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

Б.Ю. Собко
Г.Д. Пчолкін
Г.Я. Корсунський
О.В. Ложніков

ТЕХНОЛОГІЯ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Частина ІІ

Системи відкритої розробки родовищ

Навчальний посібник

Дніпро
НТУ «Дніпровська політехніка»
2020

УДК: 622.271(075.8)
Т 38

Рекомендовано вченою радою НТУ «Дніпровська політехніка» як навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів (протокол №7 від 30.06.20 р.)

Рецензенти:

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.

Т 38 Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин : навч. посіб.: у 2-х ч. Ч.2. Системи відкритої розробки родовищ / Б.Ю. Собко, Г.Д. Пчолкін, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложніков ; М-во освіти і науки України, НТУ «Дніпровська політехніка». – Д. : НТУ «ДП», 2020. – 239 с.

ISBN 978-966-350-647-0

У навчальному посібнику викладені основні відомості про системи відкритої розробки родовищ корисних копалин, які застосовуються на практиці та наведено їх класифікації. Подано розрахунок параметрів елементів систем відкритої розробки полого- і крутоспадних родовищ корисних копалин. Розглянуто приклади гірничих підприємств, де вони застосовуються. Викладено основні відмінності транспортної, безтранспортної, транспортно-відвальної і комбінованої системи розробки. Подано тестовий контроль знань, який можна використовувати для закріплення матеріалу, а також для оцінювання знань за темами розділів посібника.

Навчальний посібник рекомендується студентам спеціальності 184 «Гірництво».

ISBN 978-966-350-647-0

УДК: 622.271(075.8)

© Б.Ю. Собко, Г.Д. Пчолкін,
Г.Я. Корсунський, О.В. Ложніков, 2020
© НТУ «Дніпровська політехніка», 2020

ЗМІСТ

СИМВОЛИ ОДИНИЦЬ ФІЗИЧНИХ ВЕЛИЧИН 7
ПЕРЕДМОВА 9
1. ЗАГАЛЬНІ ПИТАННЯ, КЛАСИФІКАЦІЯ СИСТЕМ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ 11
1.1. Якість продукції кар'єрів 11
1.2. Класифікація систем відкритої розробки 19
1.3. Повнота вилучення корисних копалин з надр 30
1.4. Комплексне використання мінеральних ресурсів 33
Контрольні запитання 38
2. БЕЗТРАНСПОРТНА СИСТЕМА РОЗРОБКИ РОДОВИЩ 39
2.1. Загальні відомості 39
2.2. Технологічні схеми з установкою екскаватора на розкривному уступі 44
2.3. Технологічні схеми з установкою екскаватора на передвідвалі 47
2.4. Визначення ефективності технологічних схем з розташуванням драглайну на розкривному уступі або передвідвалі 55
2.5. Технологічні схеми з розміщенням екскаваторів на розкривному уступі та передвідвалі 59
2.6. Умови застосування системи з перевалкою породи у відвали 66
2.7. Організація розкривних і видобувних робіт з використанням одного драглайну 74
2.8. Планування розкривних робіт і керування ними 77
2.9. Приклади застосування технологічних схем з перевалкою розкриву у вироблений простір 80
Контрольні запитання 85
3. СИСТЕМА РОЗРОБКИ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ ТРАНСПОРТНО-ВІДВАЛЬНИХ КОМПЛЕКСІВ БЕЗПЕРЕРВНОЇ ДІЇ 87
3.1. Загальні відомості 87
3.2. Параметри технологічних схем з консольними відвалоутворювачами 88
3.3. Вибір ефективної технологічної схеми розміщення відвалоутворювача 101
3.4. Внутрішні відвали при роботі консольних відвалоутворювачів 103
3.5. Виробнича потужність кар'єру і ефективність системи розробки з консольними відвалоутворювачами 105
3.6. Ускладнені технологічні схеми з консольними відвалоутворювачами 106

3.7. Характеристика технологічних схем з транспортно-відвальними мостами 108
3.8. Параметри мосту і елементи технологічної схеми 112
3.9. Досвід застосування транспортно-відвальних комплексів на кар'єрах .. 114
Контрольні запитання 119
4. ТРАНСПОРТНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ГОРИЗОНТАЛЬНИХ І ПОЛОГОСПАДНИХ РОДОВИЩ 121
4.1. Загальні відомості 121
4.2. Система розробки з конвеєрним транспортом 123
4.3. Система розробки з залізничним транспортом 129
4.4. Система розробки з автомобільним транспортом 135
Контрольні запитання 138
5. КОМБІНОВАНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ГОРИЗОНТАЛЬНИХ І ПОЛОГОСПАДНИХ РОДОВИЩ 139
5.1. Основні положення 139
5.2. Комбінація безтранспортної і транспортної систем розробки 141
5.3. Комбінація транспортно-відвальної та транспортної систем розробки .. 141
5.4. Комбінована система розробки із застосуванням обладнання циклічної та безперервної дії 147
Контрольні запитання 153
6. ТРАНСПОРТНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ПОХИЛИХ ТА КРУТОСПАДНИХ РОДОВИЩ 155
6.1. Елементи транспортних систем розробки похилих і крутоспадних родовищ 155
6.1.1. Загальні відомості 155
6.1.2. Висота уступу 162
6.1.3. Ширина робочого майданчика 165
6.1.4. Довжина фронту робіт і розміри екскаваторних блоків 169
6.1.5. Інтенсивність гірничих робіт на кар'єрах 172
6.2. Система розробки з застосуванням залізничного транспорту 175
6.3. Система розробки з автомобільним транспортуванням 181
6.4. Система розробки із використанням конвеєрного транспорту 192
6.5. Особливості систем розробки з комбінованим транспортуванням 195
6.5.1. Загальні положення 195
6.5.2. Система розробки комбінованого транспорту зі скіповим підйомом 198

6.5.3. Особливості системи розробки з автомобільно-конвеєрним транспортом 201
6.6. Параметри систем розробки з комбінованим транспортуванням 206
Контрольні запитання 217
ТЕСТОВИЙ КОНТРОЛЬ ЗНАНЬ 219
Тести до першого розділу 219
Тести до другого розділу 221
Тести до третього розділу 223
Тести до четвертого розділу 225
Тести до п'ятого розділу 227
Тести до шостого розділу 229
Еталонні відповіді до тестів 231
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ 233
ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК 235

СИМВОЛИ ОДИНИЦЬ ФІЗИЧНИХ ВЕЛИЧИН

Фізична величина	Одиниці	
	символ	позначка
Вантажопідйомність автомашин	$G_г$	т
Вартість відходів, що використовуються	$\sum S_{отх}$	грн
Вартість всієї супутньої продукції	$\sum S_п$	грн
Висота верхнього підуступу	$H_в$	м
Висота відвалу	H_0	м
Висота передвідвалу	$H_{ПР}$	м
Висота розкривного уступу	H	м
Витрати на видобування 1 т сировини	$C_д$	грн/т
Витрати на використання 1 т сировини у суміжних галузях	$C_г$	грн/т
Витрати на переробку 1 т сировини	$C_п$	грн/т
Відстань від осі екскаватора до верхньої брівки видобувного уступу	L_1	м
Відстань між роторним екскаватором і відвалоутворювачем	O	м
Відстань транспортування гірничої маси	L_T	км
Глибина кар'єру	H	м
Довжина видобувного фронту робіт, м	L	м
Загальні витрати з переробки комплексної продукції	$\sum З$	грн
Збитки через зупинки роботи обладнання	$Зо$	грн
Кількість видобутої корисної копалини з кар'єру	$Д$	т
Кількість днів роботи на видобувній ділянці в рік	$T_д$	доба
Кількість сировини погашеної при видобуванні балансових запасів	$Б$	т
Коефіцієнт видобування корисної копалини	$К_{ДОБ}$	-
Коефіцієнт вилучення з надр	$Кн$	-
Коефіцієнт вилучення кількості корисної копалини	$К_{кол}$	-
Коефіцієнт забезпеченості вибою порожняком	k_i	-
Коефіцієнт змінювання якості корисної копалини	$К_к$	-
Коефіцієнт переекскавації	$К_п$	-
Коефіцієнт розвитку траси	$k_{тр}$	-
Коефіцієнт розпушення розкривних порід	$К_р$	-
Коефіцієнт усереднення	$К_у$	-
Коефіцієнт, враховуючий співвідношення продуктивності екскаваторів	$К_с$	-
Компонент збіднення	$Р$	-

СИМВОЛИ ОДИНИЦЬ ФІЗИЧНИХ ВЕЛИЧИН

Кут укосу видобувного уступу	α	град.
Кут укосу розкривного уступу в торцях кар'єру	γ'	град.
Кут укосу відвального уступу (ярусу)	β	град.
Максимальна висотою розвантаження екскаватора	$H_р$	м
Мінімальна ширина робочого майданчика	L_{min}	м
Мінімальний радіус повороту автомашини	R	м
Місткість ківша екскаватора	q	$м^3$
Нормативний коефіцієнт резерву запасів руди	μ	-
Потужність пласта корисної копалини	h	м
Радіус розвантаження екскаватора	$R_р$	м
Радіус черпання роторного екскаватора зверху вибою	$R_{р.ч}$	м
Результуючий кут укосу відвалу	$\beta_р$	град.
Річна продуктивність кар'єру	$Q_К$	т/рік
Річне переміщення фронту розкривних робіт	$П_г$	м
Річне посування фронту робіт	$П$	м
Собівартість одиниці основної продукції	$С_о$	грн
Ступінь усереднення (стабілізації) якісних показників	$К_{СТ}$	-
Сумарний коефіцієнт переекскавації	$К_{п.сум}$	-
Тимчасовий кут укосу відвала	$\beta_т$	град.
Ухил з'їзду траншеї	i	‰
Ширина берм безпеки	b''	м

ПЕРЕДМОВА

Навчальний посібник з курсу «Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин» використовується в навчальному процесі під час підготовки бакалаврів та магістрів зі спеціальності 184 «Гірництво».

У книзі (ч. 2) значну увагу приділено поняттю «система відкритої розробки родовищ». В гірничій науці існує декілька його визначень. Найбільш обґрунтованими серед них, на наш погляд, є визначення проф. М.Г. Новожилова: «система відкритої розробки родовищ – це встановлений порядок виконання комплексу підготовчих, розкривних і видобувних робіт, що забезпечує планову, економічну та безпечну розробку родовищ при раціональному використанні запасів корисних копалин». Прийнята система відкритої розробки зумовлює тип гірничотранспортного обладнання, головні параметри кар'єру і його основні елементи, а також техніко-економічні показники роботи в цілому.

У посібнику наведені існуючі класифікації систем відкритої розробки родовищ за різними ознаками відомих вчених гірничої науки: акад. Л.Д. Шевякова, М.В. Мельнікова, В.В. Ржевського, проф. Є.Х. Шешко, О.І. Арсентьєва, М.Г. Новожилова і Б.Р. Ракішева.

У книзі детально розглянуті умови застосування безтранспортних, транспортно-відвальних систем відкритої розробки горизонтальних родовищ, транспортні та комбіновані системи розробки горизонтальних, пологоспадних та крутоспадних родовищ.

Приділено значну увагу системам розробки родовищ відкритим способом з застосуванням автомобільного, залізничного і конвеєрного транспорту.

Розглянуті особливості використання різних комбінацій транспортування породи в умовах розширення масштабів гірничих підприємств, збільшення глибини кар'єрів та відстані перевезень, ускладнення транспортних комунікацій і організації робіт. Комбінована транспортна система на відміну від звичайної транспортної передбачає послідовне застосування декількох видів транспорту,

переривчастий процес, наявність перевантажувальних пристроїв як в кар'єрі, так і на поверхні, жорсткий взаємозв'язок між окремими складовими.

Наведено основні параметри елементів систем розробки: довжина фронту гірничих робіт; висота уступу; ширина робочого і транспортного майданчиків; інтенсивність відпрацювання кар'єру, що впливають на вибір основного гірничотранспортного обладнання, високі техніко-економічні показники роботи підприємства при максимальній безпеці робіт.

Під час роботи над навчальним посібником «Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин. Ч.2. Системи відкритої розробки родовищ» використані графічні матеріали аспірантів кафедри відкритих гірничих робіт НТУ «Дніпровська політехніка» М.О. Чебанова, А.А. Адамчука, В.А. Кардаша.

Автори з вдячністю приймуть об’єктивну критику і корисні зауваження стосовно видання книги.

1. ЗАГАЛЬНІ ПИТАННЯ, КЛАСИФІКАЦІЯ СИСТЕМ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ

Розглянуті питання, пов'язані з основними принципами класифікації систем відкритої розробки родовищ корисних копалин.

Подано найбільш відомі класифікації, які були реалізовані вітчизняними і закордонними вченими і використовуються в теорії і практиці відкритих гірничих робіт. Наведені основні відомості про повноту видобутку корисних копалин, а також комплексне застосування мінеральних ресурсів.

Студент, опираючись на матеріал, повинен вміти: розрізняти основні системи відкритої розробки за наведеними класифікаціями, визначати ефективні засоби, які забезпечують комплексне використання мінеральних ресурсів при відкритій розробці корисних копалин.

1.1. Якість продукції кар'єрів

Видобута корисна копалина, як і будь-яка продукція, характеризується низкою властивостей, що мають важливе значення для споживачів цього виду мінеральної сировини.

Сукупність властивостей, що визначають ступінь придатності та економічної ефективності використання, називається якістю корисної копалини.

Галузь, в якій застосовується видобута сировина, певним чином регламентує її якість. Наприклад, при хімічній переробці кам'яного вугілля не має значення його теплотворна здатність: доломіт для систем очистки води оцінюється за іншими якісними властивостям, ніж той, що використовується у металургії.

Властивості корисної копалини з позицій виробництв, які займаються переробкою, поділяються на корисні та шкідливі.

Корисні визначають основний вміст продукції підприємства і виражаються у вигляді відсоткового вмісту металу у руді, теплотворної здатності кам'яного вугілля, міцності щебеню, вогнетривкості доломітів, крупності й чистоти коштовного каміння та ін. Шкідливі властивості корисної копалини ускладнюють і здорожують переробку чи експлуатацію сировини. Наприклад,

зольність вугілля погіршує показники роботи теплоелектростанції, наявність сірки і фосфору знижує якість металу, що виплавляється із руд, а вміст глини у щебені негативно впливає на стійкість будівельних конструкцій.

Для багатокомпонентних корисних копалин використовують комплексний показник якості. Він полягає в обліку різнорідних властивостей та виявленні їх впливу на результати виробництва і ефекту для галузей економіки.

Завдання комплексної оцінки якості багатокомпонентної корисної копалини вирішується завдяки економічному аналізу впливу сировини на собівартість продукції підприємства з переробки. При цьому визначається значимість компонента якісного складу в структурі собівартості продукту переробки.

Оптимальна якість характеризує таку сукупність споживчих властивостей корисної копалини, котра забезпечує для даного кінцевого продукту мінімум витрат на видобуток і переробку корисної копалини, а також споживання кінцевого продукту.

Вимоги промисловості до корисних копалин суттєво залежать від сучасного рівня техніки і технологій їх переробки. З розвитком науки і вдосконалення технології наступної переробки корисних копалин вимоги до їх якості змінюються. Тому у визначений період технічні умови на мінеральну сировину недостатньо точно враховують економічну і технологічну значимість окремих якісних показників та їх взаємозв'язок. При цьому критерієм оптимальних вимог до якості видобуваємої корисної копалини повинно бути забезпечення максимальних техніко-економічних показників на всіх стадіях промислового виробництва, що характеризуються витратами на видобування 1 т сировини ($Сд$), її переробку ($Сп$) і експлуатацію (використання) в суміжних галузях ($Сг$). Тоді забезпеченню оптимальної якості продукції відповідає умова:

$$Сд + Сп + Сг \rightarrow min. \qquad (1.1)$$

Корисні копалини відносяться до розряду тимчасових, відносних понять. Воно значно змінюється в залежності від потреб суспільства, науково-

технічного прогресу в галузі видобутку, переробки і використання мінеральної сировини. Тимчасова різниця між корисною копалиною і порожньою породою встановлюється кондиціями – граничними вимогами промисловості до якості мінеральної сировини і гірничо-геологічними умовами її залягання.

Показники кондицій відбивають або існуючі технічні можливості, або економічну доцільність розробки родовищ і перерозподілу мінеральної сировини.

Кондиції на мінеральну сировину розробляються відповідно до єдиних принципів підрахунку і обліку запасів, що встановлюються спеціальними інструкціями.

Для родовищ твердих корисних копалин в кондиціях на мінеральну сировину передбачають наступні загальні показники:

– мінімальна істинна потужність тіл корисних копалин (пластів, покладів);

– максимальна товщина породних прошарків, що включаються в підрахунок запасів;

– максимально допустимий вміст шкідливих домішок;

– мінімальні запаси ізольованих тіл корисних копалин;

– максимальна глибина підрахунку запасів;

– гранично допустимий коефіцієнт розкриву (для відкритої розробки родовищ).

Для родовищ конкретних корисних копалин необхідно передбачити додаткові параметри кондицій.

Так, наприклад, в кондиціях на мінеральну сировину для родовищ металів і нерудної сировини додатково передбачають:

– мінімальний промисловий вміст корисного компонента;

– бортовий вміст корисних компонентів, за яким проводиться оконтурювання родовищ у випадку відсутності чітких геологічних меж (границь);

– вимоги до мінерального і хімічного складу, фізико-механічних властивостей та ін.

Для родовищ вугілля в кондиціях додатково обґрунтовують спеціальні вимоги до якості: спікливість, вихід смол, вміст сірки, фосфору та ін.

Залежно від геологічної будови, гірничотехнічних умов розробки, складу мінеральної сировини родовища і вимог промисловості кондиціями установлюються тільки ті з перелічених вище показників, які необхідні для його промислової оцінки.

Рівень якості мінеральної сировини значно впливає на техніко-економічні показники переробних і споживчих підприємств. Разом з тим, для них важливим є не тільки він, сировина повинна бути ще рівномірного якісного складу, без різких його коливань в період видобутку. Ця вимога пояснюється складністю зміни технологічних режимів переробки: при неоптимальному сценарії різко збільшуються витрати на неї, знижується вихід корисного продукту і зростають виробничі втрати.

Складні гірничо-геологічні умови родовищ в сполученні з потребою забезпечення споживачів різними типами окремо переробляємих різновидів корисної копалини потрібної якості, а також зниження втрат і збіднення сировини висувають низку додаткових вимог до основних технологічних процесів відкритих гірничих робіт.

На якість видобутої корисної копалини мають вплив практично усі виробничі процеси.

Її формування при видобувних роботах здійснюється здебільшого за рахунок зниження втрат і збіднення, стабілізації якості корисної копалини.

В умовах широкого використання на сучасних кар'єрах методів вибухових робіт, якість видобуваємої корисної копалини і її вилучення визначається виймально-навантажувальними роботами. Їх значна роль є і при роздільному розпушуванні порід в складноструктурному масиві.

На вітчизняних кар'єрах застосовуються різні схеми селективної розробки вибоїв при використанні одноківшових і багатоківшевих екскаваторів, бульдозерів, колісних скреперів і одноківшевих навантажувачів.

Поліпшення якості корисної копалини знижує собівартість збагачення. Однак, при цьому виникає здорожчення гірничих робіт у зв'язку зі збільшенням витрат на буровибухову діяльність (знижується продуктивність бурових станків, зменшується вихід гірничої маси з 1 пог. м свердловини та ін.), виймально-навантажувальні роботи (зменшується продуктивність екскаваторів), транспортування гірничої маси (збільшуються об'єми планувальних робіт на робочих майданчиках, витрати на улаштування траси, ускладнюється колійний розвиток при використанні залізничного транспорту та ін.).

Кар'єрне транспортування гірничої маси не має безпосереднього впливу на кількісні та якісні показники вилучення корисної копалини. Воно є непрямим і полягає у можливості застосування найбільш ефективної в конкретних гірничо-геологічних умовах схеми селективної розробки, що залежить від якості корисної копалини, яка надходить з кар'єру.

Внаслідок різних умов якісні особливості корисних копалин в різних частинах родовища неоднакові, а показники, що їх характеризують, змінюються в широких діапазонах.

Більш повним технологічним критерієм ступеня неоднорідності сировини і таким, що часто застосовується в теоретичних дослідженнях, є дисперсія:

$$\sigma_\alpha^2 = \frac{\sum_{i=1}^{n}(d_i - \overline{\alpha})^2}{n-1}, \qquad (1.2)$$

або середньоквадратичне відхилення ($\sigma_\alpha = \sqrt{\sigma_\alpha^2}$) показників якості ($\alpha_i$) від середнього їх значення ($\overline{\alpha}$).

Ефективність роботи переробних виробництв (збагачувальна і агломераційні фабрики, доменний переділ та ін.) визначається не тільки рівнем показників якості, але і однорідністю складу сировини, що надходить.

Сучасна збагачувальна фабрика – це потокове виробництво, що складається з дробильних і збагачувальних агрегатів, пов'язаних поміж собою лан-

цюгом стрічкових конвеєрів. Тому вона являє собою систему з високим рівнем інерції, що працює найбільш ефективно в умовах безперервного режиму.

Технологічні вузли і системи збагачувальних фабрик проектують з урахуванням переробки сировини постійної якості. Вони мають відповідати показникам всього родовища чи окремої ділянки (кар'єру, шахтного поля та ін.). Оскільки якість сировини, що надходить з гірничих підприємств, може суттєво відхилятися від середньої, більшість агрегатів і систем збагачувальної фабрики в такому випадку будуть функціонувати зі зниженою ефективністю.

Неоднорідність вмісту корисного компонента в сировині при відділенні його від порожньої породи в збагачувальних машинах призводить до зниження їх продуктивності, збільшенню втрат в хвостах і зниженню якості концентрату.

Вимоги до надходження сировини стабільної якості ставить не тільки збагачувальне виробництво, але і друга стадія переробки руд – металургійний переділ.

Тому підвищення однорідності сировини і забезпечення її стабільності в часі є одним з основних аспектів проблеми управління якістю при добуванні корисних копалин і на наступних стадіях їх переробки.

На практиці однорідною вважають таку сировину, в якій регулююча ознака (α_i) встановлюється у визначених об'ємах чи інтервалах часу в задані споживачем межі відхилень ($\Delta\alpha$) від регламентного (середнього) значення ($\bar{\alpha}$), тобто $(\alpha_i - \bar{\alpha}) \leq \Delta\alpha$.

В процесі гірничих робіт корисна копалина зазнає змін як за рівнем якісних властивостей, так і за ступенем її однорідності. Так, сировина, що видобувається в процесі вилучення із різних вибоїв і навіть з різних ківшів екскаваторів, принагідно змішуючись, може підвищити свою однорідність або знизити її внаслідок збіднення. У процесі формування транспортних вантажопотоків також відбувається супутня стабілізація якості сировини, але вона часто не забезпечує необхідних параметрів. Тому виникає необхідність здійснення спеціальних заходів, що сприяють забезпеченню сталої якості мінеральної сировини, що видобувається. Їх називають усередненням.

Усереднення – це комплекс технологічних процесів (операцій) і організаційних заходів, що дозволяють шляхом механічного перемішування довести гірничу масу практично до однорідного стану.

Ступінь усереднення (стабілізації) якісних показників корисної копалини оцінюється коефіцієнтом

$$K_{CT} = \frac{\sigma_{BX}}{\sigma_{BИХ}}, \qquad (1.3)$$

де σ_{BX} і $\sigma_{BИХ}$ – середні квадратичні відхилення якості корисної копалини від середнього значення відповідно до і після усереднення.

На практиці часто використовують другий показник, який називається коефіцієнтом усереднення: $K_y = 1 - \frac{1}{K_C}$ або $K_y = 1 - \frac{\sigma_{BX}}{\sigma_{BИХ}}$.

Він показує, на скільки покращилось усереднення. При його відсутності $K_y = 0$, в ідеальному випадку $K_y = 1$.

Механічне усереднення, що застосовується для підвищення однорідності якісного складу, виконується на сучасних гірничозбагачувальних підприємствах в процесі добувних робіт, підготовки і переробки сировини.

Виокремлюють такі види (стадії) усереднення:

1) внутрішньокар'єрне: а – вибійне, б – міжвибійне;

2) на проміжних складах;

3) в приймальних і відвантажувальних складах переробних і споживчих підприємств.

Внутрішньокар'єрне управління якістю полягає у валовому або селективному видобуванні корисної копалини в планових об'ємах і конкретної якості. Його поділяють на генеральне, перспективне, поточне і оперативне.

Генеральне внутрішньокар'єрне планування рівня якості корисної копалини здійснюється в процесі проектування. На цьому етапі якісну і кількісну характеристики корисної копалини планують стосовно річних об'ємів добування для окремих етапів розробки або на весь термін існування кар'єру.

Перспективне внутрішньокар'єрне планування якості видобуваємої сировини відбувається у відповідності до затвердженого генерального плану, воно враховує річні об'єми видобутку на підставі даних детальної і експлуатаційної розвідок шляхом утворення додаткового фронту робіт з видобування, змінювання швидкості посування і зниження видобувних робіт на окремих ділянках кар'єру.

Поточне планування якості виконується в межах квартальних і щомісячних об'ємів робіт. Технологічно воно здійснюється шляхом зміни швидкості посування вибоїв з різною якістю корисної копалини, що забезпечується резервуванням добувних екскаваторів, зміни напрямку або послідовності відпрацювання робочих вибоїв.

Оперативне внутрішньокар'єрне планування і управління якістю сировини полягає в регулюванні навантажень на добувні вибої, щоб у змінних або добових об'ємах видобутку в кар'єрі забезпечувались планові показники якості за типами сортів корисної копалини.

Керування будь-якою системою здійснюється тільки при можливості вибору одного з багатьох її станів. Тому для планування добувних робіт в режимі селективного добування і усереднення необхідний визначений запас корисної копалини, готової до відвантаження споживачу.

Виділяють дві схеми його утворення для цілей планування якості продукції кар'єру: 1 – за рахунок резерву продуктивності добувних екскаваторів (одностадійне усереднення), 2 – шляхом обладнання спеціальних ємностей-складів (повне або часткове двостадійне усереднення).

Перша схема забезпечується, як правило, шляхом збільшення встановленої за гірничотехнічними умовами кількості екскаваторів. Утворення резервних вибоїв в кар'єрі призводить до збільшення необхідного фронту добувних робіт, нерівномірності його розвитку, зростання поточного коефіцієнту розкриву і капітальних витрат.

Незважаючи на збільшення капітальних і експлуатаційних витрат на утримання складів, друга схема усереднення отримала широке практичне за-

стосування, оскільки в ній виконується функція другої стадії усереднення – змішування неодноманітної маси корисної копалини, яка надходить із різних вибоїв.

Позаяк якість продукції гірничого підприємства формується під дією численних факторів, то проблема підвищення його рівня зводиться до спрямованої зміни впливу окремих з них з урахуванням їх взаємодії.

Фактори можна розділити на такі групи: природні, технічні, технологічні, організаційні, економічні і соціально-економічні. Тому цілеспрямований і оперативний вплив на процес формування якості продукції можливо здійснити за допомогою системи управління якістю продукції, основними положеннями якої повинні бути: ціль, яку необхідно досягнути; методи оцінки результатів; заходи із забезпечення їх стійкості та подальшого прогресу. Система управління якістю повинна бути складовою частиною в структурі керування гірничим підприємством на всіх рівнях.

Успішне вирішення цієї проблеми в сучасних умовах можливе завдяки системному підходу, тобто, шляхом створення і впровадження досконалих способів і засобів одержання інформації, організаційної структури системи і методик прийняття технологічних рішень при контролі та керуванні.

1.2. Класифікація систем відкритої розробки

Як відомо, система (від грецького systema – ціле, складене з частин; з’єднання) – множина (сукупність) елементів, що знаходяться у відносинах і зв’язках один з одним та утворює певну цілісність, єдність. Це поняття має надзвичайно широку сферу застосування (практично кожен об’єкт може бути розглянутий як система), оскільки його повне розуміння передбачає побудову низки відповідних визначень як змістовних, так і формальних. Лише в їх рамках вдається висловити необхідні основні принципи – цілісності, структурності, взаємозалежності системи і середовища, ієрархічності, множинності опису кожної системи і ін.

Для приведення визначення системи розробки у відповідність зазначеним загальним вимогам її потрібно розглядати самостійно.

В гірничій науці існує декілька визначень поняття «система відкритої розробки родовищ». Наведемо найбільш відомі з них.

Акад. М.В. Мельников вважав, що система розробки визначається порядком ведення підготовчих і очисних робіт або способом переміщення розкривних порід у відвали і типом гірничо-транспортного устаткування, що застосовується.

Акад. Л.Д. Шевяков в свою чергу відзначав, що системою розробки родовища (або його частини) називається певний порядок проведення підготовчих і очисних виробок, пов'язаний в просторі і часі.

Проф. Є.Х. Шешко розумів під системою розробки родовища безпечні і економічні способи здійснення певного комплексу розкривних, траншейних та видобувних робіт, що забезпечують планову розробку кар'єрного поля.

За акад. В.В. Ржевським системою розробки родовища є порядок і послідовність виконання відкритих гірничих робіт в межах кар'єрного поля або його ділянки. У загальному випадку вони включають гірничо-підготовчі, розкривні та видобувні роботи.

Наведені визначення поняття «система розробки» показують, що вони мають різний зміст і не відповідають формату загальноприйнятого поняття «система».

Беручи до уваги зазначені системні принципи і спираючись на сформульоване вище визначення системи відкритої розробки корисних копалин, автори навчального посібника вважають, що найбільш обґрунтованим є визначення поняття «система відкритої розробки родовищ» проф. Новожиловим М.Г.: «система відкритої розробки родовищ це встановлений порядок виконання комплексу підготовчих, розкривних і видобувних робіт, що забезпечує планову та безпечну розробку родовищ при раціональному використанні запасів корисних копалин».

Прийнята система відкритої розробки зумовлює тип гірничо-транспортного обладнання, головні параметри кар'єру і його основні елементи, а також техніко-економічні показники роботи в цілому.

Раціональна система відкритої розробки повинна забезпечити видобуток корисних копалин в установленому планом об’ємі, з якістю, що відповідає нормативним вимогам, максимальному вилученню з надр сировини, високою продуктивністю праці і економічністю при максимальній безпеці робіт. Отже, правильно обрана і застосована в конкретних умовах система відкритої розробки забезпечує найвищу ефективність експлуатації родовища і використання природних ресурсів.

До теперішнього часу запропоновано досить багато різних класифікацій систем відкритої розробки корисних копалин.

Отримали визнання ті, в основу яких покладено наступні ознаки: напрямок посування вибоїв і конфігурація фронту робіт (С.М. Шорохов, В.В. Ржевський, О.І. Арсентьєв та ін.); напрямок і спосіб транспортування розкривних порід на відвали і тип застосовуваного гірничотранспортного устаткування (Є.Х. Шешко, М.В. Мельников, М.Г. Новожилов та ін.).

Найбільш поширеними з них є класифікації проф. Є.Х. Шешка, акад. М.В. Мельникова і проф. М.Г. Новожилова, акад. В.В. Ржевського і проф. О.І. Арсентьєва.

Проф. Е.Ф. Шешко запропонував класифікацію систем розробки за напрямком переміщення розкривних порід у відвали. За цією ознакою виділяються (табл. 1.1):

А. Системи з поперечним переміщенням породи у відвали без застосування транспортних засобів; вони також можуть називатися безтранспортними.

Б. Системи з поздовжнім (фронтальним) переміщенням породи у відвали із застосуванням транспортних засобів; або транспортні.

В. Комбіновані системи з поперечним і поздовжнім переміщенням породи у відвали; вони мають одночасно ознаки безтранспортних і транспортних систем.

Таблиця 1.1

Класифікація систем відкритої розробки за проф. Є.Х. Шешком

Група систем А з поперечним переміщенням породи у відвал без транспортних засобів	Група систем Б з поздовжнім (фронтальним) переміщенням породи у відвали за допомогою транспортних засобів	Група систем В комбіновані
А-1. З безпосередньою перевалкою розкривних порід А-2. З кратною екскаваторною перевалкою розкривних порід А-3. З вибійними відвалоутворювачами А-0. З незначним обсягом розкривних робіт, коли способи переміщення породи у відвал не мають істотного значення	Б-4. З транспортуванням породи до внутрішніх відвалів на порівняно короткі відстані по шляхах зі сприятливим профілем Б-5. З транспортуванням породи до зовнішніх відвалів на більш значну відстань зазвичай по шляхах з несприятливим профілем Б-6. З транспортуванням породи частково на внутрішні і частково на зовнішні відвали	В-7. З частковим транспортуванням породи на внутрішні або зовнішні відвали В-8. З частковим безтранспортним переміщенням породи на внутрішні відвали

Акад. М. В. Мельниковим була запропонована класифікація систем розробки за способом транспортування розкривних робіт. У ній їх виділено п’ять (табл. 1.2): безтранспортна, транспортно-відвальна, транспортна, спеціальна і комбінована.

При безтранспортній системі переміщення породи з вибою у внутрішній відвал проводиться розкривними екскаваторами.

До транспортно-відвальної групи включені системи розробки, при яких розкривні породи переміщаються на внутрішні відвали за допомогою транспортно-відвальних мостів і консольних відвалоутворювачів.

До транспортних віднесені системи розробки, при яких розкривні породи переміщаються на відвали засобами транспорту. Вони більш складні і менш економічні в порівнянні з безтранспортними, але можуть застосовуватися при будь-яких умовах залягання родовища і тому є найбільш поширеними.

До спеціальних включені системи розробки, при яких розкривні породи вилучаються баштовими екскаваторами, колісними скреперами, бульдозерами, гідромеханізованим способом або кабель-кранами.

Таблиця 1.2

Класифікація систем відкритої розробки за акад. М.В. Мельниковим

Система розробки	Основний технологічний процес – розкриття	Відвалоутворення	Напрямок розвитку фронту робіт в плані	Висота робочої зони	Фронт робіт
Безтранспортна	Розпушення Виймання Відвалоутворення	Внутрішнє	Односторонній по простяганню Те саме, навхрест простяганню Те саме, змішаний Двосторонній по простяганню Те саме, навхрест простяганню Те саме, змішаний	Постійна Змінна	Одинарний
Транспортно-відвальна	Дроблення Виймання Відвалоутворення	Внутрішнє	Односторонній по простяганню Те саме, навхрест простяганню Те саме, змішаний Двосторонній по простяганню Те саме, навхрест простяганню Віяловий Змішаний	Постійна	
Транспортна	Розпушення Навантаження Дроблення Транспортування Відвалоутворення	Зовнішнє Внутрішнє Комбіноване	Односторонній по простяганню Те саме, навхрест простяганню Двосторонній по простяганню Те саме, навхрест простяганню Віяловий За периметром кар’єру Змішаний	Змінна	Наскрізний
Спеціальна		Зовнішнє	Те саме	Постійна	
Комбінована	Різна комбінація систем розробки			Змінна	

Комбіновані системи можуть застосовуватися при розробці горизонтальних і пологих покладів з потужною товщею покривних порід.

Проф. М. Г. Новожиловим була запропонована класифікація систем розробки за способом транспортування розкривних порід на відвали і типом гірничо-транспортного устаткування, що застосовується (табл. 1.3). Нижче розглянуті основні риси, що властиві кожній з них.

Таблиця 1.3

Класифікація систем відкритої розробки родовищ корисних копалин за проф. М.Г. Новожиловим

Клас системи	Група систем розробки
I. Безтранспортні	1. Проста 2. Ускладнена
II. Транспортно-відвальні	3. Із застосуванням консольних відвалоутворювачів 4. Із використанням транспортно-відвальних мостів
III. Транспортні	5. Із залізничним транспортом 6. Із автомобільним транспортом 7. Із конвеєрним транспортом 8. Із комбінованим транспортом
IV. Комбіновані	9. Для нижнього уступу – системи розробки I чи II класу; для верхнього уступу (уступів) – системи розробки III класу

1 та 2 групи. Розкрив переміщують в вироблений простір розкривними екскаваторами (механічними лопатами або драглайнами). Видобуток корисної копалини здійснюють услід за розкривними роботами, випередження яких незначне. Горизонтальний або слабо похилий пласт (до 10 °) відпрацьовують одразу на повну потужність.

3 та 4 групи. Розкрив переміщують в вироблений простір консольними відвалоутворювачами або транспортно-відвальними мостами, які обладнані стрічковими конвеєрами. Видобувні роботи здійснюють з незначним відставанням. Родовища при цьому горизонтальні, з витриманими елементами залягання, обмеженої потужності. Відпрацьовуються одразу на повну потужність.

5 та 6 групи. Розкрив переміщують залізничним або автомобільним транспортом на зовнішні або внутрішні відвали. За цією системою можуть розроблятися родовища всякого типу (горизонтальні, похилі, крутоспадні, глибинні і нагірні) з різними умовами залягання при гірничих породах будь-якої міцності.

7 група. Розкрив транспортують стрічковими конвеєрами на внутрішні або зовнішні відвали. Родовища можуть бути якої завгодно форми і з будь-яким кутом падіння (від горизонтальних до крутоспадних), розкривні породи різної міцності – м'які, напівскельні і попередньо розпушені скельні. При цьому родовища з горизонтальними або слабо похилими пластами (до 10 °) і з м'яким розкривом розробляють екскаваторами безперервної дії (багатоківшевими ланцюговими або роторними). Похилі і круті зі скельним розкривом – технікою циклічної дії (механічними лопатами) в комбінації з дробильно-грохотильними установками.

8 група. Застосовують комбінований транспорт для переміщення розкривних порід у зовнішні відвали при розробці родовищ з великою глибиною залягання корисної копалини. На нижніх уступах працює автомобільний транспорт, а на верхніх – залізничний або конвеєрний.

9 група. Потужну товщу порід, що покривають горизонтальні або слабопохилі пласти, розбивають вертикально на дві зони. Нижню розробляють за безтранспортною або транспортно-відвальною системою, а верхню – за транспортною (також можливе застосування гідромеханізації). Родовище відпрацьовують одразу на повну потужність для подальшого створення внутрішніх відвалів.

В основу класифікацій акад. В.В. Ржевського покладені гірничо-геологічні та геометричні ознаки, що характеризують порядок і послідовність розробки родовища (табл. 1.4).

При розробці горизонтальних або пологих покладів після закінчення гірничо-підготовчих робіт створюється первинний фронт розкривних і видобувних робіт кар'єру. Таким чином, системи розробки в період експлуатації характеризуються тільки порядком і послідовністю ведення розкривних і видобувних

робіт та зміною довжини їх фронту або висоти окремих уступів і розмірів робочих майданчиків. Такі системи називаються *суцільними*.

Таблиця 1.4

Класифікація систем відкритої розробки за акад. В.В. Ржевським

Індекс групи	Група систем	Індекс підгрупи	Підгрупа систем	Індекс системи	Система розробки
С	Суцільні	СД	Суцільні поздовжні	СДО СДД	Суцільна поздовжня однобортова Те саме, двобортова
		СП	Суцільні поперечні	СПО СПД	Суцільна поперечна однобортова Те саме, двобортова
		СВ	Суцільні віялові	СВЦ СВР	Суцільна віялова центральна Те саме, розосереджена
		СК	Суцільні кільцеві	СКЦ СКП	Суцільна кільцева центральна Те саме, периферійна
П	Поглиблювальні	ПД	Поглиблювальні поздовжні	ПДО ПДД	Поглиблювальна поздовжня однобортова Те саме, двобортова
		ПП	Поглиблювальні поперечні	ППО ППД	Поглиблювальна поперечна однобортова Те саме, двобортова
		ПВ	Поглиблювальні віялові	ПВР	Поглиблювальна віялова розосереджена
		ПК	Поглиблювальні кільцеві	ПКЦ	Поглиблювальна кільцева центральна
ПЗ	Змішані (поглиблювально-суцільні)	-	Те саме, в різних поєднаннях		

При розробці похилих і крутих покладів гірничо-підготовчі операції ведуться як в період будівництва, так і при експлуатації кар'єру для створення фронту видобувних і розкривних робіт. В експлуатаційний період це розкриття і нарізання нових робочих горизонтів.

Системи розробки при похилих і крутих покладах характеризуються порядком виконання розкривних, видобувних і гірничопідготовчих робіт. Їх називають *поглиблювальними.*

При розробці родовищ нагорного типу застосовують системи першої групи. При крутих схилах і крутому падінні покладів – другої групи. Під час розробки складних за топографічними і гірничо-геологічними умовами родовищ в межах одного кар'єрного поля можуть одночасно використовуватися системи обох груп.

У напрямку посування фронту гірничих робіт в плані розрізняють системи розробки:

поздовжні (однобортовий або двобортовий фронт розкривних і видобувних робіт пересувається паралельно довгій осі кар'єрного поля);

поперечні (однобортовий або двобортовий фронт розкривних і видобувних робіт пересувається паралельно короткій осі кар'єрного поля);

віялові (фронт розкривних і видобувних робіт пересувається за принципом віяла з центральним (загальним) або розосередженим (два і більше) поворотними пунктами);

кільцеві (робоча зона охоплює всі борти по периметру кар'єру і розробка проводиться кільцевими смугами від центру до меж кар'єрного поля або від меж до центра).

Таким чином, академіком В.В. Ржевським виділені 3 групи систем: *суцільні, поглиблювальні і змішані*, 12 підгруп: суцільні поздовжні, суцільні поперечні, суцільні віялові, суцільні кільцеві, поглиблювальні поздовжні, поглиблювальні поперечні, поглиблювальні віялові, поглиблювальні кільцеві, змішані поздовжні, змішані поперечні, змішані віялові, змішані кільцеві і 18 систем розробки: суцільна поздовжня однобортова, суцільна поздовжня двобортова, суцільна поперечна однобортова, суцільна поперечна двобортова, суцільна

віялова центральна, суцільна віялова розосереджена, суцільна кільцева центральна, суцільна кільцева периферійна, поглиблювальна поздовжня однобортова, поглиблювальна поздовжня двобортова, поглиблювальна поперечна однобортова, поглиблювальна поперечна двобортова, поглиблювальна віялова розосереджена, поглиблювальна кільцева центральна тощо.

У класифікації систем розробки родовищ відкритим способом проф. О.І. Арсентьєва класифікаційною ознакою виступав характер поглиблення гірничих робіт (табл. 1.5). Виділено дві системи розробки: з поглибленням і без поглиблення кар'єру. Крім того, наведені назви систем розробки є аналогами поглиблювальних і суцільних систем з класифікації акад. В.В. Ржевського.

Таблиця 1.5

Класифікація систем відкритої розробки за проф. О.І. Арсентьєвим

Відпрацювання уступів	Напрямок переміщення фронту робіт	Місце та характер відвалоутворення	Уступи	Стан вибою
З поглибленням кар'єру				
Заходками: поздовжніми поперечними діагональними круговими радіальними комбінованими	Односторонній: паралельний віяловий Двосторонній: паралельний віяловий багатосторонній	Зовнішні відвали Внутрішні відвали	Горизонтальні Похилі Комбіновані	Сухий Затоплений
Без поглиблення кар'єру				
Заходками: поздовжніми поперечними діагональними круговими радіальними комбінованими	Односторонній: паралельний віяловий Двосторонній: паралельний Багатосторонній: по повстанню по падінню	Зовнішні відвали Внутрішні відвали з одноразовою перевалкою порід з багаторазовою перевалкою порід з поздовжнім переміщенням порід	Горизонтальні Похилі Комбіновані	Сухий Затоплений

В основу класифікації систем відкритої розробки родовищ акад. Б.Р. Ракішева покладено загальний характер переміщення підготовчих, розкривних і видобувних виробок в кар'єрному полі. При цьому враховано, що підготовчі виробки при розтині чергового нового горизонту здійснюють тільки вертикальні, а розкривні і видобувні – тільки горизонтальні переміщення. Сукупність гірничих виробок в загальному випадку може пересуватися в різному поєднанні зазначених видів руху.

За розглянутими видами переміщення підготовчих, розкривних і видобувних робіт в кар'єрному полі в класифікації акад. Б.Р. Ракішева виділено тільки 3 системи відкритої розробки корисних копалин (суцільна, поглиблювальна і комбінована) і 12 підсистем (табл. 1.6).

Таблиця 1.6

Класифікація систем відкритої розробки за Б.Р. Ракішевим

Системи розробки	Підсистеми розробки
Суцільна	Суцільна поздовжня однобортова чи двобортова Суцільна поперечна однобортова чи двобортова Суцільна віялова центральна чи розосереджена Суцільна кільцева центральна чи периферійна
Поглиблювальна	Поглиблювальна поздовжня однобортова чи двобортова Поглиблювальна поперечна однобортова чи двобортова Поглиблювальна віялова розосереджена Поглиблювальна кільцева центральна
Комбінована	Те саме, в різних поєднаннях

При суцільній системі підготовчі виробки в експлуатаційний період відразу переходять у розкривні і видобувні з горизонтальним посуванням.

При поглиблювальній внаслідок розтину чергового нового горизонту підготовчі виробки в кар'єрному полі роблять вертикальні, а розкривні і видобувні виробки - горизонтальні переміщення.

У комбінованій системі розробки родовищ має місце різне поєднання зазначених видів руху сукупності гірничих виробок в кар'єрному полі.

За характером переміщення гірничих виробок щодо контуру і осі кар'єру за аналогією з класифікацією акад. В.В. Ржевського зазначені системи розробки поділені на відповідні підсистеми.

Наведені класифікації систем розробки не є остаточними, в процесі вдосконалення гірничої техніки і технології відкритих гірничих робіт виникають нові та їх варіанти.

1.3. Повнота вилучення корисних копалин з надр

При відкритій розробці частина запасів корисної копалини неминуче залишається у надрах і втрачається в місцях завантаження, складування і при транспортуванні.

Повнота і якість вилучення із надр запасів сировини в процесі видобування відображається наступними показниками.

Коефіцієнт вилучення кількості корисної копалини передає відношення кількості добутої сировини разом з примішаною до неї породою до кількості погашених при добуванні балансових запасів:

$$K_{КОЛ} = \frac{Д}{Б}\left(0{,}4 \le K_{КОЛ} \le 1{,}2\right), \qquad (1.4)$$

де $Д$ – кількість видобутої корисної копалини з кар'єру або на його окремих ділянках, т; $Б$ – кількість погашеної при добуванні балансових запасів сировини, т.

Коефіцієнт змінювання якості корисної копалини відображає відношення вмісту корисного компонента в добутій сировині "а" і в погашених балансових запасах "с".

$$K_К = \frac{a}{c}.$$

При розробці вугільного родовища:

$$K_К = \frac{100 - A_д^c}{100 - A_б^c}, \tag{1.5}$$

де $A_д^c$ і $A_б^c$ – зольність відповідно до видобутого вугілля і балансових запасів, %.

При розробці сланцевих родовищ:

$$K_К = \frac{T_д}{T_б}, \tag{1.6}$$

де $T_б$ і $T_д$ – теплотворна здатність відповідно до 1 т балансових запасів і видобутого палива, ккал.

Для сировини, цінність якої визначається не вмістом корисних компонентів, а сортністю, наприклад, виходом товарних блоків (при добуванні будівельних матеріалів це показники фізико-механічних властивостей) та ін.

$$K_К = \frac{Ц_д}{Ц_б}, \tag{1.7}$$

де $Ц_б$ і $Ц_д$ – валова цінність відповідно 1 т балансових запасів і добутої корисної копалини, грн.

Втрати якості (збіднення) – це зниження вмісту корисного компоненту порівняно з вмістом його в балансових запасах в добутій сировині, що відбувається в процесі розробки внаслідок змішування порожніх порід чи некондиційної корисної копалини.

Компонент збіднення розраховується за виразом:

$$P = \frac{c - a}{c} = 1 - \frac{a}{c} = 1 - K_К. \tag{1.8}$$

Коефіцієнт вилучення з надр відображає відношення кількості корисного компонента, вилученого з надр "$Д_а$" до кількості корисного компонента, який був останній у підрахованих балансових запасах "$Б_с$":

$$К_Н = \frac{Д_а}{Б_с}. \qquad (1.9)$$

Також він являє собою добуток коефіцієнтів вилучення кількості та змінювання якості корисної копалини ($К_н = К_{кол} \cdot К_к$).

Встановлення ефективних способів і застосування дієвих засобів боротьби з втратами сировини при добуванні можливе при добре організованому обліку і контролі цілісності та якості вилучення корисних копалин. Також необхідна чітка систематизації існуючих видів втрат. Згідно з класифікацією М.І. Агошкова, вони поділяються на два класи:

I – загальношахтові (загальнорудникові, загальнокар'єрні, загальнокопальневі);

II – експлуатаційні.

Другі, в свою чергу, розрізняються двома групами:

А – втрати сировини в масиві;

Б – втрати відокремленої (відбитої) від масиву корисної копалини.

Визначення втрат корисної копалини в надрах здійснюється двома методами. Перший засновано на безпосередніх вимірах або спостереженнях в процесі вилучення. Він отримав назву прямого. Другий – непрямий – базується на визначенні втрат за різницею між підрахованими балансовими запасами і кількістю видаленої із них сировини після відробки родовища.

В цьому випадку, як правило, можна скласти лише уяву про сумарні втрати в цілому (по кар'єру, ділянці).

Тільки за допомогою прямого методу (різних способів виміру вихідних даних) диференційовано можуть бути визначені майже всі види втрат, що має велике практичне значення для подальшого їх скорочення або унеможливлення.

Крім того, можна визначати втрати в процесі виймання корисної копалини, що також сприяє їх зниженню.

Застосування прямого методу часто пов’язано зі збільшенням витрат праці та засобів в порівнянні з непрямим.

1.4. Комплексне використання мінеральних ресурсів

Систематичне збільшення об’ємів видобутку корисних копалин висуває перед гірниками, протягом розвитку мінерально-сировинної бази, важливі проблеми: зменшення втрат під час видобування й переробки сировини, використання відходів гірничого виробництва і охорони навколишнього середовища.

Одним з важливих резервів підвищення ефективності функціонування родовищ корисних копалин є збільшення об’ємів відходів, що утворюються в процесі видобутку і переробки сировини.

Як правило, “відходи виробництва” визначаються з позицій окремих підприємств, на яких вони виникають. З точки зору спільного виробництва відходи одного підприємства є сировиною для роботи інших.

Для ефективного залучення в наступну переробку відходів гірничодобувних підприємств необхідна чітка їх класифікація за наступними ознаками: 1 – технологічні стадії їх створення; 2 – стан, в якому вони знаходяться; 3 – вміст в них цінних компонентів; 4 – ступінь шкоди для навколишнього середовища; 5 – можливість їх залучення у виробництво; 6 – витрати, необхідні для їх використання.

Специфічні особливості відкритого способу розробки, такі як виймання покриваючих порід з випередженням видобутку корисної копалини, одночасна розробка основного компонента і вмісних порід, можливість вилучення підстильних гірських порід без суттєвих додаткових витрат, сприяють комплексному освоєнню родовищ шляхом максимального використання відходів, що супроводжують добувні роботи.

Розкривні породи, які є відходами гірничих робіт, можуть бути успішно застосовані як сировина в різних галузях промисловості.

Так, наприклад, для виробництва будівельних матеріалів залучаються в розробку багато родовищ корисних копалин, що призводить до додаткового відчуження угідь. Використання розкриву в будівельній промисловості спричинить, з одного боку, скорочення площ під відвали, а з другого – зникне необхідність розробки частини корисних копалин.

Розкривні породи, в залежності від їх фізико-механічних властивостей, використовуються в будівельній індустрії для виготовлення щебеню як заповнювача бетону, виробництва цементу, штучних будівельних виробів та інших цілей.

Успішно застосовуються відходи відкритої розробки для облаштування автомобільних доріг і залізниць, як розкислювачі ґрунтів і мінеральних добрив у сільському господарстві, як матеріал для закладання виробок під час підземних гірничих робіт, а також ще багатьох галузях промисловості.

Базою для ефективного комплексного використання родовищ корисних копалин є раціональна технологія гірничих робіт, що забезпечує роздільне вийняття основної корисної копалини, а також розподіл порід розкриву і некондиційної сировини. Складування останніх у відвали повинно здійснюватися окремо. Це дозволить повністю виключити безповоротні втрати мінеральних ресурсів при розробці родовища і сприятиме скорішому залученню у виробництво (бідних) руд і порід розкриву в міру зміни попиту на продукцію.

Нині є деякі практичні успіхи комплексного застосування родовищ корисних копалин у справі з вилученням і використанням як сировини для суміжних галузей промисловості "порожніх" порід розкриву при відкритому видобутку руд, вугілля та інших мінеральних ресурсів.

Так, наприклад, у Криворізькому басейні на п’яти залізорудних комбінатах щорічно складується у відвали близько 20 млн $м^3$ твердих скельних порід, придатних для виробництва будівельного щебеню. Із некондиційних залізистих кварцитів на ПГЗК, ЦГЗК, ІнГЗК для власного використання виробляють щебінь, який за собівартістю значно дешевше привозного гранітного. Кварцево-хлоритові сланці – якісна сировина для виробництва керамзиту – легкого запо-

внювача бетонів. Щорічно видобуток таких порід в Кривбасі – декілька десятків мільйонів тон.

В Нікопольському марганцевому басейні на кар'єрах в рік розробляється до 130 млн $м^3$ розкривних порід, в тому числі 7 – 8 млн $м^3$ бентонітових глин, близько 25 млн $м^3$ керамічних і зелених керамзитових глин, до 5 млн $м^3$ чистих кварцових пісків і 2,5 млн $м^3$ будівельних вапняків.

Тверді різновидності вапняку, що видобуваються на кар'єрах басейну, використовують для виготовлення будівельних блоків.

Під час розробки ряду родовищ рідкоземельних корисних копалин України також проводяться роботи з часткової утилізації розкривних порід (до 20 %).

На власному родовищі фосфоритової сировини ГПК «Чулактау» (Каратау, Казахстан), селективно розробляє кременисті породи, що стають у пригоді як флюс на фосфорному виробництві замість привозних кварцитів.

При проваджені розкривних робіт і видобутку руди відкритим способом на кар'єрах №№ 1 і 2 Гайського ГЗК (РФ) з 70-х років минулого сторіччя тверді розкривні породи переробляються на щебінь, що використовується у сільському господарстві.

Під час відкритої розробки залізних руд Курської магнітної аномалії (КМА) в РФ паралельно вилучаються значні об'єми гірських порід: пісків і каменів (дайкові породи, слаборудні і безрудні кварцити та інші кристалічні породи), придатні для виробництва будівельних матеріалів. Використовуючи видобуті супутньо піски на двох підприємствах КМА (Стойленському і Лебединському ГЗК), можна забезпечити регіональний ринок будівництва піском приблизно на 86 %. Запасів кам'яних матеріалів на кар'єрах достатньо для потреб місцевої будівельної промисловості щебенем та гравієм на 250 – 300 років.

При встановленні найбільш раціонального напрямку комплексного використання родовищ корисних копалин необхідно вирішити такі питання: 1 – взаємозамінність продукції; 2 – оцінка ступеню комплексності видалення і пе-

реробки мінеральних ресурсів; 3 – визначення вартості та питомих капіталовкладень, необхідних для роздільного вилучення із надр компонентів, що входять в склад родовища; 4 – ефективність капітальних вкладень, спрямованих на розвиток комплексного використання сировини.

Проблеми, пов'язанні із застосуванням супутньо видобуваємої сировини (продукції переробки), визначенням її споживачів, взаємозамінністю з раніше видобуваємими традиційними видами корисних копалин, ефективністю їх видобування і та ін. необхідно вирішити до початку комплексного використання родовища.

Для оцінки нового паралельно видобуваємого виду сировини необхідно знати галузі її застосування. Звичайно таку продукцію аналізують за вартістю того продукту, який вона може замінити. Якщо, наприклад, вапняки, які супутньо вилучали при видобутку самородної сірки в Західній Україні, використовують для будівництва шляхів, то існує одна їх оцінка, якщо в інших галузях – тоді ще якась. Для вирішення питання заміни одного виду сировини іншим потрібен техніко-економічний аналіз ефективності цієї дії, як в галузі споживання, так і виробництва. Тільки сумарний ефект процесів виробництва і споживання нового виду сировини, що є аналогом, може відобразити доцільність заміни.

Основою правильного визначення ефективності комплексного використання сировини є чітка уява про експлуатаційні та капітальні витрати, необхідні для вилучення окремих компонентів. Це потрібно для промислової оцінки нових родовищ, встановлення черговості їх освоєння на стадії науково-дослідних робіт і прогнозування, а також при проектуванні підприємств.

На практиці визначення собівартості окремих видів продукції, що виробляється із складної багатокомпонентної сировини, здійснюється методами списання витрат або їх розподілення.

Характерна риса методу списання витрат полягає в умовному визначенні собівартості одного продукту, що приймається за основний. При визначенні

його собівартості всі витрати відносять до даного продукту, потім із загальної суми комплексних витрат віднімають вартість супутніх продуктів і відходів, що використовуються:

$$C_O = \frac{\sum_{i=1}^{n} З_i - \left(\sum_{j=1}^{m} S_{nj} + \sum_{k=1}^{p} S_{OTX} \right)}{Q_O}, \qquad (1.10)$$

де Со – собівартість одиниці основної продукції, грн; $\sum_{i=1}^{n} З_i$ – загальні витрати з переробки комплексної продукції, грн; $\sum_{j=1}^{m} S_{nj}$ – вартість всієї супутньої продукції, грн; $\sum_{k=1}^{p} S_{OTX}$ – вартість всіх відходів, що використовуються, грн.

Для встановлення вартості паралельної продукції та реалізуємих відходів користуються оптовими цінами, середньою собівартістю продуктів у індивідуальному виробництві або умовними цінами. Якщо супутня продукція є товарною, то її вартість списується за оптовими цінами або за собівартістю продуктів в індивідуальному виробництві. При відсутності таких цін і використання даного виду продукції як аналога іншого продукту вона списується за вартістю, яка не перевищує вартість продукції, що замінюється.

Перевага методу списання витрат – відносна простота розрахунків і стимуляція збільшення виходу паралельної продукції, необхідної для промисловості країни.

Основними передумовами, що спричиняють можливість застосування зазначеного методу є, насамперед, наявність чітких відмінностей між, так званими, основними і супутніми продуктами, незначна частка останніх у вартості продукції, що виробляється, відсутність широкого набору основної продукції.

Другий метод припускає розподіл витрат непрямим шляхом при наявності визначеної основи розподілу.

Частіше розподіл загальних витрат проводять пропорційно вартості корисних компонентів у первинній корисній копалині за гуртовими цінами. Позитивною якістю методу є створення зацікавленості у максимальному вилученні кожного компонента сировини: підвищення ступеню вилучення будь-якого з компонентів відбивається на зниженні собівартості його в готовій продукції і підвищує рентабельність підприємства. Даний метод знаходить широке застосування при визначенні собівартості видобутку і переробки сировини при вилученні декількох корисних компонентів у кольоровій металургії.

Контрольні запитання

1. Коли застосовується термін якість продукції кар'єрів?
2. Як формулюється поняття «система відкритої розробки корисних копалин»?
3. Які ознаки можуть бути покладені в основу класифікації систем відкритої розробки корисних копалин?
4. Що покладено в основу класифікації систем відкритої розробки за М.В. Мельниковим?
5. Що покладено в основу класифікації систем відкритої розробки за М.Г. Новожиловим?
6. Що покладено в основу класифікації систем відкритої розробки за В.В. Ржевським?
7. Дайте характеристику поняттю «повнота вилучення корисних копалин з надр».
8. Яким показником оцінюється якість корисної копалини?
9. У чому полягає актуальність комплексного використання мінеральних ресурсів?

2. БЕЗТРАНСПОРТНА СИСТЕМА РОЗРОБКИ РОДОВИЩ

Розглянуті питання безтранспортної системи розробки родовищ корисних копалин з використанням крокуючих екскаваторів (драглайнів) і розкривних механічних лопат.

Наведені розрахункові формули для визначення основних параметрів роботи розкривного обладнання з розміщенням екскаваторів на розкривному уступі, передвідвалі та у двох місцях одночасно. Розглянуті умови застосування простої та ускладненої безтранспортної системи розробки з перевалкою породи у внутрішній відвал.

Студент, опираючись на матеріал, повинен вміти: ефективно обирати технологічну схему безтранспортної системи розробки родовища, виконувати планування розкривних робіт та керування ними, застосовувати схеми перевалки розкриву у вироблений простір кар'єру.

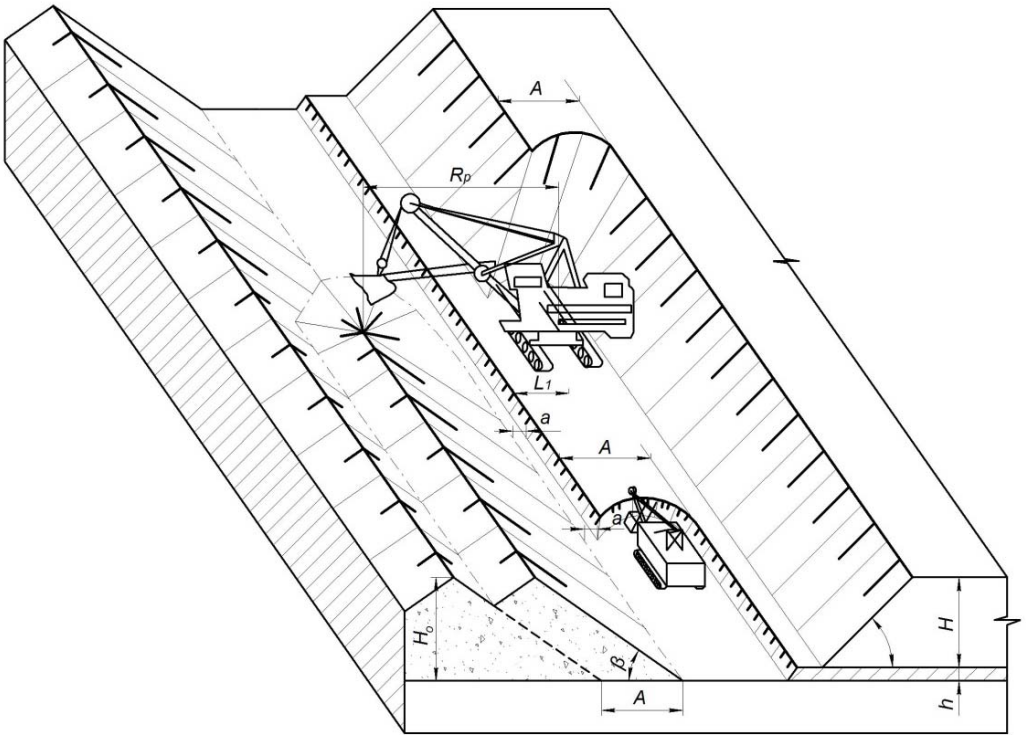
2.1. Загальні відомості

При розробці пологих родовищ корисних копалин ефективною є система розробки з безпосередньою перевалкою розкриву у вироблений простір кар'єру одноківшевими екскаваторами (проста безтранспортна система). Вона відрізняється відносно невеликими витратами на розкривні роботи.

Як базове розкривне обладнання за цією системою застосовують в першу чергу драглайни, а у деяких випадках потужні розкривні механічні лопати. Залежно від гірничотехнічних умов і лінійних розмірів екскаваторів розрізняють дві технологічні схеми: з перевалкою розкривних порід без підсипки (проста технологічна схема) і з підсипкою розкривного і видобувного уступу породою (ускладнена технологічна схема).

За першим варіантом (рис. 2.1) розкривні породи екскаватором розміщаються у виробленому просторі кар'єру за межами майданчика (а), який залишають для транспортування корисної копалини залізничним транспортом чи для водовідвідних траншей. Після відробки розкривної заходки відбувається виймання корисної копалини. При обчисленні основних параметрів технологічної схеми і лінійних розмірів розкривного обладнання виходять із умови рівності розкривної і відвальної заходок.

а)



б)

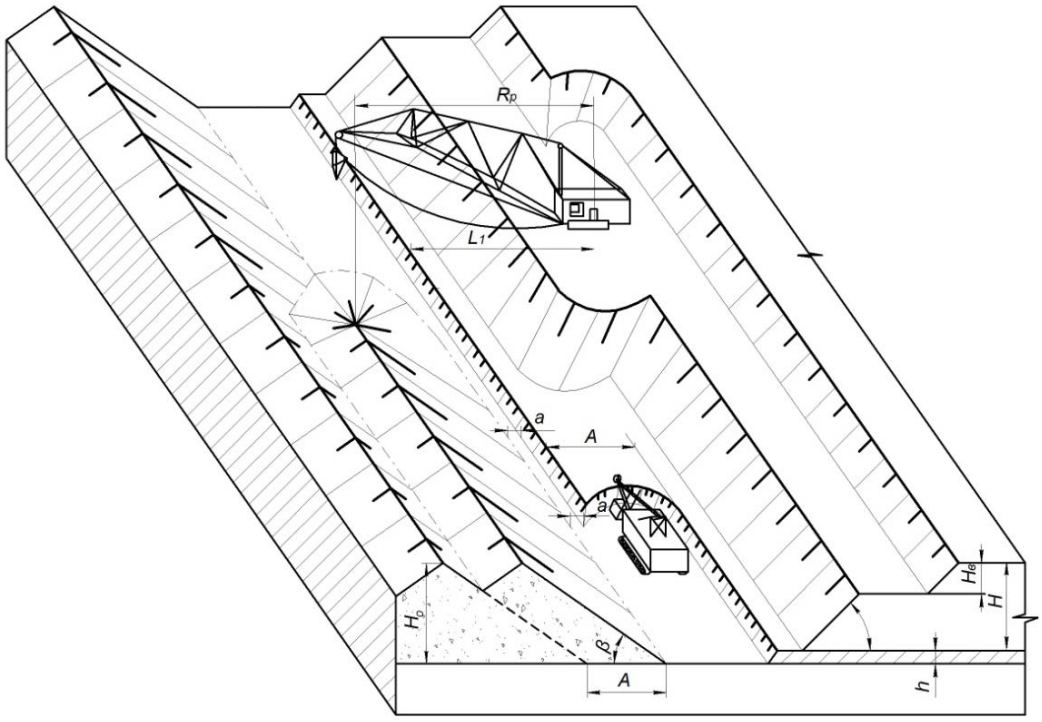


Рис. 2.1. Проста безтранспортна система розробки з використанням: а) мехлопати; б) драглайна

Об’єм породи у розкривній заходці та місткість відвалу на одиницю довжини фронту робіт визначають за формулами:

$$V_1 = K_p \cdot A \cdot H, \text{ м}^3, \quad (2.1)$$

$$V_0 = H_0 A - 0{,}25 A^2 tg\beta, \text{ м}^3, \quad (2.2)$$

де: H – висота розкривного уступу, м; H_0 – висота відвалу, м; K_p – коефіцієнт розпушення породи у відвалі; A – ширина розкривної заходки, м; β – кут укосу відвалу, град.

Висота відвалу може бути визначена із рівняння $V_1 = V_0$:

$$H_0 = HK_p + 0{,}25\, Atg\beta, \text{ м}. \quad (2.3)$$

Граничну висоту відвалу при простій технологічній схемі визначають лінійними параметрами екскаваторів: максимальною висотою розвантаження H_p і радіусом розвантаження R_p. При роботі механічної лопати (рис. 2.1, а) чи драглайну (рис. 2.1, *б*) залежність між робочими параметрами обладнання і системи встановлюють за формулами:

$$Hp \geq KpH + 0{,}25Atg\beta - h - (H\text{-}Hв), \text{ м}, \quad (2.4)$$

$$R_p \geq L_1 + hctg\alpha + H_0 ctg\beta + a, \text{ м}, \quad (2.5)$$

де: Hp – максимальна висота розвантаження драглайну, м; L_1 – відстань від осі екскаватора до верхньої бровки видобувного уступу, м; $H_в$ – висота верхнього підуступу, м (для механічної лопати $H_в = H$, при роботі драглайну $H_в \leq (0{,}5 – 0{,}7)H$.

При ускладненій технологічній схемі породи розміщуються розкривним екскаватором у виробленому просторі кар’єру за межами майданчика (а).

Такий факт має місце, якщо параметри обладнання є недостатніми або при великій потужності розкриву. Крім того, порода частково чи повністю підвалює видобувний уступ. Для забезпечення доступу до нього і унеможливлення навалення породи на майданчик, частина розкриву переекскавується (екскавується два рази) і укладається у нижній і верхній яруси відвалу.

Величина об'єму переекскавації залежить від лінійних параметрів екскаваторів, гірничотехнічних умов і схеми ускладненої системи розробки. Об'єм переекскавації $V_п$ за умови однакового обладнання зростає зі збільшенням потужності розкривних порід, але ефективність ускладненої технологічної схеми залежить не від абсолютного об'єму переекскавації порід розкриву, а від відносного.

Він, тобто, об'єм, що переекскавується, приходиться на одиницю об'єму породи в межах розкривної заходки (V_1) і називається коефіцієнтом переекскавації:

$$K_П = \frac{V_П}{V_1 \cdot K_Р}, \tag{2.6}$$

де $V_П$ – об'єм породи для підсипки розкривного і видобувного уступів, м^3; $K_р$ – коефіцієнт розпушення розкривних порід.

Чим менший коефіцієнт переекскавації, тим менші витрати на розкривні роботи.

Переважно він менше одиниці. В окремих випадках порода на відвалі підлягає переекскавації декілька разів (при $K_п > 1$). Коефіцієнт переекскавації має визначений розмір економічної доцільності і визначається співставленням з вартістю транспортування породи у внутрішні відвали за формулою:

$$Ст \geq Сб\ (1 + K_п),\ грн, \tag{2.7}$$

$$K_П \leq \frac{C_Т - C_Б}{C_Б}, \tag{2.8}$$

де: $C_Т$ та $C_Б$ – собівартість розробки 1 м^3 розкриву відповідно при наявності транспорту і перевалці розкриву у вироблений простір, грн.

Застосування ускладнених схем дозволяє розширити технології перевалки розкриву у вироблений простір, що відрізняється високою ефективністю.

Встановлення раціональних параметрів ускладненої технологічної схеми відбувається розрахунковим методом.

Технологічні схеми перевалки розкриву у вироблений простір розрізняють залежно від типу розкривних екскаваторів, схем їх розміщення на уступі або відвалі та порядку відробки розкривної заходки. Для створення загальних методик визначення оптимальних параметрів технологічних схем доцільно класифікувати їх на три групи за загальною прикметою – місцем розміщення екскаваторів.

Воно залежить від технологічної схеми розробки. Якщо машина розташована лише на розкривному уступі, об'єм переекскавації примикає до розкривного та видобувного уступів. У випадку її розміщення на передвідвалі або на розкривному уступі та передвідвалі об'єм переекскавації прилягає до попереднього відвалу.

Основними параметрами, що визначають техніко-економічні показники технологічної схеми є висота розкривного уступу, ширина розкривної заходки, коефіцієнт переекскавації, продуктивність екскаваторів, об'єм корисної копалини, що розкривається, витрати на 1 т корисної копалини.

Ускладнює організацію виробництва за цією технологією те, що довжина фронту робіт з розкриву часто перевищує довжину відвального фронту ($L > L_0$). Це спричинено створенням виїзних траншей чи з'їздів для вантажотранспортного зв'язку видобувного горизонту з поверхнею. Останнє призводить до збільшення коефіцієнта переекскавації на ділянках розміщення виїзних траншей або до застосовування спеціальних способів відробки торцевих ділянок.

Нині немає єдиних рекомендацій щодо раціонального способу і схеми відпрацювання торцевих ділянок при перевалці екскаваторами розкриву у вироблений простір. На багатьох кар'єрах вони повністю або частково розроблюються додатковим екскаваторно-транспортним комплексом або драглайном, який переміщає породу за межі кар'єрного поля. У всіх випадках параметри технологічної схеми і організації роботи обладнання на основній ділянці і в торці кар'єру різні.

Середньозважений коефіцієнт переекскавації можна визначити за формулою:

$$K_{П.СР} = \frac{K_П \cdot L_О + K_{ПТ} \cdot L_Т}{L_О + L_Т}, \qquad (2.9)$$

спрощено:

$$K_{П.СР} \approx K_П + (0{,}1 \div 0{,}15)(K_{ПТ} - K_П),$$

де: $K_П$ і $K_{ПТ}$ – коефіцієнти переекскавації відповідно на основній і торцевій частинах фронту робіт кар'єру; L_0 і $L_Т$ – довжина основного і торцевого фронту робіт, м.

Враховуючи складність розрахунку параметрів схеми і відносно невелику питому вагу торців кар'єру, раціональні параметри і коефіцієнт переекскавації рекомендується визначити для основної ділянки фронту робіт. Для визначення перших необхідною умовою є максимальне використання лінійного розміру екскаваторів ($R_р$ або $H_р$), повне завантаження екскаваторів за продуктивністю і рівномірне переміщення машин уздовж фронту робіт.

Збільшення ефективності ускладненої технологічної схеми можливе шляхом вибору оптимальної схеми розміщення екскаваторів.

2.2. Технологічні схеми з установкою екскаватора на розкривному уступі

При незначній потужності розкриву і сприятливих гідрогеологічних умовах застосовується екскаваторна перевалка його у вироблений простір з установкою одного чи двох драглайнів на розкривному уступі (рис. 2.2).

Об'єм переекскавації породи за умови такої схеми залежить від лінійних розмірів екскаватора і умов залягання родовищ. При схемах комплектації екскаваторів, що розглядаються, відробку розкривних порід здійснюють верхнім і нижнім черпанням з розміщенням розкриву в основний і попередній відвали (об'єм переекскавації), що примикає безпосередньо до укосу розкривного уступу. У подальшому об'єм переекскавації з попереднього відвалу розміщається в основному відвалі.

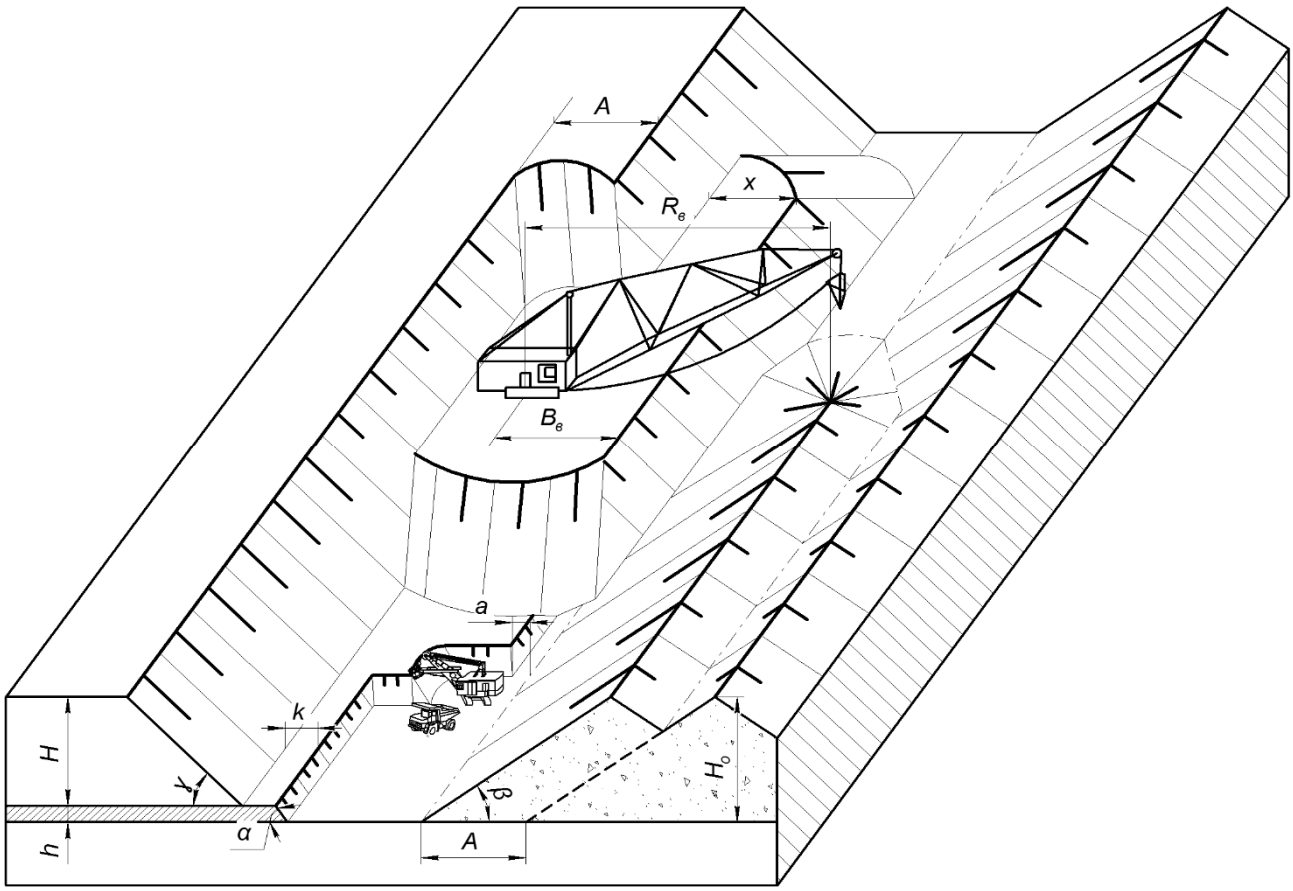


Рис. 2.2. Перевалка розкривних порід у вироблений простір кар'єру екскаватором (драглайном), розташованим на розкривному підуступі

Для забезпечення максимальної ефективності розробки необхідно установити раціональні параметри технологічної схеми, що забезпечують мінімальні об'єми переекскавації і максимальну продуктивність кар'єру при видобутку корисної копалини. Нижче наведено розрахунок раціональних параметрів технологічних схем.

Проста система розробки ($K_п = 0$) має місце при умові:

$$R_в \geq Bв - x + (H - Hв)\ ctg\gamma + h\ ctg\alpha + a + H\ Kp + 0{,}25A\ tg\ \beta + K. \quad (2.10)$$

Максимальна висота розвантаження з урахуванням відсипки основного відвалу визначається за формулою:

$$H_p > HK_p + 0{,}25\ A\ tg\ \beta - h - (H - H_в). \quad (2.11)$$

Висота відвалу обчислюється за формулою:

$$H_0 = HKp + 0{,}25\ A\ tg\ \beta,\ \text{м}. \qquad (2.12)$$

Ширина навалу породи зверху, яка переекскавується в основний відвал, розраховується за формулою:

$$x = Bв + (H\text{-}H_в)ctg\ \gamma - R_в + h\ ctg\ \alpha + a + k + H_0 ctg\ \beta,\ \text{м}. \qquad (2.13)$$

У випадку недотримання цієї умови розробка розкривних порід повинна проводитись за другою технологічною схемою.

Основний показник – коефіцієнт переекскавації – визначається за виразом:

при $x < k + (H - Hв)(ctg\ \gamma - ctg\ \beta)$

$$K_П = \frac{x(H + h - H_в) + 0{,}5(H + h - H_в)^2 (ctg\beta - ctg\gamma)}{HAK_p}, \qquad (2.14)$$

при $x > k + (H - Hв)(ctg\ \gamma - ctg\ \beta)$

$$K_П = \frac{x(H + h - H_в) + 0{,}5(H + h - H_в)^2 (ctg\beta - ctg\gamma) - kh}{HAK_p}, \qquad (2.15)$$

Річна продуктивність кар'єру за корисною копалиною визначається за формулою:

$$Q_k = \frac{Vh\rho K_{доб}}{H(1 + K_П)},\ m / год., \qquad (2.16)$$

де ρ – щільність корисної копалини, т/м^3; V – продуктивність екскаватора, м^3/год.; $K_{доб}$ – коефіцієнт видобування (виймання) корисної копалини.

На рис 2.3 наведені результати розрахунку залежності коефіцієнта переекскавації від висоти розкривного уступу, виконаного для гірничотехнічних умов розробки Нікопольського марганцевого басейну (γ = 40°; β = 35°; h = 2м) при роботі екскаваторів драглайнів.

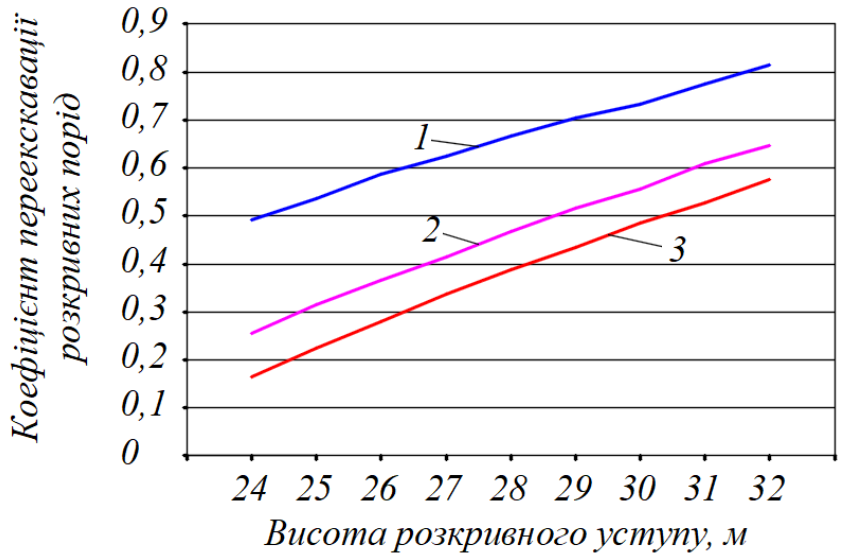


Рис. 2.3. Залежності коефіцієнта переекскавації від висоти розкривного уступу при роботі екскаваторів: 1 – ЕШ-10/70, 2 – ЕШ-20/90; 3 – ЕШ-25/100

2.3. Технологічні схеми з установкою екскаватора на передвідвалі

Екскаваторна перевалка розкривних порід у вироблений простір при установці екскаваторів на передвідвалі (рис. 2.4) вперше була застосована в умовах Райчихинських буровугільних кар'єрів (РФ). Схема передбачає роботу екскаватора верхнім черпанням за умови екскавації верхньої частини розкривної заходки з укладкою породи в тимчасовий передвідвал для обладнання робочого майданчика і частково в другий ярус відвалу.

Після відсипки робочого майданчика драглайн екскавує породу нижньої частини заходки з тимчасового відвалу, розміщаючи її в другий ярус. Зі збільшенням розкривного уступу потрібно підвищувати тимчасовий передвідвал, що знижає стійкість відвалів і збільшує об'єм переекскавації. Для пониження результуючого куту укосу відвалів і підвищення їх стійкості можливо однією ма-

шиною відробляти розкривні породи за допомогою двох зміщених ходів вздовж фронту робіт.

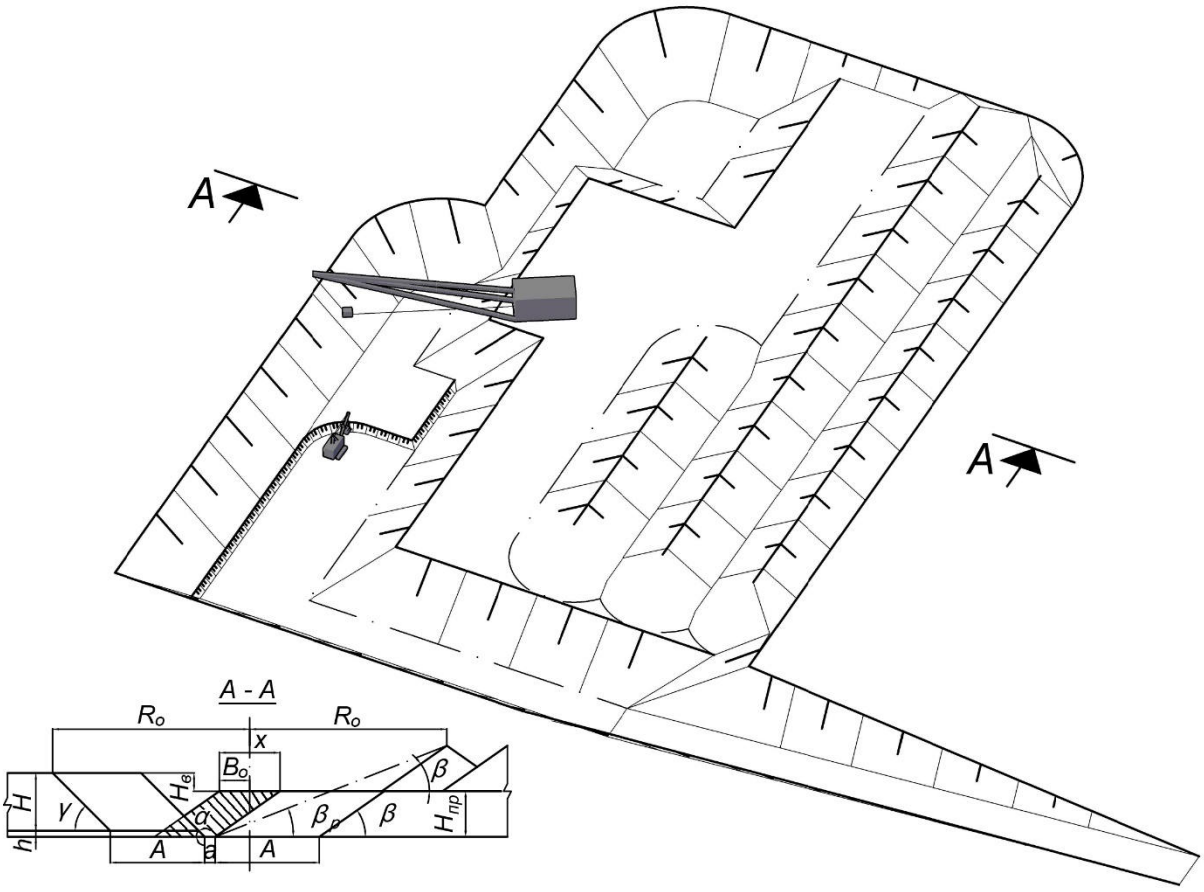


Рис. 2.4. Перевалка розкривних порід у вироблений простір при установці екскаватора на передвідвалі ($H_{пр}$)

Під час першого ходу виймається верхня частина породи з розміщенням у тимчасовий попередній відвал. При другому заходка дороблюється і об'єми переекскавації виймаються (заштрихована частина) з розташуванням породи в другий ярус відвалу. Цей хід екскаватора по передвідвалу здійснюється з деяким зміщенням його траси в бік відвалу, що забезпечує зниження загального результуючого кута укосу.

Суттєвий вплив на ефективність такої схеми мають об'єми переекскавації, які відсутні за умови:

$$R_0 \geq A + H\,ctg\gamma + h\,ctg\alpha + a + H_{ПР}\,ctg\beta + B_0, \qquad (2.17)$$

де: $H_{ПР}$ – висота передвідвалу, м; α – кут укосу видобувного уступу, град.

Далі наведено формули обчислення основних параметрів технологічної схеми.

Висота передвідвалу:

$$H_{ПР} = H + h - H_{в}, \text{ м.} \tag{2.18}$$

Вона перевіряється за граничною умовою:

$$H_{Р} \geq HK_{р} + 0{,}25\ A\ tg\ \beta - H_{ПР,} \text{ м.} \tag{2.19}$$

Необхідна ширина зверху об'єму переекскавації розкривних порід:

$$x = H\ ctg\gamma\ + A + a + H_{ПР}\ ctg\beta + h\ ctg\alpha + B_0 - R_o, \text{ м.} \tag{2.20}$$

Результуючий кут укосу відвалу:

$$\beta_{Р} = arctg\frac{HK_{р} + 0{,}25Atg\beta}{R_0 + B_0 + H_{ПР}ctg\beta - x}, \text{град.} \tag{2.21}$$

Коефіцієнт переекскавації при $x \leq a$:

$$K_{П} = \frac{xH_{ПР}}{H \cdot A \cdot K_{Р}}. \tag{2.22}$$

Можна також з достатньою точністю встановити коефіцієнт переекскавації при $x > a$ за спрощеною формулою:

$$K_{П} = \frac{xH_{ПР} - 0{,}5(x-a)^2\ \dfrac{tg\alpha tg\beta}{tg\alpha + tg\beta}}{A \cdot H \cdot K_{Р}}. \tag{2.23}$$

На рис. 2.5 подано залежність коефіцієнта переекскавації від висоти розкривного уступу для гірничотехнічних умов Нікопольського марганцевого басейну ($\gamma = 40°$; $\beta = 35°$; $\alpha = 60°$; $h = 2$ м) і при роботі драглайнів.

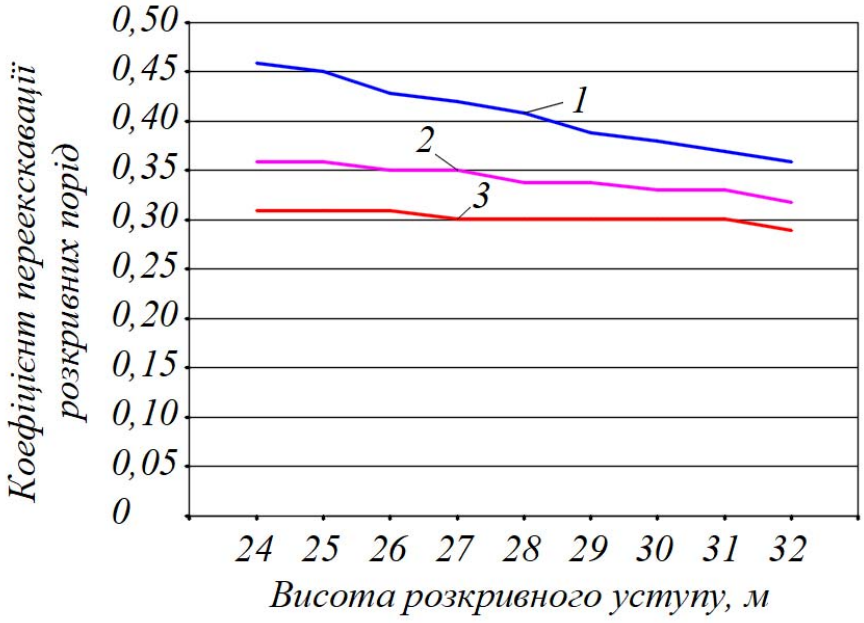
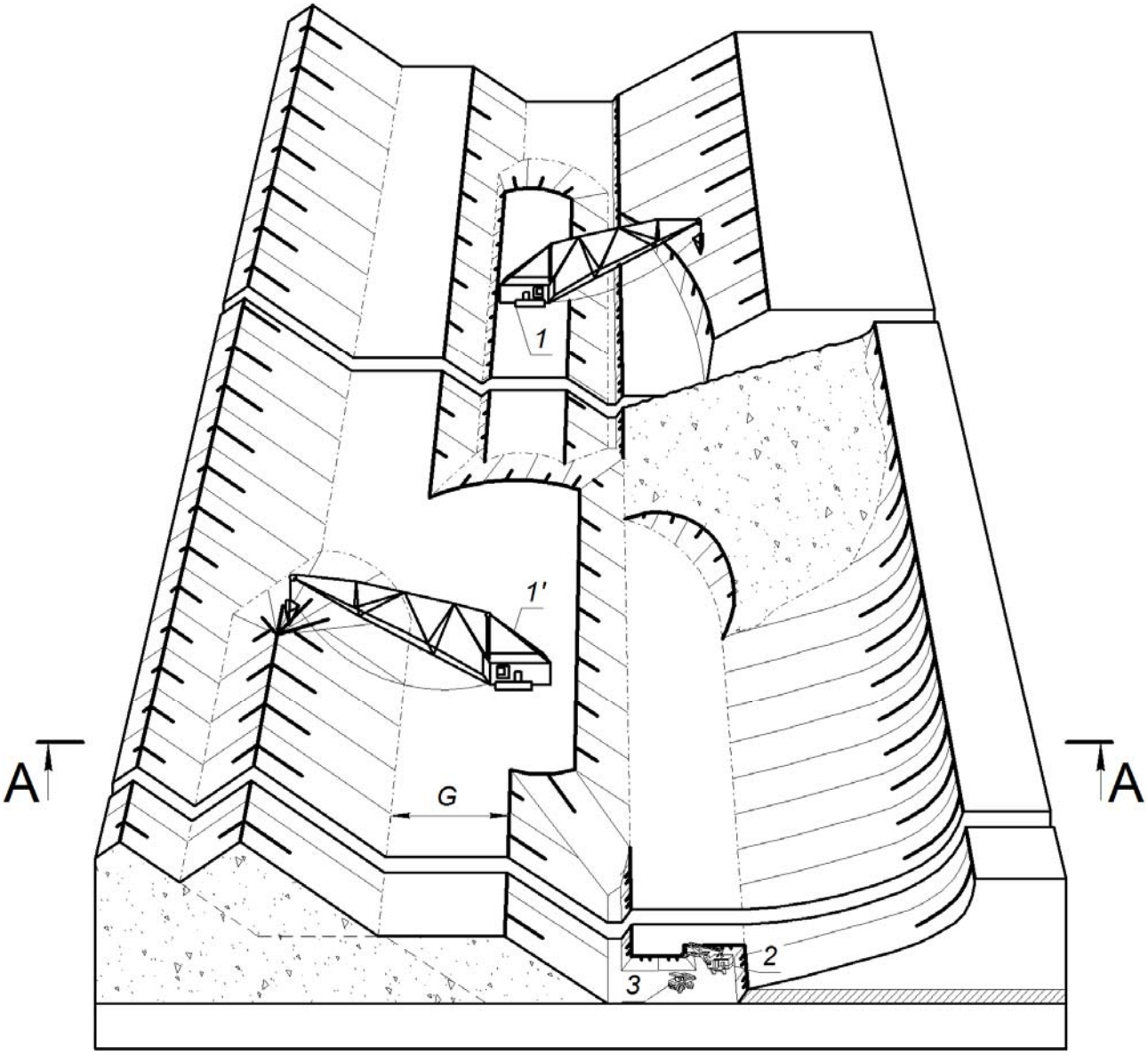


Рис. 2.5. Залежність коефіцієнта переекскавації розкриву ($К_П$) від ширини розкривної заходки ($А$) і висоти розкривного уступу ($Н$): 1 – ЕШ-10/70, 2 – ЕШ-20/90; 3 – ЕШ-25/100

Різновидністю технологічної схеми з установкою екскаватора на передвідвалі є застосування скерованого обрушення розкривних порід. На практиці це можливо, оскільки екскаватор розташовано на передвідвалі, тобто, на достатньо великій відстані від зони обвалення порід, що сприяє безпеці. На відміну від способів, котрі застосовуються при скерованому обрушенні, проводиться підробка підошви (основи) уступу для створення критичного напруженого стану, що забезпечує відділення підробленої маси гірських порід під силою власної ваги.

При перевалці розкриву у вироблений простір ефект обрушення може бути використано для зміщення гірничої маси у напрямку відвалів (рис. 2.6).



А-А

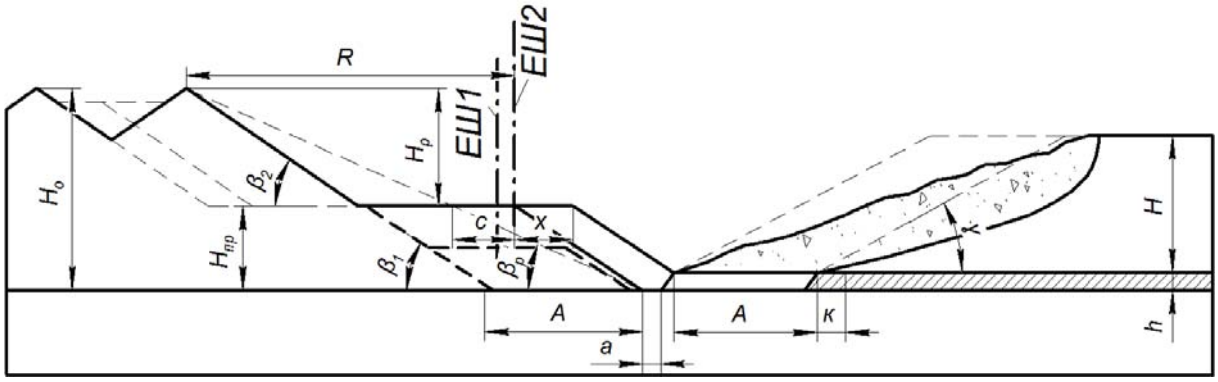


Рис. 2.6. Зміщення гірничої маси до відвалів за допомогою обрушення: 1 (1') – драглайн; 2 – видобувний екскаватор; 3 – автосамоскид

Технологічна схема зі скерованим обрушенням допускає застосування одного екскаватора (драглайна), розташованого на передвідвалі. Для обвалення машина підробляє нижню частину уступу по фронту робіт. При слабостійких породах блок розкриву обрушається і тим самим зміщується до екскаватора.

За допомогою драглайну обвалені породи розташовують у передвідвалі та верхньому ярусі відвалу. Цим досягається розробка уступу на ширину заходки за умови одного проходу екскаватора вздовж фронту робіт кар'єру.

Якщо породи розкриву більш стійкі і для їх обвалення необхідно підробити уступ на визначену величину по фронту робіт, що характеризується шагом обрушення, екскаватор двічі переміщається вздовж нього. Під час першого проходу екскаватор підробляє нижню частину уступу з розміщенням порід розкриву в передвідвал. Другий здійснює для відробки основної маси порід розкриву після обрушення здійснюється по раніше відсипаному передвідвалу. Або при недостатній висоті розвантаження і відносно великих параметрах верхнього ярусу відвалу машина збільшує висоту передвідвалу для створення на ньому робочого майданчика.

Технологічна схема зі скерованим обрушенням вперше була застосована на розрізі «Михайлівський» (РФ), а потім на Пологівському каоліновому кар'єрі (Україна).

В табл. 2.1 показано ефективність екскаваторної перевалки розкриву у вироблений простір із застосуванням скерованого зсуву розкривних порід.

Екскаватор-драглайн ЕШ-15/90 установлено на передвідвалі. Прийнято наступні середні гірничотехнічні параметри: потужність пласта корисної копалини дорівнює 5 м; ширина розкривної заходки – 45 м; кути укосів розкривного уступу, попереднього відвалу і видобувного уступу відповідно – 28°, 35° і 60°; коефіцієнт розпущення порід розкриву у відвалах – 1,25.

Ефективність технологічної схеми зі скерованим обрушенням підвищується при збільшенні потужності розкривних порід.

Недоліком цієї схеми є складність здійснення на практиці скерованого зсуву гірських порід, що суттєво обмежує застосування цієї технології на практиці.

Таблиця 2.1

Ефективність екскаваторної перевалки розкриву у вироблений простір із застосуванням скерованого зсуву

Технологічна схема	Коефіцієнт переекскавації при висоті уступу, м					
	20	25	30	35	40	45
З розташуванням екскаваторів на передвідвалі та керованим обрушенням	0	0	0	0	0,02	0,1
З розташуванням екскаваторів на розкривному уступі і передвідвалі	0,18	0,22	0,26	0,28	0,31	0,32
З розташуванням екскаваторів на передвідвалі	0,18	0,28	0,4	0,6	-	-

В окремих випадках переміщення розкривних порід в бік виробленого простору можна здійснити за допомогою вибухових робіт (рис. 2.7).

Ширина розвалу підірваної породи *x* має бути максимальною, позаяк частина її розміщається у виробленому просторі. Вона (*x*) визначає об'єм породи, що переміщується у відвал вибухом. Показник скиду (переміщення породи у вироблений простір) визначається за формулою:

$$K_{СК} = \frac{V_B}{V}, \qquad (2.24)$$

де: *Vв* – об'єм породи, переміщеної вибухом у вироблений простір, м^3; *V* – об'єм породи, що підривається, м^3.

Використання вибухів на скид при перевалці розкриву у вироблений простір дозволяє інтенсифікувати розробку родовища завдяки скороченню об'ємів переекскавації.

Річну продуктивність кар'єру за корисною копалиною з урахуванням показника скиду можна визначити за формулою:

$$Q_k = \frac{V_E h \rho_O K_B}{H(1 + K_П - K_{СК})}, \quad \text{т/год.}, \tag{2.25}$$

де: ρ_0 – щільність корисної копалини, т/м^3; K_B – коефіцієнт вилучення корисної копалини; V_E – річна продуктивність екскаватора (драглайну), м^3/рік.

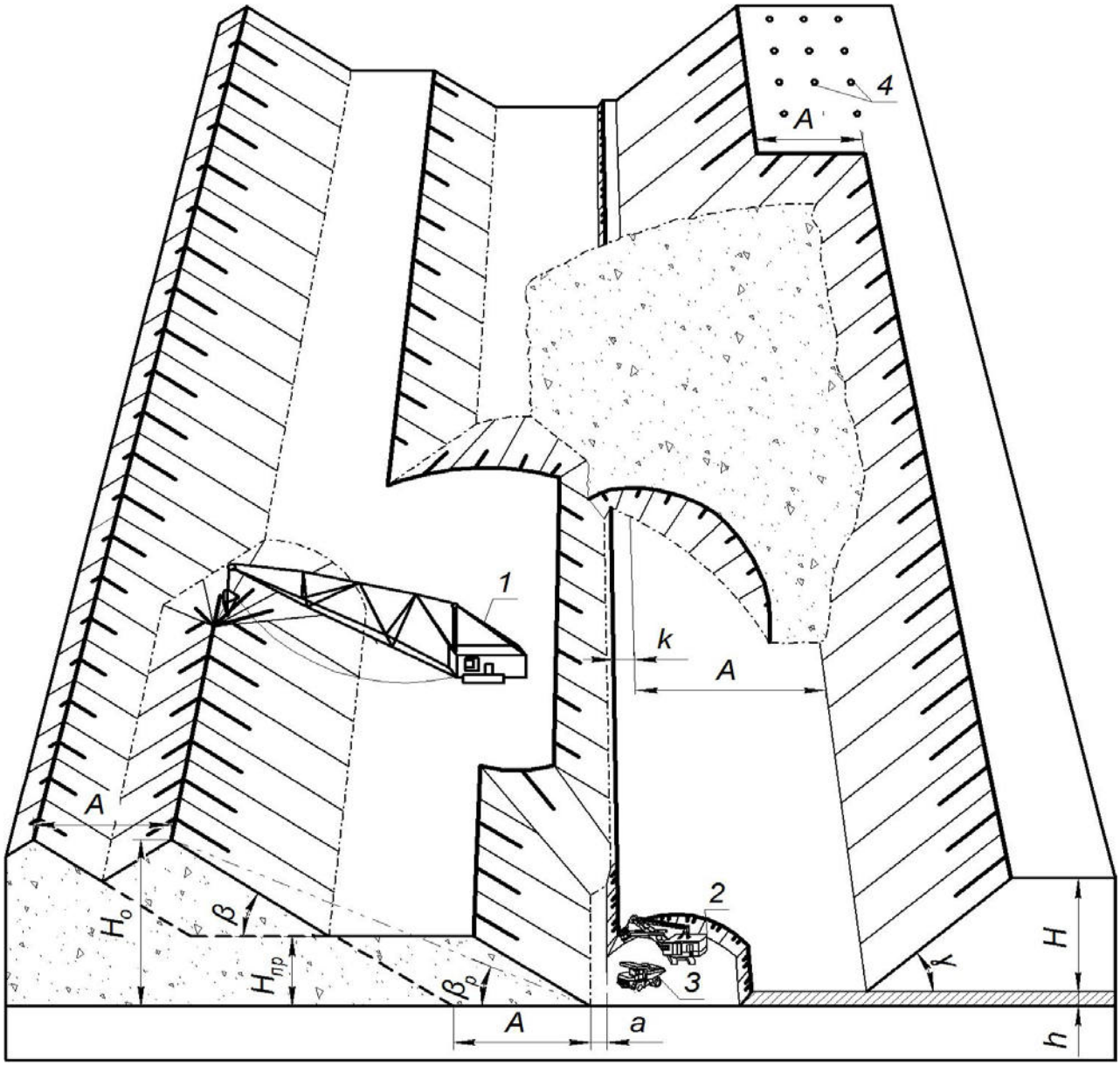


Рис. 2.7. Переміщення розкривних порід у вироблений простір із застосуванням буровибухових робіт

До недоліків такої схеми із застосуванням підривних робіт треба віднести ускладнення організації гірничих робіт.

2.4. Визначення ефективності технологічних схем з розташуванням драглайну на розкривному уступі або передвідвалі

Практика роботи кар'єрів, де на розкривних роботах використовуються драглайни, показує, що ефективність безтранспортної системи залежіть від місця розташування екскаваторів (на розкривному уступі або на передвідвалі).

Встановлення раціональної схеми комплектації драглайну 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, стійкість відвальних порід та ін.), продуктивність і параметри екскаваторів (максимальний радіус розвантаження і черпання), а також технологічні параметри схеми (ширина заходки, висота верхнього черпання, висота передвідвалу і загального відвалу та ін.).

Визначення ефективності схем комплектації драглайнів в умовах кар'єру відбувається за допомогою критерію $K_П$ (коефіцієнт переекскавації розкривних порід), який обчислюється відношенням об'єму переекскавації розкривних порід (об'єм порід, який двічі виймається) до об'єму порід у вибої на 1м фронту робіт. Чим менше значення $K_П$, тим більша корисна продуктивність драглайна, а це є показник ефективності безтранспортної системи в цілому.

Для аналізу схем комплектації розташування драглайну нижче розглянуті три технологічні схеми: на розкривному уступі (схема 1), на передвідвалі (схема 2), послідовно на розкривному уступі а потім на передвідвалі (схема 3).

Схема 1. Драглайн (рис. 2.8) розміщено на розкривному уступі. Відвал розкривних порід формується під кутом 30^o – 35^o град.

Насамперед, необхідно визначити – проста чи ускладнена безтранспортна система розробки.

Якщо $R \geq B_B + (H - H_B)ctg\gamma + hctg\alpha + a + H_O ctg\beta$, то це умова для простої системи розробки (відсутній об'єм переекскавації), $K_П = 0$. В іншому випадку має місце об'єм переекскавації розкриву, $K_П > 0$ (ускладнена безтранспортна система).

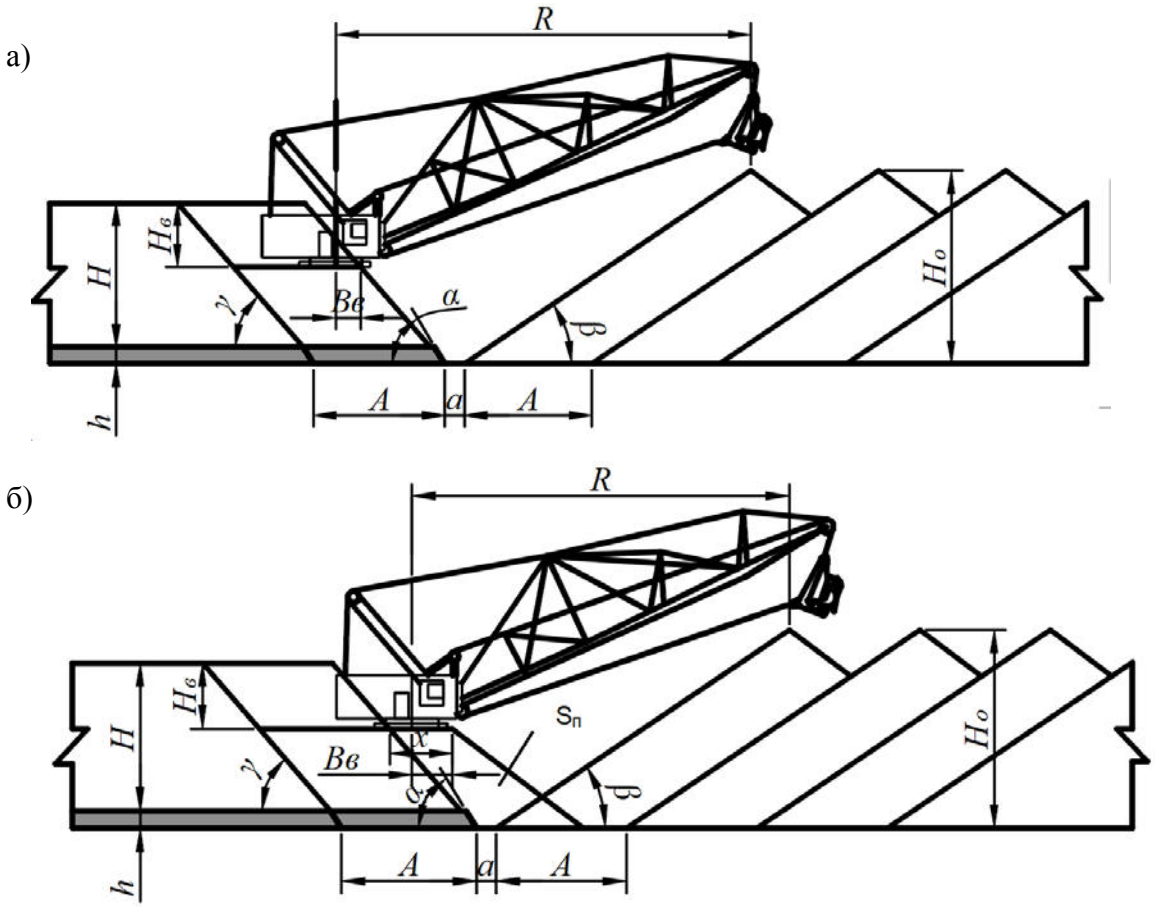


Рис. 2.8. Перерізи схем простої (*а*) і ускладненої (*б*) безтранспортної системи розробки

Схема 2. При розміщенні екскаватора на передвідвалі (рис. 2.9) формування відвалу здійснюється під результуючим кутом $16^o – 20^o$.

Якщо $R \geq B_o + H_{пр}ctg\beta + a + hctg\alpha + H_Octg\beta + A$, то це умова для *простої безтранспортної системи* (відсутній об'єм переекскавації), $K_П = 0$. В іншому разі має місце ускладнена технологія з об'ємом переекскавації, $K_П > 0$.

Схема 3. Драглайн розташовується на розкривному уступі, а потім у торці кар'єру переміщується на передвідвал (рис. 2.10). Після розробки розкривної заходки екскаватор знову рухається – з передвідвалу на розкривний уступ для виймання подальшої розкривної породи.

Якщо $R \geq B_o + H_{пр}ctg\beta + a + hctg\alpha + (H - H_1)ctg\gamma + A$, то це умова для *простої безтранспортної системи* (відсутній об'єм переекскавації), $K_П = 0$. В іншому випадку маємо ускладнену технологію з об'ємом переекскавації, $K_П > 0$.

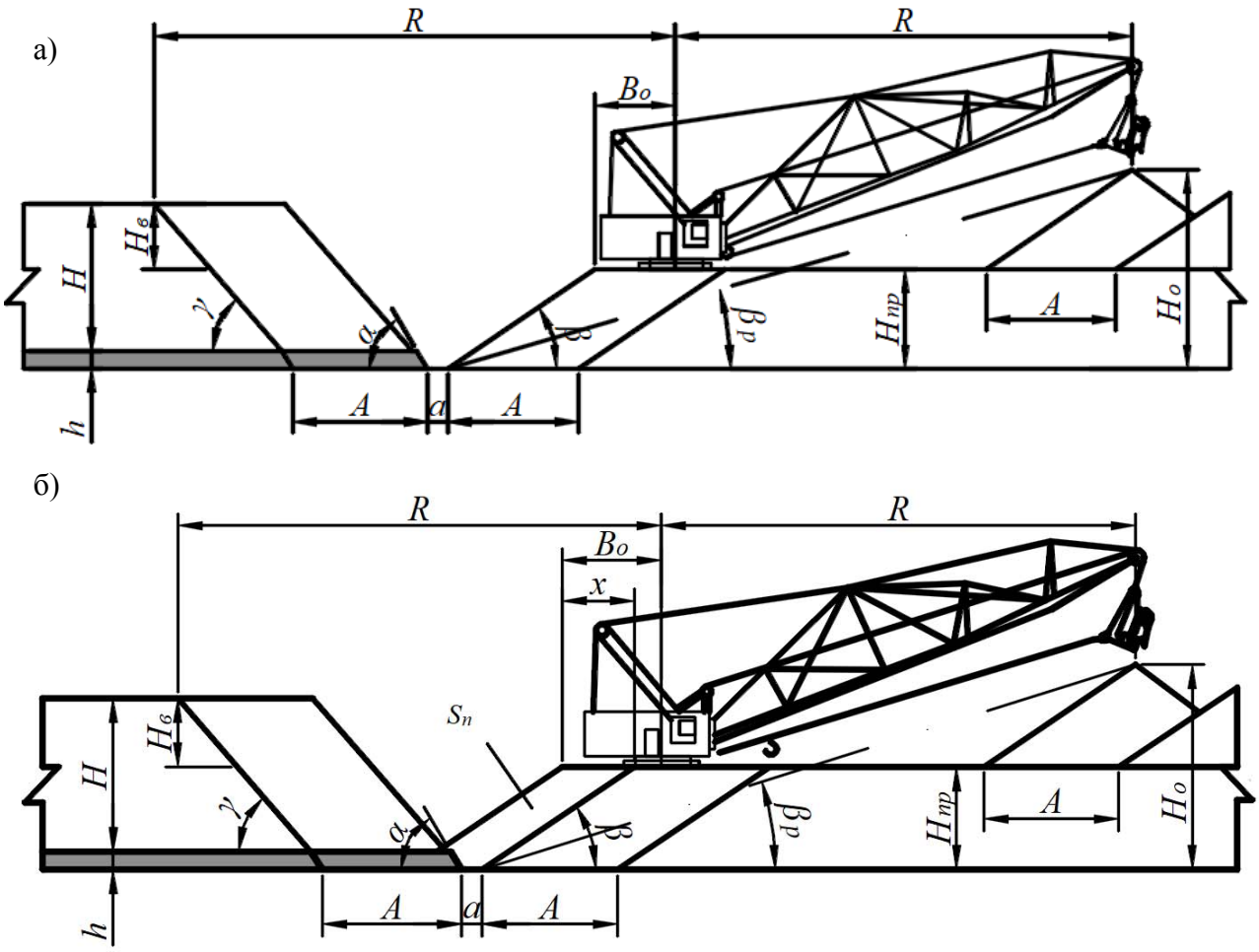


Рис. 2.9. Перерізи схем простої (*а*) і ускладненої (*б*) безтранспортної системи розробки при розміщені драглайну на передвідвалі

Для визначення ефективної схеми комплектації драглайну ЕШ-20/90 треба знати залежності від місця його розташування (на розкривному уступі або передвідвалі), які визначаються за критерієм коефіцієнта переекскавації розкривних порід $K_П$ (рис. 2.11).

Розрахунки виконувались для гірничо-геологічних умов Нікопольского марганцевого басейну (потужність корисної копалини h = 5 м, ширина розкривної заходки A = 35 м, кут укосу розкривного уступу $\gamma = 45^{o}$, кут укосу породного відвалу $\beta = 35^{o}$, коефіцієнт розпушення розкривних порід Kp = 1,2, радіус розвантаження розкривних порід у відвал R = 85 м, щільність корисної копалини $\rho_o = 2$ т/м^3).

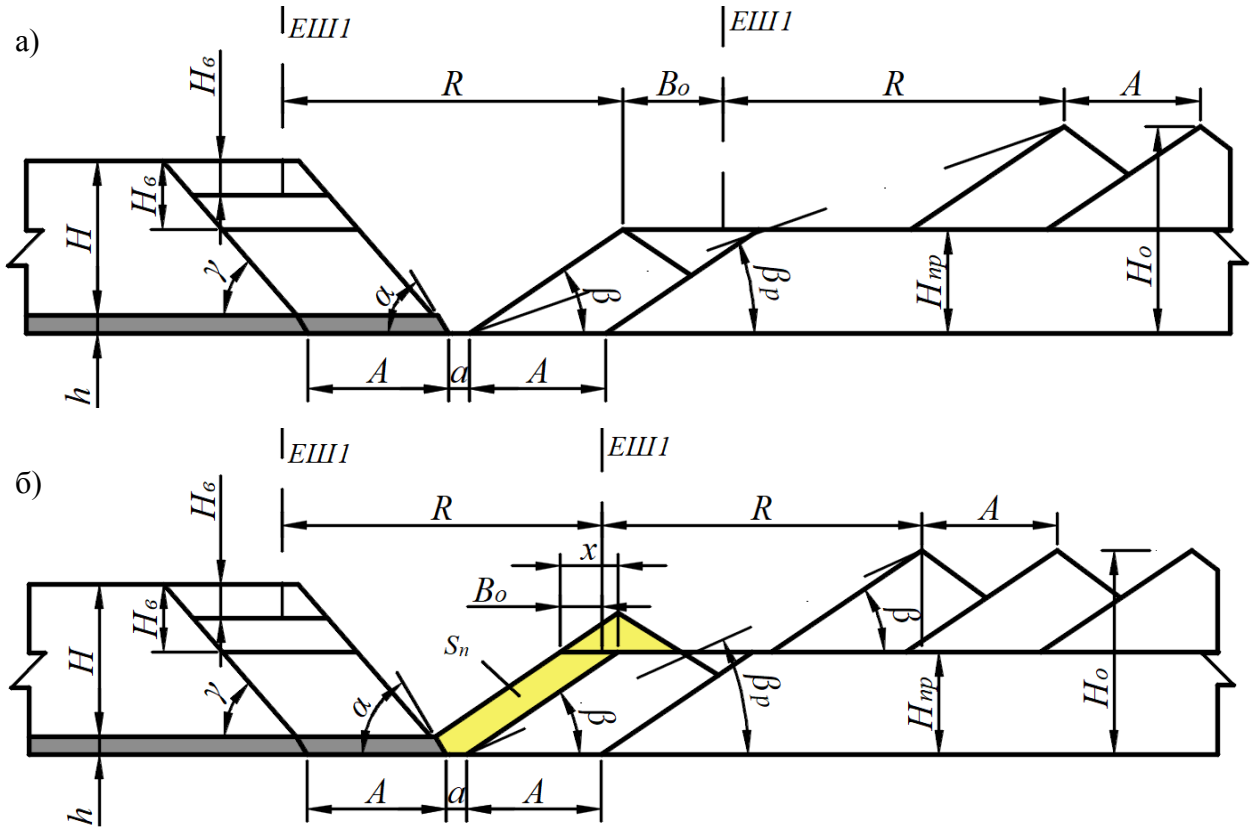


Рис. 2.10. Розріз простої (*а*) і ускладненої (*б*) безтранспортної системи розробки при розташуванні драглайну послідовно на розкривному уступі, а потім на передвідвалі

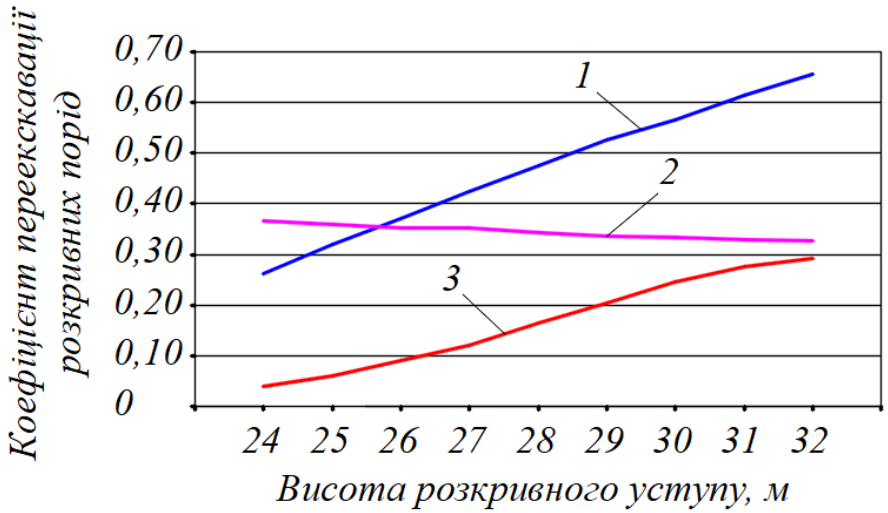


Рис. 2.11. Залежності коефіцієнта переекскавації розкривних порід від висоти розкривного уступу при розташуванні драглайну ЕШ-20/90 на: 1 – розкривному уступі, 2 – передвідвалі, 3 – зі змінним розміщенням на розкривному уступі та передвідвалі

Як видно з графіка рис. 2.11 у діапазоні розкривних порід 24 – 32 метра найбільш ефективно розміщувати драглайн ЕШ-20/90 послідовно на розкривному уступі, а потім на передвідвалі (схема 3). Що стосується його розташування тільки на розкривному уступі (схема 1), то ефективний діапазон розкриву тут складає до 26 м. При більшому значенні потужності розкривних порід драглайн ЕШ-20/90 (схема 2) ефективно розміщати на передвідвалі.

2.5. Технологічні схеми з розміщенням екскаваторів на розкривному уступі та передвідвалі

Широке застосування при розробці горизонтальних родовищ отримала «українська» схема перевалки розкриву у вироблений простір, при якій передбачено розміщення екскаваторів, як на розкривному уступі, так і на передвідвалі (рис. 2.12). При цій схемі можуть працювати один, два і більше екскаваторів типу механічна лопата чи драглайн (рис. 2.13).

Як видно з рис. 2.13, екскаватор, що встановлено на робочому майданчику розкривного уступу, розробляє його верхню частину і складує породу у нижній ярус відвалу (передвідвал). Порода з нижньої частини розкривного уступу переміщується безпосередньо у верхній ярус відвалу одним або двома екскаваторами, які розміщуються на передвідвалі, разом з об’ємами породи, що переекскавується із первинного відвалу, розташованого поза контуром відвальної заходки.

У випадку застосування різнотипного обладнання у такій схемі доцільно на розкривному уступі встановлювати екскаватор з меншими параметрами, а на передвідвалі – з більшими. Це забезпечить мінімальний коефіцієнт переекскавації і менший результуючий кут укосу відвалу. За допомогою аналізу роботи драглайнів встановлено, що на передвідвалі вони, як правило, працюють з кутами повороту у горизонтальній площині, що знаходяться у межах 90 – 100°. Суттєвою для цієї технологічної схеми є наявність «врубу», який розміщується

в верхній частині розкриву. Це створює сприятливі умови для виїмки породи із нижньої частини розкривної заходки драглайнами, встановленими на передвідвалі, та сприяє зниженню коефіцієнта переекскавації розкриву.

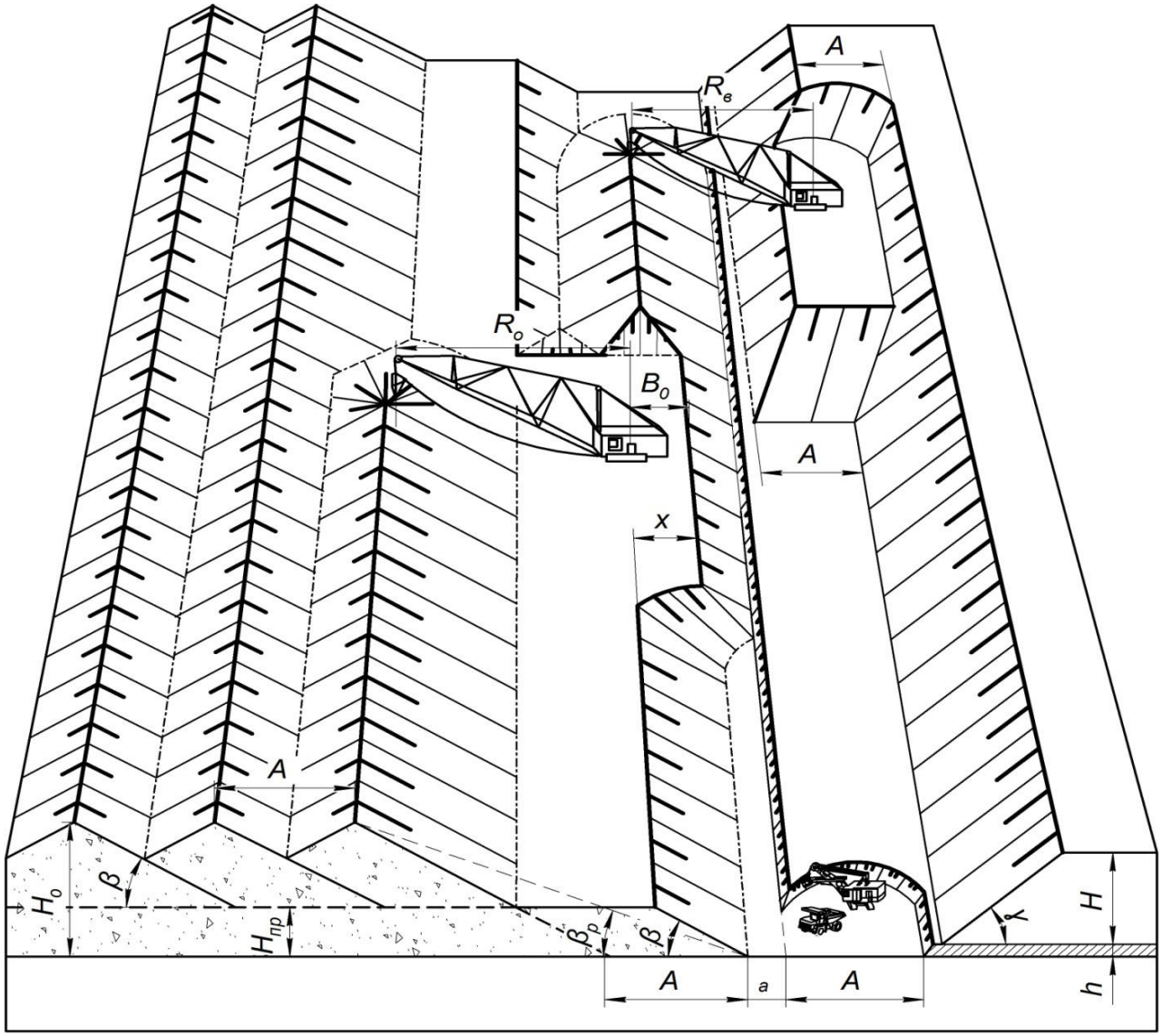


Рис. 2.12 «Українська» схема перевалки розкриву у вироблений простір кар'єру драглайнами

Визначення параметрів ускладненої технологічної схеми зводиться до раціонального розподілу розкривних порід між екскаваторами, працюючими за одною технологічною схемою. Гірничотехнічні умови родовища, де можливе її застосування, змінюється в широких межах (висота розкривного уступу – до 40

м, потужність пласта корисної копалини – до 20 м). Параметри ускладненої технологічної схеми визначаються згідно з аналітичними виразами, що відображають технологічний процес, їх складну взаємозалежність з лінійними розмірами і продуктивністю обладнання.

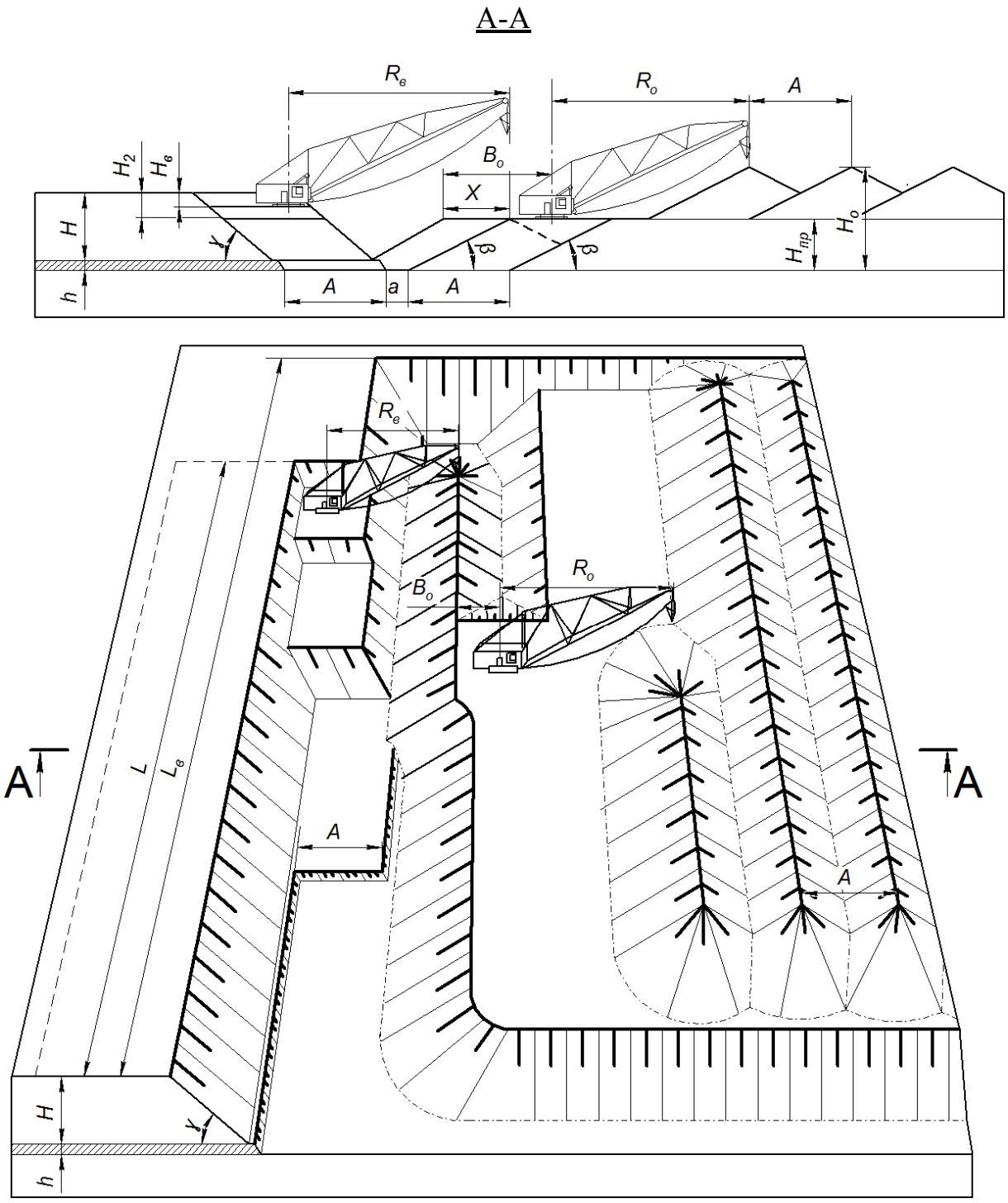


Рис. 2.13. Перевалка розкриву у вироблений простір з установкою екскаваторів на розкривному уступі та передвідвалі

Встановлення раціональних параметрів екскаваторної перевалки розкриву у вироблений простір в конкретних гірничотехнічних умовах у випадку застосування різних типорозмірів екскаваторів доцільно здійснювати за допомогою програмного забезпечення.

Для гірничотехнічних умов, які найбільш часто трапляються на практиці, створена спрощена методика обчислення параметрів ускладненої системи при роботі двох екскаваторів за одною технологічною схемою. Основною умовою для складання методики є одержання розрахункових параметрів схеми, що забезпечують максимальне завантаження екскаваторів за продуктивністю і лінійними параметрами.

Діапазони зміни гірничотехнічних умов родовищ, типових для застосування ускладненої технологічної схеми, наведені нижче.

Висота розкривного уступу, м	20 – 40
Ширина розкривної заходки, м	25 – 50
Висота передвідвалу, м	10 – 25
Потужність добувного уступу, м	1 – 20
Майданчик, який залишають на ґрунті вибробленого простору для водовідливу, м	0 – 5
Майданчик, який залишають на покрівлі добувного уступу, м	0 – 5
Кут укосу, град.:	
– розкривного уступу	35 – 45
– відвалу	30 – 40
– добувного уступу	40 – 80

Розрахункові варіанти повинні задовольняти умови:

$$АНКр + (Бtgβ – H_{ПР})^2 ctgβ Кс – (А + а) (Б – 0,25(А+а))tg β + аH_{ПР}Кс > 0, \quad (2.26)$$

де: $Б = Rв – Вв – Hctgγ + Hctgγ – hctgα – k.$

За отриманими результатами складається паспорт розкривних робіт, який перевіряється відповідно до таких умов:

– об'єми розкривних і відвальних робіт повинні дорівнювати одне одному з урахуванням коефіцієнта розпушення;

– співвідношення об'ємів розкривних робіт має бути пропорційним відповідно до продуктивності екскаваторів.

Спрощену методику визначення параметрів системи розробки рекомендується використовувати при складанні паспортів гірничих робіт, при оцінці технологічних схем і укрупнених економічних розрахунків.

Розрахункові формули для визначення параметрів і показників ускладненої схеми безтранспортної системи наведено нижче.

Висота відвалу розкривних порід

$$H_O = HK_P + 0{,}25Atg\beta\,, \tag{2.27}$$

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

Ширина підсипки укосу передвідвалу на рівні робочого майданчика

$$X = Hctg\gamma + A + hctg\alpha + a + H_{ПР}ctg\beta + B_B - R\,,\ \text{м} \tag{2.28}$$

Площа розрізу об'єму переекскавації розкривних порід

$$S_П = XH_{ПР} - 0{,}5(X-a)^2\,\frac{tg\gamma \cdot tg\beta}{tg\gamma + tg\beta}, м^2, \tag{2.29}$$

де X – ширина підвалки розкривними породами передвідвалу, м; $H_{ПР}$ – висота передвідвалу, м; a – відстань між нижніми брівками відвалу і видобувного уступу, м; B_B – безпечна відстань екскаватора від верхньої брівки робочого май-

данчика, де розміщується драглайн, м; γ і α – кути укосів розкривного і видобувного уступів, град; β – кут укосу відвального ярусу, град.

Коефіцієнт переекскавації розкривних порід

$$K_{П} = \frac{S_{П}}{HAk_{р}}, \tag{2.30}$$

де $k_{р}$ – коефіцієнт розпушення розкривних порід.

Річне переміщення фронту розкривних робіт

$$П_{Г} = \frac{\sum V_{ЕШ}}{L_{В}H(1+K_{П})}, \text{ м/рік} \tag{2.31}$$

Собівартість 1 м^3 розкривних порід

$$C = \frac{(K_{З}N + K_{Е})(1+K_{П})}{\sum V_{ЕШ}}, \text{ грн/м}^3, \tag{2.32}$$

де $K_{З}$ – капітальні витрати на придбання драглайнів, грн; $K_{Е}$ – річні експлуатаційні витрати на утримання драглайнів, грн; N – нормативний коефіцієнт, який враховує погашення капітальних витрат, грн.; $\sum V_{ЕШ}$ – річна потужність драглайнів, м^3/рік.

На рис. 2.14 при роботі двох драглайнів ЕШ-15/90 показано залежність коефіцієнта переекскавації $K_{П}$ від висоти уступу H і ширини розкривної заходки A для гірничотехнічних умов Нікопольського марганцевого басейну.

Як видно з рис. 2.14, зі збільшенням висоти розкривного уступу коефіцієнт переекскавації $K_{П}$ інтенсивно зростає при зменшенні розкривної заходки A.

Важливим параметром, що визначає ефективність перевалки у вироблений простір, є висота верхнього підуступу $H_{В}$, що відробляється екскаватором верхнім черпанням. Зі збільшенням $H_{В}$ коефіцієнт переекскавації та продуктив-

ність екскаватора на уступі зменшуються. Раціональна висота верхнього підуступу забезпечує максимальну продуктивність кар'єру за корисною копалиною (табл. 2.1). При розрахунках ширина розкривної заходки складає: при роботі ЕШ-10/70 – 30 м, ЕШ-15/90 – 35 м і ЕШ-25/100 – 40 м.

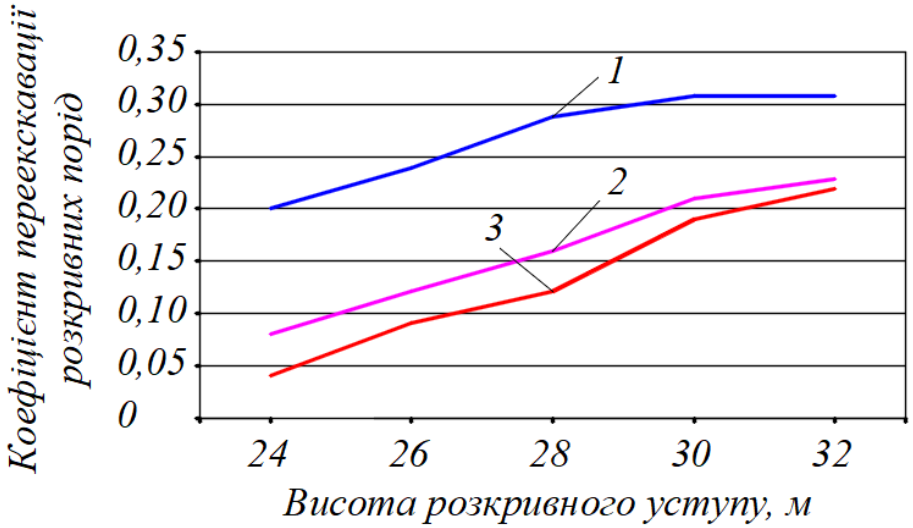


Рис. 2.14. Залежність коефіцієнта переекскавації $K_П$ від висоти уступу H і ширини розкривної заходки A: 1 – A = 30 м; 2 – A = 35 м; 3 – A = 40 м

Табл. 2.1

Раціональна висота верхнього підуступу

Тип екскаватора		Висота уступу, м							
на уступі	на передвідвалі	24	26	28	30	32	34	36	38
ЕШ-10/70	ЕШ-10/70	2	2	5	7	9	10	-	-
ЕШ-15/90	ЕШ-15/90	0	2	4	6	8	9	10	-
ЕШ-25/100	ЕШ-25/100	0	0	2	3	5	6	7	10
ЕШ-15/90	ЕШ-25/100	0	2	3	4	6	8	9	12

Вплив висоти верхнього підуступу на продуктивність екскаватора наведено на графіку (рис. 2.15)

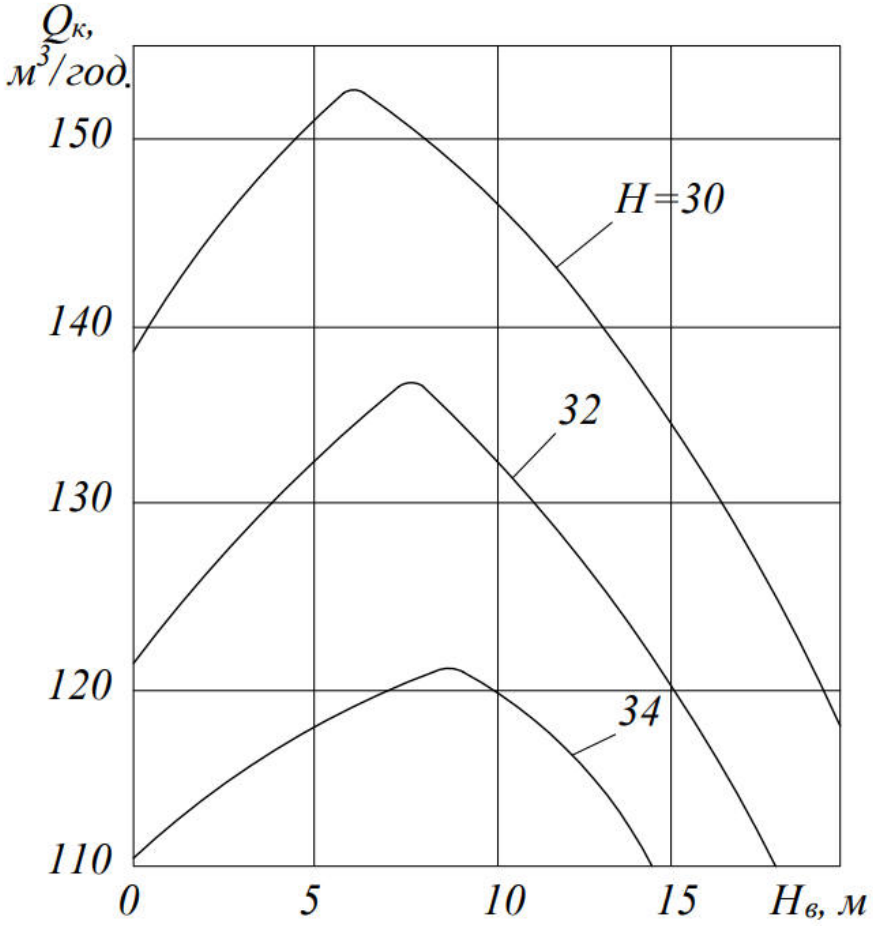


Рис. 2.15. Залежність продуктивності драглайна ЕШ-15/90, який розташовано на підуступі, від висоти верхнього розкривного підуступу

2.6. Умови застосування системи з перевалкою породи у відвали

Екскаваторна перевалка розкриву характеризується мінімальними витратами на розкривні роботи. В зв'язку з цим дуже важливо установити раціональні зони застосування (максимальну висоту розкривного уступу) технологічних схем перевалки розкриву у вироблений простір. При вирішенні цього питання необхідно враховувати витрати на розкривні роботи і створення стійких внутрішніх відвалів.

Різниця розглянутих технологічних схем за типорозмірами обладнання, місцем його установки і за кількістю одночасно застосованих в схемах машин ускладнює їх порівняльну оцінку. Конструктивні та технологічні особливості механічних лопат відрізняються від драглайнів тим, що заважають можливості

їх роботи на передвідвалі. Тому порівняння різних технологічних схем виконують таким чином: схеми із застосуванням драглайнів слід розглядати при установці обладнання на розкривному уступі, на передвідвалі та одночасно на розкривному уступі й передвідвалі; схеми з механічними лопатами і драглайнами розглядають тільки при установці обладнання на розкривному уступі (механічних лопат) і передвідвалі (драглайнів).

Раціональні параметри для різних технологічних схем у випадку використання драглайнів визначаються за наведеними вище методиками з урахуванням забезпечення мінімальних об'ємів переекскавації при максимальній роботі обладнання за лінійними параметрами і продуктивністю. Критерієм установлення раціональних умов застосування різних технологічних схем є забезпечення мінімальних об'ємів переекскавації при роботі однотипного обладнання. Крім порівняння технологічних схем за коефіцієнтом переекскавації, важливим фактором забезпечення стійкості відвалу є можливість забезпечення мінімального результуючого кута укосу внутрішнього відвалу.

Для схем, що розглядаються, результуючий кут укосу відвалу зростає зі збільшенням потужності розкриву, що обумовлює наявність об'єктивних технологічних обмежень їх використання. Внаслідок великої різноманітності гірничотехнічних умов залягання корисної копалини, де застосовується перевалка розкриву у вироблений простір, встановлення раціональних технологічних схем необхідно здійснювати для конкретної ділянки (зони) кар'єрного поля чи родовища.

В табл. 2.2 показано максимальну потужність розкривних порід, за якої забезпечується раціональна перевалка розкриву у вироблений простір для гірничотехнічних умов Нікопольського марганцевого басейну.

Порівняння приведених вище значень максимальної висоти розкривного уступу при роботі механічних лопат і драглайнів демонструє, що технологічні обмеження різних схем залежать від параметрів драглайнів, розташованих на передвідвалі. Показники екскаватора, що встановлюється на розкривному уступі, несуттєво впливають на його максимально допустиму висоту. Такі техноло-

гічні обмеження застосування технологічних схем за потужністю розкриву доречні при переміщенні обладнання за однією віссю вздовж фронту робіт кар'єру. На практиці для зниження результуючого кута укосу відвалу часто використовують схеми роботи устаткування зі зміщенням осі руху екскаваторів на передвідвалі при розробці однієї заходки.

Таблиця 2.2.

Технологічні межі застосування безтранспортної системи розробки за максимальної потужності розкривних порід, м

Схеми з розташуванням обладнання	Типорозмір обладнання		
	ЕШ-10/70	ЕШ-15/90	ЕШ-25/100
На розкривному уступі	25,5	28,5	30
На передвідвалі	25,5	28,5	30
На розкривному уступі та передвідвалі	28,0	31,5	33

Збільшити потужність розкривних порід із забезпеченням стійкості відвалу можливо шляхом: відробки розкривної заходки при зигзагоподібному переміщенні екскаватора на передвідвалі (робота «ялинкою») (рис. 2.16); застосування допоміжного екскаватора-драглайна, який встановлюється на верхньому ярусі відвалу (рис. 2.17).

Перший спосіб характеризується ускладненням організації роботи відвального обладнання при розробці робочого блоку нижньої частини розкривної заходки. Він сприяє зниженню результуючого кута відвалу завдяки відсипці породи в верхню частину відвалу при максимальному віддаленні екскаватора від вибою. Результуючий кут укосу відвалу, при цьому за умови повного огляду площі вибою і можливості зачищення шару корисної копалини визначається за формулою:

$$\beta_{\rho} = arctg \frac{HKp + 0{,}25Atg\beta}{H_{ПР}ctg\beta + R_0 + B_O + R_{01} + A_O}, \quad \text{град.} \qquad (2.33)$$

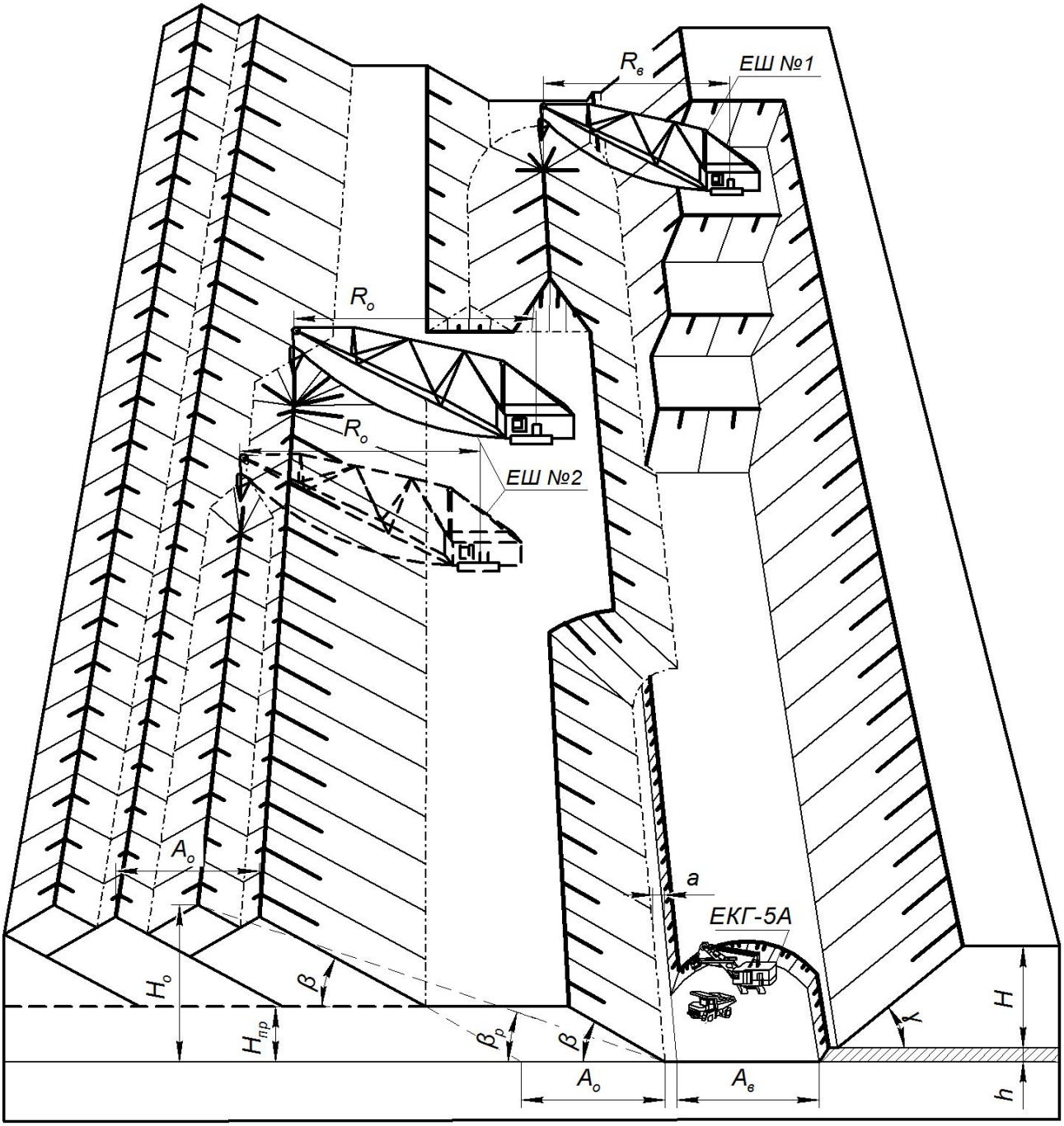


Рис. 2.16. Відробка розкривної заходки при зигзагоподібному переміщенні екскаватора

У випадку застосування допоміжного драглайну, залученого для переекскавації відвальної породи, значно зменшується результуючий кут відвалу. Також суттєво піднімається стійкість внутрішніх відвалів у слабостійких або відносно стійких породах, збільшується висота розкривного уступу при збереженні кута укосу, допустимого за умовами безпечної роботи обладнання. Нижче наведена методика розрахунку описаної технологічної схеми.

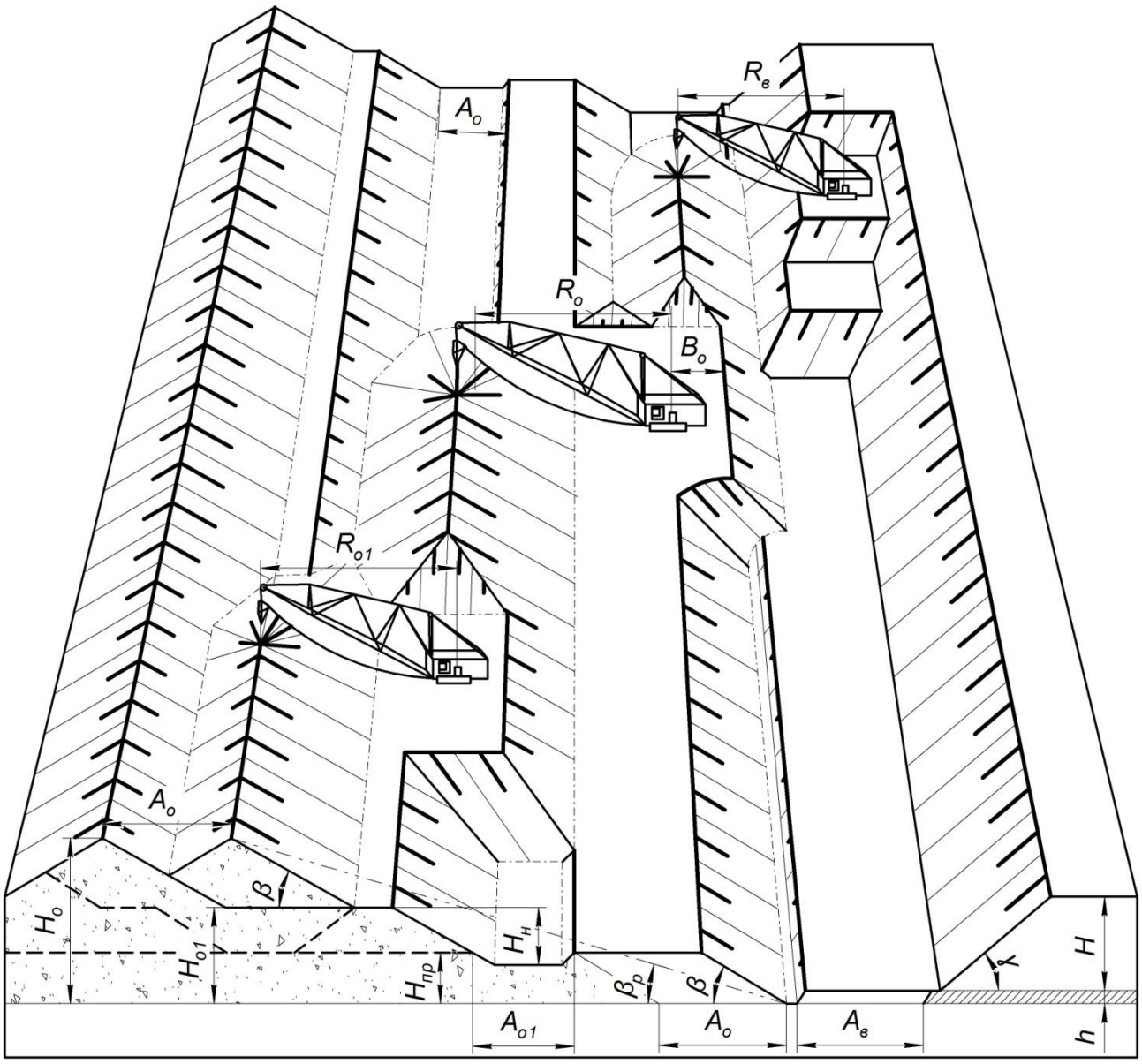


Рис. 2.17. Застосування допоміжного екскаватора-драглайну, який встановлюється на верхньому ярусі відвалу

Параметри вибою допоміжного драглайну (ширина заходки і висота верхнього черпання) визначаються за формулою:

$$A_{01} = \frac{K_C H(1+K_П)A_0 K_Р - Ш_0 H_{ОВ} + 0{,}25Ш_0^2 tg\beta}{H_Н}, \quad \text{м}, \qquad (2.34)$$

де: A_{01} – ширина заходки допоміжного драглайну, м; $H_{ОВ}$ – висота верхнього черпання допоміжного драглайну, м; $Ш_О$ – ширина робочого майданчика на відвалах, м; $H_Н$ – глибина нижнього черпання допоміжного драглайну при бо-

ковому проході, м; K_C – коефіцієнт, враховуючий співвідношення продуктивності екскаваторів.

$$K_C = \frac{V_{01}}{V_B + V_0}, \tag{2.35}$$

де: V_{01} – продуктивність допоміжного драглайну, м^3/ч; V_B і V_0 – продуктивність драглайнів, встановлених відповідно на розкривному уступі та передвідвалі, м^3/ч.

Коефіцієнт переекскавації $K_П$ без урахування об'ємів порід, які переекскавуються допоміжним драглайном, визначається для конкретної технологічної схеми залежно від лінійних розмірів екскаваторів і параметрів системи.

Коефіцієнт, який враховує використання додаткової ємності у відвалах за відношенням до загального об'єму порід, що переекскавуються допоміжним драглайном, визначається за рівнянням:

$$K_д = \frac{A_{01}(H_{OB} + H_H - 0{,}5A_0 tg\beta) - 0{,}25A_{01}^2 tg\beta}{K_C H(1 + K_П)A_0 K_P}, \tag{2.36}$$

Підставивши у вираз (2.36) значення ширини заходки і прийнявши в конкретних гірничотехнічних умовах значення $H_н$, $Ш_0$, $A_в$, A_0, H, $Кр$, $Кс$ і β постійними, отримаємо рівняння, що визначає величину коефіцієнта використання додаткової ємкості відвалу від висоти розвантаження допоміжного драглайну. Взявши похідну $\partial(K_д)/\partial(H_{ов})$ і прийнявши її такою, що дорівнює нулю, після перетворення отримаємо вираз для визначення оптимальної висоти верхнього черпання, що забезпечує максимальну ефективність роботи допоміжного драглайну.

$$H_{OB} = \frac{(K_C H(1 + K_П)A_0 K_P + 0{,}25Ш_0^2 tg\beta)(1 + 0{,}5\frac{Ш_0}{Ш_H} tg\beta) - Ш_0(H_H - 0{,}5A_0 tg\beta)}{2Ш_0 + 0{,}5\frac{Ш_0^2}{H_H} tg\beta}, \text{ м.} \tag{2.37}$$

Розрахунки з визначення оптимальних параметрів вибою допоміжного драглайну в конкретних гірничо-геологічних умовах проводяться в наступній послідовності: спочатку визначається висота верхнього черпання екскаватора, потім встановлюється ширина заходки для допоміжного драглайну.

Отримані параметри вибою перевіряються відповідно до граничних умов: роботи драглайну за допустимою конструктивною висотою черпання $0 \le Нов \le Нов_{max}$; за розміщенням драглайном породи, що переекскавується, у верхньому ярусі відвалів:

$$A_{01}(H_{ов} - H_{н}) - 0{,}25\, A_{01}^2\ tg\beta \le H_p A0 - 0{,}25\, A_0^2\, tg\beta, \qquad (2.38)$$

де: H_p – максимальна висота розвантаження допоміжного драглайну, м.

Тимчасовий кут укосу відвала, що утворюється при відсипці розкривних порід в середній ярус відвалу основним екскаватором, визначають за формулою:

$$\beta_T = arctg\, \frac{HKp(1 - K_C(1 - K_П)) + 0{,}25(A_0 + 2A_{01})tg\beta}{R_0 + B_0 - x + H_{ПР}ctg\beta - a},\ \text{град.}, \qquad (2.39)$$

Результуючий кут укосу відвалу після переекскавації частини породи допоміжним драглайном обчислюється за виразом:

$$\beta_P = arctg\, \frac{HKp + 0{,}25A_0 tg\beta}{R_{01} + B_{01} + H_{ОВ}ctg\beta + R_0 + B_0 - x + H_{ПР}ctg\beta - a},\ \text{град.}, \qquad (2.40)$$

де: R_{01} – радіус розвантаження (черпання) допоміжного драглайну; B_{01} – безпечна відстань від верхньої брівки робочого майданчика до осі допоміжного драглайну, м.

Сумарний коефіцієнт переекскавації:

$$К_{П.сум} = К_П + К_{П1}, \qquad (2.41)$$

де: $K_{ПІ}$ – коефіцієнт переекскавації, який враховує відношення об'єму, що переекскавується допоміжним екскаватором до об'єму порід розкривної заходки.

Критерієм оцінки ефективності технології з перевалкою розкриву у вироблений простір є собівартість розробки 1 м^3 розкриву:

$$C_B = \frac{З_0(1 + K_{П.сум})}{\sum V_E}, \text{ грн.}, \qquad (2.42)$$

де: $З_0$ – витрати на утримання обладнання, грн.; $\sum V_E$ – сумарна продуктивність усіх розкривних екскаваторів, м^3.

Максимальна, потужність розкривного уступу при зазначеній технології гірничих робіт (рис. 2.17) показано на прикладі гірничотехнічних умов Нікопольського марганцевого басейну (табл. 2.3).

Таблиця 2.3

Можливості розширення застосування безтранспортної системи розробки

Технологічна схема	Драглайн	Максимальна висота розкривного уступу, м
Драглайн переміщується тільки вздовж фронту робіт	ЕШ-8/60 ЕШ-15/90 ЕШ-25/100	25 32 34
Драглайн послідовно розташовується на двох паралельних трасах	ЕШ-8/60 ЕШ-15/90 ЕШ-25/100	27,3 33 34,8
Для переекскавації застосовується допоміжний драглайн	ЕШ-8/60 ЕШ-15/90 ЕШ-25/100	30,8 40 44,5

2.7. Організація розкривних і видобувних робіт з використанням одного драглайну

Технологія перевалки розкриву у вироблений простір відрізняється жорстким взаємозв'язком розкривних і видобувних робіт. Гірничотехнічні умови залягання корисної копалини і прийнята схема розкривних робіт суттєво впливають на вибір раціональної організації видобувних робіт, що забезпечує мінімальні простої гірничотранспортного обладнання. Існують дві схеми відробки кар'єрного поля: одним і двома блоками.

Одноблокова знаходить застосування при незначній довжині фронту робіт, а також, коли на розкривних роботах задіяно один драглайн. В інших випадках економічно доцільно кар'єрне поле відробляти двома блоками. На відміну від першої схеми у цьому разі фронт кар'єру ділиться на два блоки, кожний з яких є самостійним, що має відокремлену виїзну траншею. Це дозволяє вести розкривні та видобувні роботи на різних ділянках і тим самим звести до мінімуму простої гірничотранспортного обладнання. Недоліком такої організації гірничих робіт є додаткові витрати на проведення капітальних траншей. Остаточний вибір раціональної організації гірничих робіт слід проводити шляхом порівняння варіантів і оцінювання їх за техніко-економічними показниками.

Як приклад на рис. 2.18 наведені різні варіанти організації гірничих робіт на кар'єрах при перевалці розкриву у вироблений простір одним розкривним драглайном.

При схемі, зображеній на рис. 2.18, *а*, розкривний екскаватор рухається перед видобувним з випередженням, величина якого визначається умовами безпеки експлуатації. Роботу слід проводити з холостим ходом розкривного екскаватора. При застосуванні човникової схеми будуть мати місце простої розкривного і видобувного екскаваторів.

Відповідно до схем, наведених на рис. 2.18, *б*, *в*, робота проводиться за човниковою схемою або з холостими переходами. Виймання корисної копалини при цьому може виконуватися за двома схемами: видобувний екскаватор

рухається за розкривним (рис. 2.18, *б*); екскаватор переміщується з випередженням (рис. 2.18, *в*). Довжина фронту робіт не перевищує 2000 м.

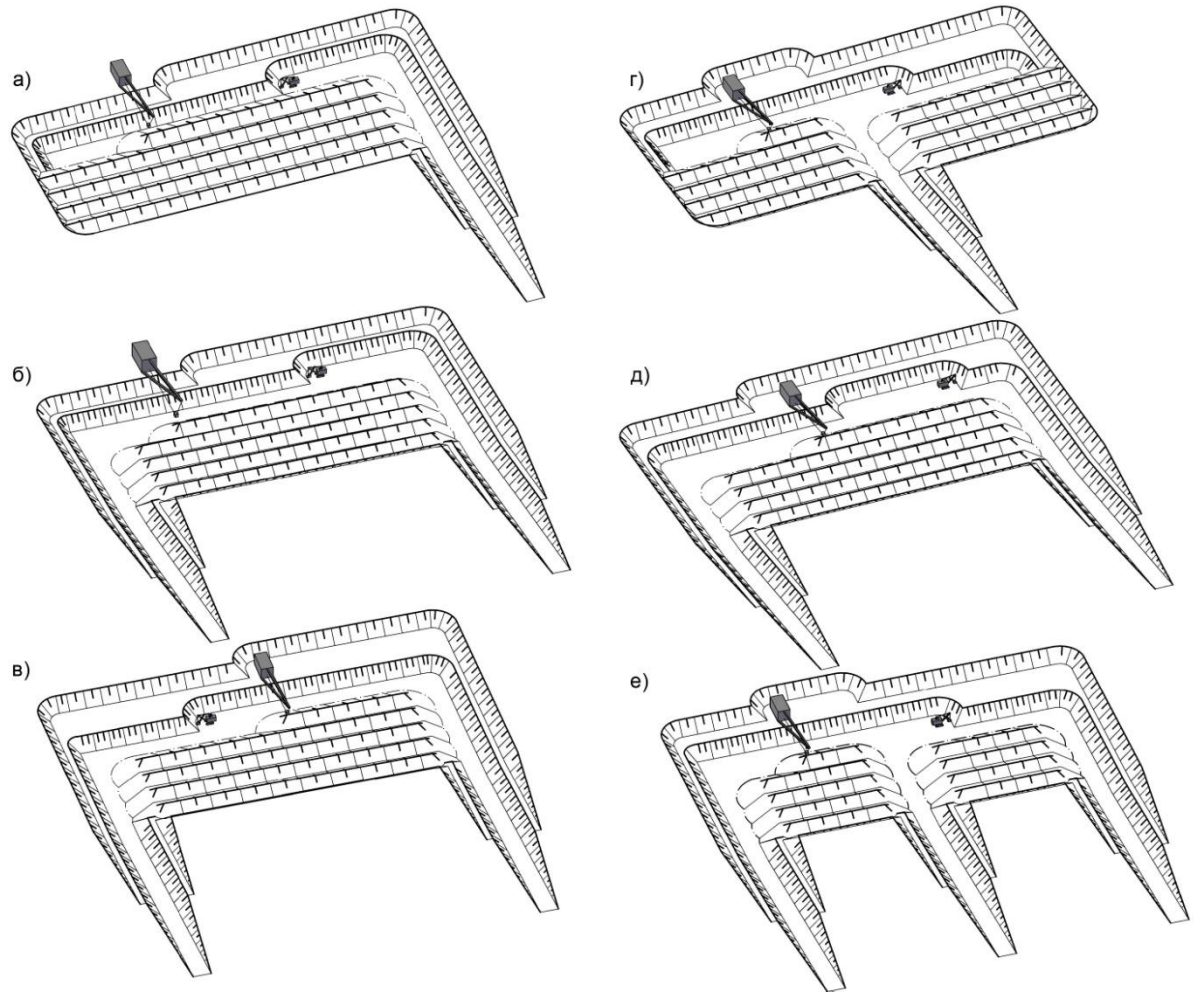


Рис. 2.18. Схеми перевалки розкриву у вироблений простір одним розкривним драглайном: а) одним блоком з одним виїздом; б) одним блоком з двома виїздами, видобувний екскаватор рухається за розкривним; в) одним блоком з двома виїздами, видобувний екскаватор попереду розкривного; г) двома блоками з одним центральним виїздом; д) двома блоками з двома фланговими виїздами; е) двома блоками з трьома виїздами

На рис 2.18, *г*, зображена схема розробки двома блоками з одним центральним виїздом. У цьому випадку виїзна траншея розділяє кар'єр на дві ділянки за довжиною фронту. Розкривні та видобувні роботи здійснюються по черзі у кожному блоці. Розкривний екскаватор виконує робочий хід від центрального виїзду до флангів кар’єрного поля і повертається холостим ходом після відроб-

ки розкривної заходки на одному крилі кар'єру у вихідне положення (до центрального виїзду) для того, щоб перейти для відробки нової заходки у другому блоці.

Схема з двома блоками і двома фланговими виїздами (рис. 2.18, *д*) передбачає, що кар'єрне поле розбивають на два крила, в котрих почергово ведуть розкривні і видобувні роботи. Розкривний екскаватор має робочий хід в одному напрямку – від центру до флангів (до виїздів) і холостий хід – в зворотному. Видобувний екскаватор здійснює робочий хід у двох напрямках – прямому і зворотному. Цей варіант при простій і ускладненій безтранспортних системах розробки потребує загальної довжини фронту не менш 2000 м.

Відповідно до схеми (рис. 2.18, *е*) перевалка породи у вироблений простір виконується двома блоками з трьома виїздами (два флангових і один центральний). У цьому разі передбачається можливість потокового руху транспорту, що є особливо ефективним при роботі автосамоскидів. Видобувний екскаватор має робочий хід в прямому і зворотному напрямках; розкривний від центру кар’єрного поля до флангів рухається робочим ходом і від флангів до центру – холостим. Загальна довжина фронту робіт має бути не менша ніж 2500 м.

Із розглянутих варіантів організації робіт найкращими є ті, при котрих можлива незалежна робота розкривних і видобувних машин.

Гідрогеологічні умови залягання корисної копалини суттєво впливають на технологію і організацію видобувних робіт. При значних припливах підземних вод в кар'єр і слабостійких внутрішніх відвалах на практиці застосовують технологію гірничих робіт, за якою один і той самий драглайн використовується на розкривних і видобувних роботах (рис. 2.19).

При цьому екскаватор-драглайн, розташований на розкривному уступі, почергово виймає розкривні породи і розміщує їх у виробленому просторі, а корисну копалину – на робочому борту кар'єру. Така технологія гірничих робіт в складних гідрогеологічних умовах забезпечує повне і безпечне виймання сировини, а також спрощує організацію роботи транспорту. Вона часто знаходить застосування при розробці розсипів з невеликою товщиною розкривних порід.

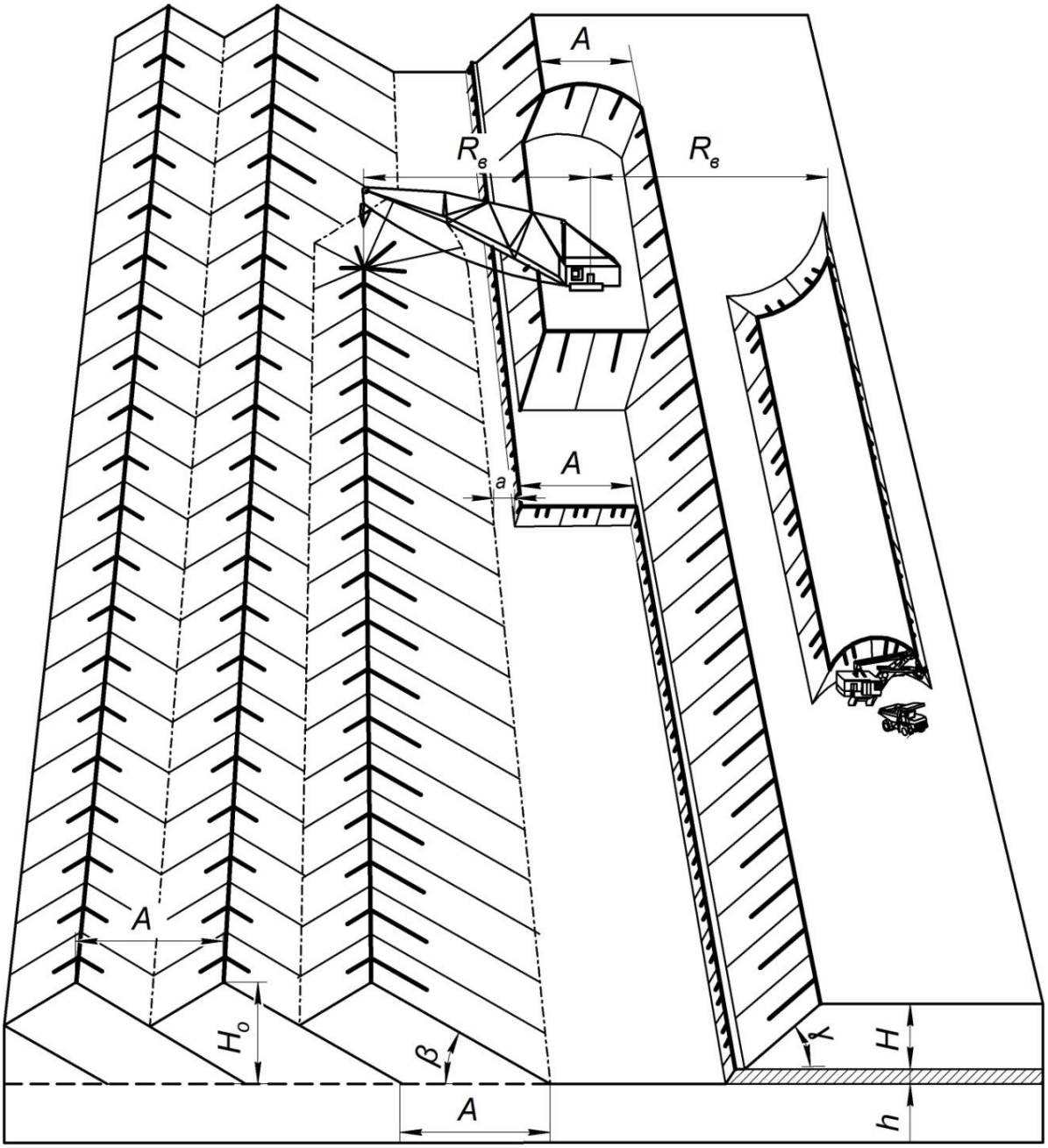


Рис. 2.19 Схема використання одного драглайну на розкривних і видобувних роботах

2.8. Планування розкривних робіт і керування ними

Відмінною особливістю технології перевалки розкриву у вироблений простір є жорстка залежність її параметрів від гірничотехнічних умов і лінійних розмірів екскаваторів. Тому максимальна ефективність системи буде мати місце при оптимальному плануванні гірничих робіт. Досвід функціонування

кар'єрів показує, що вона залежить від висоти розкривного уступу, ширини розкривної і відвальної заходок, кута укосу уступу і попереднього відвалу, організаційних факторів (від перевиконання чи недовиконання планових завдань, величини простоїв екскаваторів, наявності зсувів та ін.), планових ремонтів екскаваторів, наявності тимчасових з'їздів та ін.

Сукупна дія різних факторів приводить до суттєвих відхилень фактичного режиму гірничих робіт від його оптимального значення. Так, зміна потужності розкривного уступу і ширини заходки на практиці обумовлюють непропорційний розподіл об'ємів порід між екскаваторами, що збільшує об'єми переекскавації та знижує продуктивність обладнання. Зсувні явища, що призводять до переміщення розкривних порід, потребують зміни паспортів гірничих робіт з урахуванням виконання додаткових заходів з ліквідації наслідків.

Організаційні фактори слід розділити на дві групи. До першої відносяться зміни в складі діючого обладнання під час планово-попереджувальних або аварійних довготривалих ремонтів. Так, зупинка однієї машини тривалістю від 10 до 60 діб призводить до суттєвих змін в технології та організації розкривних робіт.

Фактори другої підгрупи, що залежать від ступеню завантаження обладнання у технологічній схемі, способів обрахування і контролю за роботою екскаваторів, кваліфікації обслуговуючого персоналу на практиці ведуть тільки до змін об'ємів робіт кожної машини. Сюди належать також заплановані аварійні зупинки окремих екскаваторів на нетривалий термін (1 – 10 діб). В цих випадках паспорт проведення гірничих робіт залишається незмінним, що спричиняє непропорційне розподілення об'ємів розкривних порід між машинами. Робота екскаваторів в такому режимі знижує ефективність схеми і призводить до збільшення собівартості корисної копалини.

Практика роботи кар'єрів Нікопольського марганцевого басейну демонструє, що об'єми і коефіцієнт переекскавації в середньому на заходці суттєво відрізняється від розрахункових значень. На збільшення об'ємів впливають зсувні явища у відвалах. Відхилення висоти розкривного уступу від розрахун-

кового значення досягають 5 %, а ширина заходки – 12 %. Це приносить збитки у зв'язку зі збільшенням об'ємів переекскавації і вимушеними простоями обладнання. Збитки від збільшення об'ємів переекскавації можна визначити за формулою:

$$З = АН(К_П – К_П')Vвt_0С, \text{ грн.}, \quad (2.43)$$

де: $К_П$ і $К_П'$ – коефіцієнти переекскавації відповідно при оптимальному і неоптимальному режимах; $А$ – ширина розкривної заходки, м; $Н$ – висота уступу, м; $Vв$ – змінна швидкість переміщення розкривного екскаватора, м; t_0 – тривалість відхилення режиму роботи обладнання від оптимального режиму зміни; $С$ – витрати на розробку 1 м^3 розкриву, грн.

Збитки через зупинки роботи обладнання:

$$З_0 = \frac{(\upsilon_0 - \upsilon_в)t_0 n}{\upsilon_0 T}\left(B_П - E\left(O - O_1\right)\right), \text{ грн.}, \quad (2.44)$$

де: $Е$ – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладень; υ_0 – змінна швидкість переміщення екскаватора, встановленого на передвідвалі, м; n – тривалість зміни; $Т$ – плановий машинний час роботи екскаватора за рік; $В_П$ – планові річні постійні витрати, грн.; $О$ і $О_1$ – основні та оборотні фонди, грн.

Вирішення завдань оперативного планування гірничих робіт та керування ними здійснюється за допомогою програмного забезпечення шляхом регулювання ступеню завантаження екскаваторів, що сприяє зміні швидкості їх переміщення вздовж фронту розкривних робіт і дозволяє ув'язати в часі та просторі технологічний процес. Вплив ступеню завантаження двох машин ЕШ-15/90 на швидкість їх переміщення достатньо значний. Так, наприклад, встановлено, що із збільшенням коефіцієнта $К_С$, що враховує співвідношення об'ємів розкривних робіт на одиничній ділянці, швидкість переміщення вибою розкривним екскаватором збільшується, а швидкість переміщення вибою машиною, встановленою на передвідвалі, зменшується.

При безпечній відстані між драглайнами продуктивність кар'єру визначається швидкістю переміщення машини, розташованої на відвалі. В точках перерізу кривих, що відповідають максимальній продуктивності кар'єру, екскаватори рухаються рівномірно вздовж фронту робіт при розподілі об'ємів між ними пропорційно їх максимальній продуктивності. Випередження одним драглайном іншого досягається шляхом їх непропорційного завантаження.

Максимальна продуктивність кар'єру за корисною копалиною досягається при рівних швидкостях переміщення екскаватора вздовж фронту робіт, K_C = 0,52. Збільшення відносної швидкості переміщення екскаватора вздовж фронту робіт знижує продуктивність кар'єру за корисною копалиною. Так, при зміні коефіцієнта K_C з 0,32 до 0,72 продуктивність кар'єру за корисною копалиною зменшується на 18 % в порівнянні з її показником при оптимальному режимі. У зв'язку з цим основним завданням оперативного планування розкривних робіт є максимальне наближення організації виробництва до оптимального режиму.

Таким чином, планування розкривних робіт та керування ними при перевалці розкриву у вироблений простір дозволяє оперативно впливати на технологічний процес в заданий період часу через зміну параметрів і об'ємів робіт, які виконуються екскаватором в перерізі заходки.

2.9. Приклади застосування технологічних схем з перевалкою розкриву у вироблений простір

Умови, сприятливі для застосування даної технології розробки, існують на Нікопольському марганцевому родовищі. Об'єм робіт при цьому у гірничовидобувній промисловості має тенденцію до зростання. Частка технології в загальному об'ємі розкривних робіт на кар'єрах збережеться на рівні 20 %. Широке застосування перевалки розкриву у вироблений простір отримало на вугільних розрізах і марганцевих кар'єрах України.

Так, на підприємствах Нікопольського марганцевого басейну 40 % розкривних порід розробляються за цією технологією. На вугільних розрізах частка

розкриву, який відсипався одноківшовими екскаваторами у внутрішні відвали, становила 35 %, а на окремих родовищах вона перевищувала 90 %.

На Чкалівському кар'єрі № 1 для забезпечення необхідної продуктивності висота нижнього розкривного уступу дорівнювала 24 м. Рекомендована робоча схема гірничих робіт для розглянутих умов при використанні драглайнів ЕШ-20/72 показаний на рис. 2.20.

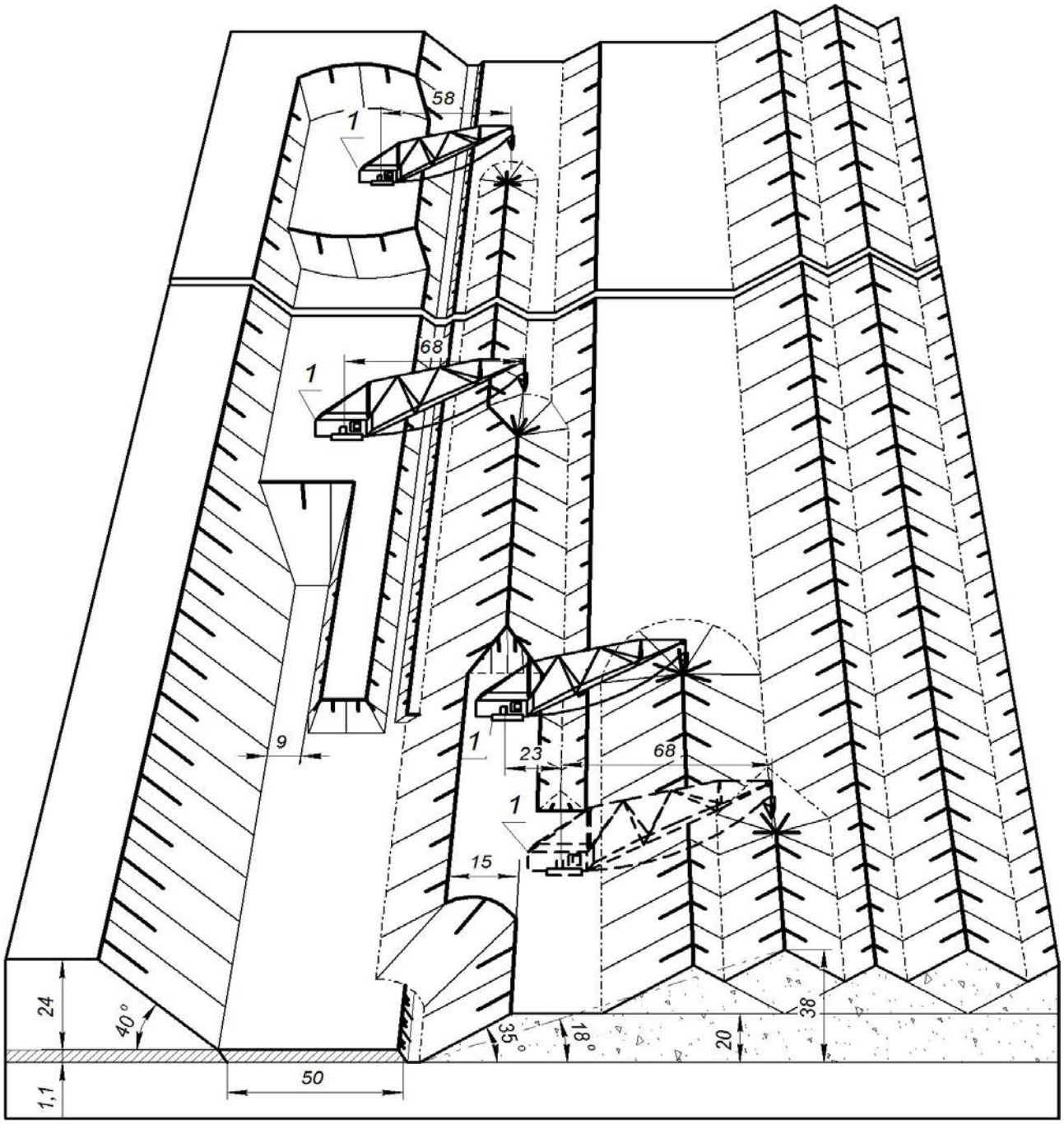


Рис. 2.20. Ускладнена схема розкривних робіт з використанням потужних драглайнів ЕШ-20/72 на Чкалівському кар’єрі №1

Наявність в товщі покривних порід міцних вапняків істотно впливає на організацію розкривних робіт. Для узгодження у часі екскаваторних в наносах і буровибухових робіт у вапняках між розкривними екскаваторами має бути порівняно велика відстань (400 – 500 м). Після відпрацювання розкривної заходки передбачається холостий перехід машин уздовж фронту робіт.

При розробці високих уступів стійкі внутрішні відвали відсипаються шляхом часткової переекскавації їх допоміжним драглайном для створення додаткової ємності. Зі збільшенням висоти розкривного уступу (понад 30 м) різко збільшуються обсяги переекскавації. Це створює передумови для заміни драглайнів ЕШ-10/60 і ЕШ-15/90 високопродуктивними модифікаціями ЕШ-14/50 і ЕШ-20/72.

На рис. 2.21 подано варіант технологічної схеми розробки Новоселицького родовища каолінів, за яким нижній розкривний уступ відробляється екскаваторами ЕШ-6/45 і ЕШ-15/90. Позаяк в окремих місцях знаходиться прошарок вапняку потужністю 1 – 1,5 м, запропоновано дві схеми організації роботи драглайну ЕШ-15/90. За його відсутності верхня частина основного уступу розробляється машиною ЕШ-6/45, а нижня спільно з об’ємами, які переекскавуються, – драглайном ЕШ-15/90, який укладає породу у верхній ярус відвалу.

За наявності прошарку вапняку нижня частина основного уступу селективно відробляється драглайном ЕШ-15/90. Спочатку відпрацьовується верхня частина нижнього розкривного уступу до покрівлі вапнякового прошарку на довжину 120 – 1000 м. Після розпушення вибухом екскаватор переходить на попередній відвал. Потім виймаються розпушений вапняк і порода нижньої частини уступу до покрівлі пласта корисної копалини.

На кар'єрі «Окладнево» (РФ) для відпрацювання основного уступу залежно від потужності розкривних порід і типу обладнання запроектовані: проста безтранспортна система із застосуванням драглайнів ЕШ-6/60 та ЕШ-15/90, ускладнена безтранспортна система із використанням на розкривному уступі екскаватора ЕШ-6/60, а на передвідвалі ЕШ-4/40 (1 варіант), а також машин ЕШ-15/90 і ЕШ-6/60 в аналогічній послідовності (2 варіант).

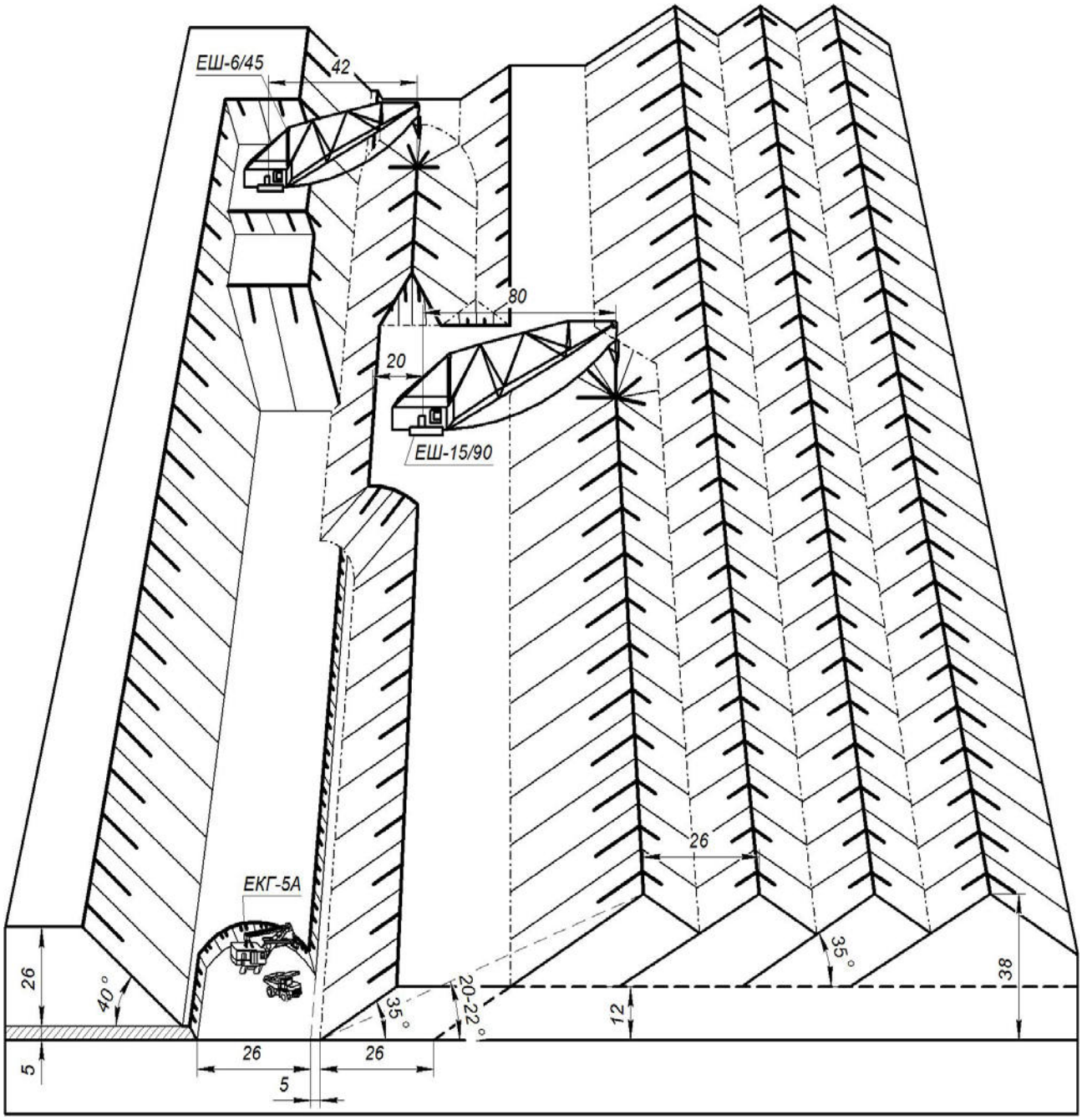


Рис. 2.21. Схеми розробки Новоселицького родовища каолінів з відпрацюванням нижнього розкривного уступу екскаваторами ЕШ-6/45 і ЕШ-15/90

Аналіз ускладненої безтранспортної системи за першим варіантом показав, що в розглянутих умовах вона цілком ефективна. Замість другого рекомендовано технологічну схему (рис. 2.22), відмінну від проектної. На розкривному уступі встановлюють драглайн ЕШ-6/60, а на передвідвалі – екскаватор ЕШ-15/90, тобто міняють їх місцями.

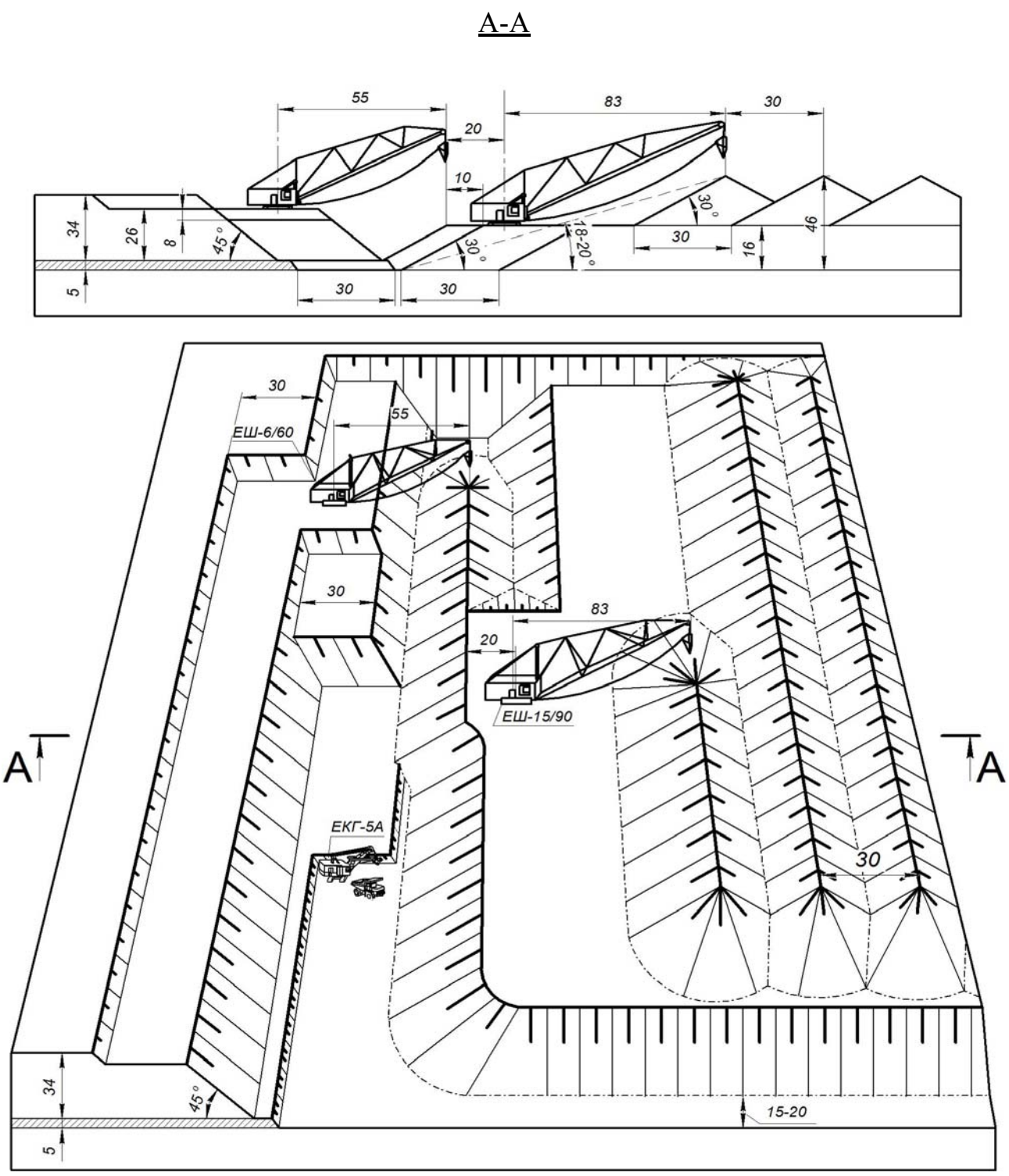


Рис. 2.22. Схема розробки розкривних порід на кар’єрі «Окладнево» (РФ)

У порівнянні з проектною вона має ряд переваг: коефіцієнт переекскавації зменшується в 2,3 рази, продуктивність кар'єру збільшується на 20 % (завдяки роботі на передвідвалі машини ЕШ-15/90), результуючий кут укосу відвалу зменшується з 25°30' до 22°30', витрати на 1 м^3 розкривних порід зменшуються

на 10,5 %. Рекомендована схема дозволяє збільшити висоту основного розкривного уступу на 4 м при збереженні проектної продуктивності кар'єру і результуючого кута укосу відвалу. Внаслідок цього витрати на розкривні роботи зменшуються на 24,2 %.

Досить успішно застосовується система розробки з перевалкою розкриву у вироблений простір на кар'єрах Нікопольського марганцевого басейну, де потужність розкривних порід, які розробляються драглайнами коливається в межах 28 – 42 м. Для проведення розкривних робіт застосовуються машини ЕШ-10/60, ЕШ-10/70, ЕШ-14/75, ЕШ-13/90, ЕШ-20/72, ЕШ-25/100. В одній технологічній схемі використовують 2 – 3 екскаватори. При необхідності зменшення результуючого кута укосу відвалу додатково в схему вводять допоміжний драглайн для розвантаження відвалів (Богданівський кар'єр). На розкривному уступі розташовують машини ЕШ-10/60, ЕШ-14/75, ЕШ-20/72, а на передвідвалі – ЕШ-15/90, ЕШ-25/100. Для розвантаження відвалів використовуються драглайни ЕШ-10/60.

Контрольні запитання

1. Назвіть основну відмінність технологічної схеми з установкою екскаватора на розкривному уступі.

2. Навіщо розташовують драглайн на передвідвалі?

3. У якому випадку необхідно розміщувати екскаватор і на розкривному уступі, і на передвідвалі?

4. Наведіть основні умови застосування безтранспортної схеми з перевалкою породи у внутрішній відвал.

5. У чому полягає організація розкривних і видобувних робіт з використанням одного драглайну?

6. Опишіть своїми словами планування розкривних робіт при безтранспортній системі розробки та керування ними.

7. Які ви знаєте кар'єри, де використовують безтранспортну систему розробки з перевалкою розкриву у вироблений простір?

3. СИСТЕМА РОЗРОБКИ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ ТРАНСПОРТНО-ВІДВАЛЬНИХ КОМПЛЕКСІВ БЕЗПЕРЕРВНОЇ ДІЇ

Розглянуті питання системи відкритої розробки родовищ корисних копалин, в якій задіяні комплекси безперервної дії.

Подано схеми відпрацювання розкривних порід та формування внутрішніх відвалів консольними відвалоутворювачами, а також ускладнені технологічні схеми з їх використанням. Наведено характеристику технологічних схем роботи транспортно-відвальних мостів та досвід їх застосування на кар'єрах.

Студент, опираючись на матеріал, повинен вміти: розрізняти транспортно-відвальне обладнання при системі розробки з комплексами безперервної дії, розраховувати основні параметри технологічних схем із використанням консольних відвалоутворювачів і транспортно-відвальних мостів.

3.1. Загальні відомості

Під час застосування транспортно-відвальних комплексів безперервної дії розкривні породи, відділені від цілика екскаватором, переміщуються у внутрішній відвал за допомогою ланцюгових конвеєрів консольного відвалоутворювача або транспортно-відвального моста. Вони працюють здебільшого на м'яких покривних породах у сполученні з багатоківшевими екскаваторами (головним чином, роторними) та інколи одноківшевими. При розробці порід з попереднім розпушенням буровибуховим способом підірвана гірнича маса завантажується екскаватором у спеціальний пристрій, що складається із грохоту, дробарки і бункера-живильника для передачі породи на відвалоутворювач.

Транспортно-відвальні комплекси можуть використовуватись також при вийманні розкривних порід похилими шарами з обрушенням порід розриву.

Для ефективного і безпечного їх застосування необхідні наступні умови:

– горизонтальне або слабопохиле залягання пластів або пластоподібних покладів корисної копалини з незначними локальними змінами гіпсометрії їх покрівлі і підошви;

– добре розвідане родовище;

– проста конфігурація меж кар'єрного поля, яка дозволяє уникнути різких змін фронту гірничих робіт;

– виконання робіт із осушення родовищ для безпечного розміщення потужного гірничотранспортного обладнання;

– значні запаси корисної копалини в контурах кар'єрного поля.

3.2. Параметри технологічних схем з консольними відвалоутворювачами

При їх визначенні важливе значення має схема установки, яка характеризується наявністю і місцем розташування зимових запасів корисної копалини. Вони необхідні для нормальної роботи кар'єру в зимовий період при зупинці розкривного комплексу на ремонт через кліматичні умови. Залежно від умов залягання родовищ встановлення відвалоутворювача можливе на покрівлі або підошві пласта корисної копалини. В першу чергу він встановлюється за умови великої потужності покладу, оскільки тоді неможливо здійснювати перевантаження гірничої маси з розвантажувальної консолі екскаватора на приймальну консоль відвалоутворювача, щоб його було розміщено на підошві пласта. На покрівлі відвалоутворювач розташовується також при недостатній несучій здатності порід, які підстилають пласт, і при складних гідрогеологічних умовах.

На підошві він встановлюється при малій потужності пласта, що допускає сполучення розвантажувальної консолі екскаватора і приймальної консолі відвалоутворювача або при недостатній несучій здатності пласта.

Видобувне обладнання може розміщатися як на покрівлі, так і на підошві пласта. Місце розташування транспортних комунікацій для переміщення корисної копалини вздовж фронту робіт має суттєвий вплив на параметри розкривного устаткування і технологію розкривних робіт.

Пропонується виділити схеми робіт (табл. 3.1), що відрізняються розташуванням транспортних комунікацій для руху корисної копалини, місцем установки відвалоутворювача і типом видобувного обладнання:

– відвалоутворювач і видобувний екскаватор нижнього черпання встановлені на покрівлі пласта;

– відвалоутворювач знаходиться на покрівлі пласта, видобувний екскаватор верхнього черпання – на підошві пласта;

– відвалоутворювач розташовано на підошві пласта, видобувний екскаватор нижнього черпання – на покрівлі;

– відвалоутворювач і добувний екскаватор верхнього черпання встановлені на підошві.

Таблиця 3.1

Класифікація технологічних схем з консольними відвалоутворювачами

Наявність і місце розташування розкритих запасів корисної копалини, підготовлених на зиму	Місце установки відвалоутворювача відносно пласта корисної копалини	Характерні особливості роботи за схемою
I. Під відвальною консоллю відвалоутворювача	А. На покрівлі пласта	І. Ширина розкривної і відвальної заходки однакова; на величину запасів не впливає ширина видобувної заходки
II. Під приймальною консоллю відвалоутворювача і розвантажувальною консоллю екскаватора	А. На покрівлі пласта. Б. На підошві пласта	1. Ширина розкривної заходки перевищує відвальну і однакову з нею видобувну; зимові запаси утворюються через відставання відвальних і видобувних робіт. 2. Ширина розкривної і відвальної заходки однакова: зимові запаси утворюються шляхом зменшення ширини добувної заходки
III. Під відвальною і приймальною консоллю відвалоутворювача	А. На покрівлі пласта	1. Ширина розкривної заходки перевищує відвальну і однакову з нею видобувну; зимові запаси утворюються через відставання відвальних і видобувних робіт
IV. Відсутні (сезонна робота з видобутку або цілорічна з розкриття)	А. На покрівлі пласта. Б. На підошві пласта	1. Рівномірне посування розкривного і відвального фронтів робіт, однакова кількість розкривних і відвальних заходок

В табл. 3.1 наведено класифікацію технологічних схем роботи транспортно-відвальних комплексів з консольними відвалоутворювачами, в основу якої

покладено головну ознаку – наявність і місце розташування розкритих запасів корисної копалини (*B*) (рис. 3.1).

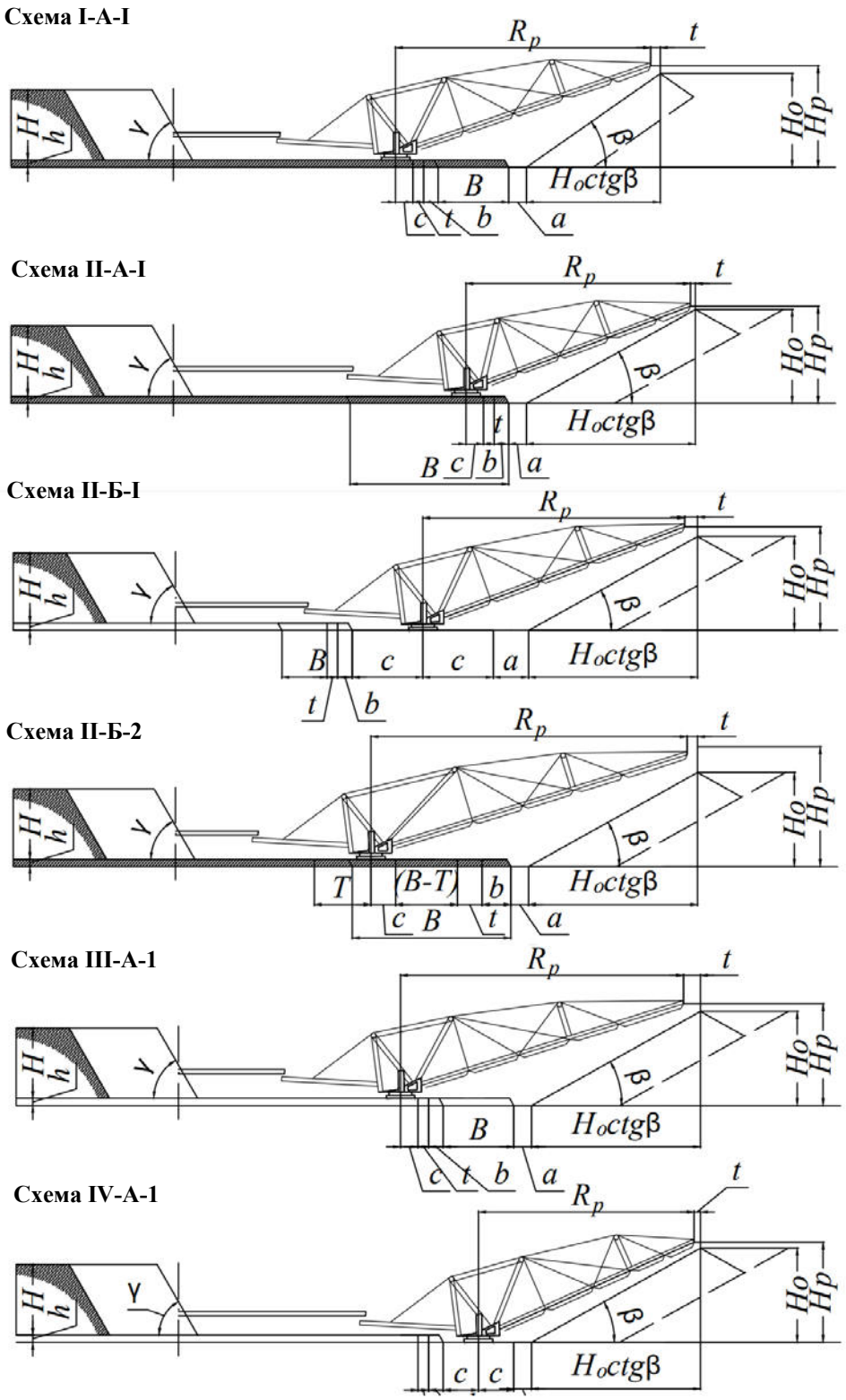


Рис. 3.1 Технологічні схеми роботи транспортно-відвальних комплексів з консольними відвалоутворювачами

При проектуванні системи розробки для різних технологічних схем роботи комплексу необхідно встановити основні технологічні параметри:

– мінімальну відстань від осі обертання відвалоутворювача до гребня відвалу (R_p);

– максимально можливу висоту розкривного уступу *(H)*;

– мінімальну довжину фронту робіт кар'єру з розкриву чи видобутку корисної копалини (L).

У відмінних гірничотехнічних умовах параметри технологічної схеми розробки слід визначити на основі максимального використання довжини консолі відвалоутворювача з перевіркою можливості роботи за висотою розвантаження H_P при стійких породах. Відстань осі обертання повороту відвалоутворювача до гребня відвалу визначається робочими розмірами і схемою встановлення консольного відвалоутворювача. При наявності визначеного гірничотранспортного устаткування (консольний відвалоутворювач і роторний екскаватор) всі інші параметри системи розробки визначаються залежно від гірничотехнічних умов родовища і продуктивності комплексу.

Схема I-А-I. При розташуванні зимових запасів корисної копалини під відвальною консоллю відвалоутворювача мінімальна відстань від осі обертання до верхнього гребня відвалу чи необхідний радіус розвантаження відвалоутворювача становить (рис. 3.1):

$$R_p = H_0 ctg\beta + B + l, \text{ м}, \qquad (3.1)$$
$$l = a + t + b + hctg\alpha + c,$$

де: t – ширина транспортного майданчика на покрівлі або підошві пласта корисної копалини, м; b – величина безпечної відстані між нижньою брівкою уступу і транспортним майданчиком, м; c – половина ширини майданчика, необхідної для безпечного руху і повороту відвалоутворювача, м; B – ширина смуги зимових запасів корисної копалини, м.

Виразивши висоту відвалу через значення ширини розкривної заходки і висоту розкривного уступу, одержимо:

$$R_p = C_ф K_P H ctg\beta + 0{,}25 A ctg\beta_1 + l, \text{ м}, \quad (3.2)$$

де: $C_ф$ – коефіцієнт, що враховує співвідношення довжин розкривного $Lв$ і відвального L_O фронтів робіт відповідно; β_1 – кут укосу відвального ярусу при відсипці його по гребню, град.

Значення коефіцієнта, що враховує співвідношення довжин розкривного і відвального фронтів робіт, залежить від наявності, кількості, ширини і місця розташування виїзних траншей, висоти відвалу, кута його укосу і визначається за графіком, наведеним на рис. 3.2, *а*.

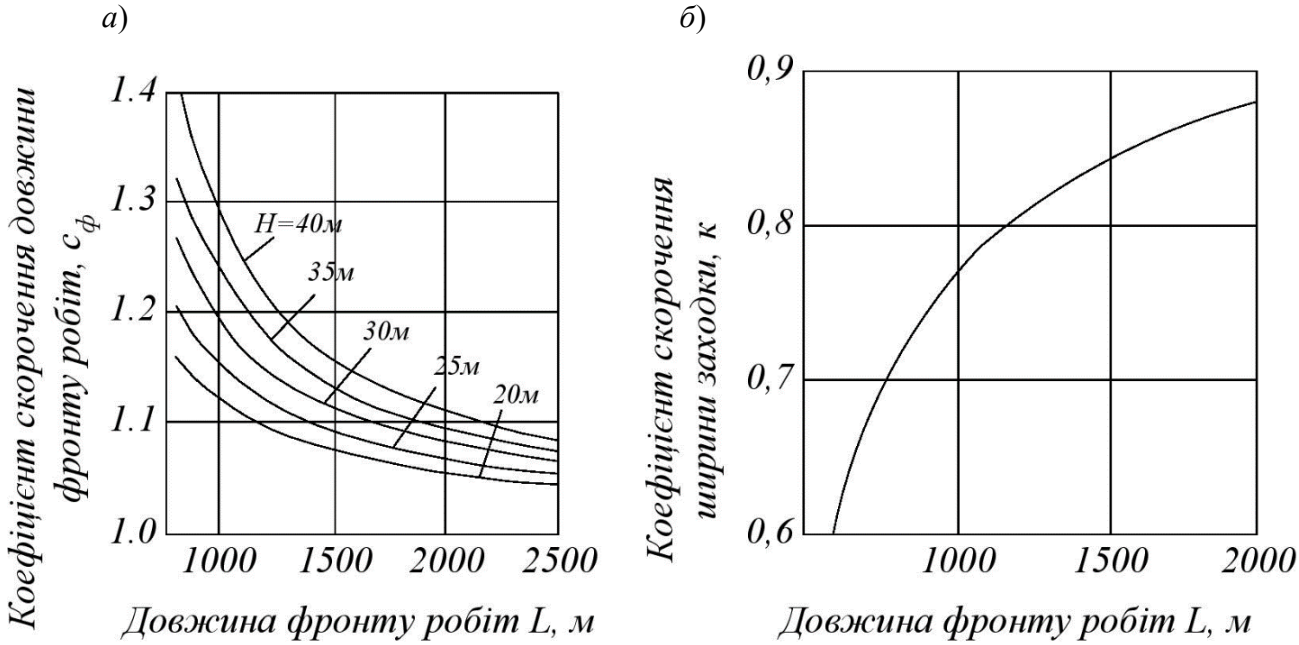


Рис. 3.2. Коефіцієнти скорочення, що враховують співвідношення довжин розкривного і відвального фронтів робіт: а) довжини фронту робіт; б) ширини заходки

Ширина смуги зимових запасів корисної копалини під відвальною консоллю, виходячи із потреби збагачувальної фабрики, визначається за формулами:

– при човниковій роботі (робочий хід в обох напрямках) розкривного обладнання по фронту кар'єру:

$$B = \frac{Q_K}{LhK_{доб}\gamma} \cdot \frac{n_з}{N}, \text{ м}, \quad (3.3)$$

– при розробці розкривної заходки в одному напрямку і холостих переходах обладнання вздовж фронту робіт:

$$B = \frac{Q_K}{LhK_{доб}\gamma} \cdot \frac{n_з}{N} - A \cdot k, \text{ м}, \tag{3.4}$$

де: Q_K – річна продуктивність кар'єру з видобутку, т; L – довжина фронту видобувних робіт, м; h – потужність корисної копалини, м; $K_{доб}$ – коефіцієнт видобування; $n_з$ – час простою комплексу машин через кліматичні умови в зимовий період, міс.; γ – щільність руди, т/м^3; N – кількість робочих місяців у році; k – коефіцієнт скорочення ширини заходки, що враховує безпечну відстань між розкривним і видобувним обладнанням, визначається за графіком, наведеним на рис. 3.2, *б*.

Залежно від продуктивності розкривного обладнання ширина смуги зимових запасів під відвальною консоллю відвалоутворювача визначається за формулами:

– при човниковій роботі розкривного обладнання по фронту кар'єру

$$B = \frac{V}{H \cdot L_B} \cdot \frac{n_З}{N}, \text{ м}; \tag{3.5}$$

– при розкритті в одному напрямку і холостих переходах обладнання вздовж фронту робіт

$$B = \frac{V}{H \cdot L_B} \cdot \frac{n_З}{N} - A_k, \text{ м}, \tag{3.6}$$

де V – річна продуктивність розкривного комплексу, м^3; L_B – довжина фронту робіт з розкриву, м.

В подальших розрахунках необхідно використовувати тільки позитивні значення B, що визначаються за формулами (3.4 і 3.6); негативні характеризу-

ють корисну копалину під час відробки останньої видобувної заходки в кінці розкривного сезону, що перевищують потрібні об'єми зимових запасів для рівномірної роботи кар'єру.

Визначення основних параметрів технологічної схеми можна записати так:

– при човниковій роботі розкривного обладнання по фронту кар'єру

$$R_p = C_ф K_p H ctg\beta + 0{,}25 tg\beta_1 \, ctg\beta + \frac{V}{H \cdot L_B} \cdot \frac{n_з}{N} + l \ , \text{ м}, \tag{3.7}$$

або

$$H = \frac{Б - \sqrt{Б^2 - 4C_ф K_p \frac{V n_з}{L_в N} ctg\beta}}{2C_ф K_p ctg\beta}, \ \text{м}, \tag{3.8}$$

$$Б = Rp - 0{,}25 A tg\beta_1 \cdot ctg\beta - l, \text{ м}, \tag{3.9}$$

$$L_{в.\min} = \frac{V n_з}{H(Б - C_ф K_p H ctg\beta) N}, \ \text{м}. \tag{3.10}$$

При розкритті в одному напрямку і холостих переходах обладнання вздовж фронту робіт використовують наступний вираз:

$$R_p = C_ф K_p H ctg\beta + 0{,}25 tg\beta_1 + \frac{V}{H \cdot L_B} \cdot \frac{n_з}{N} + l \ - kA, \text{ м}, \tag{3.11}$$

або

$$H = \frac{Б_1 - \sqrt{Б_1^{\,2} - 4C_ф K_p \frac{V n_з}{L_в N} ctg\beta}}{2C_ф K_p ctg\beta}, \ \text{м}, \tag{3.12}$$

$$L_{в.\min} = \frac{V n_з}{H(Б - C_ф K_p H ctg\beta) N}, \ \text{м}. \tag{3.13}$$

Позаяк довжина фронту розкриття залежить від висоти розкривного

уступу, то при його визначенні за формулами (3.9 і 3.12) у виразі

$$Lв = L + h\ ctg\ \alpha + H\ (ctg\ \gamma + 0{,}4),\ м$$

можна приймати, що $H = (0{,}7 – 0{,}8)H_{ч.max}$; $H_{ч.max}$ – максимальна висота черпання роторного екскаватора, м.

Схема II-А-I (рис. 3.1, *б*) характеризується розташуванням зимових запасів під приймальною консоллю відвалоутворювача (він знаходиться на покрівлі пласта) і розвантажувальною консоллю екскаватора. Максимальна відстань від осі обертання машини для укладання порід до гребня відвалу для цієї схеми визначається за формулою:

$$R_P = H_O ctg\beta + 1,\ м. \qquad (3.14)$$

Дійсна висота внутрішнього відвалу, для даної схеми робіт – величина змінна. Як зазначалось вище, відвалоутворювач, знаходячись на покрівлі пласта і маючи під власною приймальною консоллю зимові запаси сировини, відпрацьовує їх. На початку теплого (літнього) періоду відробки родовища місце розташування машини перебуває у залежності від попереднього положення (кінець минулого літнього сезону) на величину смуги запасів, створених тоді. Різниця між максимальною і мінімальною відстанями від роторного екскаватора до осі відвалоутворювача умовно називається телескопічністю розкривного комплексу ($T = B$).

При створенні зимових запасів за рахунок цього показника і установки відвалоутворювача на покрівлі пласта ширина розкривної (A) і відвальної заходки (A_O) неоднакова. Переміщення відвалоутворювача на відстань, що її перевищує, під час відробки першої заходки на початку розкривного сезону веде до перепадів поверхні внутрішніх відвалів. Відсипка першої відвальної заходки проводиться вздовж останньої попереднього сезону, відстань між їх гребнями складає $A_{O1} + B$. Западина, що утворилася між двома суміжними гребнями, що

відсипалися у різні сезони, частково заповнюється гірничою масою із наступних заходок, що спричиняє утворення відвалів змінної висоти.

За розрахункову висоту внутрішнього відвалу слід приймати максимальну висоту відсипки останньої відвальної заходки в кінці розкривного сезону:

$$H_O = \left(C_Ф kH \frac{A}{A_O} + 0{,}25 A_O tg\beta_1 \right) \eta, \text{ м}, \tag{3.15}$$

де: η – коефіцієнт, який враховує зменшення висоти відвалу за рахунок додаткової ємності у виробленому просторі при переміщенні відвалоутворювача по нормалі до фронту робіт на початку розкриття на відстань $A_{OI} + B$, $\eta = 0{,}88 – 0{,}9$ при висоті відробляємого розкривного уступу 30 – 40 м.

Параметри даної технологічної схеми визначаються за виразами: при човниковій роботі розкривного обладнання по фронту робіт

$$A_O = A \frac{N - n}{N}, \text{ м}, \tag{3.16}$$

$$R_P = \left(C_Ф K_P H \frac{N}{N - n_З} + 0{,}25 A \frac{N - n_З}{N} tg\beta_1 \right) \eta ctg\beta + l, \text{ м}, \tag{3.17}$$

$$L_{B.MIN} = \frac{V \frac{n_З}{N}}{TH}, \text{ м}, \tag{3.18}$$

під час розкриття в одному напрямку і холостих переходах обладнання вздовж фронту робіт

$$A_O = A \frac{TN - n}{N - kAn}, \text{ м}, \tag{3.19}$$

$$R_P = \left(C_Ф K_P H \frac{NT - kAn_З}{T(N - n_З)} + 0{,}25 A \frac{T(N - n_З)}{NT - kAn_З} tg\beta_1 \right) \eta ctg\beta + l, \text{ м}, \tag{3.20}$$

$$L_{B.MIN} = \frac{V\dfrac{n_3}{N}}{HT\left(1+\dfrac{kA(N-n_3)}{NT-kAn_3}\right)},\ \text{м}, \qquad (3.21)$$

Схема II-Б-I (рис. 3.1). Робота здійснюється як за схемою II-А-I, але відвалоутворювач розташовується на підошві пласта. Після створення зимових запасів (вони погашаються під час цілорічних видобувних робіт) в кінці літнього сезону комплекс зупиняється на ремонт. Початок розкриття весною характеризується переміщенням відвалоутворювача в бік екскаватора на відстань A_O+T.

Параметри технологічної схеми визначаються за виразами (3.16), (3.18), (3.19) і (3.21), виключення складають величини мінімальної відстані між віссю обертання відвалоутворювача і гребнем, що визначається за формулами:

– при човниковій роботі розкривного обладнання по фронту робіт

$$R_P = \left(C_\Phi K_P H \frac{N}{N-n_3} tg\beta_1\right)\eta ctg\beta + a + c,\ \text{м}, \qquad (3.22)$$

– при розкритті в одному напрямку і холостих переходах обладнання вздовж фронту робіт

$$R_P = \left(C_\Phi K_P H \frac{NT-kAn_3}{T(N-n_3)} + 0{,}25A\frac{T(N-n_3)}{NT-kAn_3} tg\beta_1\right)\eta ctg\beta + a + c,\ \text{м}. \qquad (3.23)$$

Схема II-Б-2 (рис. 3.1) відрізняється від попередньої тим, що відвалоутворювач не переміщається до екскаватора після відробки зимових запасів. Ширина розкривної заходки на відвалі однакова. Зимові запаси створюються за рахунок відставання видобувного фронту робіт у літній період. Для визначення мінімальної відстані від осі обертання відвалоутворювача до гребня відвалу при відробці розкривної заходки в одному напрямку і при човниковій роботі розкривного обладнання по фронту робіт є справедливим вираз:

$$R_P \approx C_\Phi K_P H ctg\beta + 0{,}25 A tg\beta_1 \cdot ctg\beta + a + c, \quad \text{м.} \tag{3.24}$$

Довжина фронту робіт розкривного комплексу визначається за формулами (3.18) та (3.21).

Схема III-А-I (рис. 3.1) характеризується наявністю зимових запасів корисних копалин, які знаходяться під відвальною і приймальною консолями відвалоутворювача. Робота за цією схемою дозволяє мати ширину смуги запасів сировини, що перевищує телескопічність комплексу ($B > T$). Як і за схемою II-А-I, параметри системи розробки визначаються за виразами:

– при човниковій роботі розкривного обладнання по фронту робіт:

$$A_O = A\frac{N - n_з ч}{N}, \text{ м}, \text{ м}, \tag{3.25}$$

$$R_P = C_\Phi K_P H \frac{N}{N - n_з ч} ctg\beta + 0{,}25 A \frac{N - n_з ч}{N} tg\beta_1 \cdot ctg\beta + l, \text{ м}, \text{ м}, \tag{3.26}$$

де: $ч = \frac{T}{B}$ – коефіцієнт, що враховує розподіл смуги зимових запасів під відвальною і приймальною консолями відвалоутворювачів;

– при розкритті в одному напрямку і холостих переходах обладнання вздовж фронту робіт:

$$A_O = \frac{AT(N - n_з ч)}{NT - KAn_з ч}, \text{ м}, \tag{3.27}$$

$$R_P = C_\Phi K_P H \frac{NT - kAn_з ч}{T(N - n_з ч)} ctg\beta + 0{,}25 A \frac{T(N - n_з ч)}{NT - kAn_з ч} tg\beta_1 \cdot ctg\beta + l, \quad \text{м.} \tag{3.28}$$

Схема IV-А-I (рис. 3.1) має основну відмінність від попередніх, а саме – відсутність зимових запасів корисної копалини. Такий стан справ виникає під час сезонної роботи з розкриття і видобування ($A = A_0 = A_g$). Мінімальна відс-

тань від осі обертання відвалоутворювача до гребня відвалу незалежно від способу відробки заходками вздовж фронту робіт визначається за формулою (3.28).

Довжину фронту робіт розкривного комплексу необхідно приймати максимальною, обмеження її проводиться за умови скорочення об'ємів гірничокапітальних робіт або застосування на передових уступах транспортної системи розробки. Параметри розраховуються за формулою (3.24). Довжину фронту робіт встановлюють так же, як для схеми III-А-I.

Схема IV-Б-I (рис. 3.1) відрізняється від попередньої тільки розміщенням відвалоутворювача на підошві пласта. Параметри розраховуються за формулою (3.24). Довжину фронту робіт встановлюють так саме, як і для схеми IV-А-I.

Для визначення основних параметрів, ширину розкривної заходки слід вважати максимальною або близькою до неї, виходячи із робочих показників роторного екскаватора. Для всіх технологічних схем наводяться вирази для обчислення мінімальної відстані між віссю обертання відвалоутворювача і гребнем відвалу на основній частині фронту робіт. Функціонування розкривного обладнання в торцях кар'єру відрізняється від роботи по фронту (рис. 3.3).

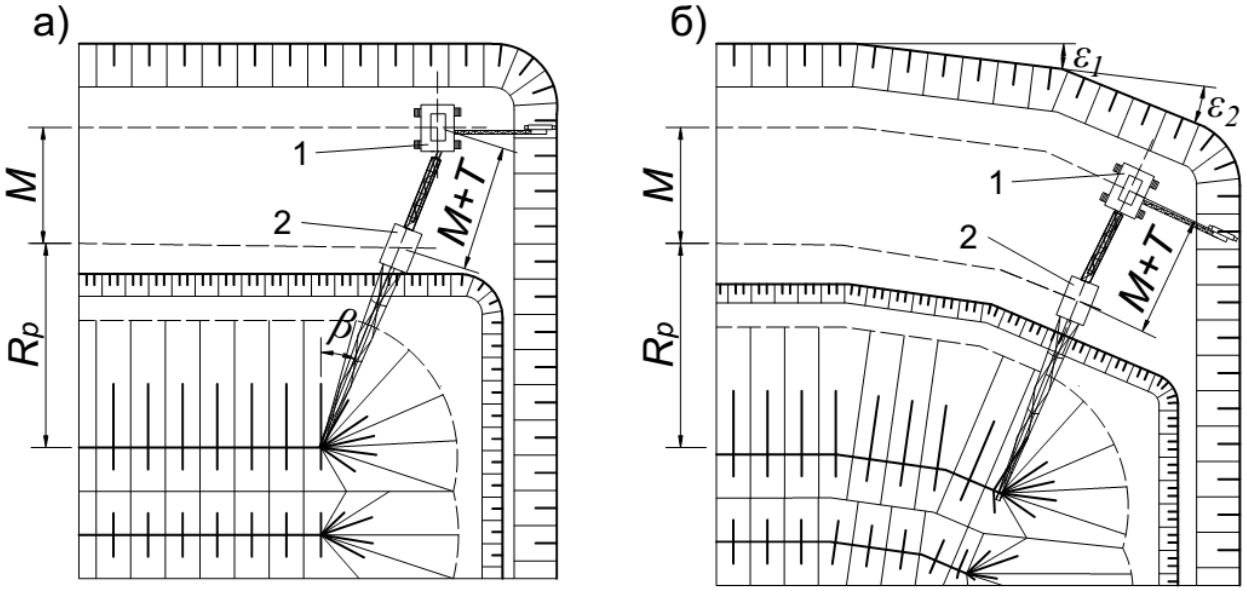


Рис. 3.3. Схеми відпрацювання тупиків: а) прямий і б) викривлений фронт; 1 – роторний екскаватор; 2 – консольний відвалоутворювач

Найбільша складність виникає під час застосування схеми відробки торцевої ділянки кар'єрного фронту робіт біля виїзної траншеї, наявність якої спричиняє максимальне збільшення відстані від вибою екскаватора до місця відсипки породи у відвал.

На схемі, показаній на рис. 3.3, *а*, відвальна консоль відвалоутворювача складає з нормаллю до фронту робіт деякий кут, величина якого визначається за формулою:

$$H_O ctg\beta + \alpha + hctg\alpha + 0{,}2H + Hctg\gamma - R_{Ч.MAX} - \theta = \\ = \arcsin \frac{-\sqrt{(M+T-\tau)^2 - (M+\tau)^2}}{l_K \cos\delta + u + e}, \qquad (3.29)$$

де M – мінімальна відстань між осями екскаватора і відвалоутворювача, м; τ – величина телескопічності між екскаватором і відвалоутворювачем, необхідна для забезпечення відносної свободи переміщення обладнання вздовж фронту робіт в комплексі, м; l_K – довжина відвальної консолі відвалоутворювача, м; δ – кут підйому відвальної консолі, град.; u – відстань від осі обертання відвалоутворювача до п'яти відвальної консолі, м; e – величина вільного падіння породи від відвальної консолі до гребня відвалу, м.

Після визначення кута мінімальна відстань осі обертання відвалоутворювача до верхнього гребня відвалу

$$R_P = \frac{l_K \cos\delta + u + e}{\cos\theta}, \text{ м.} \qquad (3.30)$$

Така схема відпрацювання торцевих ділянок кар'єрного фронту робіт застосовується у випадку роботи відвалоутворювача відносно невеликого розміру, коли відвал відсипається в один ярус і висота розкривного уступу лімітується параметрами роторного екскаватора.

Друга схема відробки торцевих ділянок (рис. 3.3, *б*) передбачає викривлення фронту робіт кар'єру, щоб наблизити кінцеву точку тупика до відвалу. Це

робиться для забезпечення передачі розкривних порід із тупика у відвал при тих самих параметрах гірничо-транспортного обладнання, які використовуються для прямолінійної ділянки фронту робіт. Викривлення залежно від конструкції ходової частини розкривного обладнання може бути у вигляді кривої або ламаної лінії. У разі застосування крокуючого рейкового ходу викривлення торцевої частини кар'єру за ламаною лінією, що складається із ділянок довжиною 150 – 300 м, спрощує умови роботи роторного екскаватора в заходці постійної ширини. Радіус кривизни чи кута обертання, кількість і довжина ділянок ламаної лінії визначаються графіком, який враховує можливість повного розміщення порід розкриву у відвалі.

Така схема відробки торцевих ділянок дозволяє максимально використати повноповоротний консольний відвалоутворювач для зміщення відвалів відносно розкривного вибою по фронту робіт при багатоярусній відсипці. Її застосовують при недостатніх параметрах відвалоутворювача, складних гірничотехнічних умовах родовища або при невеликій довжині кар'єрного поля.

3.3. Вибір ефективної технологічної схеми розміщення відвалоутворювача

Для виявлення найбільш раціональної схеми розміщення відвалоутворювача за наведеними вище формулами визначається мінімально допущена величина радіуса розвантаження. Застосування великих гірничих машин з крокуюче-рейковим ходом дозволяє передбачити роботу транспортно-відвального комплексу з холостими переходами вздовж фронту робіт після відробки кожної заходки. При цьому можливе створення частини або всіх зимових запасів корисної копалини в останній видобувній заходці. Їх кількість залежить від довжини фронту робіт кар'єру, параметрів системи розробки, продуктивності розкривного обладнання і не впливає на радіус розвантаження відвалоутворювача.

Для розробки розкриву однакової потужності при човниковому способі роботи обладнання радіус розвантаження повинен бути значно більшим, ніж при роботі в одному напрямку і холостих переходах в протилежному. Тому найбільш ефективними є схеми, які передбачають холості переходи вздовж

фронту кар'єру з залишенням частини або всіх зимових запасів корисної копалини в останній заходці. З усіх схем найбільш раціональною за умовами забезпечення мінімального радіуса розвантаження є IV-А-I (II-Б-2). Однак її застосування можливе тільки при достатній стійкості підстилаючих порід і невеликій потужності пласта корисної копалини. Якщо умови протилежні то використовується схема III-А-I.

Після вибору найбільш ефективної схеми роботи транспортно-відвального комплексу для одержання максимального техніко-економічного ефекту необхідно визначити найбільш раціональні параметри системи розробки, при яких повністю задіяні лінійні розміри обладнання. Раціональна висота розкривного уступу і ширина заходки визначаються разом з параметрами екскаватора і відвалоутворювача з урахуванням гірничотехнічних умов розробки родовища.

У тупиковому вибої ширина заходки роторного екскаватора знаходиться в залежності від висоти розкривного уступу, а максимальний її розмір – від розмірів машини. При цьому важливе значення має конструкція роторної стріли. Раціональне значення висоти розкривного уступу і ширини заходки можна визначити за графікам $A = f_1 (H)$ для такого типу відвалоутворювача і $A = f_2$ (H) для роторного екскаватора з урахуванням гірничотехнічних умов залягання родовища і схеми роботи (рис. 3.4).

Для конкретних гірничотехнічних умов встановлюють максимально допустимі значення кутів укосів розкривного уступу α і відвалу β. На основі цих даних за допомогою номограми визначають раціональні значення ширини заходки і висоти уступу відповідно до координат точки перетину двох графіків, що виражають залежності ширини заходки від висоти розкривного уступу при максимальному використанні робочих параметрів екскаватора і відвалоутворювача. Довжина фронту робіт при транспортно-відвальній системі розробки залежить від гірничо-геологічних умов залягання родовища і від типу гірничо-транспортного обладнання.

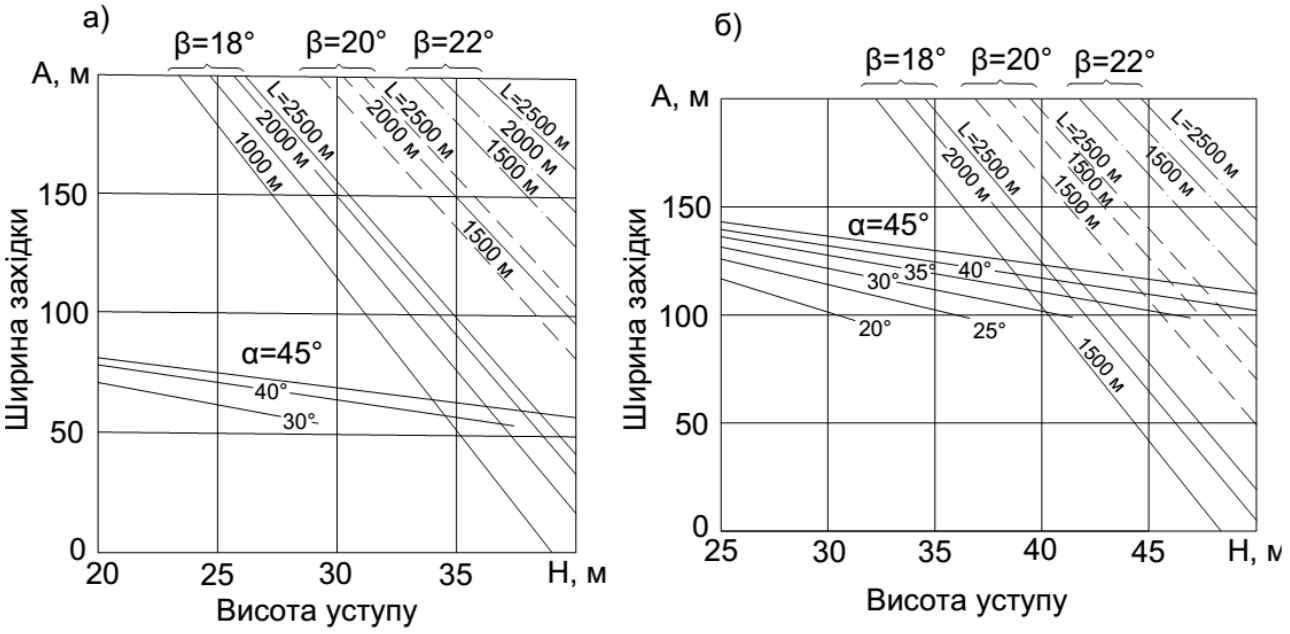


Рис. 3.4. Визначення ефективності роботи транспортно-відвальних комплексів при висоті уступу: а) 20 – 40 м; б) 25 – 50 м

Мінімальна довжина фронту робіт (м) залежно від продуктивності розкривного обладнання наведена нижче (табл. 3.2).

Таблиця 3.2

Встановлення максимальної довжини фронту робіт

Продуктивність розкривного обладнання, тис.м^3/ч	0,5-0,7	1-2	3-5	8-10
Мінімальна довжина фронту робіт, км	0,7-1	0,9-1,2	1-1,5	1,5-2

Раціональні значення довжини фронту робіт для транспортно-відвальної системи розробки можуть визначатися на основі аналізу взаємозв’язку технологічних параметрів обладнання і елементів системи розробки.

3.4. Внутрішні відвали при роботі консольних відвалоутворювачів

Стійкість внутрішніх відвалів забезпечується за допомогою таких заходів: обґрунтованого вибору параметрів системи розробки; правильного встановлен-

ня кута укосу відвалу; розподілу породних мас у відвалі; запобігання деформації укосу відвалу.

Сучасні поворотні консольні відвалоутворювачі дають можливість керувати стійкістю відвалів – надавати їх укосам необхідний кут похилу залежно від гірничо-геологічних умов залягання і фізико-механічних властивостей порід. Оскільки розвантаження ґрунту здійснюється тільки з кінця відвальної консолі, то відсипку ярусу при утворенні відвалів можна виконувати відвалоутворювачем. Його поворот, як правило, пов’язано з власною зупинкою, а також екскаватора, тому зі збільшенням кількості місць відсипки зменшується продуктивність всього комплексу.

Відвалоутворювач з довжиною відвальної консолі до 90 – 105 м утворює відвал висотою до 30 – 35 м, при цьому забезпечується його стійкість за умови відсипання в один ярус. Високі відвали створюються в декілька ярусів з поворотом відвалоутворювача. Кількість ярусів залежить від сумарної висоти відвалу, необхідного результуючого кута укосу і технологічних схем роботи комплексу машин.

Для більшості родовищ з м’якими покривними породами відсипка відвалу в один ярус висотою більш ніж 40 м не може бути виконана за умовами стійкості. Відвал висотою до 60 – 80 м розділяється на два-три яруси. Більша відсипка вже нераціональна, позаяк зменшується продуктивність обладнання і ускладнюється технологія робіт. Висота кожного ярусу, як правило, перебуває в межах 15 – 25 м, залежно від фізико-механічних властивостей порід, сумарної висоти відвалу, заходів із запобігання обводненню відвалів.

Орієнтовно можна зазначити, що найбільш доцільною при утворенні стійких відвалів в два-три яруси є відсипка нижнього до відмітки, яка дорівнює 0,25 H_O, і другого (при триярусних відвалах) – до 0,5 H_O (загальної висоти відвалу).

3.5. Виробнича потужність кар'єру і ефективність системи розробки з консольними відвалоутворювачами

Після визначення основних параметрів технологічної схеми виробнича потужність кар'єру при повному завантаженні розкривного обладнання і рівномірному річному посуванні розкривного і добувного фронтів робіт встановлюється за виразом:

$$Q = \frac{VLhK_{ДОБ}}{HL_B f},\ \text{м}^3/\text{рік}, \qquad (3.31)$$

де L – довжина фронту з видобування корисної копалини, м; L_B – довжина фронту з розкриву, м; f – коефіцієнт резерву, що враховує нерівномірність роботи розкривного і видобувного обладнання, f = 1,05 – 1,1.

Під час визначення виробничої потужності кар'єру з видобутку для технологічних схем з цілорічною роботою з видобування і наявності зимових запасів корисної копалини необхідно враховувати спосіб посування фронту робіт. Так, продуктивність розкривного обладнання при віяловому переміщенні знижується в порівнянні з паралельним на 6 – 10 %. Техніко-економічні показники роботи кар'єру залежать від потужності покривних порід з пласта корисної копалини, технологічної схеми, типу і продуктивності розкривного і видобувного гірничотранспортного обладнання, конфігурації і запасів кар'єрного поля.

Переваги технології із застосуванням відвалоутворювачів:

– транспортування порід у відвал за найменшою відстанню;

– простота організації розкривних робіт і відсутність спеціального обладнання на відвалах;

– покращання умов стійкості відвальних укосів завдяки можливості зміни генерального кута укосу.

Використання консольних стрічкових відвалоутворювачів у поєднанні з роторними екскаваторами забезпечує безперервність технологічного процесу:

ефективну роботу екскаваторів в часі (їх продуктивність на 20 – 35 % вища, ніж у залізничного транспорту); високу ефективність праці.

Недоліком технології розкривних робіт із застосуванням транспортно-відвальної системи є її обмеженість за геологічним і гідрогеологічними факторами, а також за фізико-механічними властивостями покривних порід.

3.6. Ускладнені технологічні схеми з консольними відвалоутворювачами

При розробці розкривних порід великої потужності найбільш складним є забезпечення стійкості внутрішніх підвалів, що не завжди можна здійснити за допомогою збільшення лінійних розмірів відвального обладнання. Тільки – при ускладненій транспортно-відвальній системі розробки.

Її суть полягає в тому, що при розкритті, окрім основного виймального і відвального обладнання, застосовується додаткове (відвалоутворювачі, перевантажувальні мости, драглайни). Наприклад, використовуються один роторний екскаватор ЕРШР-1600 або ЕРШР-2600 і два відвалоутворювачі, які відсипають відвал у два яруси і працюють послідовно один за одним по нормалі до фронту робіт (рис. 3.5, *а*).

Перший відвалоутворювач встановлюють на відмітці покрівлі пласта корисної копалини, породу транспортують на відмітку покрівлі першого ярусу внутрішніх відвалів, де розташовується другий, який розміщає породу, що подається з першого, в нижній і в другий яруси. Відсипання нижнього ярусу триває з деяким випередженням фронту робіт.

Для максимального використання ємності відвалів і скорочення планувальних робіт воно проводиться серпоподібними смугами на ширину заходки. За складних гідрогеологічних умов залягання родовища і великої висоти ярусу (до 30 – 45 м) відсипка здійснюється з утворенням стійкого кута укосу для забезпечення безаварійної роботи обладнання. Застосування похилих перевантажувальних мостів видозмінило схему (рис. 3.5, *б*). Розкривні породи від роторного екскаватора надходять на перевантажувальний міст і передаються самохідним перевантажувачем на відвалоутворювач, який відсипає верхній та нижній яруси.

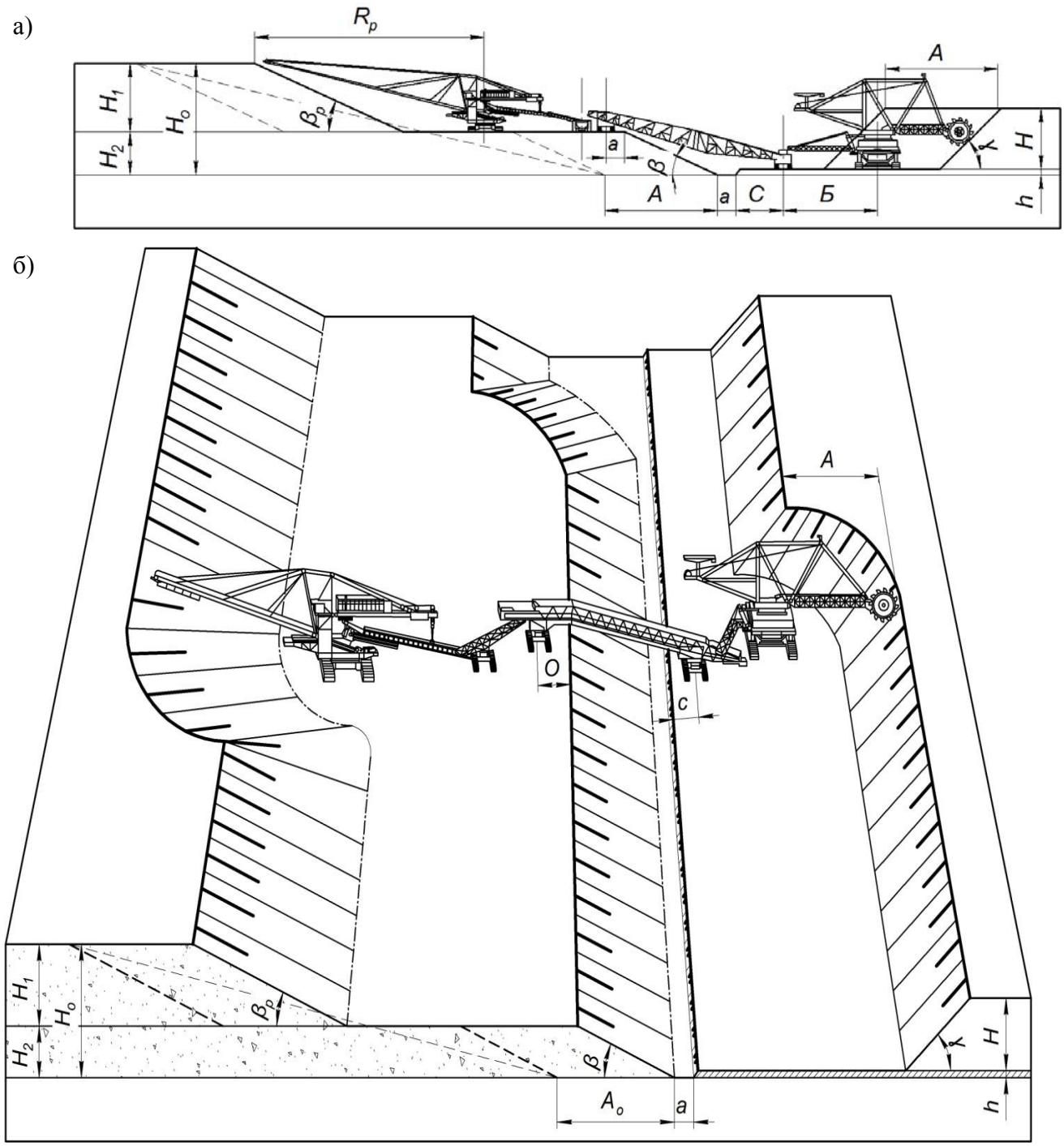


Рис. 3.5. Транспортно-відвальна технологія з використанням: а – двох консольних відвалоутворювачів; б – самохідного перевантажувача

На рис. 3.6 бачимо дві схеми роботи за ускладненою транспортно-відвальною системою на кар'єрах Німеччини.

При недостатніх параметрах відвалоутворювача або стійкості відвалів може застосовуватись схема з використанням драглайнів для зміни конфігурації відвалу (рис. 3.7).

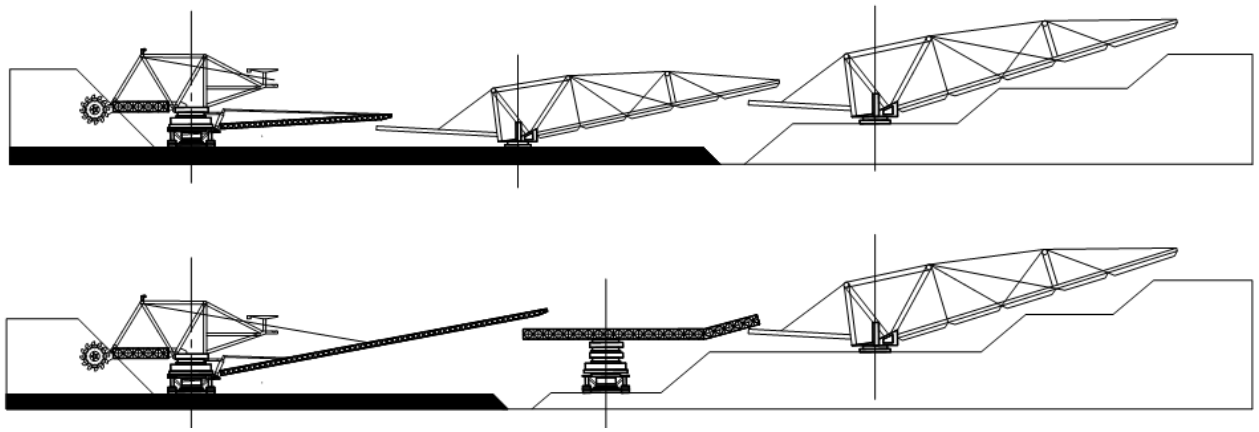


Рис. 3.6. Технологічні схеми ускладненої транспортно-відвальної системи (Німеччина): а – екскаватор і два відвалоутворювачі; б – екскаватор, проміжний міст і відвалоутворювач

3.7. Характеристика технологічних схем з транспортно-відвальними мостами

Їх особливість – це переміщення розкриву у вироблений простір по нормалі до фронту робіт за допомогою транспортно-відвального мостового комплексу, що об’єднує в єдиний виробничий процес екскавацію, транспортування і укладання породи у відвал. Головна складова частина комплексу – транспортно-відвальний міст.

Основні гірничотехнічні та інженерно-геологічні умови ефективного застосування транспортно-відвальних мостів: горизонтальне або близьке до нього залягання пласта корисної копалини без великих порушень; відносно правильні контури кар’єрного поля в плані; стійкість гірничих мас у цілику і відвалі, що виключає небезпеку деформації металоконструкцій мосту; добра розвіданість родовища; достатні запаси корисної копалини, що забезпечують довготривалість розробки ділянки родовища не менш 10 – 15 років і економічно доцільне використання при заданій проектній продуктивності.

Мости працюють при розробці горизонтальних пластів корисних копалин (бурого вугілля, марганцевої і залізної руди, фосфоритів, тощо) покритих розпушеними породами потужністю до 40 – 60 м.

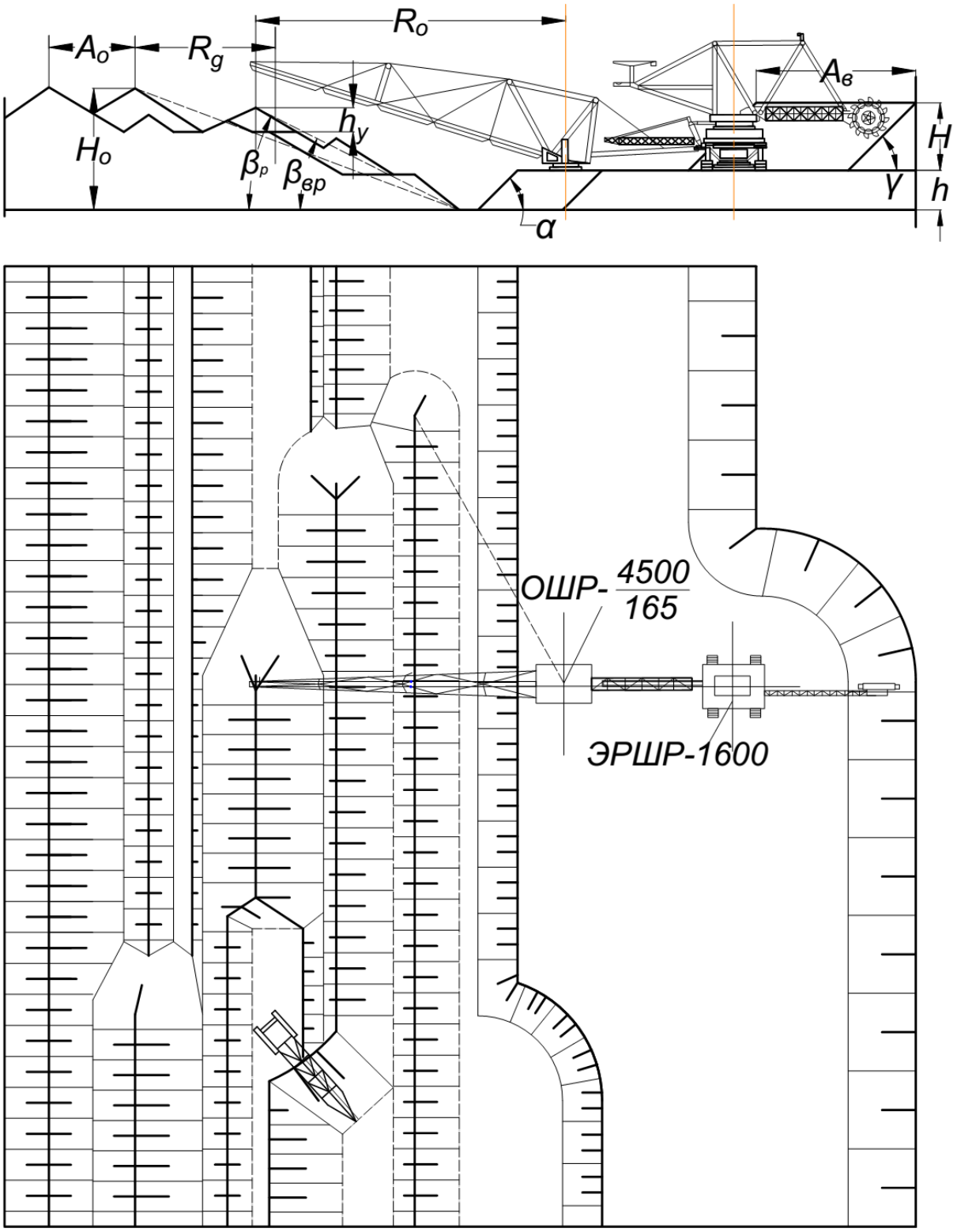


Рис. 3.7. Схема використання на відвалі драглайна при транспортно-відвальній системі розробки

Позитивні якості гірничих робіт із застосуванням мостових комплексів: потоковість розробки, можливість селективної відсипки внутрішніх відвалів,

розміщення значних запасів корисної копалини під прогоном мосту для роботи кар'єру під час зупинки розкривного комплексу в зимовий період. Як і в випадку з консольними відвалоутворювачами, технологія транспортно-відвальних мостових комплексів у сприятливих гірничотехнічних умовах сприяє продуктивності праці робітників і невеликим витратам на розробку 1 м^3 розкриву.

Недоліки мостів: обмеженість умов застосування; громіздкість і значна вартість гірничого обладнання; великий обсяг гірничокапітальних робіт при створенні розрізної траншеї для уведення комплексу в експлуатацію; сезонність роботи обладнання.

Перерва на зимовий час у роботі на практиці використовується для капітальних ремонтів усіх механізмів. Транспортно-відвальні мости на відкритих розробках експлуатують з 1923 р. Сьогодні вони працюють в Німеччині при розробці буровугільних родовищ. В Україні, окрім відпрацювання буровугільних покладів Дніпровського басейну, їх застосовували для відробки рудних запасів під Керчю.

Міст являє собою самохідну металеву конструкцію із стрічковими конвеєрами, яку встановлюють в кар'єрі поперек фронту робіт, що зв'язує розкривний і відвальний боки кар'єру за найкоротшою відстанню. З ними з'єднується один або декілька розкривних багатоківшевих екскаваторів передавальними конвеєрами, які одночасно рухаються по залізничних коліях або за допомогою гусеничного ходу вздовж розкривних уступів. Порода переміщається у вироблений простір кар'єру стрічковим конвеєром, встановленим на фермі відвального мосту.

Транспортно-відвальний міст зазвичай конструюється для застосування в конкретних гірничотехнічних умовах родовища. Відповідно до його продуктивності обирають розкривні екскаватори. Основна відмінність транспортно-відвального мосту від консольного відвалоутворювача – наявність двох (вибійної і відвальної), а інколи трьох опор. Це забезпечує значну стійкість конструкції і дозволяє мати велику загальну довжину, що сягає в окремих випадках 600 м. Наявність опор робить міст менш мобільним, спричиняє великий об'єм

гірничопідготовчих робіт і висуває вимоги до дотримування відміток робочих уступів. Їх розташування може бути різним.

При роботі з ланцюговими багатоківшевими екскаваторами вибійна опора транспортно-відвального мосту, як правило, знаходиться на робочому майданчику розкривного уступу. Спільна робота з роторною машиною обумовлює її розміщення на покрівлі видобувного уступу. Місцем відвальної опори здебільшого є попередній відвал або видобувний уступ.

У випадку розташування обох опор на покрівлі корисної копалини робота мосту надійніша, позаяк їх встановлюють на більш стійкій підошві. Розміщення однієї опори на відвалі припустимо, якщо породи, які його утворюють мають достатню стійкість. Зазвичай їх пересувають вздовж кар'єру по рейках. В міру відробки уступу колії переміщаються колієпересувачами безперервної дії, вбудованими в міст, або мають власний хід. Існують конструкції гусеничного ходу опор.

Висота відвальної опори мосту залежить від потужності розкриву і пласта корисної копалини. Під основною фермою повинен вільно проходити працюючий видобувний екскаватор.

Висота відсипання породи коливається від 25 до 75 м і визначає разом з довжиною консолі можливу висоту відвалу, а, отже, і потужність розкриву, що розробляється. Транспортно-відвальний міст має бути пристосованим до мінливих умов роботи, тобто, мати просторову рухомість. Для цього головна ферма спирається на відвальну і екскаваторну опори за допомогою шарових п'ят, які дозволяють повертати міст у горизонтальній площині на кут до 30° в обидва боки відносно власної осі.

Транспортно-відвальний міст може піднімати колії в поздовжньому і поперечному напрямках в межах 30 %. Відсипка породи ним здійснюється або в одному пункті, тобто, відвальної консолі, або в декількох (роздільна відсипка). Екскаватори мають самостійний ходовий механізм або вбудовані у міст. В першому випадку можна використовувати від одної до чотирьох машин, най-

більш зручні в експлуатації мости з одним або двома потужними повноповоротними екскаваторами. У такому випадку досягається велика гнучкість в роботі комплексу.

3.8. Параметри мосту і елементи технологічної схеми

Лінійні розміри мосту (довжина прогону $L_П$ і консолі $L_К$ визначаються сумою проекцій розкривних, видобувних і відвальних укосів, а також робочих майданчиків і берм, що перекриваються ним. При розташуванні вибійної опори мосту на видобувному уступі, а відвальної на попередньому відвалі (рис. 3.8) лінійні розміри розраховуються за формулами:

$$L_К = H_o\, ctg\beta_p - H_{пр}\, ctg\beta - m_1, \text{ м}, \tag{3.32}$$

$$L_П = m_1 + H_{пр}\, ctg\beta + a + A + h\, ctg\alpha + b, \text{ м}. \tag{3.33}$$

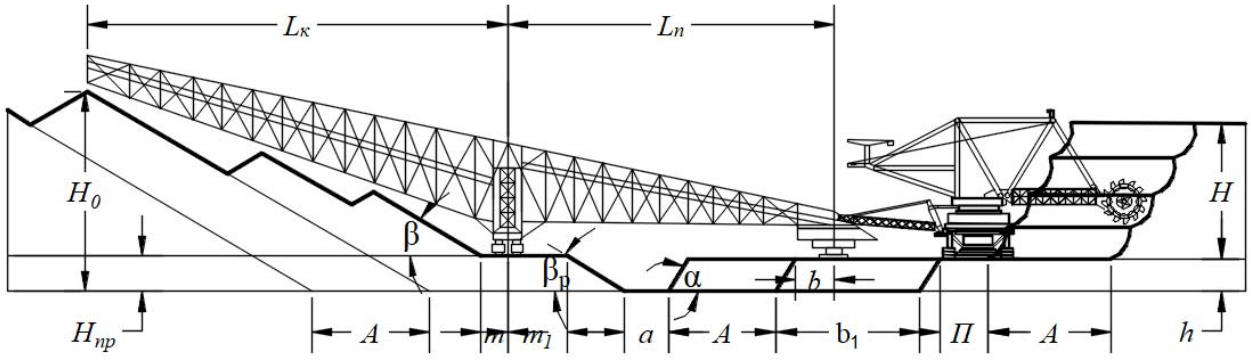


Рис. 3.8. Схема транспортно-відвального мосту при розміщенні вибійної опори на розкривному уступі, а відвальної на передвідвалі

Лінійні розміри мосту здебільшого визначаються висотою H_0 відвалу і шириною B_3 смуги розкритих запасів.

Висота відвалу при паралельному переміщенні фронту робіт

$$H_O = K_P\, c_Ф\, H + 0{,}25A tg\beta, \text{ м}, \tag{3.34}$$

де $c_Ф$ – коефіцієнт, який враховує подовження розкривного фронту робіт відносно відвального.

Ланцюгові екскаватори, що входять в склад мостового комплексу, працюють фронтальним вибоєм при ширині заходки, яка не перевищує 0,15H. Тому в формулі (3.34) другим членом можна знехтувати.

За віялового переміщення фронту робіт розрахунок висоти відвалу проводиться за умови розкривних і відвальних об'ємів вздовж усього фронту. Постійна висота відвалу визначається за формулою:

$$H_0 = K_P c_Ф H, \text{ м.} \tag{3.35}$$

Враховуючи, що в комплексі з мостом завжди працюють два екскаватори з різною (неоднаковою) довжиною фронту робіт, висота відвалу визначається за формулами:

при паралельному переміщенні фронту

$$H_O = (H_B L_B + H_H L_H)\frac{K_P}{L_O}, \text{ м,} \tag{3.36}$$

при віяловому переміщенні фронту

$$H_O = (H_B L_B^2 + H_H L_H^2)\frac{K_P}{L_O^2}, \text{ м,} \tag{3.37}$$

де: L_O – довжина відвального фронту робіт, м; L_B і L_H – довжина фронту робіт відповідно по верхньому і нижньому підуступах, м; H_B і H_H – висота відповідно верхнього і нижнього підступів, м.

Ширина смуги розкритих запасів під час використання мостових комплексів, працюючих фронтальним вибоєм, при інших однакових умовах більше, ніж за умови застосування роторних екскаваторів, що дозволяє розміщати частину запасів у видобувних заходках.

У випадку паралельного переміщення фронту робіт розкриті запаси мають в плані форму прямокутної смуги, ширина якої

$$B_З = \frac{Q_К n_З}{12 h \gamma_К K_{ДОБ} \left[Lh + ч_З \right]}, \text{ м}, \qquad (3.38)$$

де $Q_К$ – річна продуктивність кар'єру, т/рік; $n_З$ – тривалість зимової зупинки розкривного комплексу, міс.; L – довжина видобувного фронту робіт, м; h – потужність пласта корисної копалини, м; $\gamma_К$ – щільність корисної копалини, т/м^3; $К_{ДОБ}$ – коефіцієнт видобування корисної копалини; $ч_З$ – радіус закруглення залізничних колій біля виїзної траншеї, м.

При віяловому переміщенні фронту робіт форма смуги розкритих запасів залежить від довжини фронту робіт і кута повороту фронту за рік. При малому куті її форма наближається до трикутника, при великому – до прямокутника.

3.9. Досвід застосування транспортно-відвальних комплексів на кар'єрах

Зазвичай вони задіяні при розробці нижньої частини товщі покривних порід. На вітчизняних кар'єрах потужність розкриву, що відробляється такими комплексами, змінюється залежно від лінійних розмірів і продуктивності обладнання і коливається в межах 15 – 40 м.

Технологічна схема із консольним відвалоутворювачем застосовується при розробці горизонтального пласта корисної копалини на найбільшому в країні розсипному Малишевському родовищі (рис. 3.9).

Гірничі роботи здійснюється кар'єрами № 7 «Південь» і № 7 «Північ» з використанням комбінованої системи розробки з внутрішнім відвалоутворенням.

Розробка родовища активно ведеться з 1962 р. Західну ділянку відпрацьовано ще у 1990 році. Тоді ж розпочато розробку Центральної ділянки з введенням в експлуатації 1-ї черги кар'єру № 7 «Північ» з річною продуктивністю до 3,5 млн м^3. 1992 року до складу гірничорудного комплексу увійшли вже два кар'єри № 7 – «Північ» і «Південь».

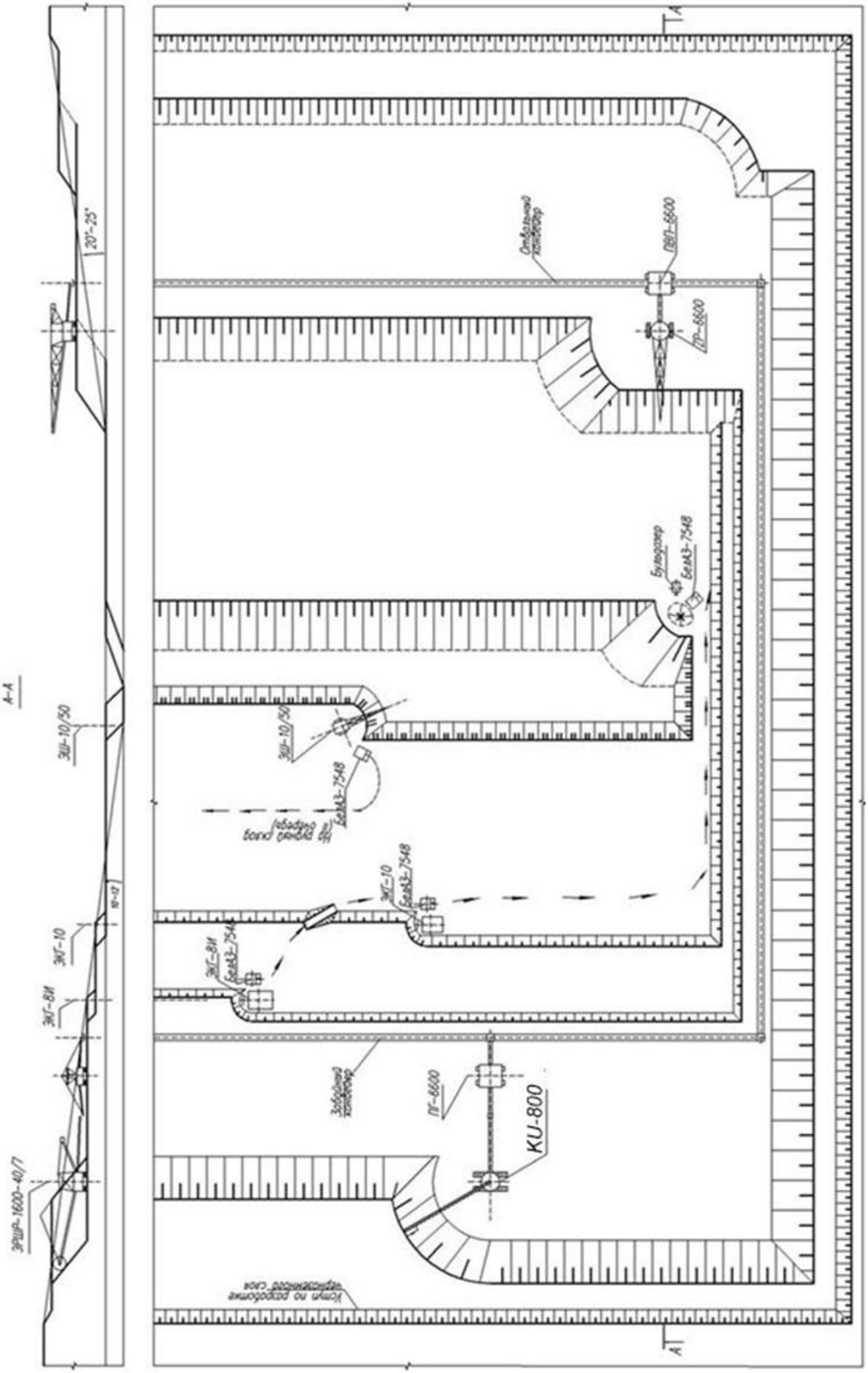


Рис.3.9. Технологічна схема гірничотранспортних робіт на кар'єрі №7 «Північ» Вільногірського ГМК

Верхні горизонти тут відпрацьовуються розкривними комплексами машин безперервної дії в складі: роторних екскаваторів продуктивністю 5000 – 6600 м^3/рік, системи конвеєрів і відвалоутворювачів. Видобуток рудних пісків здійснюється крокуючими екскаваторами з подальшою доставкою їх на ділянку пульповиготовлення автосамоскидами. Відтіля шляхом гідромоніторного розмиву пульпа по напірному пульповоду подається на збагачувальну фабрику.

На кар'єрі № 7 «Північ» застосовується комбінована система розробки (рис. 3.9). Попереду фронту розкривних робіт відбувається зняття чорнозему автоскреперами з укладанням його в бурти або з безпосереднім нанесенням на підготовлену площу для рекультивації. Середня потужність розкривних порід становить 45 м. Передовий розкривний уступ потужністю 22 м відпрацьовується розкривним комплексом в складі роторного екскаватора KU-800, двох вибійних, магістрального і відвального конвеєрів, перевантажувача ПВП-6600, відвалоутворювача Zp-6600. Нижче розташовані три розкривні уступи потужністю 8 м кожний, які відробляються екскаваторами ЕКГ-8 (10) за транспортною системою з навантаженням породи в автосамоскиди БелАЗ-7548 і вивезенням її у внутрішній відвал. Відстань транспортування при цьому становить 1 – 1,4 км.

На кар'єрі № 7 «Південь» також діє комбінована система розробки. Верхній розкривний горизонт відпрацьовується комплексом у складі роторного екскаватора ЕРШР-1600, вибійного, магістрального і відвального конвеєрів, перевантажувачів ПГ-5000/60 і ПВП-6600, відвалоутворювачів ОШР-5000/190 і ZP-6600. Два розкривних уступи, що знаходяться нижче, розробляються комбінованим способом. Верхній з них – за транспортною системою екскаватором ЕКГ-8 з навантаженням породи в автотранспорт і вивезенням її у внутрішній відвал. Нижній надрудний – за безтранспортною системою екскаватором ЕШ-10/70 з укладанням гірничої маси у вироблений простір і за транспортною екскаватором ЕКГ-8 з навантаженням у самоскиди. Видобувний горизонт відпрацьовується екскаваторами ЕШ-6/45 і ЕШ-10/50 які вантажать руду у автотранс-

порт, що транспортує її на рудний склад пересувної пульпонасосної станції в північному торці кар'єру на позначці покрівлі рудного уступу за контуром рудного тіла.

На розрізі "Еспенхайн" (Німеччина) (рис. 3.10) використовується система розробки з транспортно-відвальним мостом. Товща розкривних порід потужністю 42 м складається переважно з пісків. Геологічний коефіцієнт розкриву тут становить 3,1 м^3/т. Міст має довжину 582,5 м. Прогін між його опорами – 250 м, довжина відвальної консолі – 170 м. Маса мосту дорівнює 10 тис. т. Кут його обертання – 22°. Ширина конвеєрної стрічки складає 1,8 – 2,5 м. Швидкість руху стрічки – 4,25 м/с. Сумарна встановлена потужність електродвигунів агрегату становить 9000 кВт. Годинна продуктивність – 5500 м^3.

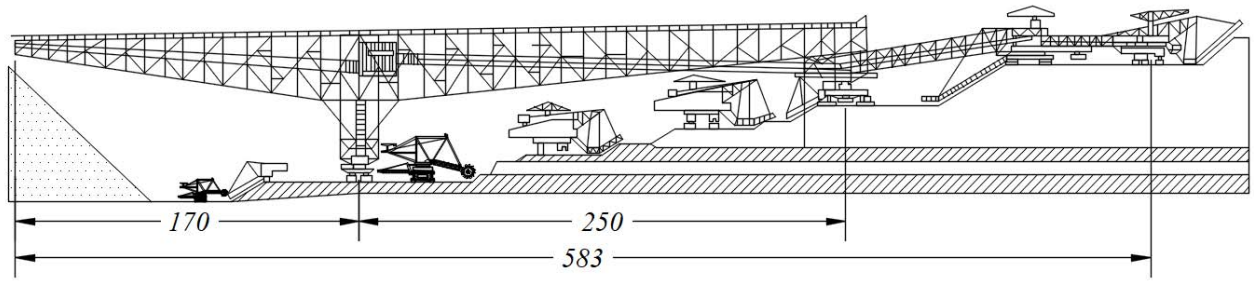


Рис. 3.10. Транспортно-відвальний міст на кар’єрі «Еспенхайн»

На кар’єрі "Північний формувальний" Часівоярського вогнетривкого комбінату діяв оригінальний гусенично-крокуючий відвальний міст ОМГШ-50/500 (рис. 3.11), який може працювати разом з роторним або одноківшевим екскаватором. Він має велику маневреність і може бути застосований при розробці родовищ різної конфігурації і з неоднаковими умовами залягання. Роторний екскаватор ЗЕР-500 у комплексі з самохідним конвеєром-перевантажувачем СКП-2 довжиною 33 м розробляє два розкривних уступи загальною висотою 19 м.

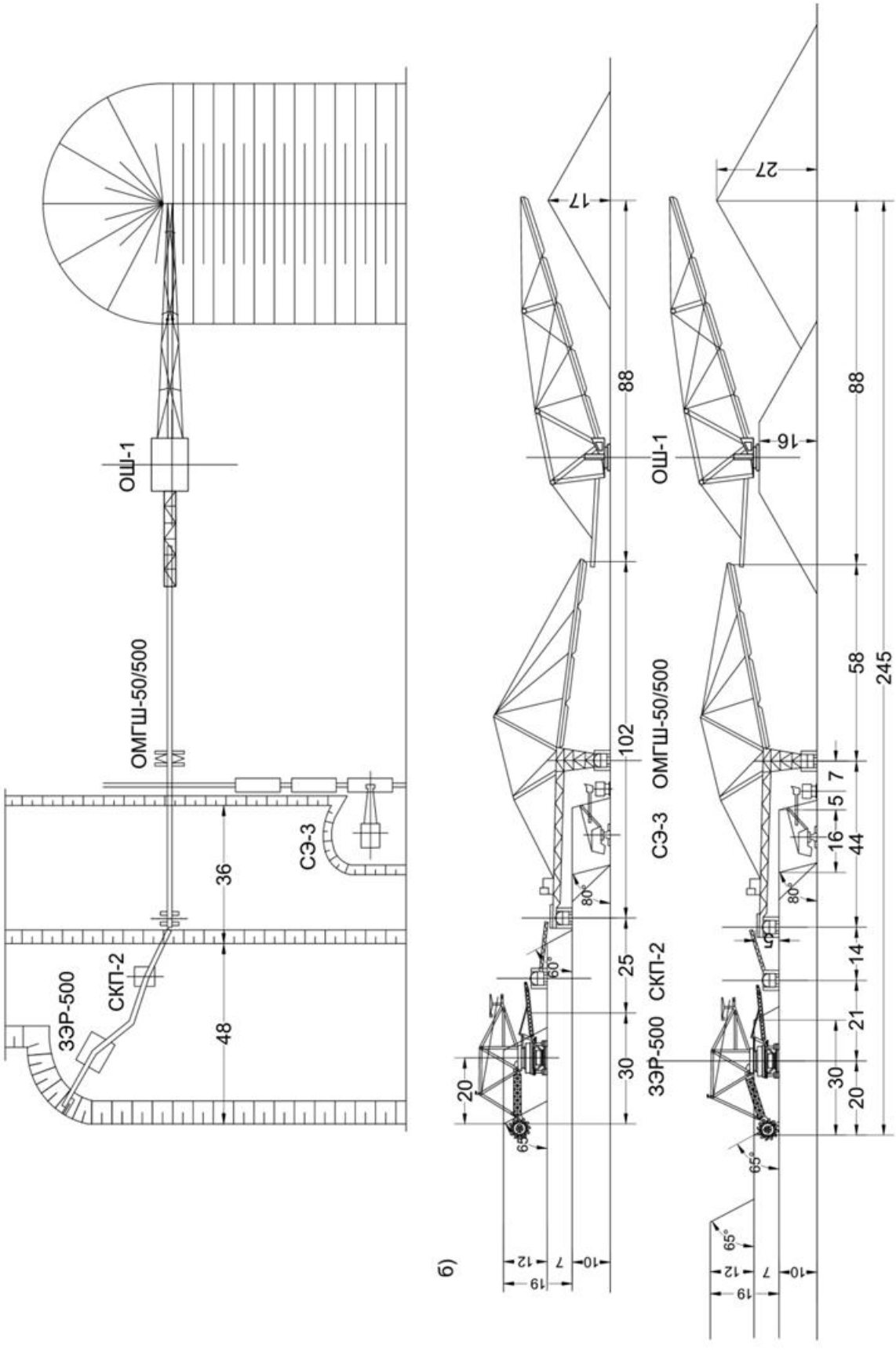


Рис. 3.11. Технологічна схема використання гусеничнo-крокуючого відвального мосту ОМГШ-50/500

Основні показники роботи кар'єрів з транспортно-відвальними комплексами наведені у табл. 3.3.

Таблиця 3.3

Показники роботи кар'єрів з транспортно-відвальними комплексами

Підприємства України	Потужність відробляємого розкриву, м	Річний об'єм розкривних робіт, тис. $м^3$	Коефіцієнт використання календарного часу
Розріз "Балахівський"*	27	1749	-
Розріз "Верболозівський"*	20	7450	-
Розріз "Морозівський"*	35	11542	-
Запорізький кар'єр	20	9212	0,51
Північний кар'єр	24	10662	0,55
Шевченківський кар'єр	24	10088	0,53
Чкалівський № 1	23	9726	0,47
Чкалівський № 2	24	7690 0,47	

* видобування корисних копалин завершилося

Контрольні запитання

1. Наведіть основні параметри технологічних схем з консольними відвалоутворювачами.

2. Як здійснюється вибір ефективної технологічної схеми при застосуванні транспортно-відвальних комплексів?

3. Як формуються внутрішні відвали під час роботи консольних відвалоутворювачів?

4. Що впливає на виробничу потужність кар'єру при використанні консольних відвалоутворювачів?

5. Дайте опис ускладнених технологічних схем з консольними відвалоутворювачами.

6. В яких випадках застосовують транспортно-відвальні мости?

7. Назвіть основні параметри елементів технологічної схеми з використанням транспортно-відвальних мостів.

8. В чому полягає відмінність транспортно-відвальних комплексів, які використовуються чи працювали колись на різних кар’єрах України?

4. ТРАНСПОРТНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ГОРИЗОНТАЛЬНИХ І ПОЛОГОСПАДНИХ РОДОВИЩ

Розглянуті питання пов'язані зі системами розробки, що включають конвеєрний, залізничний і автомобільний транспорт.

Подано технологічні схеми транспортування розкривних порід на зовнішні та внутрішні відвали технікою циклічної та безперервної дії. Наведено основні переваги і недоліки кожної із зазначених схем транспортної системи відкритої розробки родовищ корисних копалин.

Студент, опираючись на матеріал, повинен вміти: обирати найбільш ефективний вид транспорту при застосуванні транспортної системи розробки; визначати параметри елементів системи розробки при використанні конвеєрного, залізничного і автомобільного транспорту в кар'єрі.

4.1. Загальні відомості

Під час розробки родовища за транспортною системою екскавація, переміщення і розташування гірничої маси у виробленому просторі (при внутрішніх відвалах) або за контуром кар'єрного поля (при зовнішніх відвалах) здійснюються залізничним, автомобільним, конвеєрним транспортом, а також їх комбінуванням в різному поєднанні. За умовами застосування вона є універсальною. Не мають значення особливості залягання корисних копалин або потужність підприємства.

Основні риси системи: незалежність розкривних і видобувних робіт; можливість інтенсифікації підготовки до виймання великих запасів корисних копалин; розосередження гірничих робіт; наявність транспортних комунікацій на робочих горизонтах.

На ефективність ведення гірничих робіт впливають довжина фронту робіт, число вибоїв і їх розосередження, розміщення відвалів, інтенсивність використання фронту розкривних і відвальних робіт, напрямки вантажопотоків і відстані транспортування порід у відвали, організація розкривних і видобувних робіт тощо.

Одним з найбільш трудомістких і дорогих процесів системи розробки є власне транспортування розкривних порід і корисної копалини. Вибір виду кар'єрного транспорту проводиться з урахуванням гірничотехнічної характеристики родовища, обсягів та інтенсивності робіт, а також на підставі техніко-економічних розрахунків. В окремих випадках він обумовлюється конкретними особливостями родовища.

Зона ефективного застосування транспортних систем розробки з автомобільним (автосамоскиди вантажопідйомністю 40 т, екскаватори ЕКГ-8 і бульдозери), залізничним (електровози зі зчіпною вагою 180 т, думпкари вантажопідйомністю 180 т, екскаватори ЕКГ-8) і конвеєрним (роторний екскаватор ЕРШР-1600, стрічкові конвеєри і транспортер) транспортом на кар'єрах України з м'якими розкривними породами наведена на рис. 4.1.

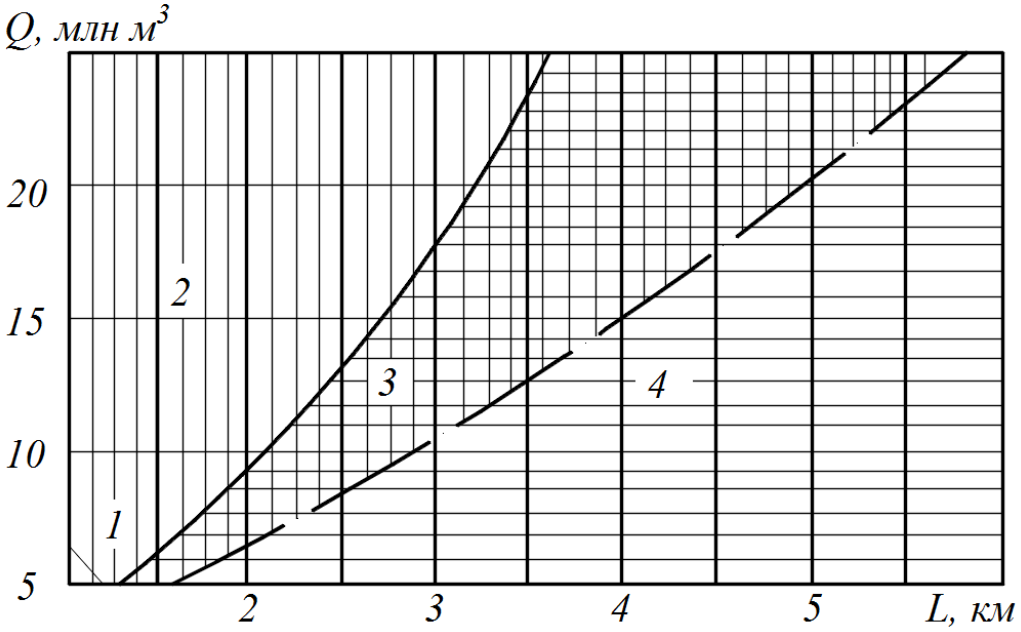


Рис. 4.1. Зона ефективного застосування транспортних систем розробки в умовах м'яких порід на кар’єрах України: 1 – автомобільне транспортування; 2 і 3 – конвеєрне; 4 – залізничне

При річній виробничій потужності кар'єру Q = 5 – 5,5 млн м^3 і дальності транспортування L = 1 – 1,15 км доцільним є вибір автомобільного способу.

Якщо відстань переміщення породи складає від 1,3 до 5,8 км, а виробнича потужність – від 5,5 до 25 млн $м^3$, ефективним є застосування конвеєрного.

Залізничним транспортуванням раціонально користуватись при дальності понад 3 – 3,5 км.

Із зростанням обсягів виробництва розкривних робіт різко знижуються питомі витрати конвеєрного способу. При збільшенні продуктивності кар'єру з розкриву від 5 до 25 млн $м^3$ вони зменшуються в 2,1 – 2,5 рази. За таких самих умов при залізничному транспортуванні – на 18 – 21%, при автомобільному – на 2 – 7%.

4.2. Система розробки з конвеєрним транспортом

Застосування стрічкових конвеєрів відбувається при розробці горизонтальних і пологих родовищ з м'якими покривними породами.

Переваги цього способу переміщення породи: потоковість процесу і звідси висока продуктивність обладнання; можливість транспортування під кутом підйому до 18°; висока продуктивність праці і відносно низька собівартість розробки. Він використовується для відпрацювання всієї товщі покривних порід або тільки верхньої ділянки розкриву при комбінованій системі, коли нижня частина товщі порід розробляється за безтранспортною або транспортно-відвальною системою. У 70 – 80 роках минулого століття створено комплекси машин безперервної дії продуктивністю 500, 1000 і 5000 $м^3$/год. Вони включають роторні екскаватори, стрічкові конвеєри і консольні відвалоутворювачі для прийому порід розкриву з відвальних конвеєрів і укладання їх у відвал. До складу устаткування обладнання входять також стрічкові перевантажувачі, завантажувальні і розвантажувальні пристрої, самохідні кабельні барабани тощо.

При розробці горизонтальних і пологих пластів у цьому випадку порода розміщується в зовнішні або внутрішні відвали кар’єру.

На рис. 4.2 наведено схеми транспортної системи із зовнішнім відвалоутворенням при розробці розкривних порід роторними і одноківшевими екскаваторами.

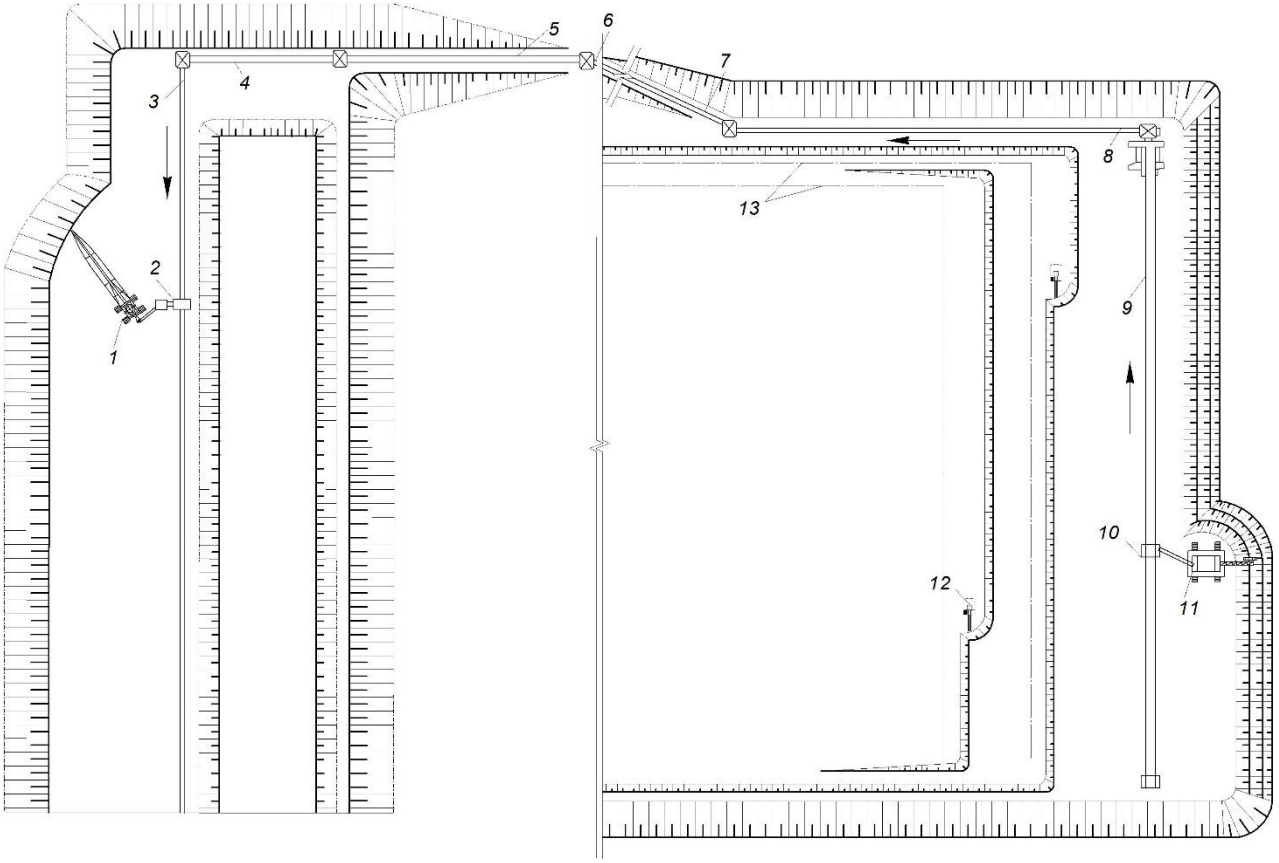


Рис. 4.2. Транспортна система розробки з конвеєрною доставкою породи на зовнішні відвали: 1 – консольний відвалоутворювач; 2 – розвантажувальний пункт; 3 – відвальний конвеєр; 4 – поперечний конвеєр на відвалі; 5 – похилий конвеєр на відвалі; 6 – магістральний конвеєр; 7 – похилий конвеєр в кар'єрі; 8 – поперечний конвеєр в кар'єрі; 9 – вибійний конвеєр; 10 – завантажувальний бункер; 11 – роторний екскаватор; 12 – видобувні екскаватори; 13 – осі транспортних комунікацій для доставки корисних копалин

У такий спосіб сьогодні працюють і планують це робити на діючих і запроектованих кар'єрах Вільногірського ГМК, Мотронівського ГЗК, де питома вага розкривних робіт, що виконується роторними комплексами продуктивніс-

тю від 1500 до 4000 м^3/год, досягає 60 % від загального обсягу розкриву. Систему застосовували також на Грушівському кар'єрі Нікопольського марганцеворудного басейну, на кар'єрах Львівського сірчанорудного басейну для транспортування розкривних порід з верхніх уступів при комбінованій системі розробки.

Порода на горизонтальних родовищах відпрацьовується також одним або декількома уступами з доставкою розкриву стрічковими конвеєрами на внутрішні відвали (рис. 4.3).

Тип і продуктивність гірничотранспортного устаткування встановлюється відповідно до виробничої потужності кар'єру, потужності пласта і величини коефіцієнта розкриву. Виходячи з технологічних параметрів розкривного обладнання визначають висоту розкривних і відвальних уступів, а також необхідну висоту підйому породи від позначки робочого майданчика за розкривом до рівня відвального конвеєра. Відвали, як правило, споруджуються в два яруси, що дозволяє використовувати консольні відвалоутворювачі для верхньої і нижньої відсипки породи.

Система з внутрішнім відвалоутворенням ефективна при розробці родовищ з великою потужністю розкриву; вона допускає комплексну механізацію та автоматизацію всіх основних виробничих процесів на кар'єрі і дозволяє отримати високу продуктивність праці.

Переміщення порід конвеєрним транспортом уздовж фронту робіт не обмежує висоти робочої зони кар'єру і потужності відпрацювання розкривних порід. Тому параметри систем розробки, в тому числі і об’єми розкритих запасів корисних копалин, залежать від робочих розмірів обладнання в меншій мірі, ніж при безтранспортних технологічних комплексах.

Раціональна відстань переміщення гірничої маси конвеєрами при розробці м'яких і середньої щільності порід на кар'єрах великої потужності досягає 6 – 8 км. В таких умовах конвеєрний транспорт цілком конкурентоздатний порівняно із залізничним за витратами на транспортування 1 м^3 породи.

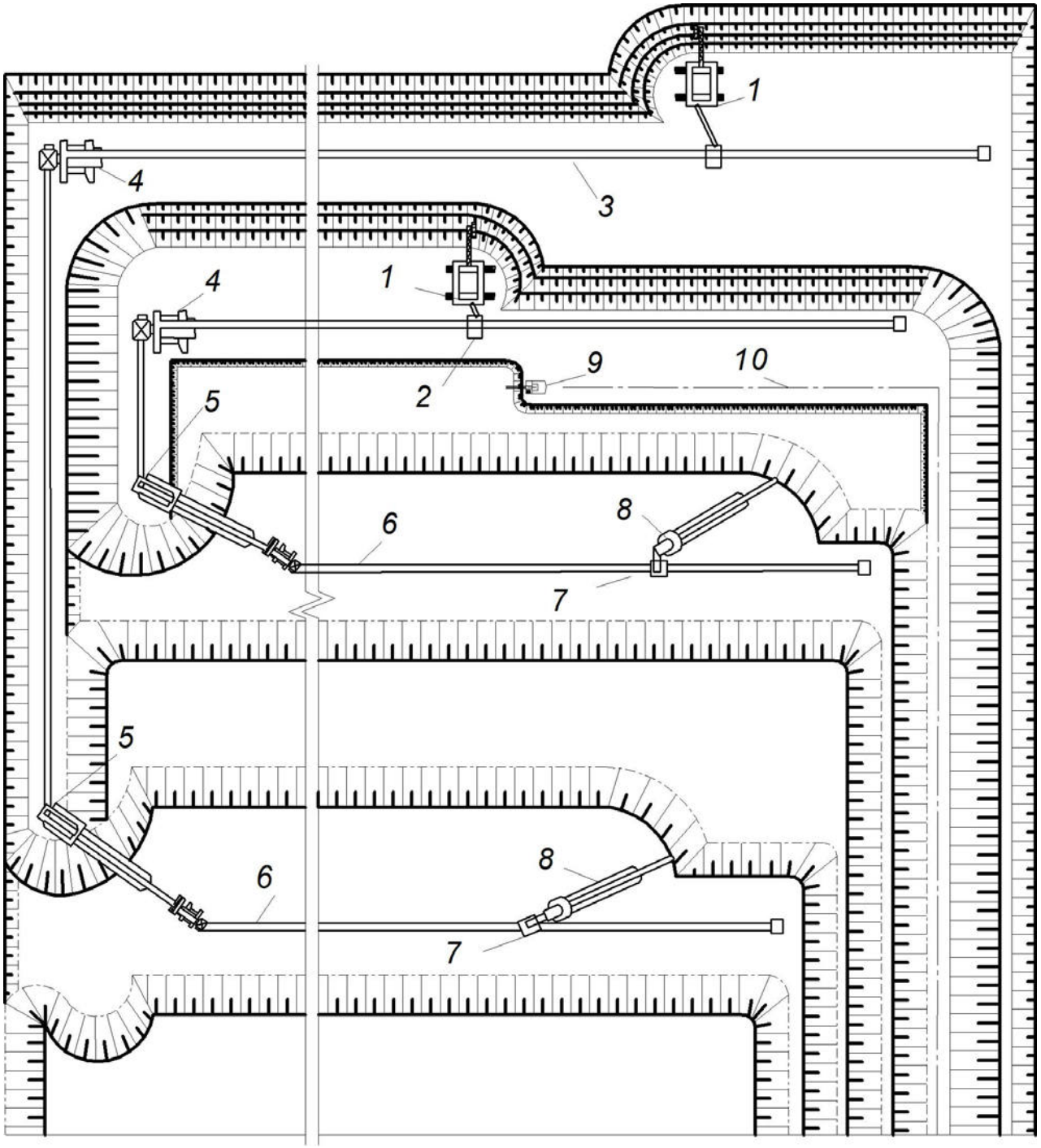


Рис. 4.3. Транспортна система розробки з конвеєрною доставкою породи на внутрішні відвали: 1 – роторний екскаватор; 2 – завантажувальний бункер; 3 – вибійний конвеєр; 4 – поперечний конвеєр; 5 – консольний відвалоутворювач-перевантажувач; 6 – відвальний конвеєр; 7 – розвантажувальний візок; 8 – консольний відвалоутворювач; 9 – видобувний екскаватор; 10 – вісь транспортних комунікацій з доставки корисної копалини

Протяжність конвеєрних ліній і кількість перевантажень мінімальні при розробці одного розкривного уступу витягнутого кар'єрного поля з переведенням гірничої маси у внутрішній відвал і однакових швидкостей посування.

При переміщенні порід до різних пунктів розвантаження необхідно зберігати елементарні вантажопотоки і мати кілька вибійних, передавальних і відвальних конвеєрних ліній. З цих причин число перших може бути менше чи більше кількості робочих горизонтів або дорівнювати йому.

Таким чином, комплекс обладнання може включати: вибійні, передавальні, відвальні, магістральні, похилі і горизонтальні конвеєри, вибійні і міжуступні перевантажувачі. Пересування конвеєрних ліній зазвичай здійснюється турнодозерами. Вибійні конвеєри комплектуються самохідними вантажними бункерами, а відвальні – самохідними розвантажувальними візками. Окремі варіації передавальних конвеєрів мають телескопічні конструкції, що дозволяє скоротити простої і забезпечити незалежність пересування суміжних конвеєрів.

Важливим параметром при конвеєрному транспортуванні є висота відвалу розкривних порід, яка залежить від параметрів розкривних уступів. Вирази для визначення висоти відвалу мають вигляд:

$$H_{o1} = к_p c_ф H_1, м, \tag{4.1}$$

$$H_{o2} = к_p c'_ф H_2, м, \tag{4.2}$$

де $К_р$ – коефіцієнт розпушення порід розкриву у відвалі; $c_ф$ *і* $c'_ф$ – коефіцієнт скорочення фронту робіт на відвалі порівняно з розкриттям відповідно на нижньому і верхньому уступах.

При цьому, виразу необхідної висоти підйому порід на відвал можна надати наступний вигляд:

$$h_{n2} = \frac{(к_p(c_ф H_1 + c'_ф H_2) - H_1 - \Delta h - h)}{2}, \text{ м.} \tag{4.3}$$

На підставі отриманого показника обирають тип і параметри перевантажувача. Це можуть бути консольний відвалоутворювач або похилий двоопор-

ний конвеєрний міст. При транспортній системі розробки питома вага транспортних витрат у собівартості розкриття м'яких порід становить 60 – 80 %.

Технологічні схеми їх транспортування стрічковими конвеєрами на внутрішні відвали визначаються кількістю розкривних уступів, схемою розкриття кар'єрного поля, типом і продуктивністю виймального, транспортного та відвального устаткування.

При внутрішньому відвалоутворенні конвеєрна лінія складається з вибійних, поперечних і відвальних механізмів, сумарна довжина яких визначається параметрами кар'єру. Позаяк фронт робіт на відвалі посувається слідом за розкривним, то довжина поперечних конвеєрів є практично постійною і змінюється в межах величини телескопічності, тобто, (1,25 – 1,5)·A (A – ширина заходки, м).

Довжина фронту робіт одного роторного екскаватора при роботі у поєднанні з конвеєрним транспортом становить 700 – 1500 м залежно від кількості робочих змін на рік, продуктивності машини і тривалості сезону. Якщо останній фактор складає 600 – 700 змін (200 – 230 днів), то довжина може бути збільшена до 1600 – 3200 м.

При роботі лише одного екскаватора в кар'єрі вона скорочується на 25 – 30 %.

Переміщення фронту робіт. Важливою умовою ефективної експлуатації конвеєрного транспорту є забезпечення постійної довжини вибійної та відвальної ліній. Якщо кар'єрне поле має форму прямокутника і посування фронту робіт триває паралельно, то ця умова виконується.

При віяловому переміщенні навіть у кар'єрному полі, що має форму кола, не вдається уникнути нарощування конвеєрних ліній. Актуальні сьогодні торцеві (магістральні) конвеєри можуть працювати тільки на прямолінійних ділянках. При цьому зменшується довжина поставу механізму при криволінійній формі борту кар'єру і ускладнюється технологія пересування (крім поздовжніх конвеєру необхідні поперечні посування для збереження криволінійності лінії борту кар'єру).

У табл. 4.1 наведені значення продуктивності розкривного обладнання при ширині заходки 40 м залежно від довжини фронту робіт.

Таблиця 4.1

Продуктивність розкривного устаткування безперервної дії

Спосіб переміщення фронту робіт	Продуктивність обладнання (тис. м^3/рік) при довжині фронту робіт, м			
	1200	1600	2000	2400
Паралельний	11749	11764	11773	11783
Віяловий	10819	10832	10841	10850

Вартість розробки 1 м^3 розкривних порід за транспортною системою при паралельному і віяловому переміщенні фронту робіт для заданого значення довжини фронту кар'єру змінюється незначно.

4.3. Система розробки з залізничним транспортом

Вона є плідною при великих вантажообігах (20 – 25 млн м^3 на рік) і значних відстанях транспортування (10 – 15 км, а іноді й більше).

Економічна ефективність застосування залізничного транспорту підсилюється із нарощуванням вантажообігу і знижується з поглибленням кар'єру. Зі збільшенням відстані вартість перевезення 1т гірничої маси зростає, а вартість 1 т·км зменшується. Якщо використовуються електровози, то вартість 1 т·км транспортування зазвичай становить 0,9 – 2,0 грн. У калькуляції 40 – 50 % припадає на заробітну плату, близько 35 % – на амортизаційні відрахування і матеріали і 15 – 20 % – витрати на ремонт.

Оскільки екскаватори в очікуванні обміну потягів простоюють до 20 – 30 % і більше від власного робочого часу, то при виборі схем розвитку колії слід виходити з вимог максимального забезпечення вибоїв залізничними складами. Необхідне улаштування незалежних вибійних колій і обмінних пунктів.

Для завантаження породи в засоби залізничного транспорту застосовують як одноківшеві екскаватори (здебільшого механічні лопати, іноді – драглайни) з місткістю ківша 5 – 12 м^3, так і багатоківшеві ланцюгові і роторні машини відповідної продуктивності.

Відвали на кар'єрах часто-густо оснащені плугами, одноківшевими екскаваторами або спеціальними відвалоутворювачами – абзетцерами. Залізнична колія може мати ухил до 30 – 40 ‰. На більшості кар'єрах, що експлуатується, вона є широкою – 1524 мм. Як локомотиви використовуються електровози зі зчіпною вагою від 75 до 150 т, думпкари вантажопідйомністю від 60 до 180 і більше т. Корисна вага потягів досягає 1000 – 1200 т.

Основні елементи системи – висота уступу, ширина заходки, довжина блоку та фронту робіт, кути укосів робочих уступів та інші – встановлюють з урахуванням гірничо-геологічних і технічних умов розробки родовища. Якщо відпрацьовуються м'які породи, висота уступу зазвичай дорівнює висоті черпання екскаватора. З огляду на моделі ЕКГ-5, ЕКГ-8 і ЕКГ-12,5 її допустимі значення становлять відповідно 10, 13 і 16,5 м.

Розміри робочих майданчиків визначаються шириною: заходки, транспортних смуг; смуги для розміщення додаткового обладнання та проїзду допоміжного транспорту; берми безпеки і шириною резервної смуги. Останню залишають в кожному конкретному випадку відповідно до умов і режиму роботи кар'єру. Ширина заходки для екскаваторів ЕКГ-5 і ЕКГ-8 складає відповідно 14 – 16 і 16 – 20 м.

Для роторних машин ЕРГ-400 і ЕРГ-1600 цей показник дорівнює 15 – 20 і 40 – 80 м. Ширину транспортної смуги розраховують і встановлюють відповідно до виду транспорту, що застосовується, і схеми колійного розвитку, кількості колій або смуг руху, а також відстані між ними. Відстань між осями суміжних навантажувальних колій визначається схемою розташування опор контактної мережі і становить 6 – 7 м. Смуга для додаткового обладнання (розміщення електромережі, прокладання трубопроводів, проїзду автомобілів і бульдозерів) при залізничному транспортуванні становить 6 м. Мінімальна ширина робочих

майданчиків в разі застосування екскаваторів ЕКГ-5 і ЕКГ-8 складає відповідно 24 – 28 і 29 – 33 м.

При розробці м'яких порід на кожному розкривному горизонті розташовується 1 – 2 екскаватори. Довжина фронту гірничих робіт істотно впливає на використання гірничо-транспортного устаткування. Вибір цього параметра здійснюється з урахуванням гірничотехнічних умов родовища і виробничої потужності кар'єру. Він зазвичай дорівнює 1500 – 2000 м. Довжина блоку – 600 – 1000 м. Під час відпрацювання уступів висотою до 20 м екскаваторами ЕКГ-8 і потягами вантажопідйомністю 900 т довжина фронту на уступі повинна бути не менше 1600 м при керівному підйомі 20 ‰; 1300 м – при 30 ‰ і 1100 м – при 40 ‰. Найбільш ефективною схемою розробки на розкривному горизонті є робота з одним екскаватором. Розташування на розкривному горизонті двох машин призводить до збільшення експлуатаційних витрат на 15 – 20 %.

Річне посування фронту робіт на горизонтальних і пологих родовищах із застосуванням залізничного транспорту становить 100 – 250 м, досягаючи в окремих випадках 450 – 500 м. Система розробки характеризується напрямком переміщення розкривних порід з вибоїв у відвали і ділиться на три групи: перевезенням у зовнішні, у внутрішні, а також одночасно в обидва.

Розташування порід розкриву на внутрішніх відвалах відбувається при розробці пласта корисної копалини на повну потужність (рис. 4.4). Перед її розміщенням там попередньо створюється вироблений простір необхідного обсягу. Тому в початковий період будівництва та експлуатації кар'єру породу транспортують на зовнішні відвали.

Вантажопотоки гірничої маси і корисної копалини розосереджені. Колії перетинаються на різних горизонтах за допомогою шляхопроводу. Рейки, що з'єднують вибої і відвали, розташовуються на транспортних бермах в торцях кар'єру чи можуть проходити через шляхопровід, що перетинає капітальну траншею.

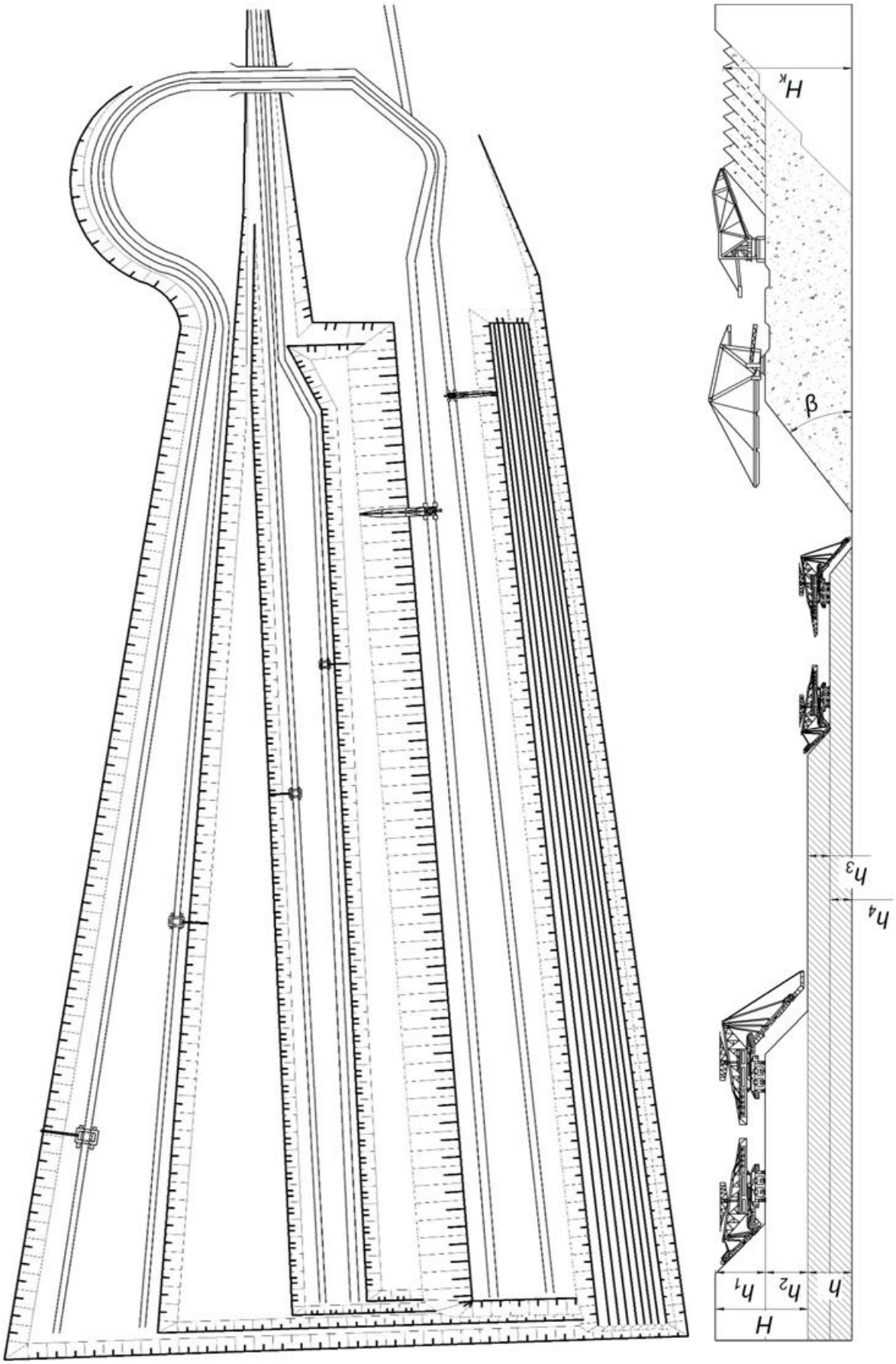


Рис. 4.4. Транспортна система розробки з перевезенням породи у внутрішні відвали залізничним транспортом при виїловому переміщенні фронту робіт

Економічність перевезень і системи розробки в цілому забезпечується при мінімальних підйомах і відстанях транспортування від вибоїв до пунктів розвантаження. Відвальні горизонти доцільно розміщувати нижче відповідних їм розкривних горизонтів, позаяк це дозволяє мати ухил колії у вантажному і підйом в порожняковому напрямках. Для цього на відвалах, крім нижнього відсипання, здійснюють і верхнє (рис. 4.5), регулюючи висоту розкривних підуступів.

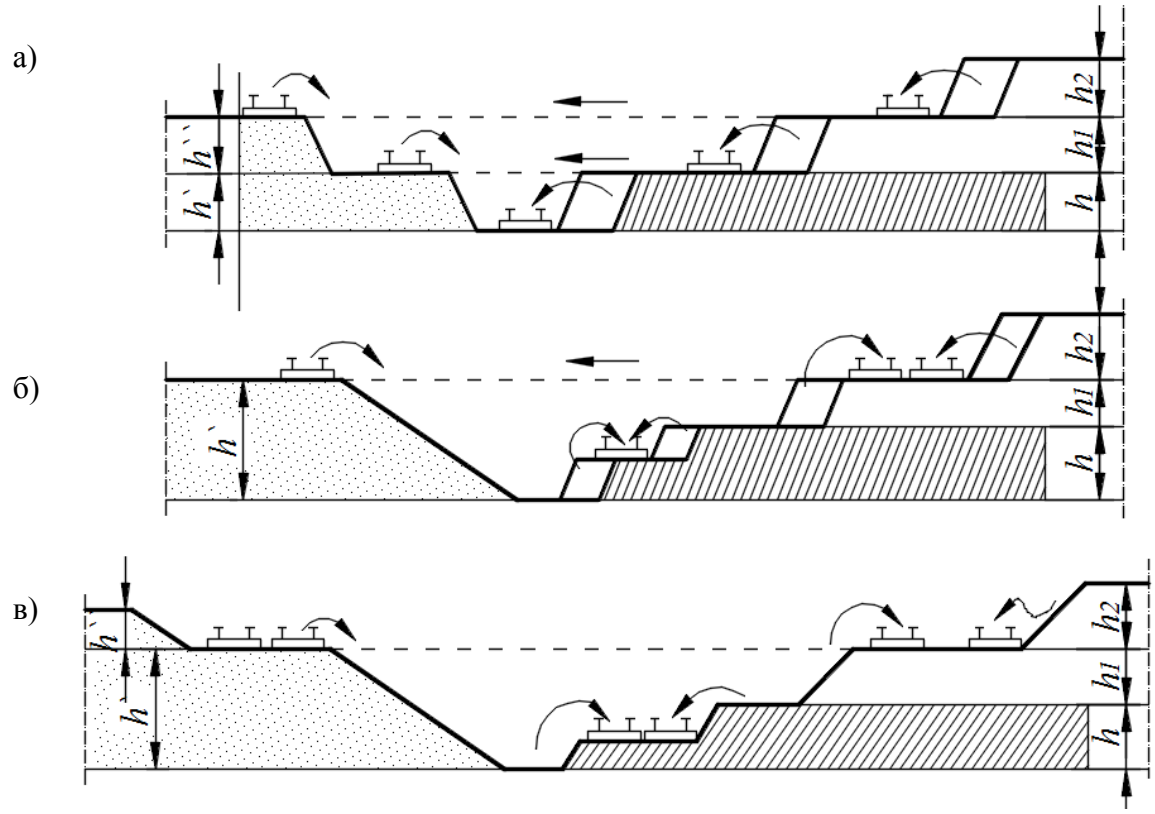


Рис. 4.5. Схема транспортного зв'язку розкривних і відвальних горизонтів при залізничному транспортуванні гірських порід: з виходом колій із розкривних уступів на (*а*) відповідні горизонти відвалу, (*б*) на один горизонт відвалу; *в* – з комбінованим відсипанням порід

Таке рішення сприяє примноженню вантажопідйомності залізничних потягів, скороченню витрат електроенергії та отриманню більш високих техніко-економічних показників роботи кар'єрного транспорту.

Розглянуту систему застосовують при розробці буровугільних родовищ за допомогою ланцюгових або роторних екскаваторів. На рис. 4.5 продемонстровано розробку з перевезенням породи на внутрішні відвали при віяловому переміщенні фронту робіт.

Транспортування розкриву залізницею на зовнішні відвали (рис. 4.6) відбувається, якщо породи неможливо розміщувати у виробленому просторі кар'єру. На горизонтальних родовищах це може бути, коли в кар'єрі є залишки невідпрацьованих пластів корисної копалини, а також при несприятливих гірничотехнічних, геологічних і гідрогеологічних умовах.

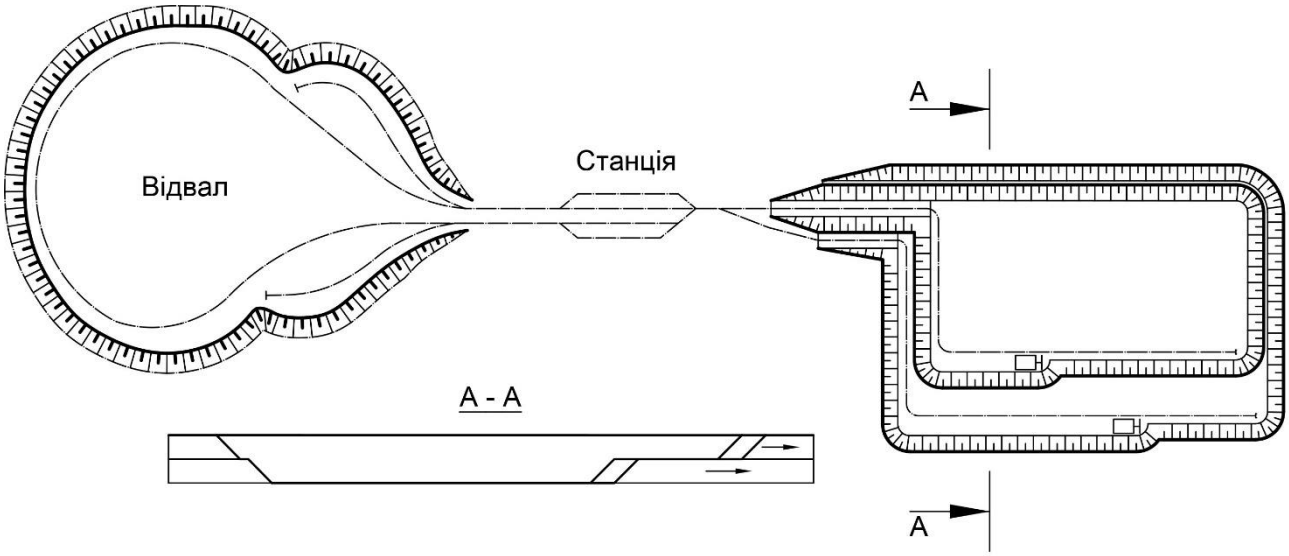


Рис. 4.6. Система розробки з вивезенням порід розкриву залізничним транспортом на зовнішні відвали

Це менш економічно, ніж внутрішнє відвалоутворення, оскільки подолання великих підйомів і відстаней знижує пропускну здатність транспортних комунікацій і продуктивність обладнання.

Потужність екскаваторів також залежить від гірничотехнічних умов і масштабу виробництва. При розробці м'яких порід застосовуються екскаватори типу механічна лопата (ЕКГ-5, ЕКГ-8, ЕКГ-12), а іноді драглайни (ЕШ-6/45, ЕШ-10/50), багатоківшеві ланцюгові або роторні машини. Основні елементи

системи – висоту уступу, ширину заходки, довжину блоку і фронту робіт, кути укосу робочих уступів – встановлюють з урахуванням гірничо-геологічних і технологічних умов.

Відвальні роботи повинні бути механізовані відповідно до прийнятої механізації розкривного процесу, масштабу робіт та фізико-механічних характеристик порід, що розміщуються у відвалах. Витрати на відвалоутворення складають до 15 – 25 % від загальних показників на розкривні роботи, а кількість робітників, що тут працюють, досягає 25 – 30 % персоналу розкривної дільниці.

Система розробки з доставкою розкривних порід на зовнішні відвали залізничним транспортом успішно застосовується на залізорудних кар'єрах Південного ГЗК (м. Кривий Ріг), КМА (Михайлівському і Лебединському, РФ).

Одночасне внутрішнє та зовнішнє відвалоутворення відбувається тоді, коли з яких-небудь причин вся порода не може бути розміщена тільки на внутрішніх відвалах. При розробці глибоко залягаючих горизонтальних родовищ, з кількох шарів, порода з верхніх розкривних горизонтів транспортується на зовнішні відвали, з міжпластя – на внутрішні відвали.

4.4. Система розробки з автомобільним транспортом

Транспортування у такий спосіб за технологічними та експлуатаційними умовами забезпечує: високу продуктивність навантажувального обладнання; незалежність роботи розкривного і видобувного устаткування при роботі по фронту і в торцевих ділянках кар'єру; повноту виймання; можливість усереднення якості корисної копалини; роздільне виймання за сортами тощо.

При з зовнішньому відвалоутворенні (рис. 4.7) навантаження породи в автомобілі здійснюють екскаваторами типу механічна лопата та рідше драглайнами. Місткість ківшів екскаваторів повинна узгоджуватися з кузовом автосамоскидів. Ефективність роботи екскаваторів і автотранспорту залежить від прийнятої схеми заїздів автомобілів під навантаження до екскаватора і правильної організації маневрів автомобілів під час роботи на робочому майданчику в кар’єрі.

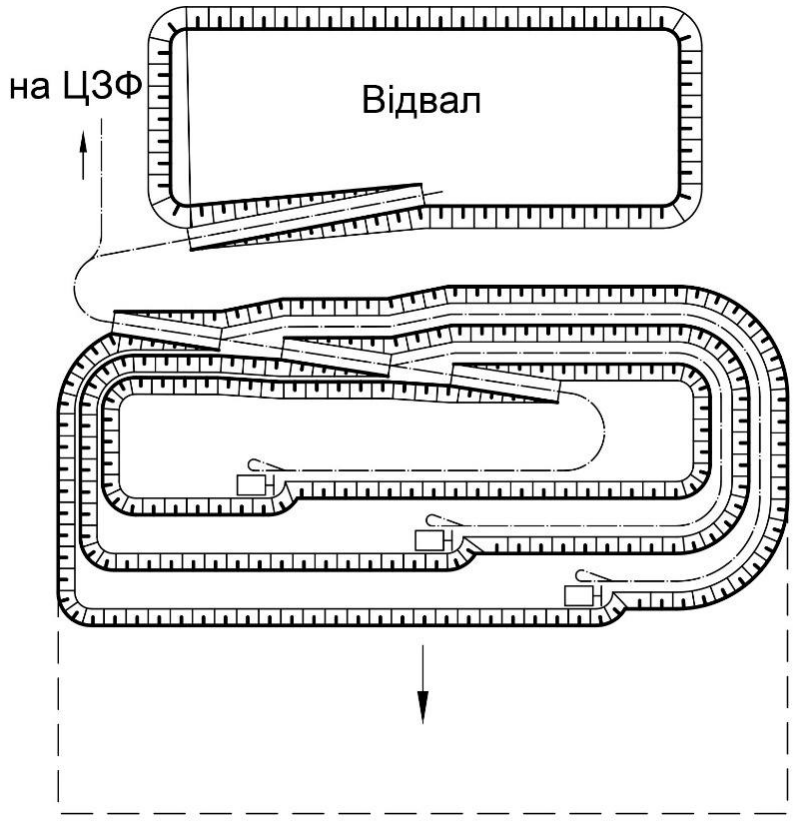


Рис. 4.7. Система розробки з вивезенням розкривних порід автомобілями на зовнішні відвали

Зазвичай застосовують нижнє і верхнє завантаження. Найбільш продуктивним є нижнє розміщення автомобілів на одному горизонті з екскаватором. Верхнє може бути виправдане тільки при невеликій висоті уступів і добре облаштованому під'їзді для автомашин. Серед них розрізняють наскрізні, з петельним і тупиковим розворотом. З огляду на кількість автосамоскидів, що одночасно перебувають під навантаженням, існують їх одиночна (рис. 4.8, *а*, *б*) і спарена (рис. 4.8, *в*, *г*) схеми розташування. Тривалість робочого циклу і технічна продуктивність екскаваторів залежать від правильності вибору елементів екскаваторних вибоїв: ширини заходки і висоти уступу.

У табл. 4.2 наведені значення середньої тривалості маневрів в залежності від схеми під'їзду автосамоскиду і мінімальної ширини майданчика для нього.

Довжина блоків в м'яких породах в разі використання екскаваторів ЕКГ-5 і автотранспорту рекомендується від 120 – 150 до 600 м.

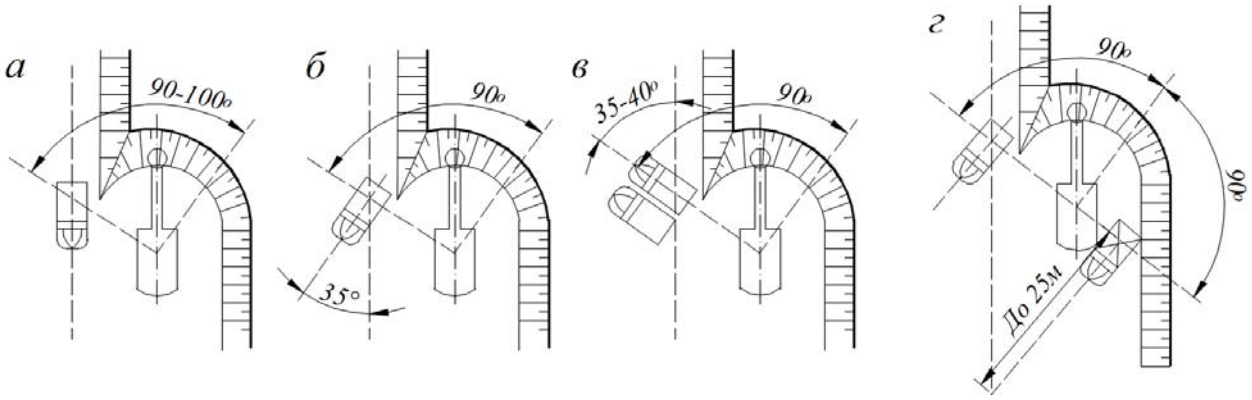


Рис. 4.8. Схеми розташування автосамоскидів під навантаженням

Таблиця 4.2

Величини, що характеризують схеми під'їзду автосамоскидів до екскаватора

Ширина майданчика при автосамоскидах, м			Схема під'їздів	Час на маневри, с
БелАЗ-7540	БелАЗ-7548	САТ-773		
11	12	15	Наскрізна	До 10
20	30	30	Петельна	20 – 25
12	15	17	Тупикова	50 – 60

Внутрішнє відвалоутворення застосовують за наявності порід, що мають достатню несучу здатність, яка сприяє нормальній прохідності автосамоскидів.

Техніко-економічні показники роботи автомобілів визначаються їх вантажопідйомністю, дальністю транспортування, вантажообігом і глибиною кар'єру, а також організацією гірничих робіт. У калькуляції собівартості 1 т·км автоперевезень зарплата водіїв і обслуговуючого персоналу машин становить 25 – 30 %, поточний ремонт самоскидів – 25 – 30 %, амортизація – близько 20 %. Досвід роботи підприємств показав, що зі збільшенням вантажопідйомності автосамоскидів підвищується їх продуктивність і скорочується собівартість транспортування.

Контрольні запитання

1. Назвіть основні параметри кар'єру, які впливають на вибір виду рухомого складу при транспортній системі розробки.

2. В яких випадках застосування системи розробки з конвеєрним транспортуванням є ефективним?

3. Назвіть основні відмінності розробки із залізничним транспортуванням від систем з конвеєрним і автомобільним.

4. У яких випадках ефективність використання системи розробки з автомобільним транспортуванням є низькою?

5. КОМБІНОВАНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ГОРИЗОНТАЛЬНИХ І ПОЛОГОСПАДНИХ РОДОВИЩ

Розглянуті питання комбінованої системи розробки горизонтальних і пологоспадних родовищ корисних копалин.

Подано схеми комбінування безтранспортної і транспортної систем, транспортно-відвальної і транспортної систем, а також обладнання циклічної та безперервної дії. Викладено основні переваги комбінованої розробки, а також наведено приклади застосування цих систем на вітчизняних кар'єрах.

Студент, опираючись на матеріал, повинен вміти: розрізняти на технологічних схемах комбінації безтранспортної, транспортної, транспортно-відвальної систем розробки; знати необхідні умови для застосування кожної окремої комбінації на практиці.

5.1. Основні положення

Комбіновані системи діють на родовищах глибиною залягання до 100 м, де розкривні роботи не можуть бути виконані у найбільш економічні способи – безтранспортний або транспортно-відвальний. При цьому більша частина порід переміщується до внутрішніх відвалів на найкоротшу відстань. Іншою причиною комбінованої роботи є неможливість забезпечення планової виробничої потужності кар'єру при використанні максимальних лінійних параметрів обладнання за безтранспортною або транспортно-відвальною системами розробки.

Комбінована система розробки передбачає застосування кожного типу гірничотранспортного устаткування як основного, що виконує повний цикл робіт у певній зоні кар'єру. У практиці сьогодення відомі комбінації всіх існуючих систем відкритої розробки: безтранспортної і транспортної; транспортно-відвальної і транспортної; безтранспортної і транспортно-відвальної; безтранспортної, транспортно-відвальної і транспортної. Їх зазвичай застосовують на кар'єрах, що мають потужність розкриву понад 60 – 70 м.

Усереднені техніко-економічні показники при комбінованій системі більш сприятливі, ніж при лише транспортній.

Загальний вираз вартості 1 м^3 розкривних порід при комбінованій системі має вигляд:

$$C = \frac{C_0 V_0 + \sum C_i V_i}{V_0 + \sum V_i}, \text{ коп.,} \qquad (5.1)$$

де C_o і C_i – собівартість розробки 1 м^3 порід відповідно на нижньому (основному) і передових уступах, грн; V_o і V_i – обсяг розкривних порід відповідно на нижньому і передових уступах, м^3.

У разі комбінованої системи розробки всієї товщі розкривних порід на горизонтальних і пологих родовищах можливі різні поєднання гірничотранспортного устаткування (табл. 5.1).

Таблиця 5.1

Технологічні схеми комбінованої системи розробки

Принцип дії гірничо-транспортного обладнання	Нижній уступ		Передові уступи	
	Система розробки	Обладнання	Система розробки	Обладнання
1. Циклічний	Безтранспортна	Механічні лопати, драглайни, механічні лопати та драглайни	Транспортна	Автотранспорт, залізничний транспорт
2. Безперервний	Транспортно-відвальна	Багатоківшеві екскаватори, консольні відвалоутворювачі, транспортно-відвальні мости		Конвеєрний транспорт, гідротранспорт
3. Циклічний і безперервний	Транспортно-відвальна	Одноківшеві екскаватори і консольні відвалоутворювачі		Поєднання різних видів транспорту циклічної та безперервної дії

5.2. Комбінація безтранспортної і транспортної систем розробки

Безтранспортна розробка на нижніх розкривних уступах і транспортна на верхніх застосовуються на горизонтальних і похилих вугільних, марганцевих та інших родовищах. На деяких кар'єрах розкрив перед розробкою екскаваторами піддається буропідривному розпушуванню.

Комбіновану систему застосовували для розробки розкриву на Богданівському марганцеворудному кар'єрі (рис. 5.1), де нижній уступ відпрацьовували за ускладненою безтранспортною системою екскаваторами ЕШ-8/60, ЕШ-10/60, ЕШ-14/75, ЕШ-15/90 і ЕШ-25/100, верхні за транспортною ЕКГ-4,6 і ЕКГ-8 з вивезенням порід розкриву залізницею.

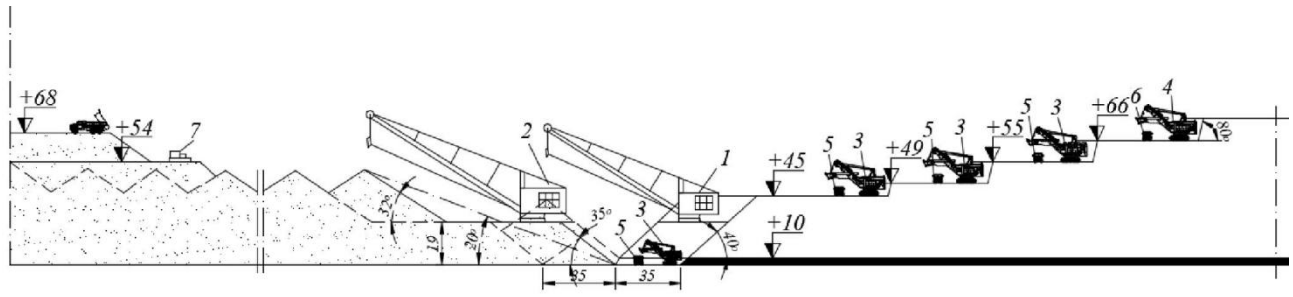


Рис. 5.1. Комбінація ускладненої безтранспортної і транспортної систем розробки на Богданівському кар'єрі (Східна ділянка): 1 – драглайн ЕШ-14/75; 2 – драглайн ЕШ-15/90; 3 – механічна лопата ЕКГ-4,6; 4 – механічна лопата ЕКГ-8; 5 – автосамоскид; 6 – думпкар; 7 – бульдозер на відвалі

5.3. Комбінація транспортно-відвальної та транспортної систем розробки

Комбінована система з консольним відвалоутворювачем на нижньому розкривному уступі була прийнята для розробки ділянок марганцеворудних родовищ Нікопольського басейну (кар’єр Чкалівський 1). На рис. 5.2 показаний проектний варіант комбінованої системи розробки із застосуванням роторних екскаваторів і консольних відвалоутворювачів.

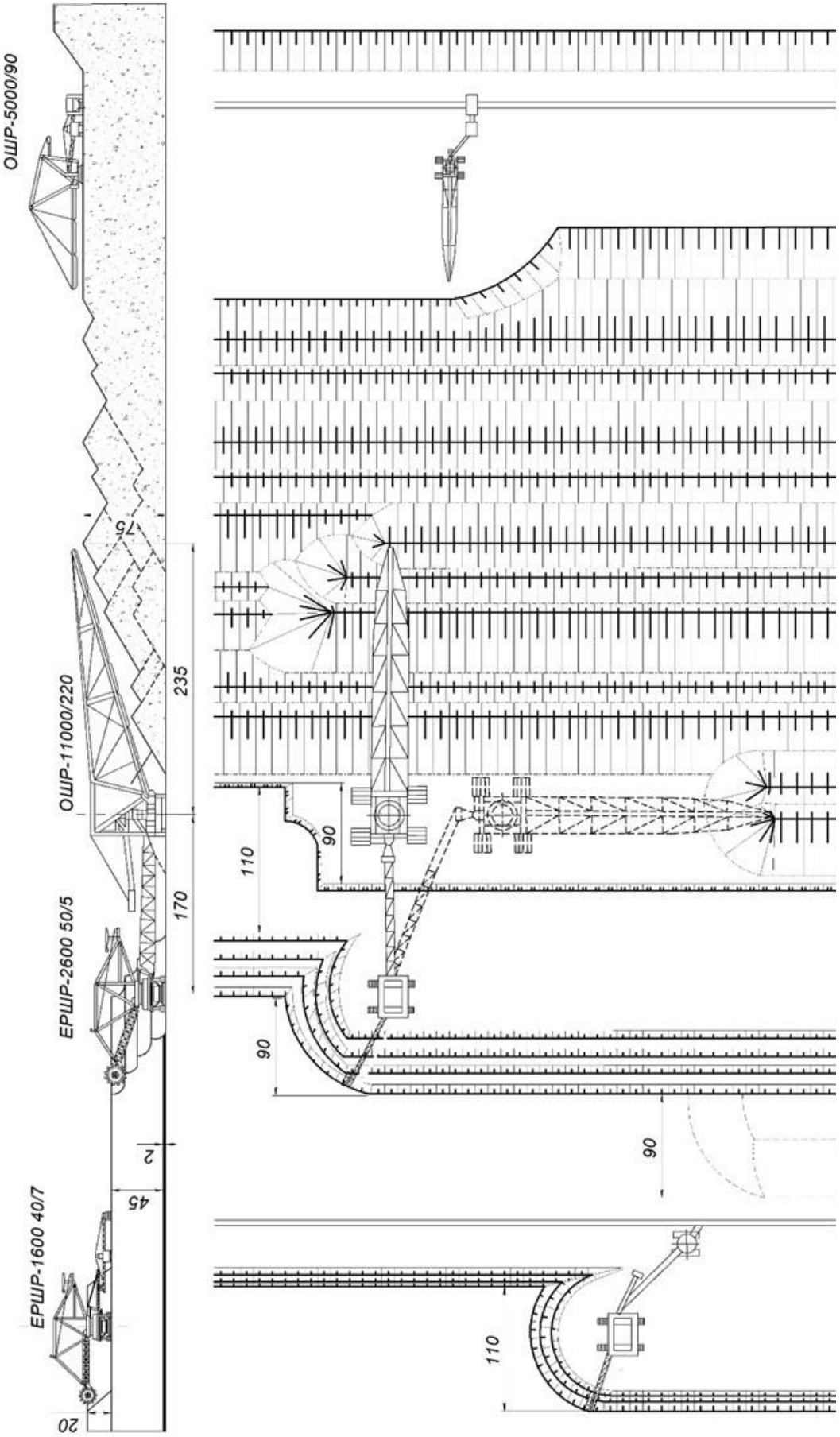


Рис. 5.2. Комбінована система розробки марганцеворудних родовищ Нікопольського басейну

Роторний екскаватор ЕРШР-2600 відпрацьовує нижній розкривний уступ і завантажує породу на відвалоутворювач ОШ-11000/220, який передає її на внутрішній відвал. А екскаватор ЕРШР-1600 розробляє верхній (передовий) розкривний уступ і навантажує породу на стрічкові конвеєри, за допомогою яких вона рухається на інший відвалоутворювач ОШР-5000/90, що розміщує її на внутрішньому відвалі.

При відпрацюванні всієї товщі покривних порід *Нз* двома уступами *Н* і H_1 за наведеною вище технологічною схемою параметри системи визначаються наступними аналітичними виразами.

1. Річне посування фронту робіт

$$П = \frac{BT_д}{T_д - T_в}, \text{ м}, \tag{5.2}$$

де *В* – ширина смуги зимових запасів корисних копалин, м; *Тд* і *Тв* – кількість днів роботи з видобутку і розкриву.

Ширина смуги запасів сировини, котрі відпрацьовуються в зимовий період, залежить від схеми розташування розкривного обладнання і визначається за формулами, поданими в розділі 2.

2. Довжина фронту робіт кар'єру з видобутку залежно від продуктивності устаткування на нижньому розкривних уступі

$$L_д = \frac{V}{НП} - Hctg\gamma', \text{ м}, \tag{5.3}$$

де γ'- кут укосу розкривного уступу в торцях кар'єру, град; *Н* – висота нижнього розкривного уступу, м.

3. Висота передового уступу H_1 визначається з умови

$$\frac{H_1}{H} = \frac{V_1(L_д + Hctg\gamma')}{V(L_д + Hctg\gamma' + t_1 + 0{,}2H + H_1 ctg\gamma')}, \tag{5.4}$$

де t_1 – транспортна берма на передовому уступі, м.

Отримане значення висоти передового уступу має задовольняти наступну умову:

$$H_1 = Hз - H, \text{ м.} \tag{5.5}$$

При її невиконанні розрахунки повторюються зі зміною висоти розкривного уступу H.

Виробнича потужність кар'єру за корисною копалиною визначається за формулою:

$$Q_к = ПL_д h\gamma k_{вил.}, \text{ т,} \tag{5.6}$$

де h – потужність пласта корисної копалини, м, γ – об'ємна вага корисної копалини, т/м^3; $k_{вил}$ – коефіцієнт вилучення.

Для прискорення обчислень параметри системи доцільно визначати на ПК для певних гірничотехнічних умов конкретного кар'єру з побудовою загальних номограм.

На рис. 5.3 зображено графіки для визначення параметрів комбінованої системи розробки в умовах Нікопольського марганцевого басейну при відпрацюванні розкривних порід двома уступами із використанням роторних екскаваторів ЕРШР-1600 (на нижньому уступі консольний відвалоутворювач розташовано на покрівлі рудного пласта).

Комбінована система розробки (рис. 5.4) застосовувалася на Шевченківському марганцеворудному кар'єрі Покровського ГЗК, де середня потужність шару корисної копалини складає 1,85 м, потужність розкриву досягала 60 м. Нижній уступ відпрацьовували за транспортно-відвальною системою за допомогою транспортно-відвального мосту конструкції «УкрНДІпроект» і потужного роторного екскаватора ЕРГ-1600.

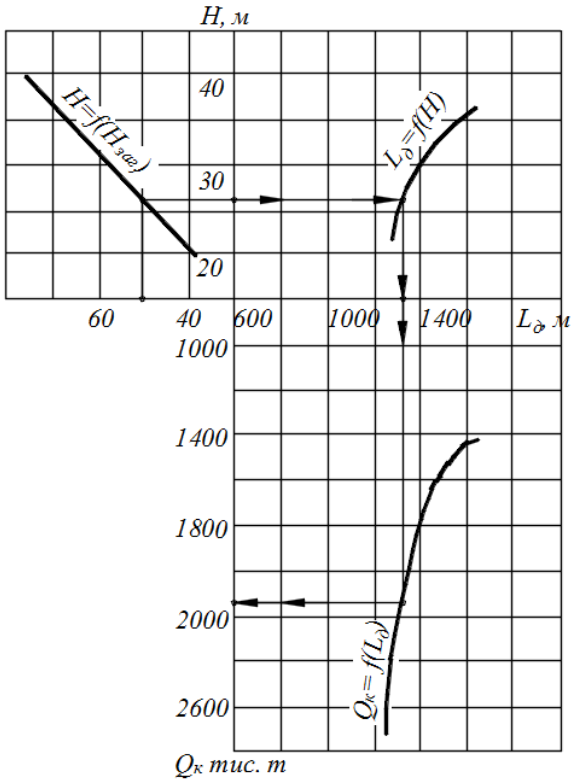


Рис. 5.3. Номограма встановлення параметрів комбінованої системи

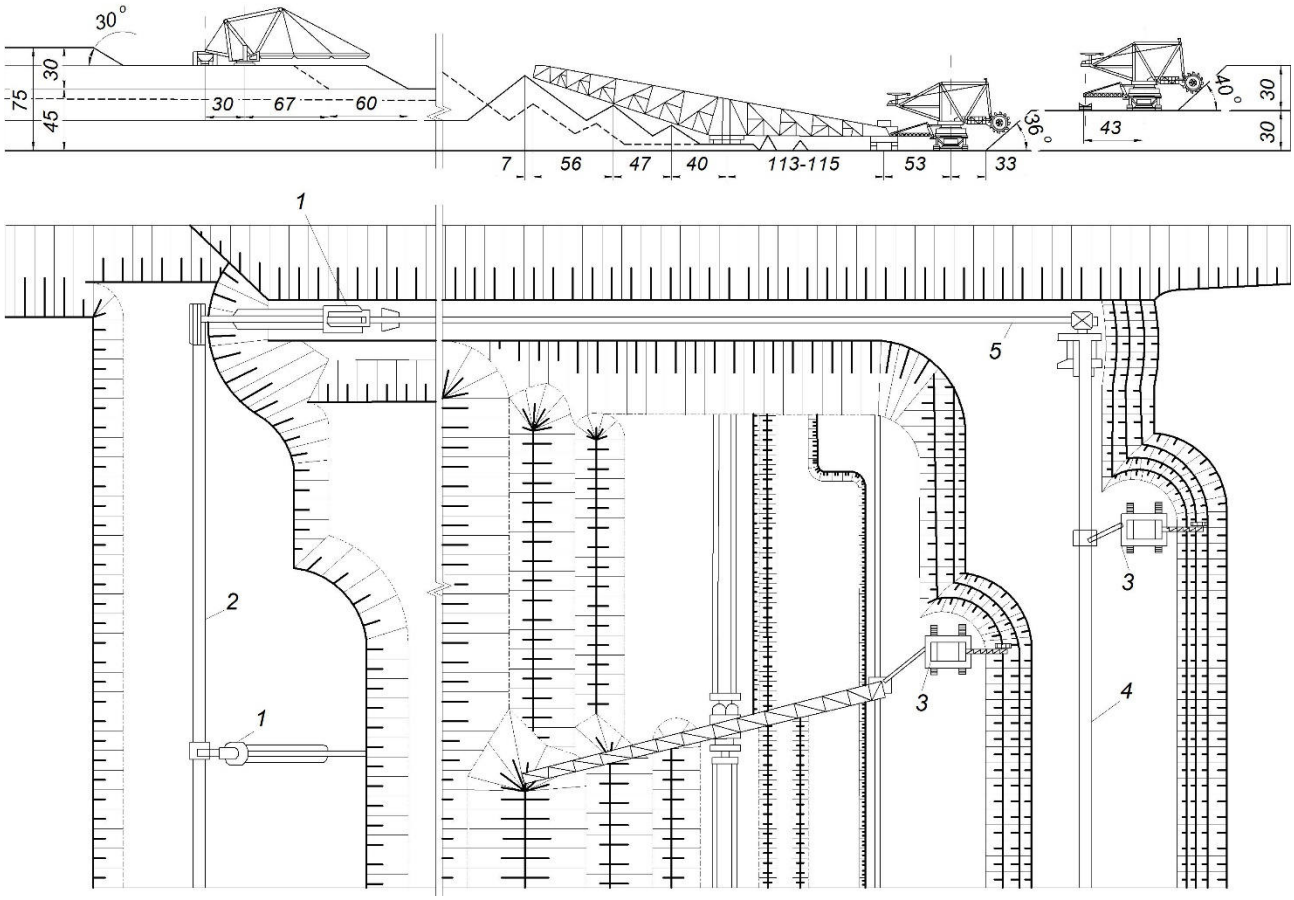


Рис. 5.4. Проектна схема гірничих робіт на Шевченківському марганцеворудному кар'єрі: 1 – відвалоутворювач ОШ-4500/90; 2 – відвальний конвеєр; 3 – екскаватор ЕРГ-1600; 4 – вибійний конвеєр; 5 – поперечний конвеєр

Передовий уступ розробляють такою самою роторною машиною з навантаженням породи на стрічковий конвеєр. З вибійного конвеєра гірнича маса надходить на поперечний, а з нього передається на відвальний з використанням відвалоутворювача. Приймання породи з нього і її розміщення на відвалі здійснюються консольним відвалоутворювачем ОШ-4500/90.

Таку саму систему задіяно при відпрацюванні першої черги Грушівського кар'єру Марганецького ГЗК (рис. 5.5), де потужність горизонтального пласта марганцевої руди становить близько 2 м, покривних порід – в середньому 61 м.

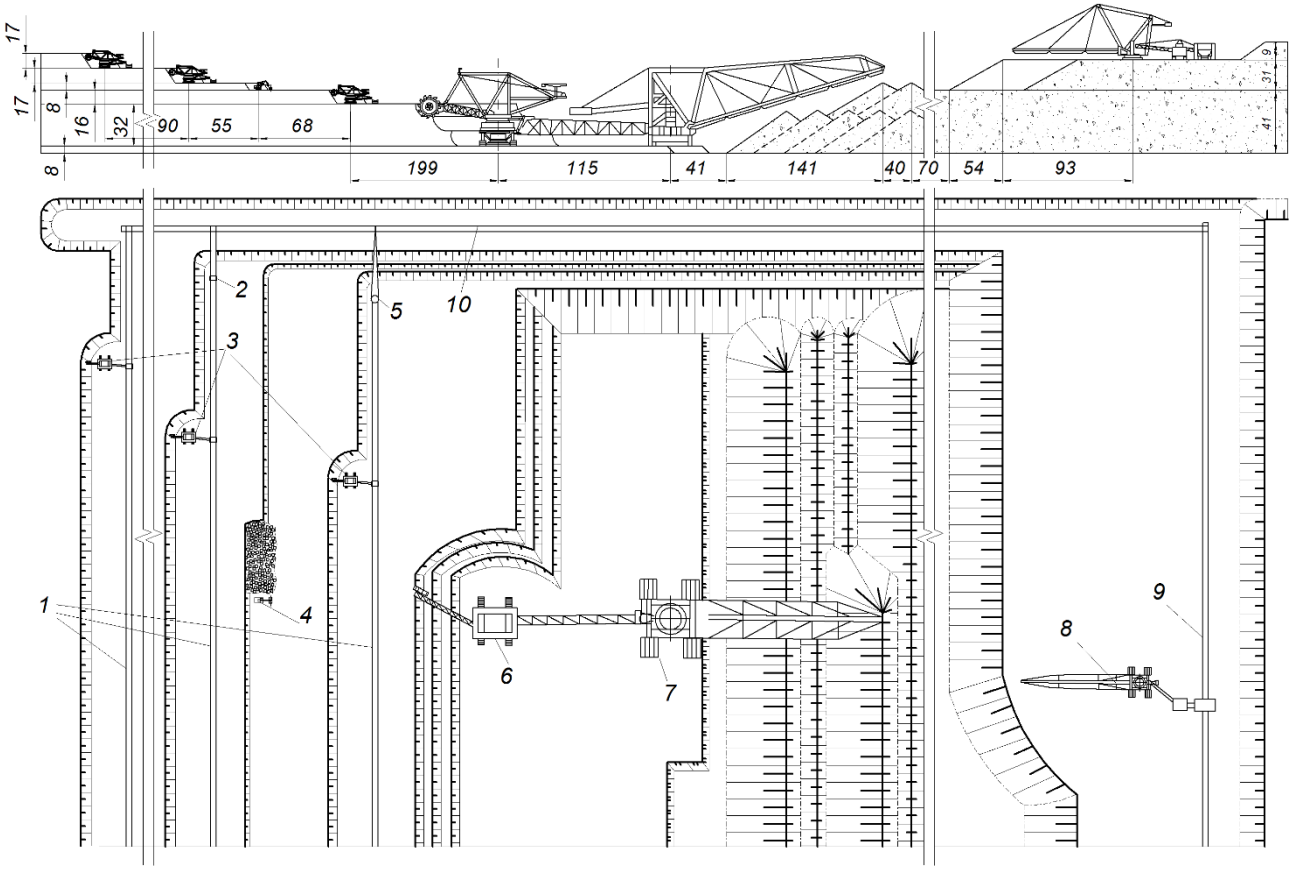


Рис. 5.5. Проектна схема комбінованої системи розробки першої черги Грушівського марганцеворудного кар'єру: 1 – вибійні конвеєри продуктивністю 1000 м^3/год.; 2 – перевантажувач; 3 – екскаватор ЕРГ-400; 4 – екскаватор ЕКГ-4,6; 5 – відвалоутворювач ОШ-105/1500; 6 – роторний екскаватор ЕРГ-1600; 7 – відвалоутворювач ОШР-4500/180; 8 – відвалоутворювач ОШ-4500/90; 9 – відвальний конвеєр продуктивністю 3000 м^3/год.; 10 – поперечний конвеєр

У розкривній товщі, що складена м'якими породами, є пласт вапняків середньою потужністю 5 м, для відробки якого одноківшеві екскаватори навантажували породи в автосамоскиди. Згідно з проектом нижній уступ висотою 32 м відпрацьовують за транспортно-відвальною системою комплексом обладнання в складі роторного екскаватора ЕРГ-1600 і консольного відвалоутворювача ОШР-4500/180.

На передових уступах задіяно транспортну систему і роторні екскаватори ЕРГ-350 завантажують породу на стрічкові конвеєри.

5.4. Комбінована система розробки із застосуванням обладнання циклічної та безперервної дії

На родовищах зі складними гідрогеологічними умовами транспортно-відвальну систему ускладнено через необхідність установки важкого устаткування безперервної дії на покрівлі або пласті корисної копалини. Тому є доцільність розташування транспортно-відвального комплексу вище покрівлі пласта сировини. З цією метою визначено його місце на надрудному розкривному уступі, що відпрацьовується за безтранспортною системою драглайнами або механічними лопатами.

При комбінованій системі розробки (рис. 5.6), коли нижня частина товщі розкривних порід розділяється за висотою на два уступи, можливі різні поєднання розкривного обладнання. Нижній (надрудний) може відпрацьовуватися за безтранспортною, транспортно-відвальною або транспортною системою, верхній – з допомогою обладнання циклічної або безперервної дії.

У нинішній практиці відомо поєднання роботи механічної лопати або драглайну (проста безтранспортна система) і роторного екскаватора з вбудованим або окремо розташованим відвалоутворювачем.

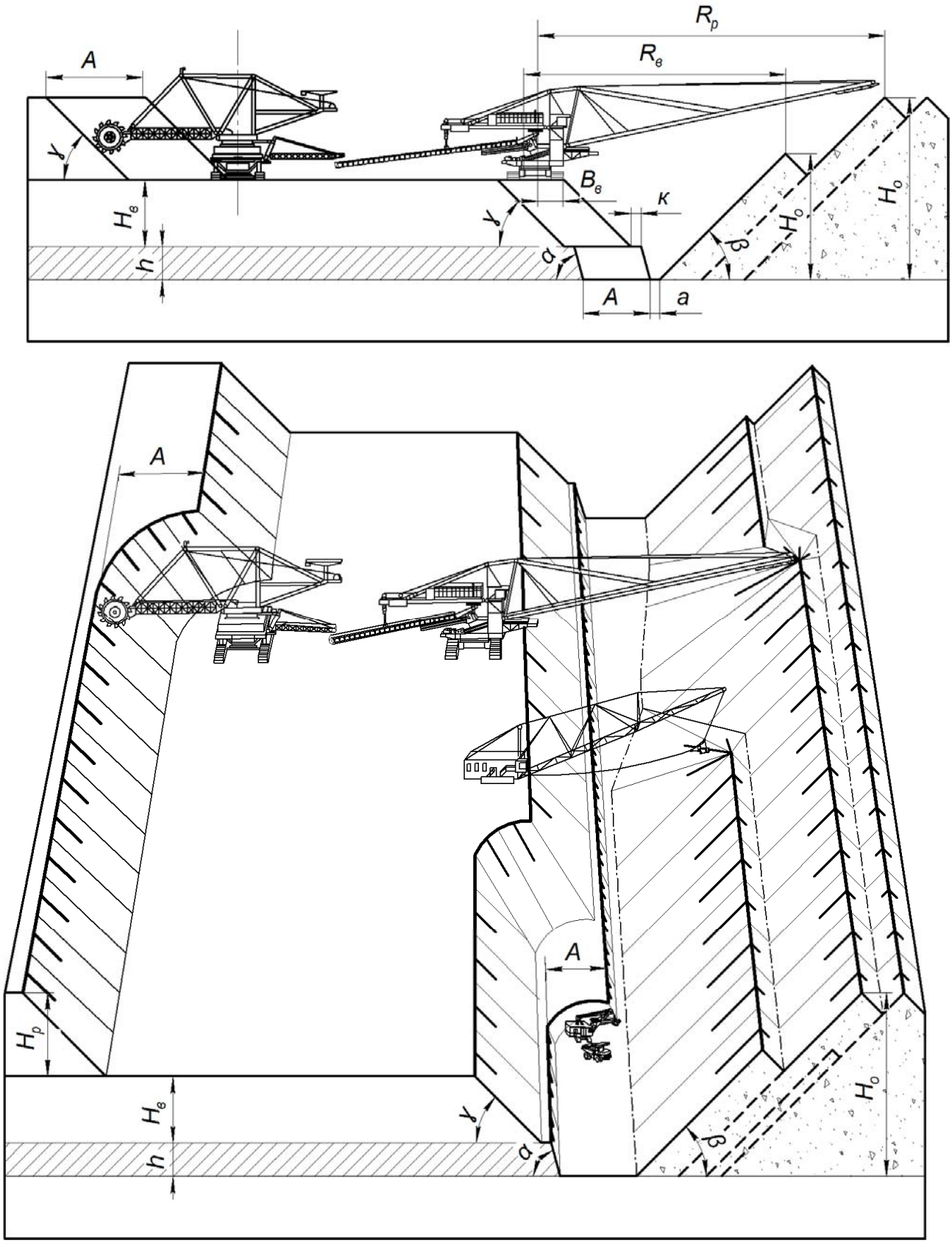


Рис. 5.6. Комбінація безтранспортної і транспортно-відвальної систем розробки

Рівність річного посування фронту робіт на кожному уступі забезпечується при виконанні умови:

$$\frac{H_б}{H_р} = \frac{V_б}{V_р}, \tag{5.7}$$

де $H_б$ і $H_р$ – висота уступів, що відробляються відповідно за безтранспортною і транспортно-відвальною системами, м; $V_б$ і $V_р$ – продуктивність відповідно драглайна і роторного екскаваторів, м^3.

Лінійні розміри відвалоутворювача перевіряються за умовами:

$$R_р^0 \geq \left[k_р(H_р + H_б) + 0{,}25Atg\beta\right]ctg\beta_р + a + hctg\alpha + k + H_б ctg\gamma + B_в, \text{ м}, \tag{5.8}$$

$$H_р \geq k_р(H_р - H_б) + 0{,}25\,Atg\,\beta - h - H_б, \text{ м}. \tag{5.9}$$

В даній схемі ширина заходки одноківшевого екскаватора дорівнює або є кратною ширині заходки роторної машини. Відносно невеликі лінійні розміри відвалоутворювача часто викликають необхідність розміщення його на передвідвалі. При цьому забезпечується підвищення стійкості відвалу завдяки зменшенню результуючого кута його укосу (рис. 5.7). Розробку надрудного уступу здійснюють один або два драглайни 3 і 3'. Перша машина частково розкриває пласт сировини і планує майданчик для руху відвалоутворювача. Друга здійснює повний розкрив корисних копалин в межах заходки з переекскавацією невеликих обсягів розкривних порід.

За умови максимального використання лінійних розмірів консольного відвалоутворювача загальна потужність розкриву, що відпрацьовується за комбінованою системою, становить :

$$H = H_б + H_р = \frac{R_ч^р + O + R_р^o - (2A + Ш + 0{,}25Atg\beta ctg\beta_р)}{R_р^o ctg\beta_р + ctg\gamma}, \text{ м}, \tag{5.10}$$

де $R_{р.ч}$ – радіус черпання роторного екскаватора зверху вибою, м; *О* – відстань між вісями роторного екскаватора і відвалоутворювача, м; *Ш* – мінімальна ширина робочого майданчика на покрівлі нижнього уступу, потрібна для перегону обладнання, м.

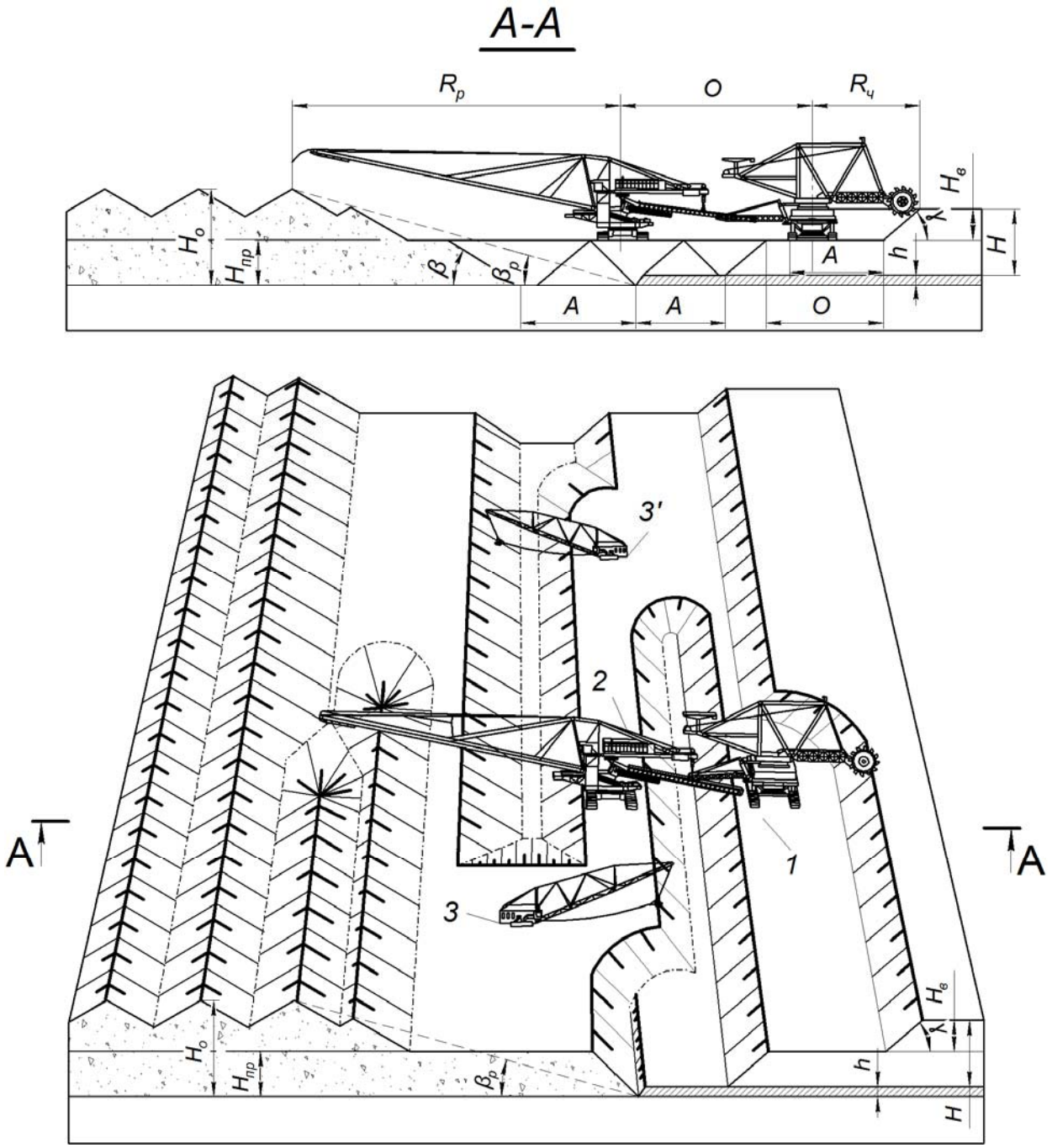


Рис. 5.7. Схема до розрахунку елементів комбінованої системи при розміщенні консольного відвалоутворювача на передвідвалі: 1 – роторний екскаватор; 2 – консольний відвалоутворювач; 3 і 3' – драглайни

Параметри цієї схеми за умови повного завантаження устаткування за продуктивністю визначаються у такий спосіб:

$$\frac{H_p A k_p}{k_c} = HAk_p + 0{,}5h^2(ctg\alpha + ctg\beta) + h(H - H_p)(ctg\alpha + ctg\beta) + 0{,}5(H - H_p)^2(ctg\gamma + ctg\beta). \quad (5.11)$$

Виразу для визначення висоти уступу, що відпрацьовується роторним екскаватором, надається вигляд:

$$H_p = b - \sqrt{b^2 - c}\ , м; \quad (5.12)$$

$$b = \frac{Hctg\gamma + ctg\beta + h(ctg\alpha + ctg\beta) + \frac{Ak_p}{k_c}}{ctg\gamma + ctg\beta}; \quad (5.13)$$

$$c = \frac{HAk_p + (0{,}5h^2 + hH)(ctg\alpha + ctg\beta) + 0{,}5H^2(ctg\gamma + ctg\beta)}{0{,}5(ctg\gamma + ctg\beta)}, \quad (5.14)$$

де $H = H_p + H_д$ – загальна потужність розкриву, що розробляється за комбінованою системою, м; $k_c = \frac{v_p}{v_p + v_д}$ – коефіцієнт, що враховує відношення продуктивності роторного екскаватора до загальної продуктивності розкривного обладнання.

Коефіцієнт переекскавації на нижньому розкривному уступі при роботі драглайнів обчислюється за формулою:

$$k_n = \frac{H_p - k_c H}{k_c H_д}. \quad (5.15)$$

Визначаючи довжину фронту робіт кар'єру, необхідно враховувати режим техніки циклічної та безперервної дії. Для стабільного функціонування одноківшевих екскаваторів в зимовий період, коли роторна машина не працює, треба

мати мінімально допустиму довжину фронту робіт кар'єру L, при якій забезпечується незалежна робота всього обладнання. Довжину фронту робіт кар'єру обчислюють за формулою:

$$L = \frac{V_p}{H_p A} - \frac{V_д N_p}{(1+k_п) H_д A N_д} + S \text{, м,} \qquad (5.16)$$

де N_p і $N_д$ – кількість днів роботи на рік відповідно роторного і одноківшевого екскаваторів; S – безпечна відстань між відвалоутворювачем і одноківшевим екскаватором, м.

Комбінування розкривного обладнання циклічної та безперервної дії зумовлює певне ускладнення організації його роботи по фронту кар'єру. Через човниковий рух машин відбуваються тривалі простої розкривного і видобувного обладнання в торцях після закінчення відпрацювання кожної заходки. Для їх ліквідації після відробки заходки виконують холостий перегін машин до місця врізки в нову. Її роблять в торці кар'єру або в центрі фронту робіт, що ділиться на два крила.

Двокрилу розробку родовища застосовують для поділу в просторі розкривних і видобувних робіт, що дозволяє зберігати транспортні комунікації для доставки корисної копалини від вибою до поверхні. Конструкція деяких відвалоутворювачів дозволяє відсипати передвідвал при куті повороту відвальної консолі в плані від положення для відсипання верхнього ярусу на 110 – 115 °. Позаяк відвалоутворювач переміщається по свіжовідсипаній поверхні передвідвалу, його ходове обладнання повинно забезпечувати невеликий питомий тиск на ґрунт. Для збільшення показників несучої здатності треба проводити заходи з ущільнення траси руху відвалоутворювача.

Комбіновану систему застосовували при розробці Північного марганцеворудного кар'єру (рис. 5.8). Нижній розкривний уступ (надрудний) розробляють за безтранспортною системою екскаватором ЕШ-15/90, другий і третій уступи – транспортно-відвальною і транспортною системою розробки комплексами машин.

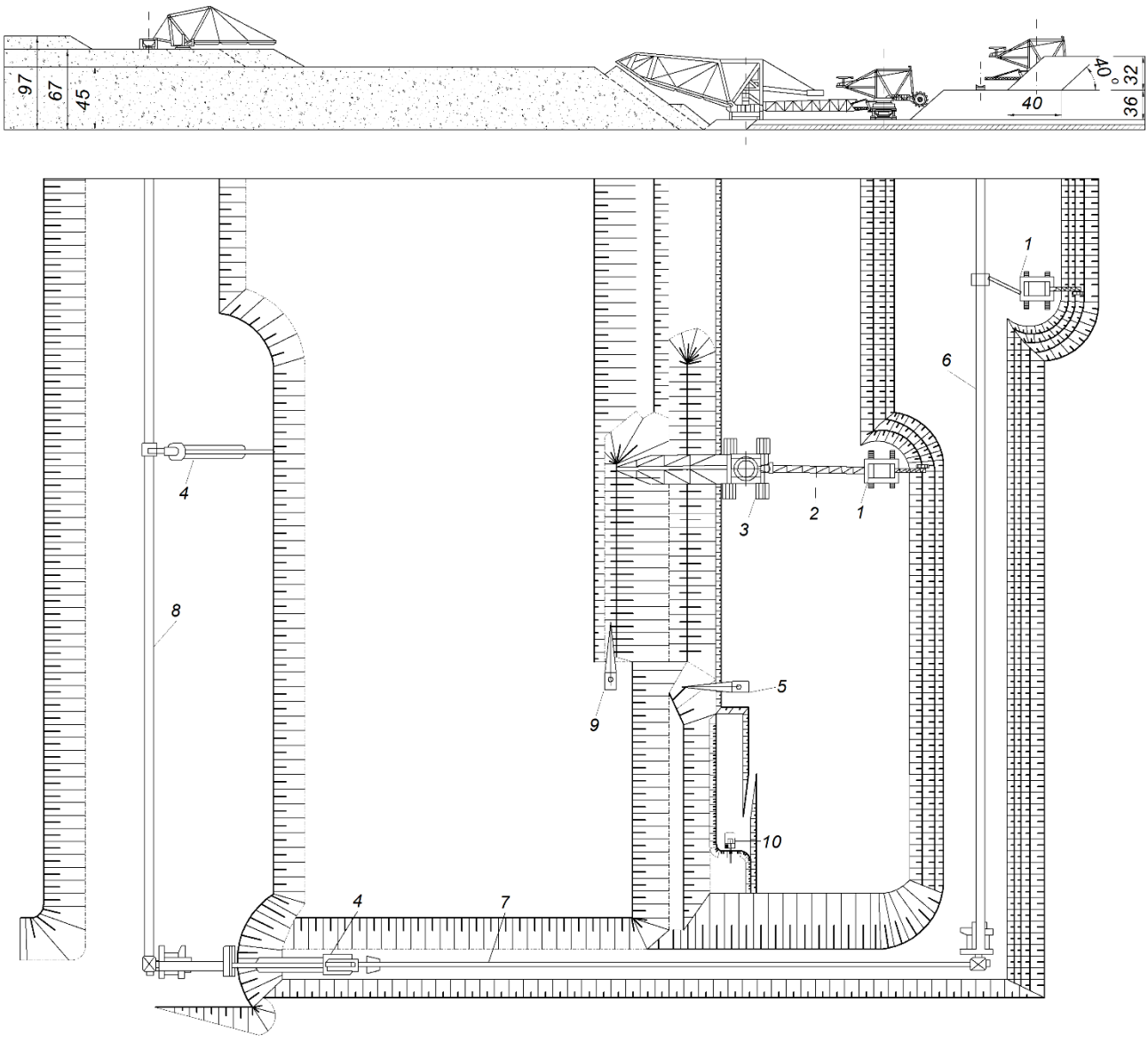


Рис. 5.8. Проектна схема гірничих робіт на Північному марганцеворудному кар'єрі: 1 – роторні екскаватори; 2 – конвеєрний перевантажувач; 3, 4 – вибійний і відвальний відвалоутворювачі; 5 – крокуючий драглайн; 6, 7, 8 – вибійний, торцевий і відвальний конвеєри; 9 – допоміжний відвальний драглайн; 10 – видобувний екскаватор

Контрольні запитання

1. У чому полягають переваги комбінованої системи розробки горизонтальних родовищ?

2. Назвіть основні відмінності при комбінації безтранспортної і транспортної систем розробки.

3. В якому випадку найбільш ефективно застосовувати транспортно-відвальну систему розробки разом із транспортною?

4. Назвіть кар’єри, на яких задіяно комбіновану систему розробки із використанням обладнання циклічної та безперервної дії.

5. Наведіть основні відмінності у технологічних схемах, де застосовується обладнання циклічної та безперервної дії при комбінованій системі розробки.

6. ТРАНСПОРТНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ПОХИЛИХ ТА КРУТОСПАДНИХ РОДОВИЩ

Розглянуті питання транспортних систем розробки родовищ похилих і крутоспадних родовищ корисних копалин.

Викладено основні терміни і поняття при їх визначенні. Подано найпоширеніші схеми з використанням залізничного, автомобільного, конвеєрного і комбінованого транспорту.

Студент, опираючись на матеріал, повинен вміти розрізняти системи розробки за видами транспорту; визначати необхідні умови для вибору найбільш ефективної системи відповідно до параметрів кар'єру; розраховувати параметри елементів транспортних систем.

6.1. Елементи транспортних систем розробки похилих і крутоспадних родовищ

6.1.1. Загальні відомості

Похилі та крутоспадні родовища розробляють за транспортною системою з переміщенням розкривних порід на зовнішні відвали, які можуть бути розташовані вдалечині від кар'єру на безрудних площах, непридатних для будівництва та сільськогосподарських робіт. Взагалі, коли відвали планують, то прагнуть використати сприятливий рельєф місцевості (балки, яри).

Тільки в деяких випадках можливе часткове транспортування розкриву до внутрішніх відвалів. У зв'язку з тим, що похилі і крутоспадні родовища перебувають здебільшого на різних відмітках щодо рівня земної поверхні, їх розробку проводять кар'єрами нагірного, глибинного і змішаного типів.

Для руху гірничої маси застосовують різні види кар'єрного транспорту. Їх частка в загальному обсязі перевезень неоднакова. Більше 50 % видобутої гірничої маси на рудних і вугільних кар'єрах переправляють засобами залізничного транспорту; близько 40 % на рудних і 30 % на вугільних кар'єрах транспор-

тують автосамоскидами. Решту об’єму гірничої маси переміщують за допомогою гідротранспорту, конвеєрами тощо.

Основні елементи систем розробки: довжина фронту робіт; висота уступу; ширина робочого і транспортного майданчиків; річне посування фронту гірничих робіт; інтенсивність відпрацювання кар'єру.

Довжина і ширина кар'єрного поля впливають на протяжність фронту гірничих робіт і залежать від конфігурації родовища. За умовами організації вантажно-транспортних робіт довжина при залізничному транспортуванні може дорівнювати не більше 2,5 – 3,0 км.

Зміну об’єму розкриву в контурах кар'єру при розтині родовища з боку лежачого боку покладу тупиковими траншеями при залізничних перевезеннях та петельними при автомобільних, залежно від глибини кар'єру, зображено на рис. 6.1. Об’єми розкриву в контурах за умови використання автотранспорту на 13 – 15 % менші, ніж при залізничному. Коефіцієнт розкриву з урахуванням глибини кар'єра на 0,75 – 1,8 м^3/м^3 теж нижче під час автоперевезень.

Скорочення об’ємів розкривних порід в контурах кар'єра при використанні автотранспорту досягається за рахунок збільшення кута укосу неробочого борту кар'єру, на якому розташовуються транспортні комунікації. Було порівняно коефіцієнти розкриву на кар'єрах Північного та Інгулецького гірничо-збагачувальних комбінатів. Їх значення для автотранспортування відповідно на 18 і 44 % менші.

Величина кута неробочого борту кар'єру може бути визначена за формулою:

$$a_н = arctg \frac{H}{\sum b + \sum b' + \sum b'' + \sum hctg\beta}, \qquad (6.1)$$

де H – глибина кар'єру, м; b – ширина з'їзду, м; b' – ширина транспортних берм, м; b'' – ширина берм безпеки, м; h – висота уступу, м; β – кут закладення уступу, град.

Формула (6.1) дозволяє врахувати фізико-механічні властивості гірських порід (через висоту уступу і кількість берм безпеки), вид транспорту та інтенсивність його руху (ширини з'їзду і транспортних майданчиків). Величина кутів укосу неробочих бортів кар'єру з огляду на породи наступна: скельні – 35 – 45 °; напівскельні – 28 – 35 °; глинисті – 18 – 25 °.

Користуватися формулою (6.1) можна, якщо облаштовано трасу з'їздів і є можливість підрахувати загальну кількість транспортних і запобіжних майданчиків, розміщених на неробочому борту кар'єру. Без попереднього трасування з'їздів величина кута закладення неробочого борту кар'єру зважаючи на його гірничотехнічні параметри і вид транспорту визначається за формулою:

$$a_н = arctg \frac{H}{Hctg\beta + \frac{2Hb}{L \cdot i} + \frac{H}{h} b' + \left(\frac{H}{h} - 1\right) b''}, \qquad (6.2)$$

де L – довжина кар'єра по корисній копалині, м; i – ухил з'їздів, ‰.

Отримані величини кутів неробочого борту необхідно перевірити на стійкість з огляду на термін служби кар'єру. Для цієї мети можна скористатися коефіцієнтом запасу стійкості, величина якого визначається за формулою С. І. Попова:

$$k_y = \sqrt[n]{\frac{T+b}{a}},$$

де T – термін збереження борту кар'єру, років; a й b – коефіцієнти, що залежать від показників міцності; n – показник, який зумовлюється породою і механізмом вивітрювання. Значення коефіцієнтів a, b і n використовуємо з табл. 6.1.

Кут закладення неробочого борту для кар'єрів з відносно невеликою довжиною фронту при автоперевезеннях більше, ніж при залізничних (рис. 6.2). Якщо довжина кар'єру збільшується до 4 – 5 км, то кути укосів борту, тобто, обсяги розкривних порід в його контурах, за обидвох видів транспортування дорівнюють одне одному.

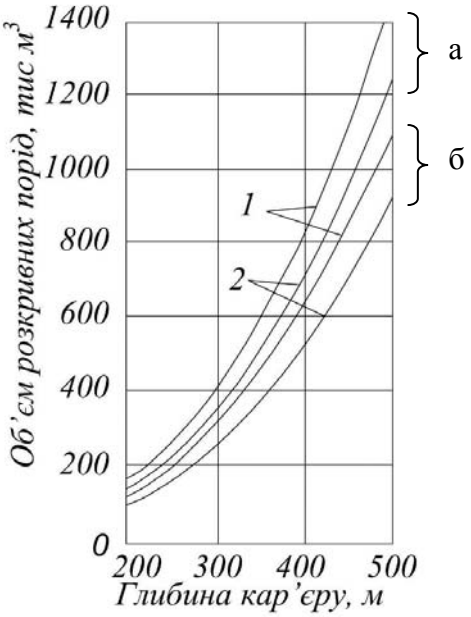


Рис. 6.1. Зміна обсягів розкривних порід в контурах кар'єру при залізничному 1 і автомобільному 2 перевезеннях залежно від глибини; а, б – кути укосів неробочих уступів, що відповідно становлять 45 і 60 °

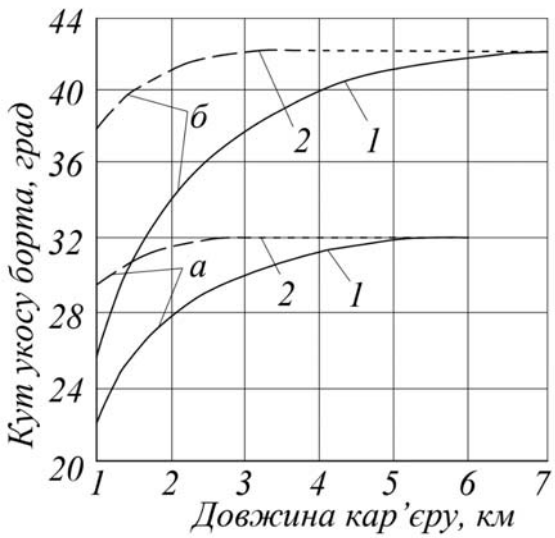


Рис. 6.2. Зміна кута укосу борту кар'єру зважаючи на його довжину при залізничному і автомобільному транспортуванні (позначення див. на рис. 6.1)

Таблиця 6.1

Значення коефіцієнтів *a*, *b* та *n*

Характеристика порід	Значення коефіцієнтів при кутах укосів бортів								
	від 10 – 15 до 30°			30 – 60°			більше 60°		
	a	b	n	a	b	n	a	b	n
Однорідні, некрихкі породи без послаблень	1,2	0,9	6,0	1,17	0,92	5,2	1,15	0,95	4,8
Суцільні малотріщинуваті породи з малокрихкими зв'язками	1,15	0,88	5,5	1,08	0,87	4,8	1,10	0,85	4,6
Суцільні тріщинуваті породи з помірно крихкими структурними зв'язками	1,15	0,84	5,0	1,03	0,82	4,6	1,05	0,80	4,2
Неоднорідні породи блочної будови з великою нерівномірністю розподілу напружень в масиві	1,05	0,80	4,5	1,02	0,75	4,3	1,00	0,70	4,0

Протяжність кар'єрів найчастіше має показник в межах до 3 км. Тому застосування автомобільного та комбінованого транспортування забезпечує найменші обсяги розкривних порід в проектних контурах. Робота залізничного та автомобільного транспорту при розробці глибинних кар'єрів характеризується безперервним збільшенням відстаней, ускладненням транспортних комунікацій і зниженням швидкості руху. При цьому частка транспортних витрат у загальній вартості розробки з 30 %, на порівняно неглибоких кар'єрах, збільшується до 70 %. Одночасно ускладнюється і загальна організація робіт в кар'єрі.

Похилі і крутоспадні родовища зазвичай мають паралельний розвиток фронту робіт. При розтині спіральними траншеями вони відпрацьовуються за віяловим принципом. При паралельному посуванні, з огляду на спосіб розкриття родовища і напрямок його переміщення, варіанти транспортної системи розробки можна класифікувати таким чином.

I. З поздовжньою підготовкою і поперечним переміщенням фронту робіт (рис. 6.3, *а*).

II. З поперечною підготовкою і поздовжнім переміщенням фронту робіт (рис. 6.3, *б*).

III. З поперечною підготовкою і розвитком робіт від центру кар'єру до його флангів (рис. 6.3, *в*).

IV. З поздовжньою підготовкою і розвитком робіт від центру кар'єру до його бортів (рис. 6.3, *г*).

При цьому перші два варіанти характеризуються стаціонарним розташуванням розкривних виробок. Найбільш характерними для сучасних кар'єрів є I-й і III-й.

Оцінку і вибір ефективного (в конкретних умовах) варіанта системи розробки проводять на основі порівняння обсягів гірничо-будівельних робіт, величини внутрішньокар'єрної відстані транспортування, обсягів робіт з підготовки горизонтів, величини робочої зони і протяжності фронту робіт.

Обсяги гірничокапітальних робіт при розглянутих варіантах (рис. 6.4):

$$V^{I} = \left[B_2 + 0{,}5h(ctg\alpha - ctg\beta)\right]hL\,,\ м^3 \tag{6.3}$$

$$V^{III} = (l + hctg\beta)hB\,,\ м^3 \tag{6.4}$$

де B_2, L – ширина і довжина розрізної траншеї при I і III варіантах, м, h – глибина кар'єру на момент закінчення гірнокапітальних робіт, м; L, B – відповідно довжина і ширина кар'єрного поля, м; α, β – відповідно кут погашення неробочого і кут розгону робочого борту кар'єру.

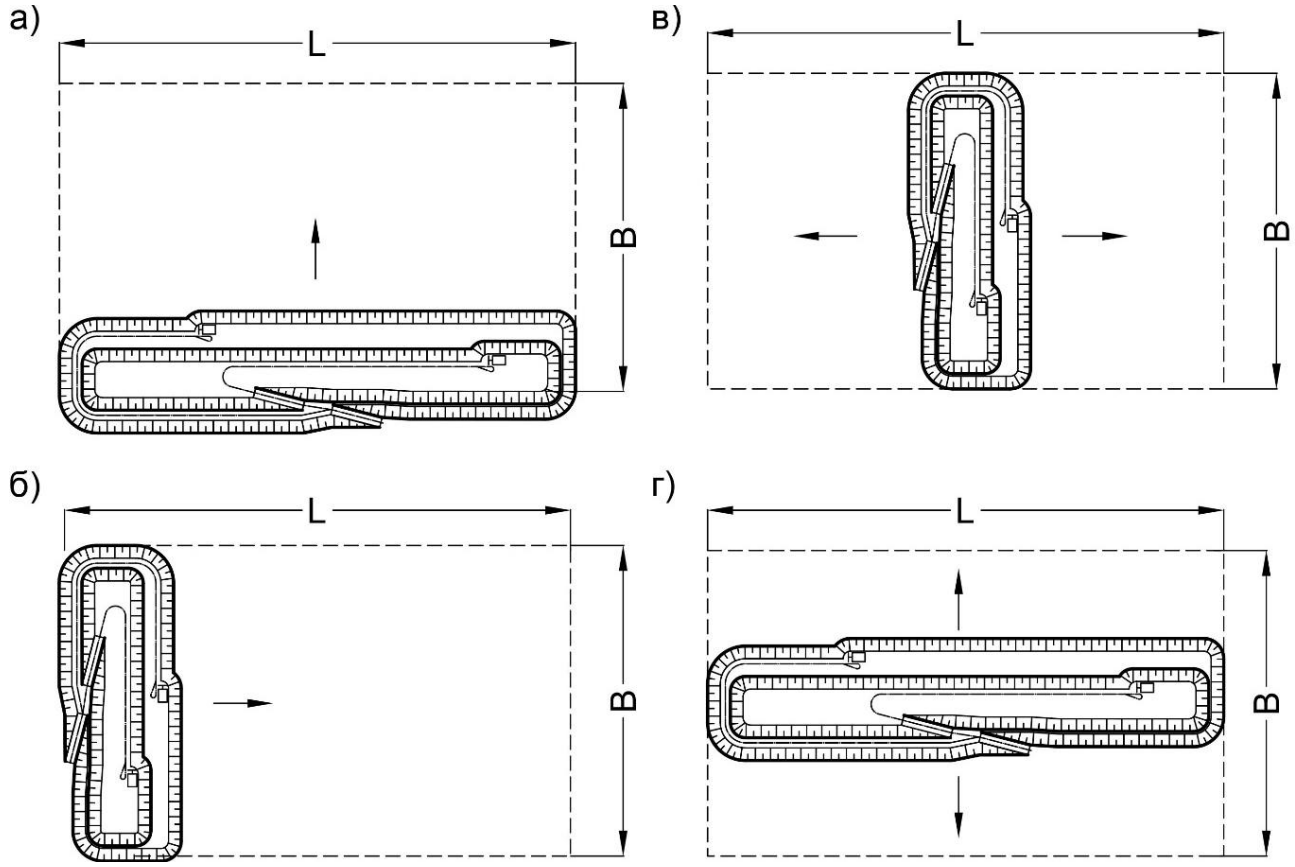


Рис. 6.3. Варіанти підготовки і розвитку фронту робіт при транспортній системі розробки похилих і крутоспадних покладів

Порівняння об’ємів гірничокапітальних робіт показує, що вони на 35 – 60 % менші за умови використання III варіанта. Зважаючи на це терміни будівництва і капіталовкладення будуть значно нижчі. Великий вплив на об’єми гірничо-капітальних робіт при I варіанті має кут падіння покладу родовища. Якщо з ним збігається кут погашення неробочого борту кар'єру, то об’єми гірничокапітальних робіт стають мінімальними.

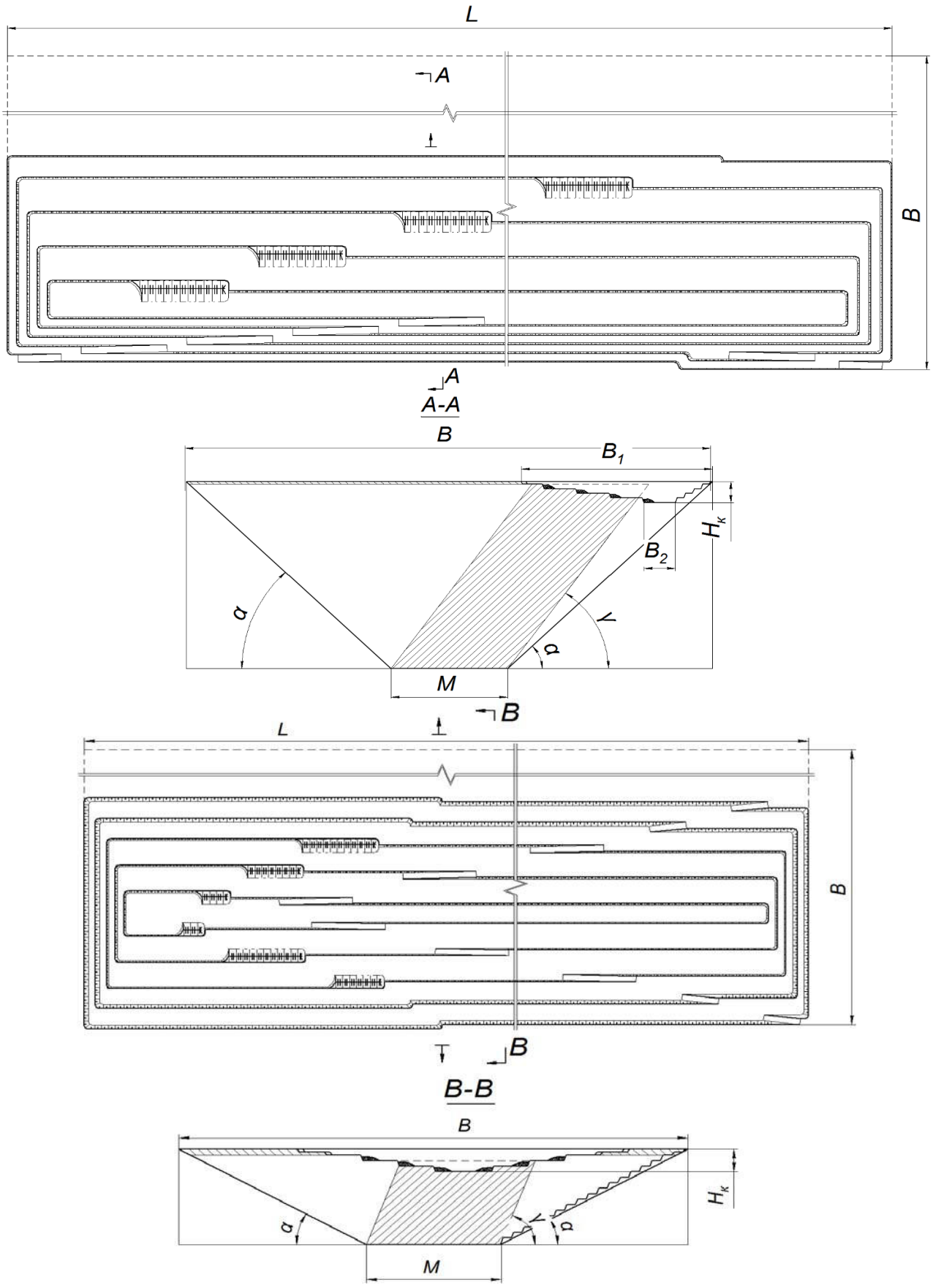


Рис. 6.4. До визначення гірничобудівельних обсягів робіт при різних параметрах транспортних систем розробки: 1 – межі кар'єрного поля; 2 – контури корисної копалини

Але збільшення кута падіння з 40 до 90° призводить до підвищення об’ємів гірничокапітальних робіт більш ніж в 2 рази. Наприклад, для III варіанта характерна сталість об’ємів гірничокапітальних робіт незалежно від кута падіння родовища.

6.1.2. Висота уступу

Під час вибору висоти уступу керуються умовами безпеки ведення гірничих робіт, фізико-механічними властивостями порід, типом навантажувального обладнання і його раціональним використанням. Вона повинна забезпечувати необхідну продуктивність і ефективність процесу.

Збільшення висоти уступу дозволяє: скоротити кількість горизонтів в кар'єрі, завдяки чому зменшується сумарна довжина шляхів, а отже, знижується вартість їх будівництва; підвищити продуктивність екскаваторів внаслідок зменшення їх пересувань у вибої; застосовувати ще потужніше і високопродуктивніше гірничотранспортне устаткування; поліпшити техніко-економічні показники бурових робіт за допомогою збільшення чистого часу облаштування свердловин і скорочення величини перебуру в їх загальній довжині, а також зменшити загальний обсяг цих робіт. Разом з тим велика висота уступу призводить: до збільшення ширини робочого майданчика через розвал підірваної гірничої маси; ймовірності виникнення обвалень верхньої частини уступу і підвищення небезпеки ведення гірничих робіт; зменшення довжини фронту гірничих робіт; зниження інтенсивності поглиблення кар'єру.

При встановленні висоти уступу враховують спосіб виймання порід. При валовому методі вона є максимально допустимою за параметрами навантажувального обладнання і за правилами технічної експлуатації. Селективне виймання спричиняє її зменшення, а також виокремлення (якщо це можливо) горизонтів з різною якісною характеристикою гірських порід. Це дозволяє запобігти небажаним втратам і збідненню корисних копалин. При похилих і крутоспадних родовищах, що характеризуються наявністю міцних гірських масивів, ви-

сота екскаваторного уступу визначається наступними факторами: властивостями підірваної гірничої маси (коефіцієнт розпушення, кусковатість, злежуваність, наявність глинистих включень тощо), характером і параметрами процесу обвалення порід під час підробки вибою (обсяг, частота і тривалість обвалення, ширина розвалу) і робочими параметрами екскаваторів – радіусом *Rч.у.* і максимальною висотою черпання $h_{ч.max}$.

За доброї якості дроблення ($d_{ср}$ *<35 см*) і розпушення ($k_р \geq 1,5$) підірвана порода набуває сипких властивостей та схильна до обвалення дрібними порціями, навіть при незначній підробці вибою (обрушення кількома хвилями). Нерівномірний розподіл підірваної гірничої маси в деяких випадках викликає одночасне обвалення значного обсягу порід (однією хвилею). При цьому екскаватор може не встигнути відійти на безпечну відстань.

Тому при визначенні допустимої висоти уступу основним вихідним параметром є максимальна ширина розвалу обрушених порід на підошві вибою *Lo* (рис. 6.5), яка обмежується радіусом черпання екскаватора на рівні його розташування

$$L_o \leq R_{чу} - \frac{l_x}{2} - l_б + l_x, \qquad (6.5)$$

де l_X – довжина ходу екскаватора, м; $l_б$ – смуга безпеки (відстань між кромкою розвалу порід і гусеницею екскаватора), м; $l_п$ – довжина пологої ділянки траєкторії руху ківша екскаватора, м.

Розмір смуги безпеки $l_б$ визначається кусковатістю підірваної маси і величиною необхідного просвіту між поворотною частиною екскаватора і розвалом $l'_б$ в момент його повороту на розвантаження.

Для підірваних порід дрібної (*dcp = 10 – 20 см*), середньої (*dcp = 20 – 35 см*) і великої (*dcp = 35 – 50 см*) кусковатостей, величину $1_б$ рекомендується задавати відповідно 1, 2 і 3 м.

У табл. 6.2 наведені величини максимально допустимої висоти уступу при рівномірному розпушенні підірваних порід, з яких видно, що при погано

розпушеній гірничій масі, а особливо наявності негабаритів, $H_{max} \leq (1{,}05 – 1{,}15)\ h_{ч.max}$. Якщо якість дроблення породи добра ($d_{ср} = 20$ *см*), а $k_{ср}$ становить 1,5, то максимальна висота уступу H_{max} може в 2,5 – 2,7 рази перевищувати максимальну висоту черпання $H_ч$, екскаватора при дотриманні безпечних умов його роботи.

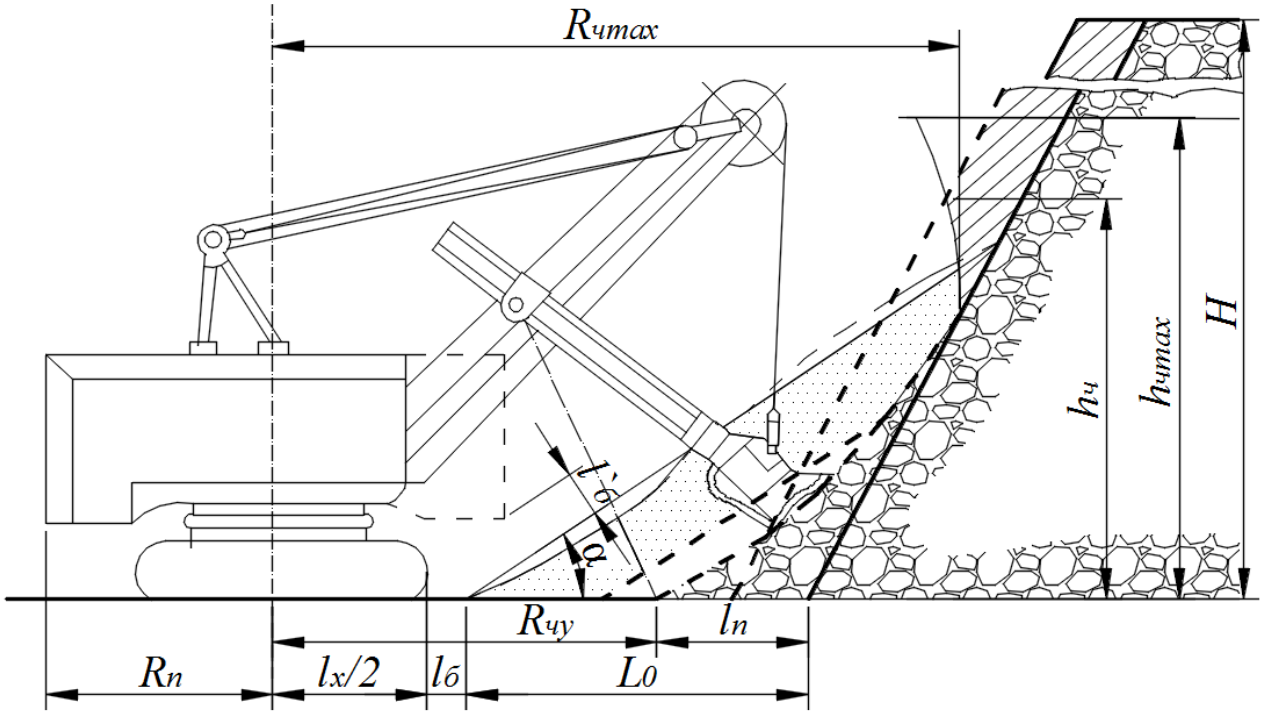


Рис. 6.5. Схема до визначення висоти уступу в скельних породах

Таблиця 6.2

Величини максимально допустимої висоти уступу (за Ю. І. Бєляковим)

Екска-ватор	Коефіцієнт розпушення	Висота уступу, м, при кусковатості підірваної породи			
		дрібній	середній	великій	наявності негабарит-них кусків
ЕКГ-5	1,02 – 1,35 1,4 – 1,6	12 – 14 17 – 25	11 – 13 15 –21	10,5 – 12 13 – 18	10 – 11 12 – 13
ЕКГ-8	1,02 – 1,35 1,4 – 1,6	14,5 – 18 23 – 34	13,5 – 16 21 – 30	13 – 14,5 18 – 27	12,5 – 13,5 15 – 16

На практиці подібна висота уступу (до 30 м) допускається у вугільних вибоях за умови його заукіски під кутом 60 ° і систематичного усунення нависань у верхній частині. Зазвичай максимальний її показник регламентується Правилами технічної експлуатації (ПТЕ) і $H_{max} \le 1{,}5\ h_{ч.max}$.

При розробці м'яких розкривних порід, висота уступу не повинна перевищувати максимальну висоту черпання екскаватора, тобто, $H_{max} \le h_{ч.max}$.

Одночасно з цим бажано, щоб вона становила не менше 2/3 висоти розташування напірного вала екскаватора, позаяк при менших показниках знижується продуктивність екскаватора внаслідок незаповнення ківша під час черпання. При похилих і крутоспадних родовищах оптимальну висоту уступу можна вважати такою, що дорівнює 12 – 15 м для екскаватора ЕКГ-5 і 17 – 20 м для ЕКГ-8.

У конкретних гірничотехнічних умовах її обирають найбільш безпечною та економічно обґрунтованою для ведення гірничих робіт.

6.1.3. Ширина робочого майданчика

Робочий майданчик потрібен для розміщення гірничо-транспортного устаткування. На рис. 6.6 зображено схему до визначення його ширини. Мінімальне значення L розраховують за допомогою параметрів гірничо-транспортного обладнання та буровибухових робіт (рис. 6.6, *а*):

$$L = A + x + T + z + c \text{ , м.} \qquad (6.6)$$

Ширина розвалу залежить від властивостей порід, методів підриву, кількості рядів свердловин, величини і форми заряду і може бути орієнтовно обчислена за формулами Є.Х. Шешка (рис. 6.6, *б*, *в*)

$$x_a = A\left(k_p \frac{h}{h_1} - 1\right) + \frac{h}{2\psi} \text{ , м;} \qquad (6.7)$$

$$x_б = 2\left(k_p \frac{h}{h_1} - 1\right) A \text{, м;} \tag{6.8}$$

$$x_в = 2\left(k_p \frac{h}{h_1} - 1\right) A \text{, м,} \tag{6.9}$$

де h *і* h_1 – висота уступу відповідно до і після вибуху, м.

$$\psi = \frac{tg\alpha \; tg\beta}{tg\alpha - tg\beta}, \tag{6.10}$$

де α, β – кути укосу до і після вибуху, град.

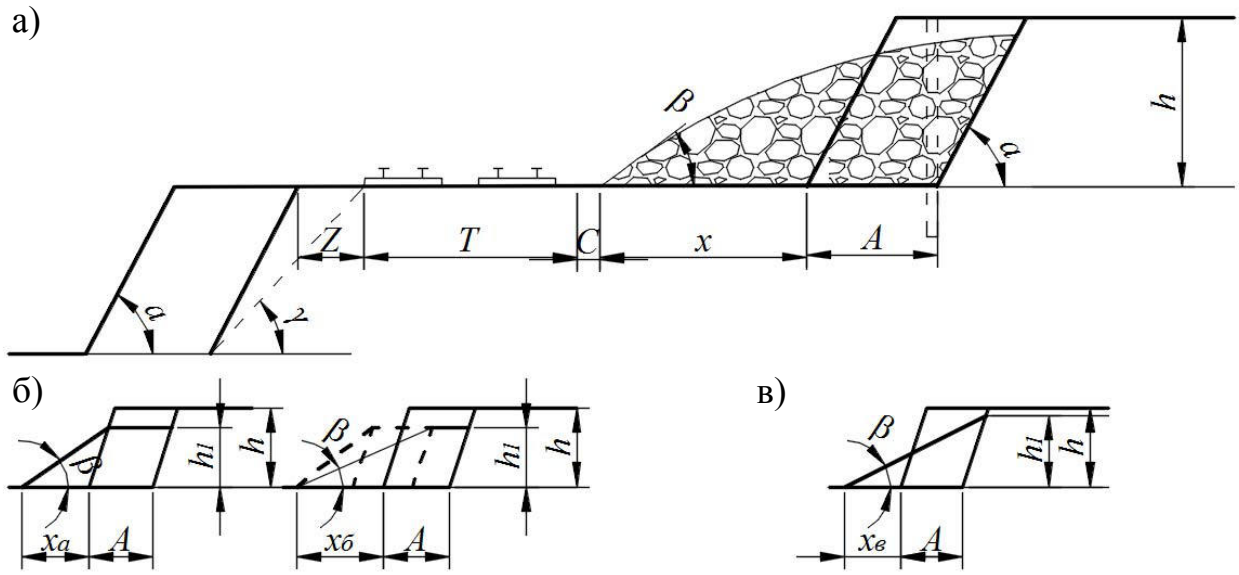


Рис. 6.6. Схеми до визначення ширини робочого майданчика: x – ширина розвалу породи; A – ширина заходки в цілику (до вибуху); T – ширина транспортної смуги, яка визначається габаритами рухомого складу, кількістю колій або смуг руху; z – ширина призми можливого обрушення порід; c – мінімальний зазор між нижньою брівкою розвалу і транспортною смугою

Величину β *і* h_1 зазвичай встановлюють дослідним шляхом: h_1 = *(0,8 – 0,9) h;* β = 20 – 35 °. Величина *T* за умови однієї колії дорівнює 3 м, при двох – 7,5 – 15 м залежно від відстані між коліями (не менше 4,5 м). Для автомобільних перевезень ширину транспортної смуги визначають кількістю і шириною смуг руху.

Ширина призми можливого обрушення порід *z*, на якій забороняється розміщення гірничотранспортного устаткування, залежить від фізико-механічних властивостей порід і висоти уступу. Її величину можна визначити з виразу

$$z = h\,(ctg\gamma - ctg\alpha)\,,\ м, \qquad (6.11)$$

де α – кут укосу уступу (65 – 80 °), град; γ – кут можливого обвалення (35 – 60 °), град.

Це справедливо, якщо укіс уступу становить деякий кут α з його підошвою (рис. 6.7, *а*).

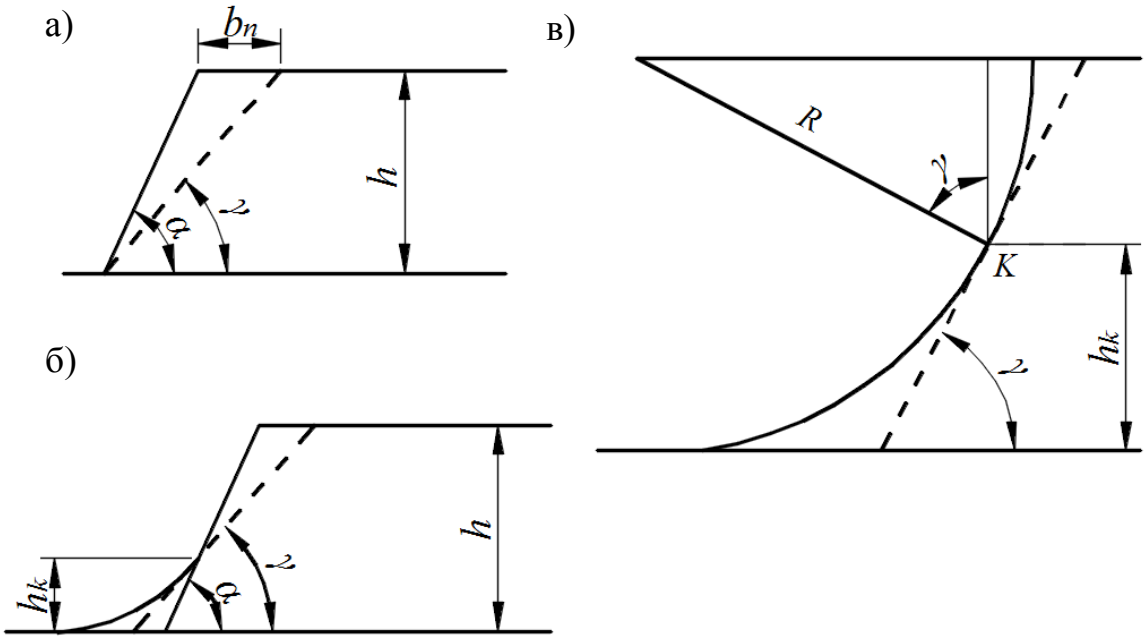


Рис. 6.7. Схеми до визначення ширини призми можливого обрушення порід (берми безпеки)

У багатьох випадках профіль уступу при роботі екскаватора являє собою криву з деяким радіусом, що переходить в пряму (рис. 6.7, *б*). При цьому висоту, необхідну для визначення ширини призми обвалення, слід зменшити на величину h_K (рис. 6.7, *в*), яку можна обчислити за формулою:

$$h_к - R_{ч.у}(1 - \cos\gamma)\text{ , м}, \tag{6.12}$$

де $R_{ч.у}$ – радіус черпання екскаватора на рівні розташування, м.

А ширину призми можливого обрушення визначають за формулою:

$$z = \left|h - R_{чу}(1 - \cos\gamma)\right|(\cos\gamma - \cos\alpha)\text{ , м.} \tag{6.13}$$

У пухкій породі ширина основи призми безпеки при її визначенні за формулою (6.13) зменшується до 50 %. При залізничному транспортуванні ширину смуги безпеки іноді задають такою, що дорівнює (0,4 – 0,5) h і розташовують на ній опори контактної мережі. Для визначення розмірів робочого майданчика слід передбачати смугу шириною 5 – 6 м, щоб розмістити додаткове обладнання та мати можливість проїзду допоміжному транспорту.

Окрім того, треба розуміти, що вони разом з висотою уступу впливають на величину кута укосу робочого борту кар'єру, а отже, і на режим ведення гірничих робіт. Величину кута укосу можна розрахувати за формулою

$$tg\varphi = \frac{h}{L + hctg\alpha}. \tag{6.14}$$

На практиці вона становить 16 – 25°. Її зменшення при збільшенні ширини робочого майданчика призводить (особливо у верхній зоні кар'єру) до необхідності вилучення додаткових об'ємів розкривних порід, зростання коефіцієнта розкриву, додаткових капіталовкладень на придбання гірничо-транспортного устаткування, що знижує техніко-економічні показники відкритої розробки родовищ. Ширина робочих майданчиків на кар'єрах складає 60 – 100 м, в деяких випадках – 40 – 45 м.

6.1.4. Довжина фронту робіт і розміри екскаваторних блоків

Фронт робіт кар'єру залежить від його виробничої потужності та параметрів, якісної характеристики родовища, фізико-механічних властивостей порід, навантажувального і транспортного устаткування, а також складається з сумарної протяжності фронтів окремих робочих уступів.

Зазвичай на них розташовують екскаватори, кількість яких визначається їх типом, видом транспортування, висотою уступу і міцністю гірських порід. Усі перераховані фактори мають вплив на необхідну протяжність фронту робіт одного екскаватора (довжину блоку). А від цього показника залежать інтенсивність відпрацювання уступу і продуктивність землерийної машини, організація нормального транспортного обслуговування вибоїв.

При залізничних перевезеннях відстань між двома суміжними вибоями має бути не менше сумарної довжини 2,5 – 3 поїздів. Якщо вона менше, то транспортування породи ускладнюється. Довжина екскаваторного блоку в скельних породах дорівнює 400 – 500 м. За умови застосування автомобільного транспорту фронт робіт екскаватора становить 150 – 250 м. Коли застосовується багаторядне уповільнене висадження, довжина блоку може бути зменшена до 50 – 100 м.

З огляду на необхідність забезпечення екскаваторів достатнім обсягом підірваної гірничої маси довжина блоку визначається за формулою:

$$L_б \geq \frac{kQ}{dh}, м, \qquad (6.15)$$

де k – коефіцієнт резерву, місяців; Q – продуктивність екскаватора, м^3; d – ширина смуги цілини, яку підривають, м; h – висота уступу, м.

В свою чергу

$$d = w + (n-1)a, м, \qquad (6.16)$$

де w – лінія найменшого опору, м; n – кількість рядів, що підривають; a – відстань між рядами свердловин, м.

Довжину блоку можна визначити також і за виразом:

$$L_б = \frac{(t_в + t_{об} + t_с)Q}{Ah}, м, \quad (6.17)$$

де $t_в$ – тривалість відпрацювання висадженої частини блоку, діб; $t_{об}$ – те саме, обраної частини блоку, діб; $t_с$ – тривалість роботи одного з суміжних вибоїв при зупинці іншого, діб; A – ширина заходки, м.

Підготовлені для розробки блоки складають сумарний фронт робіт уступу, непідготовлені є резервною його частиною. Наявність транспортних і енергетичних комунікацій, які забезпечують нормальну роботу основного гірничотранспортного устаткування, визначає готовність фронту робіт.

При річній виробничій потужності кар'єру $Q_г$, довжині блоку $L_б$ і продуктивності окремих блоків $q_б$, можливе число блоків $n_б$ на уступах довжиною $L_{ср}$ і потрібне число одночасно розроблюваних уступів m визначаються за формулами:

$$n_б = \frac{L_{ср}}{L_б}, \quad (6.18)$$

$$m = \frac{Q_г L_б}{q_б L_{ср}}. \quad (6.19)$$

Кількість блоків в межах одного уступу обмежується виробничо-технічними умовами: при залізничному транспортуванні в зв'язку з труднощами обмінних операцій вона не перевищує трьох, при автомобільному може доходити до п'яти чи шести. Під час розробки родовищ великої потужності протяжність фронту робіт в різні періоди експлуатації може змінюватися досить

сильно. Відповідно стають іншими технічні можливості кар'єрів з видобутку корисних копалин. Фронт робіт змінюється нерівномірно і неоднаково для всіх кар'єрів. Здебільшого швидке нарощування фронту робіт відбувається в період освоєння проектної потужності з подальшим скороченням протягом терміну експлуатації. При цьому розкривні та видобувні фронти робіт можуть змінюватися неоднаково зважаючи на геологічні характеристики родовища (рис. 6.8).

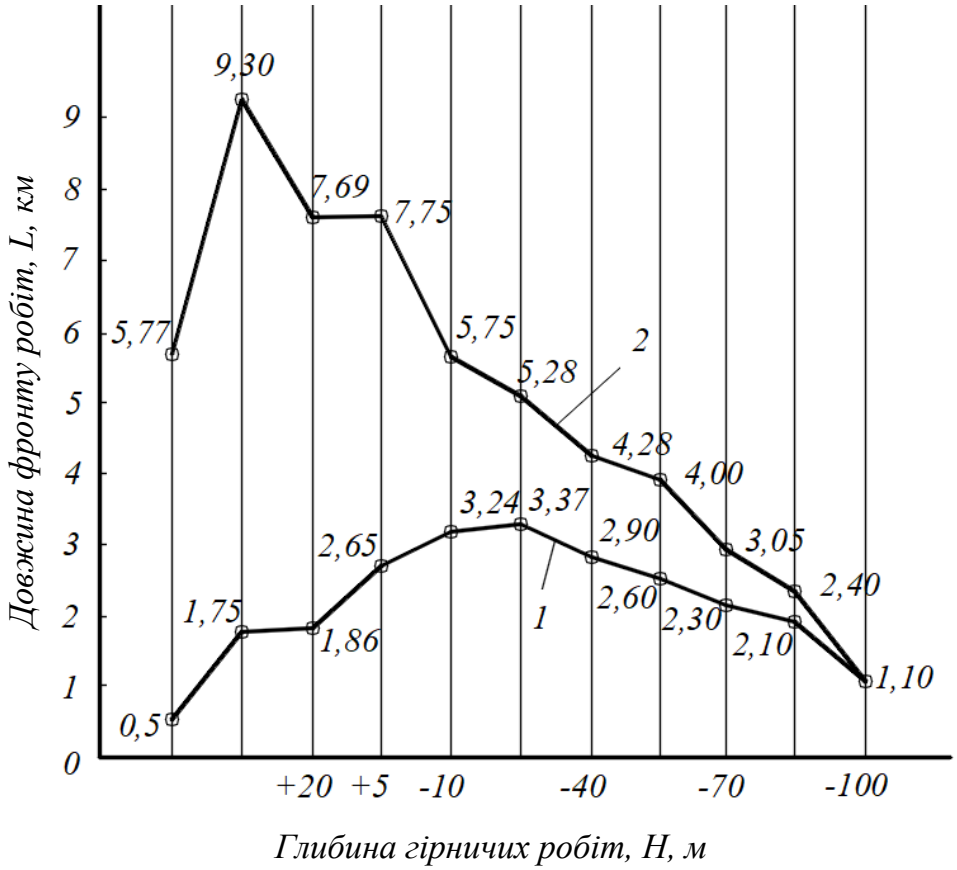


Рис. 6.8. Зміна довжини фронту робіт на кар'єрі Новокриворізького ГЗК при його поглибленні: 1 – рудний фронт; 2 – загальний фронт

Протяжність фронту робіт на сучасних кар'єрах досягає значної величини (на Південному ГЗК це понад 13 км, з них безпосередньо за рудою близько 6 км; на Першотравневому кар'єрі Північного ГЗК відповідно 7,0 і 1,9 км).

Цей показник при відповідній інтенсивності горизонтального посування та поглиблення повинен забезпечити річну виробничу потужність кар'єру за гірничою масою.

6.1.5. Інтенсивність гірничих робіт на кар’єрах

При розробці похилих і крутоспадних родовищ фронт робіт кар'єру безперервно переміщується до його граничного стану як в плані, так і за глибиною. Уступи відпрацьовуються паралельними заходками з постійною шириною за всією довжиною. Це значно спрощує буровибухові, екскаваторні та колійні роботи.

Швидкість посування фронту робіт в одиницю часу характеризує інтенсивність розробки родовища і залежить від потужності пласта корисної копалини, виду вантажного і транспортного устаткування, а також виробничої потужності кар'єру.

Велике значення при цьому мають особливості підготовки нових горизонтів. На нижніх можна її розпочинати тільки після виконання певного обсягу робіт на вищележачому уступі, мінімум якого включає проходку розрізної траншеї *Р1* і видобування гірських порід, при створенні робочого майданчика необхідної ширини *V1* (рис. 6.9). Розрізні траншеї на суміжних горизонтах в процесі поглиблення розташовують таким чином, що, з'єднавши їх нижні бровки відрізком *OD*, отримують лінію поглиблення кар'єру з кутом нахилу β.

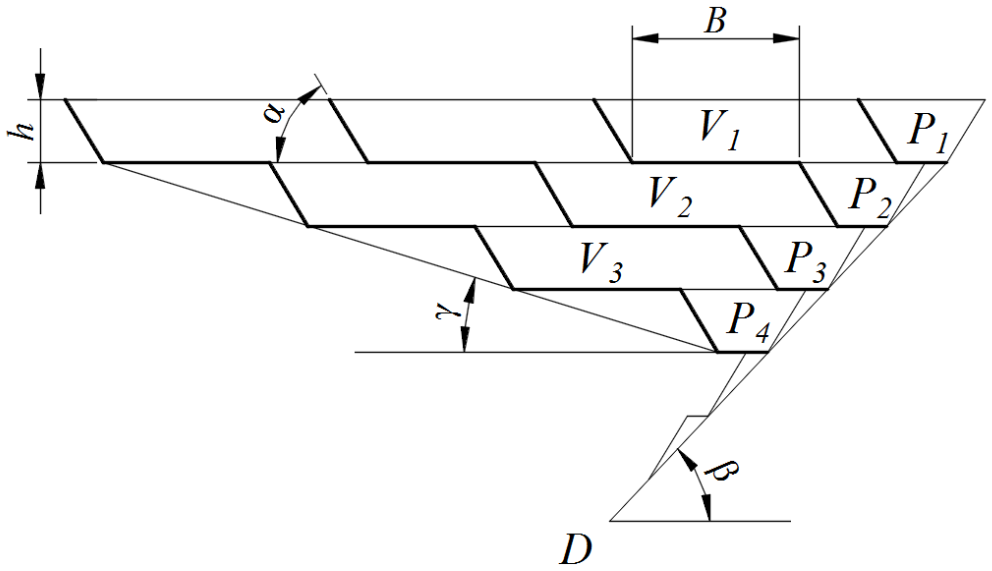


Рис. 6.9. Схема поглиблення кар'єру

Між швидкостями горизонтального посування уступу l_p і поглиблення кар'єра $h_г$ існує залежність

$$h_г \le \frac{l_p}{ctg\varphi + ctg\beta}. \qquad (6.20)$$

Максимально можливе посування фронту робіт на робочому уступі досягається при мінімальній протяжності екскаваторного блоку і визначається за формулою:

$$l_{p\max} = \frac{Q}{hL_б}, \text{ м/год.} \qquad (6.21)$$

Для забезпечення необхідного поглиблення кар'єру слід дотримуватися умови:

$$L_p = \frac{Q}{hL_б} \ge h(ctg\varphi + ctg\beta), \text{ м/год,} \qquad (6.22)$$

де Q – продуктивність екскаватора, м^3 / рік; h – висота уступу, м; $L_б$ – мінімальна довжина екскаваторного блоку, м.

Можлива швидкість поглиблення кар'єра в цьому випадку визначається за формулою:

$$h_г \le \frac{Q}{hL_o(ctg\varphi + ctg\beta)}, \text{ м,} \qquad (6.23)$$

де L_o – довжина екскаваторного блоку на робочому уступі, м.

Таким чином, швидкість поглиблення кар'єра і швидкість переміщення фронту робіт залежать від гірничо-транспортного обладнання, що застосовується, та фізико-механічних властивостей гірських порід. Інтенсивність гірничих робіт на деяких залізорудних кар'єрах наведена в табл. 6.3.

Таблиця 6.3

Інтенсивність гірничих робіт на залізорудних кар'єрах

Кар'єр	Транспорт	Породи	Висота уступу, м	Швидкість поглиблення кар'єру, м/рік	Швидкість посування фронту робіт, м/рік
ПівдГЗК	Залізничий	Скельні	10 – 15	5 – 7	50 – 100
НКГЗК			10 – 15	12 – 15	70 – 100
ЦГЗК	Автомобільний		10 – 15	25 – 35	100 – 80*
Соколовський (Казахстан)		Пухкі та напівскельні	10	10 – 20	50 – 200
Сарбайський (Казахстан)		Те саме	10	20 – 35	80 – 410
Михайлівський (РФ)		Пухкі та скельні	10	8 – 30	80 – 290

* Переміщення фронту робіт за простяганням

Швидкість поглиблення кар'єрів в пухких і напівскельних породах може досягати 30 – 35 м/рік (Сарбайський і Михайлівський), а в досить міцних скельних – 25 – 35 м/рік (ЦГЗК).

Практика їх роботи показує, що при залізничному перевезенні максимальна швидкість поглиблення становить 7 – 15 м/рік, а при автомобільному вона збільшується до 19 м/рік, досягаючи в деяких випадках 35 м/рік (ЦГЗК).

Час підготовки горизонтів залежить від проходження похилої і розрізної траншей, потрібного обсягу гірничих робіт на горизонтах, які знаходяться вище, а також від загальної організації робіт.

Загальна кількість екскаваторів при цьому визначається за видом транспортування. Застосування залізниці зумовлює проведення виїзної і розрізної траншей тупиковим вибоєм, що пояснюється простотою і невеликими обсягами робіт з рознесення розташованого вище горизонту. При цьому немає потреби у випередженні буровибухових робіт і збільшенні кількості гірничого устаткування. Як правило довжина заряду блоку обирається за умови забезпечення екскаватора місячним запасом підірваної гірничої маси.

6.2. Система розробки з застосуванням залізничного транспорту

На похилих і крутоспадних родовищах найбільшого поширення набули транспортні системи розробки з залізничним перевезенням гірничої маси (рис. 6.10) на зовнішні відвали. Кар'єри можуть відпрацьовуватися на глибину 400 – 500 м і більше. Загальна протяжність колій в них досягає 10 – 15 км при глибині близько 100 м і 30 – 40 км при глибині 300 – 400 м.

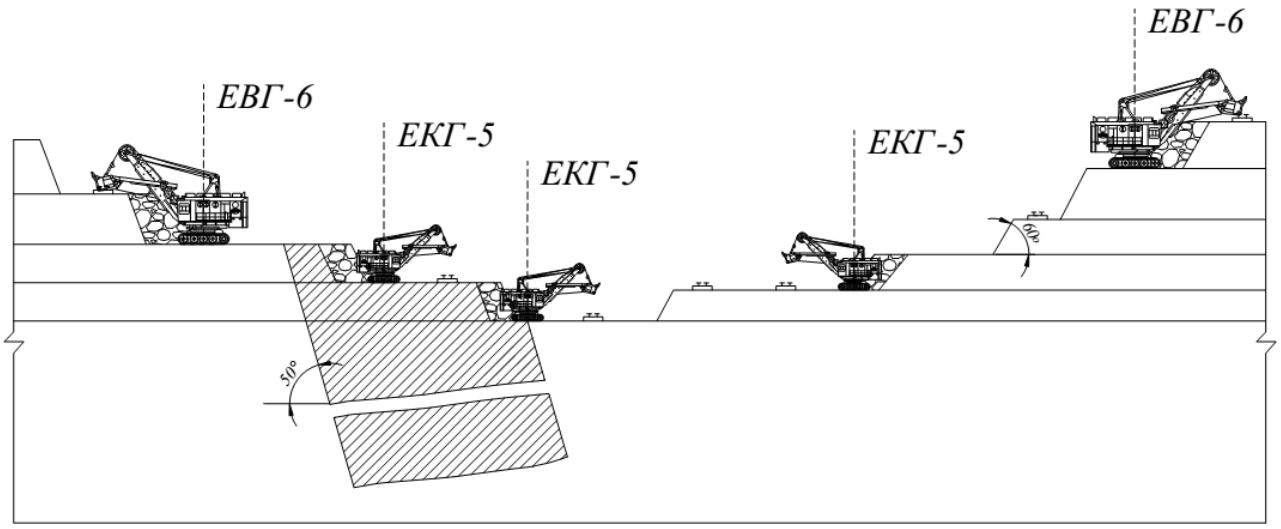


Рис. 6.10. Транспортна система розробки крутоспадного родовища

Вартість такого транспортування порід становить 35 – 60 % від загальної вартості розробки 1 м^3 гірничої маси.

При одночасній розробці зазвичай є декілька уступів, що розкриті внутрішніми траншеями зі складною трасою. Її форма частіше за все тупикова. Рідше – петельна або спіральна.

За такої системи розробки найбільш ефективними є поздовжній розтин родовищ, а також поперечний розвиток фронту робіт. Внутрішні траншеї при цьому розташовують стаціонарно на лежачому боці за контуром кар'єру. Серед недоліків схеми основним є великий об'єм гірничокапітальних робіт. Для його уникнення в деяких випадках допускається поздовжній розтин з використанням

ковзних з'їздів, а також двобічний розвиток фронту робіт. Але тоді розробка ускладнюється трудомісткими заходами з пересування колії. Породні і видобувні уступи відпрацьовуються послідовно у спадному порядку.

Транспортна система забезпечує незалежність ведення розкривних і видобувних робіт. Створюються значні запаси корисної копалини, що сприяє планомірному і безперебійному забезпеченню споживачів. Кількість уступів, які одночасно відпрацьовуються, залежить від способу розкриття, виробничої потужності кар'єру і періоду його розробки. Продуктивність в конкретних умовах може бути забезпечена тільки при використанні певної кількості екскаваторного і транспортного устаткування.

Більшість похилих і крутоспадних родовищ розробляють кар'єрами з річною виробничою потужністю від 15 до 70 млн т гірничої маси (Кривбас, Коркинський розріз, РФ тощо). Виконання таких великих обсягів робіт відбувається завдяки застосуванню високопродуктивної бурової, навантажувальної та транспортної техніки. Для навантаження гірничої маси працюють екскаватори з ківшом місткістю від 5 до 25 м^3.

Простої гірничих машин в очікуванні обміну поїздів складають понад 25 – 30 % робочого часу. Використання їх за транспортними умовами можна охарактеризувати коефіцієнтом забезпеченості вибою порожняком, тобто:

$$k_t = \frac{t_{погр}}{t_{погр} + t_{об}}, \qquad (6.24)$$

де $t_{погр}$ – час навантаження потягу, хв; $t_{об}$ – час обміну поїздів, хв.

Для раціонального використання навантажувального обладнання існують ефективні схеми розвитку колій на уступах. Під час вибору однієї з них керуються принципом незалежності процесів, який забезпечує мінімум простоїв обладнання. Схема колійного розвитку повинна відповідати таким вимогам:

1) можливість оптимальної забезпеченості вибоїв порожняком, що досягається створенням біля кожного екскаватора самостійної колії, і належного розташування обмінних пунктів на уступі;

2) ведення вибухових і колійних робіт у блоці одного екскаватора не має переривати нормальну роботу інших машин на цьому уступі.

На кар'єрах набули поширення потокова і тупикова організація руху залізничного транспорту. Першу застосовують при двобічному примиканні колій уступів та капітальної траншеї.

Типові схеми колійного розвитку на уступі, що запропоновані інститутом «Центрогіпрошахт», зображено на рис. 6.11.

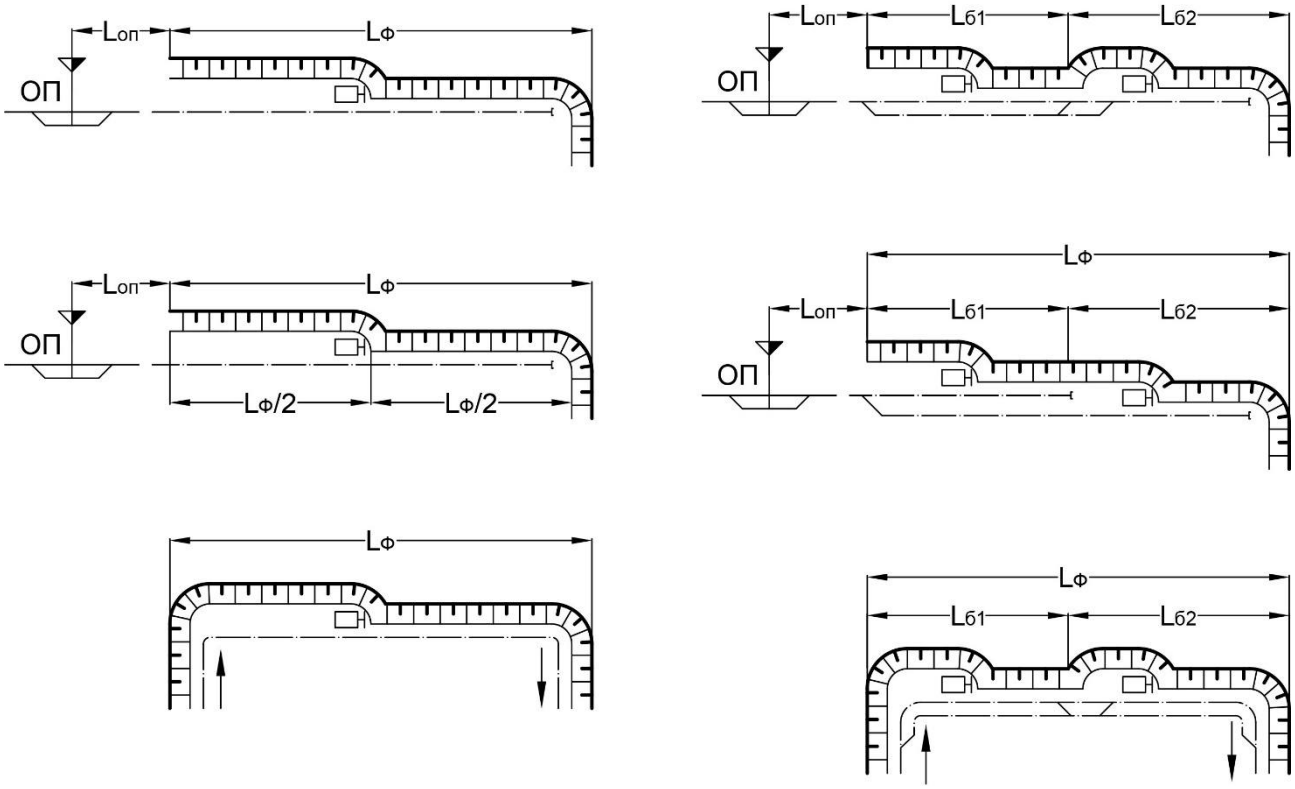


Рис. 6.11. Схеми колійного розвитку на уступі

Відстань між екскаваторами (довжина блоку) встановлюється з огляду на міцність порід, організацію буровибухових робіт і раціонального транспортного обслуговування екскаваторних вибоїв. Для визначення оптимальної довжини фронту робіт на уступі $L_ф$, виходячи з найкращої забезпеченості вибоїв порожняком і наявності для кожного екскаватора незалежної залізничної колії, можна користуватися формулою проф. Є.Х. Шешко:

$$L_{ф} = \frac{v_3\left[t_n - 2(n-1)\left(\frac{L}{v_c} - \tau\right)\right]}{n - \frac{1}{n}}, \text{ км,} \qquad (6.25)$$

де L – відстань від обмінного пункту до вибою, км; t_n – чистий час навантаження потягу, хв; v_3 і v_c – швидкість руху поїзда по вибійних і з'єднувальних коліях, км/год; τ – час на залізничний зв'язок, с; n – кількість екскаваторних блоків.

Отримана довжина фронту робіт на уступі порівнюється з необхідним її показником за умови забезпечення екскаваторів підірваною гірничою масою *Lф.в* і річної виробничої потужності кар'єру *Lф.г.* Для порівняння можна скористатися формулами:

$$L_{ф.в.} \geq \frac{KQn}{1000dh}, \text{ км,} \qquad (6.26)$$

$$L_{ф.г.} \leq \frac{12QS_{рп}}{1000A_p h(ctg\varphi + ctg\beta)}, \text{ км.} \qquad (6.27)$$

Визначивши довжину фронту робіт на уступі, можна знайти зону оптимальних її значень з огляду на кількість екскаваторних блоків, а також і оптимальну величину довжини екскаваторного блоку.

Велике значення на кар'єрах, які застосовують залізничний транспорт зі складним колійним розвитком, мають робочі майданчики, ширина яких істотно впливає як на кут робочого борту кар'єру, так і на річні обсяги гірничих робіт.

Як що вони вузькі, сучасний високомеханізований кар'єр не може забезпечити високі техніко-економічні показники. Широкі робочі майданчики дозволяють впровадити багаторядне короткоуповільнене підривання, що забезпечує регулювання ступеня дроблення порід і значно підсилює ефективність навантажувальних і транспортних робіт. Вони дають гнучкість при плануванні видобутку і сприяють полегшенню усередненню якості руди.

Ширина робочих майданчиків при залізничному транспортуванні на деяких кар'єрах наведена в табл. 6.4.

Таблиця 6.4

Ширина робочих майданчиків при залізничному транспортуванні

Кар'єр	Висота уступу, м	Підривання	Ширина робочих майданчиків, м
ПівдГЗК	15	Багаторядне	60 – 120
НКГЗК	15		40 – 100
Магнітогорський (РФ)	10	Однорядне	50 – 100
Бакальський (РФ)	10		20 – 50
Високогірський (РФ)	10 – 12		18 – 45

З урахуванням параметрів кар'єру вона визначається за формулою:

$$L = L_{\min} + \frac{\mu A_p}{L_p h}, \text{ м}, \tag{6.28}$$

де L_{min} – мінімальна ширина робочого майданчика, що враховує розміщення підірваної маси, залізничних колій, автомобільних доріг, бурового і видобувного обладнання, лінії електропередачі, м; μ – нормативний коефіцієнт резерву запасів руди; A_p – виробнича потужність кар'єру за рудою, м^3/рік; L_p – довжина фронту робіт з видобутку, де; h – висота уступу, м.

Робочий майданчик в умовах кар'єрів Криворізького басейну з навантаженням корисної копалини на поїзди при багаторядному висадженні показано на рис. 6.12. Його ширина становить 75 – 95 м.

Темпи зниження гірничих робіт при залізничному перевезенні порід в практиці розробок вугільних родовищ становлять 8 – 15 м/рік, рудних кар'єрів 10 – 20 м/рік. Швидкість посування фронту робіт за даними інституту «Центрогіпрошахт», наведена в табл. 6.5.

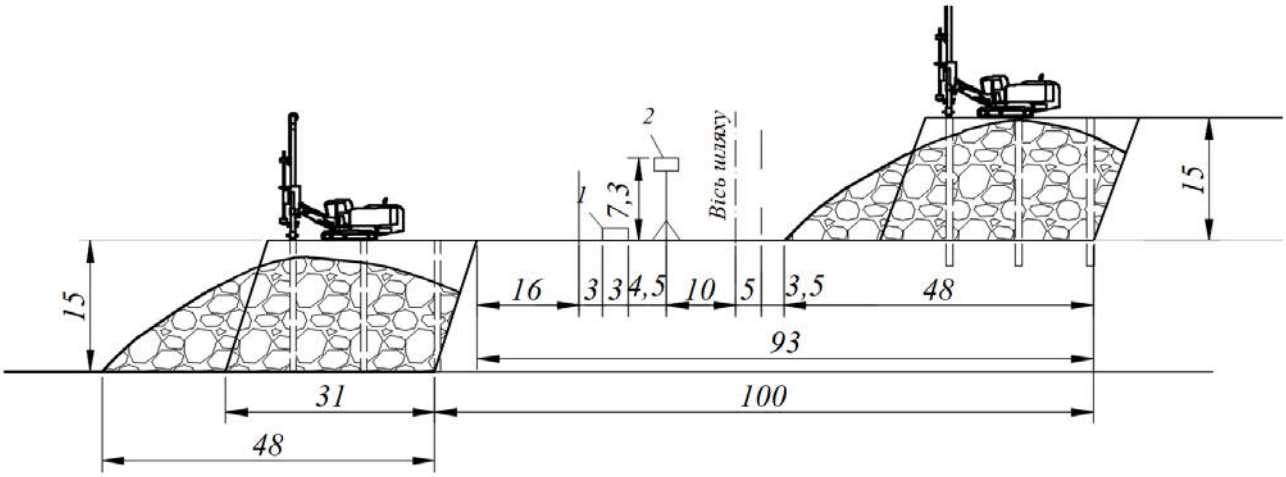


Рис. 6.12. Ширина робочого майданчика при багаторядному підриванні

Таблиця 6.5

Швидкість посування фронту робіт при залізничному транспортуванні

Екскаватор	Категорія міцності порід за нормами	Річна продуктивність екскаватора, тис. м^3	Висота уступу, м	Ширина заходки, м	Швидкість посування фронту при проведенні розкривних робіт екскаваторами, м/рік		
					одним	двома	трьома
ЕКГ-5	I – III	1500	10	19	125–250	125 – 250	125 – 250
	IV – VI	1150	–	14 – 15	90 – 135	100 – 135	125 – 135
	IX – XIII	800	10 – 15	–	60 – 115	66 – 115	90 – 115
	XIV – XVI	600	–	–	46 – 75	50 – 75	66 – 75
ЕКГ-8	I – III	2800	13	17,5	170 – 340	170 – 340	170 – 340
	IV – VI	2200	–	–	112 – 185	122 – 185	146 – 185
	IX – XIII	1300	15 – 20	20	66 – 155	72 – 155	86 – 155
	XIV – XVI	900	–	–	46 – 100	50 – 100	60 – 100

Транспортна система розробки поширена через те, що велика кількість родовищ рудних, вугільних і нерудних копалин залягає у вигляді пластів або покладів з похилим або крутим падінням.

6.3. Система розробки з автомобільним транспортуванням

Робота автосамоскидів є дуже поширеною на вітчизняних і зарубіжних кар'єрах. Похилі і круті поклади при використанні залізничного транспорту розробляються поздовжніми за простяганням екскаваторними заходками, що вимагає багато часу на підготовку нових горизонтів великого обсягу траншейних робіт, а також рознесення робочих бортів кар'єру. Все це знижує інтенсивність відпрацювання родовища.

Застосування автомобілів дозволяє уникнути зазначених вище недоліків. Інтенсифікація робіт забезпечується за рахунок зменшення в 2 рази і більше довжини екскаваторного фронту, скорочення на 25 – 30 % простоїв гірничих машин в очікуванні транспорту, збільшення в 2 – 3 рази швидкості пониження гірничих робіт і скорочення рознесення бортів кар'єру. Саме тому досягаються високі техніко-економічні показники відкритої розробки родовищ.

Автосамоскиди особливо ефективні під час розробки родовищ в складних топографічних умовах з неправильними контурами, обмежених запасами і невеликим терміном існування кар'єру, а також за необхідності селективного виймання сировини. Ефективність використання системи розробки забезпечується правильним поєднанням її основних елементів (висоти уступу, ширини заходки і робочих майданчиків, протяжності чинного фронту робіт і довжини екскаваторних блоків). Висота уступу в значній мірі визначає плодотворну роботу основного вантажно-транспортного обладнання та техніко-економічні показники розробки і залежить, в першу чергу, від фізико-механічних властивостей гірських порід і параметрів екскаваторів.

Ширину заходки визначають робочими параметрами навантажувального устаткування і схемою маневрів автосамоскидів під час навантаження (для екскаваторів ЕКГ-5 і ЕКГ-8 вона становить від 14 до 20 м). Для підсилення ефективності спільного використання вантажно-транспортного обладнання, час, що витрачається на маневри необхідно робити як найменшим.

Мінімальна ширина робочого майданчику залежить від параметрів технологічного устаткування та буровибухових робіт. Вона включає: в скельних породах ширину розвалу *X* після розпушування порід вибухом; в м'яких породах ширину заходки в цілику *A*; ширину транспортної смуги і смуги для розміщення додаткового обладнання та проїзду допоміжного транспорту *П*, а також ширину смуги безпеки.

Мінімальні розрахункові розміри робочих майданчиків при кільцевому розвороті автомашин з огляду на м'які гірські породи складають 20 – 28 м. Показники з урахуванням скельних порід наведені в табл. 6.6.

Таблиця 6.6

Розміри робочих майданчиків і їх елементи в скельних гірських породах

Автосамоскид	Висота уступу *H*, м	Ширина заходки в цілику *A*, м	Ширина розвалу *X*, м	Радіус розвороту автосамоскида, *R*	Відстань від вісі руху автомашини, м		Мінімальна ширина робочого майданчика, м
					Сг	*С*	
КрАЗ-222	10	14,5	25	10,5	2,5	3,0	39,0
	12		26				39,5
	15		29				41,0
БелАЗ-7540	10	14,5	25	8,3	2,5	3,0	34,6
	12		26				35,1
	15		29				36,6
БелАЗ-7548	10	14,5	25	11,0	2,5	3,5	40,5
	12		26				41,0
	15		29				42,5
БелАЗ-7540В	10	14,5	25	8,3	2,5	3,0	34,6
	12		26				35.1
	15		29				36,6
БелАЗ-7548	15	20,0	34	11,0	2,5	3,5	45,0
	18		37				46,5
	20		40				48,0
БелАЗ-7540В	15	20,0	34	8,3	2,5	3,0	34,1
	18		37				40,6
	20		40				42,1

На рис. 6.13 продемонстровано схему до розрахунку ширини робочого майданчика при застосуванні автотранспорту. Організацію робіт на ньому показано на рис. 6.14.

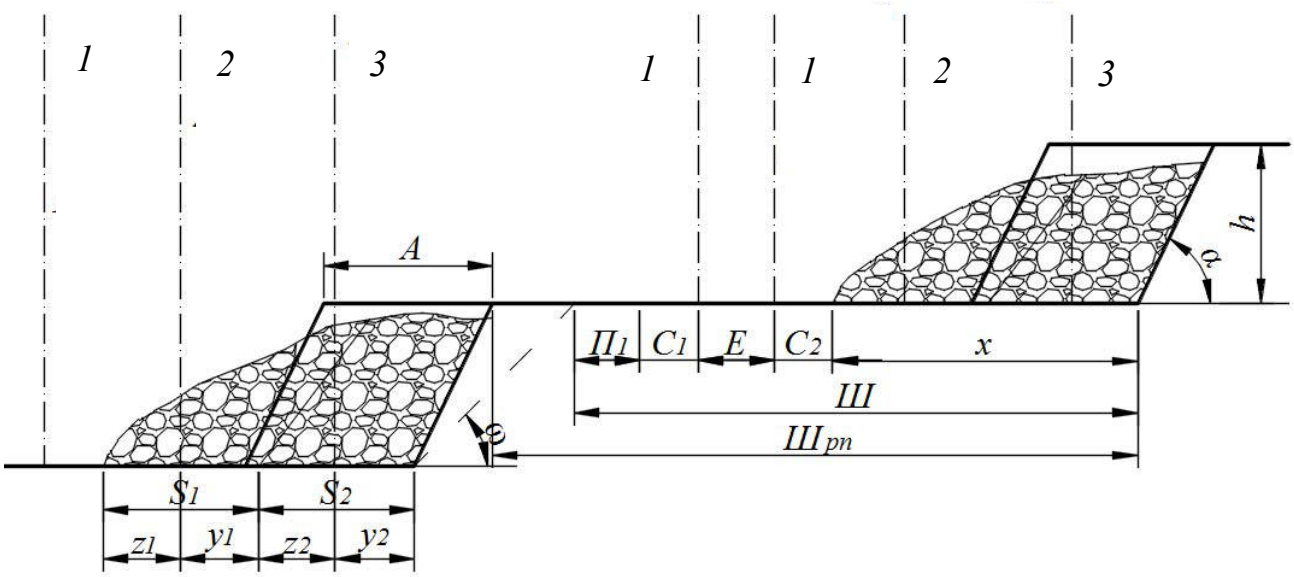


Рис. 6.13. Схема до розрахунку ширини робочого майданчика при автотранспортуванні породи: 1 – вісь шляху; 2, 3 – осі екскаватора відповідно при 1-му і 2-му проході

Ширина транспортного майданчика буде визначатися параметрами гірничо-транспортного обладнання та організацією руху автомашин. Мінімальний показник має бути достатнім для облаштування доріг, що забезпечують необхідну швидкість руху машин при дотриманні відповідних правил технічної експлуатації, що включає також ширину узбіччя.

На практиці ширина проїзної частини дороги коливається в межах 7 – 10 м (з двома смугами руху), а при показнику транспортного майданчика 10,5 – 14 м. Для автосамоскидів БелАЗ-7548, БелАЗ-7549, що мають дещо більші габарити і радіус повороту в порівнянні з БелАЗ-7540, проїзну частину слід розширювати до 11 – 12 м. Транспортний майданчик при цьому збільшиться до 15 – 16 м. Фактичну ширину майданчиків на деяких кар'єрах наведено в табл. 6.7.

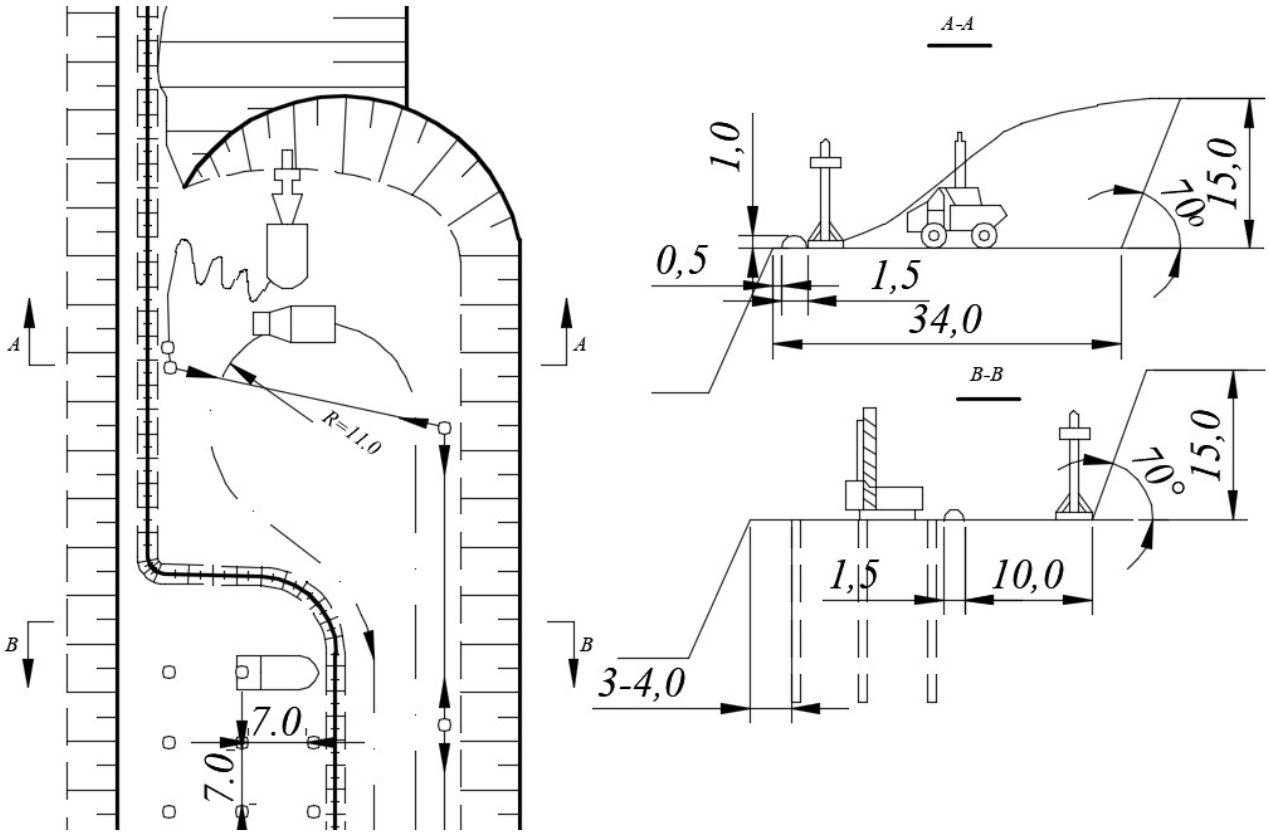


Рис. 6.14. Схема організації робіт на робочому майданчику

Таблиця 6.7

Ширина робочих майданчиків на кар'єрах
при автомобільному транспортуванні породи

Кар'єр	Висота уступів, м	Підривання	Ширина робочих майданчиків, м
ЦГЗК:			
за простяганням	15	Багаторядне	80 – 300
вхрест простяганню	15		20 – 50
ПівнГЗК:			
за простяганням	12	Багаторядне	100 – 200
вхрест простяганню	12		20 – 50
Сарбайський (Казахстан)	10	Однорядне	20 – 60
Михайлівський (РФ)	10		20 – 30

В останні роки на кар'єрах, які застосовують автотранспорт (особливо в Криворізькому басейні та Балаклавському управлінні), впроваджують підривання високих уступів, тобто, здвоєних або прибудованих.

Їх зазвичай висаджують на неприбрану від попереднього вибуху гірничу масу, що сприяє більш інтенсивному дробленню порід. За таким сценарієм також посилюється ефективність бурового і вантажно-транспортного обладнання. Після висадження підірвану гірничу масу за висотою розділяють на підуступи для подальшого ведення вантажно-транспортних робіт. Показник висоти підуступів залежить від: плідного використання екскаваторів у вибої; найменших об’ємів робіт з транспортування гірничої маси і облаштування автодоріг; досягнення найбільшого кута укосу робочого борту кар'єру.

Перші дві умови дотримуються при максимальній висоті підуступу, з огляду на допустимі робочі параметри екскаваторів; остання визначається додатково ще і шириною робочих майданчиків, які утворюються при розділі уступів і залежно від призначення можуть завширшки бути різними. Один з них розмежовує між собою високі уступи і виконує функцію бази для транспортно-вантажного і бурового устаткування. Його ширина залежить від кількості рядів вибухових свердловин і відстані між ними і може бути обчислена за формулою:

$$Ш_б = A + П_с + B + T + a \text{, м,} \qquad (6.29)$$

де A, $П_с$, T, B – відповідно ширина заходки, підпірної стінки, транспортної смуги і бурового блоку, м; a – захисна смуга, м.

Ширина майданчика в разі застосування екскаваторів ЕКГ-8 і 45-тонних автосамоскидів зважаючи на кількість рядів вибухових свердловин збільшується з 75 м (три ряди) до 120 м (вісім рядів). Для певних їх типів показники є постійними. Так, за умови роботи екскаваторів ЕКГ-8 і автосамоскидів БелАЗ-7548 ширина становитиме 43 – 45 м.

Високі уступи впливають на кут укосу робочого борту кар'єру. Його величину можна визначити за формулою:

$$tg\varphi = \frac{nh}{Ш_б + (n-1)Ш + nhctg\alpha}, \text{ град}, \quad (6.30)$$

де n – кількість уступів, що підривають; $Ш$ – ширина робочого транспортно-вантажного майданчика, м; h – висота підуступу, м; α – кут укосу робочого уступу за висадженою гірничою масою, град.

У разі підривання високих уступів величина кута укосу робочого борту на 2 – 3° більше, ніж при висаджені звичайних. Для збільшення цієї величини необхідно, щоб підуступ був максимально високим. Одночасно з цим скорочується і протяжність транспортних шляхів, а також поліпшується режим гірничих робіт. Основними параметрами даної системи є довжина фронту робіт і розмір екскаваторного блоку, які залежать від природних умов родовища, виробничої потужності кар'єру і інших гірничотехнічних показників відкритого способу розробки.

Вони визначаються економічними і організаційно-технічними чинниками. Інститут «Центрогіпрошахт» рекомендує довжину фронту робіт при автоперевезеннях породи з огляду на кінцеву глибину кар'єру вважати такою, що дорівнює:

H, м	50 – 150	150 – 250	250 – 350
Lp, м	800 – 1500	1100 – 1800	1300 – 3000

До організаційно-технічних факторів визначення мінімальної довжини екскаваторного блоку відносяться буровибухові роботи і транспортні умови. Для безперебійної роботи екскаватора повинен створюватися запас підірваної гірничої маси, що забезпечує певний термін.

Мінімальна довжина фронту на нижче розташованому горизонті за транспортними умовам:

$$L_{б\min} = \frac{1000h}{i} + 2R, \quad (6.31)$$

де i – ухил автоз'їзду, ‰; R – мінімальний радіус повороту автомашини, м.

На практиці довжина блоку становить 100 – 200 м. Гірничотранспортне устаткування впливає на параметри елементів системи розробки. При виборі вантажопідйомності рухомого складу виходять з виробничої потужності підприємства, пропускної здатності приймальних пристроїв і відстані транспортування. Цей показник впливає на габарити самоскидів, котрі як і схема організації руху визначають параметри робочих і транспортних майданчиків.

Для забезпечення ефективності системи розробки значення має раціональне застосування екскаваторів і самоскидів. Параметри землерийних машин мають вплив на елементи розробки (висоту уступу, ширину заходки тощо).

З достатнім ступенем точності максимальне спільне використання усіх машин можна виразити за формулою:

$$G_г = (4{,}5q + a)\sqrt[3]{L_T}\ , \qquad (6.32)$$

де $G_г$ – вантажопідйомність автомашин, т; q – місткість ківша екскаватора, м^3; α – коефіцієнт, що залежить від місткості ківша (a = 3 при q > 4 м^3); L_T – відстань транспортування, км.

На рис. 6.15 подано залежність між місткістю ківша екскаватора, вантажопідйомністю автомашин і відстанню транспортування.

Для підвищення інтенсивності відпрацювання родовищ або підготовки нижніх горизонтів, скорочення обсягу гірничотранспортних робіт поза контурами кар'єру і внутрішньокар'єрної відстані перевезення породи споруджують ковзані та тимчасові автоз'їзди. Як показав досвід і дослідження максимальну ефективність при їх облаштуванні навіть у підірваних скельних породах забезпечують потужні бульдозери.

Умову раціонального застосування ковзних з'їздів надає вираз:

$$\frac{S_ф}{Q_{пр}} \le S_T l\ , \qquad (6.33)$$

де S – вартість спорудження з'їзду, грн.; $Q_{пр}$ – загальна кількість гірничої маси,

що транспортується по ньому, т; S_T – вартість 1 т · км, грн; l – скорочення відстані перевезення за рахунок будівництва з'їзду, км.

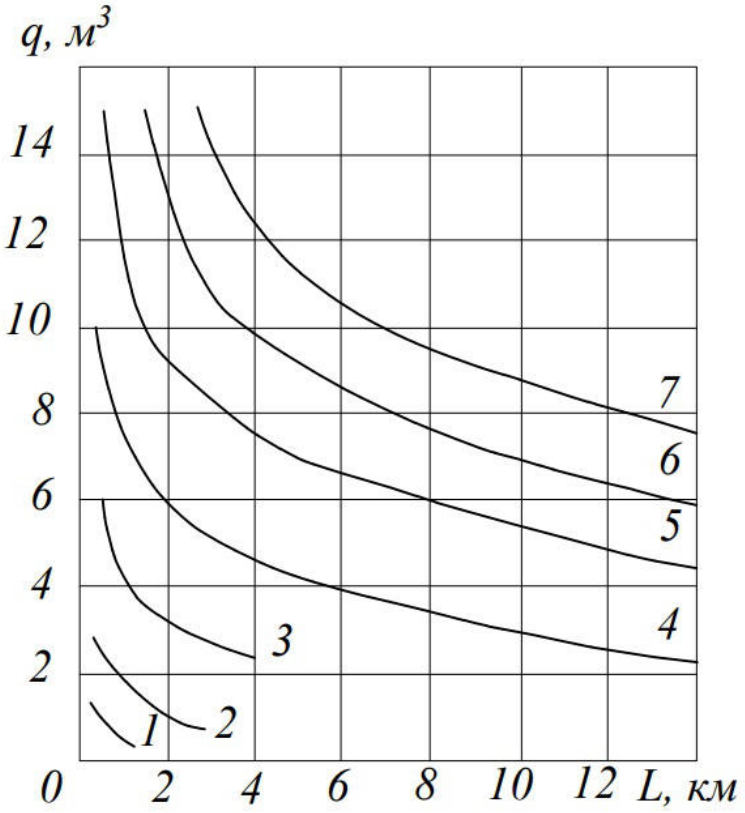


Рис. 6.15. Залежність між місткістю ківша екскаватора, вантажопідйомністю автомашин і відстанню транспортування: 1 – 7 – відповідно 5; 10; 27; 40; 65; 80 і 100 т

Автоз'їзди економічно себе виправдовують, якщо відстань транспортування скорочується більш ніж на 0,2 км.

При переміщенні порожніх порід на зовнішні відвали для систем розробки із застосуванням автомобільного транспорту запропоновані типові схеми, що показані на рис. 6.16. Найвдалішу обирають з урахуванням рельєфу місцевості, умов залягання корисних копалин і глибини розробки. При розкритті застосовують прямі, петельні та спіральні стаціонарні з'їзди, а в деяких випадках – тимчасові і ковзні.

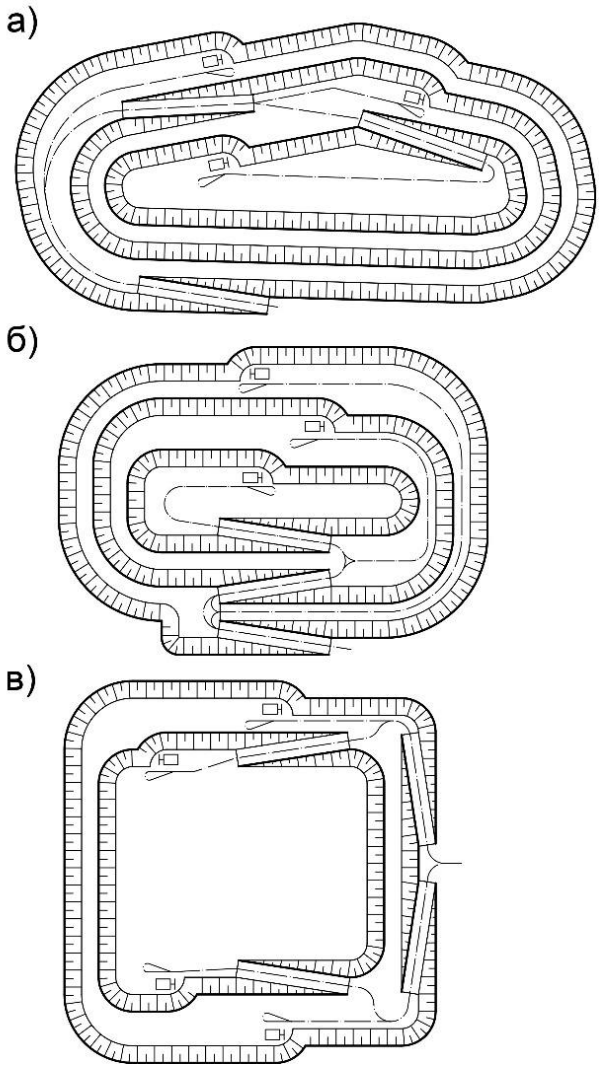


Рис. 6.16. Типові схеми розробки із застосуванням автотранспорту для вивезення порід на зовнішні відвали

Петельні з’їзди споруджують на майданчиках шириною не менше двох радіусів розвороту автомашини, які знаходяться у виїмці, що утворилася за рахунок підрізання уступу і додаткового рознесення борту кар'єру. В окремих випадках їх облаштовують на насипу або в напіввиїмці-напівнасипу.

При спіральних з'їздах примикання траси до робочих горизонтів може бути як на пом'якшеному ухилі, так і на горизонтальних майданчиках, з яких починається розвиток гірничих робіт. Довжина майданчиків дорівнює 50 – 60 м.

Коли споруджують спіральні з'їзди розтин виконують парними траншеями, що забезпечує потоковість руху в вантажному і порожняковому напрямках (рис. 6.16, *а*). Ухил доріг у різних напрямках при цьому відмінний.

Застосування кільцевої схеми дозволяє посилити ефективність використання та безпеку руху автосамоскидів. Організація петельного автоз'їзду показана на рис. 6.16, *б*.

Ефективна автотранспортна система повинна відповідати умовам: мінімальний обсяг гірничопідготовчих робіт, а також якомога менші терміни будівництва і освоєння пускових черг кар'єру; величина фронту видобувних робіт, що забезпечує оптимальну виробничу потужність кар'єру; мінімальні відстані транспортування; найбільш повне використання автомобільного транспорту в часі.

При розробці потужних похилих і крутоспадних родовищ можливе застосування схеми, показаної на рис. 6.16, *в*, яка передбачає поперечну підготовку і розвиток фронту робіт від центру кар'єру до флангів. Цей варіант характеризується двобічним фронтом робіт на кожному уступі і наявністю тимчасових і постійних з'їздів. Ступінь її ефективності залежить від геометричних розмірів кар'єрного поля, потужності покладу і характеру його залягання.

В умовах суворого клімату при потужних пологих покладах рекомендується панельне відпрацювання родовищ (рис. 6.17). Тоді кожен уступ розбивається по фронту (за простяганням рудного покладу) на кілька ділянок – панелей. Переваги схеми: більш короткий термін освоєння виробничої потужності кар'єру, зменшення ширини робочого майданчика і скорочення обсягу гірничокапітальних робіт. Недоліки – жорсткий взаємозв'язок між терміном обробки панелей суміжних горизонтів і великий обсяг траншейних робіт.

Для інтенсифікації розробки родовища існує варіант системи з поперечною підготовкою і поздовжнім переміщенням фронту робіт, вперше застосований на кар'єрі ЦГЗК в Кривому Розі. Розрізні траншеї тут проводяться не за всією шириною горизонту. Нормальні умови роботи екскаваторів створюються за рахунок розширення автомобільних з'їздів при досягненні підошви уступу. Послідовність таких робіт наводиться нижче.

На новому нарізаному горизонті бурять та підривають ділянку уступу довжиною близько 200 м і шириною 80 – 100 м. На її борту до позначки майдан-

чика горизонту споруджується тимчасовий автомобільний з'їзд шириною близько 30 м, що дозволяє вільно розвертатися вантажівкам. На відмітці підошви уступу в'їзна траншея переходить в поступово розширений вибій. Спочатку на горизонті облаштовують майданчик, що забезпечує вільний під'їзд автомашин до екскаватора, потім його розширюють на всю потужність рудного тіла. Екскаватором при цьому виймається руда заходками вхрест простяганню покладу. В межах потужності покладу одночасно можуть працювати кілька екскаваторів.

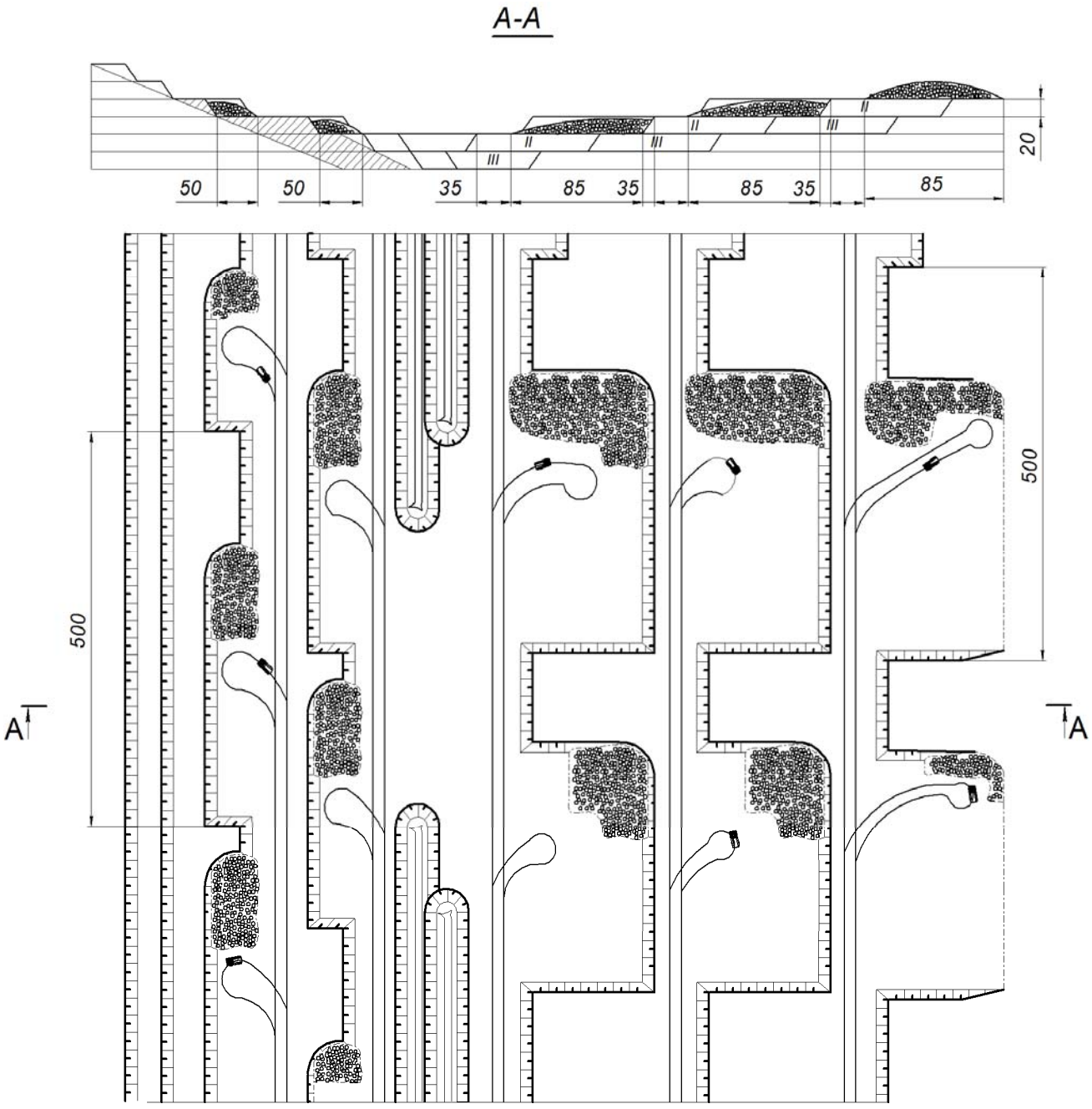


Рис. 6.17. Панельний спосіб розробки родовища

6.4. Система розробки із використанням конвеєрного транспорту

Він має низку переваг: потоковість процесу переміщення породи, велику продуктивність і простоту в обслуговуванні, можливість подолання підйомів до 18° (деякі конструкції дозволяють збільшити цей показник до 35 – 40 °, завдяки чому в 3 – 4 рази скорочується відстань транспортування в порівнянні з колісними видами транспорту).

Важливим фактором є також повна автоматизація транспортування гірничої маси. Все це збільшує продуктивність праці в 1,5 – 2 рази. Крім того, конвеєрна системи розробки покращує санітарно-гігієнічні умови праці – знижується загазованість і запиленість повітря в кар'єрі, підвищується безпека робіт і культура виробництва.

Для впровадження на кар'єрах конвеєрного транспорту максимальний розмір шматка породи не повинен перевищувати 350 – 400 мм. Існуючі методи вибухового руйнування дозволяють подрібнити близько 70 – 80 % скельної гірничої маси, придатної для переміщення конвеєрами. Наявність негабаритів вимагає застосування механічних дробильних установок або агрегатів, заснованих на фізичних методах руйнування, для вторинного дроблення.

З огляду на ці труднощі на кар'єрах треба впроваджувати циклічно-потокову технологію, яка передбачає роботу одноківшевих екскаваторів, великовантажних автосамоскидів, стрічкових конвеєрів, щокових і конічних дробарок. Вона має дві схеми: I – одноківшевий екскаватор з вибійними пересувними і самохідними дробарками або грохотами, а також конвеєри; II – одноківшевий екскаватор з автомобілями, стаціонарними і напівстаціонарними грохотами або дробарками, а також похилі конвеєрні підйомники.

Циклічно-потокова технологія дозволяє: забезпечити високу ефективність розробки корисних копалин за рахунок зниження витрат на транспортування; скоротити в 1,5 – 2 рази простої навантажувального обладнання; знизити вплив глибини кар'єру на техніко-економічні показники гірничих робіт, позаяк на кожні 100 м вглиб витрати щодо переміщення гірничої маси конвеєрами збільшуються лише на 5 – 6 %.

На рис. 6.18 наведено схему при розробці похилого родовища. Попередньо зруйновану вибухом гірничу масу вантажать одноківшевими екскаваторами в бункер грохоту або дробарки і за допомогою вибійних і магістральних конвеєрів транспортують на конвеєрний підйомник, який доставляє її на збагачувальну фабрику або відвали.

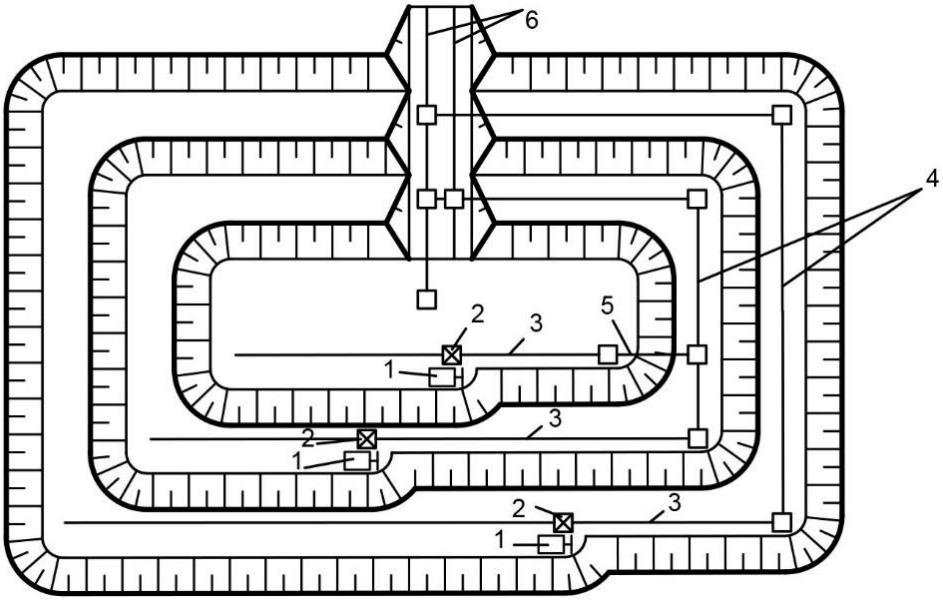


Рис. 6.18. Система розробки з конвеєрним транспортуванням породи: 1 – одноківшеві екскаватори; 2 – пересувні дробарки; 3 – вибійні конвеєри; 4 – магістральні конвеєри; 5 – конвеєрний перевантажувач; 6 – похилі конвеєри

Похилі підйомники доцільно застосовувати окремо для руху корисної копалини і породи. Породний конвеєр як резервний може транспортувати сировину в період зниження продуктивності гірничих робіт і нарощування поставу конвеєра, призначеного для корисної копалини, або при його ремонті.

У зв'язку з тим, що економічність конвеєрного транспортування підвищується зі збільшенням вантажопотоку, доцільне використання одного магістрального конвеєра для двох-трьох уступів. Передачу гірничої маси з вищих або нижчих горизонтів на магістральний конвеєр можуть виконувати похилі конвеєрні перевантажувачі, що розміщують в торці уступу.

Найбільш прийнятною при конвеєрній системі є розробка з поздовжньою підготовкою і поперечним розвитком фронту робіт. Іноді застосовують поперечну підготовку і поздовжній двобічний розвиток фронту робіт, хоча при цьому дещо гірше задіяно гірничотранспортне устаткування через часте пересування конвеєра.

Схему організації робіт у вибої із одноківшевими екскаваторами в поєднанні з конвеєрним транспортуванням наведено на рис. 6.19.

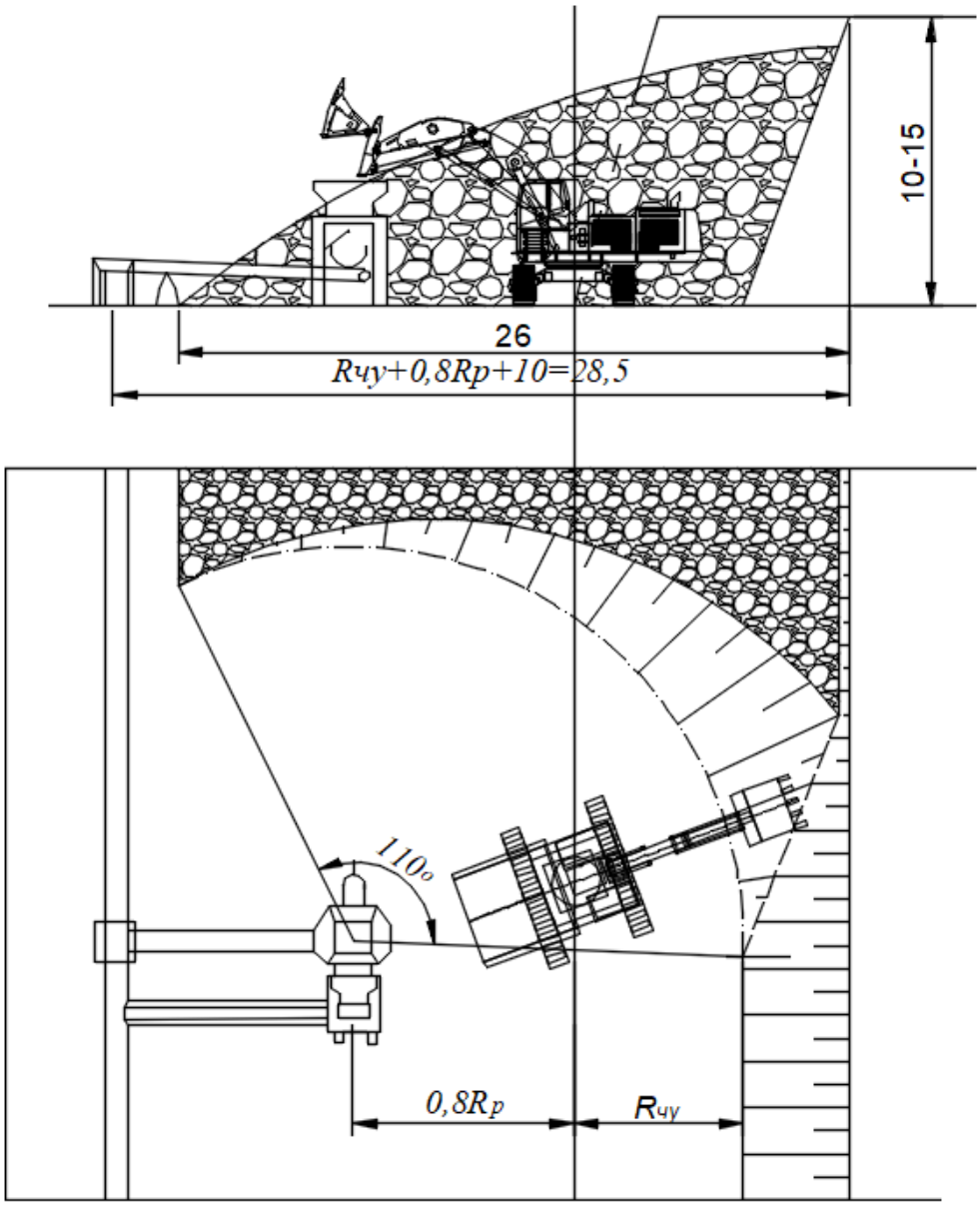


Рис. 6.19. Організація роботи в вибої при циклічно-потоковій технології

Екскаватор завантажує породу на вібраційний грохот бункера-живильника місткістю 10 м^3. З нього вона надходить на консольний стрічковий живильник і далі через напрямну воронку потрапляє на вибійний конвеєр. Дробарку встановлюють приймальною стороною бункера під кінцями балок грохота, що виступають.

Відсортований негабарит скидають з решітки грохота в приймальний бункер дробарки, а подрібнену породу за допомогою короткого конвеєра консольного типу, вбудованого в дробильну установку, передають на вибійний конвеєр. Дробарка забезпечена робочим органом секторного типу. У її верхній частині влаштований приймальний бункер для негабариту з отвором розміром 1200 х 700 мм. Під випускним отвором встановлено консольний стрічковий конвеєр, що передає гірничу масу на вибійний конвеєр. Теоретична продуктивність дробильної установки становить 50 м^3/год, що забезпечує переробку відсортованого в вибої екскаватором ЕКГ-5 негабариту.

Параметри системи розробки при конвеєрному транспортуванні визначаються показниками роботи екскаваторів циклічної дії. Висота уступу визначається відповідно до Правил безпеки, а ширина робочого майданчика – з огляду на схему організації процесу в вибої, розмір відпрацювання суміжних уступів. Розрахунок довжини фронту гірничих робіт звичайний.

6.5. Особливості систем розробки з комбінованим транспортуванням

6.5.1. Загальні положення

Розширення масштабів гірничих підприємств і поглиблення кар'єрів призводить до того, що застосування тільки залізничного або автомобільного транспорту виявляється малоефективним. Це пояснюється збільшенням відстані перевезень, ускладненням транспортних комунікацій і організації робіт. Тому виникає необхідність в послідовному комбінуванні двох або трьох видів кар'єрного транспорту. Ця система відрізняється переривчастістю процесу транспортування, наявністю перевантажувальних пристроїв як в кар'єрі, так і на поверх-

ні, жорстким взаємозв'язком між окремими складовими. Окрім того, вона передбачає використання концентраційних горизонтів, де влаштовуються пункти перевантаження матеріалу з одного виду транспорту на інший, які після відпрацювання групи уступів переносяться і обладнуються на нижче розташованому горизонті.

Найбільше поширено такі комбінації застосування транспорту: автомобільного та залізничного; автомобільного з похилими скіповими підйомниками і залізничного; автомобільного й конвеєрного.

У певних умовах можуть бути задіяні автомобільні підйомники.

Залежно від ділянок переміщення породи **автомобільним і залізничним транспортом**, а також від місця розташування перевантажувального пункту можна виділити три схеми:

1. Вантажівки працюють на підготовці нових горизонтів. Гірничу масу з них в залізничні думпкари перевантажують на горизонтах, розташованих вище. Транспортування на борту кар'єру і поверхні виконується залізницею.

2. Самоскиди доставляють гірничу масу з вибою до перевантажувального пункту, стаціонарно облаштованого на поверхні поблизу борту кар'єру. Далі гірничу масу поверхнею транспортують в потягах. Ця схема обмежується сферою застосування автомобільного транспорту та ефективна при глибині розробки до 100 – 120 м.

3. При розробці глибоких горизонтів автосамоскиди перевозять гірничу масу всередині кар'єру і частково піднімають її по борту до перевантажувального пункту; подальший підйом вантажу, а також транспортування по поверхні здійснюють поїзди.

Економічну доцільність комбінації автомобільного та залізничного транспорту в порівнянні просто з рейковим встановлюють за допомогою техніко-економічного зіставлення:

$$\sum З_{аж} \le \sum З_{ж}, \qquad (6.34)$$

де $\Sigma З_{аж}$ – витрати на екскавацію породи та її транспортування автосамоскидами до перевантажувального пункту і відтіля залізницею до фабрики або відвалу, а також на перевантаження гірничої маси, грн/м^3; $\Sigma З_{ж}$ – витрати на екскавацію та перевезення потягами на транспортування від вибою до фабрики або відвалу, грн/м^3.

На практиці комбінування автомобільного й залізничного транспорту виявляється доцільним вже з глибини 60 – 80 м. Нині цю схему успішно застосовують на кар'єрах Кривбасу. Капітальні витрати при цьому знижено на 10 – 11 %, ніж при перевезенні просто залізницею. Залучення до процесу автомобілів забезпечує гнучкість, маневреність і більш продуктивне використання екскаваторів.

Вибір місця розташування перевантажувальних пунктів визначають за умов: наявності майданчиків для них; витрат на їх перенесення в процесі експлуатації; економічності роботи вантажівок, що забезпечується при мінімальних відстанях транспортування. Перевантаження гірничої маси з автосамоскидів в думпкари може бути екскаваторним, безпосереднім та бункерним. Найбільшого поширення мають перші два.

Переваги екскаваторного перевантаження: можливість роздільного складування порід і руд різних видів й застосування декількох механізмів та одночасного навантаження в різні склади; простота споруд та їх перенесення. Недоліки: значні капіталовкладення на придбання екскаваторів і необхідність великих площ для розміщення складів.

При однаковому вибійному і перевантажувальному обладнанні перевантажувальні екскаватори складають 50 – 70 % від кількості вибійних, внаслідок кращого їх використання в часі. На рис. 6.20 зображено схеми створення внутрішньокар'єрних екскаваторних перевантажувальних пунктів за трьома способами:

– з облаштуванням первинного насипу (рис. 6.20, *а*);

– з облаштуванням приямку (рис. 6.20, *б*);

– на схилі уступу (рис. 6.20, *в*).

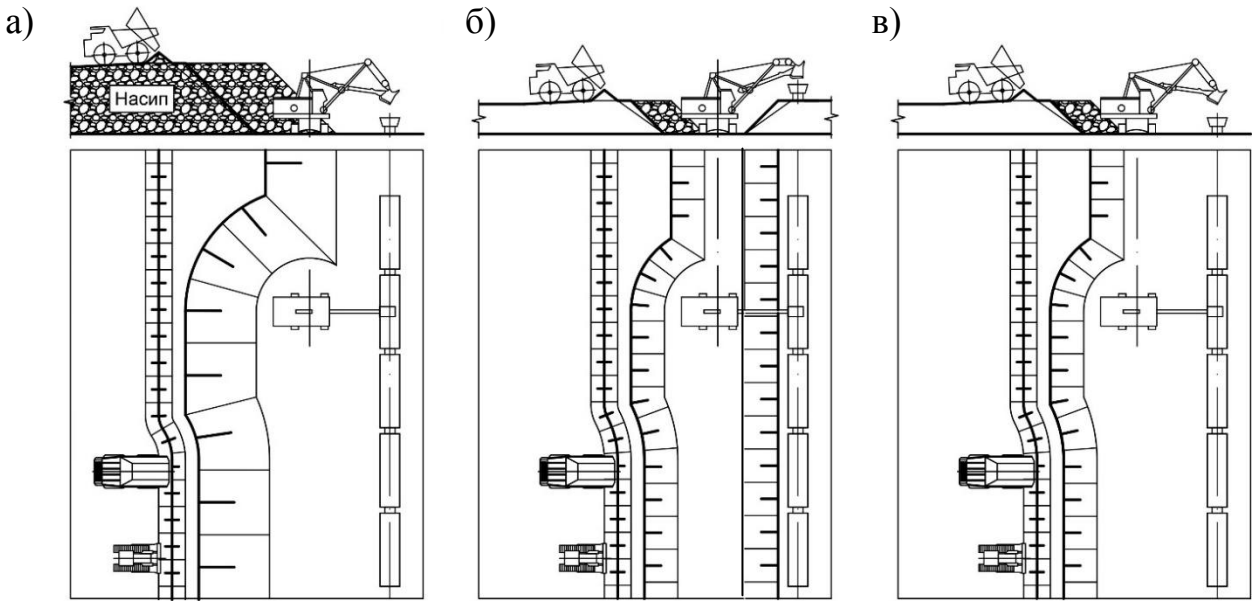


Рис. 6.20. Схеми облаштування внутрішньокар’єрних екскаваторних перевантажувальних пунктів

Перший є актуальним при наявності в кар'єрі майданчика, достатнього для розміщення. Висоту складу визначають за показником черпання екскаватора, що працює. Довжина пункту у цьому випадку може досягати більше 200 м, а мінімальна його ширина визначається за умови розвороту автосамоскидів і повинна бути не менше 20 – 35 м.

При другому способі перевантажувальна дільниця створюється за допомогою буровибухових робіт. Глибина приямку повинна становити 2,5 – 4 м, ширина 30 – 40 м залежно від екскаватора, що застосовується; довжина визначається з необхідної продуктивності пункту і може складати від 30 до 100 м.

Третій спосіб є найбільш простим. Спорудження пункту потребує стійких порід, що дозволяють здійснити круту заукіску уступу. Мінімальна ширина верхнього майданчика має складати 35 – 40 м, довжина 150 – 200 м.

6.5.2. Система розробки комбінованого транспорту зі скіповим підйомом

Для цього виду транспорту характерне подвійне перевантаження гірничої маси – в кар'єрі і на поверхні. Виділяють три ділянки руху: всередині кар'єру, де перевезення гірничої маси до нижнього приймального майданчика здійснюють

самоскиди; по борту, коли відбувається підйом в скіпах; по поверхні – від верхнього приймального майданчика при коротких відстанях відбувається підйом до фабрики або відвалів використовуються самоскиди, при значних – залізничний і потяги. При надходженні гірничої маси в дробарки можливе подальше транспортування вантажу стрічковими конвеєрами.

Параметри системи визначаються вантажним устаткуванням і внутрішньокар'єрним транспортом, тобто, автосамоскидами.

Якщо підйомники розміщено на неробочому борту кар'єру, то успішно застосовуються як система з поздовжньою підготовкою і поперечним розвитком фронту робіт, так і з поперечною підготовкою і двобічним розвитком. Робота всередині кар'єрів самоскидів дозволяє скоротити внутрішньокар'єрну відстань транспортування гірничої маси до перевантажувальних пунктів на концентраційних горизонтах, при цьому плідно використовуються тимчасові з'їзди. Практика зарубіжних кар'єрів демонструє, що найбільша ефективність цієї схеми переміщення породи досягається під час розробки похилих і крутих родовищ, що мають в плані вузьку подовжену форму.

У більшості випадках скіповий підйом стає актуальним починаючи з глибини 150 м. Передбачається можливість його ефективного використання до показників 400 – 450 м. При більшій глибині продуктивність підйомників різко знижується. Це пояснюється тим, що на трасі підйому, незалежно від її довжини, перебуває лише тільки один завантажений транспортний засіб.

Скіпові установки мають кут нахилу 18 – 45°, вантажопідйомність 15 – 50 т і швидкість руху 5 – 8,5 м/с; їх годинна продуктивність від 200 до 1500 т / год.

Багатоканатні підйомники вантажопідйомністю 120 – 150 т здатні забезпечити продуктивність до 5000 т/год.

Декілька інститутів провели дослідження та дали рекомендації щодо заміни залізничного транспортування в кар'єрах на комбіноване автомобільно-скіпове. У табл. 6.8 подано характеристику і показники ефективності скіпових підйомників, що пропонувалися для розробки.

Таблиця 6.8

Характеристика та показники ефективності скіпових підйомників

Кар'єр	Глибина кар'єру проектна (кінцева), м	Вид транспортування (за проектом)	Рекомендований вид транспортування	Вантажопідйомність скіпа, т	Кількість підйомників
Баженовський	680	Залізничний	Автомобільний – скіповий – залізничний	–	8
Сарбайський	630 (900)		Залізничний – скіповий – залізничний	200	9
Сібайський	440	Автомобільний та залізничний	Автомобільний – скіповий – автомобільний (залізничний)	27	2
Сорський	210 – 400	Автомобільний	Автомобільний – скіповий – конвеєрний	54	1
Зиряновський	380		Автомобільний – скіповий	27	1
Гайський	380		Автомобільний – скіповий – автомобільний	27	2
Соколовський	432	Залізничний	Автомобільний – скіповий – автомобільний (залізничний)	50	4

Результати виконаних розрахунків дозволяють стверджувати, що впровадження комбінованого транспорту у роботу кар’єру дозволить підсилити продуктивність праці на 20 – 90 %.

Добрі показники ефективності автомобільно-скіпового транспортування гірничої маси досягаються за рахунок: застосування великих кутів нахилу і скорочення обсягу гірничокапітальних робіт; підйому крупних шматків породи без попереднього її дроблення в кар'єрі; простоти конструкції, сервісу, ремонту та автоматизації процесу; можливості роздільного підйому розкривних порід і корисної копалини; зручності при обслуговуванні кількох концентраційних горизонтів; надійності роботи в будь-яких кліматичних умовах.

6.5.3. Особливості системи розробки з автомобільно-конвеєрним транспортом[1]

З урахуванням розташування перевантажувального пункту і ділянок конвеєрної доставки розрізняють дві основні схеми **автомобільно-конвеєрного переміщення** гірничої маси (рис. 6.21).

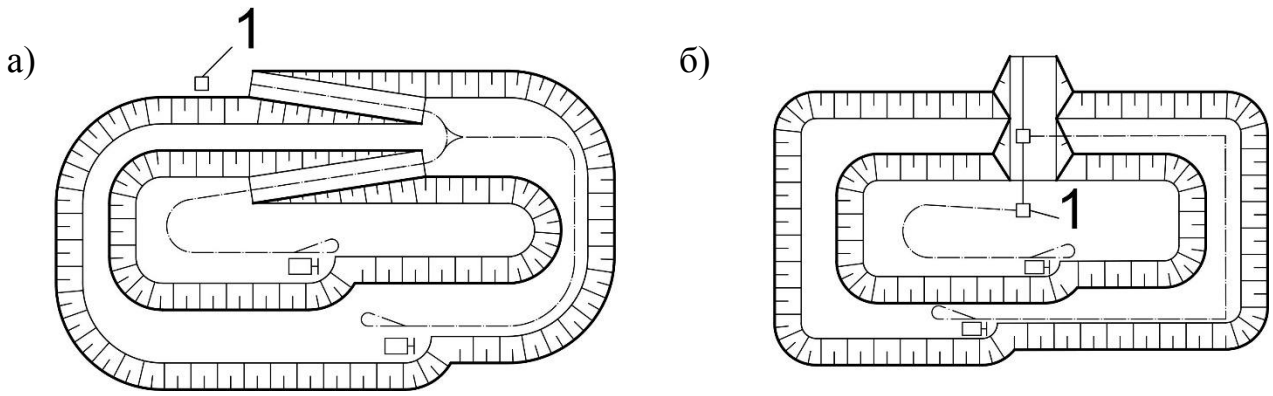


Рис. 6.21. Схеми застосування автомобільного та конвеєрного транспорту: а – I схема; б – II схема; 1 – перевантажувальний пункт

За першою схемою (рис. 6.21, *а*) перевантажувальний пункт 1 розташований на поверхні біля борту кар'єру. Туди з вибоїв самоскидами доставляється вантаж. Транспортування від місця перевантаження до кінцевого пункту здійснюється конвеєрами. Ця схема застосовується на відносно неглибоких кар'єрах (до 60 – 80 м), коли відстань для самоскидів не перевищує 2,5 км.

За другою (рис. 6.21, *б*) автотранспорту відводиться роль внутрішньокар'єрного. Він перевозить гірничу масу до перевантажувального пункту 1 на концентраційному горизонті. Після перевантаження підйом по борту і транспортування по поверхні здійснюється стрічковими конвеєрами. Підйомники можуть розташовуватися по діагоналі від верхнього контуру кар'єру і зигзагоподібно. Нормальне їх положення на глибоких кар'єрах можливе як виняток при кутах укосів борту менше 18° або, якщо розкриття горизонтів здійснено похилим стовбуром.

[1] Параграф написано сумісно з наук. співроб. Адамчуком А.А.

При автомобільно-конвеєрному транспортуванні здебільшого застосовується система розробки з поздовжньою підготовкою і поперечним розвитком фронту робіт. Відпрацювання з поперечною підготовкою і поздовжнім розвитком фронту відбувається тільки за значної ширини кар'єру, в іншому випадку буде потрібна велика кількість пунктів перевантаження з одного поставу конвеєра на інший.

При розташуванні конвеєрного підйомника в похилому стовбурі доцільно працювати за системою з поперечною підготовкою і однобічним або двобічним поздовжнім переміщенням фронту робіт, що визначається місцем розташування стовбура відносно кар'єрного поля.

Перевантажувальні пункти обладнуються грохотами (рис. 6.22) або грохотильно-дробильними установками (рис. 6.23) залежно від крупності матеріалу, що транспортується. Перші можуть застосовуватися за наявності невеликої кількості (до 10 %) нетранспортабельних для стрічкових конвеєрів фракцій – 300 – 400 мм. При цьому надрешітний продукт вивозиться на поверхню автівками, що особливо за великих глибин, збільшує вартість доставки. Тому більш доцільно концентраційні горизонти обладнувати грохотильно-дробильними установками.

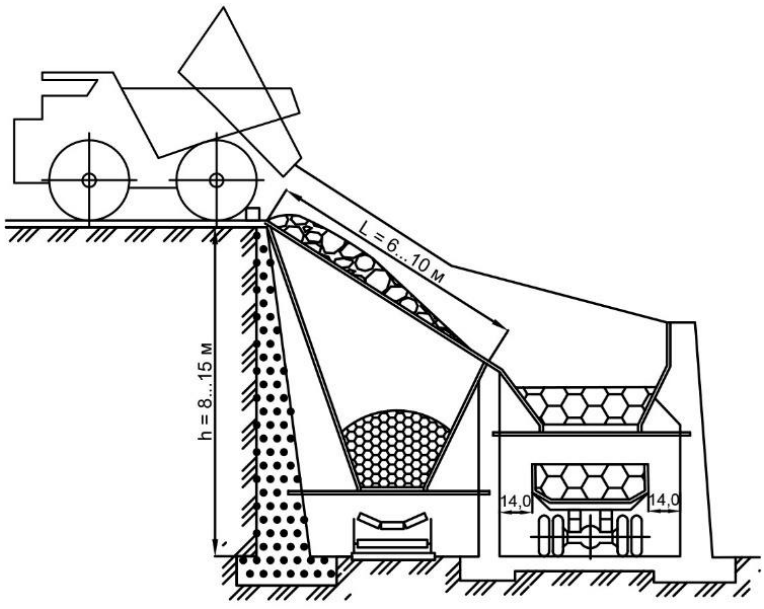


Рис. 6.22. Перевантажувальний вузол, обладнаний грохотом

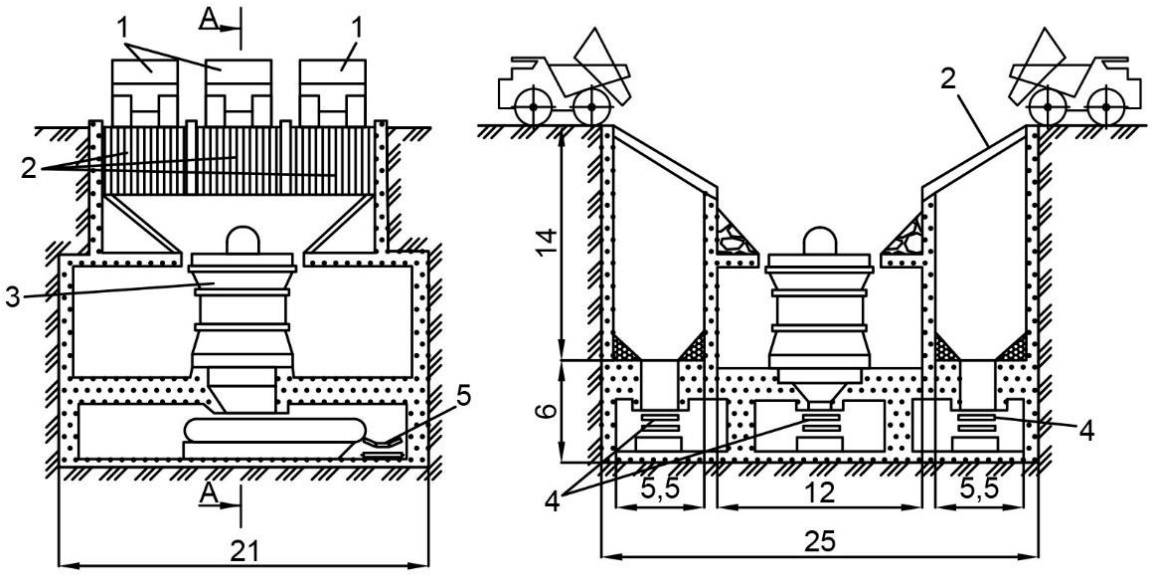


Рис. 6.23. Перевантажувальний вузол з грохотильно-дробильною установкою: 1 – автосамоскиди; 2 – грохоти; 3 – дробарка; 4 – перевантажувальний пристрій для підрешітного матеріалу; 5 – конвеєри

Якщо вони напівстаціонарі, то можуть мати у своєму складі нерухомі колосникові або вібраційні і валкові грохоти. Перші зазвичай встановлюються з ухилом 28 – 30° і мають щілину розміром 250 мм. Надрешітний продукт потрапляє в дробарку, як правило, конічну ГРШ-1200х150 або ККД-1500/180, що приймає гірничу масу з максимальним розміром шматка 1200 – 1500 мм. Після виходу з неї подрібнений матеріал з'єднується з підрешітним і живильниками передається на магістральний конвеєр.

Ефективність кар'єру при автомобільно-конвеєрному транспортуванні залежить від продуктивності конвеєрних підйомників, їх кількості, а також пропускної здатності приймально-перевантажувальних пристроїв.

В умовах залізорудних кар’єрів значне розповсюдження отримав автомобільно-конвеєрний транспорт із наскрізним проїздом автосамоскидів при їх розвантаженні. Сутність схем полягає в тому, що гірнича маса автосамоскидом транспортується із вибою на концентраційний горизонт, на якому встановлено бункер-перевантажувач із дробаркою крупного подрібнення. Після чого авто-

самоскид розвантажує гірничу масу в бункер, яка після дроблення потрапляє на похилий конвеєр, що встановлений у підземній галереї, яким далі транспортується на поверхню.

Час циклу розвантаження в бункер при тупиковому розвороті з урахуванням часу на маневрові операції складає 1,2 – 2,8 хвилин залежно від вантажопідйомності автосамоскиду. Близько 45 % цього часу припадає на маневрові операції, пов'язані із тупиковим розворотом автосамоскиду. Окрім того, спорудження нових перевантажувальних пунктів через їх значні габарити в плані пов'язане із додатковим рознесенням бортів кар'єру.

Можливість зменшення часу циклу і зниження об'єму гірничо-капітальних робіт пов'язане із впровадженням схем транспортування, що включають розвантаження автосамоскидів з їх наскрізним проїздом над приймальним отвором бункера.

Існує низка пристроїв, які дозволяють автосамоскидам розвантажувати гірничу масу без необхідності в маневрових операціях та полягають в підійманні проїжджих плит над бункером за рахунок гідравлічних, рейкових, шарнірно-важільних та інших механізмів. Виділяють чотири типи перевантажувальних пристроїв із проїздом автосамоскидів: із підйомним мостом, із рухомим мостом, із привідними балками та із поворотною платформою.

Перевантажувальні пристрої такої конструкції дозволяють не тільки зменшити час циклу розвантаження, а й зменшити ширину майданчика, на якій встановлено пункт перевантаження на 50 %, що особливо важливо при його спорудженні на глибині 300 – 400 м і більше.

Однак відомі пристрої переважно включають в свою конструкцію елементи із шарнірно-важільними механізмами або обладнані автономними приводами. Це зменшує надійність роботи їх механізмів, збільшує час циклу розвантаження порід та підвищує вартість експлуатації устаткування.

У зв'язку із цим, співробітниками НТУ «Дніпровська політехніка» у співпраці із КазНДТУ ім. Сатпаєва (Казахстан) було розроблене принципово нове рішення (рис. 6.24), яке відрізняється тим, що після проїзду автосамоскида по-

рода розвантажується на поворотні мости, які з'єднані шарнірами із розташованими перпендикулярно балками, якими рухається автотранспорт. При цьому противаги виступають у якості бар'єрного огородження, розташовані по обидві сторони балок із зовнішньої сторони проїзду та забезпечують прямолінійний рух автосамоскидів відповідної вантажопідйомності.

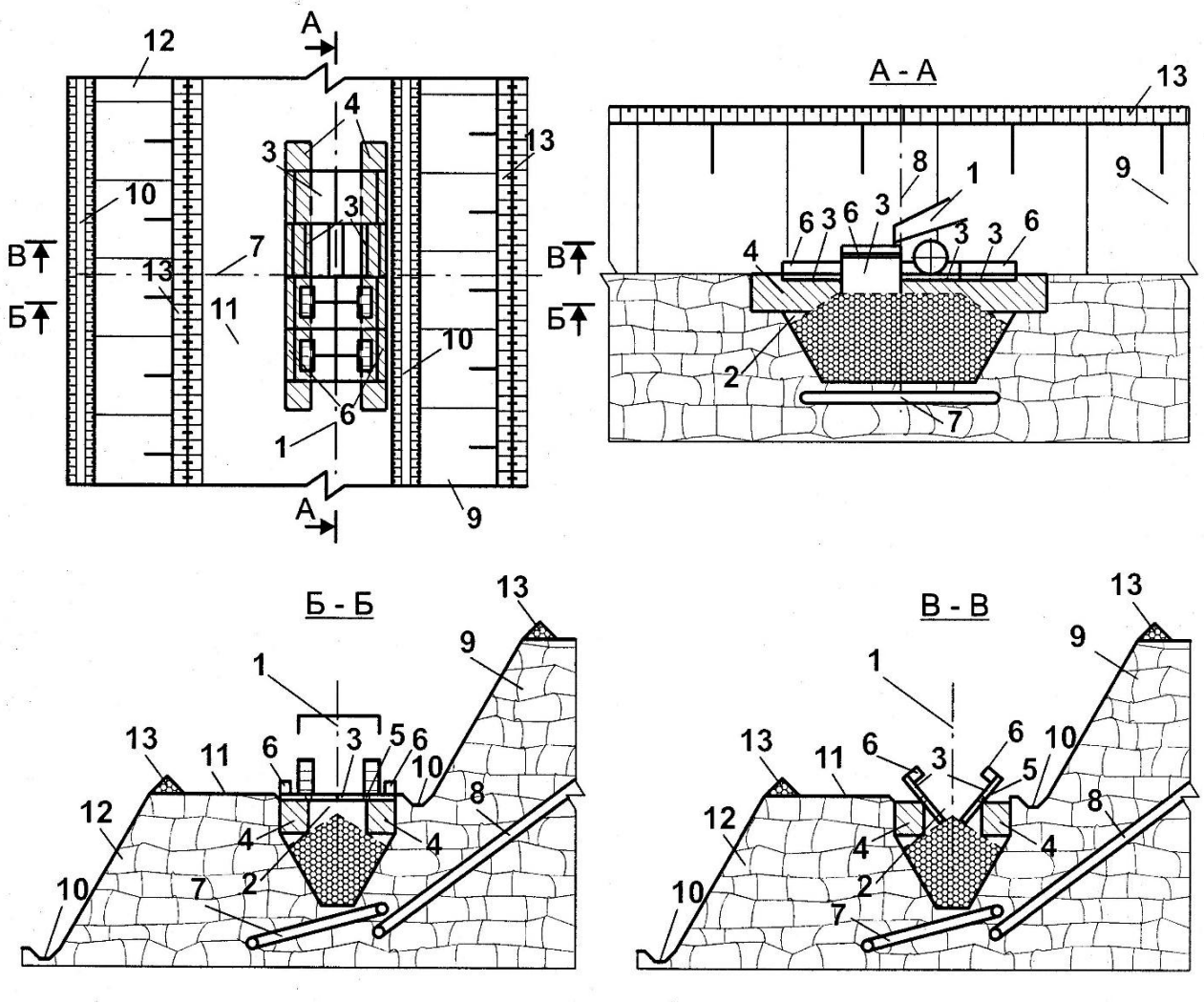


Рис. 6.24. Пристрій для розвантаження порід із автосамоскидів у бункер: 1 – автосамоскид, 2 – бункер, 3 – розвантажувальні плити, 4 – несучі балки, 5 – вісі обертання, 6 – огородження-противаги, 7 – перевантажувальний конвеєр, 8 – магістральний конвеєр, 9 – верхній уступ, 10 – водовідвідна канава, 11 – проїжджа частина, 12 – нижній уступ, 13 – запобіжний вал

Спорудження перевантажувального пункту із наскрізним проїздом автосамоскидів над бункером на глибині до 300 м дозволяє зменшити об’єм виймання гірських порід на 2,7 – 5,7 млн м^3, а на глибині понад 400 м – 3,5-7,5 млн м^3 і більше. Окрім цього за рахунок зменшення часу циклу на розвантаження автосамоскидів, споживання дизельного палива орієнтовно скоротиться на 100 – 200 тис. л/рік.

6.6. Параметри систем розробки з комбінованим транспортуванням

У всіх видах комбінованих перевезень автомобілі є внутрішньокар'єрною ланкою, тому цим системам розробки притаманні основні закономірності і положення розробки із застосуванням автотранспорту.

При виборі параметрів схеми комбінації самоскидів і похилих скіпових підйомників або конвеєрів необхідно враховувати особливості, викликані наявністю концентраційних горизонтів, які обслуговують групу уступів. До них відносять: спосіб підготовки нових горизонтів; встановлення оптимального кроку їх перенесення; визначення місця розташування концентраційного горизонту на уступах тощо. Інші параметри (висоту уступу, довжину блоку, схеми розвитку фронту робіт та ін.) визначають за тими самими факторами, що і при автотранспортуванні.

Підготовка нових горизонтів в разі застосування комбінованих видів перевезень має специфічні особливості, які полягають в наступному:

1. Разом з одним горизонтом необхідно підготувати всю групу уступів, розташованих нижче, для можливості перенесення приймально-перевантажувальних пристроїв в кар'єрі на інший; отже, основною метою, є підготовка нижнього концентраційного горизонту.

2. Своєчасне облаштування концентраційного горизонту приймальними і перевантажувальними пристроями.

3. Забезпечення переходу верхнього концентраційного горизонту на нижній без порушення нормального ходу розкривних і видобувних робіт.

Процес здійснюється послідовною проходкою розрізних траншей на групі уступів, розташованих нижче. Залежно від довжини траншей і обсягу робіт можна виділити повну і часткову підготовку нових горизонтів.

Перша включає проведення розрізних траншей і подальше їх рознесення по всьому кар'єрному полю. Самий нижній горизонт, що готується, завширшки дорівнюватиме ширині траншеї. А такий показник верхнього залежить від кількості уступів в групі та ширини робочих майданчиків і може досягати понад 200 – 300 м.

Перевага повної підготовки – це можливість планомірного розвитку виймальних робіт відразу ж після переміщення приймально-перевантажувальних пристроїв на щойно підготовлений концентраційний горизонт. Недоліком є великі обсяги робіт. При цьому, гірнича маса, при збільшенні відстані перевезення, доправляється внутрішньокар'єрним транспортом на працюючий приймальний майданчик.

Часткова підготовка (рис. 6.25) групи уступів, що знаходяться нижче, полягає в проведенні робіт не по всій довжині кар'єрного поля, а тільки на його частині. Довжина цієї ділянки залежить від типу приймально-перевантажувального пристрою і необхідних умов нормального розвитку робіт.

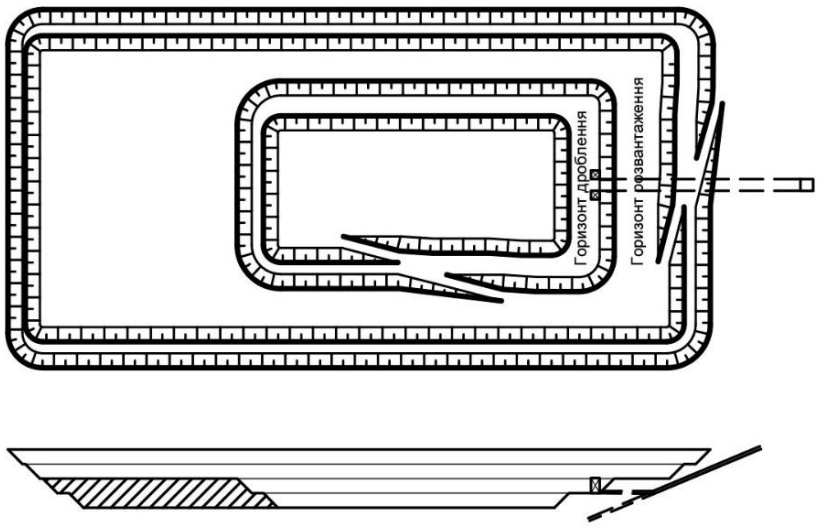


Рис. 6.25. Часткова підготовка групи уступів

Спосіб дозволяє зменшити обсяги підготовчих робіт, що проводяться в несприятливих умовах, і, таким чином, скоротити транспортні витрати на внутрішньокар’єрне транспортування гірничої маси в період підготовки нового концентраційного горизонту.

Недоліком часткової підготовки є обмеженість умов при первинному розвитку робіт на групі уступів, однак його суттєво пом’якшує використання самоскидів як внутрішньокар'єрного транспорту, а також наявність в окремих випадках кількох приймально-перевантажувальних пристроїв навіть на кар'єрах з великою виробничою потужністю. Підготовка нижньої групи уступів повинна бути за терміном меншою ніж відпрацювання тієї групи, шо розташовується вище.

Експлуатація кар'єру в перший період здійснюється за допомогою самоскидів і тільки після досягнення певної глибини робіт (80 – 100 м) проводиться перехід на комбіноване транспортування.

Його межею є глибина кар'єру H_n, за якої вартість перевезення гірничої маси астосамоскидами C_a дорівнює або більше вартості комбінованого транспортування $C_к$.

Її визначення на прикладі схеми автосамоскиди – похилі підйомники (рис. 6.26) демонструє вираз:

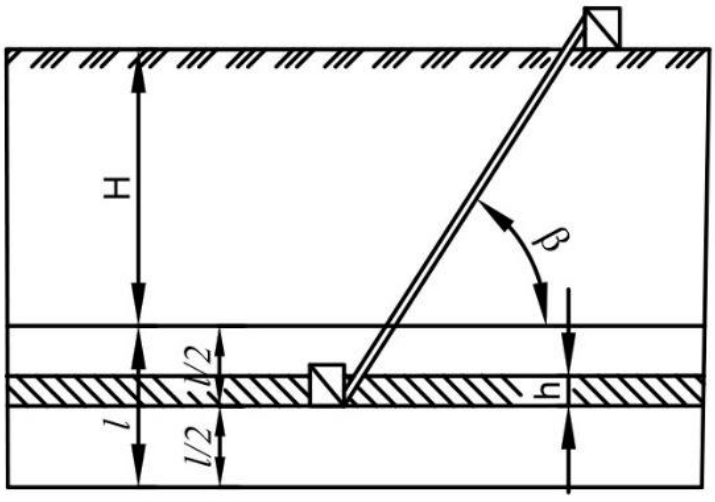


Рис. 6.26. До розрахунку межі переходу на комбіновані види транспорту

$$H_n = \frac{\frac{100Z}{S\gamma l} + C_к \frac{l}{2} - C_a\left(\frac{l}{4} - \frac{h}{2}\right)}{C_a - C_к}, \text{ м}, \qquad (6.35)$$

де Z – вартість додаткових витрат, пов'язаних з монтажем пункту перевантаження, грн; l – крок перенесення концентраційного горизонту, ж; h – висота уступу, м; S – середньозважена площа уступів, які відпрацьовуються для концентраційного горизонту, м^2; γ – об'ємна вага гірничої маси, т/м^3; $C_к$ – вартість підйому породи похилими підйомниками, грн/м; C_a – вартість підйому гірничої маси автотранспортом, грн/т · м;

$$C_a = \frac{C`_a k_{тр}}{1000 \sin \alpha}, \text{ грн/т}, \qquad (6.36)$$

де $k_{тр}$ – коефіцієнт розвитку траси; C_a – вартість 1 т·км при автотранспортуванні, грн; a – кут підйому автоз'їзду, град.

Вартість підйому породи похилими підйомниками визначається за формулою:

$$C_к = \frac{C'_к}{1000 \sin \beta}, \text{ грн/т}, \qquad (6.37)$$

де $C'_к$ – вартість 1 т·км при похилих підйомниках, грн; β – кут встановлення підйомника, град.

Після підстановки формул (6.36) і (6.37) у вираз (6.35) межа переходу на комбіноване транспортування розраховується у такий спосіб:

$$H_n = \frac{\frac{100Z}{S\gamma l} + \frac{C_к l}{100 \sin \beta} - \frac{C_a k_{тр}}{100 \sin \alpha}\left(\frac{l}{4} - \frac{h}{2}\right)}{\frac{C_a k_{тр}}{1000 \sin \alpha}}, \text{ м}. \qquad (6.38)$$

Витрати на перевезення гірничої маси змінюються з урахуванням величини кроку перенесення концентраційного горизонту. З його збільшенням дорожчає автомобільна доставка породи і, навпаки, дешевшає монтаж устаткування. Тому оптимальний крок буде визначатися найменшими сумарними витратами, що припадають на 1 т гірничої маси, що транспортується.

Їх зміна складе:

$$f(l) = C_a \frac{l}{4} + \frac{100Z}{S\gamma l}. \qquad (6.39)$$

Досліджуючи цю функцію на мінімум

$$\frac{df}{dl} = \frac{C_a}{4} - \frac{100Z}{S\gamma l^2} = 0,$$

отримаємо оптимальний крок перенесення

$$l = 20\sqrt{\frac{Z}{C_a S\gamma}}, \text{ м.}$$

Після підстановки значення C_a отримаємо формулу для обчислення кроку перенесення концентраційного горизонту:

$$l = 20\sqrt{\frac{Z_{ip}}{C`_a k_{гр} S\gamma}}, \text{ м.}$$

Для визначення місця розташування концентраційного горизонту в групі уступів можна скористатися рівнянням з транспортування гірничої маси при його розміщенні будь де. Раціональне місце розташування можна визначити за формулами:

– при скорочених об’ємах гірничої маси на уступах:

$$n = \frac{\frac{k_c}{t_c}(1-3q) + \frac{k_n}{i_n}(2M+1+q)}{2\frac{k_c}{i_c}(1-q) + 2\frac{k_П}{i_П}(1+q)}, \qquad (6.40)$$

– при постійних її об’ємах:

$$n = \frac{\frac{k_c}{i_c} + \frac{k_П}{i_П}(2M+1)}{2\left(\frac{k_c}{i_c} + \frac{k_П}{i_П}\right)}, \qquad (6.41)$$

де n – порядковий номер уступу, на якому необхідно облаштовувати концентраційний горизонт (рахуючи зверху вниз); M – кількість уступів, що відпрацьовуються для одного концентраційного горизонту; q – величина відносного скорочення об’ємів гірничої маси на уступах; k_c, k_n – режимні коефіцієнти роботи автотранспорту відповідно при спуску і підйомі:

$$k_П = k_c \frac{i_П}{i_c} a ,$$

де i_n, i_c – ухил автодороги відповідно на підйомі і спуску, ‰; α – коефіцієнт порівняння роботи самоскидів на підйомі і спуску при рівних ухилах автодороги.

Отримані розрахунки необхідно погоджувати з технологічними вимогами. При комбінованому автомобільно-конвеєрному транспортуванні зі збільшенням глибини кар'єрів перенесення концентраційних горизонтів на нижні позначки дозволяє зменшити витрати на дорогі автомобільні перевезення. При використанні на перевантажувальних пунктах грохотів для відділення нетранспортабельних фракцій з'являється можливість застосування більш мобільних схем комбінованого транспортування з перенесенням перевантажувальних пунктів як у вертикальній, так і в горизонтальній площині (рис. 6.27).

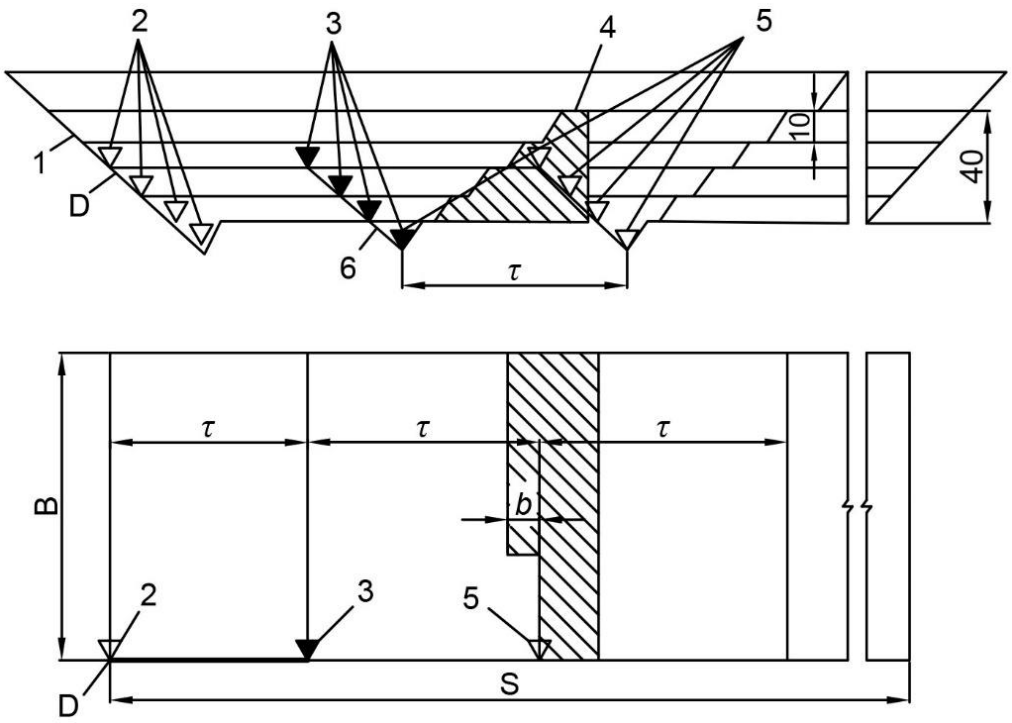


Рис. 6.27. До визначення горизонтального кроку пересування перевантажувальних пунктів: 1 – магістральний конвеєрний підйомник; 2 – попереднє положення перевантажувально-грохотильних пунктів; 3, 5 – положення перевантажувально-грохотильних пунктів; 4 – підірвана руда; 6 – зональний конвеєрний підйомник

Після підривання руди або скельних порід на глибину 40 м виймання гірничої маси здійснюють чотирма шарами висотою по 10 м. На кожному з них висаджену гірничу масу від екскаваторів до перевантажувально-грохотильно пункту доставляють автосамоскиди. Після просіювання за допомогою короткого похилого (зонального) стрічкового конвеєра її передають на горизонтальний стрічковий конвеєр, розташований у верхній частині зони, що розробляється. З нього в точці *D* гірнича маса надходить на магістральний підйомний конвеєр, а вже по ньому видається з кар'єру.

Розглянута технологічна схема передбачає відстань для перенесення перевантажувально-грохотильних пунктів і зонального похилого конвеєра, що забезпечує найменші витрати на транспортно-перевантажувальні роботи. З

урахуванням параметрів кар'єру їх вартість при перевантаженні і перевезенні 1 т скельної гірничої маси до точки *D* визначається за рівнянням:

$$C_o = C_a + C_n + C_K^Г + C_K^Н + C_M^Г + C_M^Н, \qquad (6.42)$$

де C_0 – вартість перевантаження і транспортування 1 т скельної гірничої маси від екскаваторних вибоїв до точки *D*; C_a – вартість перевезення 1 т гірничої маси автосамоскидами від екскаваторних вибоїв до перевантажувальних пунктів; C_n – вартість перевантаження 1 т гірничої маси; $C_K^Г$, $C_K^Н$ – вартість транспортування 1 т гірничої маси відповідно горизонтальним і похилим стрічковими конвеєрами до точки *D*; $C_м^Г$, $C_M^Н$ – витрати на монтаж і демонтаж відповідно горизонтального і похилого конвеєрів.

Складові, що входять в вираз (6.42), являють собою функціональні залежності великої кількості змінних величин: ширини і довжини кар'єрного поля в плані на рівні поверхні землі; потужностей відкладів та скельних порід розкриву; порядкового номера рудної зони, що розробляється та виймається одночасно декількома шарами (рахуючи зверху); кількості рудних шарів, що одночасно відпрацьовуються; висоти шару; кутів укосів бортів кар'єру за відкладами, скельними породами розкриву і рудою; ширини заходки екскаватора; вантажопідйомності автосамоскидів; об'ємних ваг порід, що розробляються; річної виробничої потужності кар'єру; відстані перенесення перевантажувально-грохотильних пунктів в напрямку посування фронту гірничих робіт і кута нахилу зонального конвеєрного підйомника до горизонту.

Розрахунки демонструють, що в умовах Криворізького басейну (Південний ГЗК, ІнГЗК) оптимальне значення відстані перенесення вантажно-грохотильних пунктів τ становить 600 м, а для кар'єрів з крутим падінням пластів – 1000 м.

Приймально-перевантажувальні майданчики на концентраційних горизонтах з огляду на вид комбінованого транспортування можуть бути різної конструкції. При автомобільно-скіповому способі їх устаткування перевантажує

гірничу масу з вантажівок в скіпи, при автомобільно-конвеєрному – з автівок на стрічкові конвеєри через дробильні чи грохотильні пристрої. Також вони повинні забезпечувати необхідну виробничу потужність підприємства і мінімальні додаткові об’єми робіт з розкриття.

Раціональні параметри цих майданчиків визначаються продуктивністю приймально-перевантажувальних механізмів (дробарок, грохотів), типом, вантажопідйомністю, габаритами і радіусом повороту кар'єрних автомобілів.

Тому необхідну пропускну здатність застосовуваних пристроїв можна обчислити за формулою:

$$П_{п.у.} = \frac{Q_{п.у.} k}{Q_a \gamma},\ авто./год., \tag{6.43}$$

де $Q_{п.у}$ – годинна продуктивність приймального пристрою, т; Q_a – вантажопідйомність автомобілів, т; k – коефіцієнт нерівномірності подачі автівок; γ – коефіцієнт використання вантажопідйомності рухомого складу автотранспорту.

Необхідна кількість пунктів розвантаження в загальному вигляді розраховується за формулою:

$$m = \frac{Q_{п.у.} t_p k}{Q_a \gamma 60}, \tag{6.44}$$

де t_p – час розвантаження вантажівок.

Потрібне число розвантажувальних пунктів при різній вантажопідйомності самоскидів наведено в табл. 6.9.

На рис. 6.28 зображено схеми розвантаження автомашин в приймальні пристрої. Основною серед них можна вважати першу, яка має поширення на комбінатах, де застосовують великовантажний транспорт.

Схема І пов'язана зі значними втратами часу на маневрах і обмежує продуктивність приймального пункту. Вона придатна при середній величині цього показника.

Таблиця 6.9

Число розвантажувальних пунктів

Тип автосамоскиду	При годинній продуктивності приймального пристрою, т				
	1000	2000	3000	4000	5000
БелАЗ-7540	1	2	3	4	5
БелАЗ-7548	1	2	3	3	4
БелАЗ-7549	1	1	2	2	3
БелАЗ-7540В	1	2	3	3	4
БелАЗ-7548В	1	1	2	2	3
БелАЗ-7549В	1	1	1	2	2

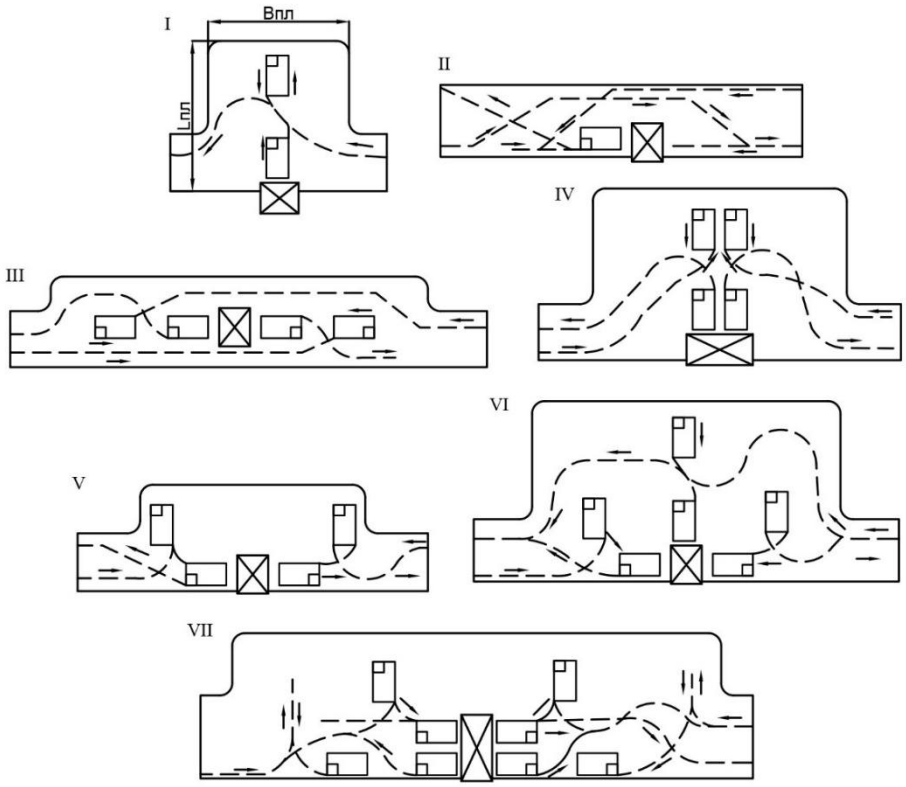


Рис. 6.28. Схеми розвантаження автомашин в приймальні пристрої

За продуктивності приймальних пристроїв 1,0 – 1,5 тис. т/год. найбільш прийнятною є схема II, яка не вимагає розширення транспортного майданчика. Досить залишити між бункером і бортом кар'єру односмугову дорогу. По ній автомашини по черзі будуть рухатись в той чи іншій бік для розвантаження в одній із приймальних точок. Загальний час на це кожної окремої автомашини має бути скорочено на 15 – 20 %.

Коли виникає необхідність одночасного розвантаження двох і більше машин, годинна продуктивність приймального пристрою повинна перевищувати 2 тис. т. У цьому випадку застосовуються схеми III – VII.

За умови внутрішньокар'єрного розташування перевантажувальних майданчиків, котрі не вимагають великих розмірів, як у варіантах III – IV, а отже і значних об’ємів рознесення борту кар’єру, найбільше задовольняє схема V. В таких обставинах паралельно можуть розвантажуватися два самоскиди. Для трьох-чотирьох автомашин (схеми VI і VII). Цей процес пов'язано зі значним ускладненням маневрових операцій на майданчику, що є причиною зниження продуктивності приймального пристрою.

У табл. 6.10 наведені мінімальні розміри приймальних майданчиків при використанні автосамоскидів вантажопідйомністю 40 т і ширині транспортного майданчика 13 м.

Таблиця 6.10

Розміри розвантажувальних майданчиків концентраційних горизонтів

Схеми	Формули для визначення розмірів майданчика		Розміри майданчика, м		Величина розширення, м
	довжини	ширини	довжина	ширина	
I	$4R - b_{бун} + 2a$	$\frac{b_{бун}}{2} + 2l + R + 2a$	37,0	32,8	19,8
II	–	–	–	–	–
III	$4l + R + b_{бун} + 2a$	$П + b_{бун} + 2a$	87,6	20,4	17,4
IV	$6R + П + b_{бун} + 2a$	$\frac{b_{бун}}{2} + 2l + R + a$	81,0	34,3	21,3
V	$2(R + l + a) + b_{бун}$	$R + l + 2a$	41,8	22,4	9,4
VI	$7R + 2(l + a)$	$2(R + l + a)$	96,8	41,8	28,8
VII	$6R + 4l + 2a + b_{бун}$	$П + \frac{R}{2} + l + 2a$	109,6	25,9	12,9

Примітка: l – довжина самоскида, м; R – мінімальний радіус повороту, м; $b_{бун}$ – ширина приймального бункера, м; a – відстань між проїжджою частиною дороги і брівкою уступу, м; $П$ – ширина проїжджої частини автодороги, м.

Наведена методика визначення параметрів систем розробки при комбінованому транспортуванні в кожному випадку повинна бути скоригована з урахуванням гірничотехнічних характеристик конкретних родовищ.

Контрольні запитання

1. Назвіть основні елементи транспортних систем відкритої розробки родовищ корисних копалин.

2. Дайте визначення висоти уступу і ширини робочого майданчика.

3. Чим відрізняється довжина фронту гірничих робіт від довжини екскаваторного блоку?

4. Як визначається інтенсивність гірничих робіт на кар’єрах?

5. В яких випадках система розробки з залізничним транспортом є найбільш ефективною?

6. Назвіть переваги і недоліки системи розробки з автомобільним транспортуванням. Назвіть кар’єри на яких вона використовується.

7. Опишіть загальні положення при організації роботи в вибої при циклічно-потоковій технології

8. За яких умов використання системи розробки з комбінованим транспортом є ефективним?

ТЕСТОВИЙ КОНТРОЛЬ ЗНАНЬ

Тести до першого розділу

Тест 1.1

Що називається якістю корисної копалини?

а) підготовка кар'єрного поля до виймання;

б) наявність супутніх корисних копалин у розкривних породах;

в) сукупність властивостей, що визначають ступінь придатності та економічної ефективності використання;

г) видобування корисних копалин із застосуванням драглайнів.

Тест 1.2

Чим встановлюється тимчасова різниця між корисною копалиною і пустою породою?

а) кондиціями;

б) екскаваторами;

в) розкривними породами;

г) відвалами.

Тест 1.3

Одним з основних аспектів проблеми управління якістю при добуванні корисних копалин виступає?

а) мінімізація розкривних робіт;

б) відмова від процесу збагачення;

в) підвищення коефіцієнта розкриву;

г) підвищення однорідності сировини.

Тест 1.4

Яка схема утворення запасів корисної копалини при плануванні якості продукції кар'єрів є зайвою?

а) за рахунок резерву продуктивності видобувних екскаваторів;

б) шляхом обладнання спеціальних ємностей-складів;

в) залученням у використання розкривних порід;

г) відповіді а) і б).

Тест 1.5

Знайдіть зайвого автора класифікації систем відкритої розробки родовищ корисних копалин?

а) проф. М.Г. Новожилов;

б) проф. М.М. Протод'яконов;

в) проф. В.В. Ржевський;

г) проф. Є.Х. Шешко

Тест 1.6

Академіком М.В. Мельниковим було запропоновано класифікацію систем розробки за способом:

а) видобутку корисної копалини;

б) встановлення екскаватора на уступі;

в) транспортування розкривних порід;

г) доставки робочого персоналу у кар'єр.

Тест 1.7

Скільки класів і підкласів у класифікації систем відкритої розробки проф. М.Г. Новожилова:

а) класів – 6, підкласів 3;

б) класів – 3, підкласів 8;

в) класів – 8, підкласів 12;

г) класів – 4, підкласів 9.

Тест 1.8

Якими показниками характеризується повнота і якість вилучення із надр запасів корисної копалин в процесі видобування?

а) коефіцієнтом вилучення кількості корисної копалини;

б) середнім коефіцієнтом розкриву;

в) коефіцієнтом змінювання якості корисної копалини;

г) відповіді а) і в).

Тест 1.9

Знайдіть зайві галузі промисловості для використання розкривних порід як супутніх копалин?

а) автомобілебудування;

б) будівництво автомобільних і залізничних доріг;

в) виготовлення штучних будівельних матеріалів;

г) виготовлення мінеральних добрив у сільському господарстві.

Тест 1.10

Якими методами на практиці визначається собівартість окремих видів продукції з багатокомпонентної сировини?

а) списання витрат;

б) розподілення витрат;

в) ринкової реалізації сировини;

г) відповіді а) і б).

Тести до другого розділу

Тест 2.1

Який екскаватор може використовуватися при безтранспортній системі відкритої розробки?

а) роторний;
б) гідравлічний;
в) драглайн;
г) абзетцер.

Тест 2.2

Відносний об'єм переекскавації розкривних порід при безтранспортній системі відкритої розробки приходиться на:

а) одиницю об'єму породи в межах розкривної заходки;
б) ширину заходки драглайна;
в) висоту уступу видобувного вибою;
г) поточний коефіцієнт розкриву.

Тест 2.3

В якому випадку екскаватор при безтранспортній системі розробки розташовується на розкривному уступі?

а) при використанні кар'єрних автосамоскидів;
б) при застосуванні конвеєрного транспорту;
в) при великій потужності розкриву;
г) при незначній потужності розкривного уступу.

Тест 2.4

Навіщо застосовується кероване обрушення гірських порід при безтранспортній системі розробки?

а) для підвищення продуктивності видобувних екскаваторів;
б) для зміщення гірничої маси у напрямку відвалів;
в) при навантаженні автосамоскидів;
г) при використанні транспортно-відвальних мостів.

Тест 2.5

За якої умови приймається рішення щодо застосування ускладненої безтранспортної системи розробки?

а) при коефіцієнті переекскавації менше нуля ($К_П < 0$);
б) при коефіцієнті розкриву менше нуля ($К_Р < 0$);
в) при коефіцієнті переекскавації більше нуля ($К_П > 0$);
г) при коефіцієнті розкриву більше восьми ($К_Р > 8$).

Тест 2.6

Що передбачає «українська» схема перевалки розкриву у вироблений простір при безтранспортній системі розробки?

а) розташування екскаваторів на відвалі;

б) використання колісних навантажувачів;

в) розміщення екскаваторів за межею кар'єру;

г) перебування екскаваторів на розкривному уступі і передвідвалі.

Тест 2.7

Знайдіть дві основні схеми організації розкривних і видобувних робіт при застосуванні одного драглайну?

а) автотранспортна і безрейкова;

б) одноблокова і двоблокова;

в) роторними і ланцюговими екскаваторами;

г) безтранспортна і транспортно-відвальна.

Тест 2.8

Що обумовлює збільшення потужності розкривного уступу при безтранспортній системі розробки?

а) збільшуються об'єми переекскавації;

б) посилюється продуктивність обладнання;

в) не впливає на роботу кар'єру;

г) поліпшуються умови рекультивації.

Тест 2.9

Чим визначається продуктивність кар'єру під час застосування безтранспортної системи розробки?

а) потужністю автосамоскидів;

б) розташуванням поблизу кар'єру населеного пункту;

в) вартістю паливно-мастильних матеріалів;

г) швидкістю переміщення екскаватора на відвалі.

Тест 2.10

Яка безтранспортна система розробки застосовується на кар'єрах Нікопольського марганцевого басейну?

а) транспортно-відвальна система розробки;

б) з перевалкою порід розкриву у відвали;

в) з використанням ланцюгових екскаваторів;

г) без формування внутрішніх відвалів.

Тести до третього розділу

Тест 3.1

Знайдіть зайву умову для ефективного і безпечного застосування транспортно-відвальних комплексів?

а) горизонтальне або слабопохиле залягання пластів;
б) проста конфігурація границь кар'єрного поля;
в) підготовка розкривних порід буровибуховим способом;
г) значні запаси корисної копалини в контурах кар'єрного поля.

Тест 3.2

Залежно від умов залягання родовищ розміщення відвалоутворювача можливе:

а) на покрівлі або підошві пласта корисної копалини;
б) на зовнішньому відвалі;
в) на збагачувальній фабриці;
г) позаду автосамоскида.

Тест 3.3

Встановлення якого технологічного параметра при проектуванні системи розробки з комплексами безперервної дії не передбачено:

а) мінімальної відстані від осі відвалоутворювача до гребеня відвалу;
б) мінімальної довжини фронту робіт кар'єру;
в) максимально можливої висоти розкривного уступу;
г) відстані транспортування корисної копалини.

Тест 3.4

Знайдіть основну особливість, якою характеризується схема II-A-I при застосуванні консольного відвалоутворювача:

а) відсутністю екскаваторів безперервної дії;
б) розташуванням зимових запасів під приймальною консоллю;
в) відсутністю обслуговуючого персоналу;
г) можливістю відпрацювання скельних порід.

Тест 3.5

Знайдіть зайвий пункт у заходах із забезпечення стійкості внутрішніх відвалів:

а) відсутність виймального обладнання на уступі;
б) обґрунтований вибір параметрів системи розробки;
в) запобігання деформації укосу відвалу;
г) правильно встановлений кут укосу відвалу.

Тест 3.6

При віяловому переміщенні фронту гірничих робіт продуктивність розкривного обладнання і консольних відвалоутворювачів:

а) не змінюється;

б) збільшується у порівнянні з паралельним;

в) знижується у порівнянні з паралельним;

г) віялового переміщення не існує.

Тест 3.7

У чому полягає сутність ускладненої транспортно-відвальної системи розробки?

а) використовується додаткове устаткування, окрім основного виймального і відвального;

б) збільшується обсяг видобувних робіт;

в) зменшується довжина транспортування розкриву;

г) розкривні і видобувні уступи розробляються однаковим обладнанням.

Тест 3.8

За яких умов не застосовуються транспортно-відвальні мости?

а) горизонтальне або близьке до нього залягання пласта корисної копалини;

б) довготривалість розробки ділянки родовища;

в) стійкість порідних мас у цілику і на відвалі;

г) незначна потужність розкривних порід.

Тест 3.9

Від чого залежить форма смуги розкритих запасів при віяловому переміщенні фронту робіт,

а) продуктивності розкривних екскаваторів;

б) довжини фронту робіт і кута його повороту за рік;

в) потужності шару корисної копалини;

г) досвідченості машиніста екскаватора.

Тест 3.10

На якому кар'єрі не застосовувалися транспортно-відвальні комплекси?

а) кар'єр Полтавського ГЗК;

б) Запорізький;

в) Шевченківський;

г) Морозівський.

Тести до четвертого розділу

Тест 4.1

Якою є транспортна система розробки за умовами застосування?

а) безтранспортною;

б) повітряною;

в) універсальною;

г) рейковою.

Тест 4.2

Знайдіть зайву відмінну рису транспортної системи розробки.

а) залежність розкривних і видобувних робіт;

б) незалежність розкривних і видобувних робіт;

в) можливість інтенсифікації підготовки до виймання великих запасів корисних копалин;

г) розосередження гірничих робіт.

Тест 4.3

Знайдіть зайве твердження відносно транспортної системи розробки.

а) застосування залізничних потягів раціональне при дальності транспортування понад 3 – 3,5 км;

б) при продуктивності кар'єра 5 – 5,5 млн $м^3$ і дальності транспортування 1 – 1,15 км доцільне застосування автомобільного транспорту;

в) при відстані переміщення породи від 1,3 до 5,8 км і виробничої потужності від 5,5 до 25 млн $м^3$ ефективне застосування конвеєрного транспорту;

г) використання автомобільного і конвеєрного транспорту є ефективним на будь-яких кар’єрах.

Тест 4.4

Транспортна система розробки із застосуванням стрічкових конвеєрів ефективна при

а) розробці будь якого кар’єру і є універсальною;

б) розробці горизонтальних і пологих родовищ з м’яким розкривом;

в) розробці крутоспадних родовищ;

г) роботі земснарядів.

Тест 4.5

Знайдіть зайвий тип перевантажувачів при системі розробки з конвеєрним транспортом:

а) консольний відвалоутворювач;

б) міжуступний перевантажувач;

в) похилий двоопорний конвеєрний міст;

г) думпкар.

Тест 4.6

У якому випадку система розробки з залізничним транспортуванням є ефективною?

а) при невеликих відстанях;

б) при великих вантажообігах і значних відстанях;

в) при низькій продуктивності кар'єру;

г) при застосуванні роторних екскаваторів.

Тест 4.7

Знайдіть зайву схему транспортного зв'язку розкривних і відвальних горизонтів при залізничному перевезенні гірських порід?

а) з виходом шляхів із розкривних уступів на один горизонт відвалу;

б) з комбінованим відсипанням порід;

в) з виходом шляхів із розкривних уступів на відповідні горизонти відвалу;

г) з безтранспортною відсипкою внутрішніх відвалів.

Тест 4.8

Що не забезпечує автомобільний транспорт за технологічними та експлуатаційними умовами?

а) збільшення продуктивності конвеєрів;

б) роздільне виймання корисної копалини за сортами;

в) незалежність роботи розкривного і видобувного обладнання;

г) високу продуктивність навантажувального устаткування.

Тест 4.9

Знайдіть зайвий пункт при визначенні техніко-економічних показників роботи автотранспорту.

а) дальність перевезень;

б) вантажопідйомність машини;

в) собівартість думпкарів;

г) вантажообіг і глибина кар'єру.

Тест 4.10

Яку частку займає поточний ремонт самоскидів у калькуляції собівартості 1 т·км автомобільних перевезень?

а) 60 – 70 %;

б) 25 – 30 %;

в) 3 – 8 %;

г) 43 %.

Тести до п'ятого розділу

Тест 5.1

В яких випадках застосовуються комбіновані системи розробки при відпрацюванні горизонтальних родовищ?

а) коли потужність корисної копалини перевищує потужність розкривних порід;

б) коли увесь розкрив не може бути відпрацьовано за безтранспортною або транспортно-відвальною системою;

в) у будь-якому випадку, коли на кар'єрі використовуються драглайни;

г) усі відповіді правильні.

Тест 5.2

Знайдіть невідповідність у твердженнях відносно комбінованої системи розробки. Нижній розкривний уступ розробляється за

а) транспортною системою;

б) безтранспортною системою;

в) транспортно-відвальною системою (консольні відвалоутворювачі);

г) транспортно-відвальною системою (транспортно-відвальні мости).

Тест 5.3

Комбінування безтранспортної і транспортної систем розробки використовується на

а) Полтавському ГЗК;

б) Єристівському ГЗК;

в) Богданівському марганцеворудному кар'єрі;

г) Чаплинському гранітному кар'єрі.

Тест 5.4

Комбінування транспортно-відвальної системи розробки з транспортною відбувається при застосуванні

а) гідравлічних екскаваторів;

б) колісних навантажувачів;

в) скреперів;

г) консольних відвалоутворювачів.

Тест 5.5

Знайдіть зайвий параметр при визначенні річного посування фронту гірничих робіт при комбінованій системі розробки:

а) кількість днів роботи з видобутку;

б) кількість днів роботи з розкривних робіт;

в) довжина стріли драглайну;

г) ширина смуги зимових запасів корисних копалин.

Тест 5.6

Який консольний відвалоутворювач використовувався при розробці Шевченківського марганцеворудного кар'єру:

а) ЕШ-10/90;

б) ОШ-4500/90;

в) ЕРГ-1600;

г) ЕКГ-5.

Тест 5.7

Якими роторними екскаваторами відпрацьовувалися передові уступи на Грушівському кар'єрі за транспортною системою розробки:

а) ЕШ-10/70;

б) ОШ-4500/90;

в) ЕРГ-400;

г) ЕКГ-5.

Тест 5.8

Де може розташуватися техніка циклічної і безперервної дії при комбінованій системі розробки:

а) на надрудному розкривному уступі;

б) на будь-якому уступі;

в) не можуть знаходитися на майданчику одного уступу;

г) такої комбінації не існує.

Тест 5.9

Знайдіть умову стабільної роботи драглайнів при комбінованій системі розробки в зимовий період, коли роторний екскаватор не працює:

а) роторний екскаватор повинен бути менш потужним за драглайн;

б) місткість ківша драглайна має складати не менше 10 $м^3$;

в) на розкривних уступах повинен використовуватися залізничний транспорт;

г) довжина фронту робіт має забезпечувати незалежну роботу всього обладнання.

Тест 5.10

Навіщо застосовують двокрилу розробку родовища при комбінованій системі з технікою циклічної та безперервної дії?

а) для підвищення продуктивності залізничного транспорту;

б) для збільшення висоти видобувного уступу;

в) для збереження транспортної комунікації між вибоєм і поверхнею;

г) для зимового ремонту роторного екскаватора.

Тести до шостого розділу

Тест 6.1

Знайдіть зайвий елемент транспортної системи розробки.

а) довжина фронту робіт;

б) висота уступу;

в) потужність автосамоскида;

г) ширина робочого і транспортного майданчика.

Тест 6.2

Що повинна забезпечувати ефективна висота уступу?

а) необхідну продуктивність кар'єру;

б) безпечну висоту зовнішнього відвалу;

в) планові роботи з рекультивації;

г) спорудження хвостосховищ.

Тест 6.3

Де знаходиться розвал гірської породи після буровибухових робіт?

а) на видобувному уступі;

б) на транспортній смузі;

в) на призмі можливого обрушення порід;

г) на робочому майданчику.

Тест 6.4

Як ще називається протяжність фронту робіт одного екскаватора?

а) ширина уступу;

б) довжина блоку;

в) робочий майданчик;

г) глибина кар'єру.

Тест 6.5

За якої умови досягається максимально можливе посування фронту гірничих робіт при транспортній системі розробки?

а) посування фронту робіт незмінне;

б) залежить від вантажопідйомності транспорту;

в) при мінімальній протяжності екскаваторного блоку;

г) правильна відповідь а) і б).

Тест 6.6

Де розташовують внутрішні траншеї при залізничному транспортуванні?

а) на лежачому боці родовища;

б) на висячому боці родовища;

в) на робочому борту кар'єру;

г) паралельно з автомобільними дорогами.

Тест 6.7

У якому випадку ефективне застосування тимчасових і ковзних з'їздів?

а) у будь-якому разі;

б) використовуються тільки на відвалах;

в) у комбінації із залізничним транспортуванням;

г) якщо відстань перевезень скорочується більш ніж на 200 м.

Тест 6.8

Як називається технологія, в якій поєднуються одноківшеві екскаватори з конвеєрним транспортуванням?

а) комбінована;

б) циклічно-потокова;

в) транспортно-відвальна;

г) екскаваторно-конвеєрна.

Тест 6.9

Знайдіть основну особливість при застосуванні комбінованого транспортування.

а) наявність автосамоскидів вантажопідйомністю більше 200 т;

б) відсутність виймально-навантажувального устаткування;

в) використання багатоківшевих екскаваторів;

г) наявність в кар'єрі концентраційних горизонтів.

Тест 6.10

Знайдіть зайву особливість серед тих, які потрібно враховувати, коли задіяно комбінований транспорт і концентраційні горизонти.

а) визначення ширини робочих майданчиків екскаваторів;

б) спосіб підготовки нових горизонтів;

в) встановлення кроку перенесення концентраційних горизонтів;

г) визначення місця розташування концентраційного горизонту.

Еталонні відповіді до тестів

Ключі до тестів 1 розділу

Тест №1.1 – в)
Тест №1.2 – а)
Тест №1.3 – г)
Тест №1.4 – г)
Тест №1.5 – б)
Тест №1.6 – в)
Тест №1.7 – г)
Тест №1.8 – г)
Тест №1.9 – а)
Тест №1.10 – г)

Ключі до тестів 2 розділу

Тест №2.1 – в)
Тест №2.2 – а)
Тест №2.3 – г)
Тест №2.4 – б)
Тест №2.5 – в)
Тест №2.6 – г)
Тест №2.7 – б)
Тест №2.8 – а)
Тест №2.9 – г)
Тест №2.10 – б)

Ключі до тестів 3 розділу

Тест №3.1 – в)
Тест №3.2 – а)
Тест №3.3 – г)
Тест №3.4 – б)
Тест №3.5 – а)
Тест №3.6 – в)
Тест №3.7 – а)
Тест №3.8 – г)
Тест №3.9 – б)
Тест №3.10 – а)

Ключі до тестів 4 розділу

Тест №4.1 – в)
Тест №4.2 – а)
Тест №4.3 – г)
Тест №4.4 – б)
Тест №4.5 – г)
Тест №4.6 – б)
Тест №4.7 – г)
Тест №4.8 – а)
Тест №4.9 – в)
Тест №4.10 – б)

Ключі до тестів 5 розділу

Тест №5.1 – б)
Тест №5.2 – а)
Тест №5.3 – в)
Тест №5.4 – г)
Тест №5.5 – в)
Тест №5.6 – б)
Тест №5.7 – в)
Тест №5.8 – а)
Тест №5.9 – г)
Тест №5.10 – в)

Ключі до тестів 6 розділу

Тест №6.1 – в)
Тест №6.2 – а)
Тест №6.3 – г)
Тест №6.4 – б)
Тест №6.5 – в)
Тест №6.6 – а)
Тест №6.7 – г)
Тест №6.8 – б)
Тест №6.9 – г)
Тест №6.10 – а)

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин : навч. посіб. : у 2-х ч. Ч.2. Системи відкритої розробки родовищ / Б.Ю. Собко, Г.Д. Пчолкін, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложніков ; Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Д. : НТУ «ДП», 2020. – 239 с

2. Дриженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи : підруч. // А.Ю. Дриженко. - Д.: ДВНЗ "НГУ", 2014. - 590 с.

3. Технологія відкритої розробки пологих родовищ корисних копалин: (навч. посібник з грифом МОН України)/ І.Л. Гуменик, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложніков ; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. - Д. : НГУ, 2014. -310 с.

4. Дриженко А.Ю. Буре вугілля України: умови залягання та перспективи освоєння: навч. посіб. / А.Ю. Дриженко, О.О. Шустов; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. - Дніпропетровськ: НГУ, 2015. - 332 с.

5. Собко Б.Ю. Розробка обводнених родовищ титанових руд / Б.Ю. Собко, А.М. Гайдін, О.М. Лазніков // Дніпроперовськ: Літограф, - 2016. - 216 с.

6. Технологія відкритої розробки родовищ корисних копалин : навч. посіб.: у 2-х ч. Ч1. Розкриття родовищ / Б.Ю. Собко, Г.Д. Пчолкін, Г.Я. Корсунський, О.В. Ложніков ; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. - Д. : НГУ, 2017. - 166 с.

7. Собко Б.Ю. Гідроекологія при гірничих роботах / Б.Ю. Собко, А.М. Гайдін // Дніпро: Літограф.– 2018. – 218 с.

8. Гайдін А.М., Собко Б.Ю. Ревіталізація. Відновлення порушених ландшафтів в зонах діяльності гірничих підприємств: Монографія / А.М. Гайдін, Б.Ю. Собко . – Д. «Літограф», 2019. – 218 с.

9. Тенденції розвитку природоохоронних технологій відкритої розробки корисних копалин: моногр. / Г.Г. Півняк, Б.Ю. Собко, К. Дребенштедт, О.В. Ложніков; М-во освіти і науки України, Нац. техн. у-т "Дніпровська політехніка". - Дніпро: НТУ "ДП", 2019. - 387 с.

10. Гайдін А.М., Собко Б.Ю. Озера в залишкових вироблених просторах карєрів: Монографія / А.М. Гайдін, Б.Ю. Собко. – Дніпро: Журфонд, 2020. – 184 с.

11. Організація та планування відкритих гірничих робіт (системний підхід): підруч. для магістрів спец. 184 Гірництво / Б.Ю. Собко, В.В. Панченко, В.Ю. Лотоус, Д.В. Винивитин ; Нац. техн. ун-т. «Дніпровська політехніка». – Д.: НТУ «ДП», 2020. – 200 с.

12. Анісимов, О.О. Технологія будівництва та розробки глибоких кар'єрів: Монографія / О.О. Анісімов. - Д .: Національний гірничий університет, 2015. - 272 с.

13. Наукові основи раціонального природокористування при відкритій розробці родовищ / Г.Г. Півняк, І.Л. Гуменик, К. Дребенштедт, А.І. Панасенко. –Д .: НГУ. - 2011.- 568 с.

14. Довідник відкритих гірничих робіт / К.Н. Трубецької, М.Г. Потапов, К.Е. Інницький і ін. - М.: Гірниче бюро, 1994. 590с.

15. Собко Б.Ю. Удосконалення технології відкритої розробки розсипних титан-цирконієвих руд [Текст]: Монографія / Б.Ю. Собко / Д.: НГУ, 2008. – 167 с.

16. Собко Б.Ю. Наукові основи валоризації процесів діяльності та розвитку гірничих підприємств / А.М. Мельников, Н.Б. Собко // Д.: НГУ. - 2011.

17. Мала гірнича енциклопедія / За ред. В.С. Білецького. – Донецьк : Східний видавничий дім, 2013. – Т. 3. – 644 с.

18. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Частина 1. Гірничі роботи. Ліквідація гірничодобувних підприємств. Техніко-економічна оцінка та показники. СОУ-Н МПП 73.020-078-1:2007.

19. Вдосконалення транспортних схем видачі руди для умов ВАТ «Південний ГЗК»: монографія. / М.К. Короленко та ін. Кривий Ріг: Діоніс, 2012. 344 с.

20. Смирнов В.П., Лель Ю.І. Теорія кар'єрного великовантажного автотранспорту. Єкатеринбург: УрО РАН, 2002.

21. Перевантажувальні пункти при автомобільно-конвеєрному транспорті на рудних кар'єрах: Монографія / А.Г. Шапар та ін. Дніпропетровськ: «Поліграфіст», 2001.

22. Пристрій для розвантаження порід із автосамоскидів у бункер : пат. 119491 Україна : МПК B65G 65/32, B65G 67/24 : № a 2017 07577; заявл. 17.07.2017; опубл. 25.06.2019; Бюл. № 12. 4 с.

23. Дриженко А.Ю. Відкриті гірничі роботи: терміни та їх визначення: навч. пос. / А.Ю. Дриженко, О.О. Шустов. – Д.: НГУ, 2010. – 167 с.

ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК

А

автомобільний транспорт, 135, 181
автомобільні підйомники, 196

Б

безтранспортна система розробки, 22, 39
бункер, 204

В

вантажопідйомність автомашин, 187
вантажопотік гірничої маси, 131
вартість відходів, що використовуються, 37
вартість всієї супутньої продукції, 37
види усереднень, 17
виробнича потужність кар'єру, 105
високий уступ, 186
висота верхнього підуступу, 41
висота відвалу, 41
висота відвалу, 46
висота передвідвалу, 49
висота передвідвалу, 49
висота розкривного уступу, 41
висота уступу, 162
витрати на видобування сировини, 12
витрати на використання сировини у суміжних галузях, 12
витрати на переробку сировини, 12
відстань від осі екскаватора до верхньої брівки видобувного уступу, 41
відстань між роторним екскаватором і відвалоутворювачем, 150
відстань транспортування, 187
внутрішнє відвалоутворення, 128
втрата якості сировини, 31
віялове переміщення фронту, 128

Г

глибина кар'єру, 156
грохотильно-дробильна установка, 202
двокрила розробка родовища, 152
довжина блоку, 136
довжина видобувного фронту робіт, 114
довжина фронту робіт, 169, 178
драглайн, 55

Е

елементи системи розробки, 130, 155, 156

З

загальні витрати з переробки комплексної продукції, 37
залізничний транспорт, 129
збагачувальна фабрика, 15
збитки через зупинки роботи обладнання, 79
збіднення сировини, 31
зигзагоподібне переміщення екскаватора, 69
змішані системи розробки, 27
зольність вугілля, 12

І

інтенсивність відпрацювання родовищ, 187
інтенсивність гірничих робіт, 172

К

кількість видобутої корисної копалини з кар'єру, 30
кількість днів роботи на видобувній ділянці в рік, 164
кількість погашеної при добуванні

балансових запасів сировини, 30
кільцева схема з'їзду, 190
класифікація систем розробки, 19
ковзний з'їзд, 187
коефіцієнт видобування корисної копалини, 114
коефіцієнт вилучення корисної копалини з надр, 30, 31
коефіцієнт забезпеченості вибою порожняком, 176
коефіцієнт змінювання якості корисних копалин, 30
коефіцієнт змінювання якості корисної копалини, 30
коефіцієнт переекскавації, 42, 44, 46, 49
коефіцієнт розвитку траси, 209
коефіцієнт розпушення розкривних порід у відвалі, 41, 42
коефіцієнт усереднення, 17
коефіцієнт, враховуючий співвідношення продуктивності екскаваторів, 70
комбіновані системи розробки, 24, 116, 139
комплексна оцінка якості сировини, 12
комплексне використання сировини, 33
компонент збіднення, 31
конвеєрний підйомник, 202
конвеєрний транспорт, 123, 192
консольний відвалоутворювач, 88
концентраційний горизонт, 202, 210
корисна копалина, 11
кут закладення борту, 157
кут неробочого борту кар'єру, 156
кут укосу видобувного уступу, 49
кут укосу розкривного уступу в торцях кар'єру, 143
кут укосу уступу (ярусу), 41

М

магістральний конвеєр, 193
максимальна висота розвантаження екскаватора, 41
максимальна потужність розкривного уступу, 73
метод списання витрат, 37
мінімальна ширина робочого майданчика, 179
мінімальний радіус повороту автомашини, 187
місткість ківша екскаватора, 187

Н

негабарит, 195
нормативний коефіцієнт резерву запасів руди, 179

О

об'єм переекскавації, 42, 79
обладнання безперервної дії, 147
обладнання циклічної дії, 147
однорідність сировини, 16
оперативне планування, 79
оптимальна якість сировини, 12
організація руху залізничного транспорту, 176

П

парні траншеї, 189
перевалка розкриву, 43, 50
перевантажувальний пристрій, 204
перевантажувальні пункти, 198
переміщення фронту робіт, 128, 174
петельний з'їзд, 189
планування розкривних робіт, 77
планування якості, 18
повнота вилучення корисних копалин, 30
поглиблювальні системи розробки, 27
показники кондицій, 13
потужність пласта корисної копалини, 114
потужність розкривних порід, 68
похилі підйомники, 193

приймально-перевантажувальні майданчики, 213
проста безтранспортна система, 40
простої машин в очікуванні обміну, 176
протяжність конвеєрних ліній, 127
протяжність фронту робіт, 171

Р

радіус розвантаження екскаватора, 41
радіус черпання роторного екскаватора зверху вибою, 150
результуючий кут укосу відвалу, 49
річна продуктивність кар'єру, 46, 114
річне переміщення фронту розкривних робіт, 64
річне посування фронту робіт, 131, 143, 149
розвантажувальні пункти, 215
розкривні породи, 34

С

система розробки, 19
скероване обрушення порід, 50
скіповий підйомник, 198
собівартість одиниці основної продукції, 37
спіральний з'їзд, 189
ступінь неоднорідності сировини, 15
ступінь усереднення якісних показників сировини, 17
сумарний коефіцієнт переекскавації, 72
супутньо видобуваєма сировина, 36
суцільні системи розробки, 27
схеми колійного розвитку, 177

Т

тимчасовий кут укосу відвала, 72
транспортна система розробки, 22, 121, 155
транспортно-відвальна система розробки, 22, 87
транспортно-відвальний комплекс, 89
транспортно-відвальний міст, 108, 110

У

"українська" схема перевалки розкриву, 59
ускладнена безтранспортна система, 41
ухил з'їздів, 157

Ф

фронт робіт, 171

Ц

циклічно-потокова технологія, 192

Ч

час підготовки горизонтів кар'єру, 174
човниковий спосіб роботи обладнання, 101

Ш

швидкість поглиблення кар'єру, 173
швидкість посування фронту, 172
ширина берм безпеки, 156
ширина заходки, 181
ширина з'їзду, 156
ширина призми можливого обрушення, 167, 168
ширина робочого майданчика, 165, 179, 182
ширина робочого майданчика на відвалах, 70
ширина розвалу, 165
ширина розвалу підірваної породи,

53
ширина розкривної заходки, 41
ширина розкривної заходки, 50
ширина смуги зимових запасів корисної копалини під відвальною консоллю, 92
ширина транспортних берм, 156
ширина транспортного майданчика, 183
ширина транспортної смуги, 166

Щ

щільність корисної копалини, 46

Я

якість продукції кар'єрів, 11

Навчальне видання

Собко Б.Ю.
Пчолкін Г.Д.
Корсунський Г.Я.
Ложніков О.В.

ТЕХНОЛОГІЯ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Частина 2
Системи відкритої розробки родовищ

Навчальний посібник

Видано в авторській редакції

Підписано до друку 30.06.2020. Формат 30×42/2.
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 17,2.
Обл.-вид. арк. 17,2. Тираж 100 пр. Зам. № .

Підготовлено до друку
у НТУ «Дніпровська політехніка».
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004 р.
49005, м. Дніпро, просп. Д. Яворницького, 19.
та видрукувано …xxxxxxxxxxxx