \sin \omega_2), \text{ м}, \qquad (5.28)$$

де $R_Ч$ – радіус черпання драглайна, м; ω_1 й ω_2 кути розвороту екскаватора від його осі при черпанні, не перевищуючі кожен 35...40°.

Ширина робочого майданчику на уступі (рис. 5.7) розраховується згідно із виразом (4.17).

Після встановлення параметрів системи розробки будується технологічна схема відпрацювання двокомпонентного ТР типу внутрішній відвал, за умови першочергового використання нижньої корисної копалини, у розрізі та плані.

Нижче наведений приклад креслення паспорта роботи драглайна при розкритті та відпрацюванні двокомпонентного ТР типу внутрішній відвал за умови першочергового використання нижньої корисної копалини (рис. 5.12).

При відсипці верхньої корисної копалини у внутрішній відвал його висота

$$H_O = (H - H_1)\, k_P\, k_Ф, \text{ м}, \qquad (5.29)$$

де k_P – коефіцієнт розпушення порід у відвалі, k_P = 1,3 ÷ 1,4; $k_Ф$ – коефіцієнт скорочення фронту робіт, $k_Ф$ = 1,05.

Ширина відвальної заходки при безтранспортній системі розробки дорівнює ширині розкривної заходки ($A_O = A$).

Можливість використання обраного крокуючого екскаватора за безтранспортною схемою перевіряється за дією радіуса розвантаження R_P (рис. 5.12). При цьому повинна виконуватися наступна умова:

$$R_P \geq H_O ctg\gamma + a + H_1 ctg\beta + B_Б\ , \text{ м}, \qquad (5.30)$$

де γ – кут укосу відвалу, град; a – відстань між нижньою брівкою уступу нижнього шару ТР і нижньою брівкою відвалу. В данному завданні приймати a = 0 ÷ 15 м; H_1 – висота нижнього шару ТР, м; β – кут укосу бортів ТР, град; $B_Б$ – безпечна відстань від верхньої брівки уступу нижнього шару ТР до осі драглайна, $B_Б$ = 10 ÷ 15 м.

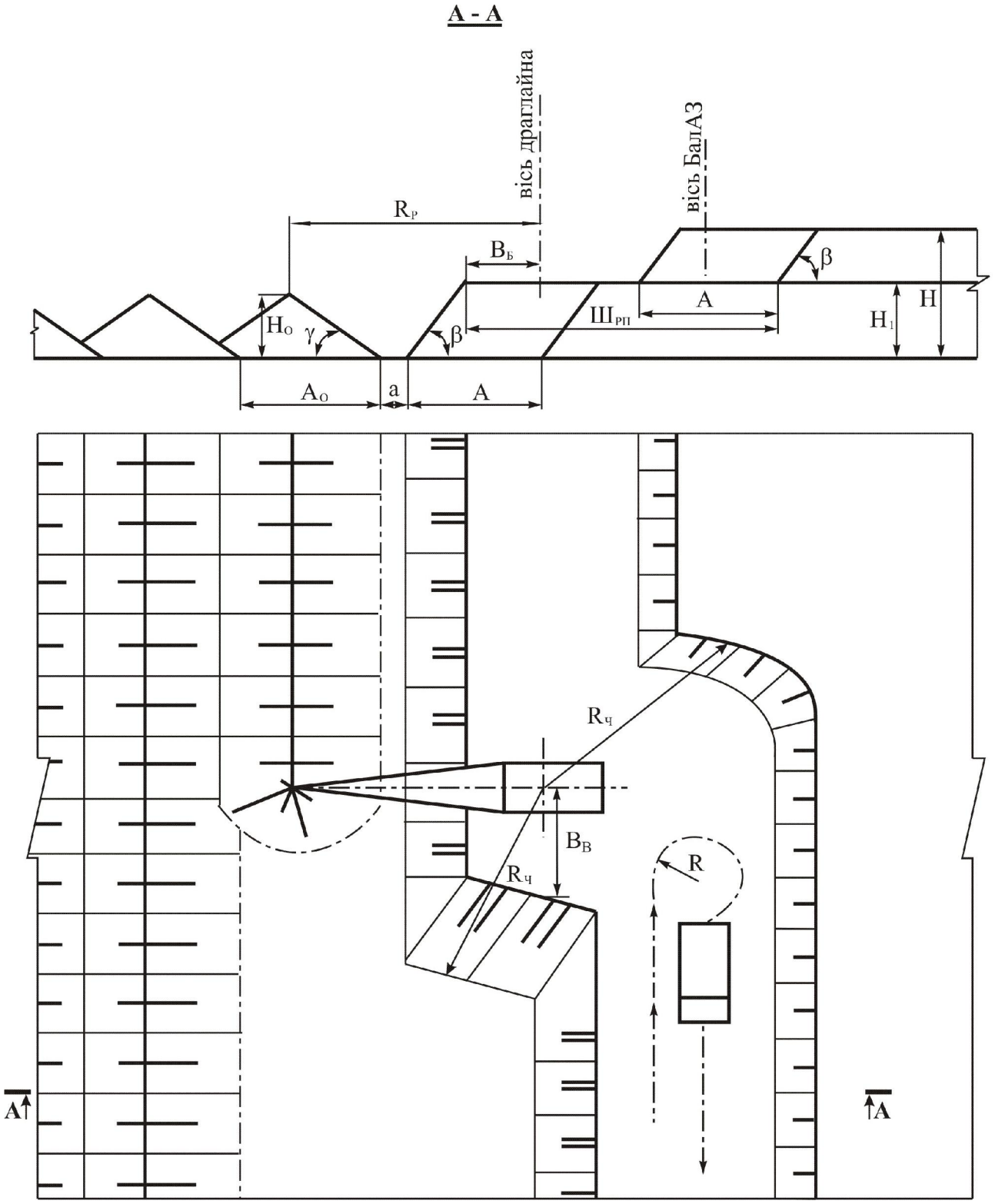


Рис. 5.12. Паспорт роботи драглайна при розкритті та відпрацюванні двокомпонентного ТР із завантаженням нижньої КК в автосамоскид

Якщо умова не виконується, то безтранспортна система розробки є ускладненою. У зворотньому випадку для забезпечення необхідного радіуса розвантаження варто вибрати інший типорозмір крокуючого екскаватора.

5.8.5. Вибір і розрахунок параметрів роботи гірничого обладнання при розробці трикомпонентного ТР типу зовнішній відвал

Розкриття й відпрацювання трикомпонентного техногенного родовища типу зовнішній відвал за умови першочергового використання КК №1 й №2 відбувається після визначення запасів щодо кожного виду КК в трикомпонентному ТР і вибору раціонального гірничотранспортного обладнання з розрахунком параметрів його роботи (рис. 5.13).

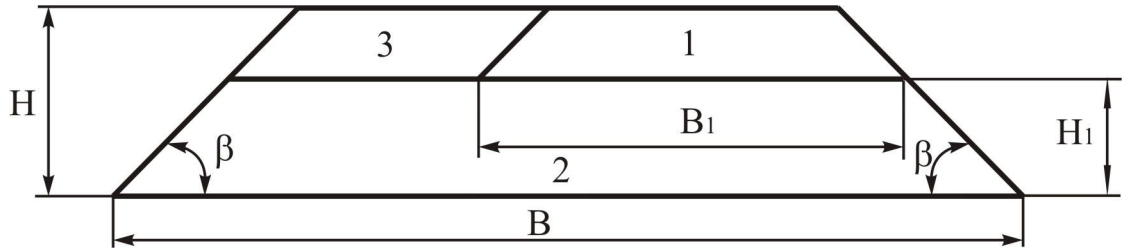


Рис. 5.13. Трикомпонентне техногенне родовище типу зовнішній відвал

Розрахунок зазначених параметрів виконується відповідно до методики вибору гірничотранспортного обладнання. Визначення його раціональних параметрів при відпрацюванні трикомпонентного техногенного родовища типу зовнішній відвал наведено нижче.

Розрахункові формули для цієї схеми

Запаси загальні, першого, другого і третього типів корисної копалини в техногенному родовищі визначаються згідно із вихідними даними і виразами:

– загальні запаси:

$$З = H(B - Hctg\beta)(L - Hctg\beta),\ м^3, \tag{4.31}$$

– запаси першого типу:

$$З_1 = H(B_1 - (H - H_1)ctg\beta)(L - Hctg\beta),\ м^3, \tag{4.32}$$

– запаси другого типу:

$$З_2 = H_1(B - H_1ctg\beta)(L - H_1ctg\beta), м^3, \tag{4.33}$$

де L – довжина ТР, м; B – ширина ТР, м; де B_1 – ширина частини ТР першого типу, м; H – висота ТР, м; H_1 – висота нижнього шару ТР, м; β – кут укосу борта ТР.

– запаси третього типу:

$$З_3 = З - З_1 - З_2,\ м^3, \tag{4.34}$$

Згідно з виразами (5.4) – (5.7) обирається екскаватор відповідного типу, після чого приводяться його основні технічні характеристики (місткість ковша, радіус черпання, максимальний радіус черпання, максимальний радіус розвантаження, максимальна висота черпання).

Згідно з виразами (5.8) – (5.15) обирається необхідний тип автосамоскида і розраховуються основні параметри його роботи (місткість кузова, відстань транспортування, річна продуктивність, необхідна кількість).

Ширина заходки екскаватора та робочого майданчику визначаються з виразами (5.16) – (5.17).

В залежності від особливостей залягання корисної копалини приймається відповідна система розробки родовища.

Після встановлення основних параметрів розробки трикомпонентного техногенного родовища типу зовнішній відвал за умови першочергового використання КК №1 й №2, таких як об'єм запасів щодо кожного з трьох видів корисної копалини в родовищі і виборі раціонального гірничотранспортного обладнання з розрахунком параметрів його роботи будується схема відпрацювання.

Зазначена технологічна схема розробки трикомпонентного техногенного родовища типу зовнішній відвал виконується в перерізі та плані відповідно до наведеного нижче прикладу креслення паспорта роботи екскаватора типу механічна лопата з завантаженням автосамоскида на кожному із двох шарів корисної копалини (рис. 5.14).

5.8.6. Розрахунок параметрів роботи виймально-навантажувального й транспортного обладнання для селективного виймання СКК

Для селективного виймання супутніх корисних копалин (рис. 4.15) необхідно виконати вибір раціонального виймально-навантажувального й транспортного обладнання, визначити параметри його роботи і побудувати технологічну схему розробки.

Порядок виконання розрахунку параметрів роботи виймально-навантажувального й транспортного обладнання при селективному вийманні СКК аналогічний до порядку методики розрахунку при розробці однокомпонентних родовищ типів внутрішній та зовнішній відвал (5.4) – (5.18).

Після встановлення основних параметрів роботи виймально-навантажувального й транспортного обладнання при селективному вийманні СКК виконується креслення технологічної схеми розробки родовища у перерізі та плані (рис. 5.16).

Запитання для самоперевірки

1. У чому відміна техногенного родовища корисних копалин від звичайного?

2. Сформулюйте основні задачі формування техногенних родовищ.

3. Які основні вимоги до складування СКК при формуванні техногенного родовища?

4. Що таке техногенне формування і скільки його видів ви знаєте?

5. У чому полягає ідея створення схеми активної системи корисної взаємодії компонентів при формуванні техногенного родовища?

6. Які типи однокомпонентних техногенних родовищ ви знаєте?

7. У якому випадку доцільно застосовувати драглайн при відпрацюванні двокомпонентного техногенного родовища?

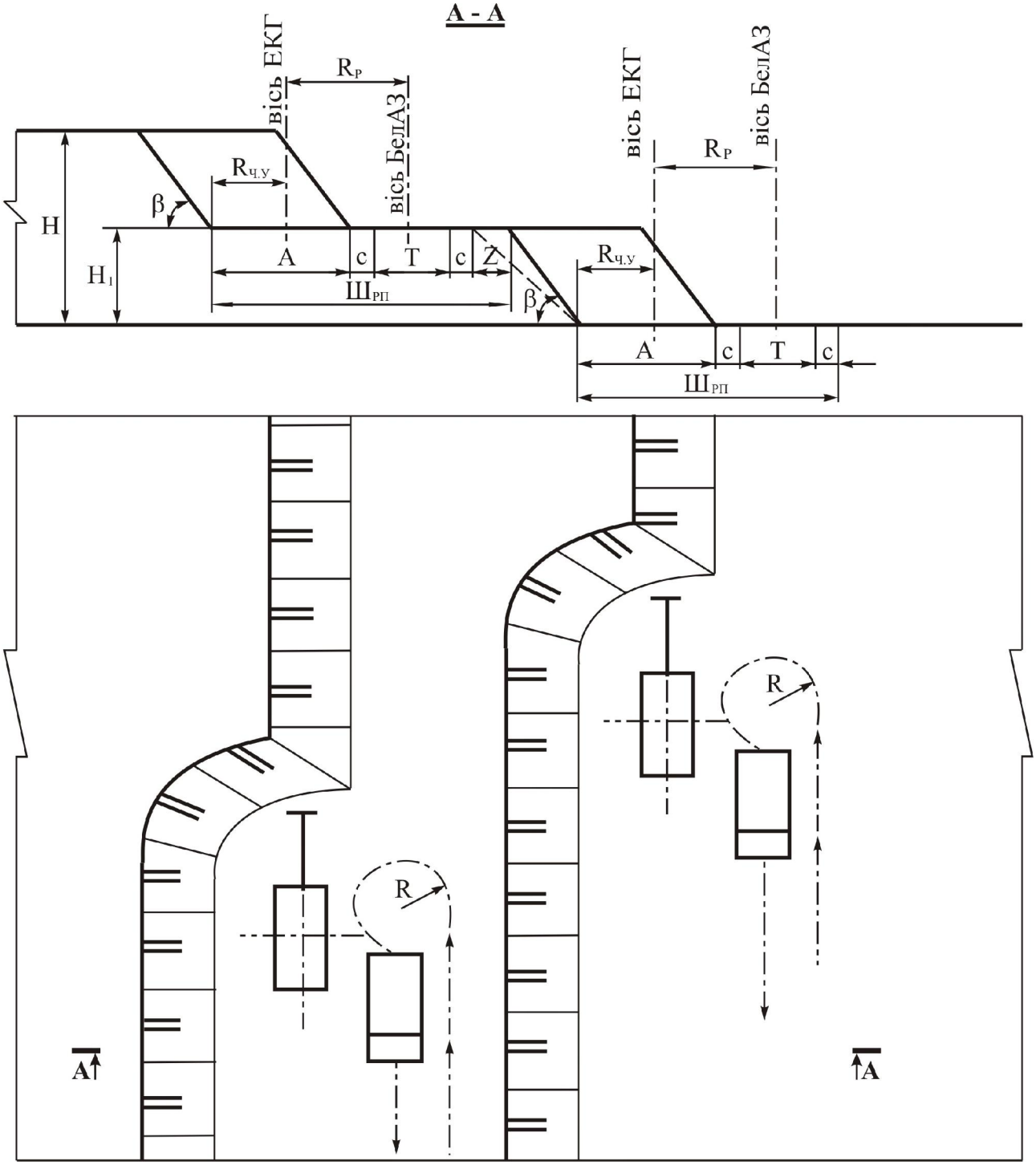


Рис. 5.14. Паспорт роботи ЕКГ при розкритті та відпрацюванні трикомпонентного ТР типу зовнішній відвал

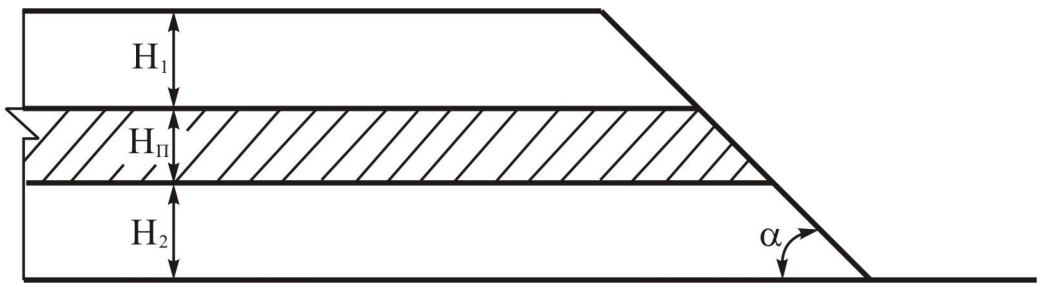


Рис. 5.15. Схема селективного виймання СКК

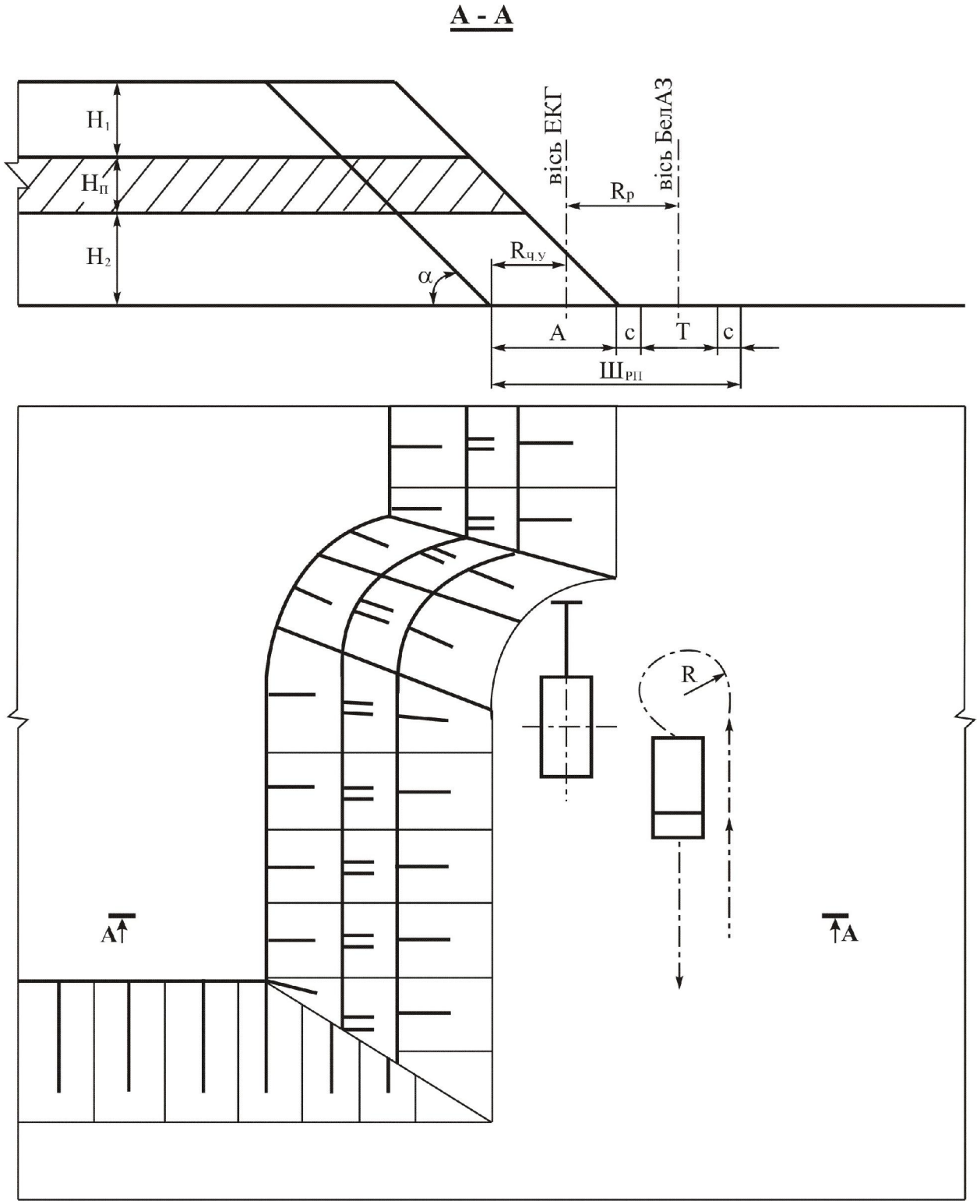


Рис. 5.16. Технологічна схема селективної розробки СКК екскаватором типу ЕКГ.

Розглянутий у цьому розділі навчальний матеріал дає студенту можливість оволодіти знаннями щодо формування техногенних родовищ з СКК і подальшого їх використання при відкритій розробці родовищ корисних копалин. Наведені розрахункові формули для визначення об'ємів запасів СКК у техногенних родовищах і встановлення параметрів технологічних схем роботи гірничо-завантажувального і транспортного обладнання дозволять студентам самостійно розробити та викреслити паспорт робіт гірничого обладнання для формування і відпрацювання різних типів ТР.

6. ТЕСТОВИЙ КОНТРОЛЬ ЗНАНЬ З ТЕХНОЛОГІЇ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ РОДОВИЩ

Розроблено тестовий контроль знань до теоретичних розділів навчального посібника для перевірки якості засвоєного матеріалу.

Тести включають запитання з теорії відкритої розробки пологих родовищ корисних копалин, на які можна відповідати самостійно.

Студент за умови позитивного тестування має достатні знання з таких напрямів: розкриття пологих родовищ корисних копалин; система розробки пологих родовищ, динаміка розвитку гірничих робіт; раціональне природокористування; формування та розробка техногенних родовищ.

6.1. Тестовий контроль знань до першого розділу

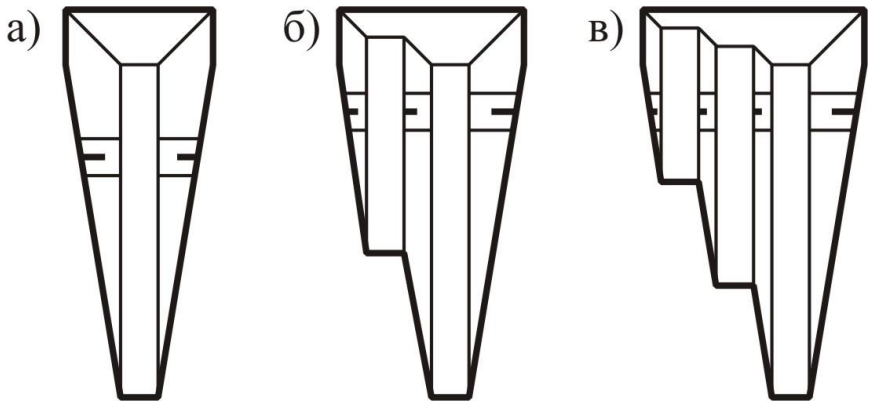
Тест №1

Укажіть діапазон величини нахилу в проміле капітальної траншеї при застосуванні автомобільного транспорту?

а) 30 – 40 ‰;
б) 40 – 60 ‰;
в) 60 –120 ‰;
г) жодний з перелічених.

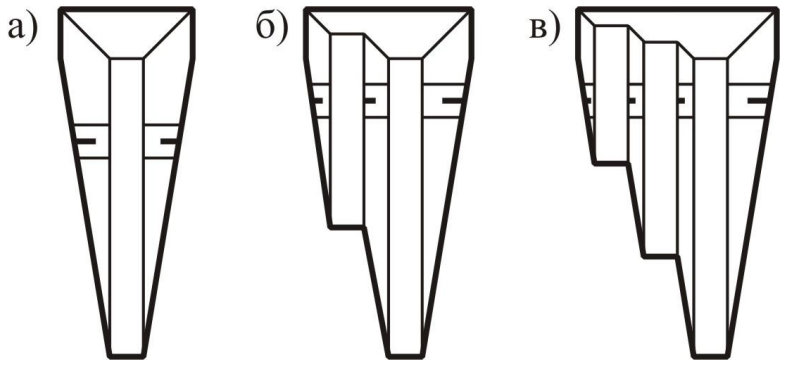
Тест №2

Укажіть, яка капітальна траншея розкриває два горизонти кар’єра?



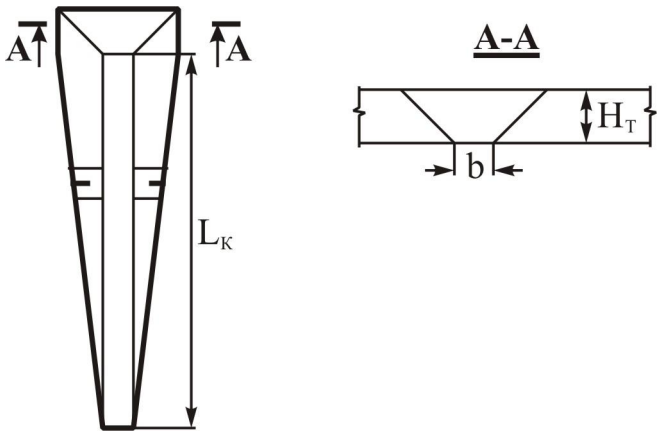
Тест №3

Укажіть капітальну траншею, яка має три похилих майданчика



Тест №4

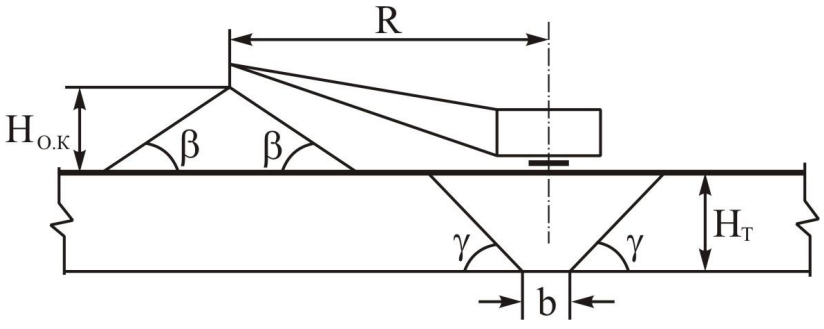
Укажіть довжину капітальної траншеї (L_K) для вихідних даних: глибина проведення капітальної траншеї, H_T = 30 м; похил капітальної траншеї i = 60 ‰:



а) 300 м;
б) 1800 м;
в) 500 м;
г) 180 м.

Тест №5

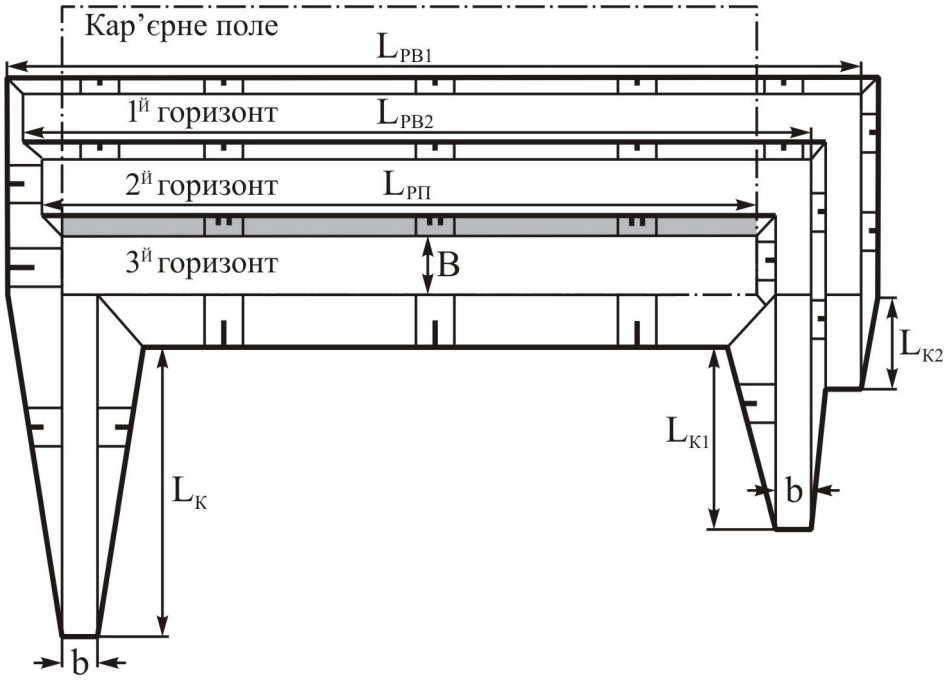
Укажіть правильний діапазон значення максимальної висоти зовнішнього відвалу (H_{OK}) при проведені капітальної траншеї, якщо b = 20 м; H_T = 25 м; K_P = 1,2; γ = 45º; β = 35º.



а) $H_{ОК}$ = 28 – 29 м;
б) $H_{ОК}$ =30 – 31 м;
в) $H_{ОК}$ = 32 – 33 м;
г) жодний з перелічених.

Тест №6

Яка схема розкриття родовища наведена на рисунку?



а) парними капітальними траншеями;
б) окремими капітальними траншеями;
в) груповими капітальними траншеями;
г) загальними капітальними траншеями.

Тест №7

Укажіть найбільш поширену в умовах гірничого виробництва схему розкриття родовища?

а) парними капітальними траншеями;
б) окремими капітальними траншеями;
в) загальними капітальними траншеями;
г) жодний з перелічених.

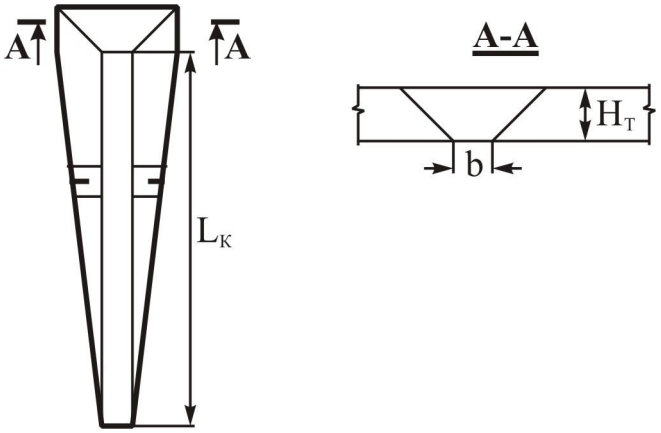
Тест №8

Для чого проводиться капітальна траншея?

а) для розкриття родовища;
б) для збільшення потужності кар'єру;
в) для водовідливу з кар'єру;
г) жодний з перелічених.

Тест №9

Який об'єм капітальної траншеї (V_K) для таких вихідних даних: глибина капітальної траншеї H_T = 25 м; похил капітальної траншеї i = 50 ‰; ширина похилого майданчика капітальної траншеї b = 20 м; укіс бортів капітальної траншеї γ = 45º?

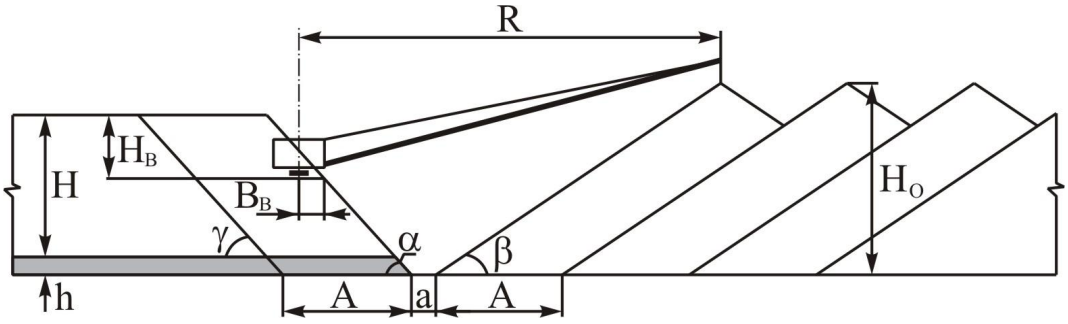


а) V_K = 320175 м^3;
б) V_K = 206456м^3;
в) V_K = 229166 м^3;
в) V_K = 239257 м^3.

6.2. Тестовий контроль знань до другого розділу

Тест №1

Назвіть, яка система розробки пологих родовищ наведена на схемі

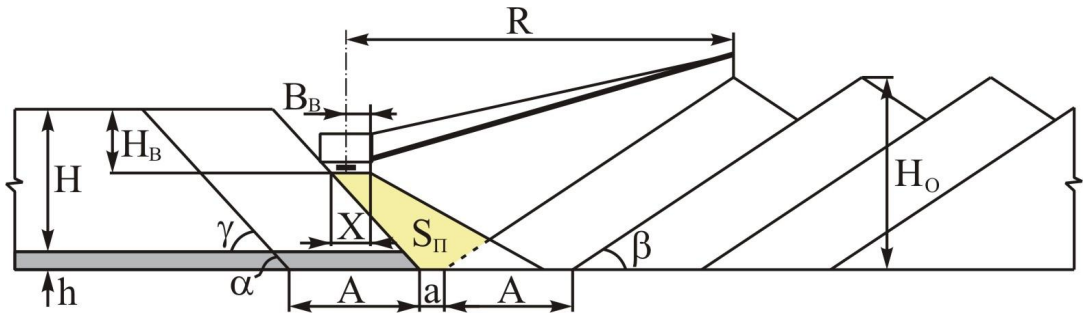


а) транспортна система;
б) безтранспортна система;

в) транспортно-відвальна система;
г) комбінована система

Тест №2

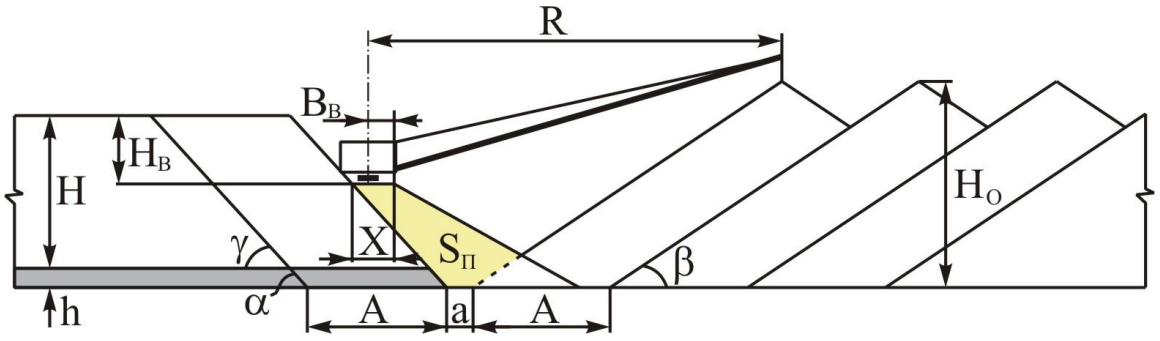
Укажіть правильне значення ширини підвалки укосу розкривного уступу на рівні робочого майданчика (X) для приведеної безтранспортної системи розробки (з точністю до цілого значення) для вихідних даних: ЕШ-20/90; R = 85м; H = 30 м; h = 5 м; A = 40 м; B_B = 15 м; H_B = 10 м; a = 5 м; K_P = 1,2; $\gamma = \alpha = 45^o$; $\beta = 35^o$.



а) X = 33 м;
б) X = 16 м;
в) X = 21 м;
г) X = 25 м.

Тест №3

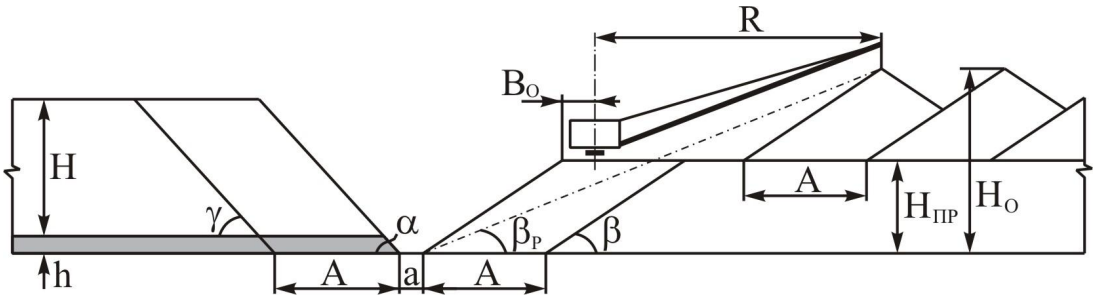
Укажіть правильне значення коефіцієнту переекскавації ($K_П$) для наведеної ускладненої безтранспортної системи розробки (з точністю до цілого значення), якщо дано: ЕШ-20/90; R = 85 м; H = 30 м; h = 5 м; A = 40 м; B_B = 15 м; H_B = 10 м; a = 5 м; K_P = 1,2; $\gamma = \alpha = 45^o$; $\beta = 35^o$.



а) $K_П$ = 0,26;
б) $K_П$ = 0,37;
в) $K_П$ = 0,43;
г) $K_П$ = 0,47.

Тест №4

Укажіть правильне значення продуктивності кар'єру по корисним копалинам (Q_K) для приведеної безтранспортної системи розробки, якщо дано: ЕШ-20/90; $V_{ЕШ}$ = 4 млн м ^{3}; R = 85 м; H = 30 м; h = 5 м; A = 40 м; B_O = 15 м; $H_{ПР}$ = 20 м; a = 5 м; K_P = 1,2; $\gamma = \alpha = 45^o$; $\beta = 35^o$; ρ_O = 2 т/м^3; K_B = 0,95.



а) Q =1,26 млн т/рік;
б) Q = 0,85 млн т/рік;
в) Q = 1,46 млн т/рік;
г) жодний з перелічених.

Тест №5

У яких гірничотехнічних умовах доцільно використовувати безтранспортну систему розробки з розташуванням крокуючого екскаватора на передвідвалі:

а) при розробці скельних гірничих порід;
б) при розробці м'яких гірничих порід внутрішній відвал з яких не стійкий;
в) при розробці м'яких гірничих порід, внутрішній відвал з яких стійкий;
г) жодний з перелічених.

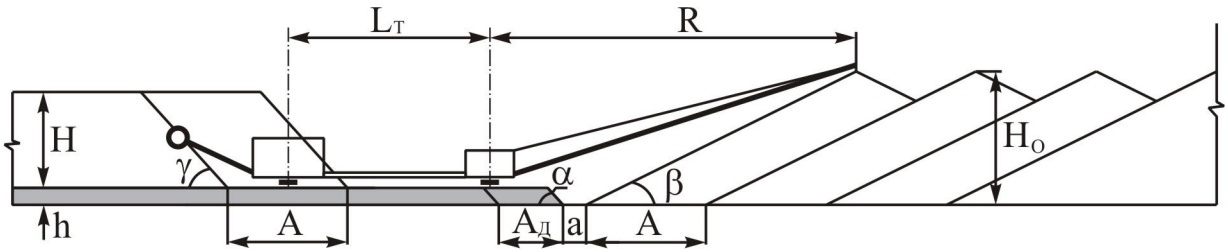
Тест №6

Розрахуйте добову продуктивність крокуючого екскаватора ЕШ-20/90 ($Q_{ЕШ}$) і укажіть правильну відповідь для вихідних даних: ємкість ковша екскаватора, E = 20 м^3; коефіцієнт наповнення породою ковша екскаватора, K_H = 0,9; коефіцієнт використання екскаватора у часі, K_B =0,65; коефіцієнт розпушення розкривних порід, K_P =1,25; кількість годин роботи екскаватора на добу, $t_Д$ = 20 год.; термін циклу роботи екскаватора, $t_Ц$ = 50 с.

а) $Q_{ЕШ}$ = 15945 т/добу;
б) $Q_{ЕШ}$ =16734 т/добу;
в) $Q_{ЕШ}$ = 14976 т/добу;
г) $Q_{ЕШ}$ = 13872 т/добу;
д) $Q_{ЕШ}$ = 17233 т/добу.

Тест №7

Укажіть правильне значення потужності кар'єру по корисним копалинам (Q_K) для приведеної транспортно-відвальної системи розробки, якщо дано: екскаватор ЕРГ-1600; відвалоутворювач ОШР-4500/180; $V_{ЕРГ}$ = 8 млн м^3/рік; h = 3 м; H = 40 м; щільність корисних копалин ρ = 2,2 т/м^3; коефіцієнт вилучення корисних копалин K_B = 0,95.



а) Q_K = 1254000т;
б) Q_K = 1555000т;
в) Q_K = 1358000т;
г) Q_K = 1144000т.

6.3.Тестовий контроль знань до третього розділу

Тест №1

Які питання вирішує динаміка розвитку гірничих робіт:

а) розкриття родовища;
б) розміщення відвальних порід;
в) планування гірничих робіт;
г) визначення продуктивності кар'єру по корисних копалинах.

Тест №2

Що необхідно зображувати на першому етапі:

а) капітальну траншею;
б) розрізну траншею;
в) капітальну і розрізну траншеї;
г) виїзну траншею.

Тест №3

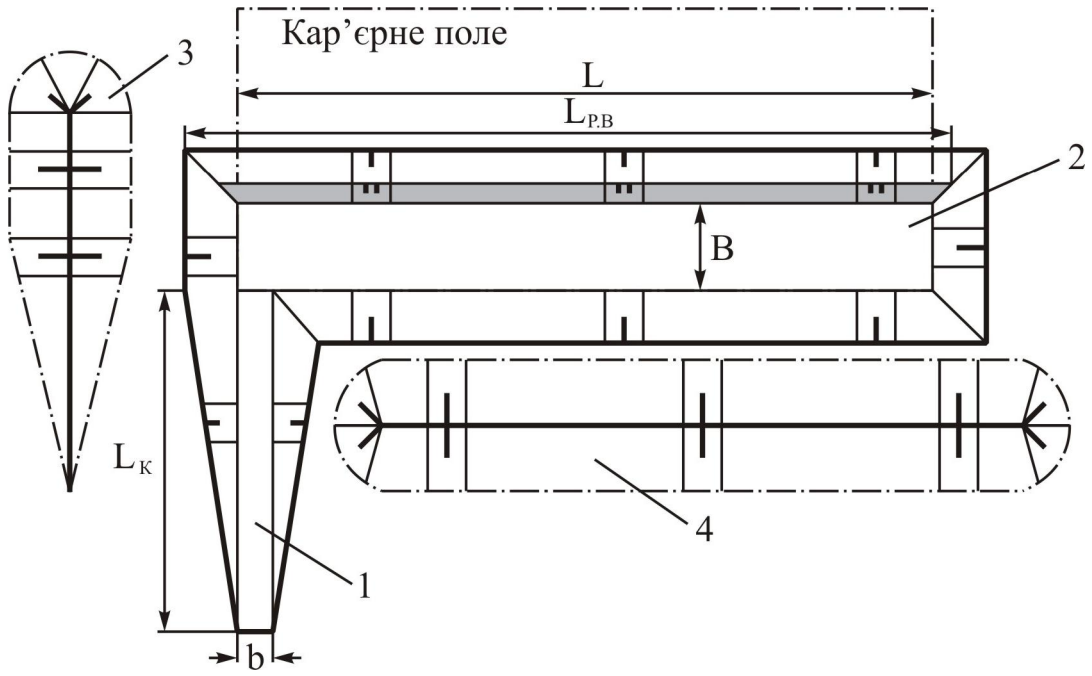
Що необхідно зображувати на останньому етапі:
а) капітальну і розрізну траншеї;
б) капітальну, розрізну і залишкову траншеї;

в) виїзну і залишкову траншеї;

г) капітальну, виїзну, і залишкову траншеї.

Тест №4

Наведено план технологічної схеми. На план-схемі розкриття родовища корисних копалин зазначено: 1 – капітальна траншея; 2 – розрізна траншея; 3 – зовнішній відвал після спорудження капітальної траншеї; 4 – зовнішній відвал після спорудження розрізної траншеї. Визначити, який це етап розробки родовища:



а) розробка родовища;

б) розкриття родовища;

в) завершення розробки родовища;

г) початок розробки родовища.

Тест №5

Як для першого етапу визначаються параметри і профіль розрізної траншеї:

а) за розрізом технологічної схеми гірничих робіт;

б) за геологічними показниками родовища;

в) за параметрами капітальної траншеї;

г) за допомогою розрахункових формул.

Тест №6

Що необхідно зображувати на третьому етапі (початок розробки родовища):

а) капітальну траншею;
б) розрізну траншею;
в) технологічну схему розробки першої розкривної заходки;
г) технологію розробки родовища.

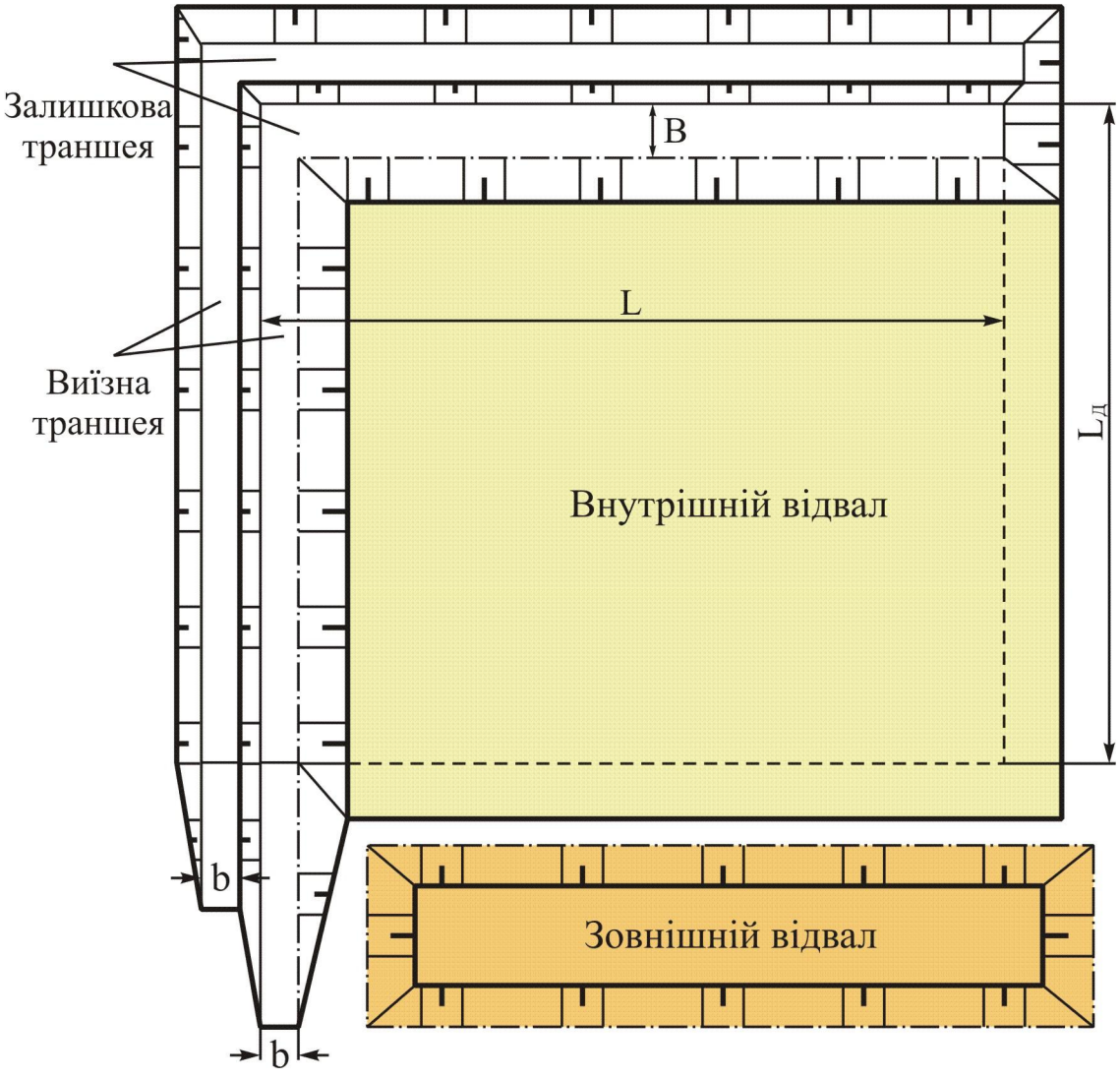
Тест №7

Як визначається кількість етапів розробки родовища:

а) у залежності від геологічних умов залягання родовища;
б) у залежності від потреб поточного планування гірничих робіт;
в) у залежності від потреб перспективного планування гірничих робіт;
г) у залежності від потреб проектування розробки родовища.

Тест №8

Наведено план технологічної схеми. Визначити, який це етап розробки родовища:

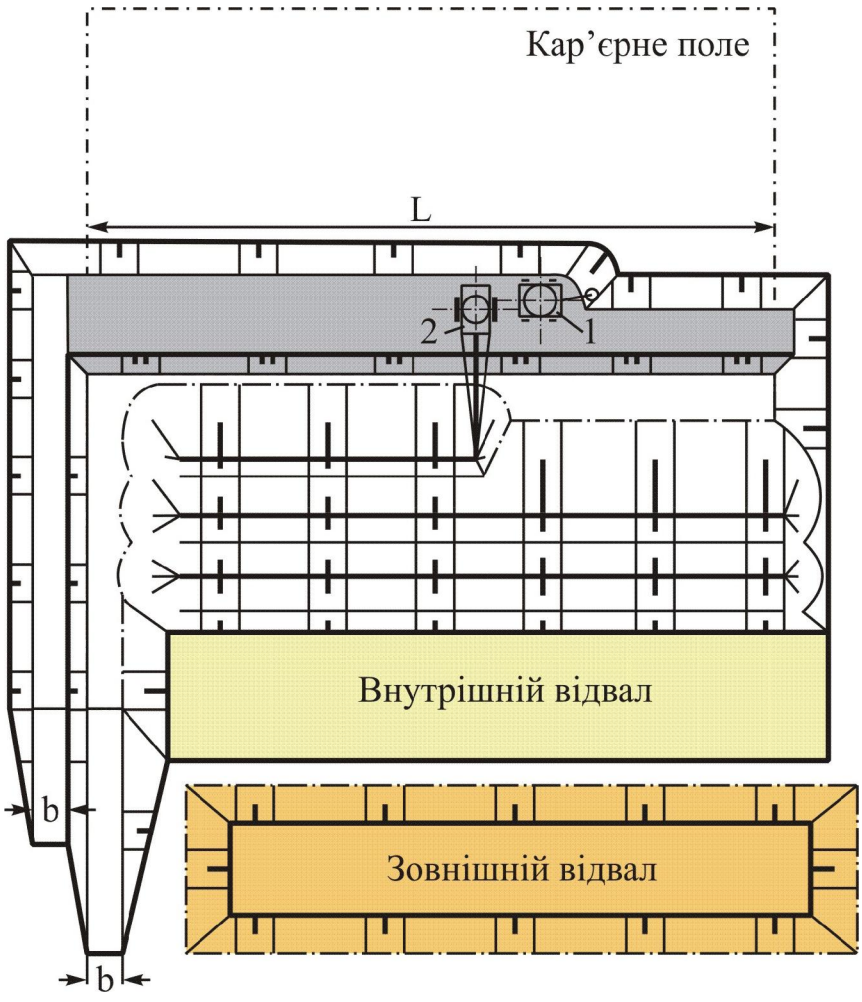


а) розробка родовища;
б) розкриття родовища;
в) завершення розробки родовища;
г) початок розробки родовища.

Тест №9

Наведено план технологічної схеми. Визначити, який це етап розробки родовища:

а) розробка родовища;
б) розкриття родовища;
в) завершення розробки родовища;
г) початок розробки родовища.



6.4.Тестовий контроль знань до четвертого розділу

Тест №1

Щорічний вихід супутніх продуктів і відходів виробництва в Україні становить:

а) близько 200 млн т;
б) близько 500 млн т;
в) близько 1,5 млрд т;
г) близько 2,5 млрд т.

Тест №2

Яка кількість різноманітних будівельних матеріалів виробляється з відходів і порід супутнього видобутку в Україні?

а) близько 10 млн т;
б) близько 50 млн т;
в) близько 150 млн т;
г) близько 300 млн т.

Тест №3

На чому базується концепція екологічно обґрунтованої стратегії й тактики освоєння мінерально-сировинної бази України?

а) на принципі рівноцінності двох складових первинної сировини гірничих підприємств і СКК;
б) на збалансуванні зростаючих масштабів промислового виробництва;
в) на міжгалузевому споживанні мінерально-сировинних ресурсів;
г) на взаємозамінності між собою не тільки сировини, але й продукції, виготовленої з неї.

Тест №4

Які види запасів необхідно особливо виділяти при складанні довгострокових прогнозів розвитку видобутку і переробки СКК?

а) запаси, які у регіоні обмежені і будуть втрачені після доробки родовища;
б) запаси нерудних корисних копалин;
в) запаси підвищеного попиту із боку промисловості;
г) жодні із зазначених.

Тест №5

Від чого залежить обсяг супутнього видобутку мінеральної сировини?

а) від поточної потреби промисловості;
б) від місця розташування СКК в масиві гірських порід;
в) від технології та організації виконання гірничих робіт;
г) всі відповіді правильні.

Тест №6

На скільки груп поділяються за умовами розробки поклади СКК?

а) дві;
б) три;
в) чотири;
г) шість.

Тест №7

Яке місце розташування в масиві гірських порід можуть мати поклади СКК?

а) у верхній частині наносів;
б) в середній частині наносів;
в) в нижній частині наносів;
г) перелік відповідей не повний.

Тест №8

На який відсоток знижується продуктивність традиційного обладнання (екскаваторів) при роздільному вийманні СКК на відміну від валового?

а) до 30 %;
б) до 40 %;
в) до 60 %;
г) до 80 %.

Тест №9

На скільки збільшується питомий опір копанню розкривних порід (пісків, суглинків, глин, пісковиків і т.д.) у промерзлому стані при вологості 2 – 6 %?

а) на 3 – 5 %;
б) на 7 – 10 %;
в) на 15 – 17 %;
г) жодної правильної відповіді.

Тест №10

Від чого не залежить розмір питомого опору копанню K_F:

а) від типу обраного устаткування;
б) від товщини стружки, що розробляється;
в) від міцності та щільності порід;
г) жодної правильної відповіді.

Тест №11

При якій висоті уступу забезпечується повне заповнення ковша екскаватора ЕКГ-4,6, якщо товщина стружки t = 600 мм?

а) 2,8 м;
б) 3,7 м;
в) 3,1 м;
г) 2,5 м.

Тест №12

У чому полягає перевага використання роторних екскаваторів при селективному видобутку СКК?

а) у забезпеченні послідовного зняття розкривних порід стружками;
б) у можливості складування розкривних порід у техногенні родовища з метою його подальшого використання;
в) у можливості узгодження рухів між виймальним і відвальним обладнанням;
г) усі відповіді правильні.

Тест №13

Який основний показник ефективності застосування техніки неперервної дії при селективній виїмці Ви знаєте?

а) ступінь селекції;
б) енергоємність селективної виїмки;
в) питомий опір копанню при екскавації;
г) жодної правильної відповіді.

Тест №14

Як називається мінімальна потужність шару розкриву, виїмка якого доцільна за технічних можливостей екскаватора?

а) коефіцієнт вибою;
б) ступінь селекції;
в) виймальна потужність;
г) потужність шару.

Тест №15

При збільшенні потужності шару супутньої копалини, що розробляється роторним екскаватором, технічна продуктивність обладнання:

а) зменшується;
б) збільшується;

в) залишається незмінною;
г) жодної правильної відповіді.

Тест №16

У чому полягають переваги застосування пневмоколісних навантажувачів при виїмці шарів супутньої корисної копалини невеликої потужності?

а) незалежність продуктивності від зменшення висоти вибою;
б) висока швидкість переміщення обладнання;
в) можливості розробки уступів будь якої висоти;
г) вірні відповіді а) і б).

Тест №17

Максимальна висота шару h_{MAX}, що розробляється навантажувачем селективно, складає:

а) 0,3 м;
б) 0,5 м;
в) 0,8 м;
г) 1,5 м.

Тест №18

Які схеми організації робіт можливі при селективній виїмці СКК навантажувачами?

а) безтранспортна і транспортна;
б) транспортно відвальна;
в) лише транспортна;
г) жодної правильної відповіді.

Тест №19

Скільки основних технологічних схем селективної виїмки СКК Ви знаєте?

а) 5;
б) 8;
в) 10;
г) 12.

6.5.Тестовий контроль знань до п’ятого розділу

Тест №1

Які переваги роздільного способу відвалоутворення супутніх корисних копалин від валового ви знаєте?

а) зберігається якісні характеристики супутніх корисних копалин;

б) зменшується відстань транспортування порід із вибою у відвал;

в) збільшується виробнича продуктивність відвального обладнання;

г) втрачаються якісні характеристики супутніх корисних копалин.

Тест №2

Які негативні наслідки передбачає роздільне складування супутніх корисних копалин?

а) розубоження і втрата для подальшого використання у промисловості супутніх корисних копалин;

б) залучення додаткових земель для відсипки відвалів;

в) підвищення негативного впливу на навколишнє природне середовище;

г) ускладнення повторного виймання супутніх корисних копалин при розробці техногенних родовищ.

Тест №3

У чому полягає відмінність пасивного способу складування супутніх корисних копалин у техногенні родовища від активного?

а) відсутності залучення додаткових земель для складування супутніх корисних копалин;

б) супутні корисні копалини лише зберігаються без поліпшення їх властивостей;

в) формування техногенних родовищ починається з відсипки піщаного прошарку за умови відсутності якісного дренажу;

г) формування техногенного родовища відбувається у два відвальних яруси.

Тест №4

Як називаються утворення (виїмки кар'єрів, відвали, хвостосховища та ін.), що отримані в результаті продуктивної діяльності людини з використанням потужних технічних засобів?

а) техногенні формування;

б) техногенні порушення;

в) технологічні споруди;

г) ландшафтні перетворення.

Тест №5

Якого виду техногенних формувань не існує?

а) мінерально-сировинного;
б) ландшафтного (поверхневого);
в) екологічного;
г) соціально-економічного.

Тест №6

Назвіть вид (клас) техногенних формувань, який передбачає створення техногенних родовищ?

а) мінерально сировинний;
б) ландшафтний;
в) екологічний;
г) жодний з перелічених.

Тест №7

У чому полягає відмінність двоярусних техногенних родовищ від одноярусних при активній схемі?

а) висота піонерного насипу дорівнює висоті техногенного родовища;
б) висота техногенного родовища перевищує висоту піонерного насипу;
в) висота піонерного насипу перевищує висоту техногенного родовища;
г) жодний з перелічених.

Тест №8

Якого класу в систематизації умов створення техногенних родовищ не існує?

а) призначення техногенного родовища;
б) умови формування техногенного родовища;
в) умови розробки техногенного родовища;
г) жодного з перелічених.

Тест №9

Скільки груп має II-й клас (умови формування техногенних родовищ) у систематизації умов створення техногенних родовищ?

а) 2;
б) 5;
в) 4;
г) 3.

Еталонні відповіді до тестів:

Еталони правильних відповідей до тестів першого розділу:

Тест №1 – в)
Тест №2 – б)
Тест №3 – в)
Тест №4 – в)
Тест №5 – б)
Тест №6 – б)
Тест №7 – в)
Тест №8 – а)
Тест №9 – в)

Еталони правильних відповідей до тестів другого розділу:

Тест №1 – б)
Тест №2 – в)
Тест №3 – б)
Тест №4 – а)
Тест №5 – б)
Тест №6 – в)
Тест №7 – а)

Еталони правильних відповідей до тестів третього розділу:

Тест №1 – в)
Тест №2 – в)
Тест №3 – г)
Тест №4 – б)
Тест №5 – а)
Тест №6 – в)
Тест №7 – г)
Тест №8 – в)
Тест №9 – а)

Еталони правильних відповідей до тестів четвертого розділу:

Тест №1 – в)
Тест №2 – б)
Тест №3 – а)
Тест №4 – а)
Тест №5 – г)
Тест №6 – б)
Тест №7 – г)
Тест №8 – б)
Тест №9 – б)
Тест №10 – г)
Тест №11 – в)
Тест №12 – г)
Тест №13 – а)
Тест №14 – б)
Тест №15 – б)
Тест №16 – г)
Тест №17 – г)
Тест №18 – а)
Тест №19 – в)

Еталони правильних відповідей до тестів п'ятого розділу:

Тест №1 – а)
Тест №2 – б)
Тест №3 – б)
Тест №4 – а)
Тест №5 – г)
Тест №6 – а)
Тест №7 – в)
Тест №8 – г)
Тест №9 – в)

7. КОНТРОЛЬНІ ЗАВДАННЯ

Розроблено контрольні завдання до практичної складової навчального посібника для перевірки вмінь студентів.

Вони включають перелік задач з теорії відкритої розробки пологих родовищ корисних копалин, які можна розв'язувати самостійно.

Студент за умови правильного розв'язання завдань має достатні навики з таких напрямів: розкриття пологих родовищ корисних копалин; система розробки пологих родовищ, динаміка розвитку гірничих робіт; раціональне природокористування; формування та розробка техногенних родовищ.

7.1. Контрольні завдання до першого розділу

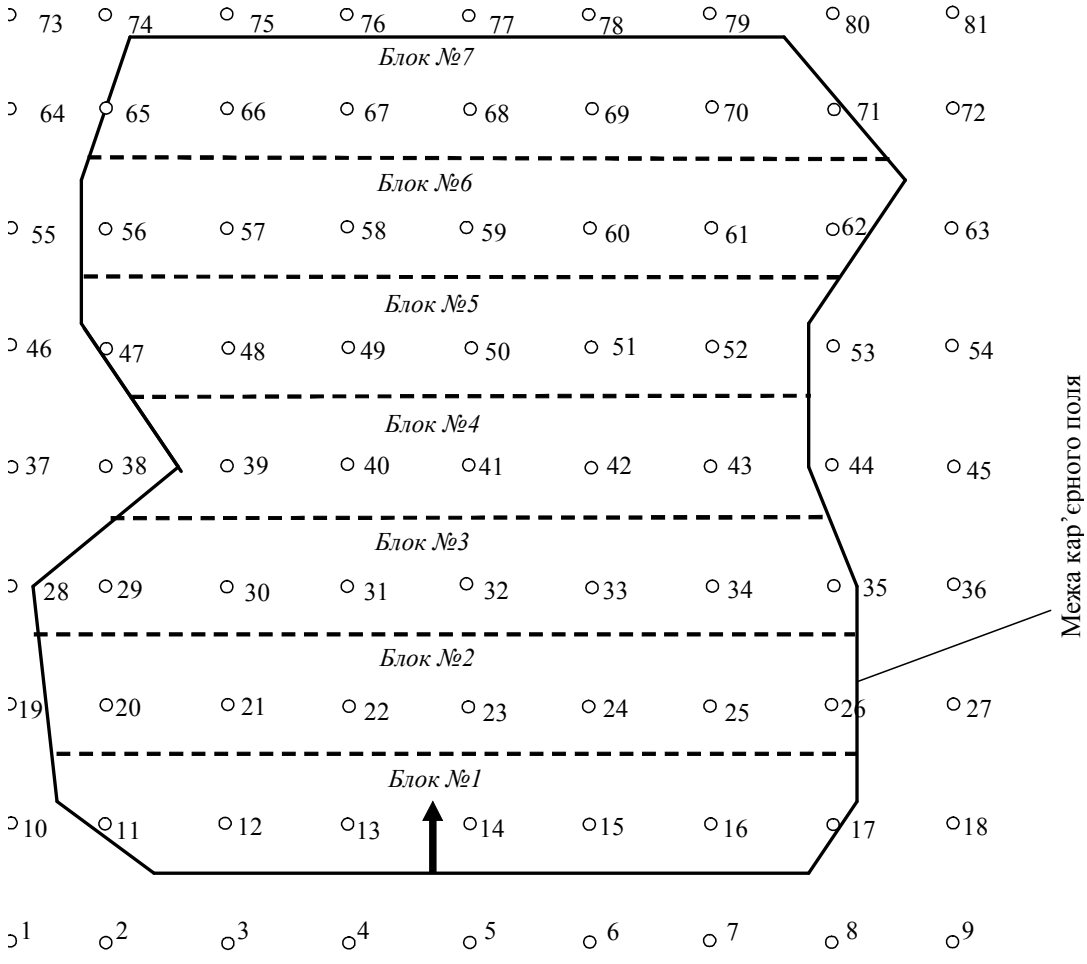
Завдання №1

Тема завдання – Гірничо-геометричний аналіз пологого родовища

Виконати: гірничо-геометричний аналіз родовища і розробити календарний план гірничих робіт з використанням ЕОМ.

Вихідні дані: Річна потужність кар'єру по корисних копалинах, Q_K = 0,2 млн т/рік; щільність корисних копалин, ρ = 2,0 т/м^3.

Нижче наведено кар'єрне поле пологого родовища і номери геологічних свердловин



– напрямок розвитку гірничих робіт;

º 12 – номер геологічної свердловини.

Показники геологічних свердловин

№. св.	**1**	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**	**11**	**12**	**13**
H, м	36	38	35	36	40	39	35	37	38	35	36	34	36
h, м	0,5	0,6	0,5	0,7	0,3	0,5	0,7	0,4	0,7	0,5	0,6	0,5	0,4
№. св.	**14**	**15**	**16**	**17**	**18**	**19**	**20**	**21**	**22**	**23**	**24**	**25**	**26**
H, м	39	41	42	43	44	45	44	43	43	42	42	41	41
h, м	*1,2*	*1,3*	*1,4*	*1,4*	*0,4*	*1,0*	*1,4*	*1,5*	*1,4*	*1,4*	*1,3*	*1,3*	*1,3*
№. св.	**27**	**28**	**29**	**30**	**31**	**32**	**33**	**34**	**35**	**36**	**37**	**38**	**39**
H, м	42	43	44	44	45	47	48	47	46	45	45	44	44
h, м	*0,5*	*0,5*	1,6	1,6	1,6	1,7	1,6	1,8	1,8	*0,7*	*0,7*	1,7	1,5
№. св.	**40**	**41**	**42**	**43**	**44**	**45**	**46**	**47**	**48**	**49**	**50**	**51**	**52**
H, м	45	45	47	47	48	48	48	49	49	47	47	46	46
h, м	*1,8*	*1,9*	*2,0*	*2,1*	*2,1*	*0,2*	*0,5*	*2,2*	*2,3*	*2,5*	*2,2*	*2,1*	*2,2*
№. св.	**53**	**54**	**55**	**56**	**57**	**58**	**59**	**60**	**61**	**62**	**63**	**64**	**65**
H, м	47	48	50	50	51	52	52	53	53	54	56	55	56
h, м	*2,0*	*0,3*	*0,2*	*2,5*	*2,6*	*2,5*	*2,6*	*2,7*	*2,6*	*2,5*	*0,9*	*0,7*	*2,7*
№. св.	**66**	**67**	**68**	**69**	**70**	**71**	**72**	**73**	**74**	**75**	**76**	**77**	**78**
H, м	50	51	52	53	53	54	55	55	56	57	56	55	54
h, м	*2,1*	*2,2*	*2,3*	*2,5*	*2,6*	*2,7*	*0,6*	*0,8*	*0,9*	*0,9*	*0,8*	*0,6*	*0,5*
№. св.	**79**	**80**	**81**										
H, м	55	55	56										
h, м	*0,8*	*0,8*	*0,9*										

Примітка: *№ св.* – номер свердловин; *H* – потужність розкривних порід, м; *h* – потужність корисних копалин, м

Завдання №2

Тема завдання – Проведення капітальної траншеї крокуючим екскаватором ЕШ-20/90

Виконати: розрахунки параметрів (довжину капітальної траншеї L_K, висоту зовнішнього відвалу ($H_{O.K}$) і показників схеми розкриття родовища (об'єм капітальної траншеї V_K, добову потужність крокуючого екскаватора $Q_{ЕШ}$, термін проведення капітальної траншеї t_K).

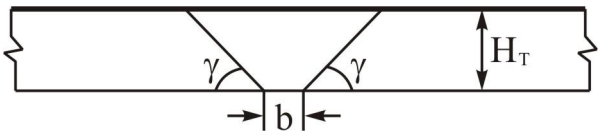
Зробити: креслення у масштабі (прийняти самостійно) розрізу і плану капітальної траншеї на час закінчення будівництва капітальної траншеї.

Вихідні дані: глибина закладення капітальної траншеї, H_T = 22 м; потужність корисної копалини, h = 5 м; нахил капітальної траншеї i = 80 ‰, тип крокуючого екскаватору ЕШ-20/90; ширина капітальної траншеї з низу, b = 15 м; ширина розрізної траншеї з низу, B = 20 м; укіс бортів капітальної траншеї γ = 45º; укіс зовнішнього відвалу, β = 35º; коефіцієнт розпушення розкривних порід K_P = 1,2; коефіцієнт наповнення ковша екскаватора породою, K_H = 1; кількість годин роботи екскаватору за добу, t_E = 20 год.; радіус розвантаження екскаватора ЕШ-20/90, R = 85 м; термін циклу роботи екскаватора ЕШ-20/90, $t_Ц$ = 50 с; безпечна відстань розміщення екскаватора від верхньої брівки капітальної траншеї, B_B = 15 м.

Завдання №3

Тема завдання – Визначити термін проведення капітальної траншеї (t_K) крокуючим екскаватором ЕШ-20/90

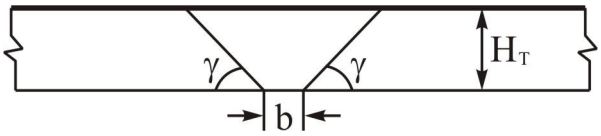
На основі наведеного перерізу побудувати план капітальної траншеї (ескізно)



Вихідні дані: глибина закладення капітальної траншеї, H_T = 20 м; похил капітальної траншеї i = 0,06; ширина капітальної траншеї з низу, b = 20 м; укіс бортів капітальної траншеї γ = 45°; річна потужність крокуючого екскаватора $Q_{ЕШ}$ = 3,5 млн м^3/рік.

Завдання №4

Тема завдання – Визначити термін проведення капітальної траншеї (t_K) механічною лопатою ЕКГ-8И

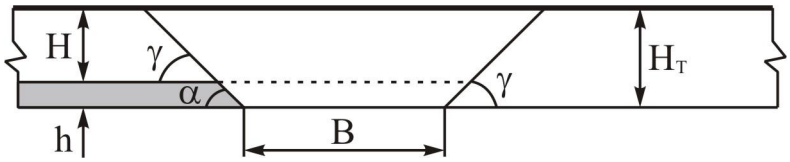


Вихідні дані: глибина залуження капітальної траншеї, H_T = 20 м; похил капітальної траншеї i = 0,06; ширина капітальної траншеї з низу, b = 20 м; укіс бортів капітальної траншеї γ = 45°; річна потужність екскаватора $Q_{ЕКГ\text{-}8И}$ = 1,5 млн м^3/рік.

Завдання №5

Тема завдання - Визначити термін проведення розрізної траншеї по розкривних породах ($t_{РВ}$) крокуючим екскаватором ЕШ-20/90

На основі наведеного розрізу побудувати план розрізної траншеї (ескізно)

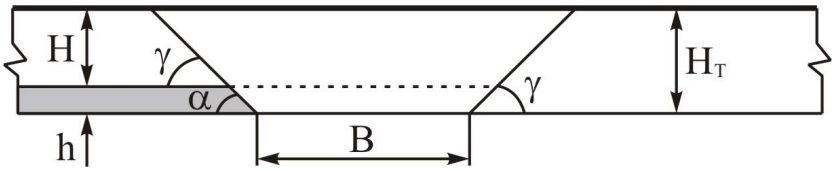


Вихідні дані: глибина закладення капітальної траншеї, H_T = 20 м; потужність корисної копалини, h = 5 м;безпечна відстань розміщення екскаватора від верхньої брівки капітальної траншеї, B_B = 20 м; ширина розрізної траншеї з низу, B = 35 м; укіс бортів розрізної траншеї, $\alpha = \gamma$ = 45°; ширина кар'єрного поля, L = 1000 м; річна потужність крокуючого екскаватора, $Q_{ЕШ}$ = 3,5 млн м^3/рік.

Завдання №6

Тема завдання – Визначити термін проведення розрізної траншеї по корисним копалинам ($t_{РП}$) механічною лопатою ЕКГ-5

На основі наведеного перерізу побудувати план розрізної траншеї (ескізно)

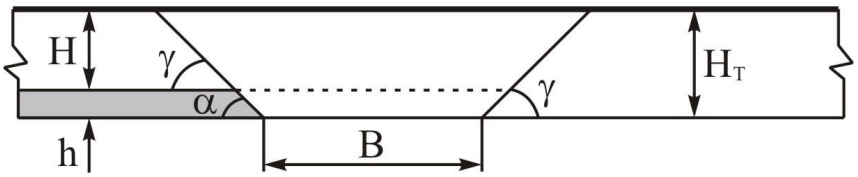


Вихідні дані: глибина залуження капітальної траншеї, H_T = 25 м; потужність корисної копалини, h =5 м; ширина розрізної траншеї з низу, B = 30 м; укіс бортів розрізної траншеї $\alpha = \gamma = 45^o$; ; ширина кар'єрного поля L = 1500 м; річна потужність екскаватора $Q_{ЕКГ\text{-}5}$ = 1,0 млн м^3/рік.

Завдання №7

Тема завдання – Визначити загальний термін проведення розрізної траншеї (t_P) по розкривних породах крокуючим екскаватором ЕШ-20/90 і корисним копалинам механічною лопатою ЕКГ-5

На основі наведеного перерізу побудувати план розрізної траншеї (ескізно)

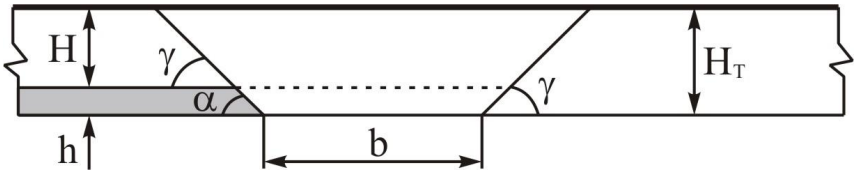


Вихідні дані: глибина закладення капітальної траншеї, H_T = 20 м; потужність корисної копалини, h = 4 м; ширина розрізної траншеї з низу, B = 35 м; укіс бортів розрізної траншеї $\alpha = \gamma = 45^o$; ширина кар'єрного поля L = 1200 м; річна потужність екскаватора $Q_{ЕКГ\text{-}5}$ = 1,0 млн м^3/рік; річна потужність крокуючого екскаватора $Q_{ЕШ}$ = 3,5 млн м^3/рік.

Завдання №8

Тема завдання – Визначити термін проведення капітальної траншеї (t_K) крокуючим екскаватором ЕШ-20/90

На основі наведеного перерізу побудувати план капітальної траншеї (ескізно)

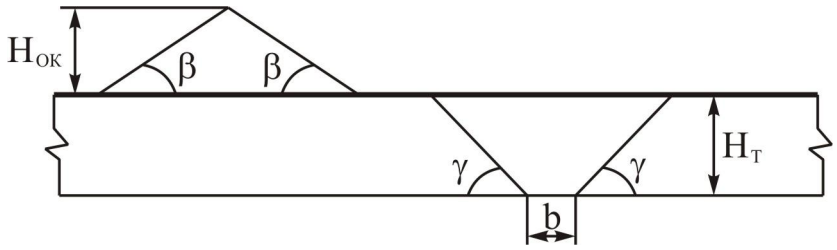


Вихідні дані: глибина закладення капітальної траншеї, H_T = 25 м; похил капітальної траншеї, i = 0,05; потужність корисної копалини, h = 5 м; ширина капітальної траншеї з низу, b = 20 м; укіс бортів капітальної траншеї $\alpha = \gamma = 45^o$; річна потужність крокуючого екскаватора, $Q_{ЕШ}$ = 3,5 млн м^3/рік.

Завдання №9

Тема завдання – Визначити максимальну висоту зовнішнього відвалу ($H_{ОК}$) при проведені капітальної траншеї крокуючим екскаватором ЕШ-20/90

На основі наведеного перерізу побудувати план проведення капітальної траншеї (ескізно)

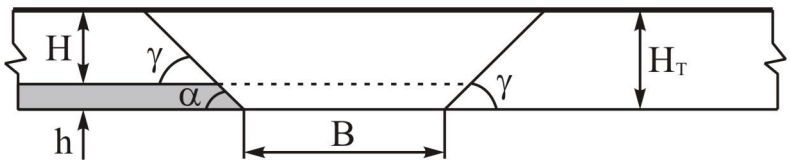


Вихідні дані: глибина закладення капітальної траншеї, H_T = 25 м; ширина капітальної траншеї з низу, b = 20 м; укіс бортів капітальної траншеї, $\gamma = 45^o$; коефіцієнт розпушення розкривних порід, K_P = 1,2; укіс відвальних порід, $\beta = 35^o$.

Завдання №10

Тема завдання – Визначити термін проведення розрізної траншеї по розкривним породам роторним екскаватором ЕРГ-400 ($t_{РВ}$)

На основі наведеного перерізу побудувати план розрізної траншеї (ескізно).



Вихідні дані: глибина залуження капітальної траншеї, H_T = 25 м; потужність корисної копалини, h = 5 м; ширина розрізної траншеї з низу, B = 40 м; укіс бортів розрізної траншеї, $\alpha = \gamma = 45^o$; ширина кар'єрного поля, L = 1500 м; річна потужність екскаватора, $Q_{ЕРГ}$ = 4,5 млн м^3/рік.

Завдання №11

Тема завдання – Виконати розрахунки і побудувати поетапні схеми спорудження капітальної і розрізної траншей екскаваторами (драглайном і механічною лопатою) при розкритті двох горизонтів кар'єра (розкривного і видобувного)

Спорудження капітальної і розрізної траншеї здійснюється драглайном ЕШ-10/70 (для розкриву розкривного горизонту) і екскаватором механічна лопата ЕКГ-5 з завантаженням у автосамоскиди БелАЗ-548 (для розкриву видобувного горизонту). Потужність корисної копалини h = 5 м; кут укосу розкривного і видобувного уступів $\alpha = \gamma = 45^{\circ}$; кут укосу відвальних порід $\beta = 35^{\circ}$; ширина майданчика $Ш_П$ = 25 м; ширина кар'єрного поля L = 1000 м; коефіцієнт розпушення розкривних порід, $К_Р$ = 1,2.

Технічна характеристика драглайна ЕШ-10/70

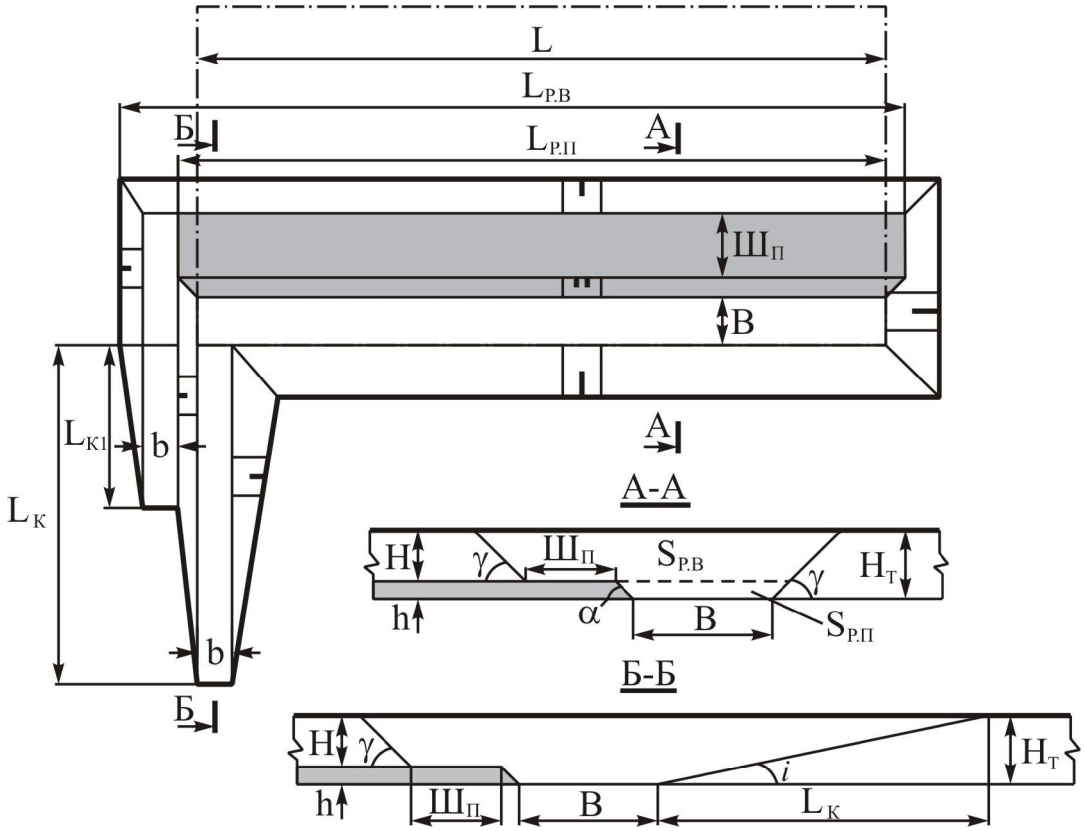
№	Показники	Позначки	Значення
1.	Максимальна відстань розвантаження порід, м	R	65
2.	Безпечна відстань драглайна від верхньої брівки, м	B_B	10
3.	Місткість ковша драглайна, м^3	$E_Д$	10
4.	Максимальна висота розвантаження породи, м	$H_{Р.М}$	27
5.	Ширина вибою драглайна, м	A	40
6.	Коефіцієнт наповнення ковша драглайна	$k_{Н.Д}$	1
7.	Коефіцієнт використання драглайна у часі	$k_{В.Д}$	0.8
8.	Термін циклу роботи драглайна, с	$t_Ц$	45
9.	Середня кількість годин роботи драглайна за добу	$t_Д$	22
10.	Капітальні витрати на придбання драглайна, млн грн	$К_{В.Д}$	4,8
11.	Річні експлуатаційні витрати на роботу драглайна, млн грн	$E_{В.Д}$	2,3
12.	Нормативний коефіцієнт на погашення капітальних витрат, млн грн	$N_Д$	0,13
13.	Кількість діб роботи драглайна за рік	$n_Р$	250

Технічна характеристика механічної лопати ЕКГ-5 і автосамоскида БелАЗ-548

№	Показники	Позначки	Значення
1.	Ширина вибою механічної лопати, м	A	10
2.	Міскість ковша автосамоскида, м^3	$E_А$	15
3.	Коефіцієнт наповнення кузова автосамоскида	$k_{Н.А}$	1,1
4.	Загальний час інтервалу між автосамоскидами, які подаються до екскаватора, хвилин	$t_{І.А}$	5
5.	Коефіцієнт використання механічної лопати у часі	$k_{В.М}$	0,8
6.	Середня кількість годин роботи механічної лопати за добу	$t_М$	23
7.	Капітальні витрати на придбання механічної лопати, млн грн	$К_{В.М}$	2,5
8.	Річні експлуатаційні витрати на роботу механічної лопати, млн грн	$E_{В.М}$	1,2
9.	Капітальні витрати на придбання автосамоскида, млн грн	$К_{В.А}$	0,45
10.	Річні експлуатаційні витрати на роботу автосамоскида, млн грн	$E_{В.А}$	0,250
11.	Нормативний коефіцієнт на погашення капітальних витрат механічної лопати	$N_М$	0,15
12.	Нормативний коефіцієнт на погашення капітальних витрат автосамоскида	$N_А$	0,1
13.	Термін рейсу автосамоскида, хвилин	$T_Р$	30
14	Кількість діб роботи механічної лопати за рік	$n_Р$	250

Методичні рекомендації до виконання завдання

Наводиться план і розрізи схеми розкриття двох горизонтів кар'єру для розробки пологого родовища корисних копалин.



Виконуються розрахунки показників схеми розкриття двох горизонтів пологого родовища

Об'єм капітальної траншеї при розкритті двох горизонтів:

$$V_K = \frac{H_T^{\,2}}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_T}{3\tan\gamma}\right) + \frac{bH^{\,2}}{2i},\ \text{м}^3,$$

де: H_T – глибина капітальної траншеї ($H_T = H+h$), м; H – глибина розташування верхнього горизонту (товщина розкривних порід), м; h – товщина корисних копалин, м; i – нахил капітальної траншеї, ‰; b – ширина похилих майданчиків капітальної траншеї, м; γ – укіс бортів траншеї, град.

Об'єм розрізної траншеї по розкривних породах:

$$V_{P.B} = S_{P.B} L_{P.B},\ \text{м}^3,$$

$$S_{PB} = \left[B + h(ctg\gamma + ctg\alpha) + Ш_П + Hctg\gamma\right]H,\ \text{м}^2,$$

$$L_{PB} = L + b + 2H_T ctg\gamma - Hctg\gamma,\ \text{м},$$

де S_{PB} – площа розрізу розкривних порід, м; L – ширина кар'єрного поля, м; L_{PB} – довжина фронту робіт по розкривних породах, м; γ – кут укосу борта по розкриву, град ; α – кут укосу борта по корисних копалинах, град.; $Ш_П$ – ширина

майданчика на покрівлі корисної копалини, м; B – ширина розрізної траншеї з низу, м.

Об'єм розрізної траншеї по корисних копалинах

$$V_{РП} = S_{Р.П} L_{Р.П}, \text{ м}^3,$$
$$S_{РП} = [B + 0{,}5h(ctg\alpha + ctg\gamma)]h, \text{ м}^2,$$
$$L_{Р.П} = B + hctg\gamma, \text{ м},$$

де $L_{РП}$ – довжина фронту робіт по корисних копалинах, м.

Потужність драглайна визначається за формулою

$$Q_{ЕШ} = \frac{3600 E_Д k_{Н.Д} k_{В.Д} t_Д}{t_Ц k_Р}, \text{ м}^3/\text{діб},$$

де $E_Д$ – місткість ковша драглайна, м^3; $k_{Н.Д}$ – коефіцієнт наповнення породою ковша драглайна; $k_{В.Д}$ – коефіцієнт використання драглайна у часі; $k_Р$ – коефіцієнт розпушення розкривних порід; $t_Д$ – кількість годин роботи драглайна за добу; $t_Ц$ – термін циклу роботи драглайна, с.

Термін проведення капітальної і розрізної траншей драглайном

$$t_{К1} = \frac{V_К + V_{Р.В}}{Q_{ЕШ}}, \text{ діб.}$$

Собівартість 1 м^3 розкривних порід при проведені траншей

$$C_1 = \frac{K_{В.Д} N_Д + E_{В.Д}}{Q_{ЕШ} n_Р}, \text{ грн/м}^3.$$

Будуються етапи спорудження капітальної і розрізної траншей і виконуються розрахунки показників, які стосуються етапів.

1-й етап. *Проведення капітальної траншеї драглайном.*

Довжина верхнього ($L_К$) і нижнього ($L_{К1}$) похилих майданчиків капітальної траншеї розраховується за формулами:

$$L_К = \frac{H + h}{i}, \text{ м}; \; L_{К1} = \frac{H}{i}, \text{ м}.$$

Довжина зовнішнього відвалу $L_О = L_К$, м

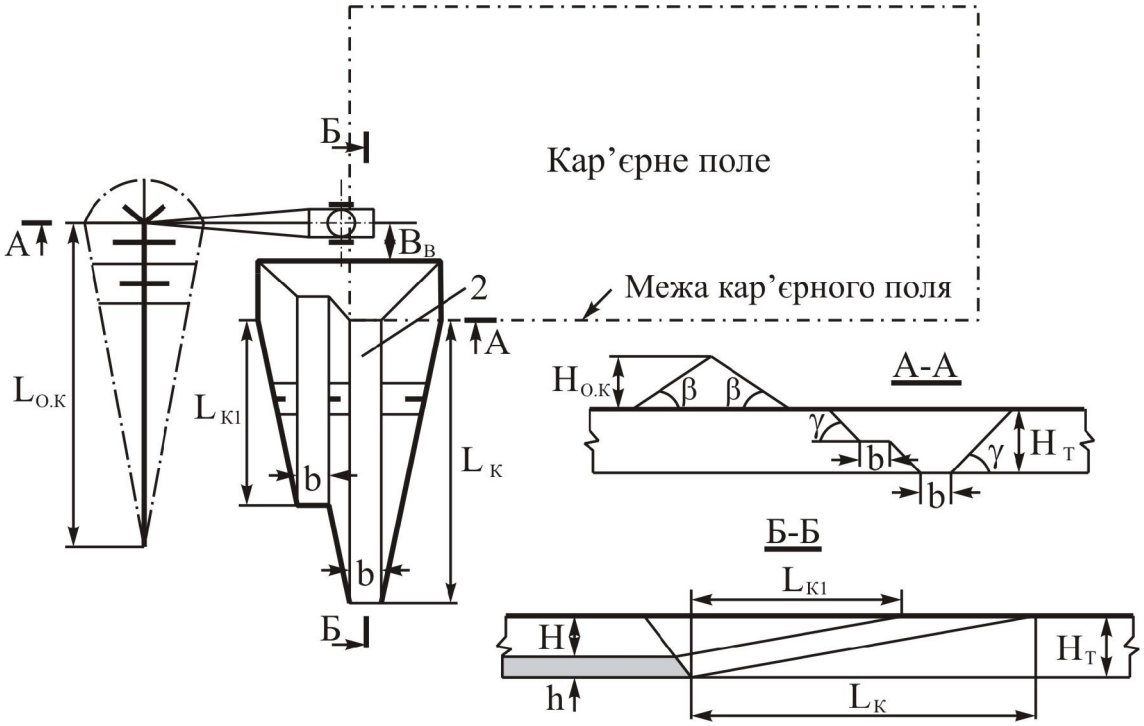
Максимальна висота зовнішнього відвалу

$$H_{ОК} = \sqrt{[(b + H_Т ctg\gamma)H_Т + bH \;]K_Р tg\beta}, \text{ м},$$

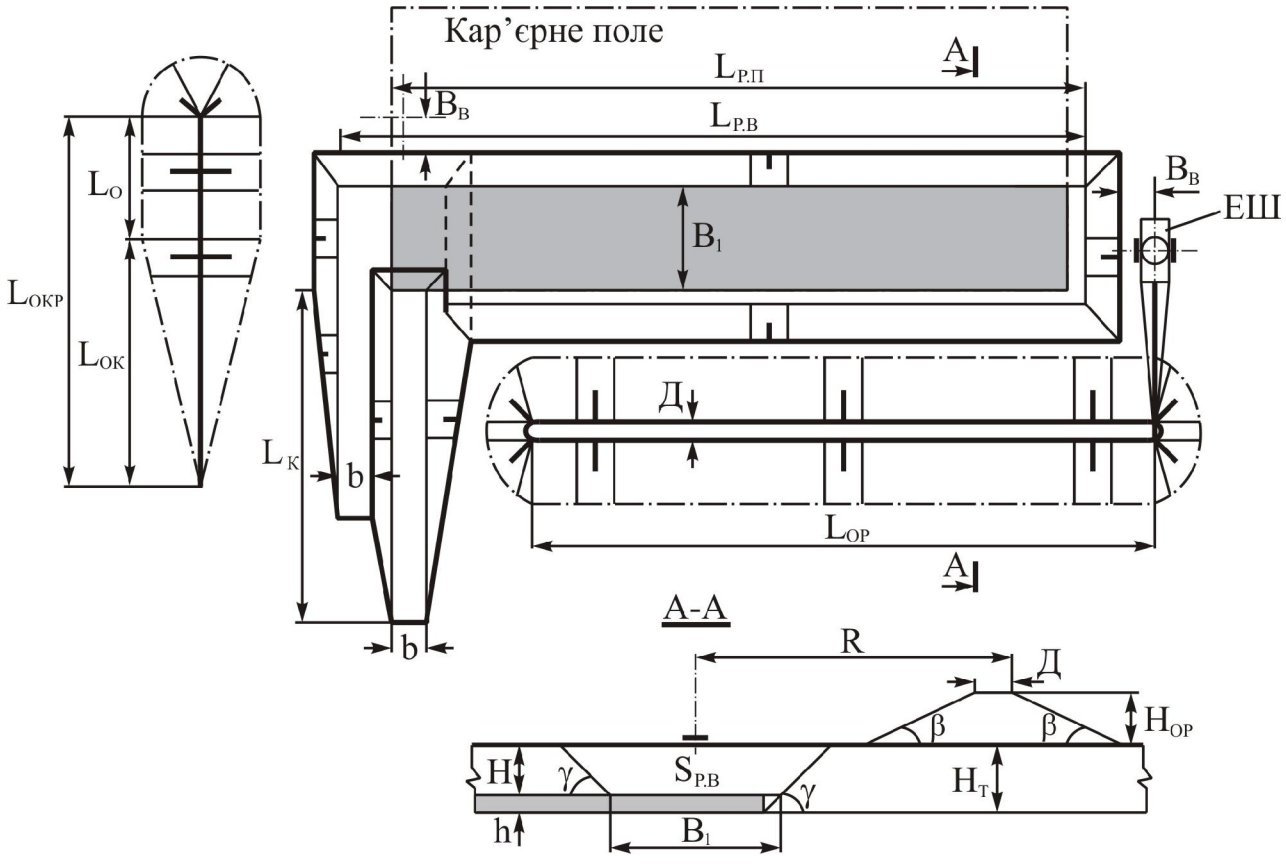
де b – ширина похилого майданчика капітальної траншеї, м; $H_Т$ – заглиблення капітальної траншеї; $K_Р$ – коефіцієнт розпушення розкривних порід; γ – укіс бортів розрізної траншеї, град.; β – укіс відвальних порід, град.

Термін проведення капітальної траншеї

$$t_K = \frac{V_K}{Q_{ЕШ}}, \text{ діб}$$



2-й етап. *Проведення розрізної траншеї драглайном*



Частка збільшення відвала від капітальної траншеї за рахунок торця розрізної траншеї

$$L_O = B_1 + (H - h)ctg\gamma \text{, м.}$$

Загальна довжина відвалу від капітальної і торця розрізної траншеї

$$L_{OKP} = L_{O.K} + L_O \text{, м.}$$

Довжини відвалу від розрізної траншеї

$$L_{OP} = L - b \text{, м.}$$

Розрахункова висота відвалу від розрізної траншеї

$$H^I_{O.P} = \sqrt{(B_1 + Hctg\gamma)HK_P tg\beta} \text{, м,}$$

де B_1 – ширина дна розрізної траншеї на глибині H, м

$$B_1 = B + h(ct\alpha + ctg\gamma) + Ш_П \text{, м.}$$

Якщо розрахункова висота відвалу($H^I_{O.P}$) менша ніж максимальна висота розвантаження породи ($H_{P.M}$) $H^I_{O.P} < H_{P.M}$, то $H_{O.P} = H^I_{O.P}$, м (відвал має форму гребеня і майданчик зверху відсутній, $Д = 0$).

Якщо $H^I_{O.P} \supseteq H_{P.M}$, то $H_{O.P} = H_{P.M}$, м.

У цьому випадку відвал від розрізної траншеї зверху має майданчик ($Д$), ширина якого розраховується так:

$$Д = \frac{(B_1 + Hctg\gamma)HK_P - H^2_{O.P}ctg\beta}{H_{O.P}} \text{, м}$$

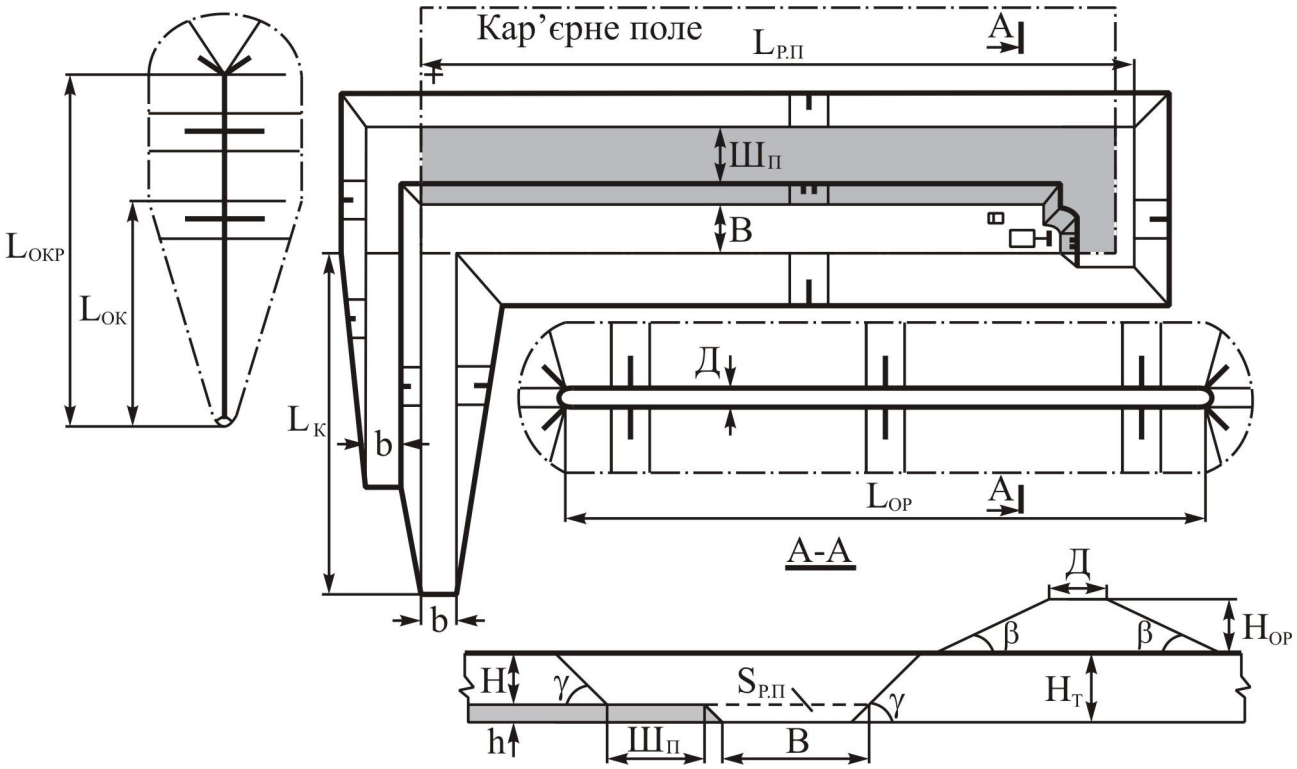
Термін проведення розрізної траншеї по розкривних породах

$$t_{P.B} = \frac{V_{P.B}}{Q_{ЕШ}} \text{, діб}$$

3-й етап. *Проведення розрізної траншеї по корисних копалинах механічною лопатою ЕКГ-5 з завантаженням у автосамоскиди БелАЗ-540.*

Термін проведення розрізної траншеї по корисних копалинах

$$t_{P.П} = \frac{V_{P.П}}{Q_{ЕКГ-5}} \text{, діб}$$



Календарний план проведення траншей

Етапи робіт	Найменування робіт	Тип екскаватора	Термін проведення траншей, діб
1-й етап	Проведення капітальної траншеї на глибину $\boldsymbol{H_T}$	драглайн	$t_{К1}$
2-й етап	Проведення розрізної траншеї по розкривних породах на глибину $\boldsymbol{H}$	драглайн	$t_{РВ2}$
3-й етап	Проведення розрізної траншеї по корисних копалинах на глибину $\boldsymbol{H_T}$	механічна лопата	$t_{РП}$

0 t_1 t_2 t_3 t_4 t_5 t_6 t_7 t_8

$T_{ОБЩ.}$

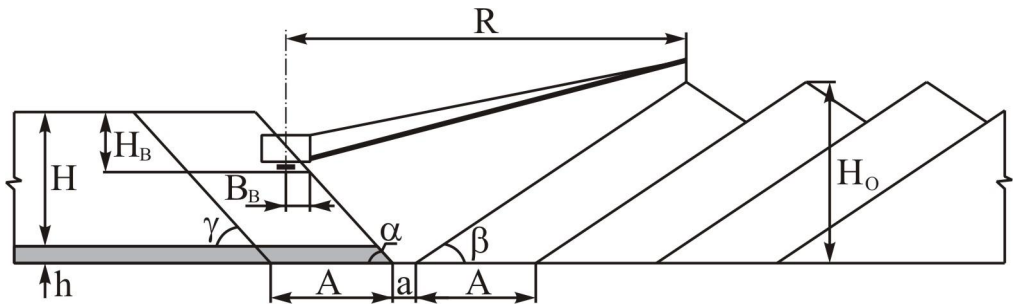
7.2. Контрольні завдання до другого розділу

Завдання №1

Тема завдання – визначити наявність або відсутність об'єму переекскавації розкривних порід крокуючим екскаватором ЕШ-20/90 для наведеної схеми безтранспортної системи розробки

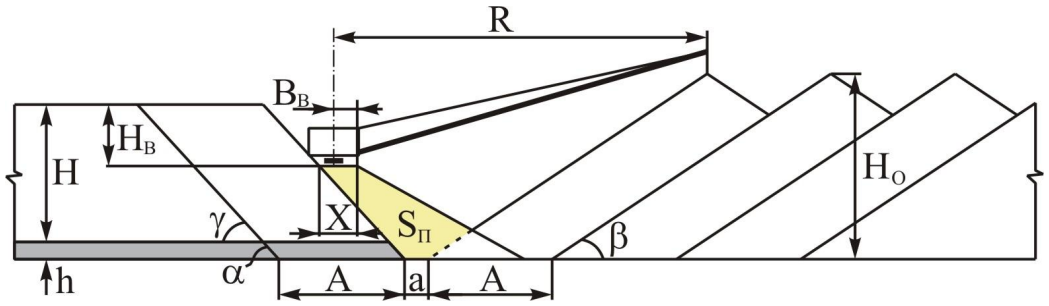
Вихідні дані: потужність розкривного і видобувного уступів, H = 25 м і h = 5 м; висота верхнього розкривного вибою, H_B = 5 м; безпечна відстань крокуючого екскаватора від верхньої брівки, B_B = 15 м; відстань між нижніми брівками відвалу і видобувного уступу, a = 5 м; ширина розкривної заходки, A =

30 м; коефіцієнт розпушення розкривних порід K_P = 1,2; укіс розкривних і видобувних порід, $\gamma = \alpha = 40^o$; укіс відвальних порід $\beta = 35^o$.



Завдання №2

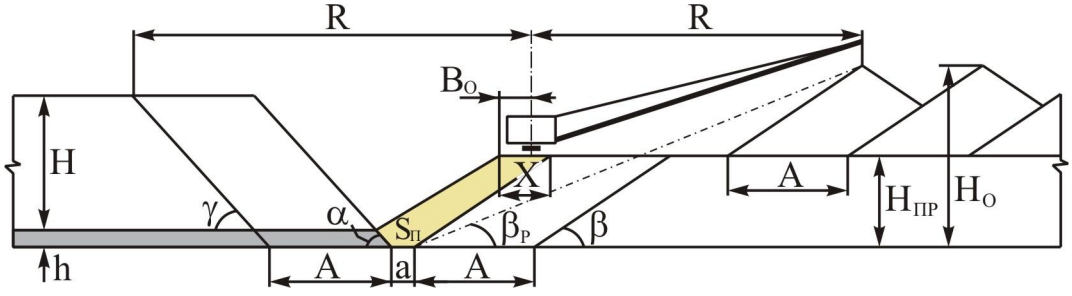
Тема завдання – визначити коефіцієнт переекскавації розкривних порід крокуючим екскаватором ЕШ-20/90 для наведеної схеми безтранспортної системи розробки



Вихідні дані: потужність розкривного і видобувного уступів, H = 25 м і h = 5 м; висота верхнього розкривного вибою, H_B = 5 м; безпечна відстань крокуючого екскаватора від верхньої брівки, B_B = 15 м; відстань між нижніми брівками відвалу і видобувного уступу, a = 5 м; ширина розкривної заходки, A = 30 м; коефіцієнт розпушення розкривних порід K_P = 1,2; укіс розкривних і видобувних порід, $\gamma = \alpha = 40^o$; укіс відвальних порід $\beta = 35^o$.

Завдання №3

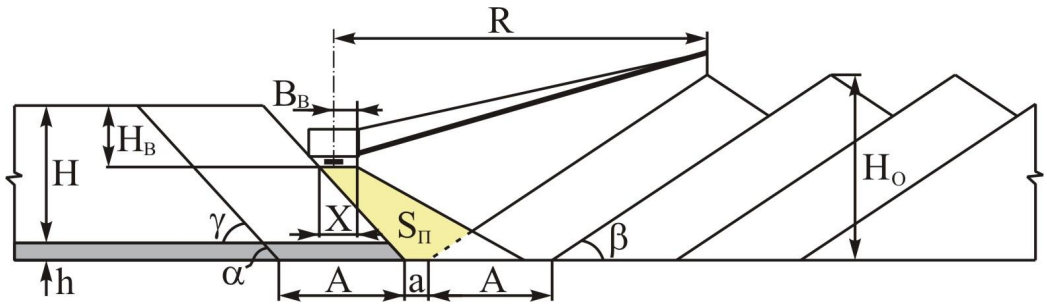
Тема завдання – визначити коефіцієнт переекскавації розкривних порід крокуючим екскаватором ЕШ-20/90 для наведеної схеми безтранспортної системи розробки



Вихідні дані: потужність розкривного і видобувного уступів, H = 30 м і h = 3 м; висота передвідвалу $H_{ПР}$ = 20 м; безпечна відстань крокуючого екскаватора від верхньої брівки, B_O = 15 м; відстань між нижніми брівками відвалу і видобувного уступу, a = 5 м; ширина розкривної заходки, A = 35 м; коефіцієнт розпушення розкривних порід K_P = 1,2; укіс розкривних і видобувних порід, $\gamma = \alpha$ = 40°; укіс відвальних порід β = 35°.

Завдання №4

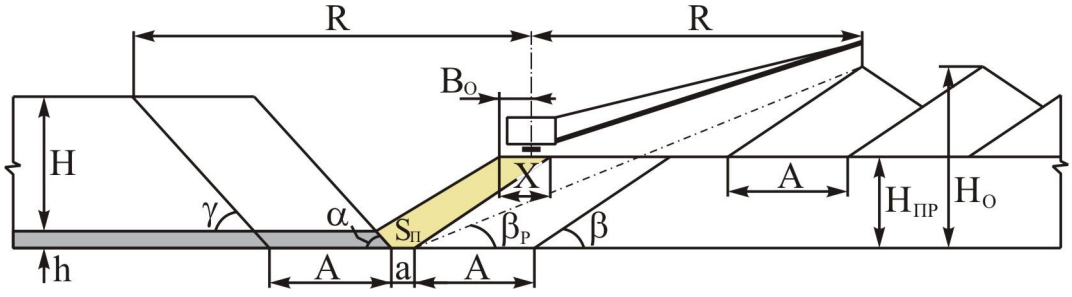
Тема завдання – визначити річну потужність кар'єру по корисних копалинах (Q_K) для ускладненої схеми безтранспортної системи розробки при використанні крокуючого екскаватора ЕШ-20/90



Вихідні дані: потужність розкривного і видобувного уступів, H = 30 м і h = 5 м; висота верхнього розкривного вибою, H_B = 5 м; безпечна відстань крокуючого екскаватора від верхньої брівки, B_B = 15 м; відстань між нижніми брівками відвалу і видобувного уступу, a = 5 м; ширина розкривної заходки, A = 30 м; коефіцієнт розпушення розкривних порід K_P = 1,2; укіс розкривних і видобувних порід, $\gamma = \alpha$ = 45°; укіс відвальних порід β = 35°; щільність корисних копалин, ρ = 2 т/м^3; коефіцієнт вилучення корисних копалин K_B = 0,95; річна продуктивність драглайна $V_{ЕШ}$ = 3,5 млн м^3.

Завдання №5

Тема завдання – визначити річну потужність кар'єру по корисних копалинах (Q_K) для ускладненої схеми безтранспортної системи розробки з розташуванням крокуючого екскаватора ЕШ-20/90 на передвідвалі

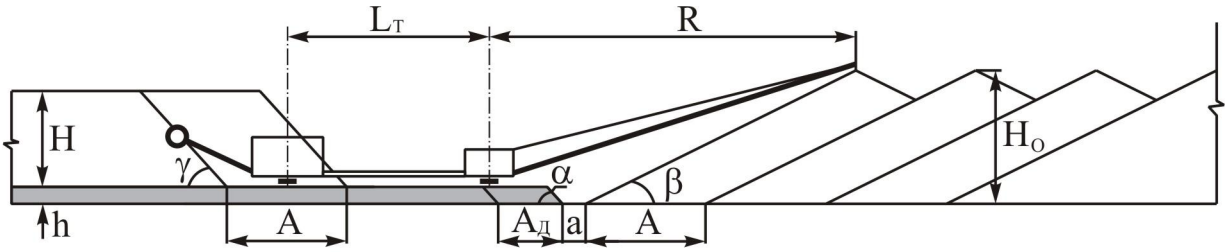


Вихідні дані: потужність розкривного і видобувного уступів, H = 30 м і h = 3 м; висота передвідвалу, $H_{ПР}$ = 20 м; безпечна відстань крокуючого екскавато-

ра від верхньої брівки, B_O = 15 м; відстань між нижніми брівками відвалу і видобувного уступу, a = 5 м; ширина розкривної заходки, A = 30 м; коефіцієнт розпушення розкривних порід, Kp = 1,2; укіс розкривних і видобувних порід, $\gamma = \alpha = 45^o$; укіс відвальних порід, $\beta = 35^o$; щільність корисних копалин, ρ = 2 т/м^3; коефіцієнт вилучення корисних копалин, K_B = 0,95; річна потужність драглайна, $V_{ЕШ}$ = 3,5 млн м^3.

Завдання №6

Тема завдання – визначити річну потужність кар'єру по корисних копалинах (Q_K) для транспортно-відвальній системи розробки пологого родовища (нижче наведено розріз). Розробка розкривних порід виконується роторним екскаватором ЕРГ-1600 і консольним відвалоутворювачем ЕРШР-5000/190



Вихідні дані: потужність розкривного і видобувного уступів, H = 35 м і h = 2 м; відстань між нижніми брівками відвалу і видобувного уступу, a = 5 м; ширина розкривної заходки, A = 60 м; щільність корисних копалин, ρ = 2 т/м^3; коефіцієнт вилучення корисних копалин з надр K_B = 0,95; потужність роторного екскаватора $V_{ЕРГ}$ = 7,5 млн м^3.

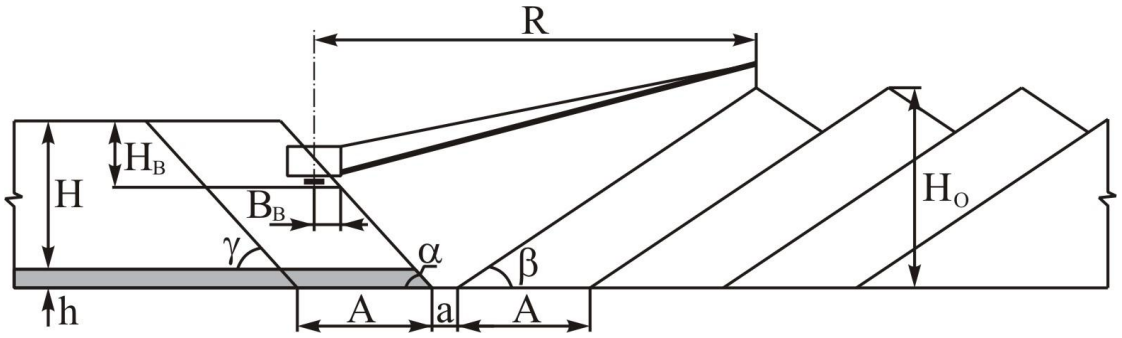
Завдання №7

Тема завдання – визначити річну потужність кар'єру по корисних копалинах (Q_K) для комбінованої системи розробки пологого родовища (нижче наведено розріз). Нижній розкривний уступ розробляється крокуючим екскаватором ЕШ-20/90, верхній – роторним екскаватором ЕРГ-1600 і консольним відвалоутворювачем ЕРШР-5000/190

Вихідні дані: потужність розкривного і видобувного уступів, H = 30 м і h = 5 м; висота верхнього розкривного вибою, H_B = 5 м; безпечна відстань крокуючого екскаватора від верхньої брівки, B_B = 15 м; відстань між нижніми брівками відвалу і видобувного уступу, a = 5 м; ширина розкривної заходки, A = 30 м; коефіцієнт розпушення розкривних порід K_P = 1,2; укіс розкривних і видобувних порід, $\gamma = \alpha = 45^o$; укіс відвальних порід $\beta = 35^o$; щільність корисних копалин, ρ = 2 т/м^3; коефіцієнт вилучення корисних копалин K_B = 0,95; річна потужність драглайна і роторного екскаватора складається $V_{ЕШ}$ = 3,5 млн м^3 і $V_{ЕРГ}$ = 8,5 млн м^3.

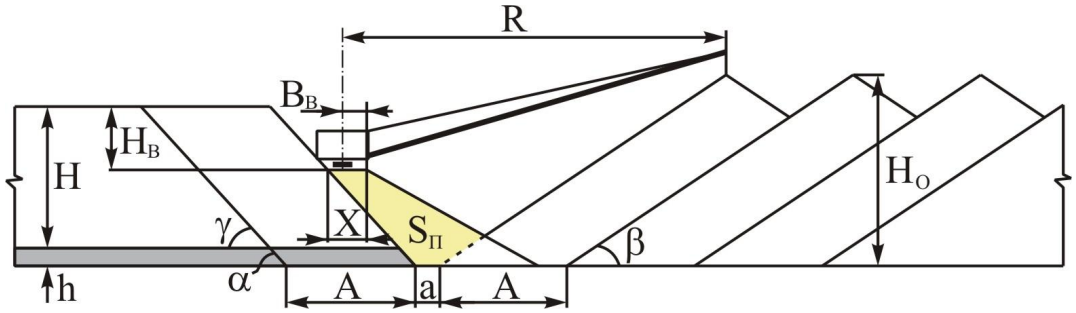
Завдання №8

Тема завдання – за розрізом простої безтранспортної системи розробки пологого родовища (крокуючий екскаватор розміщується на розкривному уступі) побудувати план кар'єру



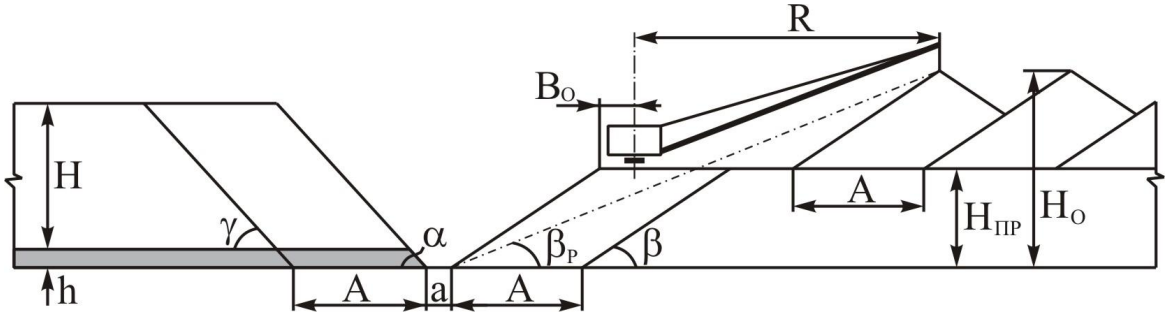
Завдання №9

Тема завдання – за розрізом ускладненої безтранспортної системи розробки пологого родовища (крокуючий екскаватор розміщується на розкривному уступі) побудувати план кар'єру



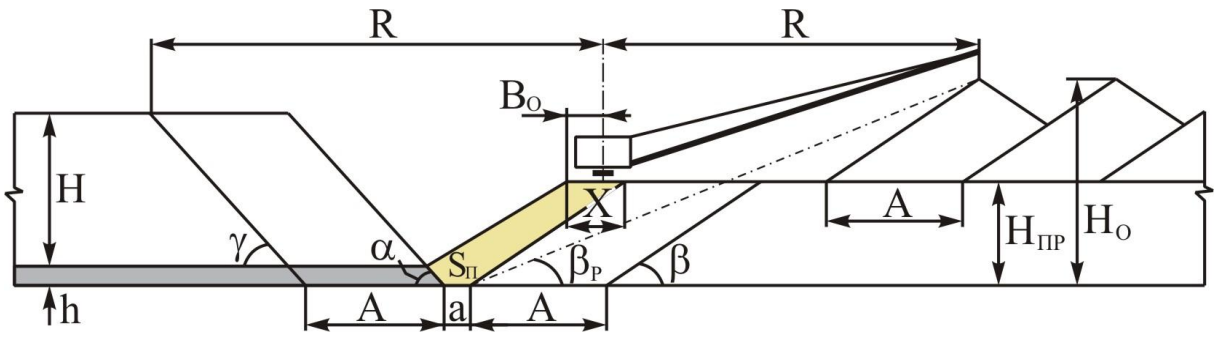
Завдання №10

Тема завдання – за розрізом простої безтранспортної системи розробки пологого родовища (крокуючий екскаватор розміщується на передвідвалі) побудувати план кар'єру



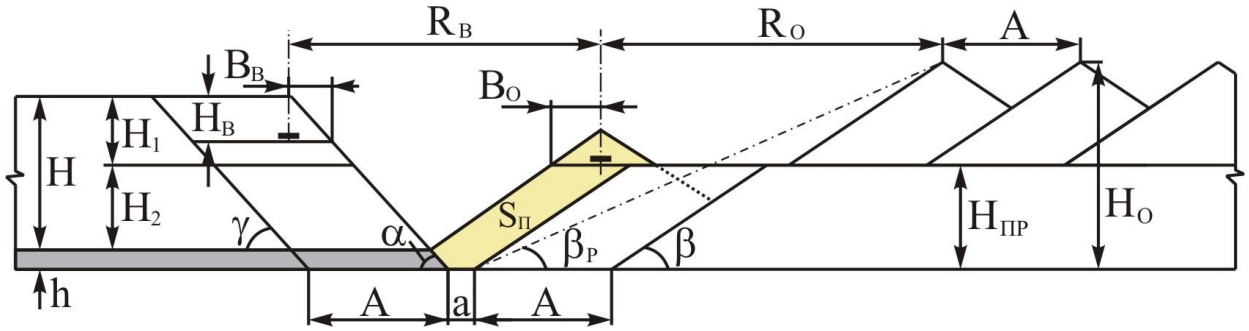
Завдання №11

Тема завдання – за розрізом ускладненої безтранспортної системи розробки пологого родовища (крокуючий екскаватор розміщується на передвідвалі) побудувати план кар'єру



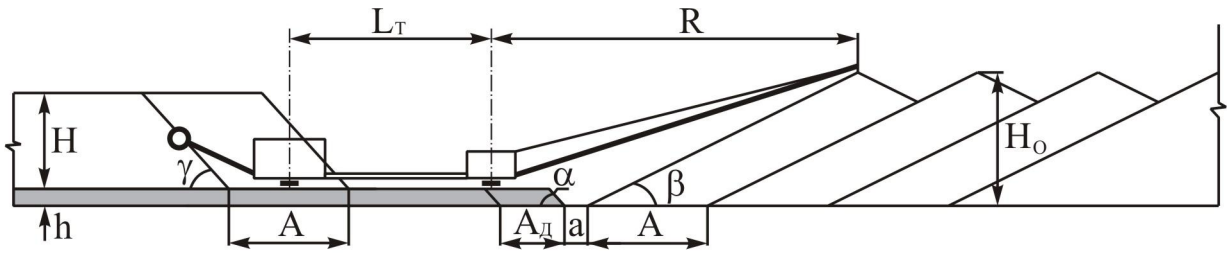
Завдання №12

Тема завдання – за розрізом ускладненої безтранспортної системи розробки пологого родовища (крокуючі екскаватори розміщуються на розкривному уступі і передвідвалі) побудувати план кар'єру



Завдання №13

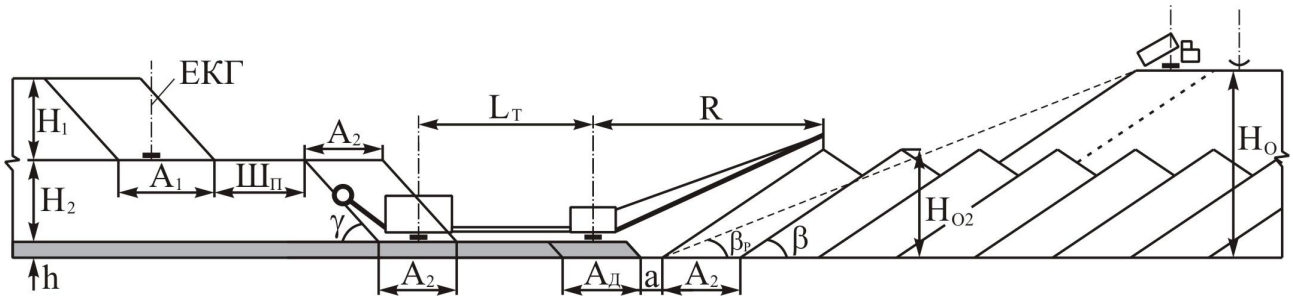
Тема завдання – за розрізом транспортно-відвальної системи розробки пологого родовища побудувати план кар'єру



Завдання №14

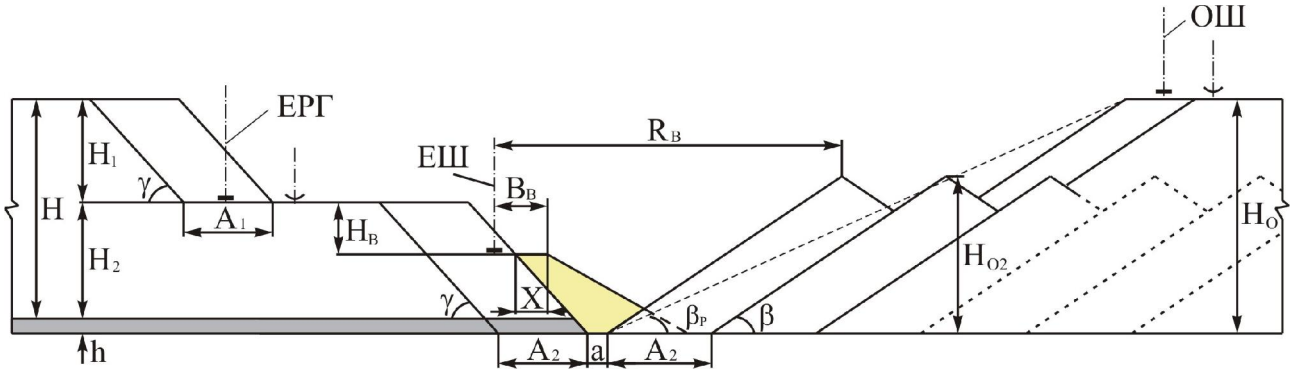
Тема завдання – за розрізом комбінованої системи розробки пологого родовища (нижній розкривний уступ розробляється роторним комплексом, а вер-

хній – механічною лопатою з розвантаженням у автосамоскиди) побудувати план кар'єру



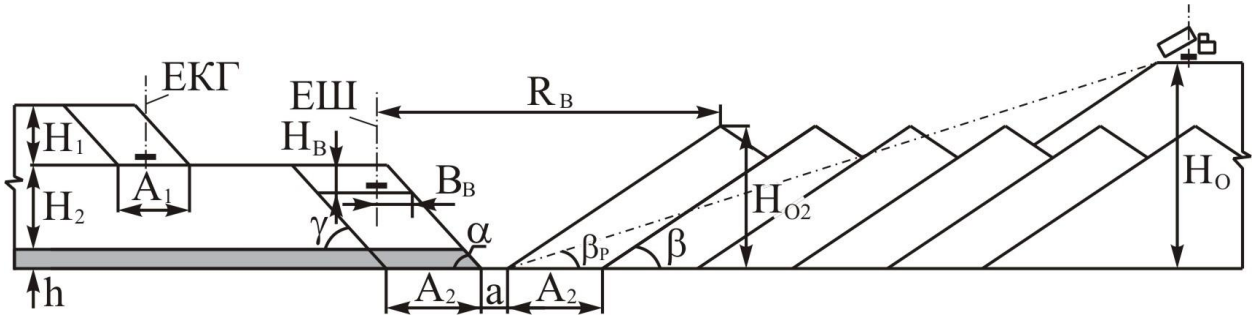
Завдання №15

Тема завдання – за розрізом комбінованої системи розробки пологого родовища (нижній розкривний уступ розробляється крокуючим екскаватором, а верхній – роторним комплексом) побудувати план кар'єру



Завдання №16

Тема завдання – за розрізом комбінованої системи розробки пологого родовища (нижній розкривний уступ розробляється крокуючим екскаватором, а верхній – механічною лопатою з розвантаженням у автосамоскиди) побудувати план кар'єру



Завдання №17

Тема завдання – визначити економічний варіант комбінованої системи розробки пологого родовища

Розробка розкривних порід потужністю $H = 40$ м ведеться за комбінованою системою двома однаковими уступами. Нижній (H_1) розробляється драглайном ЕШ-10/70, якій розміщується на розкривному підуступі ($H_B = 5$ м), а верхній (H_2) розробляється комплексом поточної дії (варіант 1), або механічною лопатою ЕКГ-5, який обслуговують автосамоскиди БелАЗ-548 (варіант 2). Розробку видобувного уступу, потужністю $h = 2$ м, виконує екскаватор ЕКГ-5, який обслуговують автосамоскиди БелАЗ-540.

Загальні вихідні дані

№	Показники	Позначки	Значення
1	Кути укосів розкривного і видобувного уступів, град.	γ, α	45
2	Кут укосу відвальних порід, град.	β	35
3	Ширина кар'єрного поля, м	L	1000
4	Коефіцієнт розпушення розкривних порід	K_P	1,2
5	Ширина площадки, м	$Ш_П$	25
6	Безпечна відстань конвеєра від нижньої брівки розкривного уступу, м	$L_Б$	10
7	Довжина конвеєрної лінії, м	$L_{К.Л}$	2500
8	Ширина капітальної траншеї з низу, м	b	25
9	Щільність корисної копалини, т/м^3	$\rho_О$	2,0
10	Коефіцієнт вилучення корисної копалини з надр	$К_{ИЗВЛ}$	0,95

Технічні показники драглайна ЕШ-5/45

№	Показники	Позначки	Значення
1	Річна потужність драглайна, м^3	$V_{ЕШ}$	1,0
2	Максимальна відстань розвантаження порід, м	R_B	43
3	Максимальна висота розвантаження породи, м	H_P	18
4	Безпечна відстань драглайна від верхньої брівки, м	B_B	6
5	Відстань між нижніми брівками видобувного уступу і відвалу, м	a	0

Техніко-економічні показники гірничого обладнання для верхнього розкривного уступу

Тип екскаватора	Максимальна потужність уступу, який розробляє екскаватор, м	Ширина вибою, м	Кількість змін роботи гірничого обладнання за добу	Продуктивність гірничого обладнання, млн м^3/рік	Капітальні витрати на придбання гірничого обладнання, млн грн	Експлуатаційні витрати на роботу гірничого обладнання, млн грн
	$H_У$	A	n	V	K_K	K_E
Варіант 1						
ЕРГ-400	17	30	3	4,0	13	3,3
			2	2,6	13	2,2
			1	1,3	13	1,1
ОШР – 1500/105	-	-	3	4,0	11	2,5
			2	2,6	11	1,6
			1	1,3	11	0,8

	$H_У$	A	n	V	K_K	K_E
ЕРГ-1600	40	60	3	8,0	20	5
			2	5,2	20	3,2
			1	2,6	20	1,6
ОШР-4500/90	-	-	3	8,0	16	4
			2	5,2	16	2,6
			1	2,6	16	1,3
100 м конвеєра	-	-	3	-	0,25	0,1
			2	-	0,25	0,08
			1	-	0,25	0,05
Варіант 2						
ЕКГ-5	10	10	3	1,0	10	3
			2	0,7	10	2
			1	0,4	10	1
ЕКГ-$8_И$	12	15	3	1,5	15	3,5
			2	1,0	15	2,4
			1	0,5	15	1,2
ЕКГ- 12,5	16	15	3	2,0	15	3,5
			2	1,3	15	2,4
			1	0,6	15	1,2
БелАЗ - 540	-	-	3	0,15	1,2	0,6
			2	0,1	1,2	0,4
			1	0,05	1,2	0,2
БелАЗ - 548	-	-	3	0,2	1,5	0,8
			2	0,15	1,5	0,6
			1	0,07	1,5	0,3

Методичні рекомендації до виконання завдання

Виконуються розрахунки показників безтранспортної системи розробки нижнього розкривного уступу

Висота відвальних порід, які відсипає драглайн ЕШ-10/70

$$H_{O1} = H_1 K_P + 0{,}25\, A_1 tg\beta \text{ , м.}$$

Для визначення типу безтранспортної системи розробки (проста або ускладнена) треба скористатись таким рівнянням:

$$R_B \supseteq B_B + (H_1 - H_B)ctg\gamma + hctg\alpha + a + H_{O1}ctg\beta .$$

Якщо ця умова виконується, то має місце проста безтранспортна система $X = 0$, $K_П = 0$

Якщо ця умова не виконується, то треба виконати такі розрахунки.

Ширина підсипки укосу розкривного уступу

$$X = B_B + (H_1 - H_B)ctg\gamma + hctg\alpha + a + H_{O1}ctg\beta - R_B .$$

Площа у розрізі об’єму переекскавації розкривних порід

$$S_{П} = X(H_1 - H_B + h) + 0{,}5(H_1 - H_B + h)^2 (ctg\beta - ctg\gamma) - \\ - 0{,}25\left[X + (H_1 - H_B + h)(ctg\beta - ctg\gamma) - a\right]^2 tg\beta, м^2 .$$

Коефіцієнт розкриву розкривних порід

$$K_{П} = \frac{S_{П}}{H_1 A K_P}.$$

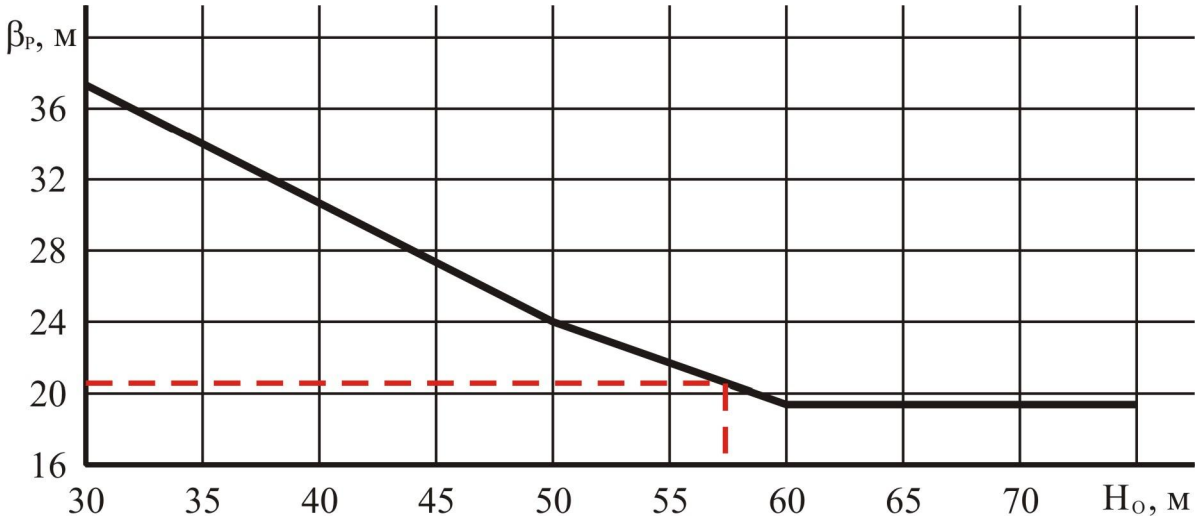
Виробнича потужність кар’єру по корисних копалинах

$$Q_K = \frac{V_{ЕШ} h \rho_O K извл}{H_1 (1 + K_{П})}.$$

Також визначаємо такі параметри кар’єру
Загальна висота внутрішнього відвала

$$H_O = HK_P.$$

Результуючий кут укосу внутрішнього відвалу (β_P) визначається за допомогою графіка



Для виявлення ефективної комбінованої системи розробки пологого родовища розглядається два варіанти комбінованої системи.

Для визначення ефективного варіанта комбінованої системи розробки пологого родовища треба визначити необхідну продуктивність гірничого обладнання для розробки верхнього розкривного уступу (H_2).

$$V_E^{'} = \frac{V_{ЕШ} H_1}{H_2 (1 + K_П)}, \text{ м}^3/\text{год}.$$

Далі виконуються розрахунки техніко-економічних показників двох варіантів комбінованої системи розробки пологого родовища.

Варіант 1

На основі показника $V_E^{'}$ з урахуванням технічних можливостей роторних екскаваторів за продуктивністю і максимальною висотою верхнього черпання ($H_У$) визначається тип гірничої машини.

Продуктивність обраного екскаватора (табл. 3) не повинна значно бути більше ніж розрахунковий показник $V_E^{'}$. Для цього є можливість зменшити продуктивність роторного екскаватора за рахунок зменшення кількості змін роботи обладнання за добу.

Наводиться у ескізи схема 1.

При цьому варіанті комбінованої системи нижній розкривний уступ розробляється за безтранспортною системою розробки з розміщенням драглайна на розкривному уступі (тип наведено у таблиці вихідних даних), а верхній – за транспортною системою з використанням роторного комплексу (роторний екскаватор, конвеєр, консольні відвалоутворювачі).

Для оцінки запропонованого типу і режиму роботи роторного комплексу треба виконати розрахунки.

Річне переміщення нижнього розкривного уступу

$$П_{Г1} = \frac{V_{ЕШ}}{L_{В1} H_1}, \text{ м/рік}.$$

Річне переміщення верхнього розкривного уступу

$$П_{Г2} = \frac{V_{ЕР}}{L_{В2} H_2}, \text{ м/рік}.$$

де $V_{ЕШ}$ – продуктивність роторного екскаватора, який рекомендується для розробки верхнього розкривного уступу, м^3/рік; $V_{ЕР}$ – продуктивність драглайна, м^3/рік; $L_{В1}$, $L_{В2}$ – довжина фронту гірничих робіт на нижньому і верхньому розкривних уступів, м.

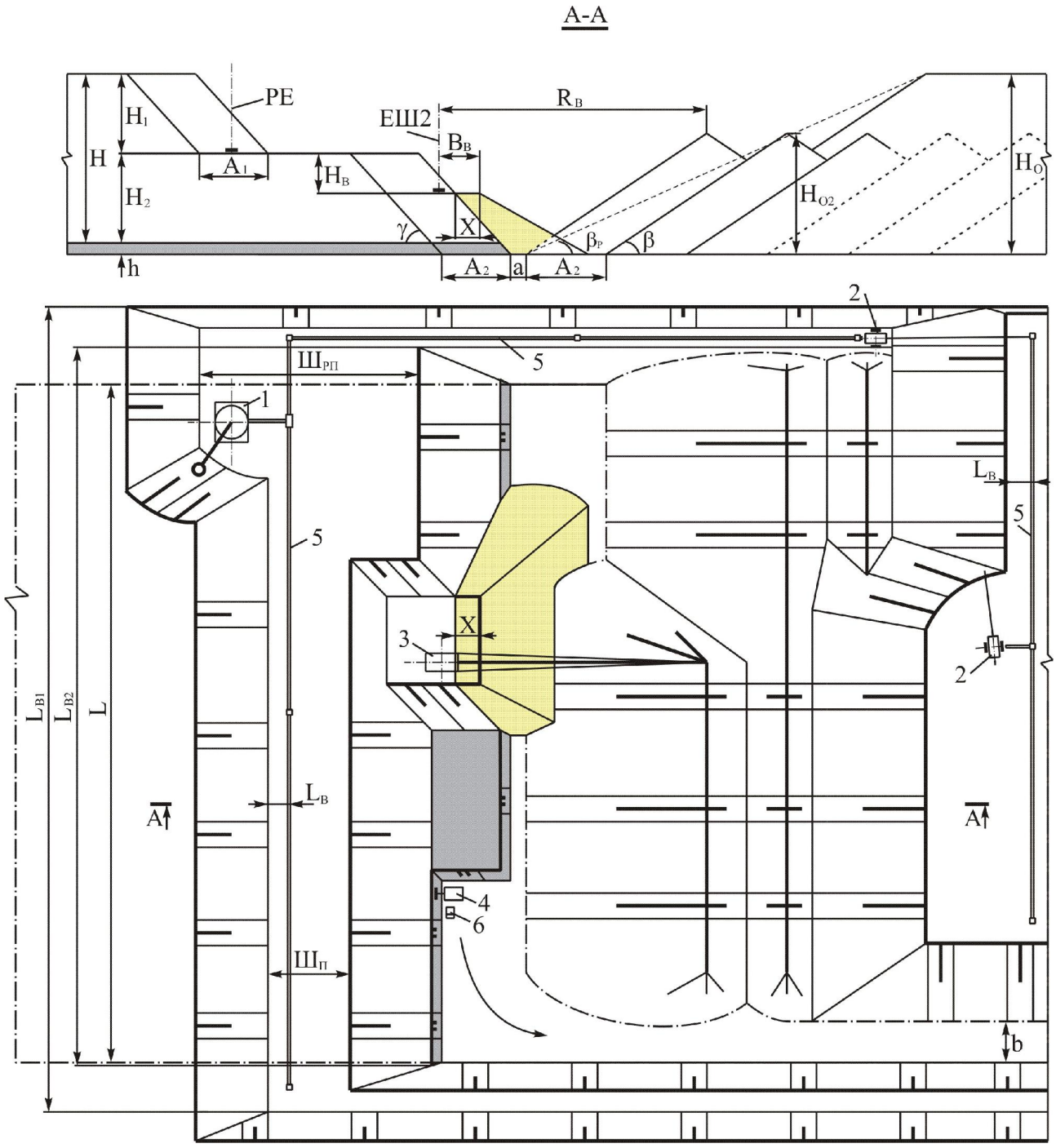
Довжина фронту гірничих робіт на нижньому розкривному уступі

$$L_{В1} = L + h ctg\gamma, \text{ м}.$$

Довжина фронту гірничих робіт на верхньому розкривному уступі

$$L_{В2} = L + 2H_T ctg\gamma + b - H_1 ctg\gamma, \text{ м}.$$

Схема 1



де: 1 – роторний екскаватор; 2 – консольний відвалоутворювач; 3 – драглайн; 4 – видобувний екскаватор (тип КГ); 5 – вибійний, поперечний та відвальний конвеєри; 6 – автосамоскид

Приводяться техніко-економічні показники 1-го варіанта комбінованої системи розробки родовища.

Виконуються розрахунки собівартості 1 м^3 розкривних порід

$$C = \frac{\sum K_K N + \sum K_E}{\frac{V_{ЕШ}}{(1+K_П)} + V_{Р.Е}}, \text{ грн/м}^3,$$

де K_K – капітальні витрати на придбання гірничого обладнання, грн.; K_E – експлуатаційні річні витрати, які мають місце при роботі гірничого обладнання, грн.; N – нормативний коефіцієнт на погашення капітальних витрат (N = 0,13); $V_{ЕШ}$ – річна продуктивність драглайна, м^3/рік; $V_{РЕ}$ – річна продуктивність роторного екскаватора, м^3/рік; $K_П$ – коефіцієнт переекскавації розкривних порід

Розкривні уступи	Тип гірничого обладнання	Кількість гірничого обладнання	Капітальні витрати на придбання гірничого обладнання, млн грн (K_K)	Експлуатаційні витрати, млн грн (K_E)
1 вариант				
Нижній розкривний уступ	ЕШ (тип)	1	K_K	K_E
Верхній розкривний уступ	Роторний екскаватор (тип)	1	K_K	K_E
	Консольні відвалоутворювачі (тип)	2	K_K	K_E
	Конвеєр	2500	K_K	K_E
	Усього		$\sum \boldsymbol{K_K}$	$\sum \boldsymbol{K_E}$

Варіант 2

З двох схем (схема 2 і схема 3) визначаємо схему для заданих вихідних даних. При $H_2 \le 16$ м приймається схема 2. При $H_2 > 16$ м приймається схема 3.

На основі показника $V_E^{'}$ з урахуванням технічних можливостей механічних лопат за продуктивністю і максимальною висотою верхнього черпання ($H_У$) визначається тип (або типи) і кількість гірничих машин.

Продуктивність обраного (або обраних) екскаваторів (табл. 3) не повинна бути значно більшою за розрахунковий показник $V_E^{'}$. Для цього є можливість зменшити продуктивність екскаваторів за рахунок зменшення кількості змін їх роботи за добу.

Кількість автосамоскидів визначаємо за формулою

$$n_A = \frac{V_{ЕКГ}}{V_A},$$

де $V_{ЕКГ}$, V_A – річна продуктивність механічної лопати та автосамоскида, м^3/рік

Після визначення схеми наводиться у ескізи схема 2 або схема 3

Далі розраховується:

Річне переміщення нижнього розкривного уступу

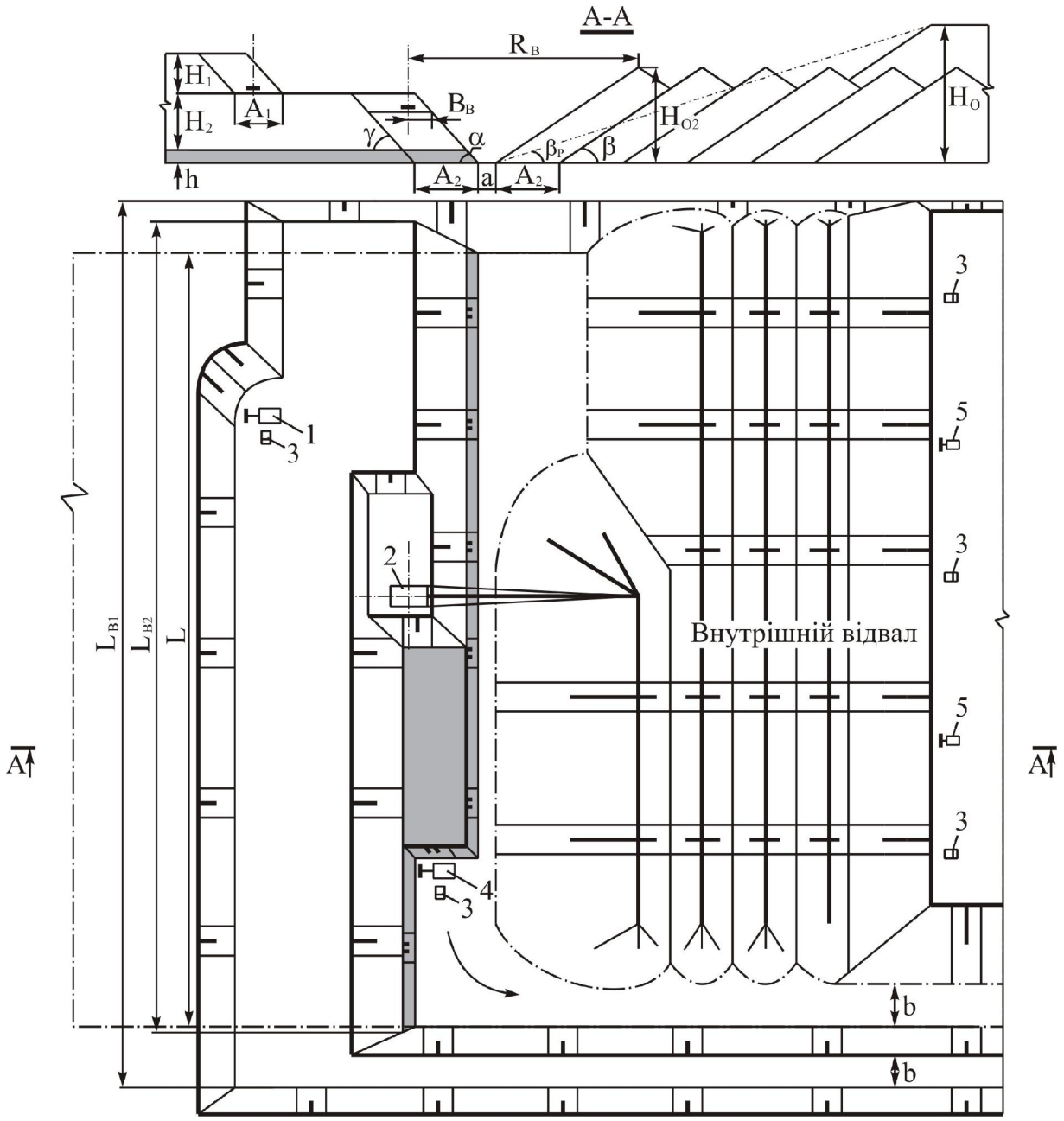
$$П_{Г1} = \frac{V_{ЕШ}}{L_{В1} H_1}, \text{ м/рік.}$$

Річне переміщення верхнього розкривного уступу (якщо прийнята схема 2)

$$П_{Г2} = \frac{V_{ЕКГ}}{L_{В2} H_2}, \text{ м/рік},$$

де $V_{ЕКГ}$ – продуктивність механічної лопати, яка рекомендується для розробки верхнього розкривного уступу, м^3/рік.

Схема 2



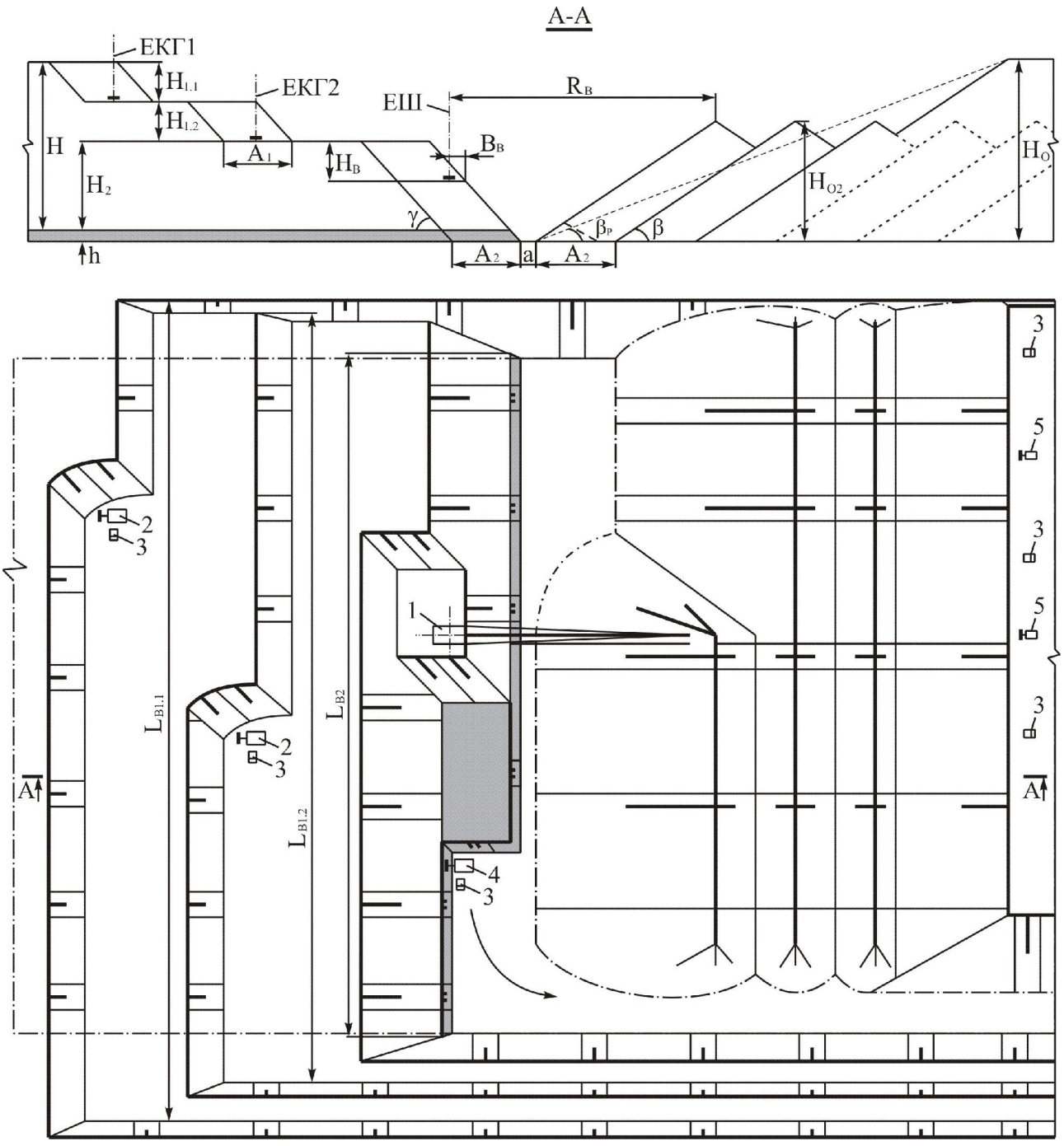
де: 1 – механічна лопата; 2 – крокуючий екскаватор; 3 – автосамоскид; 4 – механічна лопата на видобувних роботах; 5 – бульдозер.

Річне переміщення першого передового уступу (якщо прийнята схема 3)

$$П_{Г2.1} = \frac{V_{ЕКГ1}}{L_{В2.1} H_{2.1}}, \text{ м/рік},$$

де $V_{ЕКГ1}$ – продуктивність механічної лопати, яка розміщується на першому передовому уступі, м^3/рік; $L_{B2.1}$ – довжина фронту на першому передовому уступі, м; $H_{2.1}$ – потужність першого передового уступу, м

Схема 3



де: 1 – крокуючий екскаватор; 2 – розкривна механічна лопата; 3 – автосамоскид; 4 – видобувна механічна лопата; 5 – бульдозер

Річне переміщення другого передового уступу (якщо прийнята схема 3)

$$П_{Г2.2} = \frac{V_{ЕКГ2}}{L_{B2.2} H_{2.2}}, \text{ м/рік},$$

де $V_{ЕКГ2}$ – продуктивність механічної лопати, яка розміщується на другому передовому уступі, м^3/рік; $L_{B2.2}$ – довжина фронту на другому передовому уступі, м; $H_{2.2}$ – потужність другого передового уступу, м.

Наводяться техніко-економічні показники 2-го варіанта комбінованої системи розробки родовища

Розкривні уступи	Тип гірничого обладнання	Кількість гірничого обладнання	Капітальні витрати на придбання гірничого обладнання, млн грн ($K_З$)	Експлуатаційні витрати, млн грн (K_E)
2 вариант				
Нижній розкривний уступ	ЕШ (тип)	1	$K_З$	K_E
Верхній розкривний уступ	ЕКГ(тип)	1 (або 2)	$K_З$	K_E
	автосамоскиди	(розраховуються)	$K_З$	K_E
		Усього	$\sum K_З$	$\sum K_E$

Виконуються розрахунки собівартості 1 м^3 розкривних порід

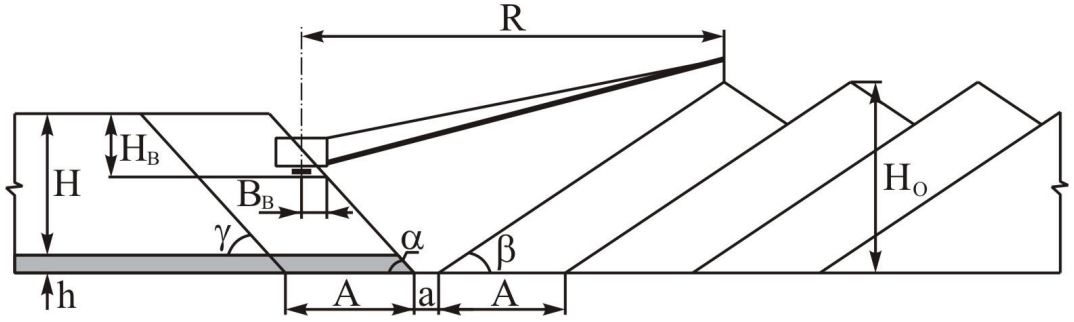
$$C = \frac{\sum K_K N + \sum K_E}{\frac{V_{ЕШ}}{(1+K_П)} + V_{ЕКГ}}, \text{ грн/м}^3,$$

де K_K – капітальні витрати на придбання гірничого обладнання, грн; K_E – експлуатаційні річні витрати, які мають місце при роботі гірничого обладнання, грн.; N – нормативний коефіцієнт на погашення капітальних витрат (N = 0,13); $V_{ЕШ}$ – річна продуктивність драглайна, м^3/рік; $V_{ЕКГ}$ – річна продуктивність механічних лопат, які розміщуються на першому і другому передових уступах, м^3/рік; $K_П$ – коефіцієнт переекскавації розкривних порід.

7.3. Контрольні завдання до третього розділу

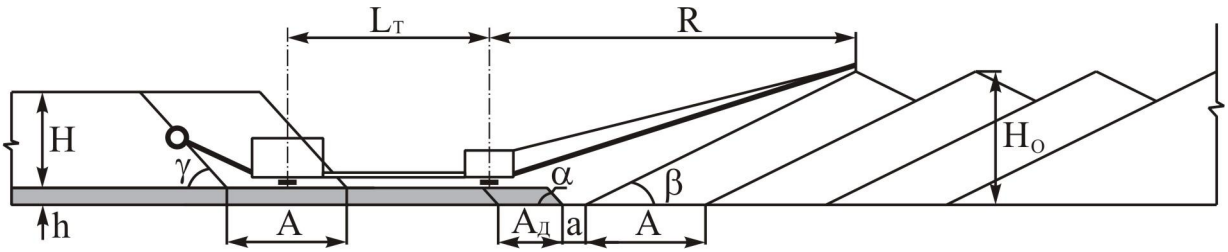
Завдання №1

Тема завдання – на основі розрізу безтранспортної системи розробки пологого родовища для першого етапу визначити профіль розрізної траншеї.



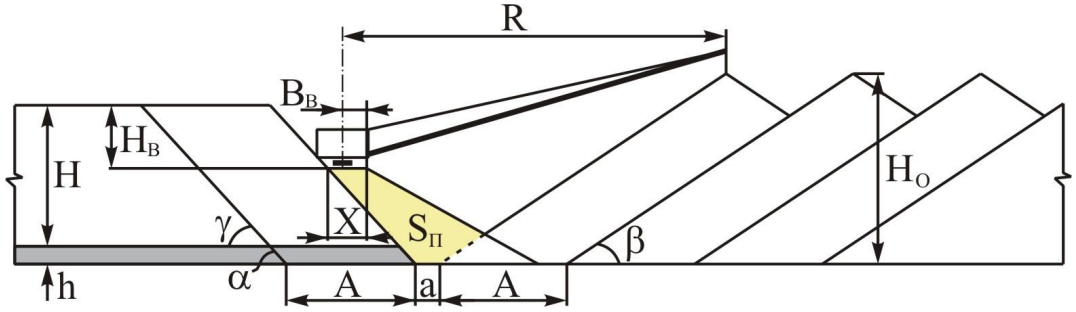
Завдання №2

Тема завдання – на основі розрізу транспортно-відвальної системи розробки пологого родовища для першого етапу визначити профіль розрізної траншеї



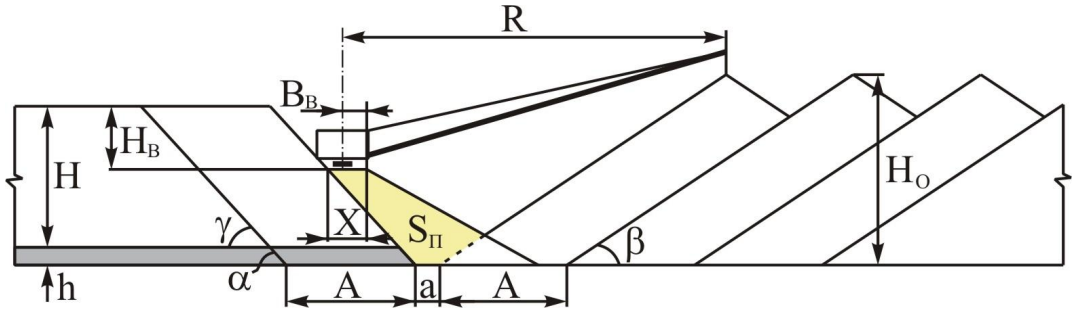
Завдання №3

Тема завдання – на основі розрізу ускладненої безтранспортної системи розробки побудувати 1 й етап гірничих робіт (розкриття родовища). Навести розріз і план у вигляді ескізу



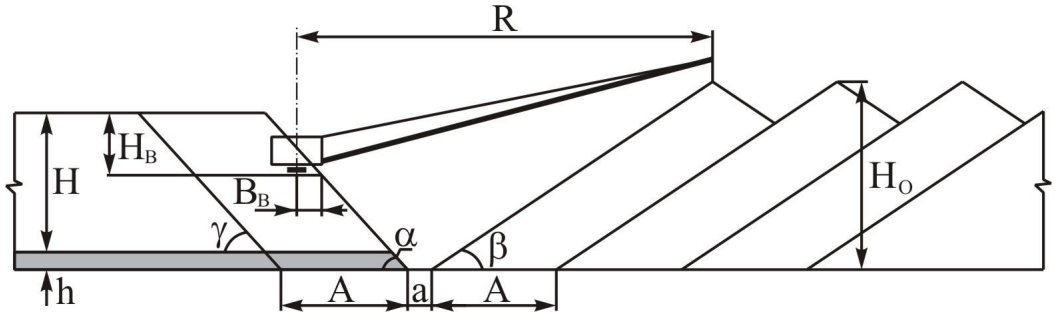
Завдання №4

Тема завдання – на основі розрізу ускладненої безтранспортної системи розробки побудувати 2 й етап гірничих робіт (розробка першої розкривної заходки). Навести розріз і план у вигляді ескізу



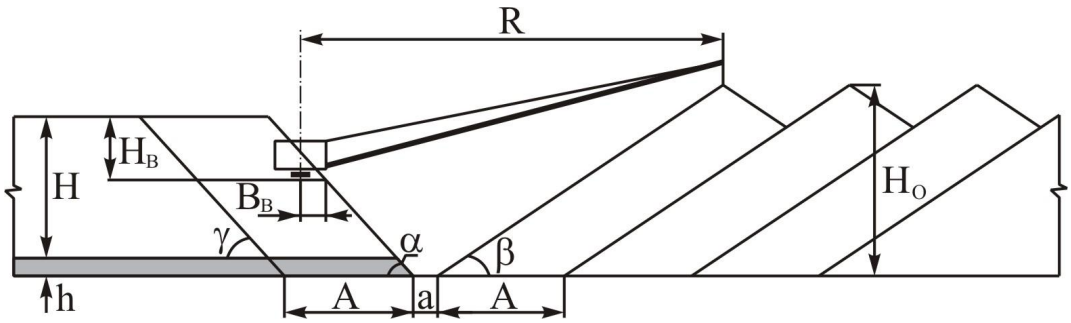
Завдання №5

Тема завдання – на основі розрізу простої безтранспортної системи розробки побудувати 3й етап гірничих робіт (розробка родовища). Навести розріз і план у вигляді ескізу



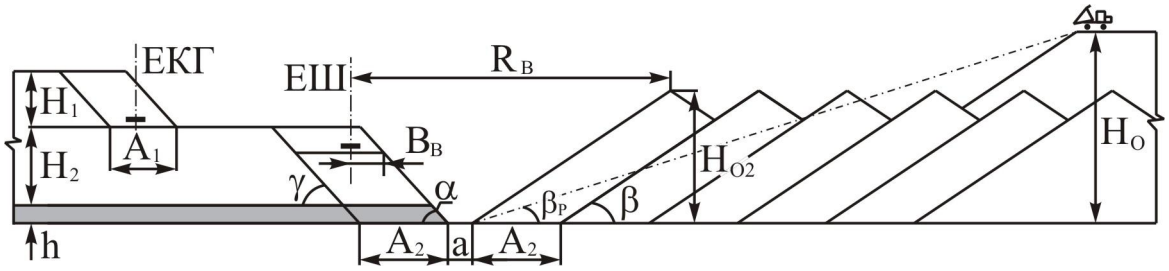
Завдання №6

Тема завдання – на основі розрізу простої безтранспортної системи розробки побудувати 4 [й] етап гірничих робіт (завершення розробки родовища). Навести розріз і план у вигляді ескізу



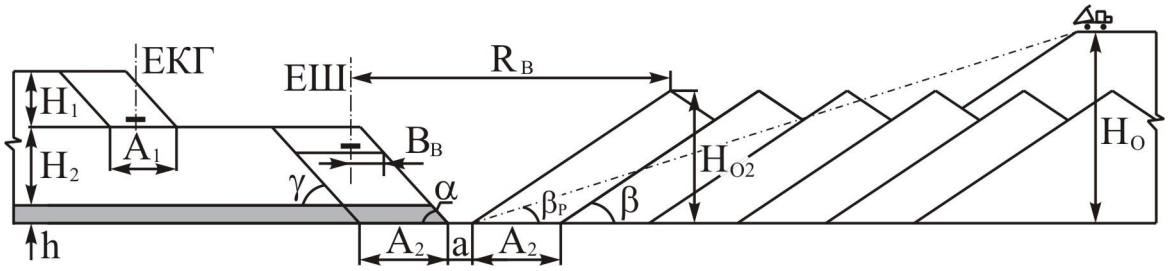
Завдання №7

Тема завдання – на основі розрізу комбінованої системи розробки пологого родовища (нижній розкривний уступ розробляється крокуючим екскаватором, а верхній – механічною лопатою з розвантаженням у автосамоскиди) побудувати 1 [й] етап гірничих робіт (розкриття родовища) і 2 [й] етап (розробка першої розкривної заходки). Навести розрізи і плани у вигляді ескізів.



Завдання №8

Тема завдання – на основі розрізу комбінованої системи розробки пологого родовища (нижній розкривний уступ розробляється крокуючим екскаватором, а верхній – механічною лопатою з розвантаженням у автосамоскиди) побудувати 3 [й] етап гірничих робіт (розробка родовища корисних копалин) і 4 [й] етап (завершення розробки родовища корисних копалин). Навести розрізи і плани у вигляді ескізів.



7.4. Контрольні завдання до четвертого розділу

Завдання №1

Тема завдання – вибір потрібної умови, при якій доцільна селективна розробка СКК відповідним типом виймально-навантажувального обладнання і розрахунок параметрів його роботи при заданих вихідних даних.

Вихідні дані: супутня корисна копалина (СКК) являє собою простий шароподібний поклад, розташований у середній частині розкривних порід (схема А-2$а_1$-О-ІІІ). Поклад має витриману будову, потужність й якість, коли $H_П \geq h_E$, де h_E – мінімальна ефективна потужність шару СКК, яку доцільно розробляти обладнанням, що застосовується на кар'єрі. Його розробка здійснюється кар'єром з видобутку основної корисної копалини за транспортною системою технікою й технологією, яка застосовується на кар'єрі.

Висота уступу, H_B = 12 м; потужність СКК, $H_П$ = 7 м; кут укосу уступу СКК α = 50°; тип порід – зв'язано-сипучі висаджені й сипучі середньої кускуватості ρ = 1,8 т/м^3; потреба в сировині Q_K = 1740 тис. т/рік; застосовуване обладнання – ЕКГ, навантажувач.

Додаткові дані для розрахунку завдання: розкривні породи складаються з супісків й суглинків загальною об'ємною масою в масиві γ = 1,3 т/м^3; кут укосу розкривного уступу α_B, що розробляється, становить 40°; дальність транспортування СКК = 0,1 – 0,5 км (для одноковшевих навантажувачів) і 1,0 км (при розробці механічними лопатами), а порід розкриву – 1,5 км.

Завдання №2

Тема завдання – вибір потрібної умови, при якій доцільна селективна розробка СКК відповідним типом виймально-навантажувального обладнання і розрахунок параметрів його роботи при заданих вихідних даних.

Вихідні дані: супутня корисна копалина (СКК) являє собою простий шароподібний поклад, розташований у середній частині розкривних порід (схема А-2$а_1$-О-ІІІ). Поклад має витриману будову, потужність й якість, коли $H_П \geq h_E$, де h_E – мінімальна ефективна потужність шару СКК, яку доцільно розробляти обладнанням, що застосовується на кар'єрі. Його розробка здійснюється кар'єром з видобутку основної корисної копалини за транспортною системою технікою й технологією, яка застосовується на кар'єрі.

Висота уступу H_B = 25 м; потужність СКК, $H_П$ = 7,2 м; кут укосу уступу СКК α = 50°; тип порід – зв'язано-сипучі висаджені й сипучі середньої кускува-

тості ρ = 1,8 т/м^3; потреба в сировині Q_K = 1830 тис. т/рік; застосовуване обладнання – ЕКГ–12,5.

Додаткові дані для розрахунку завдання: розкривні породи складаються з супісків й суглинків загальною об'ємною масою в масиві γ = 1,3 т/м^3; кут укосу розкривного уступу α_B, що розробляється, становить 40°; дальність транспортування СКК = 0,1 – 0,5 км (для одноковшевих навантажувачів) і 1,0 км (при розробці механічними лопатами), а порід розкриву – 1,5 км.

Завдання №3

Тема завдання – вибір потрібної умови, при якій доцільна селективна розробка СКК відповідним типом виймально-навантажувального обладнання і розрахунок параметрів його роботи при заданих вихідних даних.

Вихідні дані: супутня корисна копалина (СКК) являє собою простий шароподібний поклад, розташований у середній частині розкривних порід (схема А-2а$_1$-О-III). Поклад має витриману будову, потужність й якість, коли $H_П \geq h_E$, де h_E – мінімальна ефективна потужність шару СКК, яку доцільно розробляти обладнанням, що застосовується на кар'єрі. Його розробка здійснюється кар'єром з видобутку основної корисної копалини за транспортною системою технікою й технологією, яка застосовується на кар'єрі.

Висота уступу, H_B = 8 м; потужність СКК, $H_П$ = 2 м; кут укосу уступу СКК α = 50°; тип порід – зв'язано-сипучі висаджені й сипучі середньої кускуватості ρ = 1,8 т/м^3; потреба в сировині Q_K = 2950 тис. т/рік; застосовуване обладнання – ЕКГ, навантажувач.

Додаткові дані для розрахунку завдання: розкривні породи складаються з супісків й суглинків загальною об'ємною масою в масиві γ = 1,3 т/м^3; кут укосу розкривного уступу α_B, що розробляється, становить 40°; дальність транспортування СКК = 0,1 – 0,5 км (для одноковшевих навантажувачів) і 1,0 км (при розробці механічними лопатами), а порід розкриву – 1,5 км.

Завдання №4

Тема завдання – визначення типу і типорозміру виймально-навантажувального обладнання та розрахунок параметрів його роботи для розробки супутніх корисних копалин при заданих вихідних даних.

Вихідні дані: СКК являє собою складний для розробки поклад, розташований у верхній частині розкривних порід (схема Б-1а$_1$-0-III). Має витриману будову, потужність й якість. Коли $H_П \geq h_E$, його розробка здійснюється кар'єром з видобутку ОКК за транспортною системою технікою й технологією, що застосовується на кар'єрі.

Висота нижнього шару розкриву H_1 = 5 м; потужність СКК, $H_П$ = 11 м; кут укосу уступу СКК α = 60°; тип порід – зв'язано-сипучі висаджені й сипучі середньої кускуватості ρ = 1,8 т/м^3; потреба в сировині Q_K = 1600 тис. т/рік.

Додаткові дані для розрахунку завдання: розкривні породи представлені супісками й суглинками загальною об'ємною масою в масиві γ = 1,2 т/м^3; кут

укосу розроблювального розкривного уступу становить α_B = 40°; дальність транспортування СКК дорівнює 1,2 км, а порід розкриву – 2,0 км.

Завдання №5

Тема завдання – визначення типу і типорозміру виймально-навантажувального обладнання та розрахунок параметрів його роботи для розробки супутніх корисних копалин при заданих вихідних даних.

Вихідні дані: СКК являє собою складний для розробки поклад, розташований у верхній частині розкривних порід (схема Б-1$а_1$-0-III). Має витриману будову, потужність й якість. Коли $H_П \geq h_E$, його розробка здійснюється кар'єром з видобутку ОКК за транспортною системою технікою й технологією, що застосовується на кар'єрі.

Висота нижнього шару розкриву H_1 = 1,5 м; потужність СКК $H_П$ = 7 м; кут укосу уступу СКК α = 60°; тип порід – зв'язано-сипучі висаджені й сипучі середньої кускуватості ρ = 1,8 т/м^3; потреба в сировині Q_K = 1420 тис. т/рік.

Додаткові дані для розрахунку завдання: розкривні породи складаються з супісків й суглинків загальною об'ємною масою в масиві γ = 1,2 т/м^3; кут укосу розроблювального розкривного уступу становить α_B = 40°; дальність транспортування СКК дорівнює 1,2 км, а порід розкриву – 2,0 км.

Завдання №6

Тема завдання – визначення типу і типорозміру виймально-навантажувального обладнання та розрахунок параметрів його роботи для розробки супутніх корисних копалин при заданих вихідних даних.

Вихідні дані: СКК являє собою складний для розробки поклад, розташований у верхній частині розкривних порід (схема Б-1$а_1$-0-III). Має витриману будову, потужність й якість. Коли $H_П \geq h_E$, його розробка здійснюється кар'єром з видобутку ОКК за транспортною системою технікою й технологією, що застосовується на кар'єрі.

Висота нижнього шару розкриву H_1 = 5,5 м; потужність СКК $H_П$ = 12 м; кут укосу уступу СКК α = 60°; тип порід – зв'язано-сипучі висаджені й сипучі середньої кускуватості ρ = 1,8 т/м^3; потреба в сировині Q_K = 1850 тис. т/рік.

Додаткові дані для розрахунку завдання: розкривні породи складаються з супісків й суглинків загальною об'ємною масою в масиві γ = 1,2 т/м^3; кут укосу розроблювального розкривного уступу становить α_B = 40°; дальність транспортування СКК дорівнює 1,2 км, а порід розкриву – 2,0 км.

Завдання №7

Тема завдання – вибір необхідної умови, при якій доцільна селективна розробка СКК відповідним типом виймально-навантажувального обладнання й розрахунок параметри його роботи при наступних вихідних даних.

Вихідні дані: супутня корисна копалина за умовами розробки відноситься до складних шароподібних покладів з витриманою будовою, потужністю і якістю (схема Б-2$а_1$-О-$III_{ДНБ}$), коли $H_П < h_E$, де h_E – ефективна мінімальна виймальна потужність СКК, що розробляється застосовуваним обладнанням. СКК розташована в середині розкривних порід. Розробка СКК здійснюється кар'єром з видобутку ОКК екскаваторами типу ЕВГ й ЕКГ із застосуванням додаткового обладнання навантажувачів і бульдозерів-розпушувачів, переміщення в штабель на робочому майданчику уступу, з якого екскаватором відвантажують СКК в транспортні засоби.

Висота уступу H_B = 20 м; потужність СКК $H_П$ = 4 м; висота нижнього шару H_H = 10 м; потреба в сировині Q_K = 1700 тис. т/рік; щільність СКК ρ = 1,5 т/м^3; кут укосу уступу α = 55°.

Додаткові дані для розрахунку завдання: розкривні породи складаються з супісків й суглинків загальною об'ємною масою в масиві γ = 1,4 т/м^3; дальність транспортування СКК дорівнює 0,1÷0,5 км, а порід розкриву – 2,0 км.

Завдання №8

Тема завдання – вибір необхідної умови, при якій доцільна селективна розробка СКК відповідним типом виймально-навантажувального обладнання й розрахунок параметри його роботи при наступних вихідних даних.

Вихідні дані: супутня корисна копалина за умовами розробки відноситься до складних шароподібних покладів з витриманою будовою, потужністю і якістю (схема Б-2$а_1$-О-$III_{ДНБ}$), коли $H_П < h_E$, де h_E – ефективна мінімальна виймальна потужність СКК, що розробляється застосовуваним обладнанням. СКК розташована в середині розкривних порід. Розробка СКК здійснюється кар'єром з видобутку ОКК екскаваторами типу ЕВГ й ЕКГ із застосуванням додаткового обладнання навантажувачів і бульдозерів-розпушувачів, переміщення в штабель на робочому майданчику уступу, з якого екскаватором відвантажують СКК в транспортні засоби.

Висота уступу H_B = 28 м; потужність СКК $H_П$ = 3,3 м; висота нижнього шару H_H = 12 м; потреба в сировині Q_K = 1680 тис. т/рік; щільність СКК ρ = 2,2 т/м^3; кут укосу уступу α = 50°.

Додаткові дані для розрахунку завдання: розкривні породи складаються з супісків й суглинків загальною об'ємною масою в масиві γ = 1,4 т/м^3; дальність транспортування СКК дорівнює 0,1÷0,5 км, а порід розкриву – 2,0 км.

Завдання №9

Тема завдання – вибір необхідної умови, при якій доцільна селективна розробка СКК відповідним типом виймально-навантажувального обладнання й розрахунок параметри його роботи при наступних вихідних даних.

Вихідні дані: супутня корисна копалина за умовами розробки відноситься до складних шароподібних покладів з витриманою будовою, потужністю і якістю (схема Б-2$а_1$-О-$III_{ДНБ}$), коли $H_П < h_E$, де h_E – ефективна мінімальна виймальна

потужність СКК, що розробляється застосовуваним обладнанням. СКК розташована в середині розкривних порід. Розробка СКК здійснюється кар'єром з видобутку ОКК екскаваторами типу ЕВГ й ЕКГ із застосуванням додаткового обладнання навантажувачів і бульдозерів-розпушувачів, переміщення в штабель на робочому майданчику уступу, з якого екскаватором відвантажують СКК в транспортні засоби.

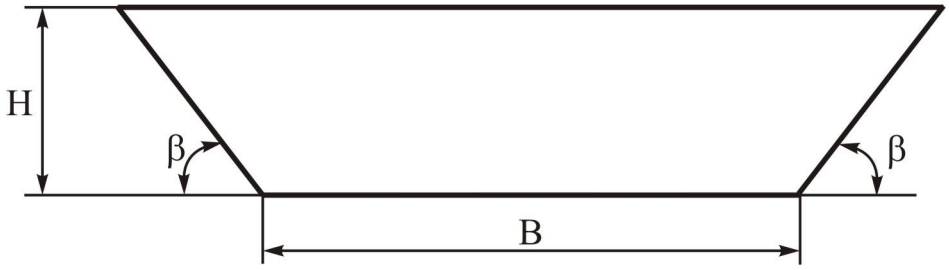
Висота уступу H_B = 22 м; потужність СКК $H_П$ = 4,2 м; висота нижнього шару H_H = 7,5 м; потреба в сировині Q_K = 1430 тис. т/рік; щільність СКК ρ = 2,0 т/м^3; кут укосу уступу α = 45°.

Додаткові дані для розрахунку завдання: розкривні породи складаються з супісків й суглинків загальною об'ємною масою в масиві γ = 1,4 т/м^3; дальність транспортування СКК дорівнює 0,1÷0,5 км, а порід розкриву – 2,0 км.

7.5. Контрольні завдання до п'ятого розділу

Завдання №1

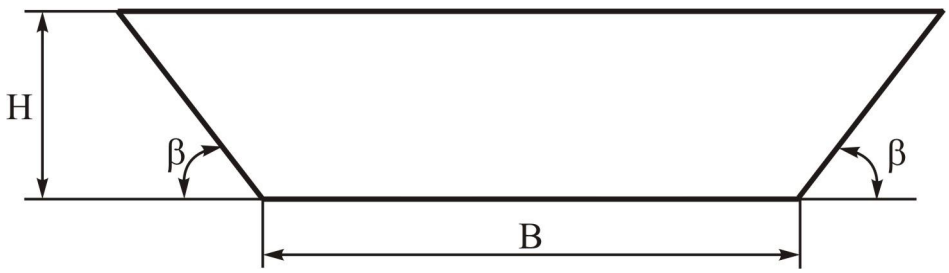
Тема завдання – визначення запасів корисної копалини в однокомпонентному ТР і вибір гірничотранспортного обладнання згідно з методикою розрахунку його раціональних параметрів при відпрацюванні однокомпонентного ТР типу внутрішній відвал**.**



Вихідні дані: висота ТР H = 29, м; ширина ТР, B = 442, м; довжина ТР L = 900, м; тип корисної копалини – суглинок палево-жовтий; потреба в сировині, Q_K = 1450 тис. т; кут укосу бортів β = 45, град.; щільність КК ρ = 2,45, т/м^3.

Завдання №2

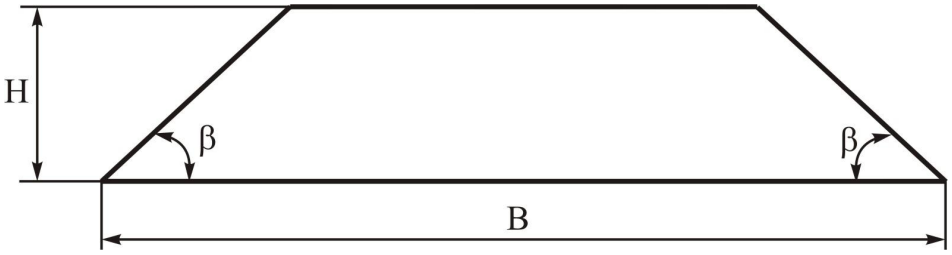
Тема завдання – визначення запасів корисної копалини в однокомпонентному ТР і вибір гірничотранспортного обладнання згідно з методикою розрахунку його раціональних параметрів при відпрацюванні однокомпонентного ТР типу внутрішній відвал.



Вихідні дані: висота ТР H = 25, м; ширина ТР B = 663, м; довжина ТР L = 950, м; тип корисної копалини – глина червоно-бура; потреба в сировині Q_K = 2320 тис. т; кут укосу бортів β = 45, град.; щільність КК ρ = 2,6, т/м^3.

Завдання №3

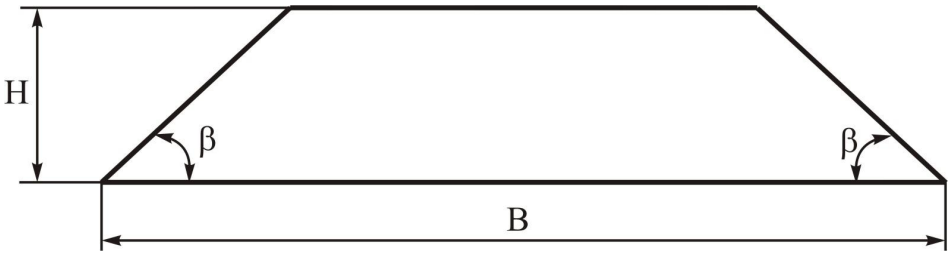
Тема завдання – визначення запасів корисної копалини в однокомпонентному ТР і вибір гірничотранспортного обладнання згідно з методикою розрахунку його раціональних параметрів при відпрацюванні однокомпонентного ТР типу зовнішній відвал**.**



Вихідні дані: висота ТР H = 20, м; ширина ТР B = 370, м; довжина ТР L = 1100, м; тип корисної копалини – пісок формувальний; потреба в сировині Q_K = 1550 тис. т; кут укосу бортів β = 35, град.; щільність КК ρ = 1,8, т/м^3.

Завдання №4

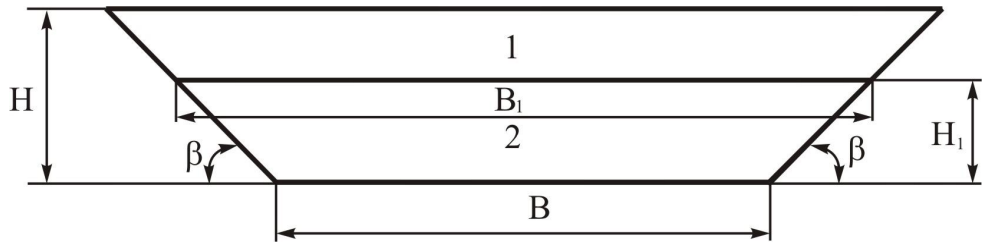
Тема завдання – визначення запасів корисної копалини в однокомпонентному ТР і вибір гірничотранспортного обладнання згідно з методикою розрахунку його раціональних параметрів при відпрацюванні однокомпонентного ТР типу зовнішній відвал**.**



Вихідні дані: висота ТР H = 26, м; ширина ТР B = 360, м; довжина ТР L = 870, м; тип корисної копалини – суглинок палево-жовтий; потреба в сировині Q_K = 3250 тис. т; кут укосу бортів β = 37, град.; щільність КК ρ = 2,45, т/м^3.

Завдання №5

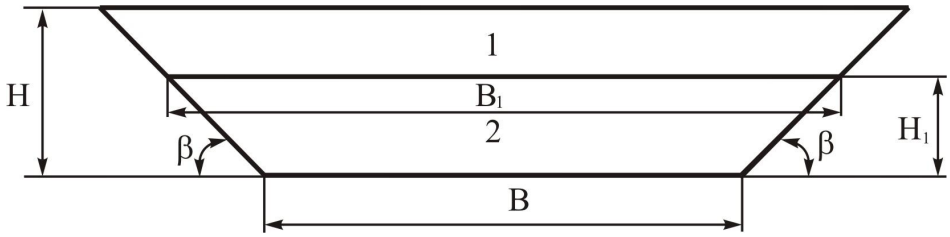
Тема завдання – визначення запасів для кожного виду КК в двокомпонентному ТР і вибір раціонального гірничотранспортного обладнання згідно з методикою розрахунку параметрів його роботи при розкритті й відпрацюванні ТР двокомпонентного типу внутрішній відвал за умови першочергового використання нижньої корисної копалини.



Вихідні дані: висота ТР H = 30, м; ширина ТР B = 220, м; довжина ТР L = 850, м; висота нижнього шару ТР H_1 = 14, м; тип корисної копалини: шар 1 – суглинок палево-жовтий, шар 2 – глина червоно-бура; потреба в сировині Q_K = 3700 тис. т; кут укосу бортів β = 35, град.; щільність КК: шар 1 – ρ = 2,45, т/м^3, шар 2 – ρ = 2,6, т/м^3.

Завдання №6

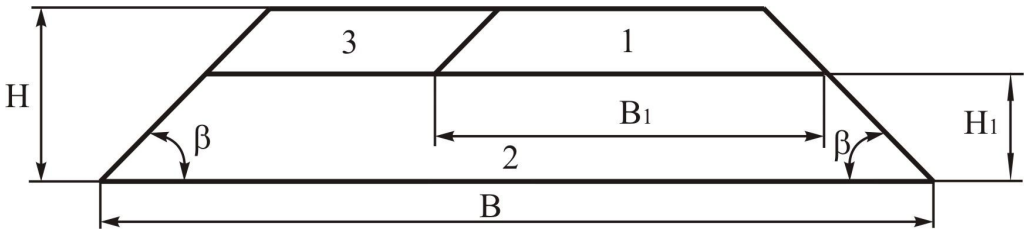
Тема завдання – визначення запасів для кожного виду КК в двокомпонентному ТР і вибір раціонального гірничотранспортного обладнання згідно з методикою розрахунку параметрів його роботи при розкритті й відпрацюванні ТР двокомпонентного типу внутрішній відвал за умови першочергового використання нижньої корисної копалини.



Вихідні дані: висота ТР H = 29, м; ширина ТР B = 280, м; довжина ТР L = 1150, м; висота нижнього шару ТР H_1 = 13, м; тип корисної копалини: шар 1 – суглинок палево-жовтий, шар 2 – глина червоно-бура; потреба в сировині Q_K = 3310 тис. т; кут укосу бортів β = 40, град; щільність КК: шар 1 – ρ = 2,45, т/м^3, шар 2 – ρ = 2,6, т/м^3.

Завдання №7

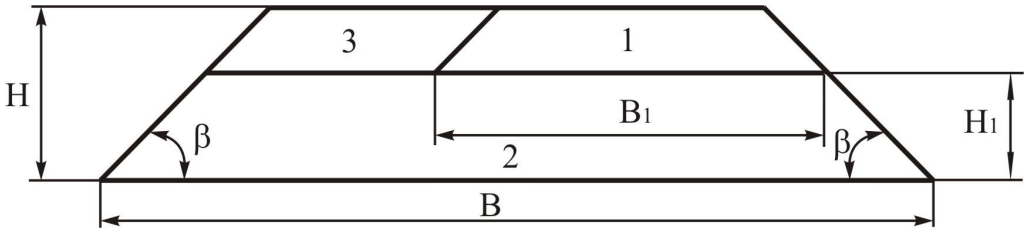
Тема завдання – визначення запасів для кожного виду КК в трикомпонентному ТР і вибір раціонального гірничотранспортного обладнання згідно з методикою розрахунку параметрів його роботи при розкритті й відпрацюванні ТР трикомпонентного типу зовнішній відвал за умови першочергового використання КК №1 й №2 .



Вихідні дані: висота ТР H = 33, м; ширина ТР B = 220, м; довжина ТР L = 850, м; висота нижнього шару ТР H_1 = 14, м; ширина шару ТР №1 B_1 = 70, м; тип корисної копалини: шар 1 – суглинок палево-жовтий, шар 2 – глина червоно-бура, шар 3 – талькові сланці; потреба в сировині першого типу Q_{K1} = 2550 тис. т; потреба в сировині другого типу Q_{K2} = 2250 тис. т; кут укосу бортів β = 30, град.; щільність КК: шар 1 – ρ = 2,45, т/м^3, шар 2 – ρ = 2,6, т/м^3; шар 3 – ρ = 2,1, т/м^3.

Завдання №8

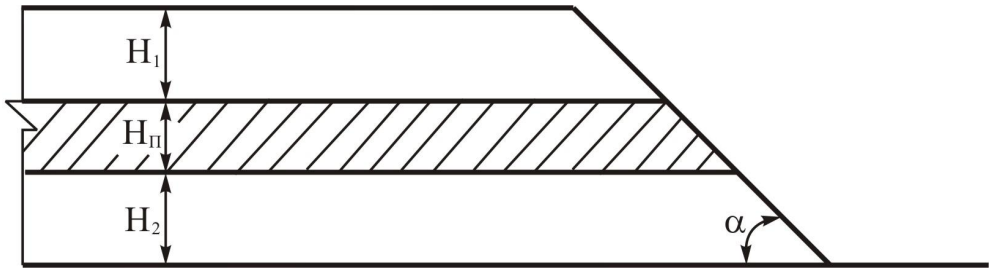
Тема завдання – визначення запасів для кожного виду КК в трикомпонентному ТР і вибір раціонального гірничотранспортного обладнання згідно з методикою розрахунку параметрів його роботи при розкритті й відпрацюванні ТР трикомпонентного типу зовнішній відвал за умови першочергового використання КК №1 й №2 .



Вихідні дані: висота ТР H = 28, м; ширина ТР B = 280, м; довжина ТР L = 1150, м; висота нижнього шару ТР H_1 = 13, м; ширина шару ТР №1 B_1 = 57, м; тип корисної копалини: шар 1 – суглинок палево-жовтий, шар 2 – глина червоно-бура, шар 3 – талькові сланці; потреба в сировині першого типу Q_{K1} = 2700 тис. т; потреба в сировині другого типу Q_{K2} = 650 тис. т; кут укосу бортів β = 40, град.; щільність КК: шар 1 – ρ = 2,45, т/м^3, шар 2 – ρ = 2,6, т/м^3; шар 3 – ρ = 2,1, т/м^3.

Завдання №9

Тема завдання – вибір раціонального виймально-навантажувального й транспортного обладнання для селективної виїмки шару СКК з товщі уступу. Визначення параметрів роботи обладнання й параметрів технологічної схеми згідно з наведеною у посібнику методикою.

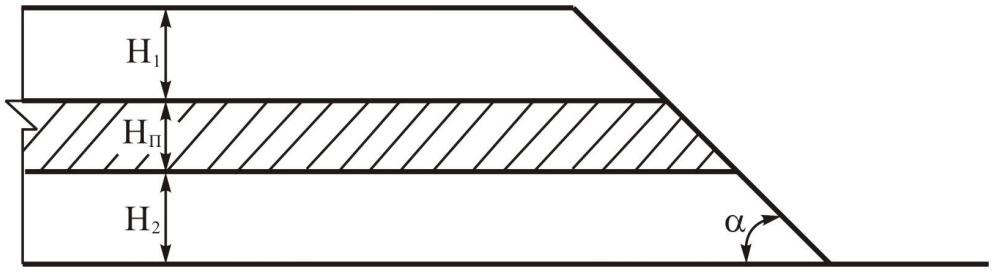


Вихідні дані: потужність шару розкривних порід від покрівлі уступу до СКК H_1 = 0, м; потужність шару СКК $H_П$ = 8, м; потужність шару розкривних

порід від підошви уступу до СКК H_2 = 4, м; кут нахилу укосу уступу α = 47, град.; коефіцієнт наповнення ковша K_H = 0,75; коефіцієнт використання екскаватора в часі $K_И$ = 1.

Завдання №10

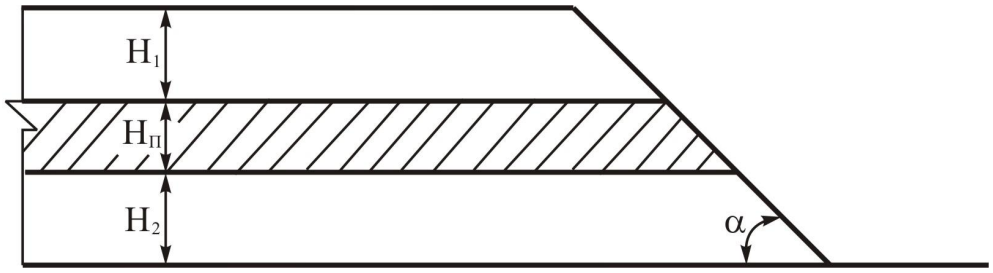
Тема завдання – вибір раціонального виймально-навантажувального й транспортного обладнання для селективної виїмки шару СКК з товщі уступу. Визначення параметрів роботи обладнання й параметрів технологічної схеми згідно з наведеною у посібнику методикою.



Вихідні дані: потужність шару розкривних порід від покрівлі уступу до СКК H_1 = 4, м; потужність шару СКК $H_П$ = 2, м; потужність шару розкривних порід від підошви уступу до СКК H_2 = 0, м; кут нахилу укосу уступу α = 70, град.; коефіцієнт наповнення ковша K_H = 0,95; коефіцієнт використання екскаватора в часі $K_И$ = 1.

Завдання №11

Тема завдання – вибір раціонального виймально-навантажувального й транспортного обладнання для селективної виїмки шару СКК з товщі уступу. Визначення параметрів роботи обладнання й параметрів технологічної схеми згідно з наведеною у посібнику методикою.



Вихідні дані: потужність шару розкривних порід від покрівлі уступу до СКК H_1 = 7, м; потужність шару СКК $H_П$ = 3, м; потужність шару розкривних порід від підошви уступу до СКК H_2 = 5, м; кут нахилу укосу уступу α = 50, град.; коефіцієнт наповнення ковша K_H = 0,8; коефіцієнт використання екскаватора в часі $K_И$ = 1.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых: учеб. / М.Г.Новожилов, В.С.Хохряков, Г.Д. Пчелкин и др.; под ред. М.Г. Новожилова. – М.:Недра,1971. – ч. I. – 552 с. и ч. II. – 496 с.

2. Новожилов, М.Г. Открытые горные работы: учеб. / М.Г. Новожилов. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 462 с.

3. Новожилов, М.Г. Теория и практика бестранспортной системы разработки месторождений / М.Г. Новожилов, В.С. Эскин, Г.Я. Корсунский. – К. Вища школа, 1973. – 166 с.

4. Новожилов, М. Г. Теория и практика открытой разработки горизонтальных месторождений / М.Г. Новожилов, В.С. Эскин, Г.Я. Корсунский. – М.: Недра, 1978. – 370 с.

5. Ржевский, В.В. Открытые горные работы: учебник для вузов / В.В. Ржевский. – М.: Недра, 1985. – 470 с.

6. Мельников, Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам / Н.В. Мельников. – М.: 1982. – 405 с.

7. Хохряков, В.С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых / В.С. Хохряков. – М.: Недра, 1982. – 520 с.

8. Эскин, В.С. Рекультивация земель, нарушенных открытыми разработками / В.С. Эскин М.: Недра, 1975. – 182 с.

9. Горлов, В.Д. Рекультивация земель на карьерах / В.Д. Горлов. – М.: Недра, 1981. – 260 с.

10. Gumenik, I. Increasing of the renewal degree of mining claim and lands territories during open mining work / I. Gumenik, A. Panasenko, O. Lozhnikov // Scientific reports on resource issues 2010, vol. 1 // TU Bergakademie Freiberg, International University of Resources. 2010. – P. 457 – 463.

11. Ложніков, О.В. Обґрунтування та розробка технології формування відвалів з об'єднаною поверхнею для збільшення площі рекультивованих земель при розробці горизонтальних родовищ: дис. … канд. техн. наук. – К., 2012. – 165 с.

12. Національна доповідь про стан навколишнього природного середовища в Україні / М-во охорони навколишнього природного середовища України. – К., 2006. – 547 с.

13. Наукові основи раціонального природокористування при відкритій розробці родовищ: моногр. / Г.Г. Півняк, І.Л. Гуменик, К. Дребенштедт, А.І. Панасенко. – Д.: Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», 2011. – 568 с. – Рос. мовою

14. Гуменик, И.Л. Концепция переориентации минерально-сырьевой базы Украины на попутные полезные ископаемые / И.Л. Гуменик // Уголь Украины. – 1994. – № 4. – С. 23-25.

15. Трубецкой, К.Н. Малоотходные и ресурсосберегающие технологии при открытой разработке месторождений / К.Н. Трубецкой, А.Г. Шапарь. – М.: Недра, 1993. – 272 с.

16. Домбровский, Н.Г. Землеройно-транспортные машины / Н.Г. Домбровский, М.И. Гальперин. – М.: Машиностроение, 1965. – 276 с.

17. Боголюбов, Б.П. Раздельная разработка месторождений скального состава / Б.П. Боголюбов, Ф.Г. Грачев. – М.: Недра, 1964. – 164 с.

18. Научные основы проектирования карьеров / В.В. Ржевский, М.Г. Новожилов, Б.П. Юматов и др. – М.: Недра, 1971. – 600 с.

19. Баранов, Е.Г. Опыт селективной разработки сложных месторождений / Е.Г. Баранов, И.А. Тангаев. – Фрунзе: Илим, 1869. – 346 с.

20. Ржевский, В.В. Процессы открытых горных работ / В.В. Ржевский. – 3-е изд.; перераб. и доп. – М., «Недра», 1978. – 541 с.

21. Справочник. Открытые горные работы / К.Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, Е.К. Винницкий и др. – М.: Горное бюро, 1994.- 590 с.

22. Фейчельсон, О.И. Исследование разработки слабонаклонных угольных пластов мобильным карьерным оборудованием [Текст]: дис. … канд. техн. наук / О.И. Фейчельсон. – М., 1975. – 149 с.

23. Дриженко, А.Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы / А.Ю. Дриженко. – Д.: НГУ, 2011. – 543 с.

24. Транспорт на гірничих підприємствах: підруч. для вузів / М.Я. Біліченко, Г.Г. Півняк, О.О. Ренгевич та ін. – Д.: НГУ, 2005. – 635 с.

25. Бака, М.Т. Екологія гірничого виробництва : Навчальний посібник / М.Т. Бака, І.Л. Гуменик, В.С. Редчиць – Житомир: ЖДТУ, 2004. – 307 с.

26. А.с. 937721 СССР, Е 21 С 41/00. Способ совместно-раздельного складирования вскрышных горных пород [Текст] / И.Л. Гуменик, А.С. Матвеев, И.И. Мнушкин, и др., (СССР). – 2972156; заявл. 03.07.80; опубл. 23.06.82, Бюл. №23.

27. А. с. 1043303 СССР, Е 21 С 41/00; Е 21 F 5/11 В 65 G 3/00. Способ хранения минерального сырья в отвале [Текст] / И.Л. Гуменик, А.С. Матвеев, И.И. Мнушкин и др. (СССР). – 3397240; заявл. 05.02.82; опубл. 23.09.83, Бюл. №35.

28. А.с. 1046512 СССР, Е 21 С 41/00; Е 21 С 41/02. Способ совместно-раздельного складирования горных пород ярусами [Текст] / И.Л. Гуменик, А.С. Матвеев, И.И. Мнушкин, и др. (СССР). – 3457928/22-03; заявл. 21.06.82; опубл. 07.10.83, Бюл. №37.

29. Гуменик, И.Л. Классификация техногенных формирований при открытых горных работах / И.Л. Гуменик, А.С. Матвеев, А.И. Панасенко // Горный журнал. – 1988. – № 12. – С. 53-56.

ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК

А

автосамоскид, 32
активний спосіб складування СКК, 215

Б

безтранспортна система розробки, 81
блок внутрішнього відвалу, 132
борт кар'єру, 131
брівка уступу, 18
бульдозер, 34

В

валова виїмка СКК, 188
валове складування СКК, 211
відвалоутворювач, 39
відвальний конвеєр, 39
внутрішній відвал, 31
вибійний конвеєр, 39
видобувний блок, 123
видобувний уступ, 32
виїзна траншея, 123
вимоги до формування і розробки техногенних родовищ, 222
висота передвідвалу, 88

Г

геогенні (природні) родовища, 211
групові капітальні траншеї, 77
гірничо-геометричний аналіз родовища, 8
горизонт пологого родовища, 14

Д

двоярусні техногенні родовища, 221
динаміка проведення траншей, 47
динаміка розвитку гірничих робіт, 144
довжина капітальної траншеї, 14
довжина фронту робіт, 10
драглайн (крокуючий екскаватор), 17
другий етап проведення траншей, 49

Е

етапи розробки родовища, 144

З

загальна капітальна траншея, 78
запланований ремонт екскаватора, 123
залишкова траншея, 123
зовнішній відвал, 18
зимові запаси корисної копалини, 100

К

календарний план розробки родовища, 10
капітальна траншея, 12
кар'єр, 10
кар'єрне поле, 8
класифікація техногенних формувань, 218
комбінована система розробки, 106
комплекс поточної дії, 38
комплексне використання родовищ мінеральної сировини, 171
комплексне використання СКК, 173
коефіцієнт вибою, 184
коефіцієнт переекскавації, 82
коефіцієнт ступеня порушеності землі, 130
консольний відвалоутворювач, 36

М

магістральний конвеєр, 39
межа кар'єрного поля, 9
механічна лопата, 18
максимальна висота селективного шару, 188
мінімальна висота селективного шару, 188

Н

навантажувач, 187

О

обладнання циклічної дії, 107
обладнання поточної дії, 121
об'єм капітальної траншеї, 14
об'єм розрізної траншеї, 29
одноярусні техногенні родовища, 219

окремі капітальні траншеї, 75
окреме складування СКК, 211
організація і планування гірничих робіт, 123
основна корисна копалина, 176

П

парні траншеї, 74
пасивний спосіб складування СКК, 214
передвідвал, 86
перший етап проведення траншей, 47
потужність корисних копалин, 9
потужність розкривних порід, 9
потужність СКК, 178
похилий майданчик капітальної траншеї, 16
природне навколишнє середовище, 172
природний ландшафт, 127
проведення капітальної траншеї, 17
проведення розрізної траншеї, 31
продуктивність екскаватора, 18
продуктивність роторного екскаватора, 23
проста безтранспортна система, 82

Р

раціональне природокористування, 171
результуючий кут укосу відвалу, 109
рекультивація земель, 127
ресурсозберігаючі технології видобутку, 172
робочий майданчик, 81
робочий хід екскаватора, 123
роздільна виїмка СКК, 188
роздільне складування СКК, 212
розкривний уступ, 112
розкриття горизонту, 74
розкриття родовища, 73
розрізна траншея, 27
роторний екскаватор, 21

С

селективне виймання порід, 174
способи складування розкривних порід, 212
систематизація покладів СКК, 175
системи розробки родовищ, 81
собівартість розкривних порід, 42
способи комплексного освоєння родовищ, 176
супутні корисні копалини (СКК), 173
схема розкриву горизонту кар'єру, 15
схема розкриття родовища, 74
схема будівництва розрізних траншей, 31
схеми селективної виїмки СКК, 193
схеми формування техногенних родовищ, 219
ступінь селекції, 174

Т

термін проведення капітальної траншеї, 18
термін будівництва траншей, 45
термін циклу екскаватора, 105
техногенне порушення, 217
техногенне родовище, 211
техногенне формування, 217
технологія будівництва кар'єру, 43
тупикова (перша заходка), 36
торцева (друга заходка), 36
транспортна система розробки, 104
транспортно-відвальна система розробки, 98
транспортно-відвальний міст, 98
третій етап проведення траншей, 51

У

уступ, 18
укіс уступу, 18
умови залягання СКК, 176
умови створення техногенних родовищ, 223
ускладнена безтранспортна система, 82

Ф

флангова капітальна траншея, 124
формування відвалів з об'єднаною поверхнею, 131

Х

холостий хід екскаватора, 123

Ц

центральна капітальна траншея, 124

Ч

час врізки екскаватора у новий вибій, 126
четвертий етап проведення траншей, 51

Ш

швидкість посування вибою, 24
ширина відвальної заходки, 141
ширина заходки, 202
ширина робочого майданчику, 202

Я

ярус відвалу, 87

Навчальне видання

Гуменик Ілля Львович
Корсунський Георгій Якович
Ложніков Олексій Володимирович

ТЕХНОЛОГІЯ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ ПОЛОГИХ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Навчальний посібник

Редактор Є.М. Ільченко

Підписано до друку 26.03.2013. Формат 30×42/2.
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 17,2.
Обл. -вид. арк. 17,2. Тираж 100 пр. Зам. № .

Підготовлено до друку та видрукувано
у Державному ВНЗ «Національний гірничий університет».
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004 р.
49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.