

УДК 622.271.3.001.57

№ держреєстрації 0111U002818

Инв. №

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ, МОЛОДІ ТА СПОРТУ УКРАЇНИ  
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД  
“НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ”  
(ДЕРЖАВНИЙ ВНЗ “НГУ”)

49000, м. Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19; тел./факс(0562) 47-32-09  
телекс 143457 “AGAT SU”  
e-mail: Shevchsergey@gmail.com

ЗАТВЕРДЖУЮ  
Проректор з наукової роботи,  
д-р техн. наук, проф.  
О.С. Бешта

“ \_\_\_ ” \_\_\_\_\_ 2012 р.

**З В І Т**  
**ПРО НАУКОВО-ДОСЛІДНУ РОБОТУ**

**ДОСЛІДЖЕННЯ ТА РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЙ ЕФЕКТИВНОГО ТА  
ЕКОЛОГІЧНОГО ОСВОЄННЯ ПРИРОДНИХ РЕСУРСІВ  
ПРИ ВІДКРИТІЙ РОЗРОБЦІ РОДОВИЩ  
(заключний)  
ГП-448**

Начальник НДЧ,  
канд. техн. наук, доц.

Р.О. Дичковський

Зав. кафедри ВГР,  
науковий керівник НДР,  
д-р техн. наук, проф.

І.Л. Гуменик

2012

Рукопис закінчено 12 грудня 2012 р.

Результати роботи розглянуто науково-технічною радою,  
протокол № 16 від 14.12.2012

## СПИСОК АВТОРІВ

Науковий керівник,  
головний науковий співробітник,  
д-р техн. наук

І.Л. Гуменик (вступ, загальна  
редакція звіту, висновки)

Відповідальний виконавець,  
провідний науковий співробітник,  
канд. техн. наук

А.І. Панасенко  
(підрозд. 3.1, 3.2)

Відповідальний виконавець,  
провідний науковий співробітник,  
канд. техн. наук

В.В. Панченко  
(вступ, розд. 2, висновки)

Відповідальний виконавець,  
провідний науковий співробітник,  
д-р техн. наук

В.І. Прокопенко  
(вступ, редакція розд. 1, ви-  
сновки)

Старший науковий співробітник,  
канд. техн. наук

В.М. Богданов (п. 2.1.3.2)

Науковий співробітник,  
канд. техн. наук

О.В. Ложніков (розд. 3, 4.2)

Науковий співробітник

В.В. Ковальов (п. 2.1.2)

Науковий співробітник

В.В. Літучий (підрозд. 3.1)

Науковий співробітник

О.С. Міщенко (підрозд. 3.2)

Науковий співробітник

Д.В. Хіхлов (п. 2.2.5)

Науковий співробітник

Ю.І. Літвінов (підрозд. 1.1, 1.2)

Молодший науковий співробітник

В.В. Загубинога (пп. 2.1.3.1)

Молодший науковий співробітник

І.Ю. Кобеляцький (п. 2.2.6)

Молодший науковий співробітник

П.В. Семеній (підрозд. 3.3)

Молодший науковий співробітник

Є.О. Стражко (підрозд. 2.2)

Молодший науковий співробітник

Т.М. Мормуль (підрозд. 1.5,  
4.1)

Молодший науковий співробітник

А.Ю. Череп (підрозд. 1.6.)

Молодший науковий співробітник

С.В. Яцентюк (п. 1.4)

Технік I категорії

І.В. Белоконь  
(оформлення розд. 3)

Нормоконтроль

Л.С. Шломіна



## РЕФЕРАТ

Звіт про НДР: 220 с., 16 табл., 88 рис., 40 посилань.

Об'єктом досліджень є процеси раціонального надкористування, створення маловідходних і екологічно безпечних технологій та відтворення земельних ресурсів при відкритій розробці родовищ.

Предметом досліджень є режим гірничих робіт з урахуванням якості марганцевої сировини, управління кондиціями на мінеральну сировину та маловідходної і екологічно безпечної технології розробки родовищ при формуванні об'єднаних відвалів.

Мета роботи полягає у підвищенні ефективності відкритої розробки родовищ корисних копалин України до якісно вищого рівня природоохоронного ефекту.

При виконанні досліджень використані методи системного аналізу, економіко-математичного моделювання і техніко-економічної оцінки, при цьому точність визначення параметрів знаходиться в межах, встановлених для кожного з методів, а також проведені патентні дослідження ДСТУ3575-97.

У результаті створені методики і технологічні рішення з управління режимом гірничотехнічної рекультивації порушених земель, методика визначення раціональних кондицій на мінеральну сировину і маловідходна та екологічно безпечна технологія розробки родовищ при формуванні об'єднаних відвалів.

Область застосування - кар'єри, які розробляють крупноплощадні горизонтальні, полого спадні та крутопадаючі родовища з великою потужністю м'яких розкривних порід.

ВІДКРИТІ ГІРНИЧІ РОБОТИ, РЕЖИМ, РАЦІОНАЛЬНІ КОНДИЦІЇ, УПРАВЛІННЯ ЯКІСТЮ, ВІДВАЛИ РОЗКРИВНІ ПОРОДИ, ВІДВАЛИ, ЗЕМЛЕЗБЕРЕЖЕННЯ.

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 РОЗРОБКА ПРИНЦИПІВ І МЕТОДИКИ ОБҐРУНТУВАННЯ РЕЖИМУ ГІРНИЧИХ РОБІТ ТА СТВОРЕННЯ ЕФЕКТИВНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ З УРАХУВАННЯМ ЯКОСТІ МАРГАНЦЕВОЇ СИРОВИНИ ШЛЯХОМ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЄННЯ МАРГАНЦЕВОРУДНИХ РОДОВИЩ .....	9
1.1 Чинники впливу на вибір режиму гірничих робіт за напрямом раціонального надрокористування.....	9
1.2 Дослідження взаємозв'язків між собівартістю гірничих робіт і продуктивністю кар'єрів .....	17
1.3 Методичні засади вибору режиму гірничих робіт за економічними критеріями .....	27
1.4 Підвищення конкурентоспроможності товарів гірничо-металургійного комплексу через застосування такого інструменту як брендинг .....	32
1.5 Розробка ефективних технологічних схем шляхом комплексного освоєння марганцеворудних родовищ .....	37
1.5.1 Збільшення приконтурного видобутку корисної копалини .....	39
1.5.2 Внутрішньокар'єрна транспортна перемичка .....	49
1.5.3 Незалежне відпрацювання перемички .....	50
1.5.4 Залежне відпрацювання перемички .....	55
1.6 Розробка технологічної схеми доопрацювання законсервованих в кар'єрі запасів марганцевої руди .....	58
2 РОЗРОБКА ПРИНЦИПІВ ТА МЕТОДИКИ УПРАВЛІННЯ КОНДИЦІЯМИ І ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ СКЛАДУВАННЯ НЕКОНДИЦІЙНОЇ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ.....	70
2.1 Розробка принципів і методики управління кондиціями на мінеральну сировину .....	70
2.1.1 Розробка принципів управління кондиціями на мінеральну сировину.....	70
2.1.2 Розробка методики управління кондиціями на мінеральну сировину .....	76

2.1.3	Визначення змін технологічних параметрів відкритих гірничих робіт при управлінні кондиціями на мінеральну сировину .....	82
2.1.3.1	Визначення зміни поточного коефіцієнту розкриву .....	82
2.1.3.2	Визначення зміни ширини робочих площадок уступів.....	87
2.2	Розробка раціональних технологічних схем і організації селективного складування некондиційної мінеральної сировини .....	95
2.2.1	Вихідні положення .....	96
2.2.2	Розробка технологічних схем складування некондиційної руди на робочому борту кар'єру.....	97
2.2.3	Розробка технологічних схем складування некондиційної руди на дні кар'єру .....	102
2.2.4	Розробка технологічних схем складування некондиційної руди в межах земельного відводу .....	107
2.2.5	Розробка методики визначення параметрів технологічних схем складування некондиційної руди .....	113
2.2.6	Розробка організації складування некондиційної руди .....	120
2.3	Перспективи розвитку динамічної концепції бортового вмісту для управління кондиціями мінеральної сировини .....	123
3	<b>РОЗРОБКА ЕФЕКТИВНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ВІДРОБКИ ГОРИЗОНТАЛЬНИХ РОДОВИЩ ПРИ СТВОРЕННІ МАЛОВІДХОДНИХ І ЕКОЛОГІЧНО БЕЗПЕЧНИХ ТЕХНОЛОГІЙ.....</b>	<b>129</b>
3.1	Аналіз стану теоретичних досліджень в області створення екологічно безпечної та маловідходної технологій відкритої розробки родовищ .....	129
3.2	Якісний та кількісний аналіз і систематизація факторів впливу на ступінь екологічності та ефективності технології відкритої розробки родовищ .....	133
3.3	Методика визначення ефективної технології з формуванням екологічно- і економічно прийнятних техногенних ландшафтів .....	139
3.4	Дослідження відомих маловідходних і екологічно безпечних технологічних схем виконання рекультиваційних робіт .....	147

3.5 Розробка методичних положень зі створення маловідходних технологій розробки родовищ при формуванні об'єднаних відвалів .....	155
3.6 Обґрунтування маловідходної та екологічно безпечної технології розробки родовищ при формуванні об'єднаних відвалів .....	163
<b>4 РОЗРОБКА РЕКОМЕНДАЦІЙ ЩОДО РЕАЛІЗАЦІЇ РЕЗУЛЬТАТІВ ВИКОНАНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ .....</b>	<b>179</b>
4.1 Розробка методичних рекомендацій з вибору технологічних схем та режиму гірничих робіт за критеріями надрокористування при комплексному освоєнні марганцеворудних родовищ.....	179
4.2 Рекомендації з практичної реалізації методики управління кондиціями мінеральної сировини .....	185
4.2.1 Визначення вихідних даних та опис проблемної ситуації.....	185
4.2.2 Розрахунок прибутку при зміні ціни на концентрат та його оцінка.....	187
4.2.3 Зміна стратегії освоєння родовища та прогнозування внутрішніх та зовнішніх чинників впливу .....	188
4.2.4 Створення списку можливих способів реалізації стратегії розробки родовища .....	188
4.2.5 Розрахунок можливого прибутку для першого способу та його оцінка ..	189
4.2.6 Визначення технологічних параметрів відкритих гірничих робіт після зменшення бортового вмісту.....	191
4.3 Рекомендації з застосування створеної маловідходної і екологічно безпечної технологічної схеми відкритої розробки родовищ .....	192
<b>ВИСНОВКИ .....</b>	<b>206</b>
<b>ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ .....</b>	<b>211</b>
Додаток А Витяг з протоколу засідання кафедри відкритих гірничих робіт ...	215
Додаток Б Витяг з протоколу засідання секції науково-технічної ради за науковим напрямом “Захист довкілля” ДВНЗ “НГУ” .....	216
Додаток В Протокол розгляду результатів НДР .....	218
Додаток Д Рецензія .....	220

## ВСТУП

Даний звіт про науково-дослідну роботу “Дослідження та розробка технологій ефективного та екологічного освоєння природних ресурсів при відкритій розробці родовищ” є заключним науково-технічним документом і містить результати досліджень за 2011 – 2012 роки.

Нормативна база для виконання роботи:

- гірничий Закон України від 6.10.1999 р. № 1127-XIV;
- наказ Міністерства освіти й науки України №633 від 05.11.2002р.
- наказ по НГУ №246 від 29.12.2002 р.

Початок роботи - 02.01.2011 р., закінчення - 31.12.2012 р.

Сучасний стан й актуальність науково-технічної проблеми, яка вирішувалася, полягає в наступному.

Протягом багатьох десятиріч використання природних ресурсів в гірництві здійснювалося переважно без чітко окресленого еколого-економічного та соціального обґрунтування, що призвело до загрозливого порушення балансу природних ресурсів. Сучасні вимоги до природокористування, зумовлені новим законодавством про землю та надра і загостренням природоохоронних проблем в гірничодобувних регіонах України, визначають актуальність досліджень щодо обґрунтування та розвитку наукових засад раціонального надкористування, управління кондиціями на мінеральну сировину та створення маловідходних і екологічно безпечних технологій відкритої розробки родовищ.

Відведені під розробку родовища землі гірничовидобувні підприємства використовують, як правило, нераціонально. По-перше, за проектом площі земельного і гірничого відводів найчастіше завищені. По-друге, відсутнє еколого-економічне розуміння неминучості переходу до технологій раціонального надкористування при розробці родовищ. По-третє, недостатнє врахування якісних та економічних факторів приводить до надмірних втрат корисних копалин при допрацюванні родовищ. У зв'язку з цим в роботі вирішувалась наукова задача, яка полягає у визначенні залежностей між економічними показниками гірничих робіт та природоохоронними факторами. Ці залежності – основа розробки технічних і технологічних рішень, які повинні забезпечити раціональне

природокористування – мінімальні втрати корисних копалин та об'єми порушених гірничих порід.

Традиційні методи визначення кондицій на мінеральну сировину передбачають їх незмінність, а планові показники розробки родовища визначаються календарним плануванням на весь період функціонування кар'єру виходячи з технологічних вимог. Для ринкової економіки такий підхід є неприйнятним з причини пріоритетного динамічного впливу на параметри гірничозбагачувального виробництва зовнішніх змінних чинників (економічних, екологічних та соціально-правових). Відсутність методологій, що враховують цей вплив, призводить до неповної визначеності промислових запасів родовищ, надмірних втрат та розубоження мінеральної сировини, збільшення витрат на розробку та збагачення руд, збільшення обсягів розкривних порід та відходів збагачення і площ земель гірничого відводу для їх складування. Це знижує ефективність використання надр та негативно впливає на рівень захисту навколишнього середовища.

Створені в роботі сучасні методики управління кондиціями на мінеральну сировину з урахуванням динамічних чинників впливу дають змогу обґрунтування раціональних значень кондицій на стадії експлуатації, які б відповідали умовам ринкової економіки, забезпечували оптимізацію витрат на видобуток та збагачення руди, зменшення обсягів розкривних порід та відходів збагачення і площ земель гірничого відводу для їх складування. Це підвищить ефективність використання надр та позитивно вплине на рівень захисту навколишнього середовища.

Відсутність теоретичної та методичної бази, яка б ураховувала особливості процесу формування техногенного рельєфу при розробціпологопадаючих родовищ відкритим способом створює проблемну, екологічно небезпечну ситуацію в гірничовидобувних регіонах України. Також важливим науковим і практичним питанням є вибір технології та фінансування робіт з облаштування навколишнього середовища кар'єрів після їх доопрацювання.

Реалізація поставленої мети обумовила необхідність вирішення поставлених в технічному завданні на виконання НДР задач.

# 1 РОЗРОБКА ПРИНЦИПІВ І МЕТОДИКИ ОБҐРУНТУВАННЯ РЕЖИМУ ГІРНИЧИХ РОБІТ ТА СТВОРЕННЯ ЕФЕКТИВНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ З УРАХУВАННЯМ ЯКОСТІ МАРГАНЦЕВОЇ СИРОВИНИ ШЛЯХОМ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЄННЯ МАРГАНЦЕВОРУДНИХ РОДОВИЩ

## 1.1 Чинники впливу на вибір режиму гірничих робіт за напрямом раціонального надрокористування

Розглянемо чинники, що впливають на режим гірничих робіт, стосовно розробки шламосховища, де розміщені відходи збагачення марганцевої руди.

При розробці родовищ відкритим способом одним з чинників, які визначають співвідношення обсягів розкривних і видобувних робіт, є напрям переміщення фронту цих робіт. Паралельне переміщення здійснюється шляхом відпрацювання уступів паралельними заходками з постійною шириною по всій довжині фронту робіт. Основний недолік полягає в необхідності систематичного нарощування і перенесення криволінійної частини транспортних комунікацій. Віялове переміщення уступів досягається відпрацюванням майданчиків трикутної форми. Розворот віяла здійснюється відносно постійного пункту в місці примикання розрізної траншеї до робочих майданчиків, завдяки чому виключається пересування криволінійних ділянок. Недоліком такого переміщення є змінна ширина заходок [1].

Кут сполучення фронту робіт з межею кар'єрного поля залежить головним чином від форми кар'єрного поля, яка може бути найрізноманітнішою. Розглянемо дві з них, коли кар'єрне поле має форму круга або його частини і форму прямокутника (рис. 1.1). У першому випадку довжина фронту робіт постійна і вимірюється довжиною радіусу  $R_e$ . У другому випадку (кар'єрне поле має форму прямокутника) кут сполучення фронту робіт з межею кар'єрного поля при відпрацюванні поля зменшується і досягає мінімального значення в точці повороту межі кар'єрного поля.

Комбінація паралельного і віялового посування розкривних і звичайних

уступів наводить до змішаного переміщення фронту робіт, для чого кар'єрне поле розділяють на ділянки, одну частину яких розробляють паралельним посуванням уступів, а іншу — віяловим. За такою схемою частіше відпрацьовують кар'єрне поле з неправильної конфігурацією в плані. Таку форму в плані найчастіше мають дані шламосховища.

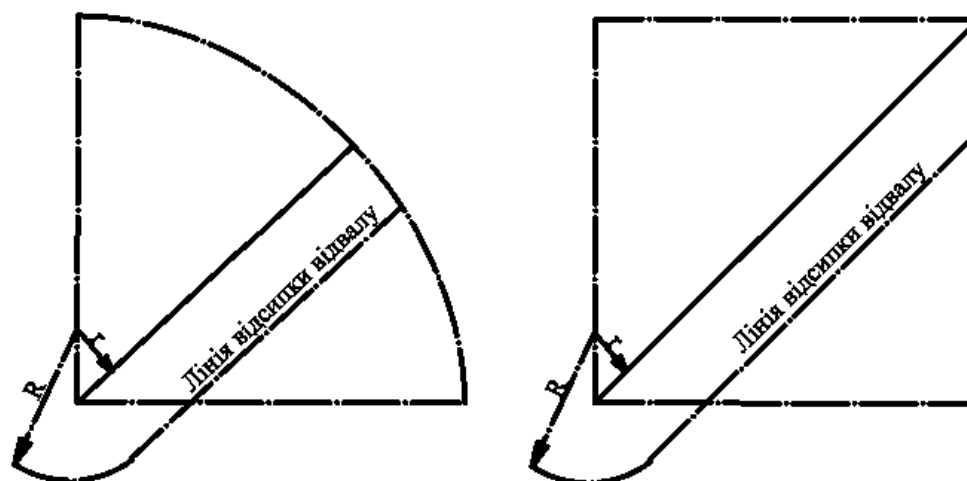


Рисунок 1.1 - Схеми круглої і прямокутної форми кар'єрних полів

В умовах основного кар'єру при паралельному переміщенні фронту робіт утримання внутрішніх відвалів надійніше і простіше в порівнянні з віяловим, оскільки відсіпка їх виробляється більш рівномірно. Ця обставина набуває особливо важливого значення стосовно гірничо-геологічних умов відпрацювання горизонтальних пластів марганцевої руди. Істотний недолік паралельного переміщення фронту робіт — систематичне збільшення довжини транспортування корисної копалини. Кут сполучення фронту робіт і межі поля при паралельному способі переміщення фронту робіт залежать лише від форми кар'єрного поля. В більшості випадків при паралельному переміщенні фронту робіт кут сполучення рівний  $90^\circ$  [2].

У загальному випадку при однаковій формі кар'єрного поля кут сполучення фронту гірничих робіт з торцевими межами при паралельному переміщенні фронту робіт завжди вищий, ніж при віяловому.

При використанні потужних комплексів машин безперервної дії в основ-



ному кар'єрі розкривні роботи ведуться сезонно, тобто із зупинкою на зимовий період. При цілорічному режимі роботи кар'єру по руді для безперебійної роботи видобувного устаткування і забезпечення сировиною збагачувальної фабрики протягом всього року потрібне створення готових до виїмки зимових запасів. Величина цих запасів залежить від потужності рудного пласту, висоти основного розкривного уступу, робочих параметрів відвалоутворювача, ширини заходки і продуктивності розкривного устаткування, довжини видобувного фронту робіт, а також технології роботи розкривного і видобувного комплексів. На створення готових до виїмки зимових запасів в основному кар'єрі істотний вплив робитимуть обсяги рудної сировини, що добуваються в шламосховищі.

Наукові розробки і досвід експлуатації роторних комплексів показують, що зимові запаси найдоцільніше розташовувати під розвантажувальною консоллю екскаватора і приймальною консоллю відвалоутворювача. Проте незначна телескопічність комплексу НКМЗ продуктивністю 3000 м<sup>3</sup>/год, а також слабка несуча здатність ґрунту рудного пласту, на марганцевих кар'єрах, як правило, не дозволяють встановити відвалоутворювач на поверхню пласту і виникає необхідність в розміщенні смуги зимових запасів під відвальною консоллю відвалоутворювача, у зв'язку з чим питання створення готових до відпрацювання зимових запасів набуває вельми важливого значення [2].

При відпрацюванні розкривної заходки можливі дві схеми роботи розкривного комплексу: 1) з холостими переходами, коли врізання в нову заходку виробляється в одному торці кар'єру; 2) човникова схема, коли врізання в нову заходку здійснюється по черзі з боку торця кар'єру і з боку виїзної траншеї.

У першому випадку для створення зимових запасів необхідно дотримувати різні швидкості посування фронту видобувних робіт на різну ширину розкривної та видобувної заходок. За рахунок різниці швидкостей посування видобувного та розкривного устаткування уздовж фронту створюються зимові запаси в останній видобувній заходці, а в результаті скорочення ширини видобувної і розкривної заходці - підконсольні зимові запаси.

У другому випадку створюються лише підконсольні зимові запаси руди,

пов'язані із скороченням ширини видобувної заходки в порівнянні з розкривною. З рис. 1.2 видно, що обсяг підконсольних запасів при великих значеннях ширини їх смуги і віяловому переміщенні фронту робіт всього на 4—5% менше, ніж при паралельному. Для того, щоб створити однакові по ширині готові запаси, необхідно змінювати висоту основного розкривного уступу або довжину фронту робіт. Обсяги готових до виїмки запасів можна забезпечити при різній довжині фронту робіт. Його довжина при віяловому переміщенні фронту на 25—75% більше, ніж при паралельному.

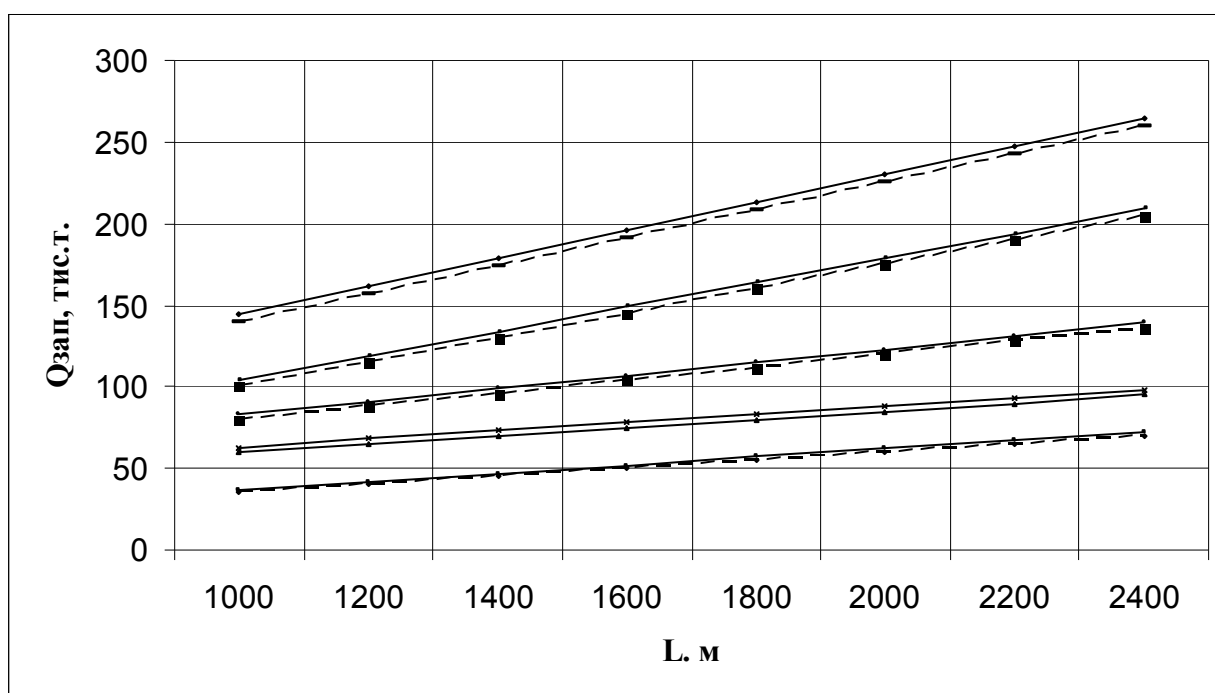


Рисунок 1.2 - Обсяг готових до виїмки зимових запасів залежно від довжини фронту видобувних робіт при паралельному (суцільна лінія) і віяловому (штрихова лінія) переміщенні уступів

При обґрунтуванні обсягів розкривних і видобувних робіт і спільної експлуатації основного кар'єру і шламосховища необхідно враховувати наступне.

1. Виробнича потужність кар'єру по руді залежить від гірничотехнічних умов залягання родовища, технологічних параметрів і продуктивності гірничо-транспортного устаткування яке використовується, способу переміщення фронту робіт і величини підготовлених до виїмки зимових запасів рудної сировини

(при цілорічному режимі видобувних робіт).

2. При одночасному видобутку рудної сировини в основному кар'єрі і в шламосховищі виробнича потужність кар'єру по руді повинна корегуватися на величину обсягу шламів збагачення, що добуваються. Основним критерієм для встановлення оптимальної продуктивності кар'єру слід приймати найменшу собівартість виробництва 1т концентрату.

3. Вибір технологічного устаткування для відпрацювання шламосховища, що здійснюється протягом короткого часу, повинен враховувати ефективність капітальних вкладень, віднесених до 1т запасів рудної сировини в родовищі, і термін їх окупності.

4. Зважаючи на те, що розкривні роботи в умовах більшості кар'єрів по розробці горизонтальних родовищ складають 70...90% від загальної собівартості видобутку 1т корисної копалини, оптимальна виробнича потужність кар'єру може бути встановлена з урахуванням експлуатаційних витрат на утримання і обслуговування гірничотранспортних комплексів які використовуються на розкривних роботах. При цьому основним чинником, що визначає собівартість 1 м<sup>3</sup> розкриву, є продуктивність розкривного устаткування.

Організація режиму розкривних робіт при використанні комплексів машин безперервної дії має враховувати наступне. На марганцевих кар'єрах України прийнятий різний режим роботи розкривного устаткування, що пов'язане з тривалістю зимового простою устаткування, яка змінюється від 90 до 101 дня, а також простоїв із-за поганих атмосферних умов в літній період - від 2 до 9 днів.

В даний час видобувні роботи ведуться цілий рік. Такий же режим роботи по видобутку передбачається для проєктованих кар'єрів, що будуються. Це пов'язано, із застосуванням гірничотранспортного устаткування циклічної дії на розкривних і видобувних роботах. При роботі на нижньому (основному) розкривному уступі екскаваторів-драглайнів циклічної дії (ЕШ- 25/100, ЕШ-15/90, ЕШ-14/75) зимові запаси можуть бути створені лише в результаті роботи екскаваторів з холостими переходами уздовж фронту робіт. Така технологія знижує коефіцієнт використання екскаваторів в часі на 10—15% і значно погіршує тех-

ніко-економічні показники роботи кар'єру. Тому на кар'єрах застосовують човникову схему роботи драглайнів.

Вибір раціонального режиму видобувних робіт при використанні на розкривних роботах гірничотранспортного устаткування безперервної дії забезпечує стійку роботу кар'єрів на весь період їх експлуатації і високі техніко-економічні показники роботи. Для забезпечення цілорічної роботи збагачувальних фабрик, якщо в зимовий період розкривні роботи не здійснюються, то в кар'єрах слід створювати певну полосу зимових запасів рудної сировини [3].

Не дивлячись на сприятливі кліматичні умови на марганцевих кар'єрах (зимовий період близько трьох місяців), розкритий пласт руди в зимовий період промерзає на глибину до 1 м, що викликає великі труднощі при його виїмці і збагаченні. Собівартість марганцевої руди в зимовий час різко збільшується.

Враховуючи істотне підвищення вартості розробки і збагачення марганцевої руди в зимовий період, при цілорічному режимі видобувних робіт необхідно здійснювати заходи, що запобігають промерзанню пласта руди в кар'єрі. Можливі наступні заходи: покриття рудного пласту теплоізолюючим матеріалом; залишення над пластом корисної копалини порідної подушки; попереднє розпушення рудного пласту.

Перші два способи приводять до додаткового збіднення рудної сировини, ускладнюють технологію видобувних робіт і спонукають до пошуку додаткового гірничо-транспортного устаткування. Розпушення рудного пласту внаслідок високої вологості не оберігає його повністю від промерзання і ускладнює технологію розкривних робіт при розташуванні гірничо-транспортного устаткування на кривлі рудного пласту.

Руда, доставлена на збагачувальні фабрики залізничним транспортом, з великими труднощами розвантажується з думпкарів. Мерзла руда, попавши в бункер корпусу завалення фабрики, не поступає на живильник, а зависає в бункері, утворюючи зведення над живильником. В результаті пропускна спроможність цього вузла фабрики скорочується до 30...40%.

Вказані заходи, що застосовувалися на марганцевих кар'єрах, не дають іс-

тотного ефекту і приводять до значного збільшення собівартості видобутку 1 т руди. Видобувні роботи круглий рік пов'язані з великими виробничими труднощами в осінній, зимовий і весняний періоди, що в першу чергу відноситься до процесу транспортування гірських порід.

Аналіз цілорічної роботи гірничотранспортного устаткування циклічної дії при розробці мерзлих ґрунтів, результатів роботи гірничодобувних підприємств і збагачувальних фабрик Орджонікідзевського ГЗКа, собівартості розробки і збагачення марганцевої руди, а також продуктивності праці робітників дозволив зробити висновок про недоцільність роботи кар'єрів в зимовий період. Тому найбільш раціональним у вказаних умовах є сезонний режим видобувних робіт. Це забезпечується шляхом створення запасів руди на проміжно-накопичувальних складах, які є також усереднювальними за якістю руди [4].

Найбільш раціональним при автомобільно-залізничному транспорті є розташування складів поблизу кар'єрів. Укладка і складування корисної копалини на складі виробляється за допомогою бульдозера. Висота складу приймається з умов безпечної роботи автотранспорту, наявності площі і може досягати 10-15 м.

Встановлений взаємозв'язок між площею поверхні складу і площею смуги зимових запасів в кар'єрі. Для його продуктивності при тримісячній зупинці розкривного устаткування в зимовий період площа поверхні складу заввишки 15 м приблизно в 5...10 разів менше площі смуги зимових запасів в кар'єрі, тобто при рівній глибині промерзання руди на складі і в кар'єрі обсяг замерзлої руди, що поступає на збагачувальну фабрику зі складу, знижується на 80...90%. З підвищенням висоти основного (надрудного) уступу використання технологічного устаткування по руді знижується і це призводить до зниження продуктивності кар'єру (рис. 1.3). Для забезпечення вищої продуктивності кар'єру по руді необхідно створювати зимові запаси з більшою площею поверхні. Усереднення якості руди дозволяє зберігати постійні параметри процесу збагачення, що забезпечує проміжне складування руди і відходів збагачення. Хоча не унеможлиблюється подача руди з кар'єру безпосередньо

в корпус дроблення збагачувальної фабрики.

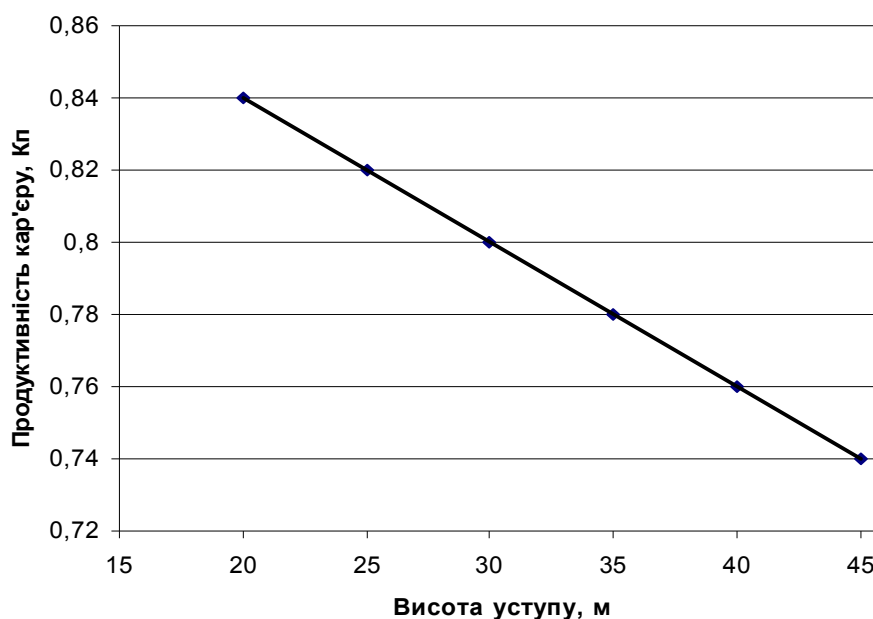


Рисунок. 1.3 - Залежність коефіцієнта продуктивності кар'єру з видобутку руди  $K_n$  від висоти розкривного уступу

Таким чином, відпадає необхідність в проведенні складних і дорогих заходів щодо утеплення рудного пласту в кар'єрі, а в період суворої зими – буропідривних робіт. Крім того, вказані заходи щодо утеплення рудного пласту недостатньо ефективні при його невеликій потужності. Тому доцільнішим є режим видобувних робіт із складуванням руди на спеціальних проміжно-накопичувальних і усереднювальних складах зимових запасів поблизу кар'єру або фабрики.

Сезонний режим видобувних робіт обумовлює: зниження обсягу гірничо-капітальних робіт при будівництві кар'єрів, вживання найбільш раціональних параметрів систем розробки, зменшення параметрів консольно-стрічкового відвалоутворювача і зниження його ваги.

Проте робота внутрішньокар'єрного автомобільного транспорту при сезонному режимі видобувних робіт несприятливо позначається на умовах відвантаження руди, збільшує знос автомобільних шин, наводить до додаткового збіднення руди, а в результаті значно збільшує її собівартість.

Як показує досвід роботи збагачувальних фабрик Орджонікідзевського ГЗКа, при використанні не мерзлої (талої) руди загальний вихід концентрату в середньому складає 49,7% з вмістом марганцю 41,12%, у тому числі вихід концентрату першого сорту -27,1%; при збагаченні мерзлої руди загальний вихід концентрату складає всього 46% з вмістом марганцю 40%, у тому числі вихід концентрату першого сорту - лише 24%. Крім того, для збагачення марганцевої руди методом флотації на фабрику повинна поступати тала руда [5].

Виходячи з вищевикладеного, пропонується сезонний режим видобувних робіт з 3-місячною перервою цих робіт в зимовий період (з 15 грудня по 15 березня). Роботи по видобутку руди в період сезону видобутку повинні проводитись при безперервному робочому тижні. Кількість днів простою устаткування в році: у святкові дні - 5, по поточних ремонтах - 18, із-за негоди -2 дня.

Вживання сезонного режиму видобувних робіт на марганцевих кар'єрах України дозволить значно поліпшити техніко-економічні показники роботи кар'єрів і збагачувальних фабрик.

## 1.2 Дослідження взаємозв'язків між собівартістю гірничих робіт і продуктивністю кар'єрів

З метою встановлення загальних закономірностей впливу обсягів гірничих робіт на їх собівартість розглянемо експлуатаційні витрати по статтях при різній продуктивності кар'єрів. Аналіз проведемо за статистичними даними Північного і Запорізького кар'єрів. Північний кар'єр знаходиться у стадії роботи на повній потужності, Запорізький - доопрацьовується. Для аналізу прийняті статистичні дані про місячні обсяги видобутку і розкриву і витрати на розкриття і видобувні роботи в 2009, 2010 рр.

Якщо витрати на розробку по тій або іншій статті із зміною обсягу гірничих робіт змінюються слабо, або їх зміна не пропорційна зміні обсягу робіт (про що свідчить низький коефіцієнт детермінації), то такі витрати з метою зниження собівартості видобутку і розкриву слід зменшувати. Встановимо ці

статті. Режим роботи кар'єру визначає продуктивність комплексів устаткування і витрати на виробництво гірничих робіт. Скорочуючи витрати по окремих статтях, можна управляти собівартістю розробки гірських порід незалежно від обсягу роботи, а значить незалежно від режиму роботи кар'єру.

На Північному кар'єрі місячний фонд оплати  $\Phi_{O.T}$  праці знаходиться залежно від місячного обсягу розкриву  $Q_B$ , яка графічно представлена на рис. 1.4. Коефіцієнт детермінації свідчить про досить тісний взаємозв'язок між величинами  $\Phi_{O.T}$  і  $Q_B$ .

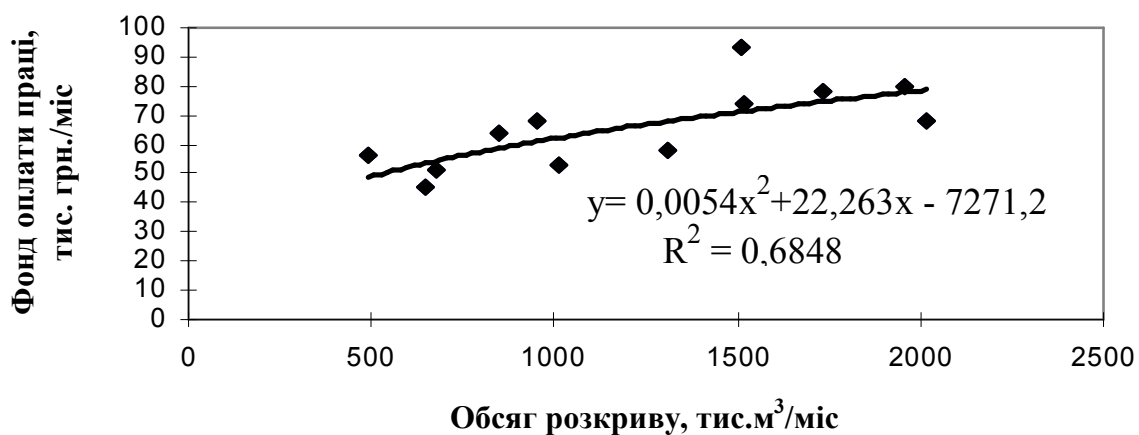


Рисунок 1.4 - Графік залежності фонду оплати праці від обсягу розкриву

Залежність витрат електроенергії  $Z_E$  від обсягу розкривних робіт  $Q_B$  описується поліномом:

$$Z_e = -0,0006Q_B^2 + 2,672Q_B + 380, \text{ тис.квт-ч/міс.}; \quad (1.1)$$

$$Z_e = -0,0386Q_B^2 + 179,4Q_B + 32300, \text{ грн/міс.}, \quad (1.2)$$

де  $Q_B$  - тис.м³/міс.

Отримані залежності характеризуються високим коефіцієнтом детермінації: 0,687 і 0,613 відповідно. Графік залежності  $Z_E = f(Q_B)$  показаний на рис. 1.5.

Амортизаційні відрахування  $A_O$  з високою надійністю описуються рівнянням другого ступеня (рис. 1.6):

$$A_o = 0,0054Q_B^2 + 22,26Q_B - 7271, \text{ грн./міс.}, \quad (1.3)$$

де  $Q_B$  - тис.м³/міс.



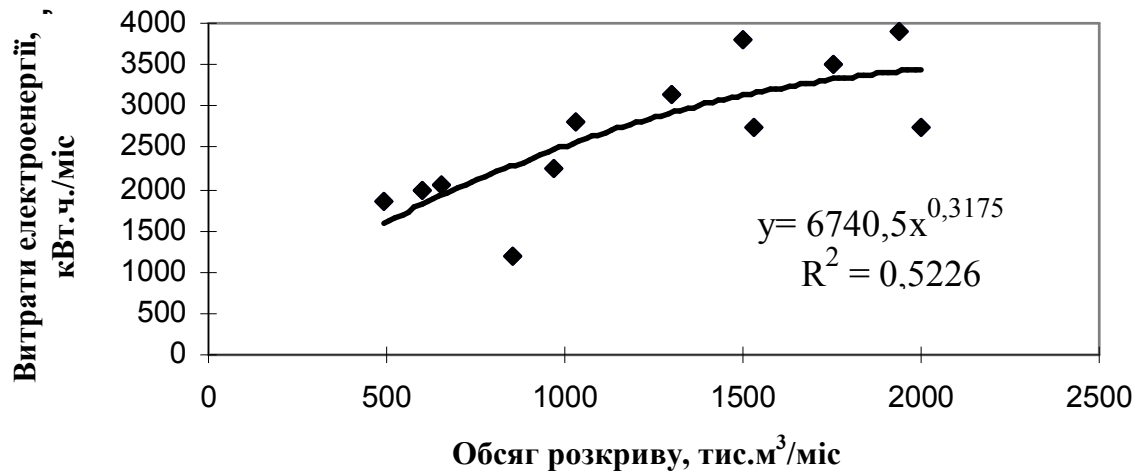


Рисунок 1.5- Графік залежності витрати електроенергії від обсягу розкриву

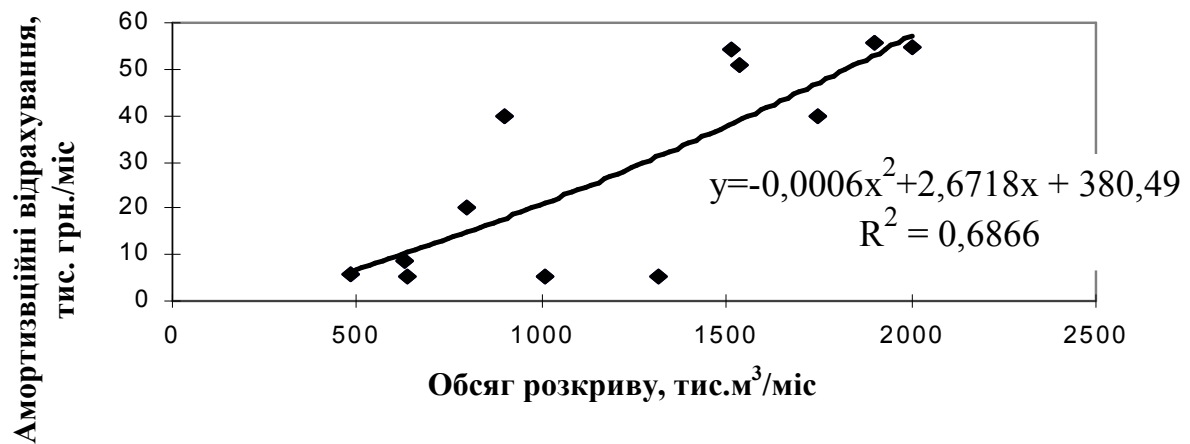


Рисунок 1.6 - Графік залежності амортизаційних відрахувань від обсягу розкриву

Для витрати матеріалів  $Z_M$  залежність  $Z_M = f(Q_B)$  може бути описана рівнянням поліноміального ряду

$$Z_M = -0,0486 Q_B + 129,3 Q_B - 360,30, \text{ грн/міс.}, \quad (1.4)$$

де  $Q_B$  - тис.м³/міс.

Рівняння (1.4) характеризується низьким коефіцієнтом детермінації:  $R^2 = 0,135$ . Графік функції, що вивчається, відрізняється великим розкидом даних (рис. 1.7). Матеріали набувають періодично і відразу списують на собівартість розробки гірських порід, незалежно від обсягу виконаних робіт.

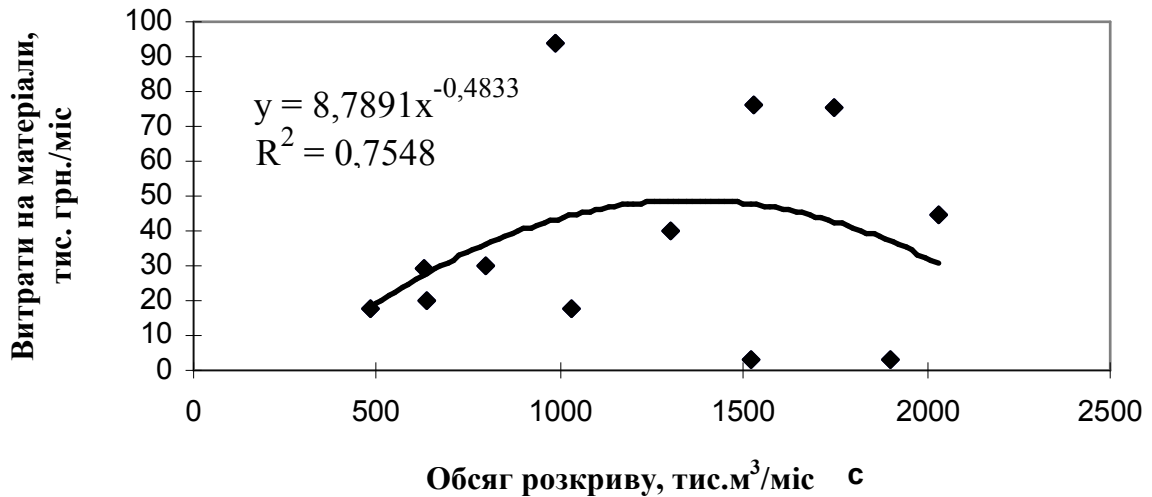


Рисунок 1.7 - Графік залежності витрат на матеріали від обсягу розкриву

Витрати  $Z_T$  на паливо слабо залежать від обсягу розкривних робіт (рис. 1.8). Паливо на кар'єрі в основному використовується на господарські перевезення, а також технологічний автотранспорт для перевезення руди.

Встановлена тісна кореляційна залежність між обсягами розкривних робіт і їх собівартістю ( $R^2 = 0,74$ ). Сумарні експлуатаційні витрати на розкрив знаходяться в прямулінійній залежності від обсягу розробленого розкриву:

$$\sum C_B = 144,9 Q_B + 163560, \text{ грн./міс.} \quad (1.5)$$

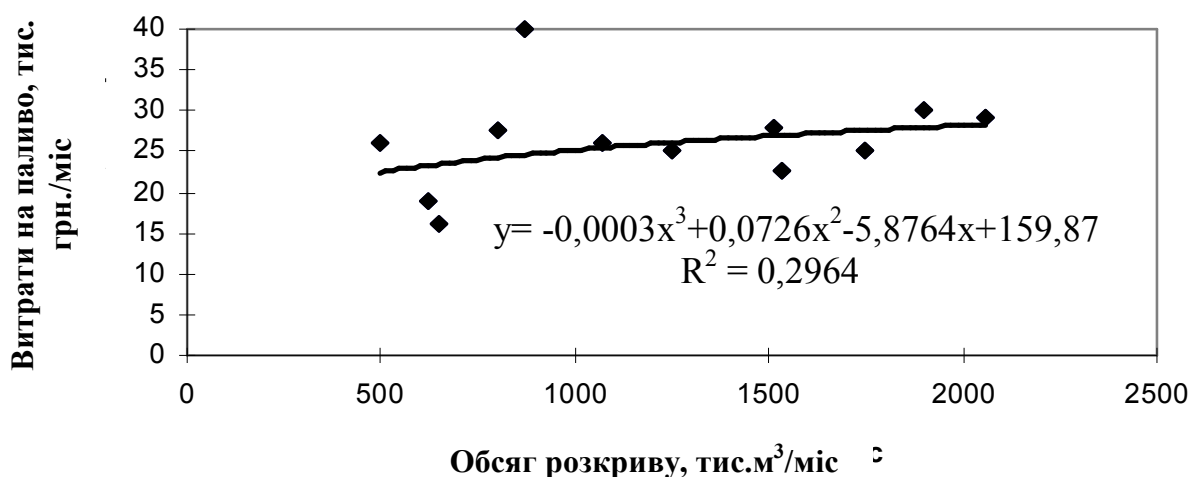


Рисунок 1.8 - Графік залежності витрати палива від обсягу розкриву

Залежність питомих витрат від обсягу розкриву описується графіком, представленим на рис. 1.9. Вона характеризується високою тісністю зв'язку. Розкривні роботи виконуються у великому обсягу, потужними комплексами устаткування, мають сучасну технологію і організацію виробництва.

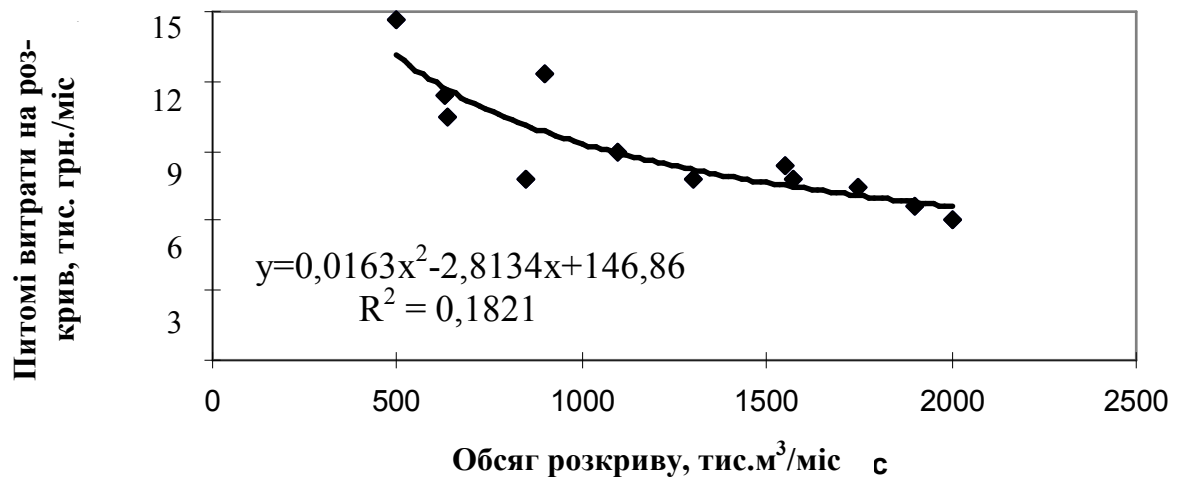


Рисунок 1.9 - Графік залежності питомих витрат на розкривні роботи від обсягу розкриву

Аналогічно виконаний аналіз впливу на експлуатаційні витрати обсягу руди, що добувається. Місячний фонд заробітної плати  $\Phi_{O.T}$  практично не залежить від місячного обсягу видобутку  $Q_{И}$  (рис. 1.10). Кожного місяця добувають невеликий обсяг руди і оплата робочого персоналу на видобувних роботах розраховується більшою мірою за тарифом.

Спостерігається тісний взаємозв'язок між витратою електроенергії і обсягом здобутої руди (рис. 1.11). Цей взаємозв'язок описується рівняннями регресії

$$Z_E = 0,820 Q_{И} - 6,95, \text{ тис.квт.год/міс.}; \quad (1.6)$$

$$Z_e = - 0,0003 Q_{И}^3 + 0,0726 Q_{И}^2 - 5,876 Q_{И} + 160, \text{ тис. грн./міс.} \quad (1.7)$$

Рівняння (1.6) і (1.7) характеризуються коефіцієнтами детермінації, рівними 0,996 і 0,296. Це свідчить про високе використання видобувних екскаваторів в часі і по продуктивності.

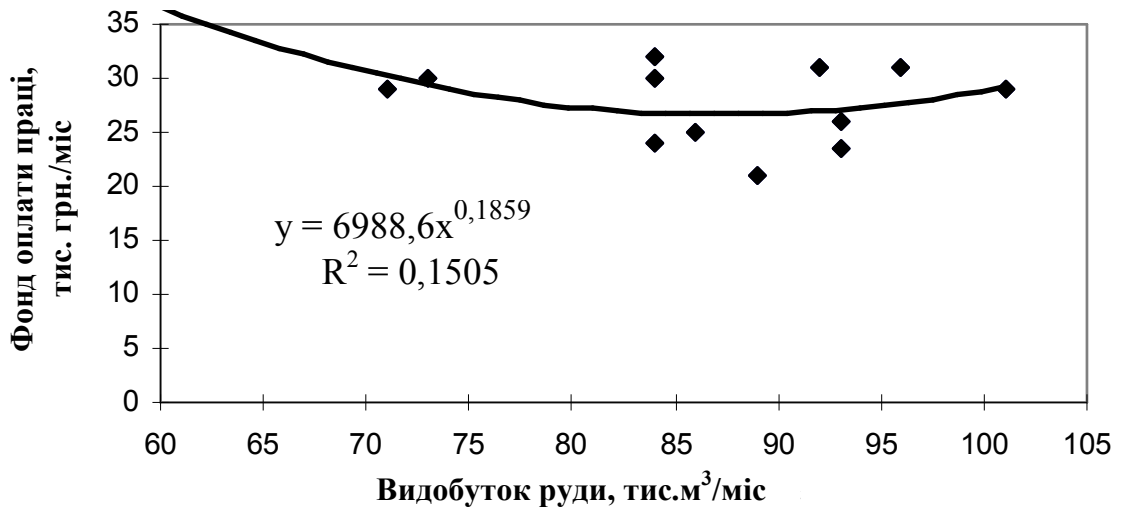


Рисунок 1.10 - Графік залежності фонду оплати праці від обсягу видобутку руди

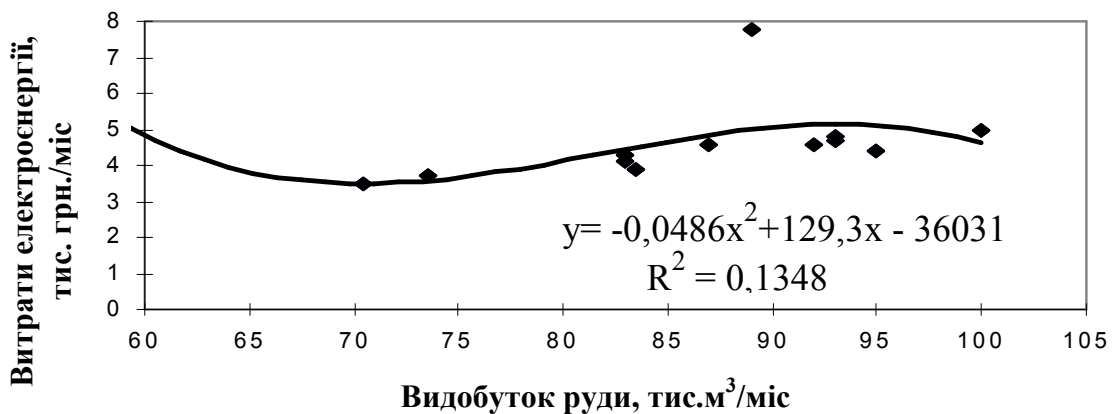


Рисунок 1.11 - Графік залежності витрати електроенергії від обсягу видобутку руди

Також в досить тісній залежності від обсягу видобувних робіт знаходяться амортизаційні відрахування. Ця залежність може бути описана поліноміальним рядом III міри:

$$A_0 = -0,0004 Q_{И}^3 + 0,145 Q_{И}^2 - 15,07 Q_{И} + 509, \text{ тис. грн./міс.}, \quad (1.8)$$

де  $Q_{И}$  - тис. т/міс,  $R^2 = 0,38$ .

Видобувне устаткування списують, в основному, рівномірно, пропорційно обсягу здобутої руди.

Місячна витрата матеріалів  $Z_M$  так само, як і місячна витрата палива  $Z_T$ , тісно залежить від обсягу що добувається за місяць руди. Про це свідчать коефіцієнти детермінації залежностей, що вивчаються, які рівні для витрати матеріалів 0,618, витрати палива - 0,283. Згідно із статистичними даними Північного кар'єру отримані наступні рівняння регресії:

- витрата матеріалів:

$$Z_M = 0,0004 Q_{И}^3 - 0,0928 Q_{И}^2 + 8,018 Q_{И} - 229, \text{ тис. грн./міс}; \quad (1.9)$$

- витрата палива:

$$Z_T = 0,0028 Q_{И}^3 - 0,719 Q_{И}^2 + 61,1 Q_{И} - 1680, \text{ тис. грн./міс}. \quad (1.10)$$

Витрата палива в основному пов'язана з господарськими перевезеннями, які по кількості слабо залежать від обсягу видобувних робіт.

В цілому між собівартістю видобувних робіт і продуктивністю Північного кар'єру по руді існує статистичний взаємозв'язок:

- сумарні витрати:

$$\sum C_1 = 0,0038 Q_{И}^3 - 0,94 Q_{И}^2 + 76,05 Q_{И} - 1953, \text{ тис. грн./міс}; \quad (1.11)$$

- питомі витрати

$$C_i = 0,0006 Q_{И}^2 - 0,113 Q_{И} + 6,15, \text{ грн./т}. \quad (1.12)$$

Графік залежності (1.12) показаний на рис. 1.12. Якщо сумарні витрати слабо залежать від обсягу видобутку руди ( $R^2 = 0,228$ ), то питомі витрати на видобувні роботи знаходяться в тісній залежності від їх обсягу ( $R^2 = 0,62$ ).

На основі отриманих статистичних залежностей в умовах Північного кар'єру можна зробити наступні висновки.

1. Кореляційні залежності окремих статей експлуатаційних витрат від продуктивності кар'єру по розкриву і видобутку мають приблизно однакову надійність (майже рівні коефіцієнти детермінації). Виключення складає залежність фонду оплати праці робітників на видобувних роботах.

2. Витрати на матеріали і паливо слабо залежать від обсягу гірничих робіт унаслідок їх формування без врахування обсягу розкриву і видобутку.

3. Із статей витрат собівартості гірничих робіт найбільш тісний зв'язок з продуктивністю кар'єру по розкриву і видобутку мають витрати на електроенергію.

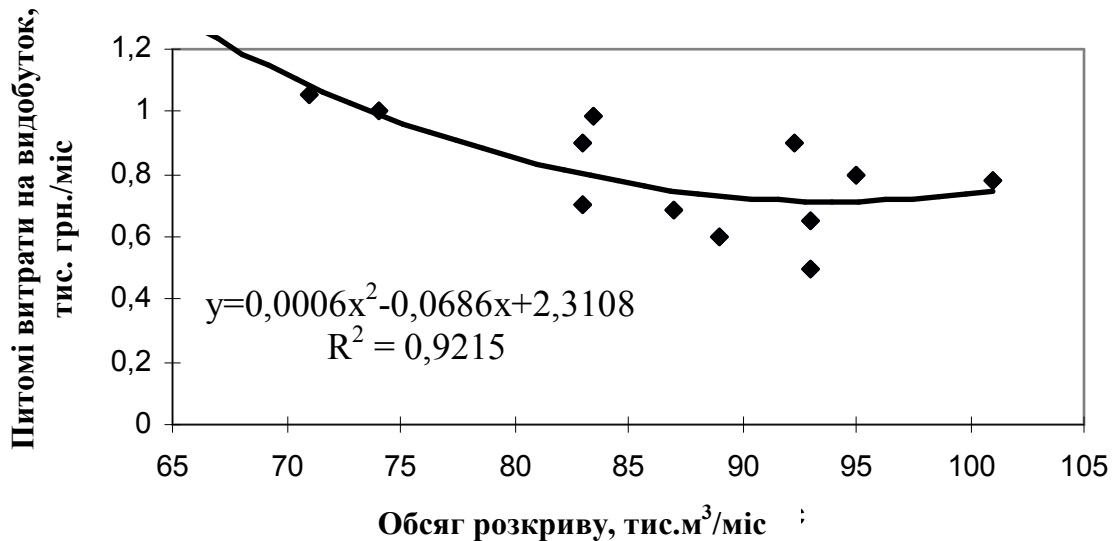


Рисунок 1.12 - Графік залежності питомих витрат на видобувні роботи від обсягу видобутку руди

Аналогічні взаємозв'язки між експлуатаційними витратами і обсягами розкривних і видобувних робіт отримані для Запорізького кар'єру. Фонд оплати праці  $\Phi_{O.T}$  як функція обсягів видобутку  $Q_{И}$  і розкриву  $Q_{В}$

$$\Phi_{O.T} = -0,0007 Q_{И}^3 + 0,0727 Q_{И}^2 - 2,210 Q_{И} + 35,1, \text{ тис. грн./міс}; \quad (1.13)$$

$$\Phi_{O.T} = 12198 Q_{В} + 0,2392, \text{ грн./міс}. \quad (1.14)$$

Тут і далі  $Q_{И}$  - тис. т/міс,  $Q_{В}$  - тис. м³/міс.

Як видно з таблиці. 1.1, рівняння (1.13) і (1.14) мають коефіцієнти детермінації 0,172 і 0,666. Значить, на розкривних роботах обсяг заробітної плати тісно пов'язаний з обсягом розробленого розкриву, а обсяги видобутку не мають тісного зв'язку з фондом оплати праці. Також слабкий взаємозв'язок між витратами на матеріали і обсягом гірської маси (розкрив  $R^2 = 0,195$ , руда  $R^2 = 0,149$ ). Аналогічні висновки можна зробити про витрати на паливо (таблиця. 1.1).

Витрата електроенергії на Запорізькому кар'єрі як в натуральному вираженні, так і у вартісному знаходиться в тісній залежності від обсягу гірських порід (коефіцієнт детермінації вище 0,65).

Досить високий рівень зв'язку з обсягом розробки мають амортизаційні відрахування:  $R^2 = 0,55$ .

Сумарні витрати залежно від обсягів видобутку і розкриття описуються рівняннями регресії:

$$\sum C_{И} = -0,0028 Q_{И}^2 + 0,327 Q_{И} + 14,84, \text{ тис. грн./міс};$$

$$\sum C_{В} = 155,7 Q_{В} + 129770, \text{ грн./міс}.$$

Питомі витрати на розробку 1 т руди і 1 м<sup>3</sup> розкриття можуть бути розраховані по виразах:

$$C_I = 0,0006 Q_{И}^2 - 0,069 Q_{И} + 2,31, \text{ грн.}; \quad (1.15)$$

$$C_{В} = 30,051 Q_{В} - 0,679, \text{ грн.} \quad (1.16)$$

Отримані статистичні залежності графічно показані на рис. 1.13 і 1.14. Вони дозволяють прогнозувати собівартість виробництва гірничих робіт на кар'єрі в завданнях планування чисельності персоналу.

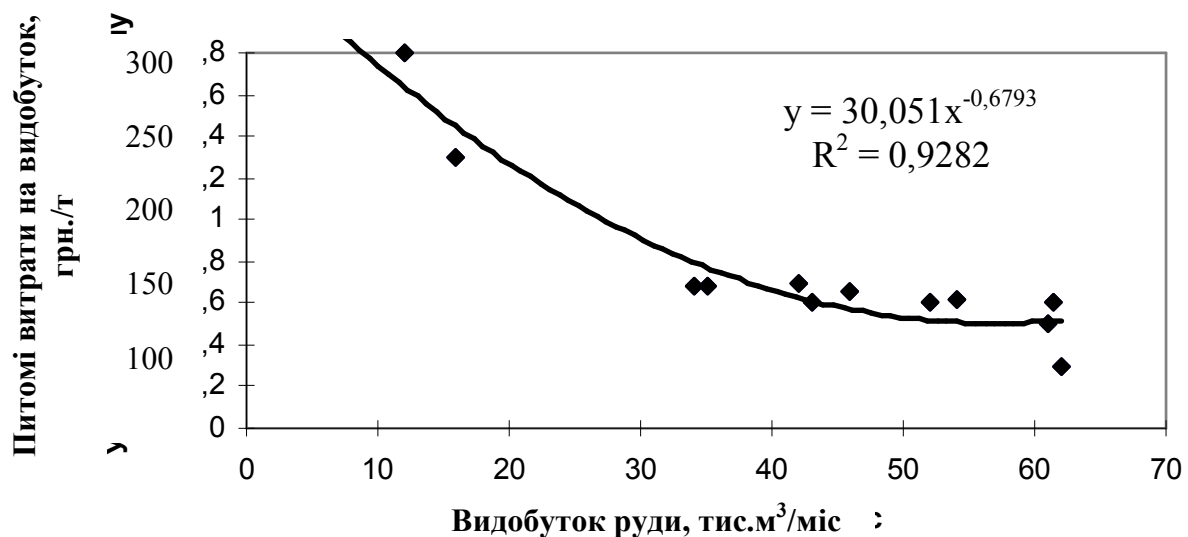


Рисунок 1.13 - Графік залежності питомих витрат на видобувні роботи від обсягу руди

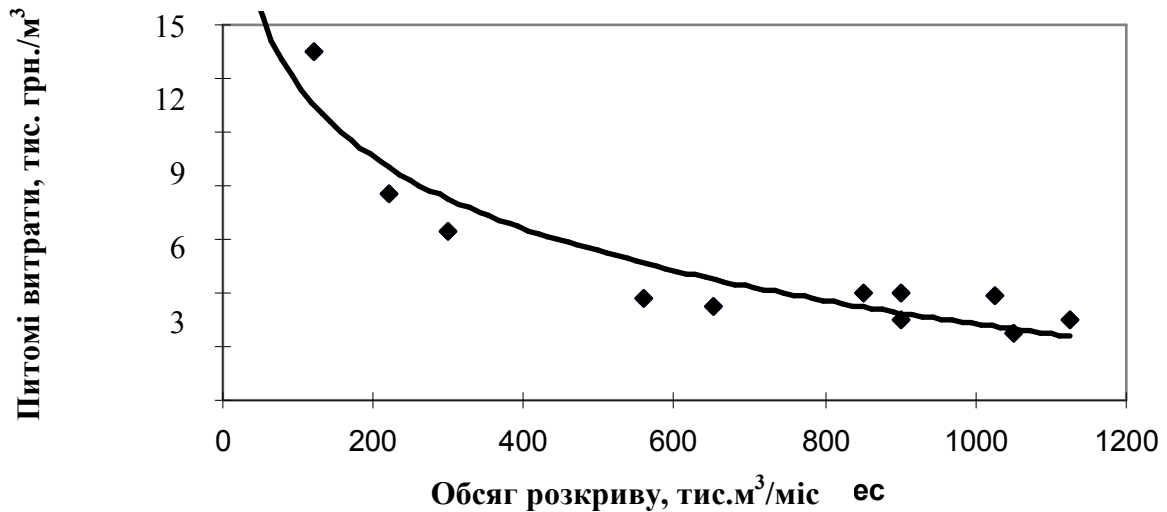


Рисунок 1.14 - Графік залежності питомих витрат на розкривні роботи від обсягу розкриву

З аналізу даних, приведених в таблиці. 1.1, витікає, що на Запорізькому кар'єрі витрати на розробку розкриву по статтях “Матеріали”, “Паливо” слабо пов'язані з обсягами видобутих порід ( $R^2 (0,3)$ ). Значить, витрати по цих статтях можна знижувати, і це не спричинить зниження обсягів розкривних робіт.

Таблиця 1.1 - Коефіцієнти детермінації  $R^2$  залежностей собівартості розкривних порід і руди від обсягів виробництва

Статті витрат	Північний кар'єр		Запорізький кар'єр	
	розкрив	руда	розкрив	руда
Фонд оплати праці	0,52	0,18	0,67	0,17
Матеріали	0,14	0,62	0,20	0,15
Паливо	0,15	0,28	0,30	0,17
Електроенергія	0,69	0,99	0,71	0,84
Амортизація	0,69	0,38	0,58	0,55
Сумарні витрати	0,74	0,23	0,73	0,77
Питомі витрати	0,75	0,62	0,93	0,92



При розробці руди можна скорочувати витрати по статтях “Фонд оплати праці”, “Матеріали” і “Паливо”  $R^2 (0,17)$ . На видобувних роботах, унаслідок їх малого обсягу, тісний взаємозв'язок між експлуатаційними витратами і обсягами видобутку найчастіше відсутній.

Ці виводи свідчать про те, що можна приймати різний режим роботи кар'єру, управляти таким чином обсягом гірничих робіт і істотно не змінювати собівартості розробки гірських порід.

### 1.3 Методичні засади вибору режиму гірничих робіт за економічними критеріями

Якщо обсяг марганцевого концентрату зростає, то це приводить до зниження його собівартості за рахунок умовно-постійних витрат. Для того, щоб гірничо-збагачувальний комбінат одержав прибуток від виробництва цього обсягу концентрату, він повинен бути реалізований його споживачам. У середині країни може бути реалізований концентрат нижчої якості, так і вищої. Тому раціональні обсяги і якість концентрату, що поставляється на ринок, вимагають детального економічного обґрунтування.

З одного боку, більш якісний концентрат дозволяє продати концентрат за високою ціною, але якщо концентрат буде продаватися в невеликому обсязі, то це призведе до його високої собівартості. З іншого боку, якщо концентрат нижчої якості успішно продається на ринку, то додаткова реалізація його дозволить збільшити обсяг виробництва в цілому по гірничо-збагачувальному комбінату, що сприяє зниженню виробничих витрат на цю продукцію. Виходить, додатковий обсяг концентрату отриманий з техногенних родовищ буде ефективно й економічно вигідно реалізовуватись, якщо він буде змішуватись з основним обсягом марганцевої сировини, яка видобувається на кар'єрі [6].

Навіть продаж невеликого додаткового обсягу марганцевої продукції буде істотно впливати на концентрацію умовно-постійних витрат, унаслідок чого собівартість цієї продукції може бути знижена.

З того самого обсягу  $O_p$  марганцевої руди може бути виготовлений обсяг

концентрату, що визначається за формулою:

- при реалізації на ринку:

$$O_{KB} = O_P \alpha_P \beta_{\Phi}; \quad (1.16)$$

- при реалізації з додатковим обсягом:

$$O_{KD} = O_P \alpha_P \beta_{\Phi} + O_{\text{Ш}} \alpha_{\text{Ш}} \beta_{\text{Ш}}, \quad (1.17)$$

де  $\alpha_P$ ,  $\alpha_{\text{Ш}}$  – відповідно вміст марганцю в руді й у концентраті, виготовленого з руди та шламів, %;

$\beta_{\Phi}$ ,  $\beta_{\text{Ш}}$  - витяг марганцю в концентрат, виготовленого з руди та шламів, частки од.

Якщо отриманий марганцевий концентрат продають з урахуванням додаткового обсягу, то валовий прибуток гірничо-збагачувального комбінату може скласти:

$$P_B = (C_P - C_P) + (C_{\text{Ш}} - C_{\text{Ш}}), \text{ грн}, \quad (1.18)$$

де  $C_P$ ,  $C_{\text{Ш}}$  – відпускна ціна концентрату отриманого зі руди з кар'єру та шламосховища відповідно, грн/т;

$C_P$ ,  $C_{\text{Ш}}$  – собівартість виготовлення концентрату отриманого з руди з кар'єру та шламосховища відповідно, грн/т.

На виготовлення якіснішого концентрату необхідно витратити більший обсяг рудної сировини, оскільки з підвищенням вмісту марганцю в концентраті коефіцієнт витягнення металу в концентрат знижується (рис. 1.15). Величина зазначених показників при різних рівнях якості концентрату показана на рис. 1.15-1.18. Ці залежності побудовані на підставі даних практики роботи Орджонікідзевського ГЗК. Розглянутий приклад перероблення марганцевої руди обсягом 560 тис. т за місяць із вмістом марганцю в ній 20...22%. Як витікає з рис. 2.4, коефіцієнт витягнення з підвищенням вмісту марганцю швидко скорочується, а потім при  $\alpha_K = 43,2\%$  й більше стабілізується на рівні 0,6. Змінні витрати на перероблення (збагачення) рудної сировини спочатку підвищуються повільно (в інтервалі 450... 650 грн/т до вмісту  $\alpha_K = 43\%$ ), а потім зростають швидше – до 850 грн/т (рис. 1.16). На ці витрати також сильно впливає обсяг вироб-

леного (й реалізованого) концентрату: при збільшенні обсягу питомі змінні витрати зменшуються майже за параболічною залежністю (рис. 1.17). Сумарні постійні витрати також змінюються при зростанні обсягу виробництва концентрату за параболічною залежністю (рис. 1.18). Отримані статистичні залежності характеризуються високим коефіцієнтом детермінації ( $R^2 = 0,85$  й вище), що свідчить про високу тісноту зв'язку між результуючими ( $C_{V,P}, C_K, \beta$ ) та факторними ознаками ( $\alpha_K, O_K$ ).

При встановленні ціни концентрату на експорт слід приймати до уваги ціну, за якою концентрат може бути реалізований на внутрішньому ринку, Тут також важливе значення має обсяг реалізації, оскільки при збільшенні обсягу зменшуються питомі умовно постійні витрати, а значить, зменшується собівартість виробництва концентрату.

Функція  $C_K(O_K)$  є функцією  $C_K(\alpha_K)$  тому, що величина  $O_K$  залежить від вихідних даних  $O_p, \alpha_p, \beta$  та  $\alpha_K$ , де  $O_p$  й  $\alpha_p$  є постійними величинами, а коефіцієнт витягу  $\beta$  у свою чергу залежить від вмісту  $\alpha_K$  марганцю в концентраті.

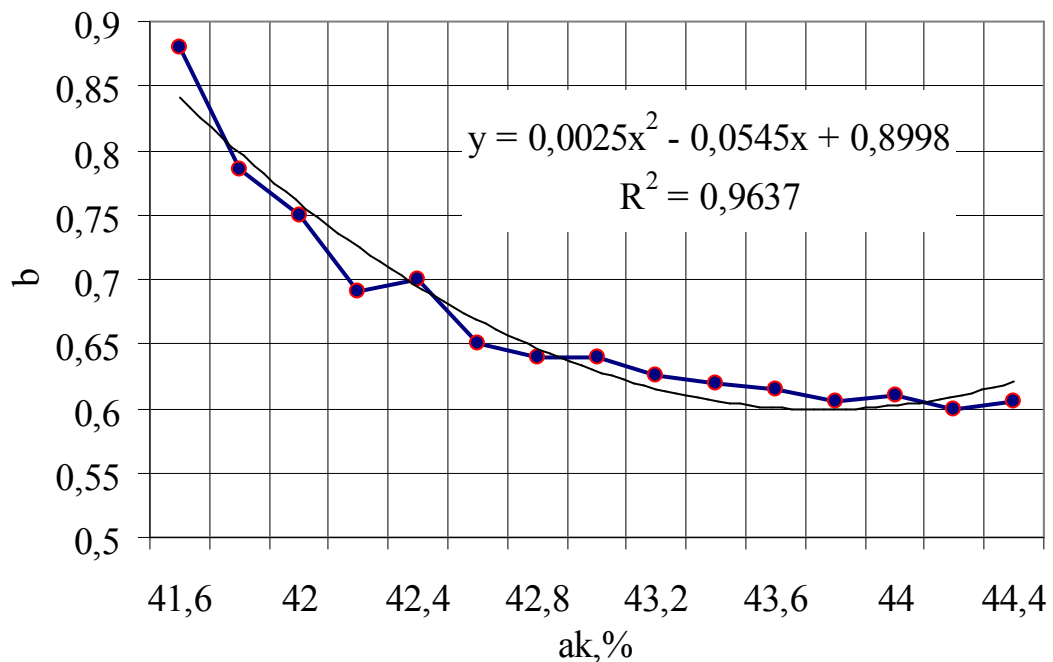


Рисунок 1.15 - Залежність коефіцієнту витягнення марганцю від його вмісту в концентраті

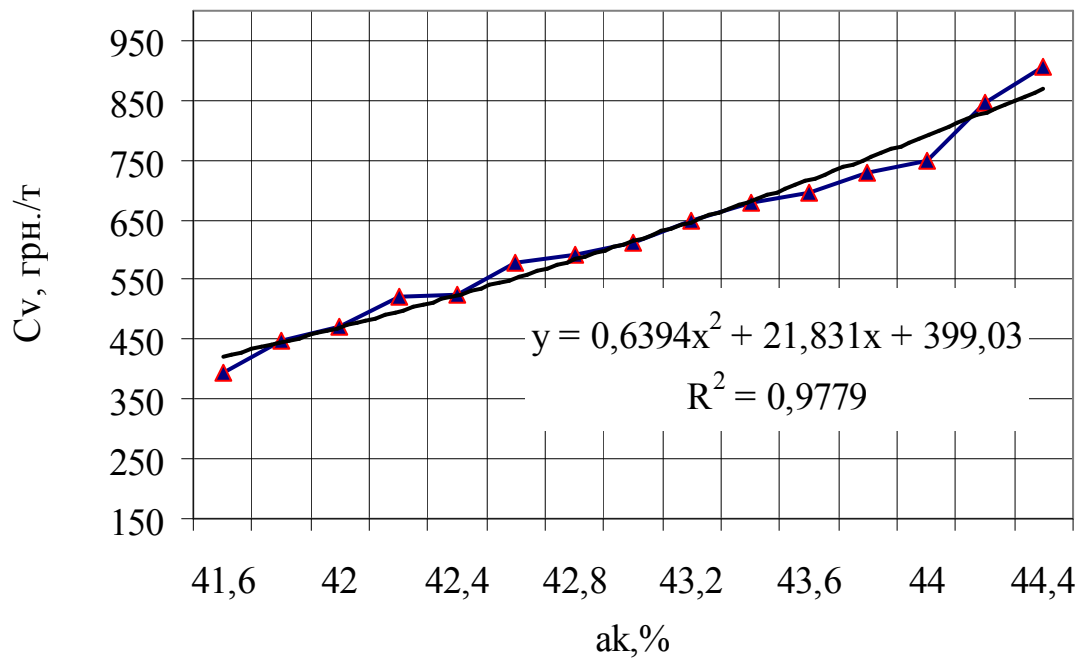


Рисунок 1.16 - Залежність змінних витрат на збагачення руди від вмісту марганцю в концентраті

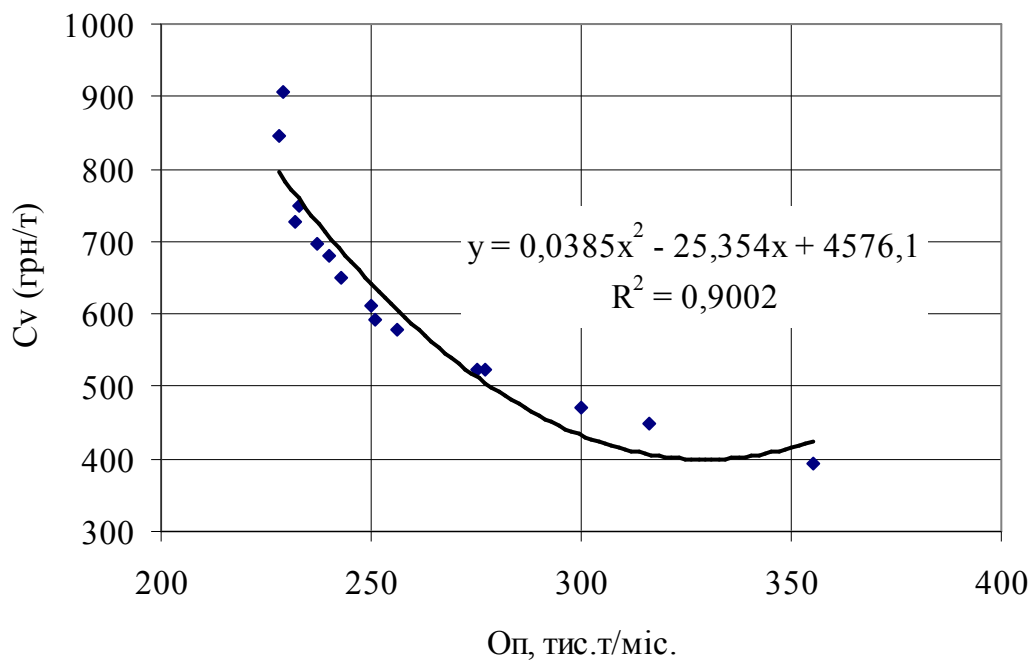


Рисунок 1.17 - Зміна питомих змінних витрат в собівартості концентрату при збільшенні обсягу його виробництва

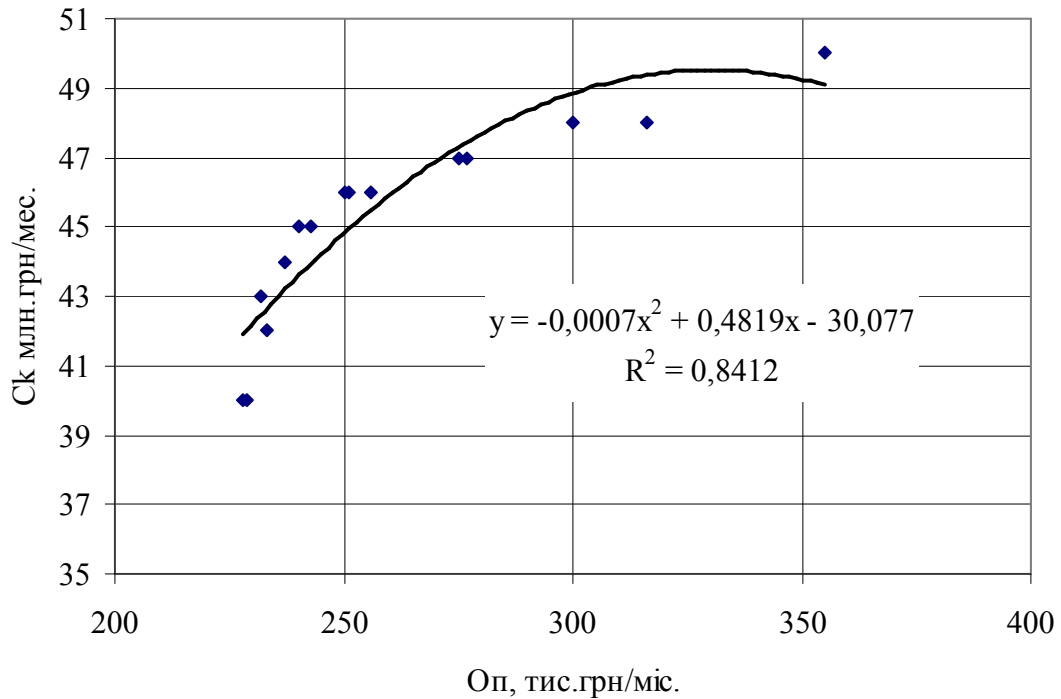


Рисунок 1.18 - Зміна сумарних постійних витрат в собівартості концентрату при збільшенні обсягу його виробництва

Розрахунки виконано для вмісту  $\alpha_p = 22\%$ , обсягу руди  $O_p = 560$  тис. т/міс., надбавки за підвищення якості  $\delta = 10$  грн за  $0,1\%$ . Рентабельність виробництва  $R_e$  підвищувалася прямо пропорційно підвищенню якості концентрату від  $0,2$  (при  $\alpha_k = 41,6\%$ ) до  $0,32$  (при  $\alpha_k = 44,4\%$ ). Згідно з результатами розрахунків, при підвищенні якості концентрату в зазначеному діапазоні обсяг концентрату знижується з  $355$  тис. т/міс. до  $229$  тис. т/міс. Це призводить до підвищення собівартості концентрату з  $641$  грн/т до  $1327$  грн/т, а його оптова ціна підвищується з  $729$  грн/т до  $1991$  грн/т. Завдяки підвищенню якості концентрату зростає прибуток гірничо-збагачувального комбінату з  $31240$  тис. грн/міс. до  $152056$  грн/міс., причому при значному підвищенні якості (вище  $44,0\%$ ) прибуток зростає у більшому темпі. Значить, не глядячи на значне зниження коефіцієнту витягнення марганцю в концентрат та зростання витрати рудної сировини, підвищення собівартості її збагачення, скорочення обсягу виробленого концентрату, виготовлення його вищих сортів та реалізація на зовнішньому ринку в умовах,

що визначені прийнятими вихідними даними, є без сумніву вигідною.

#### 1.4 Підвищення конкурентоспроможності товарів гірничо-металургійного комплексу через застосування такого інструменту як брендинг

Перманентна актуальність підвищення ефективності ділової активності підприємств в сучасних ринкових умовах вимагає від віщого менеджменту підприємств концентрувати зусилля на збільшенні прибутковості бізнесу в стратегічній перспективі. Максимізації прибутку можна досягнути при застосуванні таких підходів, як збільшення відпускної ціни на продукцію, що реалізується, збільшення обсягів реалізації продукцію компанії і зниження собівартості продукції і її операційного обслуговування. Одним з найбільш ефективних комплексних засобів забезпечення досягнення цієї мети є реалізація в стратегічних планах і оперативній діяльності підприємств політики ефективного брендингу.

Пов'язано це з тим, що політика розвитку портфелю брендів в асортименті підприємства, по-перше, сприяє збільшенню продажів за рахунок лояльності споживачів (тобто, з одного боку, у бренда формується більше «коло» постійних споживачів, що купують його продукцію, а з другого боку, успішному бренду набагато дешевше і простіше залучити нових клієнтів), по-друге, забезпечує можливість включати у кінцеву вартість додатковий «бренд-бонус» (тобто, націнку за довіру і прихильність споживачів), по-третє, це дозволяє йому перейти з позицій «цінової» конкуренції до конкуренції «іміджу». Також у перспективі, після певного періоду формування brand loyalty, тобто створення стабільної ринкової основи, політика розвитку портфелю брендів в асортименті підприємства дозволить зменшити загальні маркетингові і операційні витрати на розвиток, імплементацію і просування продукції. Врешті, бренди компанії самі є її суттєвим активом, що збільшує її вартість, а також самі по собі є не тільки певним товаром, а і цілим бізнесом. Загальні принципи і підходи до брендингу є подібними, як на ринках товарів для кінцевого споживача, так і на ринках тобто товарів промислового призначення. Але є принципові відмінності, голов-

на з яких полягає у відмінності поведінки кінцевих покупців щодо прийняття рішень про здійснення товарно-обмінних операцій. На ринках товарів для кінцевого споживача рішення про придбання того чи іншого товару, або послуги приймає, в основному, особисто сам кінцевий споживач цієї продукції і керується він особистими можливостями, уявленнями і потребами. На ринках товарів промислового призначення рішення про придбання приймає так званий «центр прийняття рішень», який складається з людей, відповідальних за діяльність підприємства, в межах власних повноважень: фахівці із закупівель, або певні функціональні спеціалісти, фінансові менеджери, керівники підприємств, або їх власники і керуючі партнери.

Через це, на ринках товарів для кінцевого споживача брендинг формується і діє, головним чином, в емоційному, психологічно - чуттєвому сприйнятті покупців, то на ринках товарів промислового призначення брендинг, майже без виключень, формується і діє у площині раціональних рішень.

Враховуючи те, що на ринках товарів промислового призначення продукції політика брендингу має орієнтуватись, в основному, на раціональні переваги бренду, а також те, що бренд є унікальною комбінацією цінностей торгової марки, за яку споживач сплачує додаткову вартість, на ринках товарів промислового призначення ця комбінація цінностей створюється з цілого комплексу факторів, що базуються на підставі раціональних переваг і впливають на формування необхідного іміджу бренду. До них, зокрема відносяться:

- загальна репутація і імідж підприємства-постачальника;
- частка ринку, яку займає компанія;
- досвід роботи компанії в даній галузі і ринку;
- досвід роботи з даним постачальником;
- ціна, умови оплати і кредиту;
- можливість адаптації до потреб замовника;
- досвід роботи з даним постачальником;
- особиста довіра до спеціалістів підприємства-постачальника, що обслуговують замовника;

- зручність замовлень і поставок;
- надійність і якість продукції;
- інновації і технологічність;
- диверсифікація і диференціація;
- додаткові сервісні послуги, що пропонуються підприємством-постачальником;
- додаткове навчання (професійна підготовка), яка може надаватись підприємством-постачальником;
- дотримання термінів та умов постачання;
- простота і зручність у користуванні і обслугованні;
- умови після продажного сервісу.

Актуальність питання брендингу на ринках товарів промислового призначення у сучасних умовах особливо зростає із розвитком стратегічної управлінської концепції маркетингу, що входить в епоху CRM (customer relationship management), тобто інфраструктурних змін, які допомагають визначати найбільш вигідних клієнтів і створити систему підвищення їх цінності для компанії, зокрема у сфері оптимізації комунікацій з ними. Відомо, що у практиці бренд-менеджменту як на ринках товарів для кінцевого споживача як, так і на ринках товарів промислового призначення бренд-архітектура компаній будується з наступних категорій брендів:

– *корпоративні бренди* – торгові марки-назви крупних підприємств і великих компаній які асоціюються із самою корпорацією, а також всіма, або більшістю напрямків її бізнесу. Зазвичай використовуються як бренди – «парасольки» і «підтримуючі» бренди (наприклад як у корпорації ВНР Billiton – світового лідера у освоєнні, розробках і використанні ресурсів бренд ВНР Billiton використовується для просування як головної «материнської» компанії, так і для базових бізнес - утворюючих підрозділів, , у корпорації BASF SE - бренд BASF використовується для просування хімічної продукції для пластиків, агробізнесу, нафто - хімічної та електронної промис-



ловості, що пропонуються ринку підприємствами BASF Group, у корпорації Siemens AG - бренд Siemens використовується для просування електротехнічних продуктів, продуктів електроніки, енергетиці, машинобудування, медицині, зв'язку та світлотехніки тощо.).

– *бренди сім'ї товарів* – торгові марки, що використовуються у бізнесовій діяльності підприємств і які застосовуються для певних товарних категорій, що використовуються компанією для збуту, впровадження політики диференціації та застосування інтегрованих маркетингових комунікацій. Використовуються як бренди – «пара-сольки» товарних категорій (наприклад у корпорації BHP Billiton в бізнесі розробки і освоєння марганцевих руд застосовується бренд компанії Samancor Manganese яка є найбільшим інтегрованим виробником марганцевої продукції у світі, міцність компанії базується як на застосуванні сучасних інноваційних технологій, так і на використанні найпотужніших родовищ марганцевих руд Hotazel Manganese Mines у провінції Northern Cape (South Africa) і GEMCO у місцевості Groote Eylandt (Northern Territory, Australia). А у компанії BASF SE під брендом Uvinul просуваються на ринку засоби для захисту від УФ випромінювання, а під брендом Glysantin просуваються на ринку засоби для захисту від морозу та іржи, у компанії Siemens AG бренд LOGO! використовують для просування на ринку контролерів та реле, а під брендом SIMATIC просуваються на ринку різні засоби промислової автоматизації).

– *Індивідуальні продуктові або sub-бренди* – додаткові торгові марки, що використовуються у бізнесовій діяльності підприємств з метою забезпечення комунікативного маркетингу політики диференціації успішних товарних брендів, коли розширяється їх товарна номенклатура. (наприклад у компанії Siemens AG у бренда SIMATIC є sub-бренди SIMATIC S5, SIMATIC S7, SIMATIC NET,

SIMATIC, SIMATIC Protool, SIMATIC WinCC Flexible, SIMATIC WinCC, SIMATIC PCS 7, SIMATIC IPC, SIMATIC IT).

Важливим чинником, що впливає на політику брендингу компанії є можливість авторського і патентного захисту, як самих брендів, так і продукції, що ними просувається на ринку. При чому, якщо на ринках товарів для кінцевого споживача більше значення має юридичний захист прав власника на бренд, то на ринках товарів промислового призначення більше значення має юридичний захист прав власника на саму продукцію, її унікальні характеристики, патенти на винахід. Це, в першу чергу, пов'язано з тим, що, як було сказано вище, на ринках товарів для кінцевого споживача брендинг використовує емоційні фактори впливу на покупців, а на ринках товарів промислового призначення брендинг «підтримує» раціональні особливості та переваги продукції. В Україні діяльність щодо захисту прав інтелектуальної власності, патентування та захисту авторських прав здійснюється згідно із міжнародними правилами і регулюється понад 80 законами і підзаконними актами.

Ключовою у практиці бренд-менеджменту на ринках товарів промислового призначення є науково-дослідна і дослідно-конструкторська робота, тобто інноваційна діяльність по розробці нових та удосконаленні існуючих продуктів компанії для створення товарів с додатковою цінністю, що має забезпечити більшу прибутковість бізнесу, а це буде створено за рахунок комунікації брендів компанії і підвищення його конкурентоспроможності.

Тому, якщо керівництво підприємств, що працюють в умовах «вільного» ринку продукції товарів промислового призначення і у стратегічній перспективі планує здійснювати розвиток бізнесу та збільшення його конкурентоздатності доцільним є вибір однієї із стратегічних моделей практичного брендингу, а саме:

- спрямувати зусилля і ресурси організаційної культури компанії на побудову відповідного іміджу її загального «корпоративного» бренду, який повинен додавати вартості будь-якій продукції, чи послугам, які пропонуватимуться під ним – ця модель брендингу додасть також безпеку бізнесу у стратегічній перс-

пективі, але її недоліком є те, що вона потребує багато часу і зусиль практично всіх елементів організаційної структури компанії. (враховуючи унікальні можливості і відомість Орджонікідзевського гірничо-збагачувального комбінату ця модель брендингу має принести більший практичний ефект).

- сконцентрувати кошти, що планується інвестувати в інновації, на розробку власних продуктів з певними унікальними характеристиками, які потребує ринок. При обмеженні ресурсів може бути застосовано певне удосконалення існуючих відомих продуктів, але із застосуванням власних розробок і застосуванням власної марки – бренду, авторське право на які можна захистити – ця модель брендингу може принести певні дивіденди вже в короткотерміновій перспективі, але її недоліком є те, що вона потребує більше ресурсів і наявність у компанії власних можливостей, щодо проведення науково-дослідних і дослідно-конструкторських робіт.

- активно застосовувати аутсорсинг (використання незалежних експертів і компаній) для проведення досліджень і розробок в інтересах компанії, тобто компанія має залучати для цього сторонніх дослідників, а саме замовляти таку роботу науковим центрам, чи створювати певні венчурні проекти. Можливо також викупити готові інноваційні продукти чи бренди, що можуть застосовуватись в компанії – ця модель брендингу може також принести дивіденди в ще менші строки, але вона є найбільш ризикована, щодо перспектив її успішності і найбільш потребує капіталовкладень.

### 1.5 Розробка ефективних технологічних схем шляхом комплексного освоєння марганцеворудних родовищ

Комплексна переробка – поділ корисної копалини на кінцеві продукти з вилученням усіх коштовних компонентів мінеральної сировини, видобуток яких технічно можливий й економічно доцільний. Виділяють чотири рівні комплексної переробки твердої мінеральної сировини: виділення із сировини методами збагачення одного концентрату, що містить один або кілька коштовних компо-

ментів; додаткове виділення методами збагачення самостійних концентратів, що не є основними для даної галузі. Виділення елементів-супутників, що не утворюють самостійних мінералів, з концентратів збагачення хіміко-металургійними методами або комбінованою переробкою; використання відходів збагачення в металургії для одержання будівельних матеріалів, добрив та ін.

Доцільність виділення відповідних компонентів визначається техніко-економічними умовами: наявністю виробничих потужностей, потребою в даному виді продукції, можливістю транспортування, наявністю коштів для будівництва установок і технологічних вузлів, собівартості продукції і т.д. Комплексна переробка – найважливіший принцип усіх мінерально-сировинних галузей промисловості. У металургії комплексне використання дозволяє одержувати попутну продукцію, загальна вартість якої становить близько 30% товарного випуску, видобувати близько 70 елементів у вигляді 700 різних видів продукції. З них на збагачувальних фабриках випускається 30 видів концентрату.

Комплексне освоєння надр – найбільш повне й економічне освоєння всіх видів ресурсів земних надр на основі комбінацій ефективних гірничих технологій. Ресурси земних надр по своєму мінеральному складу, місці знаходження й можливостям використання досить різноманітні. Зокрема відвали, що представляють промисловий інтерес, іноді називають техногенними родовищами. Велика кількість об'єктів можливого освоєння визначає різноманіття сучасних способів і коштів, комбінації яких ефективні для комплексного освоєння окремих видів ресурсів надр. З більшого числа комплексних гірничих технологій, які одержують усе більш широке застосування в практиці розробки родовищ. Комплексна відкрита розробка зі звичайною гірничою технологією для основної частини родовища й доробка малопотужних і забалансових частин, залишених цілин руди.

Одним з найважливіших напрямів комплексного освоєння мінеральних ресурсів є збільшення видобутку руди за рахунок приконтурного відпрацювання корисної копалини та обсягів, які знаходяться під транспортною перемичкою.

### 1.5.1 Збільшення приконтурного видобутку корисної копалини

Однією з важливих причин втрат мінеральної сировини є недосконалість технологічних схем відкритої розробки корисних копалини. Збільшуються площі відкритих розробок і втрати за технічними межами кар'єрного поля. При використанні на кар'єрах комплексів безперервної дії гірничі виробки та відвали, які вони формують, прямолінійні, тоді як контури родовища корисної копалини криволінійні. Використання на кар'єрах відвалоутворювачів з значними лінійними параметрами обмежує їх маневрові можливості в торцях кар'єрів. Тому, між межами кар'єрів і кінцевими контурами пласта залишається значна частина мінеральної сировини. Наприклад, у відпрацьованій західній частині Грушевського кар'єрного поля технічна межа гірничих робіт по руді розташована від ізолінії потужності рудного пласта 0,5 м на відстані від 50 до 400 м і забалансові втрачені запаси на цій ділянці якісних оксидних марганцевих руд вже складають більше 800 тис. т. В цілому по Нікопольському родовищу запаси марганцевих руд, зосереджені в різних охоронних ціликах і залишені за межами технічних меж кар'єрів, складають 7.9% загальних запасів.

Щоб компенсувати втрачені запаси мінеральної сировини лише одного Грушевського кар'єру, буде потрібно будівництво і відпрацювання нової ділянки площею 25 га з аналогічними втратами корисної копалини, а також безповоротно втраченими землями під капітальну, виїзну і залишкову траншею. Виїмка корисної копалини у межах існуючого кар'єрного поля набагато дешевша. Ситуацію, що склалася, не можна допускати в майбутньому. У розділі розглянуті виявлені резерви і для їх використання приведені нові схеми відпрацювання кар'єрів, що значною мірою підвищують обсяг видобутої корисної копалини.

Запропонований спосіб заснований на розділенні траншеї на дві напівтраншеї (з'їзди) з поперемінним транспортуванням гірської маси по одній з них на вищерозміщений горизонт при одночасній засипці і нарощуванні у бік розвитку фронту гірничих робіт іншої напівтраншеї. Це дозволяє до моменту погашення кар'єру засипати капітальну і виїзну траншеї, і тим самим збільшити використовувані відвальні ємкості при експлуатації кар'єру. Оскільки задана

технологія передбачає порівняно швидку засипку неробочого борту капітальної траншеї, виконуючи його більш крутішим, ніж в разі забезпечення його довготривалої стійкості, а це дозволяє зменшити втрати марганцевої руди під ним і коефіцієнт розкриття. Принципові положення і особливості запропонованого способу полягають в наступному (рис. 1.19).

Марганцевий пласт розкривають капітальною траншеєю 1 і проводять розрізну траншею 2 з укладанням порід в зовнішній відвал (рис. 1.19, а). У вказаних траншеях формують дорогу для переміщення гірської маси. Основу капітальної траншеї ділять на дві напівтраншеї 3 і 4. У одній з них, наприклад 4, розміщують частину транспортних комунікацій 5, по яких відбувається переміщення гірської маси на поверхню. Одночасно здійснюють нарощування іншої напівтраншеї 3 шляхом відсипання будівельних розкривних порід у бік продовження з'їзду 3 (рис. 1.19, б). Під час пересування забійної частини транспортних комунікацій, частина транспортних комунікацій 5 з вибою 4 переносять в підготовлену напівтраншею 3. Ширина капітальної траншеї 1 в основі підбирається так, щоб вона забезпечувала розміщення двох з'їздів.

З подальшим розвитком фронту робіт переміщення гірської маси здійснюють вже по з'їзду 3 при одночасному нарощуванні виробки 4. Процес повторюють, а створену поверхню 7 рекультивують (рис. 1.19, в).

Обсяг порід, необхідний для формування нової напівтраншеї, визначається за співвідношення (перетин А – А)

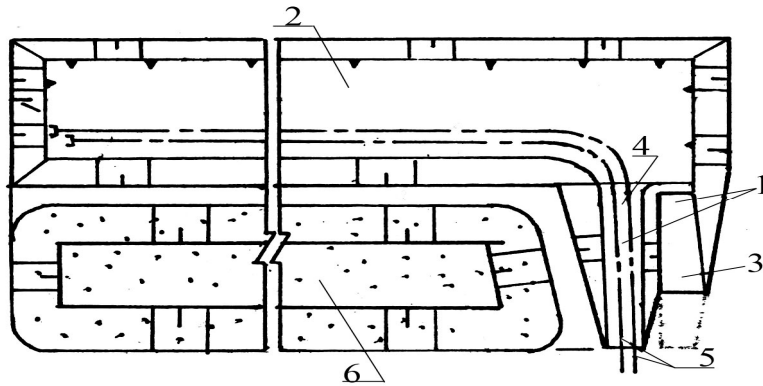
$$V=l \cdot p \cdot a \cdot \operatorname{tg} \alpha = H \cdot p \cdot a, \text{ м}^3$$

де  $l$  – відповідно довжина напівтраншеї в плані (м),  $\alpha$  – її ухил (град.) і крок перенесення (м);  $a$  – ширина, необхідна для розміщення в напівтраншеї транспортних комунікацій, м;  $H$  – глибина траншеї, що засипається, м.

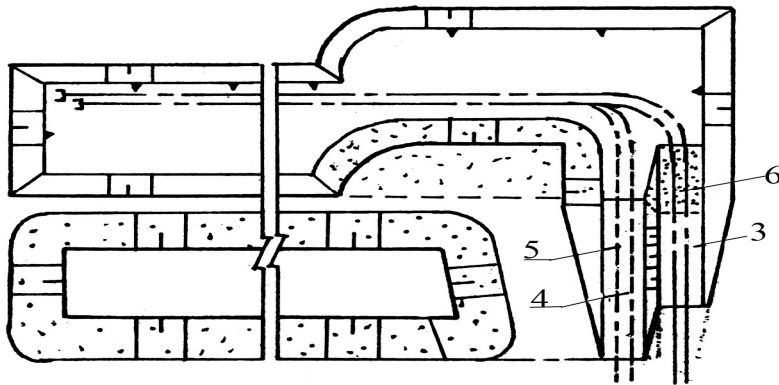
При доопрацюванні кар'єру операцію повторюють у виїзній траншеї, і до моменту погашення кар'єру (рис. 1.19, г) капітальна і більша частина виїзної траншеї рекультивують. В період розкриття збільшується – на 9% - площа капітальної траншеї і відвалу, а обсяг гірничо-капітальних робіт – на 7.27%. Проте, при подальшій експлуатації кар'єру ці недоліки компенсуються шляхом збіль-

шення відвальної ємкості в контурах кар'єрного поля при  $H_K = 30 \dots 100$  м на 3,9...20% і ліквідації зовнішнього відвала на поверхні.

*a*



*б*



*в*

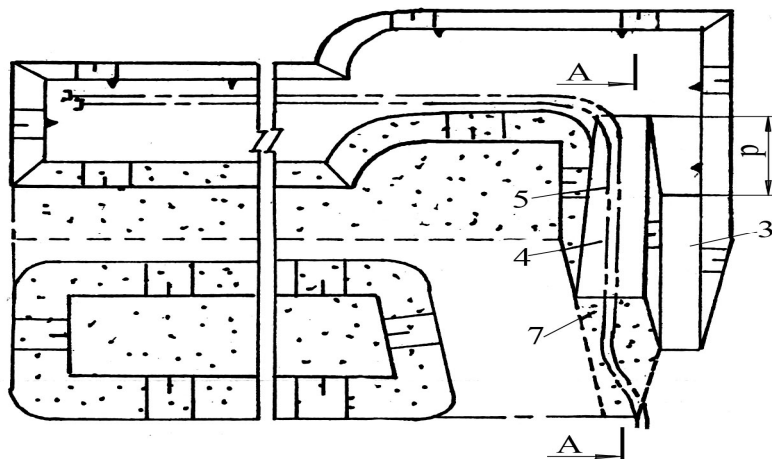
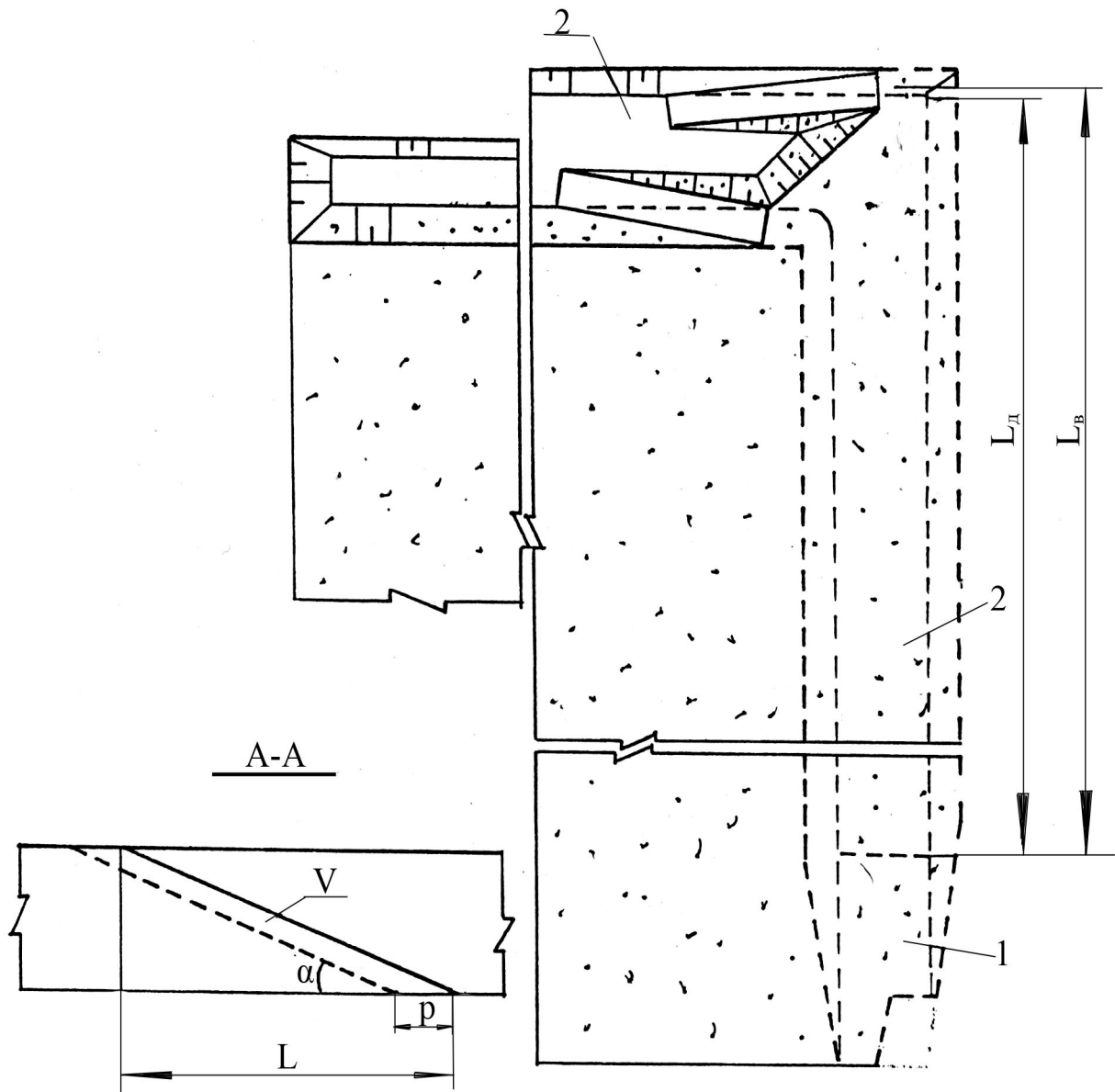


Рисунок - 1.19. Використання напівтраншеї, що переміщується (з'їзду), для погашення капітальної і виїзної траншеї, а, б, в, г – етапи створення напівтраншеї, що переміщується: 1 – капітальна траншея; 2 – розрізна траншея; 3,4 – напівтраншеї; 5 – транспортні комунікації; 6 – відвал; 7 – рекультивована поверхня

2



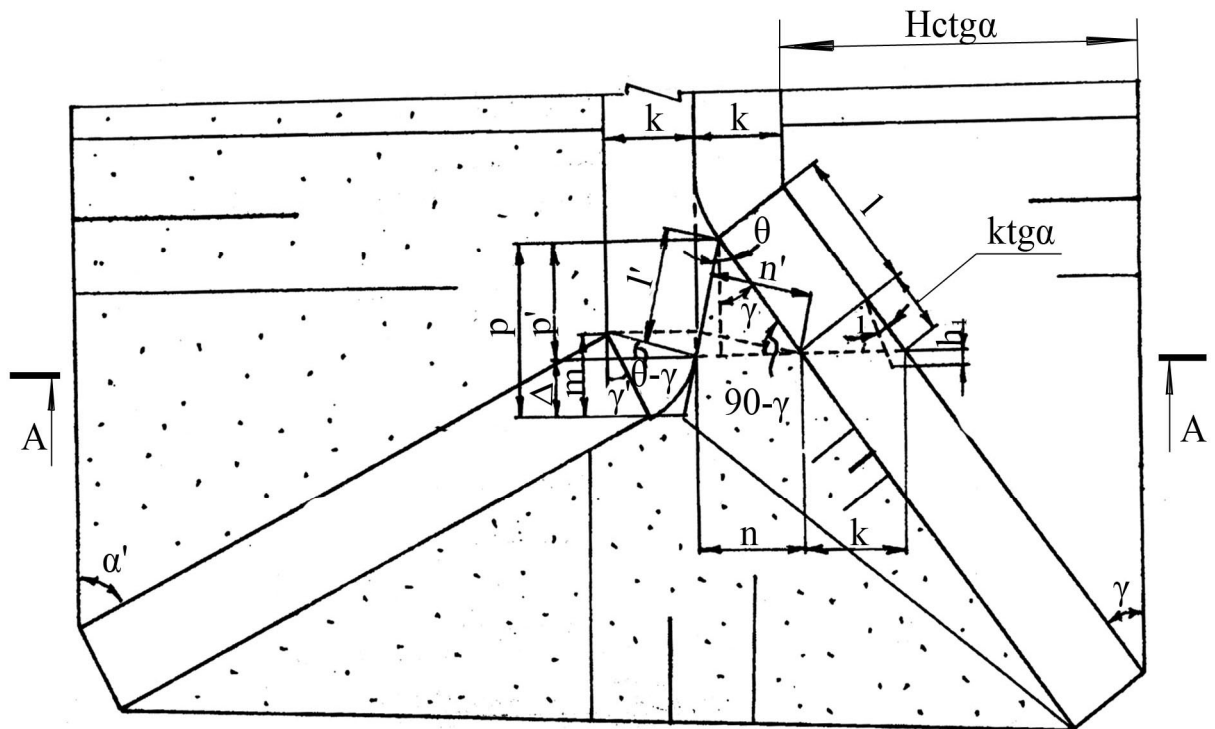
Продовження рисунку 1.19 - Використання напівтраншеї, що переміщується (з'їзду), для погашення капітальної і виїзної траншеї

Якщо додаткові роботи, пов'язані з перенесенням з'їздів і встановленням на них транспортних комунікацій, знизити до мінімуму, а також збільшити концентрацію рекультиваційних робіт, то крок перенесення  $p$  (рис. 1.20) має бути максимальним. Обмеження на крок  $p$  виходить з величини закладання укосу  $n$ , що утворюється при будівництві подальшого з'їзду 1 по відношенню до попереднього 2. Величина  $n$  повинна забезпечувати необхідну для прокладки транспортних комунікацій ширину транспортної смуги до частини дна виїз-



ної траншеї, що залишилася. Обмеження по величині  $n$  досягається в перетині А-А.

а



б

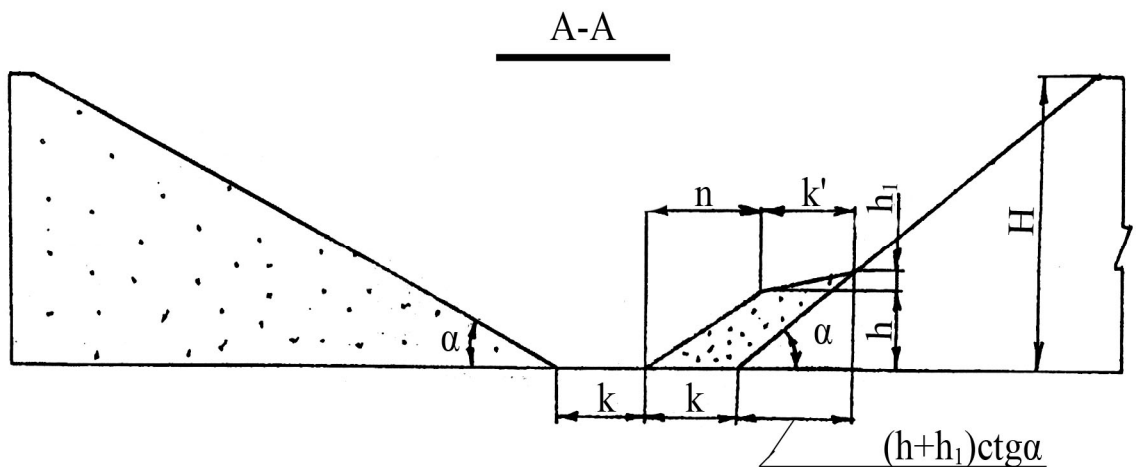


Рисунок 1.20 - Схема до розрахунку кроку перенесення поперемінних з'їздів, а – вид зверху, б - розтин

Крок перенесення при цьому буде дорівнювати:

$$p = p' + \Delta, \text{ м}, \quad (1.19)$$

де  $p'$  – складова кроку перенесення, яка вимірюється від найближчого початку подальшого з'їзду 1 до точки дотику його укосу зовнішньої лінії транспортної смуги попереднього з'їзду, м;

$\Delta$  – відстань від точки дотику до далекої точки початку попереднього з'їзду, м.

Для визначення складової кроку перенесення  $p$  (відповідно до перетину А – А, спочатку запишемо рівняння:

$$n + k' = k + (h + h_1) \operatorname{ctg} \alpha, \text{ м}$$

або

$$n = k - k' + (h + h_1) \operatorname{ctg} \alpha, \text{ м}, \quad (1.20)$$

де  $k'$  – ширина з'їзду в плані по перетину, м;

$$k' = \frac{k}{\cos \gamma}, \text{ м}, \quad (1.21)$$

де  $h$  – висота проходження зовнішньої бровки з'їзду в перетині, м;

$h_1$  – висота проходження внутрішньої бровки, м;

$\alpha$  – кут нахилу виїзної траншеї, по якому прокладається з'їзд з неробочого або відвального борту, град.

Виразимо спочатку  $n$  через  $p'$ . Отримаємо наступний вираз:

$$n = l' \frac{\sin \theta}{\cos \gamma} = \frac{p'}{\cos(\theta - \gamma)} \cdot \frac{\sin \theta}{\cos \gamma}, \text{ м}, \quad (1.22)$$

де  $\theta$  – кут розбіжності верхньої і нижньої бровок з'їзду, визначається з рівності:

$$\theta = \arcsin \frac{n'}{l}, \text{ град.},$$

де  $n'$  – величина закладання укосу з'їзду в місці закладання укосу  $n$ , м;

$$n' = h \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}$$

де  $l$  – закладання з'їзду від його початку до пересічення верхньої бровки і перетину А-А:

$$l = h \operatorname{ctg} i, \text{ м},$$

де  $\beta, i$  – кути нахилу, відповідно, укосу порід і нахилу з'їзду, град.

Звідси

$$\theta = \arcsin \frac{ctg\beta}{ctgi} = \arcsin(tgi \cdot ctg\beta), \text{ град.},$$

де  $\gamma$  – кут розташування з'їзду по неробочому борту, град.;

$$\gamma = \arcsin \frac{Hctg\alpha}{Hctgi} = \arcsin(tgi \cdot ctg\alpha), \text{ град.},$$

де  $H$  – висота борту, м.

Далі визначимо  $h$  і  $h_1$ :

$$h = l \cdot tgi = \frac{P'}{\cos\gamma \cdot tgi}, \text{ м}; \quad (1.23)$$

$$h_1 = k \cdot tg\gamma \cdot tgi, \text{ м}. \quad (1.24)$$

Підставимо формули (1.21) - (1.24) у формулу (1.19) і після перетворень отримаємо:

$$p' = k \cdot \cos\gamma \left(1 - \frac{1}{\cos\gamma} + tg\gamma \cdot tgi \cdot ctg\alpha\right) \left(\frac{\sin\theta}{\cos(\theta - \gamma)} - tgi \cdot ctg\alpha\right)^{-1}, \text{ м}. \quad (1.25)$$

Для формули (1.19) визначимо значення  $\Delta$ . З рис. 1.20,а виходить:

$$\Delta = m - \Delta', \text{ м}$$

де

$$m = k \cdot \cos\gamma', \text{ м};$$

$$\Delta' = k \sin(\theta - \gamma), \text{ м}.$$

Звідси слідує:

$$\Delta = k[\cos\gamma' - \sin(\theta - \gamma')], \text{ м}. \quad (1.26)$$

Крок перенесення при цьому складе:

$$p = k \left[ \cos\gamma \left(1 - \frac{1}{\cos\gamma} + tg\alpha \cdot tgi \cdot ctg\alpha\right) \cdot \left(\frac{\sin\theta}{\cos(\theta - \gamma)} - tgi \cdot ctg\alpha\right)^{-1} + \cos\gamma - \sin(\theta - \gamma) \right], \text{ м}, \quad (1.27)$$

де  $\gamma$  – кут закладки з'їзду по борту:

$$\gamma = \arcsin(tgi \cdot ctg\alpha),$$

$i$  – кут нахилу з'їзду;

$\alpha$  – кут нахилу виїзної траншеї, по якому прокладається з'їзд, неробочого або відвального борту;

$\theta$  – кут розходження верхньої і нижньої бровок з'їзду;

$$\Theta = \arcsin(\operatorname{tgi} \operatorname{ctg}\beta),$$

де  $\beta$  – кут нахилу укосу порід, що створюють з'їзд;

$\gamma'$  – кут проходки з'їзду по відвальному борту:

$$\gamma' = \arcsin(\operatorname{tgi} \operatorname{ctg}\alpha'),$$

де  $\alpha'$  – кут укосу відвального борту.

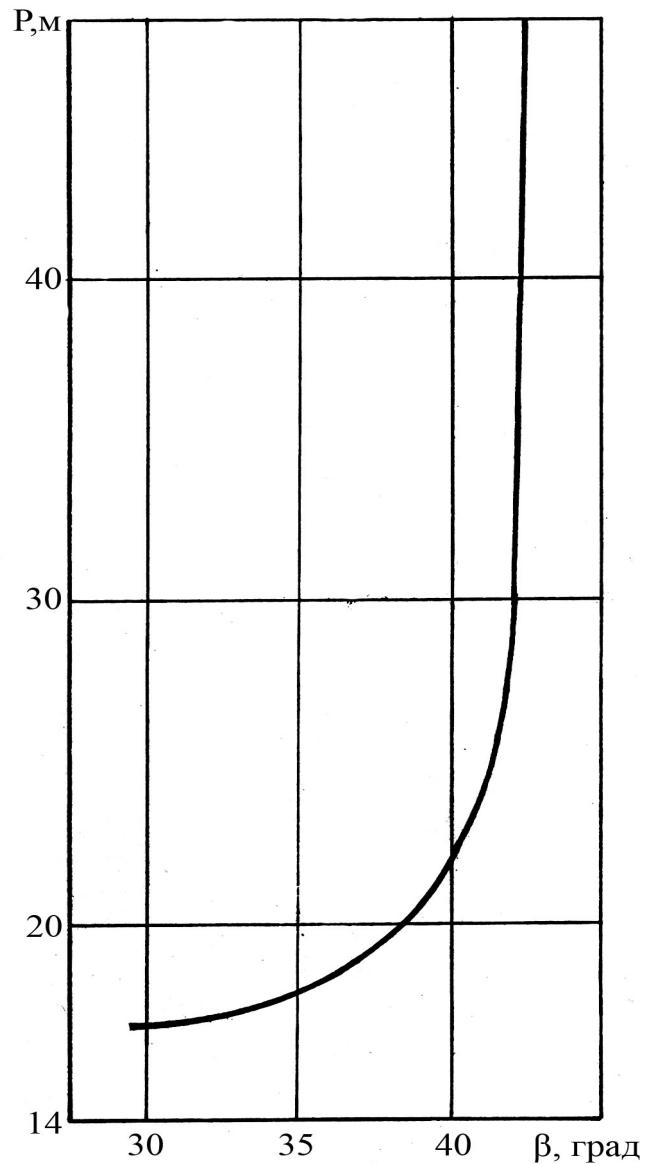


Рисунок 1.21 - Залежність кроку перенесення з'їзду від кута укосу порід, що складають його  $\beta$

Із залежності (1.27) виходить, що якщо виконується умова  $\theta \leq \gamma$ , то крок перенесення з'їздів необмежений, оскільки в цьому випадку нижня бровка фор-

мованого з'їзду не виходить за межі обслуговуваної транспортної смуги (рис. 1.20, а). Для автомобільного транспорту ширина транспортної смуги  $k=17$  м, ухил з'їзду  $i=4^\circ$ , для кута нахилу борту виїзної траншеї  $\alpha=45^\circ$ . На рис. 1.21 приведений графік залежності кроку перенесення з'їзду  $p$  від кута укосу порід, що складають його  $\beta$ .

З графіка виходить, що максимальне значення кроку  $p$  досягається при кутах нахилу гірських порід, що створюють з'їзд  $\beta$ , близьких до кута укосу порід борту виїзної траншеї  $\alpha$ , а при їх рівності і при  $\beta > \theta$  крок перенесення необмежений і може вибиратися залежно від конкретних гірничотехнічних і організаційних умов. Тому з'їзд бажано створювати з порід з відповідними фізико-механічними властивостями.

Як вказано вище, одна з переваг від використання переміщуваних напівтраншей полягає в можливості збільшення кута укосу неробочого борту. Це досягається шляхом засипки неробочого борту, тому відсутня необхідність підтримки його в стійкому стані протягом всього терміну служби кар'єру (кут  $\alpha_0$ , рис. 1.22). Отже, заоткоска неробочого борту здійснюється під кутом, який визначається за умови його короткочасної стійкості (кут  $\alpha_k$ ). Це можна реалізувати за наступними напрямками. Перший напрям передбачає збільшення коефіцієнта вилучення корисної копалини, що залягає під укосом борту, друге – зменшення обсягу розкривних робіт  $\Delta V$  за рахунок зменшення довжини фронту робіт. У першому випадку межа кар'єру зверху 1 (рис. 1.22) неробочого борту 2 залишається незмінною, а по корисній копалині зміщується у бік цілику на величину  $\Delta$ . Це дозволяє залучити у відпрацювання додаткові запаси 3, розташовані у прибортовій зоні, без збільшення площі порушуваних земель. У другому випадку межа кар'єру 4 по корисній копалині залишається незмінною, а межа зверху 5 зміщується на величину  $\Delta$  у бік виробленого простору кар'єру, що скорочує обсяг розкривних робіт на величину  $\Delta V$ .

Для першого випадку збільшення коефіцієнта вилучення складе:

$$\Delta k = \frac{V_{\delta}}{V} = \frac{L_{\delta} \cdot H_{\delta} \cdot m_{\delta} \cdot \gamma (\operatorname{ctg} \alpha_{\delta} - \operatorname{ctg} \alpha_{\kappa}) \cdot k_{\delta}}{L_{\phi} \cdot L_{\delta} \cdot m_n \cdot \gamma \cdot k_n},$$

де  $V_B$  – додатковий обсяг корисної копалини в прибортовій зоні, т;

$V$  – розрахунковий обсяг запасів у межах кар'єрного поля, т;

$L_D$  – довжина кар'єрного поля по корисній копалині, м;

$H_B$  – висота неробочого борту, м;

$m_B$  – відповідно середня потужність корисної копалини в прибортовій зоні, м;

$\gamma$  – об'ємна маса корисної копалини, т/м<sup>3</sup>;

$\alpha_D, \alpha_K$  – кути укосу борту за умовами забезпечення, відповідно, його довготривалій і короткочасній стійкості, град;

$L_{\phi}$  – середня довжина фронту видобувних робіт на кар'єрі, м;

$m_N$  – потужність корисної копалини в зоні проходження фронту видобувних робіт, м;

$k_B, k_N$  – коефіцієнти вилучення корисної копалини відповідно, в прибортовій зоні і на фронті видобувних робіт.

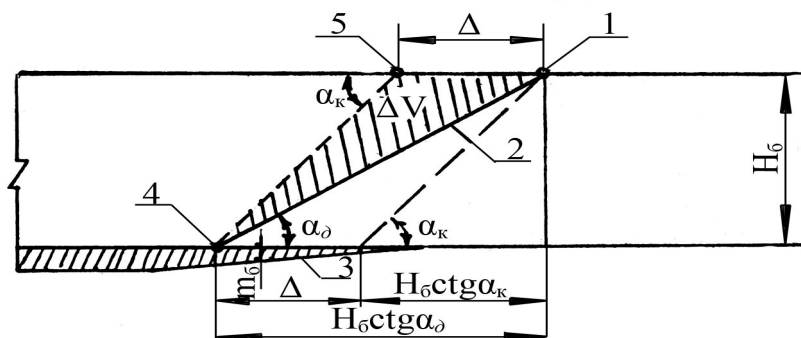


Рисунок 1.22 - Схема до встановлення ефективності збільшення кута укосу неробочого борту кар'єру: 1,5 – межа кар'єру по верху; 2 – неробочий борт; 3 – додаткові запаси; 4 – межа кар'єру по корисній копалині

Приймаючи  $m_{\delta} \approx m_n$  та  $k_{\delta} \approx k_n$ , отримаємо спрощену формулу для визначення збільшення коефіцієнту вилучення (таблиця 1.2):

$$\Delta k = \frac{[H_{\delta} (ctg \alpha_{\delta} - ctg \alpha_k)]}{L_{\phi}}$$

Таблиця 1.2 - Збільшення коефіцієнту вилучення корисної копалини  $\Delta k$  залежно від параметрів технологічної схеми

Висота неробочого борти виїзної траншеї $H_B$ , м	Середня довжина фронту видобутку $L_{\phi}$ , м	Кут укосу борту, град.		Коефіцієнт $\Delta k$ 100 %
		за умовою довготривалою стійкості $\alpha_{\delta}$	за умовою короткочасної стійкості $\alpha_k$	
50	1500	32	37	1
	2000			0,7
	2500			0,5
60	1500	25,5	30,5	1,6
	2000			1,2
	2500			1
80	1500	20	25	3,2
	2000			2,4
	2500			2
100	1500	17	22	5,3
	2000			4
	2500			3.2

### 1.5.2 Внутрішньокар'єрна транспортна перемичка

Стаціонарна поперечна транспортна перемичка використовується для скорочення відстані перевезення гірської маси до місця її розвантаження (рис. 1.23). Перемичка формується приблизно посередині фронту робіт і збільшує його довжину на величину закладення основи перемички. Запаси, що знаходяться в перемичці, як правило, втрачаються або вимагають значного збільшення обсягу додаткових робіт. Така схема застосовувалася на Басанському кар'єрі МГОКа і вже застосовується або запроектована для надпотужних розрізів КАТЕК.

Використання транспортної перемички, яка відпрацьовується, дозволяє уникнути консервації в ній частини запасів, а, тому й уникнути їх втрат або замічення. Крім того, ліквідація перемички дозволяє зменшити обсяг розкривних робіт, а отже, і площа порушуваних земель за рахунок збільшення обсягу

видобутку, що доводиться на 1 м погонної довжини розкривного фронту. Відробіток перемички може вестися незалежно або залежно від посування забійного фронту [7].

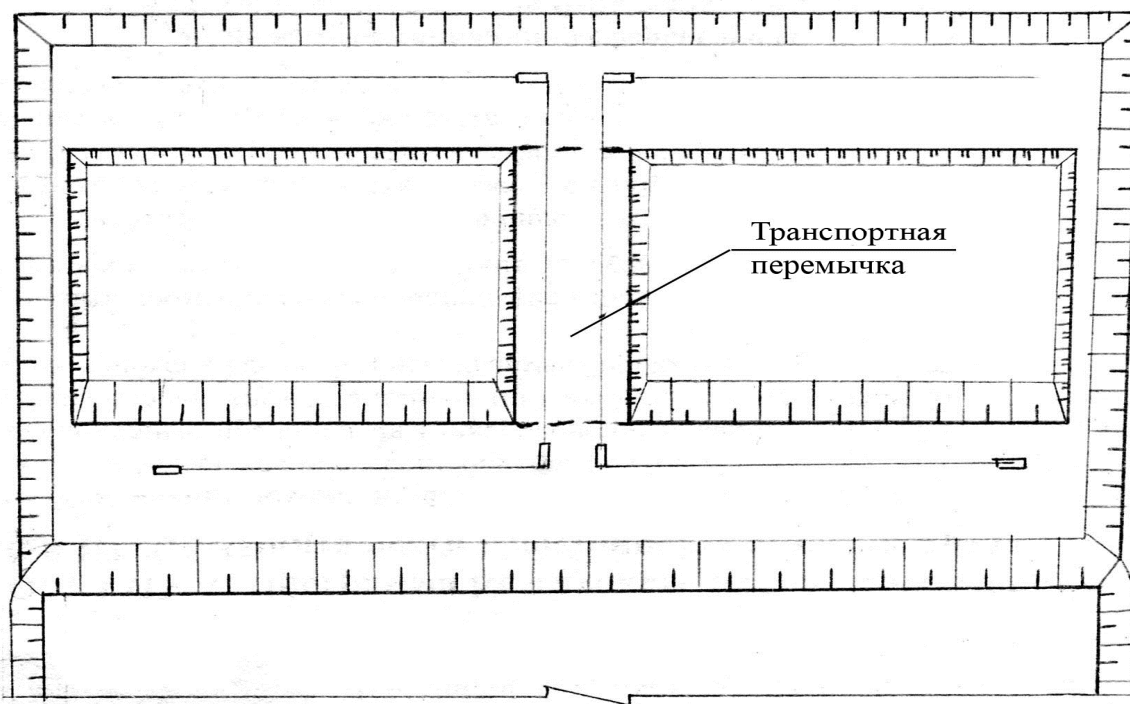


Рисунок 1.23 - План кар'єру з транспортною перемичкою

### 1.5.3 Незалежне відпрацювання перемички

Незалежна від посування забійного фронту під ліквідацією перемички мається на увазі короткочасна консервація перемички і подальша її відпрацювання виходячи з технологічних, технічних і організаційних умов, що склалися, на кар'єрі. В цьому випадку, корисна копалина з перемички може бути використана і для компенсації нерівномірності видачі його з кар'єру.

Суть способу полягає в наступному. Блоки А і В (рис. 1.24) відпрацьовують мінеральну сировину, що міститься у верхньому 1 і нижньому 2 уступах. Порожні породи переміщуються в основні відвали 3, корисна копалина або гірська маса навантажується на магістральні транспортні комунікації 4, 7 і видається за межі кар'єру. Блоки розділені ціликом-перемичкою 8, на якій розташовані комунікації 4. У міру відпрацювання одного з блоків, наприклад, блоку А, в його виробленому просторі створюється насип 9. При цьому враховується, що



насип не повинен утрудняти ведення гірських робіт в блоці, де виконуються їх неодружені перегони і інші операції, і тому повинна знаходитися на відстані не ближче за ширину зони (робочого майданчика), необхідної для нормальної роботи устаткування (на рис. 1.23 ця відстань прийнята виходячи з ширини робочого майданчика нижнього уступу, який і визначає величину відставання насипу). Потім, на сформованому насипу 9 вмонтовується або переноситься частина магістральних комунікацій 7. Їх довжина буде визначатися положенням насипу 9 відносно фронту ведення робіт в блоці. З останньою частиною магістральних комунікацій 4, які розташовані як на перемичці 8, так і на кордоні блоків у заборі, комунікації 7 зв'язуються комунікаціями 5, 5', 6, 6'. Виходячи із зручності пересування, особливо при конвеєрному транспорті, комунікації 5, 5', 6, 6' розміщують паралельно забійним транспортним комунікаціям 10. Це зумовить їх паралельне один одному і самим собі переміщення у міру посування фронту робіт блоків.

В процесі відпрацювання фронту робіт заходками 11 відбувається його посування в напрямку, вказаному стрілками. Під час виїмки заходки виймально-навантажувальним комплексом насип 9 нарощують в тому ж напрямку. Якщо описані вище умови не дотримуються і насип може перешкодити нормальній роботі устаткування, то її остаточне нарощування здійснюють після доопрацювання заходки. Після доопрацювання комплекс 12 повертається на початок заходки, яку, як правило, починають відпрацьовувати з боку, протилежній перемичці. Під час цього холостого ходу і здійснюють нарощування насипу 9. Нарощування здійснюють породами або передового, або основного уступів. При цьому виходять з їх властивостей, зручності і раціональності їх переміщення у вказане місце. Періодичність нарощування насипу 9 вибирається в залежності з конкретних умов відробітку родовища, і може здійснюватися як після відробітку кожної заходки, так і після відробітку декількох заходок.

При умові створення фронту робіт для уступу, що пролягає нижче, 2, уступ 1, лежачий вище, має бути відпрацьований раніше того, що пролягає нижче, і перенесення транспортних комунікацій теж повинне здійснюватися в тій

же послідовності їх відпрацювання. Тому для безперешкодного переміщення комунікації 5, відповідною вищерозміщеному уступу 1, відстань між нею і комунікацією 5, обслуговуючою уступ, що пролягає нижче, 2, має бути не менше величини  $S$ , тобто величини перенесення комунікацій в забої плюс мінімальний зазор  $X$ , що залишається між ними після перенесення.

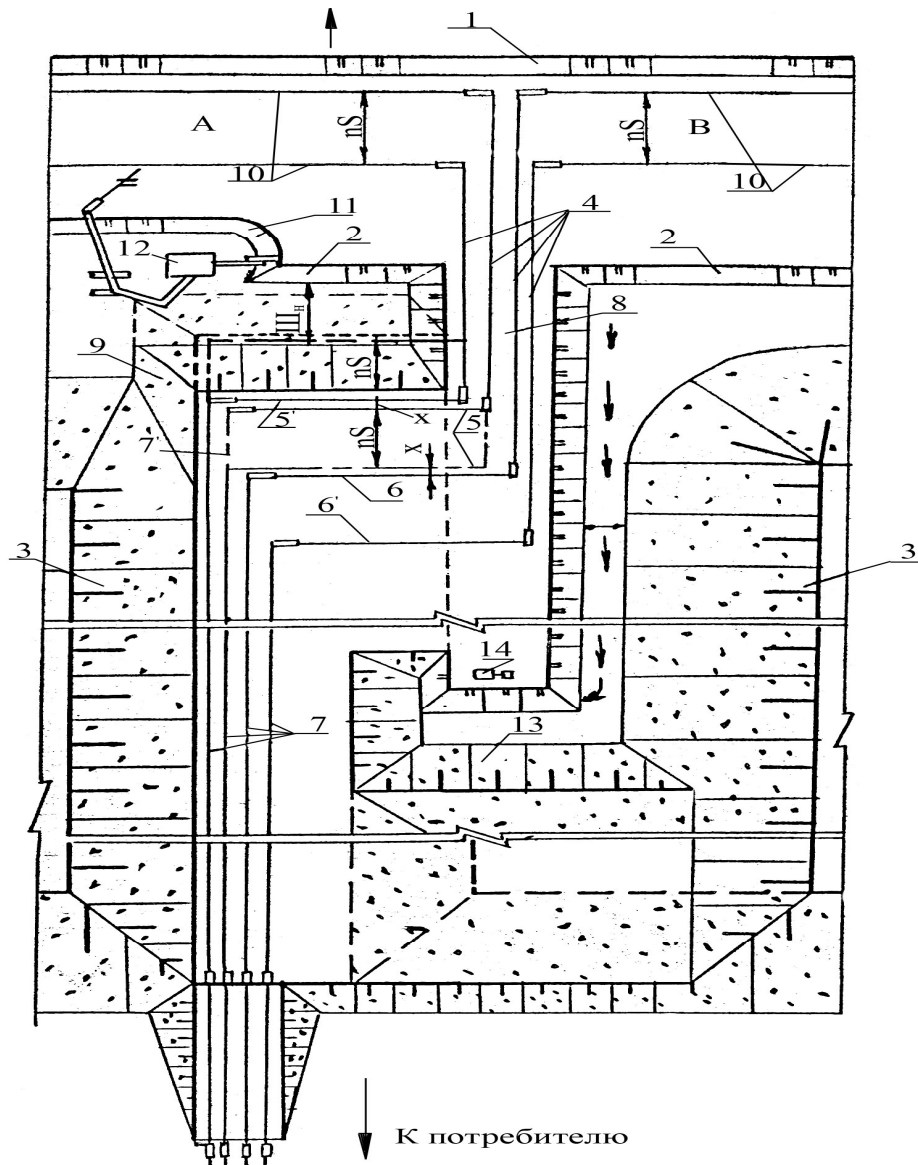


Рисунок 1.24 - Незалежне відпрацювання перемички: 1,2 – відповідно, верхній і нижній розкривний уступ; 3,13 – відвали порожніх порід; 4-7 – транспортні комунікації; 8 – цілик - перемичка; 9 – насип; 10 – забійні конвеєри; 11 – ширина заходки; 12 – видобутком комплекс; 14 – додаткове устаткування

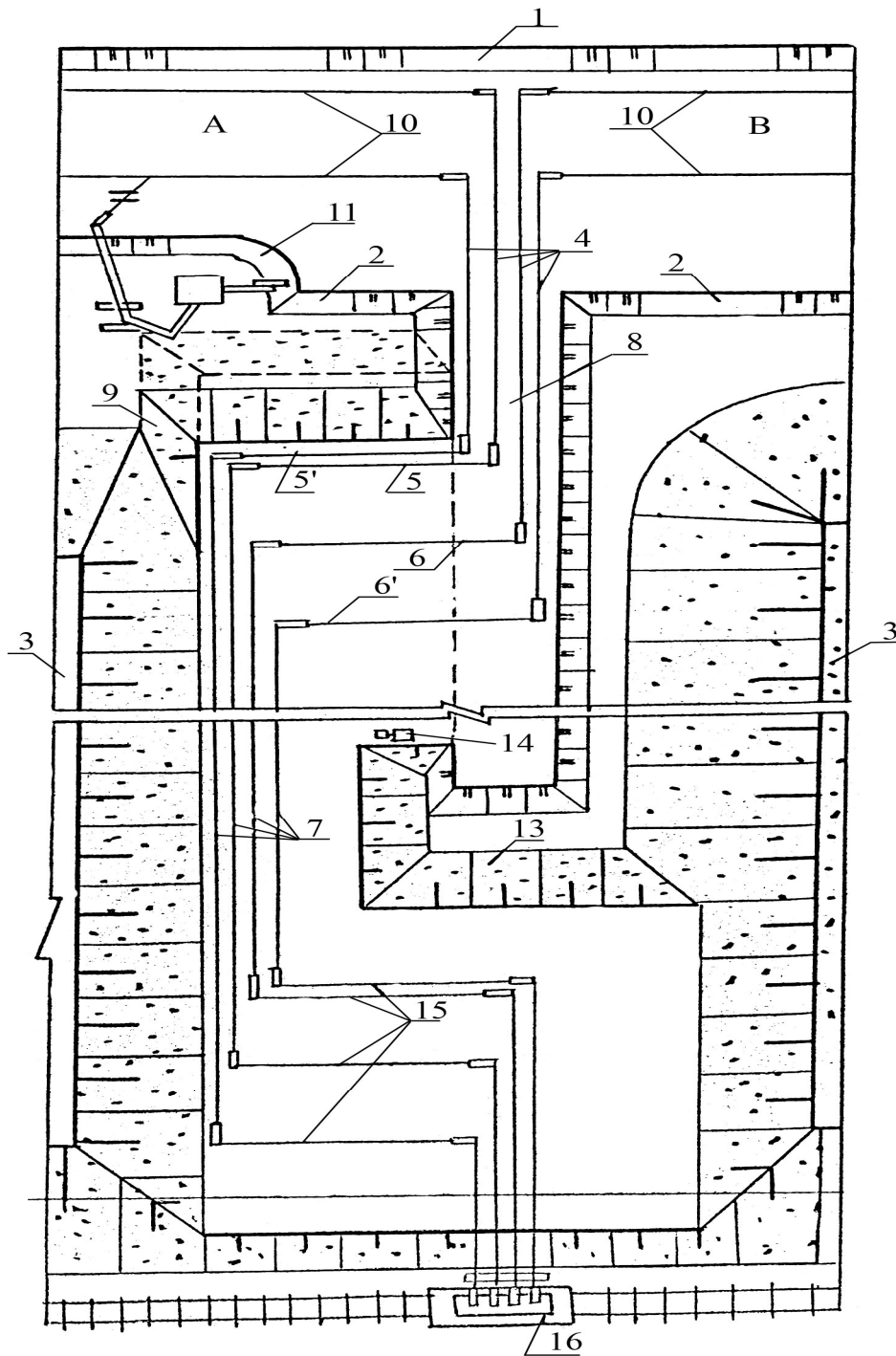


Рисунок 1.25 - Незалежне відпрацювання перемички при збереженні пунктів відвантаження корисної копалини: 1,2 – відповідно, верхній і нижній розкривний уступ; 3,13 – відвалів порожніх порід; 4-7 – транспортні комунікації; 8 – цилік -перемичка; 9 – насип; 10 – забійні конвеєри; 11 – ширина заходки; 12 – видобуток комплекс; 14 – додаткове устаткування; 15 – поперечні транспортні перемички; 16 – перевантажувальний пункт

Ця відстань може прийматися, виходячи з організаційних зручностей, рівним або кратним (при перенесенні комунікацій після відробітку декількох заходок) ширині, відповідно,  $S+X$  або  $nS+X$ , де  $n$  – число відпрацьованих заходок. Величина нарощування насипу 9 вибирається також відповідно до ширини відпрацьованою або відпрацьовуваних заходок  $S$  або  $nS$ . Відстань між комунікаціями 6 і 6' (блоку У вибирається аналогічно А, зазор між комунікаціями, обслуговуючими верхні уступи блоків А і В, може прийматися рівним мінімальному  $X$ , якщо перенесення комунікацій блоку А виробляється ранішим, ніж в блоці В, або  $nS + X$ . В цьому випадку зменшується організаційна залежність між веденням робіт в блоках. Переміщення магістральних комунікацій 4 здійснюють уздовж своєї осі, для чого їх виконують по залізничній дорозі, а зв'язок магістральних комунікацій 5, 5', 6, 6' з комунікаціями 7 здійснюють за допомогою нарощування розташованих на насипі магістральних комунікацій 7 відрізками, наприклад, аналогічними відрізу 7' одній з цих комунікацій. Після відробітку подальших заходок процес повторюють.

У міру просування фронту робіт комунікації 4, 5, 5', 6, 6' звільняють транспортну перемичку 8. Це створює можливість відпрацювання копалини, що залягає в ній. При цьому звільняють укис перемички від порожніх порід, які переміщують, наприклад, у відвал 13 і виробляють виїмку перемички додатковим устаткуванням 14. Перемичка може бути також відпрацьована технологічним устаткуванням, прийнятим для основного уступу 2 блоку В, що пролягає нижче, для чого устаткування переміщують з вказаного блоку холостим ходом по бермі, що заздалегідь залишена до місця відпрацювання (переміщення устаткування показане стрілками). Відставання забою відпрацювання перемички жорстко не регламентоване, і може вестися незалежно від пересувань конвеєрів і ведення гірничих робіт в блоках. Воно може бути як безперервним, так і епізодичним.

Вироблений простір після відпрацювання перемички може залишатися незаповненим, але для збільшення коефіцієнта заповнення відвалів і збільшення площі рекультивації їх поверхні, його заповнюють порожніми породами.

Бажано, аби відмітка кривлі цього відвала 13 збіглася з верхньою відміткою основного відвала 3. В такому разі зменшується число укосів відвала, які рекультивациї не підлягають. Магістральні конвеєри 7 видають корисну копалину (гірську масу) або безпосередньо споживачеві (рис. 1.23), або до перевантажувального пункту 16 (рис. 1.24).

Слід врахувати, що якщо в другому випадку є стаціонарний перевантажувальний пункт, то в кар'єрі, що діє, зсув магістральних комунікацій 7 з перемички 8 відводить вантажопотік убік від пункту перевантаження. Щоб уникнути його перенесення в нове місце видачі корисної копалини поперечними транспортними перемичками 15 вантажопотік повертають на місце колишньої перемички, яку замінюють (на її місці) насипом з порожніх порід 13, зберігаючи, таким чином, місця розвантаження 16 магістральних комунікацій. З магістральних комунікацій, в такому разі, раціонально нарощувати ті, які розташовані на кривлі сформованою, на місці перемички 8 насипів 13. Це дозволить містити комунікації 4, 7 постійної довжини і переміщати їх у міру посування фронту робіт лише уздовж своєї осі. Для збереження положення яких-небудь гілок транспортних комунікацій однією відносно іншої допускається також нарощування комунікацій 4 або 7. Але аби не припинялися процеси по нарощуванню насипів 9, 13 і відробітку перемички слідує формування насипу 9 під магістральні комунікації 7, відробіток перемички 8, формування насипу 13 на місці спрацьованої перемички і відробіток найосновнішої частини фронту жорстко не зв'язувати між собою. Відстань між магістральними комунікаціями 5, 5', 6, 6', 15 вибирається залежно від взаємного впливу порядків ведення робіт на уступах окремих блоків, а також взаємного впливу відробітку блоків в цілому.

#### 1.5.4 Залежне відпрацювання перемички

Залежне від посування забійного фронту відпрацювання перемички [7] відрізняється від незалежного відпрацювання перемички тим, що воно здійснюється одночасно з відпрацюванням забійного фронту. Це виключає використання додаткового устаткування або додаткових маневрів основного устаткування

при відпрацюванні перемички. Для цього мінеральну сировину відпрацьовують таким, що випереджає А і що відстає В блоками (рис. 1.26), що дозволяє формувати і потім відпрацьовувати перемичку як одне ціле з гірською масою відстаючого блоку.

Запропоноване технічне рішення здійснюють таким чином. У міру відпрацювання випереджаючого блоку А в його виробленому просторі формують насип 1. На насипу розміщують частину магістральних комунікацій 2, 2' блоку А. З частиною комунікацій, що залишилася, 3, 3', розміщеною на цілику-перемичці, їх зв'язують транспортні комунікації 4, 4'. На місці корисної копалини, що витягується, нарощують насип 1, пересувають на неї комунікації 4, 4', нарощують по довжині комунікації 2, 2' і знов відновлюють їх зв'язок з комунікаціями 3, 3', які, переміщують уздовж своєї осі до зв'язку із забійними комунікаціями 5, 5'. Забійні комунікації також перед цим пересувають услід за відпрацьованою корисною копалиною. Величина нарощування насипу, переміщення комунікацій 4 – 5 дорівнюють ширині відпрацьованої заходки А' або кратній їй. Відстаючий блок В зміщують назад відносно блоку А. Мінімальна величина зсуву при цьому визначається по формулою:

$$L = H + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha + N + A, \text{ м}$$

де  $L$  – величина відставання блоку, м;

$H$  – величина робочої зони нижнього уступу випереджаючого блоку, м (потрібний для безперешкодної роботи устаткування, зайнятого на виїмці уступу);

$h$  – висота насипу, м;

$\alpha$  – кут укосу, град.;

$A$  – ширина заходки, м;

$N$  – мінімальна ширина смуги для розміщення транспортних комунікацій, м.

Мінімальна ширина смуги для розміщення транспортних комунікацій рівна:

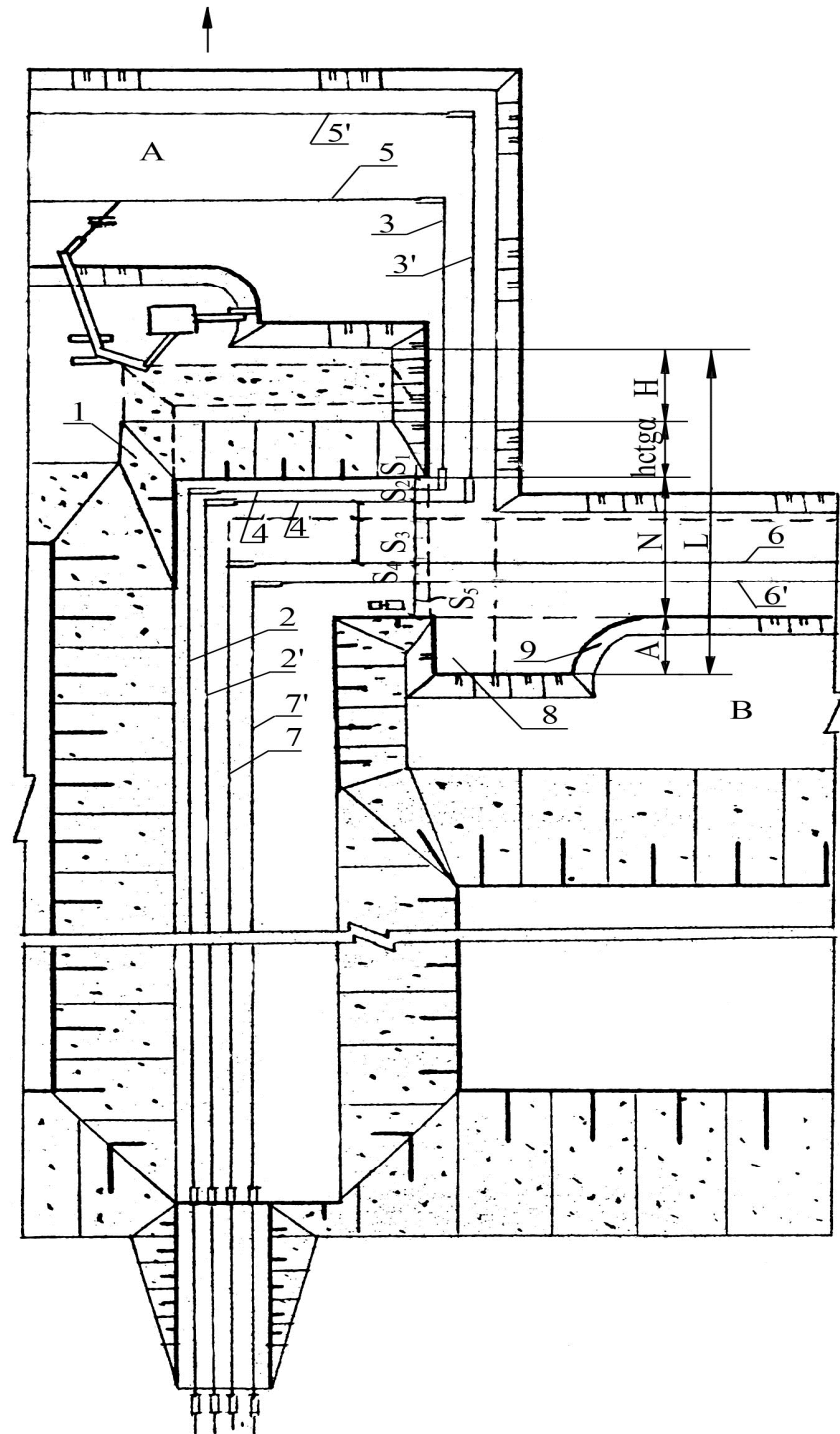


Рисунок 1.26 - Залежне відпрацювання перемички: 1 – насип; 2,3,4,7 – магістральні конвеєр; 5,6 – забійний конвеєр; 8 – цілик-перемичка; 9 – вибій блоку В

$$N = S1 + S2 + S3 + S4 + S5, \text{ м.}$$

де  $S1$  – відстань між верхньою бровкою насипу 1 і віссю комунікації, м;

$S2$  – відстань між осями комунікації 4 і 4( верхнього уступу, м;

$S3$  – відстань між осями комунікацій 4( і 6, обслуговуючих верхній уступ блоків А і В, м;

$S4$  – зазор між транспортними комунікаціями, обслуговуючими відстаючий блок В, м;

$S5$  – відстань, необхідна для розміщення устаткування, призначеного для розтину укусу перемички від порожніх порід, м.

З врахуванням перенесення забійних комунікацій відстаючого блоку в нове положення після відпрацювання заходки шириною ( зазор  $S3$  вибирають рівним її ширині ( плюс зазор (, який повинен залишитися між комунікаціями, обслуговуючими верхній уступ.

Оскільки закономірний розтин укусу перемички виконується на ширину заходки А блоку В, то ця відстань може називатися відстанню від осі комунікацій, обслуговуючих нижній уступ, до верхньої бровки заходки, якою відпрацьовують відстаючий блок В. Забійні комунікації 6, 6' блоку В подовжують за межі цілику-перемички на насип 1. На насипі їх сполучають з магістральними комунікаціями 7, 7'.

У міру відробітку корисної копалини в блоці В забійні комунікації 6, 6' переміщують услід за ним. При цьому вони звільняють частину цілику-перемички 8, яка відпрацьовується забоем 9 блоку В як частина корисної копалини, що залягає в контурах його заходки А.

#### 1.6 Розробка технологічної схеми доопрацювання законсервованих в кар'єрі запасів марганцевої руди

За часів функціонування ОГЗК як акціонерного товариства на Богданівському кар'єрі було законсервовано частину запасів марганцевої руди. Складні гірничо-геологічні умови та низька ефективність технологічної схеми, що існувала призвела до зупинення кар'єру. На сьогоднішній день актуальною задачею є розробка нових технологічних схем відпрацювання цих запасів внаслідок зниження продуктивності інших кар'єрів ОГЗК.



Богданівська ділянка марганцевої руди є складовою частиною Запорізького кар'єру. Рудне тіло входить до цілика приколійного складу руди, яка відпрацьована Богданівським кар'єром. Промислові запаси марганцевої руди, що залишилися складають 6,8 млн. т та розташовані в межах, які представляють собою складну геометричну фігуру з основними запасами під міжланковим ціликом (рис. 1.27).

З метою відпрацювання запасів руди ВАТ "ОГЗК", що залишилися на Богданівській ділянці Запорізького кар'єру запропоновано технологічні схеми, які дозволяють знизити обсяги гірничопідготовчих робіт за рахунок поблокового (4 блоки) видобування руди.

Рекомендовані схеми являють собою ускладнену безтранспортну систему розробки при потужності розкриву до 45 м (I-й блок – "Північ" та II-й блок – "Північ-Центр"), а також комбіновану (при потужності розкриву до 70 м), яка включає транспортну систему розробки із застосуванням автомобільного транспорту та ускладнену безтранспортну (III-й блок – "Центр" і IV-й блок – "Південь"). При цьому ускладнена безтранспортна система розробки для III й IV-го блоків рекомендована для потужності розкривних порід 55 м. Розкривне устаткування – драглайни ЭШ-20/72, яке переганяється із Запорізького кар'єру (після повного відпрацювання запасів на основному полі).

Сутність наведених технологічних схем (рис. 1.28) ускладненої безтранспортної системи розробки (УБСР) полягає в наступному. На першому етапі відпрацювання розкривних порід потужністю 43 м екскаватор ЭШ-20/72 встановлюється на проміжному майданчику розкривного уступу та виконує скидання породи в залишковий вироблений простір попередньої заходки, а також проходить вруб (рис. 1.27, а). На другому етапі (рис. 1.27, б) крокуючий екскаватор переєкскавує розкривні породи, які розміщені у передвідвалі (II-ге положенні екскаватора). Після цього екскаватор здійснює до розкриття пласта корисної копалини (III-є положення).

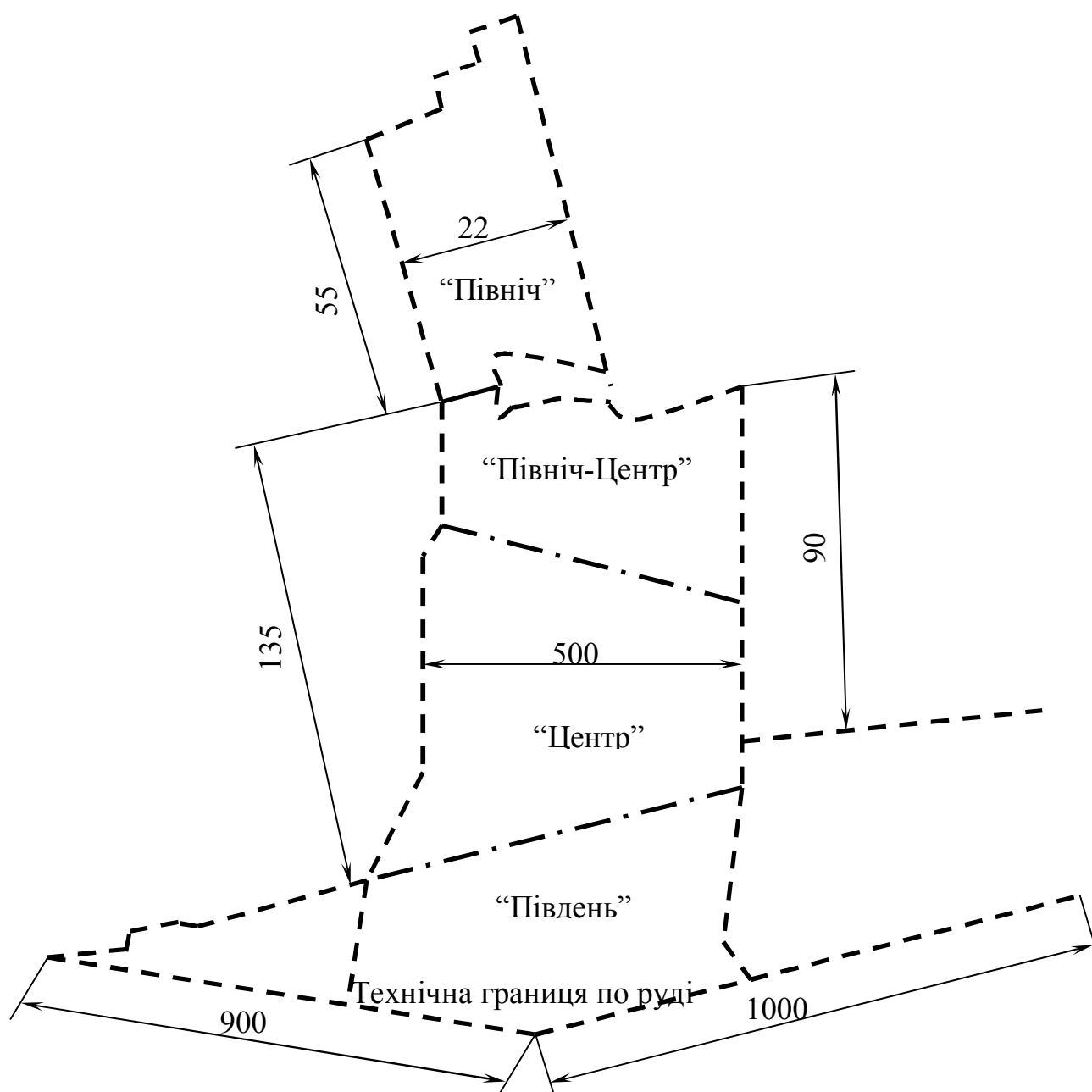


Рисунок 1.27 - Границі відпрацювання пласту марганцевої руди на Богданівській ділянці Запорізького кар'єру

Марганцева руда виймається драглайном і тимчасово складається на передвідвалі на підготовлений та спланований завчасно бульдозером майданчик. Обсяг розкриву, що переекскавується складає  $1260 \text{ м}^3$  на 1 м довжини фронту розкривних робіт (коефіцієнт переекскавації  $K_n=0,74$ ). До важливих недоліків технологічної схеми УБСР, яка розглядається, слід віднести наступне: наявність

великої кількості переходів ЭШ та збільшення величини коефіцієнту переекскавації  $K_{II}$ .

Наведені технологічні схеми рекомендуються Орджонікідзевським ГЗК для відпрацювання розкривних порід в блоках “Північ” та “Північ-Центр”, де потужність розкривних порід складає 43 м.

Для розробки розкривних порід в блоках “Центр” та “Південь”, де потужність розкриву складає 70 м, ОГЗК рекомендується комбінована система розробки, при якій 55 м розкриву відпрацьовується за УБСР, а 15 м – за транспортною схемою з використанням екскаватору типу ЭКГ та автосамоскидів (рис. 1.29). Зазначена технологічна схема УБСР має такі ж недоліки, як і попередня. Виходячи з умови ефективності ускладненої безтранспортної системи розробки [8], коефіцієнт переекскавації в разі застосування цієї системи досягає значної величини ( $K_n=1,74$ ), що робить її використання економічно неприйнятним:

$$C_B (1 + K_n) \leq C_{TP}$$

або

$$0,83(1 + 1,74) \leq 1,55 ,$$

де  $C_B$  та  $C_{TP}$  – відповідно вартість розробки  $1 \text{ м}^3$  розкривних порід за безтранспортною та транспортною системами. Величини  $C_B$  та  $C_{TP}$  для умов ОГЗК складають в середньому 0,83 та 1,55 відповідно.

З метою вибору найбільш ефективної технологічної схеми доопрацювання запасів марганцевої руди на Богданівській ділянці Запорізького кар’єру автором запропоновані схеми, які дозволять значно зменшити коефіцієнт переекскавації  $K_{II}$ , а також регулювати величиною результуючого кута укосу внутрішнього відвалу  $\beta_{PEZ}$  (табл. 1.3). Для порівняльної техніко-економічної оцінки були прийняті технологічні схеми, що передбачають використання крокуючих екскаваторів ЭШ-15/90 замість ЭШ-20/72, враховуючи те, що для ОГЗК річна продуктивність Богданівської ділянки по руді не нормується.

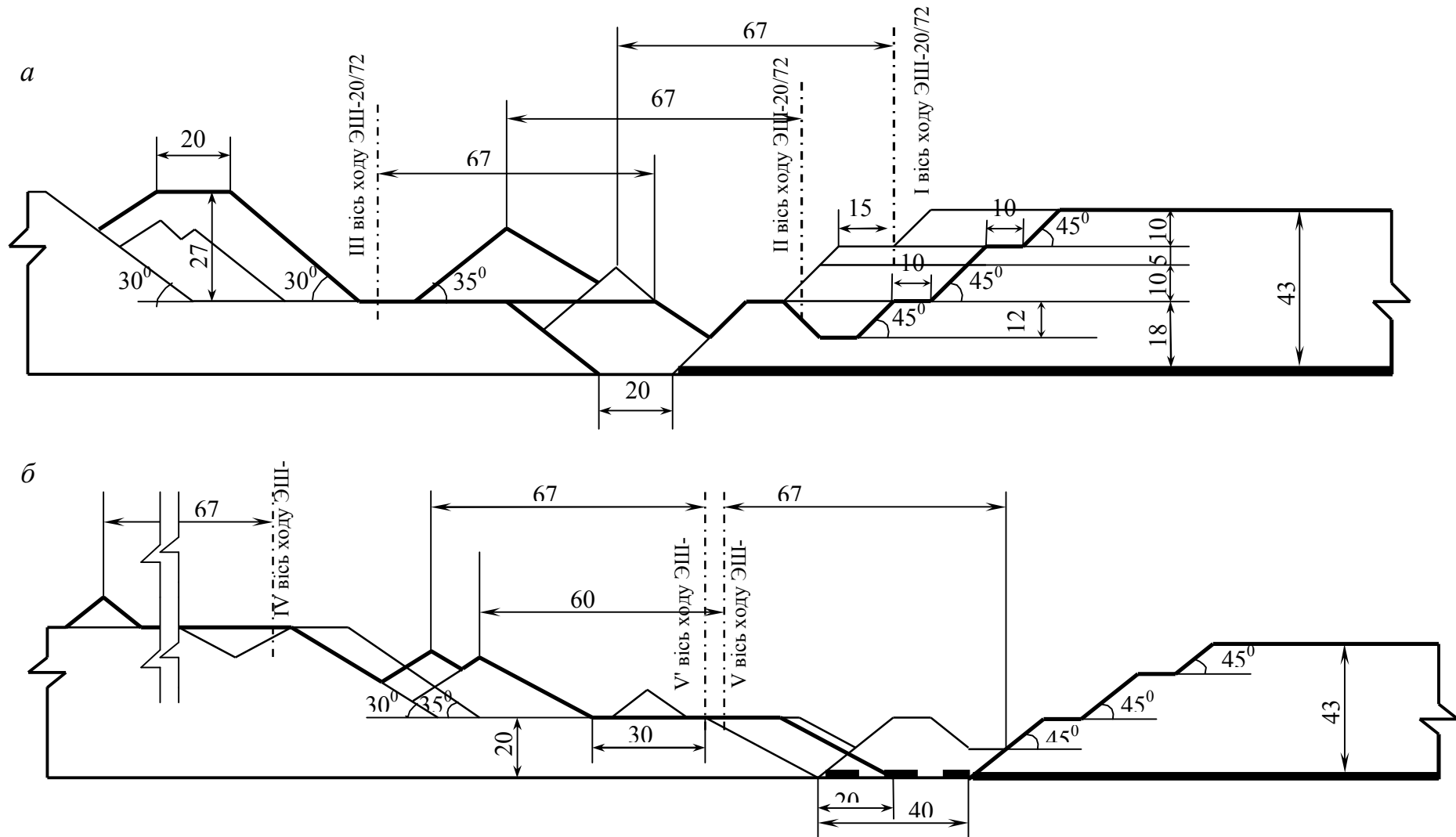


Рисунок 1.28 - Технологічна схема УБСР на ділянках “Північ” та “Північ-Центр” (схема І – базова): *а* – І етап (скидання, прохід врубу та формування перед відвалу; *б* – ІІ етап (розвантаження відвалів та розкриття рудного пласта)

Зокрема, враховані відомі з теорії та практики відкритої розробки горизонтальних родовищ додаткові фактори, які дозволяють зменшити коефіцієнт  $K_n$ , такі як:

- 1) зменшення ширини заходки драглайна;
- 2) зменшення всієї товщі розкривних порід, які відпрацьовуються за ускладненою БСР, до загальновідомих граничних величин 30...40 м [8].

З урахуванням вказаних змін можуть бути рекомендовані різні технологічні схеми (II...VI та VIII), сутність яких наведена на рис. 1.30, *a* та *б*, на якому представлені схеми II (III) і VI. Ці схеми різняться, насамперед, шириною заходки, що відпрацьовує драглайн, як початковою величиною, так і розрахунковими параметрами та показниками. Особливості та відмінності схем IV...V та VIII представлені в табл. 1.3.

Основним із розрахункових технологічних параметрів кожної схеми, що розглядається є результуючий кут укосу внутрішнього відвалу  $\beta_{PEZ}$ . Регулювання його величини (зменшення чи збільшення) можливо проводити двома шляхами. Перший передбачає розвантаження внутрішнього відвалу шляхом переєкскавації в верхній його частині порід додатковим драглайном (ЕШ-20/72 або ЕШ-6/45). При цьому кут  $\beta_{PEZ}$  визначається за формулою:

$$\beta_{PEZ} = \arctg \frac{H_0}{2R_{p_{max}} - (H_3 + h)ctg\gamma - B + R_{p.d}}, \text{ град.},$$

де  $H_0$  – висота внутрішнього відвалу, м;

$H_3$  – висота нижнього підступу (з врубом), м;

$h$  – потужність рудного пласта, м;

$B$  – безпечна відстань між віссю руху драглайна та верхньою брівкою передвідвалу, м;

$R_{p.d}$  – радіус розвантаження додаткового драглайна, який встановлено у верхній частині відвалу (рис. 1.30, *a*), м.

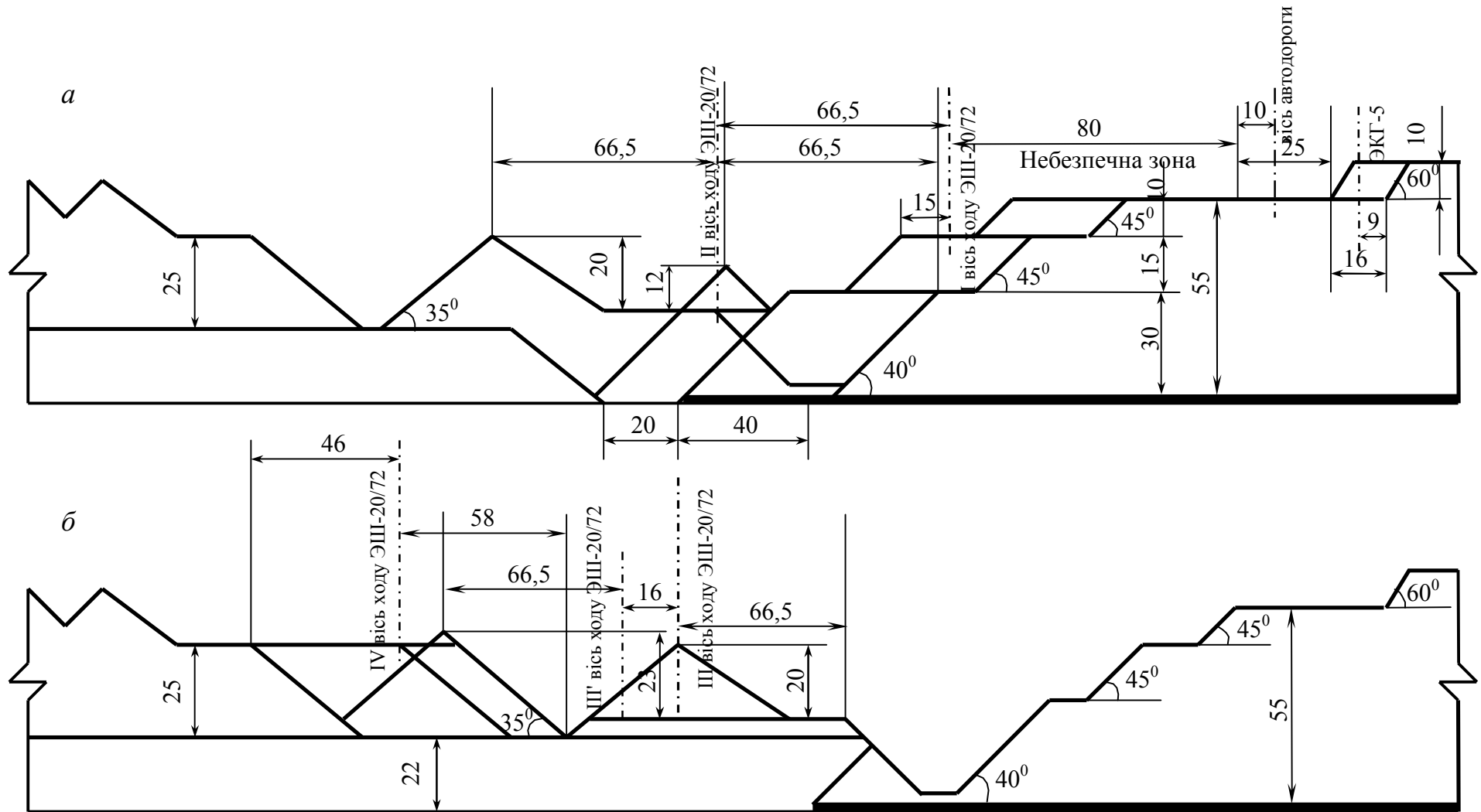
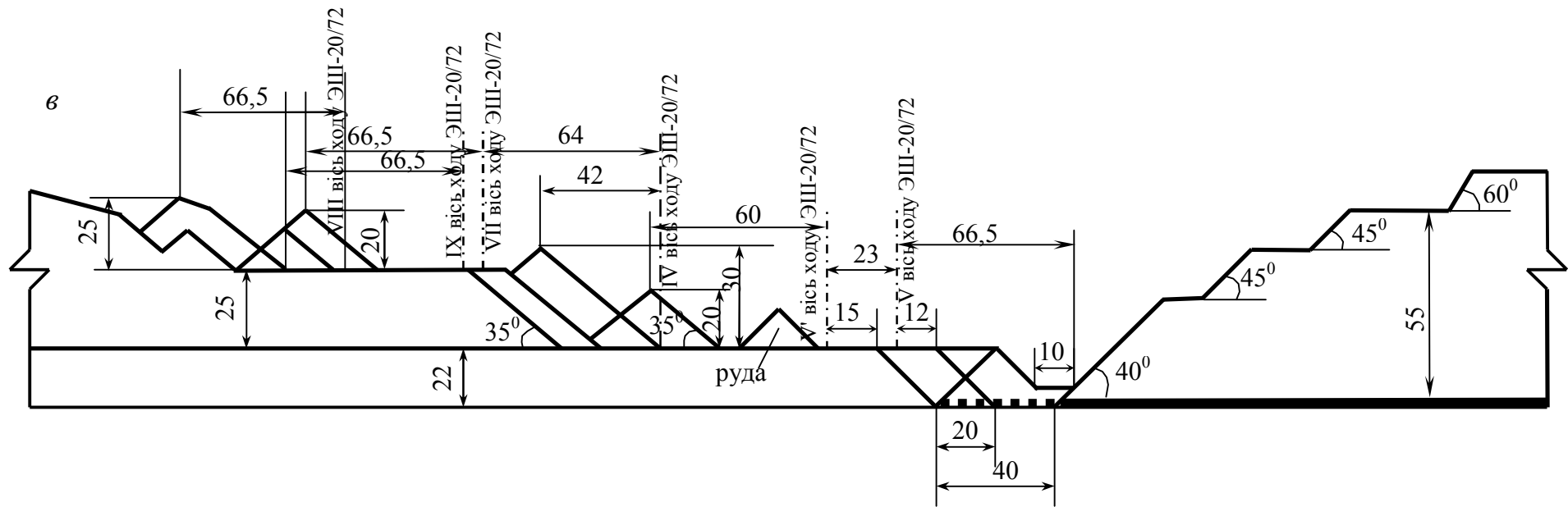


Рисунок 1.29 - Технологічна схема комбінованої системи розробки при  $H_6=70$  м (для УБСР – 55 м) – схема ІІ – базова



Продовження до рисунку 1.29 - Технологічна схема комбінованої системи розробки

Таблиця 1.3 - Вихідні та розрахункові параметри й показники технологічних схем, які порівнюються

Показники	Технологічні схеми							
	I (базова ОГЗК)	II	III	IV	V	VI	VII (базова ОГЗК)	VIII
Потужність розкриву, що відпрацьовується, $H$ , м	43	43	43	43	43	43	55	55
Система розробки	УБСР	УБСР	УБСР	комбінована		УБСР	УБСР	комбінована
Тип розкривного устаткування:								
- на передовому уступі ( $H_1$ )	-	-	-	ЭКГ-5	ЭКГ-5	-	-	ЭКГ-5
- на основному уступі ( $H_2$ )	ЭШ-20/72	ЭШ-15/90	ЭШ-15/90	ЭШ-15/90	ЭШ-15/90	ЭШ-15/90	ЭШ-20/72	ЭШ-15/90
- на передвідвалі	-	-	ЭШ-6/45	-	-	-	-	-
Ширина заходки драглайна, $A$ , м	40	40	40	40	40	30/30*	40	30
Висота уступів:								
$H_1$ , м	-	-	-	5	10	-	-	22**
$H_2$ , м	43	43	43	38	33	43/10:33	55	33
Результуючий кут укосу внутрішнього відвалу, $\beta_{рез}$ , град.	17...20	18	15...16	16	14	21/14	20	14
Коефіцієнт переєкспації, $K_n$	0,74	0,503	0,503	0,296	0,179	0,465/0,23	1,74	0,23
Технологічний коефіцієнт розкриву, $K_{в.т}$ , м <sup>3</sup> /т	18,71	16,16	16,16	13,53	12,23	15,75/12,64	37,6	15,23
Економічний коефіцієнт розкриву, $K_{в.е}$ , грн./т	15,52	13,41	13,41	12,1	11,82	13,07	31,27	18,25
Загальні експлуатаційні витрати	18,62	16,09	16,09	14,52	14,18	15,68/14,6	175,11	102,2
Економія витрат	0	2,53	2,53	4,1	4,44	2,94/4,06	0	72,91

Примітки: \* – схема з комбінованою системою розробки ( $H_1=10$  м;  $H_2=33$  м);

\*\* – два передових уступи.



Формула (1.28) також може бути використана для схем VI та VIII. Для інших схем:

$$\beta_{pez} = \arctg \frac{H_0}{H_{np} \operatorname{ctg} \beta_0 + B + O + R_{p.d} + R_{p.d}}, \text{ град.}, \quad (1.28)$$

де  $O$  – відстань між осями руху драглайна на передвідвалі (рис. 1.30, *a*), м.

У випадку відсутності розвантаження відвалів величина  $R_{p.d}$  не враховується. Вищенаведений підхід до регулювання кутом  $\beta_{pez}$  найбільш ефективно можна використовувати у разі необхідності переєкскавації частини порід за умовою приймальної ємності верхнього ярусу відвалу. Так, для схеми II, використавши додатковий драглайн невеликих лінійних параметрів (наприклад ЭШ-6/45) і переєкскавуючи породи об'ємом  $189 \text{ м}^3/\text{м}$  довжини відвального фронту робіт (рис. 1.30, *a*) можна зменшити кут  $\beta_{pez}$  з  $18\text{-}20^\circ$  до  $15\text{-}16^\circ$  (схема III). Значення кута  $\beta_{pez}$ , що отримані для всіх схем, які розглядаються (табл. 1.3) не перевищують максимально допустимих за умовою стійкості. Для гірничогеологічних та гідрологічних умов Богданівської ділянки Запорізького кар'єру граничні значення результуючого кута укосу внутрішнього відвалу складають  $20\text{...}21^\circ$  при коефіцієнті запасу стійкості  $\eta=1,1$ .

Враховуючи те, що довжина фронту розкривних робіт при відпрацюванні блоків “Північ” та “Північ-Центр” (рис. 1.27) складає лише  $200\text{...}250$  м, то  $\eta=1,1$  та відповідно йому значення кута  $\beta_{pez}=20\text{...}21^\circ$  прийнятне, виходячи з відносно короткочасного стояння ярусу відвалу, який відсипається.

Слід відмітити, що частіше всього викладений підхід до регулювання кута  $\beta_{pez}$  призводить до збільшення обсягу переєкскавації порід. Тому в кожному окремому випадку це необхідно враховувати. Другий шлях регулювання величини  $\beta_{pez}$  та одночасно зниження коефіцієнта переєкскавації порід – зменшення потужності розкривних порід, що відпрацьовуються за ускладненою безтранспортною системою розробки за рахунок використання транспортної системи розробки (ЭКГ + автосамоскиди або ЭШ + автосамоскиди) на верхньому підступі  $H_I$ . Так, для схем IV ( $H_I=5$  м) та V ( $H_I=10$  м) величина  $\beta_{pez}$  складе відповідно  $16^\circ$  та  $14^\circ$  (табл. 1.3).

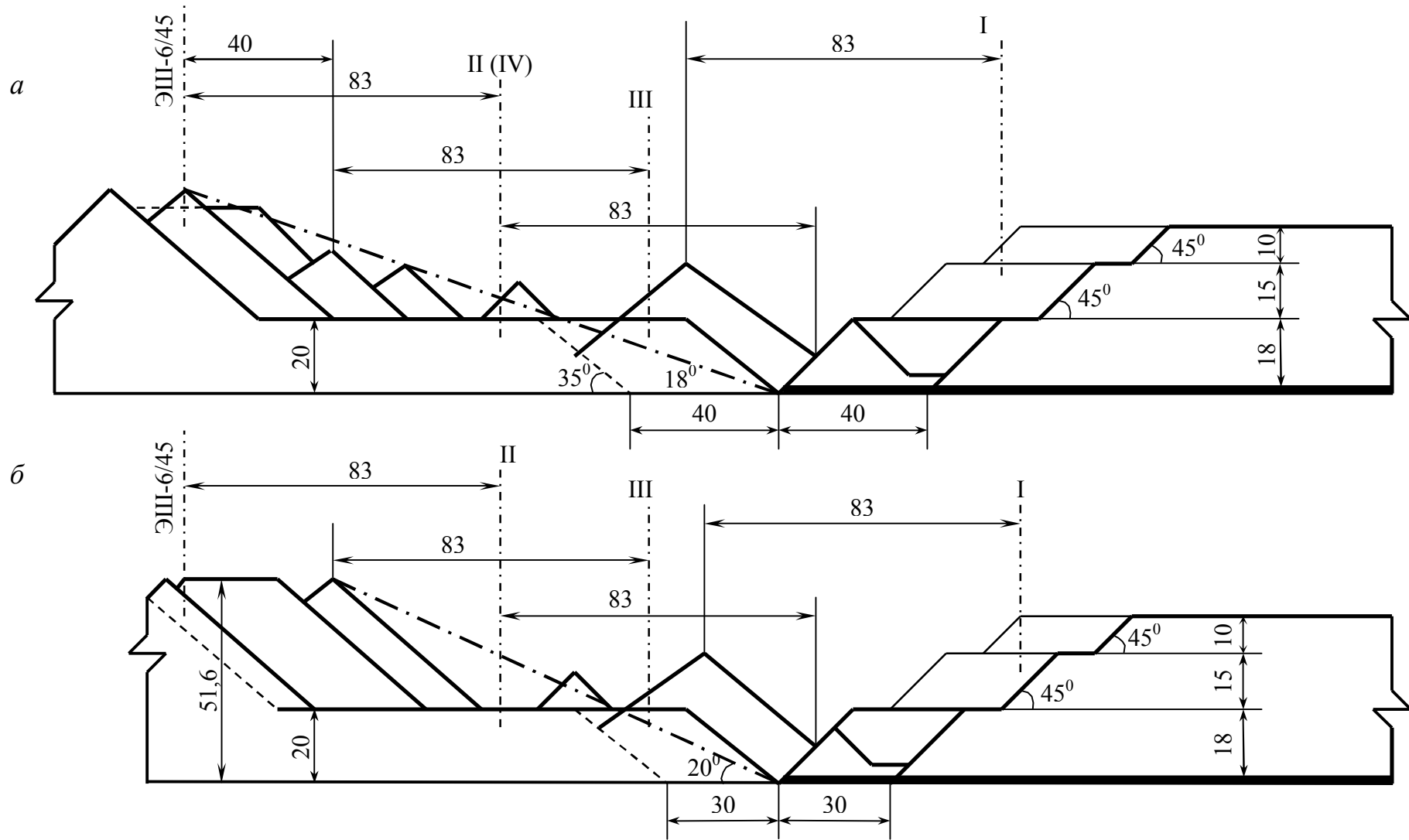


Рисунок 1.30 - Рекомендовані технологічні схеми: *a* – схема II (III); *б* – схема VI

Перехід з ускладненої БСР на комбіновану систему розробки дозволить зменшити технологічний  $K_{B.T}$  та економічний  $K_{B.E}$  коефіцієнти розкриву. Як видно з наведених результатів порівняльної оцінки технологічних схем, найменше значення коефіцієнтів  $K_{B.T}$  та  $K_{B.E}$  відповідають схемі V і складають 12,23 м<sup>3</sup>/т й 11,82 грн./т відповідно (табл. 1.3).

Аналогічний результат отримано й при оцінці схем за загальними експлуатаційними витратами  $\Sigma Z$  на відпрацювання промислових запасів руди на ділянці, що розглядається. Найменші витрати відповідають схемі V – 14,18\*10<sup>6</sup> грн. Близькі значення  $\Sigma Z$  мають схеми IV та VI, а. Економія витрат, тобто економічний ефект, при відпрацюванні блоків “Північ” та “Північ-Центр” відповідно складає 4,44; 4,1 і 4,06 млн. грн.

При відпрацюванні блоків “Центр” та “Південь” (загальні запаси 5,6 млн. т) рекомендується схема VIII, використання якої дозволить зменшити величину витрат на 72,91 млн. грн. (при відпрацюванні всіх запасів).

В разі відмови від використання комбінованої системи розробки блоків “Північ” та “Північ-Центр”, з причини відсутності додаткового устаткування (ЕЖГ, автосамоскидів), слід використовувати схеми II та VI (рис. 1.30).

## 2 РОЗРОБКА ПРИНЦИПІВ ТА МЕТОДИКИ УПРАВЛІННЯ КОНДИЦІЯМИ І ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ СКЛАДУВАННЯ НЕКОНДИЦІЙНОЇ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ

2.1 Розробка принципів і методики управління кондиціями на мінеральну сировину

2.1.1 Розробка принципів управління кондиціями на мінеральну сировину

Як відомо, для більшості кар'єрів України значення параметрів кондицій на руду були встановлені під час їх проектування ще в умовах директивної економіки.

За пройдений час змінилися гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови розробки родовищ, технічна характеристика устаткування, що застосовується, і технології видобутку, підготовки і переробки корисних копалин, масштаб цін на енергоносії, матеріали, комплектуючі та ін. З'явився фактор ринку, що визначає систему цін на кінцеву продукцію. У зв'язку з цим правомірним стало питання про підтвердження встановлених раніше значень параметрів кондицій і відповідності традиційної методології визначення кондицій, що використовується, сучасним технологічним можливостям і економічним умовам.

Виконаний аналіз науково-практичних розробок показав наступне [9]:

- існуючі на сьогоднішній день розробки методик техніко-економічного обґрунтування (ТЕО) кондицій на мінеральну сировину можна умовно розділити на традиційні, перехідні і ринкові, які відрізняються між собою повнотою урахування умов ринкової економіки та різним ступенем деталізації; переважна більшість розробок присвячено традиційним методикам;

- відповідно етапам освоєння родовища їх можна також розділити на методики ТЕО розвідувальних, проектних та експлуатаційних кондицій; переважна більшість розробок присвячено методикам ТЕО проектних кондицій;

- в найменшій мірі опрацьовані методичні питання визначення експлуа-

таційних кондицій на сучасному етапі розвитку економіки України, основною відмінною рисою якого є динамізм ринкових цінових і нецінових факторів впливу на гірниче виробництво;

- очевидно, що динамізм ринкових чинників буде впливати на стратегію освоєння родовища і її реалізацію, в т.ч. і на кондиції: ці категорії теж будуть динамічними, і, отже, ними потрібно управляти.

*Основні визначення, їх взаємозв'язок.* Під *стратегією* освоєння родовища в даній роботі пропонується розуміти вихідний основоположний цільовий принцип формування технологічних рішень (проектних і планових), що визначають розподіл об'ємів виїмки гірничої маси (за її видами) у кар'єрному просторі у часі. З системотехнічних уявлень випливає, що стратегія пов'язана з *метою* освоєння родовища, як принцип формування траєкторії динамічної природно-технологічної системи – кар'єру для досягнення заданої мети в просторі фазових координат (геологічних, технічних, технологічних, економічних, екологічних та ін.). Так як, в загальному випадку між метою і траєкторією її досягнення немає однозначної відповідності (одну і ту ж мету можна досягти різними траєкторіями), то траєкторія з мінімальними витратами ресурсів (фінансових, матеріальних, тимчасових і ін.) визначає раціональну стратегію досягнення мети. Таким чином, під *раціональною стратегією* освоєння родовища пропонується розуміти вихідний основоположний цільовий принцип формування технологічних рішень, що визначають розподіл об'ємів виїмки гірничої маси (за її видами) у кар'єрному просторі у часі і забезпечують досягнення мети освоєння родовища з мінімальними витратами ресурсів.

Очевидно, що і мета, і стратегія освоєння родовища є багатокомпонентними поняттями, що мають у своїй сукупності, в загальному випадку, невизначену ієрархічну структуру цілей. Так, наприклад, цілями освоєння родовища можуть бути: отримання максимального прибутку в найкоротший термін; отримання прибутку, не менше заданого, отримання прибутку в найкоротший строк та ін. З причини зміни з часом зовнішніх і внутрішніх умов мета освоєння родовища, передбачена проектом кар'єру, може відрізнятись від мети освоєння

родовища на стадії його експлуатації. Відповідно, стратегія освоєння родовища, прийнята на стадії проектування кар'єру, може відрізнятися від стратегії, яка реалізується на стадії його експлуатації та окремих етапів стадії експлуатації. Але обов'язковою умовою при цьому є несуперечність цілей і стратегій різного рівня.

Як уже зазначалося, в даній роботі розглядаються питання реалізації раціональної стратегії освоєння родовища в ході експлуатації кар'єру, а в якості керованого параметра прийнято зміна кондицій на мінеральну сировину.

*Позиціонування процедури зміни кондицій: взаємозв'язок з проектуванням і плануванням.* У технологічному аспекті відкритих гірничих робіт основним показником кондицій на мінеральну сировину є *бортовий вміст* корисного компоненту. По суті це один з головних проектних параметрів кар'єру, тому він безпосередньо взаємозалежний з іншими головними параметрами кар'єру (запаси корисних копалин, динаміка виробничої потужності та проектних контурів, термін експлуатації) і, *теоретично*, повинен визначатися рішенням єдиної системної задачі проектування головних параметрів кар'єру [10]. Не менш важливе значення бортовий вміст має і на стадії експлуатації: його зміна може вимагати перегляду не тільки поточних планових рішень, але і проектних рішень різних рівнів, а також ряду головних параметрів кар'єру.

Очевидно, що одним із засобів реалізації прийнятої стратегії освоєння родовища на стадії експлуатації кар'єру є система планування гірничих робіт на основі вихідного проектного календарного плану. У загальному випадку математичну модель задачі планування гірничих робіт можна представити таким чином:

$$F(K_t, Z_t, H_t, Q_t, T) \rightarrow \text{extremum} \quad (2.1)$$

$$\text{при } K_t \in K, Z_t \in Z, H_t \in H, Q_t \in Q, T \in T_{\text{можл.}} \quad (2.2)$$

де  $K_t, Z_t, H_t, Q_t, T$  – відповідно кондиції, запаси, планові контури кар'єру, виробнича потужність і термін експлуатації кар'єру на заданий  $t$ -й період планування;

$K, Z, H, Q, T_{\text{можл.}}$  – області можливих значень зазначених вище голов-

них параметрів кар'єру;

$F(K_t, Z_t, H_t, Q_t, T)$  – критерій оптимальності плану, за яким оцінюється ступінь досягнення мети.

Як видно з представленої загальної формальної постановки задачі планування гірничих робіт, зміна бортового вмісту *змінює область допустимих рішень* цієї задачі.

В даний час задачі планування гірничих робіт у постановці (2.1) - (2.2) в практиці не вирішуються через її складність, а замінюються різними емпіричними множинами окремих задач. Однак статус зміни бортового вмісту, як засобу зміни області допустимих рішень, при цьому зберігається.

У зв'язку з цим актуальним є питання встановлення *періоду*, для якого необхідно (доцільно) змінювати бортовий зміст. На наш погляд, мінімальний можливий такий період - рік, оскільки короткострокові контракти постачання концентрату на менший термін є скоріше винятком, ніж системою. Максимальний можливий такий період - термін експлуатації кар'єру, що залишився. В цьому випадку, по суті, мова йде про відому складну задачу встановлення періоду прогнозу кон'юнктури ринку, що забезпечує необхідну достовірність даних.

Не менш важливе питання - встановлення *масштабів та змісту змін* поточних технологічних параметрів гірничих робіт (ширина робочих площадок, швидкості і зони поглиблення, швидкості посування уступів і інших параметрів робочих зон), проектного календарного плану, основних проектних рішень та інших головних параметрів кар'єру. Можна припустити, що при збільшенні періоду планування гірничих робіт із зміненим бортовим вмістом зростає ймовірність змін у напрямку від поточних технологічних параметрів до головних параметрів кар'єру.

*Позиціонування процедури зміни кондицій: взаємозв'язок зі стратегіями освоєння родовища.* За основу систематизації можливих стратегій освоєння родовища на стадії експлуатації кар'єру, як принципів формування планових рішень, можна прийняти стратегії, запропоновані для маневрування якістю сировини, що добувається без зміни кондицій [11]:

- перша стратегія (базова) - видобуток корисних копалин з формуванням постійного вмісту корисного компонента в рудопотоці незалежно від коливання цін на продукцію в часі;

- друга стратегія - видобуток корисних копалин з високим вмістом корисного компонента в період зростання ціни і видобуток бідних руд в період спаду цін на продукцію;

- третя стратегія - видобуток корисних копалин з високим вмістом корисного компонента в період падіння ціни і зниження якості - в період росту ціни.

У нашому випадку для системної повноти другу і третю стратегії необхідно *деталізувати*: зазначені варіанти зміни якості корисних копалин доповнити можливими варіантами змінами об'ємів видобутку, при цьому *засобом зміни якості корисних копалин виступає керована зміна кондицій* (в цьому відмінність даної роботи від роботи [11]).

Відповідно вказаній деталізації були виділені дві групи способів реалізації стратегій (рис. 2.1).

Група способів, яка передбачає збільшення бортового вмісту заліза в руді, при другій стратегії покликана підвищити вміст заліза в концентраті в періоди підвищення ціни з метою більшого збільшення прибутку, а друга група дозволяє в несприятливі періоди реалізовувати концентрат більше низької якості, тим самим зберігаючи більше якісну сировину на періоди часу, коли ціна на концентрат зростає (необхідною умовою в цьому випадку є одержання прибутку, не меншої заданого значення).

Група способів, яка передбачає збільшення бортового вмісту заліза в руді, при третій стратегії покликаний підвищити вартість реалізованого концентрату в періоди зниження ціни, а друга група дає можливість у сприятливі періоди, коли ціна висока, залучати в розробку більш бідні руди.

Причиною зміни стратегії може бути не тільки зміна ціни на концентрат, але й зміна гірничо-геологічних умов, вдосконалення техніки і технології відкритих гірничих робіт, зміна цінових факторів та ін. Кар'єр, як структурний підрозділ гірничо-збагачувального комбінату, не приймає рішення про зміну стра-



тегії. Кар'єр цю стратегію реалізує, в тому числі і за допомогою зміни кондицій. Рациональну стратегію пропонується визначати шляхом розрахунку і порівняння можливої виручки від реалізації продукції (концентрату).

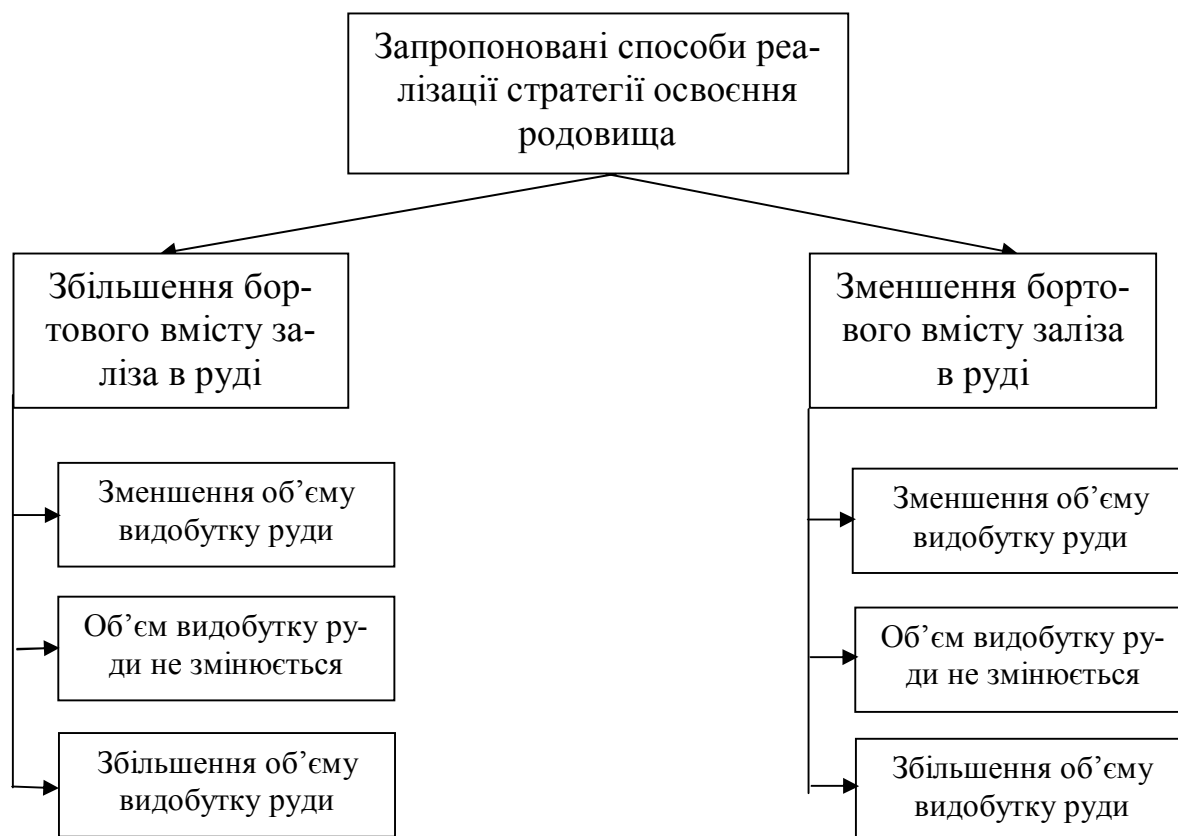


Рисунок 2.1 - Запропоновані способи реалізації стратегії освоєння родовища

*Позиціонування керованої зміни кондицій у процедурі визначення і реалізації раціональної стратегії освоєння родовища на стадії експлуатації кар'єру:*

1) задавання періоду планування гірничих робіт і виробничої ситуації, відповідній прийнятій стратегії (приклад виробничої ситуації: збільшити обсяг і якість концентрату);

2) планування гірничих робіт для виробничої ситуації, відповідній базовій стратегії та визначення відхилення результатів від необхідних;

3) планування гірничих робіт для виробничої ситуації, відповідній заданій стратегії, з урахуванням відхилення результатів базової стратегії від необхідних і від календарного плану для заданого періоду планування; якщо резуль-

тати планування задовільні, то розраховується можлива виручка від реалізації продукції (концентрату); якщо результати планування або економічної оцінки незадовільні, то розглядається варіант із зміною кондицій (п. 4);

4) планування гірничих робіт для виробничої ситуації, відповідній заданій стратегії, з урахуванням відхилення результатів базової стратегії від необхідних і від календарного плану для заданого періоду планування зі зміною кондицій; якщо результати планування задовільні, то розраховується можлива виручка від реалізації продукції (концентрату); якщо результати планування чи економічної оцінки незадовільні, то розглядаються варіанти зміни планових технологічних рішень верхнього рівня або проектних рішень.

Викладені вище основні положення являють собою, по суті, принципи методологічного підходу до реалізації раціональної стратегії освоєння родовища шляхом зміни кондицій на мінеральну сировину:

- бортовий зміст - один з головних проектних параметрів кар'єру і на стадії проектування повинен визначатися рішенням єдиної системної задачі визначення головних параметрів кар'єру відповідно до прийнятої стратегії освоєння родовища;

- на стадії експлуатації кар'єру зміна бортового вмісту є способом зміни області допустимих рішень задачі планування гірничих робіт для заданої виробничої ситуації відповідної прийнятої стратегії освоєння родовища;

- зміна кондицій, як і планування, є способом зміни середньої якості видобутої руди, якості виробленого концентрату і виручки від його реалізації; управління кондиціями полягає в забезпеченні максимальної виручки;

- управління кондиціями повинно враховувати їх вплив на технологічні параметри гірничих робіт: поточний коефіцієнт розкриття, ширину робочої площадки і швидкість поглиблення кар'єру.

## 2.1.2 Розробка методики управління кондиціями на мінеральну сировину

Загальний алгоритм визначення раціональних кондицій на мінеральну

сировину повинен визначати:

- в яких випадках необхідно змінювати стратегію освоєння родовища;
- пріоритет зміни кондицій на мінеральну сировину серед інших способів реалізації стратегії освоєння родовища та раціональний спосіб;
- визначати раціональне (оптимальне) значення бортового вмісту заліза в руді на основі врахування внутрішніх та зовнішніх чинників впливу за прийнятим критерієм оптимальності – отримання зміни прибутку від реалізації концентрату через зміну бортового вмісту не менше заданого значення;
- обчислювати нові об'ємно-якісні показники календарного плану;
- технологічні параметри відкритих гірничих робіт: поточний коефіцієнт розкриття, ширину робочої площадки, швидкості переміщення та поглиблення гірничих робіт.

Загальний алгоритм запропонованої методики визначення раціональних кондицій (бортового вмісту) на мінеральну сировину зображений на рис. 2.2.

Блок 2. Вихідними даними для визначення раціональних кондицій на мінеральну сировину є:

- геологічні дані щодо просторового розміщення кондиційних і некондиційних руд;
- планові значення об'єму видобутку руди та обсягів розкривних робіт (на 3 роки);
- планові значення виходу та якості концентрату (на 3 роки);
- планові значення середньої якості руди (на 3 роки);
- питомі витрати на розкривні роботи та на виробництво концентрату;
- ціна на концентрат для різного вмісту заліза в руді;
- мінімальне (очікуване) значення зміни можливого прибутку від реалізації концентрату після зміни стратегії освоєння родовища;
- висота уступу та довжина рудного фронту;
- нормативний коефіцієнт запасів, які готові до виймання;
- кут, по якому формується швидкість поглиблення гірничих робіт;
- кут укосу робочого борту кар'єру.

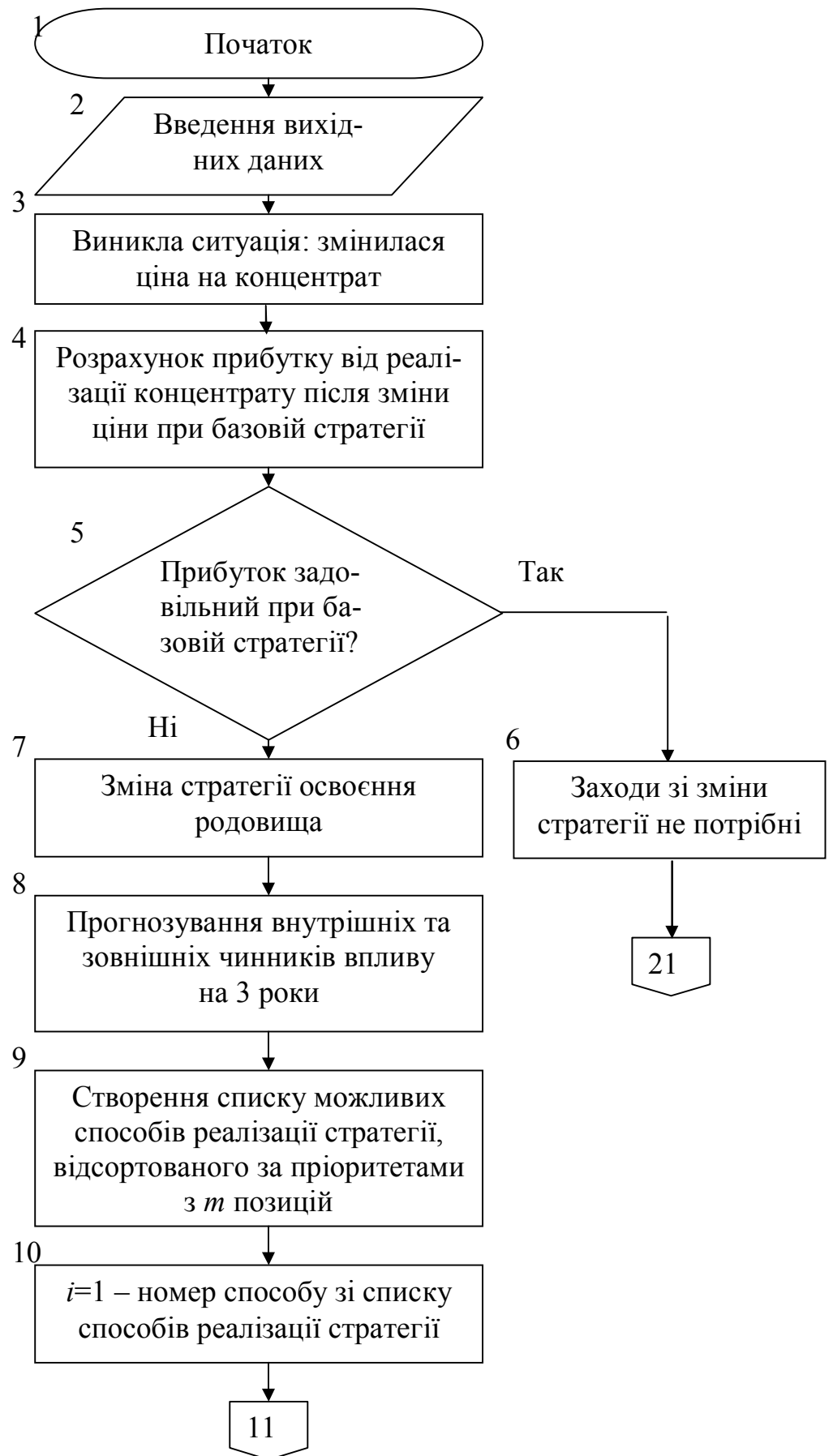
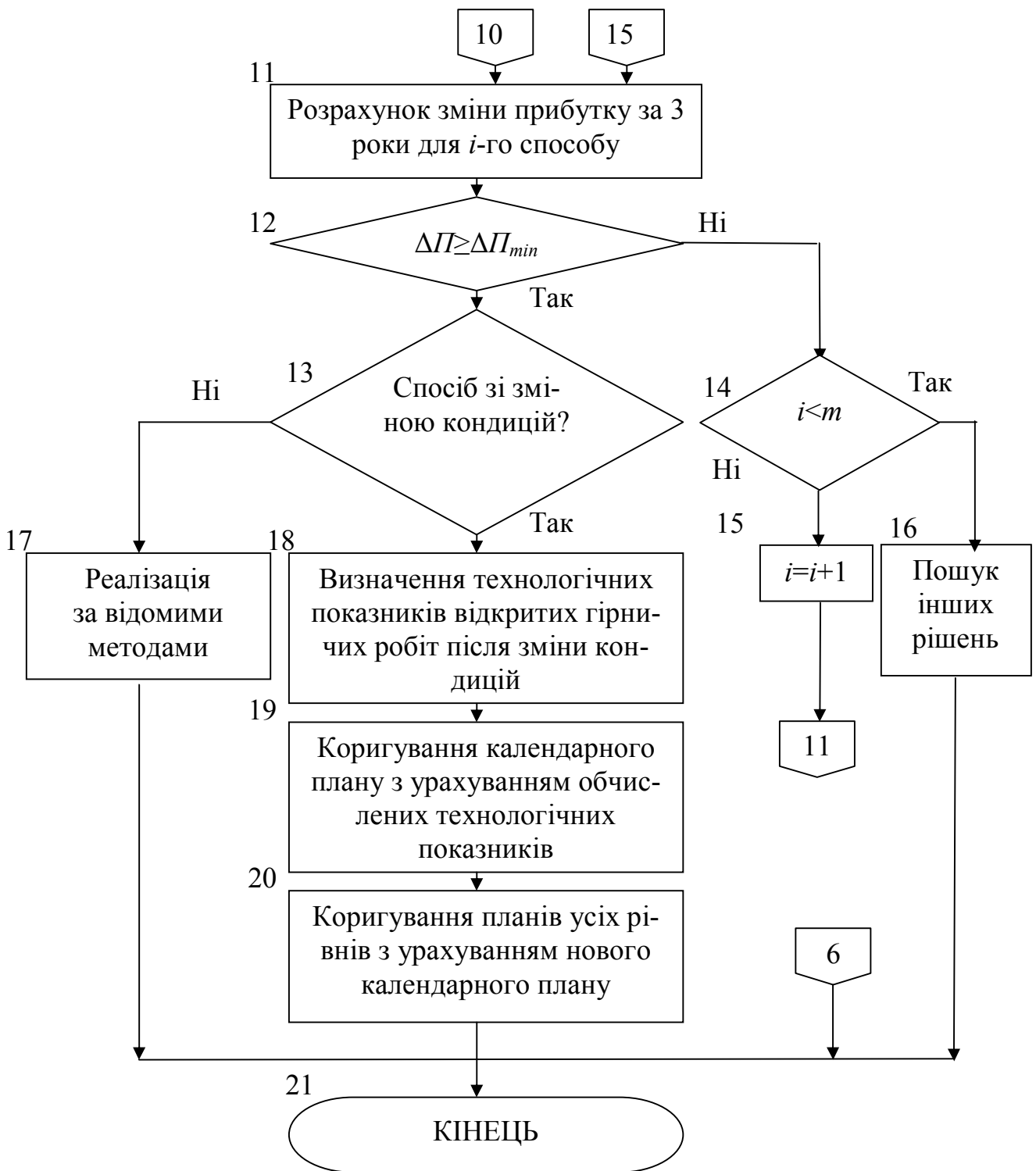


Рисунок 2.2 - Блок-схема загального алгоритму визначення раціональних кондицій на мінеральну сировину



Продовження рисунку 2.2 - Блок-схема загального алгоритму визначення раціональних кондицій на мінеральну сировину

Блок 3 показує, що наступні операції виконуються з огляду на те, що відбулася зміна ціни, за якою реалізується концентрат, як кінцева продукція.

Блок 4. Виконується розрахунок зміни прибутку в результаті зміни ціни на концентрат. Обчислюється за формулою:

$$\Delta\Pi_{\text{ц}} = Q_p \gamma \cdot (c_1 - c) \quad (2.3)$$

де  $\Delta\Pi_{\text{ц}}$  – зміна прибутку після зміни ціни на концентрат, грн.;

$Q_p$  – плановий об'єм видобутку руди;

$\gamma$  – вихід концентрату;

$c, c_1$  – ціна концентрату відповідно до і після її зміни.

Блок 5. Логічна операція, яка передбачає перевірку, чи задовольняє зміна прибутку від зміни ціни на концентрат. Методикою передбачається негативна відповідь у тому випадку, коли значення зміни прибутку менше нуля. В усіх інших випадках методикою передбачається позитивна відповідь, подальші заходи, які пов'язані з встановленням раціональних кондицій не потрібні (блок 6).

Блок 7. Зміна стратегії освоєння родовища відбувається відповідно до сформованої цілі:

- отримання максимального прибутку;
- отримання прибутку не менше заданого значення при максимальній ступені використання надр.

Відповідно до цих цілей застосовуються стратегії:

- що передбачає збільшення якості концентрату при зростанні цін, і зниження якості - при падінні цін;
- що передбачає зниження якості концентрату при підвищенні цін, і підвищення якості - при їхньому падінні.

Блок 8. За відомими методиками прогнозуються наступні зовнішні чинники впливу на 3 роки:

- значення питомих витрат на розкривні роботи та на виробництво концентрату (прогнози на 3 роки);
- ціна на концентрат;

До подальших розрахунків приймаються значення песимістичних резуль-

татів прогнозу.

Блок 9. Список способів реалізації зміненої стратегії освоєння родовища повинен містити в собі способи у такому порядку, щоб на перших позиціях містилися найбільш бажані варіанти (наприклад, за простотою реалізації). У тому випадку, коли ціль освоєння родовища – отримання прибутку не менше заданого значення при максимальній ступені використання надр – доцільним буде на перші позиції записати варіанти зі зменшенням бортового вмісту заліза в руді. Окрім запропонованих способів реалізації стратегії, існують традиційні способи, які не передбачають зміну кондицій на мінеральну сировину:

- коригування об'ємно-якісних показників руди, що видобувається, в межах календарного плану;

- коригування календарного плану.

Блок 10. Початок циклу перебору способів реалізації стратегії освоєння родовища зі сформованого раніше (блок 9) списку.

Блок 11. Розрахунок зміни прибутку від реалізації концентрату на три роки вперед для традиційних способів реалізації стратегії (без зміни бортового вмісту) виконується за допомогою відомих методів. У випадку, коли спосіб реалізації стратегії відноситься до запропонованих (передбачає зміну бортового вмісту), обчислення можливої зміни прибутку виконується за методом врахування внутрішніх та зовнішніх чинників впливу при обґрунтуванні доцільності зміни кондицій на мінеральну сировину.

Блок 12. Логічна операція перевірки отриманого значення можливої зміни прибутку від реалізації концентрату після зміни бортового вмісту заліза в руді з прийнятим мінімальним (очікуваним) значенням.

Блок 13. У тому випадку, коли можлива зміна прибутку від реалізації концентрату для розглянутого способу реалізації стратегії є задовільною, виконується логічна операція, яка визначає, чи передбачається даним способом зміна бортового вмісту заліза в руді. Якщо не передбачається, виконується перехід до відомих методів реалізації таких способів (блок 17).

Блок 14. У тому випадку, коли обчислене значення можливої зміни при-

бутку від реалізації концентрату незадовільно (менше очікуваного), виконується перевірка, чи є розглянутий спосіб реалізації стратегії освоєння родовища останнім у сформованому списку. Якщо ні, виконується перехід до розгляду наступного способу (блок 15). У випадку, коли варіант останній, робиться висновок, що за допомогою даної методики вирішити проблему не уявляється можливим, виконується вихід із алгоритму (блок 16).

Блок 18. Виконується обчислення наступних технологічних параметрів відкритих гірничих робіт, на які вплинула зміна кондицій на мінеральну сировину:

- поточний коефіцієнт розкриву;
- ширина робочої площадки;
- швидкість переміщення (горизонтального переміщення) гірничих робіт;
- швидкість поглиблення (вертикального переміщення) гірничих робіт.

Останнім етапом обґрунтування раціональних кондицій є корегування календарного плану та його узгодження (блок 19). Після чого виконується корегування планів усіх рівнів (блок 20).

2.1.3 Визначення змін технологічних параметрів відкритих гірничих робіт при управлінні кондиціями на мінеральну сировину

2.1.3.1 Визначення зміни поточного коефіцієнту розкриву

Ідея визначення впливу бортового вмісту заліза в руді на поточний коефіцієнт розкриву наступна: при зміні бортового вмісту відбувається перехід гірських порід з розряду розкривних до розряду корисної копалини і навпаки, що приводить до зміни співвідношення їхніх об'ємів, тобто - до зміни поточного коефіцієнту розкриву. Аналітично це можна записати наступним виразом:

$$k_{p.}^{nom.} = \frac{V + \Delta V}{Q + \Delta Q}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.4)$$

де  $V$  – плановий об'єм розкриву до зміни бортового вмісту,  $\text{м}^3$ ;

$Q$  – планова маса руди до зміни бортового вмісту, т;

$\Delta V$  – прирізка об'єму розкриву після зміни бортового вмісту,  $\text{м}^3$ ;



$\Delta Q$  – прирізка маси руди після зміни бортового вмісту, т.

Значення  $\Delta V$  і  $\Delta Q$  пропонується встановлювати в залежності від напряму та величини зміни бортового вмісту, просторового розміщення руд з різним вмістом заліза та наявності потрібної маси руд за кожним відсотком вмісту заліза.

Далі розглядаються ситуації збільшення та зменшення бортового вмісту заліза в руді при умові, що плановий об'єм видобутку руди не змінюється.

*Ситуація зменшення бортового вмісту.* При зменшенні бортового вмісту відбувається перехід частини розкривних порід до розряду руди. Наприклад (рис. 2.3), до попередньої маси руди, яку планувалося видобувати у вибоях руди 1, додаються маси 3 і 5.

З урахуванням (2.4), поточний коефіцієнт розкриття пропонується визначати наступним чином:

$$k_p^{nom.} = \frac{V - \Delta V_{вил.} - \frac{\Delta Q_{внут.}}{\rho} + \Delta V_{зовн.}}{Q_p + \Delta Q_{внут.} + \Delta Q_{зовн.} - \Delta Q_{вил.}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.5)$$

де  $\Delta Q_{внут.}$  - гірська маса, що перейшла до розряду кондиційної руди після зміни бортового вмісту, і яка перебуває в межах робочої зони, т;

$\Delta Q_{вил.}$  - маса кондиційної руди, що після зміни бортового вмісту з плану видобутку вилучається, т;

$\Delta Q_{зовн.}$  - гірська маса, яка перейшла до розряду кондиційної руди після зміни бортового вмісту, що перебуває поза межами робочої зони, і додається до планових об'ємів видобутку, т;

$\Delta V_{вил.}$  - об'єм розкривних порід, що вилучається з плану відповідно масі руди  $\Delta Q_{вил.}$ ,  $\text{м}^3$ ;

$\Delta V_{зовн.}$  - об'єм розкривних порід, який додається до планового об'єму у зв'язку з додаванням до плану руди  $\Delta Q_{зовн.}$  після зменшення бортового вмісту,  $\text{м}^3$ ;

$\rho$  – питома вага руди, що видобувається,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

Як видно з (2.5), після зменшення бортового вмісту до планової маси ру-

ди прирізається маса  $\Delta Q_{внут.}$ , яка розташована в межах робочої зони та після зменшення бортового вмісту стала кондиційною. В тому випадку, коли в межах робочої зони відсутня частина потрібної маси такої руди  $\Delta Q_{зовн.}$  (для отримання необхідної середньої якості), вона видобувається за межами робочої зони. Відповідно, враховується додатковий об'єм розкривних робіт  $\Delta V_{зовн.}$ .

Для збереження планових значень видобутку руди з плану вилучається її частина  $\Delta Q_{вил.}$ , яка до зменшення бортового вмісту входила до плану ( $\Delta Q_{вил.} = \Delta Q_{внут.} + \Delta Q_{зовн.}$ ). Відповідно, з плану вилучається об'єм розкривних робіт  $\Delta V_{вил.}$ . При цьому  $(\Delta V_{зовн.} - \Delta V_{вил.} - \Delta Q_{внут.}/\rho) = \Delta V$ , а  $(\Delta Q_{внут.} + \Delta Q_{зовн.} - \Delta Q_{вил.}) = \Delta Q$ .

Прирізки і відповідні значення їхніх параметрів  $\Delta Q_{внут.}$ ,  $\Delta Q_{вил.}$ ,  $\Delta Q_{зовн.}$ ,  $\Delta V_{вил.}$ ,  $\Delta V_{зовн.}$  визначаються технологом з урахуванням бортового вмісту, потрібної якості руди, її просторового розподілу та наявності запасів (розкритих, підготовлених, готових до виймання).

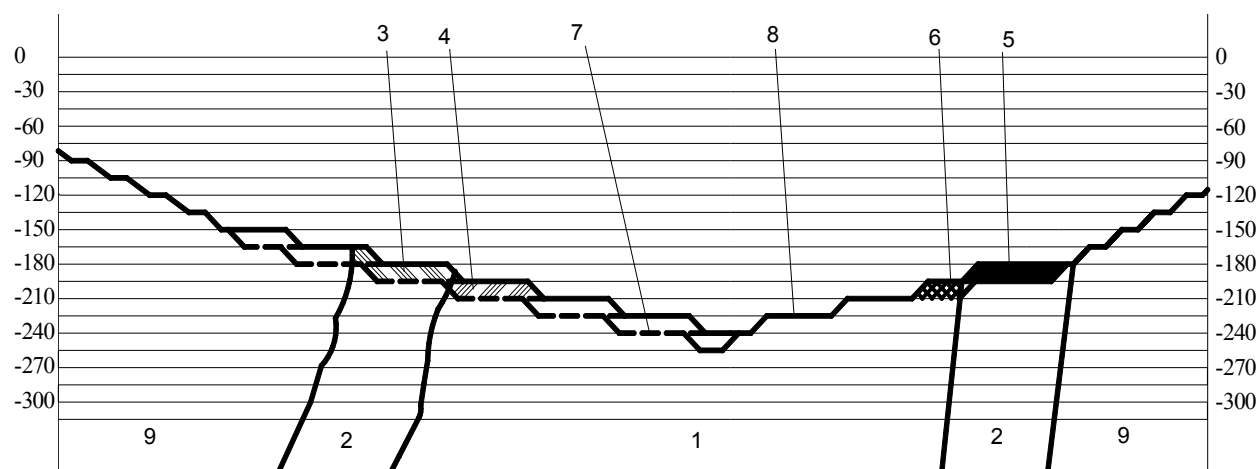


Рисунок 2.3 - Приклад геологічного розрізу крутоспадного родовища залізної руди: 1 – кондиційна руда; 2 – некондиційна руда; 3 – розкривні породи в робочій зоні, які при зменшенні бортового вмісту переходять до статусу кондиційної руди; 4 – кондиційна руда, яка при збільшенні бортового вмісту переходить до статусу некондиційної руди; 5 – розкривні породи поза робочою зоною, які при зменшенні бортового вмісту переходять до статусу кондиційної руди і включаються до плану видобутку; 6 – кондиційна руда, що перебуває поза робочою зоною, яку необхідно видобувати після збільшення бортового вмісту; 7 – плановий контур кар'єру; 8 – поточний контур кар'єру; 9 – розкривні породи

*Ситуація збільшення бортового вмісту заліза в руді.* В цій ситуації, навпаки, відбувається перехід частини руди до розряду розкривних порід. Для на-

веденого вище прикладу (рис. 2.3), від попередньої планової маси, що видобувалася у вибоях руди 1, віднімається маса 4, яка переходить в розряд розкривних порід, та додається маса 6, що залишається кондиційною після збільшення бортового вмісту.

З урахуванням (2.4), поточний коефіцієнт розкриву при збільшенні бортового вмісту заліза в руді пропонується визначати наступним чином:

$$k_{p.}^{ном.} = \frac{V + \Delta V_{зовн.} + \frac{\Delta Q_{нек}}{\rho}}{Q_p + \Delta Q_{зовн.} - \Delta Q_{нек}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.6)$$

де  $\Delta Q_{зовн.}$  - маса кондиційної руди, яку пропонується видобувати після збільшення бортового вмісту, що перебуває поза робочою зоною, т;

$\Delta V_{зовн.}$  - об'єм розкриву над рудою  $\Delta Q_{зовн.}$ ,  $\text{м}^3$ ;

$\Delta Q_{нек}$  - гірська маса, яка переходить з розряду руди до розряду розкриву через збільшення бортового вмісту і підлягає вийманню, т.

Як видно з (2.6), після збільшення бортового вмісту від планової маси руди  $Q$  віднімається маса руди  $\Delta Q_{нек}$ , яка розташована в межах робочої зони, та після збільшення бортового вмісту стала некондиційною, та підлягає вийманню як розкривна порода В цій ситуації  $(\Delta V_{зовн.} + \Delta Q_{нек}/\rho) = \Delta V$ ;  $(\Delta Q_{зовн.} - \Delta Q_{нек}) = \Delta Q$ .

Для збереження планових значень видобутку руди в даній ситуації до плану додається частина руди  $\Delta Q_{зовн.}$ , яка до збільшення бортового вмісту не входила до плану ( $\Delta Q_{зовн.} = \Delta Q_{нек}$ ). Відповідно, до плану включається об'єм розкривних порід  $\Delta V_{зовн.}$ . В даній ситуації, як і в попередній, прирізки і відповідні їм значення параметрів  $\Delta Q_{нек}$ ,  $\Delta Q_{зовн.}$ ,  $\Delta V_{зовн.}$  визначаються технологом на основі бортового вмісту, додаткового об'єму розкриву, якості руди в прирізці та відстані від робочої зони.

Таким чином, в явному вигляді бортовий вміст у формулах (2.5) і (2.6) не фігурує, але він впливає на параметри прирізок руди та розкривних порід  $\Delta Q$  і  $\Delta V$ , які супроводжують зміну бортового вмісту. Крім того, на параметри цих прирізок впливають конкретні гірничо-геологічні умови (розташування відповідних запасів руди та її якість), що склалися в кар'єрі на момент зміни борто-

вого вмісту.

На рисунку 2.4 приведені приклади графіків залежності поточного коефіцієнту розкриву від бортового вмісту заліза в руді, побудований за формулами (2.5) і (2.6) для заданих конкретних співвідношень об'ємів прирізків  $\Delta V$  і  $\Delta Q$  відповідно значенням бортового вмісту. Побудовані залежності для крайніх випадків, які відповідають наступним умовам:

- – при зменшенні бортового вмісту  $\Delta Q_{нов.} = 0$ , тобто прирізка нової кондиційної руди ведеться повністю за межами робочої зони, при цьому підготовлені запаси там відсутні;

- ◆ - при зменшенні бортового вмісту  $\Delta Q_{зовн.} = 0$ , тобто вся потрібна маса руди, що прирізається, знаходиться в робочій зоні;

- – при збільшенні бортового вмісту  $\Delta V_{зовн.} = 0$ , тобто потрібна маса руди за межами робочої зони готова до виймання;

- ▲ – при збільшенні бортового вмісту готова до виймання руда за межами робочої зони відсутня.

Коливання графіку обумовлюється змінним характером параметрів прирізків  $\Delta Q_{внут.}$ ,  $\Delta Q_{вил.}$ ,  $\Delta Q_{зовн.}$ ,  $\Delta V_{вил.}$ ,  $\Delta V_{зовн.}$ ,  $\Delta Q_{нек}$  в залежності від значення бортового вмісту, що відповідає реальним технологічним умовам. З цієї причини графік не є монотонним, але характер залежності просліджується: зі збільшенням бортового вмісту збільшується поточний коефіцієнт розкриву.

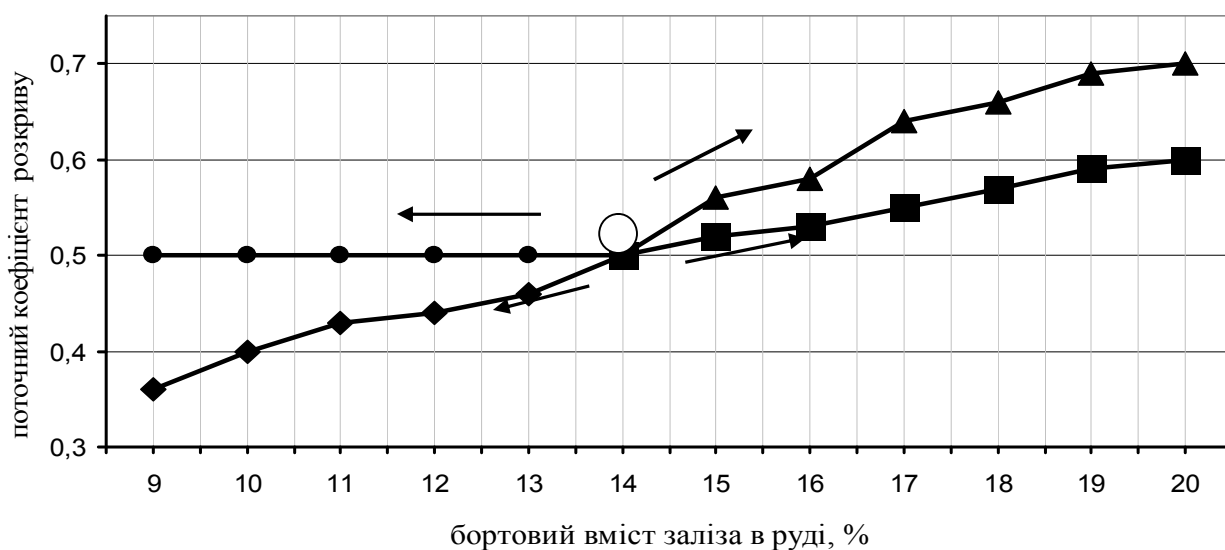


Рисунок 2.4 - Приклад графіку залежності поточного коефіцієнту розкриву від бортового вмісту заліза в руді (базовий бортовий вміст - 14%)

Таким чином, отримані вирази (2.5) і (2.6) дозволяють обчислювати поточний коефіцієнт для будь-якого залізорудного кар'єру після керованої зміни бортового вмісту, що дає змогу визначати можливий прибуток від реалізації концентрату.

### 2.1.3.2 Визначення зміни ширини робочих площадок уступів

Як відомо, ширина робочої площадки уступу залізорудного кар'єра має дві визначальні складові: площадку для розміщення гірничотранспортного устаткування та смугу готових до виймання запасів (рис. 2.5).

В загальному випадку ширина робочої площадки розраховується наступним чином:

$$B_n = B_{\min} + \Delta B_p = B_{\min} + \frac{Q_p \cdot \mu}{L_p \cdot h}, \text{ м}, \quad (2.7)$$

де  $B_{\min}$  - мінімальна ширина робочої площадки, яка не враховує смугу готових до виймання запасів, м;

$\Delta B_p$  – ширина смуги готових до виймання запасів;

$Q_p$  - продуктивність кар'єру по руді, м<sup>3</sup>;

$\mu$  - нормативний коефіцієнт готових до виймання запасів;

$L_p$  - довжина рудного фронту, м;

$h$  - висота уступу, м.

Мінімальна ширина робочої площадки  $B_{\min}$  складається з ширини заходки екскаватора до вибуху, ширини розвалу породи, смуги безпеки, транспортної смуги й мінімального зазору між нижньою брівкою розвалу й транспортною смугою (рис. 2.5). Очевидно, що на мінімальну ширину робочої площадки  $B_{\min}$  бортовий вміст заліза в руді не впливає.

Таким чином, якщо зміна бортового вмісту заліза в руді впливає на ширину робочої площадки, то це проявляється у зміні ширини смуги готових до виймання запасів  $\Delta B_p$ .

Як відомо, маса виробленого концентрату  $Q_k$  пов'язана з масою вихідної руди, що надійшла на збагачення  $Q_p$  [12]:

$$Q_p = \frac{Q_k}{\gamma}, \text{ т,} \quad (2.8)$$

де  $\gamma$  - вихід концентрату, долі. од.

У свою чергу, вихід концентрату  $\gamma$  для заданих типів руд і заданих параметрів технологічного режиму процесу збагачення залежить від середнього вмісту заліза у вихідній руді  $\alpha_{сер}$ , вмісту заліза в концентраті  $\beta_k$  та вмісту заліза у хвостах збагачення  $\vartheta$ :

$$\gamma = \frac{\alpha_{сер} - \vartheta}{\beta_k - \vartheta}, \text{ долі. од.,} \quad (2.9)$$

$$\alpha_{сер} = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_i q_i}{\sum_{i=1}^n q_i}, \text{ долі од.,} \quad (2.10)$$

тут  $q_i$  – маса вихідної руди з якістю, що відноситься до  $i$ -го інтервалу, шириною в один відсоток, т;

$n$  – число таких інтервалів якості у вихідній руді;

$\alpha_i$  - значення середини  $i$ -го інтервалу якості вихідної руди, долі од.

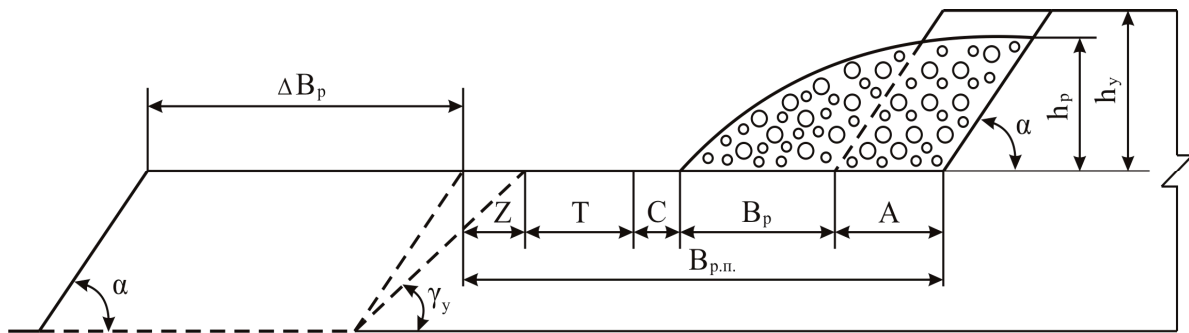


Рисунок 2.5 – Схема робочої площадки уступу залізородного кар'єру:  $B_{p.n.} + \Delta B_p$  - ширина робочої площадки, м;  $B_{p.n.}$  - мінімальна ширина робочої площадки, м;  $\Delta B_p$  - смуга підготовки до виймання запасів, м;  $\alpha$  - кут укосу робочого уступу;  $h_p$  - висота розвалу, м;  $h_y$  - висота уступу, м;  $A$  - ширина заходки по цілику (до вибуху), м;  $B_p$  - ширина розвалу, м;  $C$  - безпечний зазор між нижньою брівкою розвалу й транспортною смугою, м;  $T$  - ширина транспортної смуги, м;  $Z$  - ширина призми обвалення;  $\alpha$  - кут нахилу укосу робочого уступу;  $\gamma_y$  - кут нахилу стійкого положення укосу уступу

Очевидно, що значення параметру  $\alpha_{сер}$  залежить від бортового вмісту заліза в руді  $\alpha_{б}$ : зміна значення  $\alpha_{б}$  буде приводити до зміни значення  $\alpha_{сер}$ .

Що ж до вмісту заліза у хвостах  $\vartheta$ , то в практиці збагачення його значення строго регламентується й технологічно підтримується в допустимих межах. Тому цей параметр можна вважати фактично не пов'язаним зі зміною значення  $\alpha_{б}$ . Відповідно, у подальших розрахунках вміст заліза у хвостах збагачення  $\vartheta$  в даній роботі прийнятий постійним.

З практики також відомо про залежність вмісту заліза в концентраті  $\beta_k$  від середнього вмісту заліза у вихідній руді  $\alpha_{сер}$  (в [13] така нелінійна залежність теоретично обґрунтована і встановлена).

Таким чином, аналіз залежності (2.9) показав, що зміна значення параметру  $\alpha_{сер}$ , в результаті зміни бортового вмісту заліза в руді  $\alpha_{б}$ , буде призводити до нелінійної зміни якості концентрату  $\beta_k$  та його виходу  $\gamma$  (при постійній масі руди  $Q_p$ , що надходить на збагачення). Тобто, при зміні параметру  $\alpha_{сер}$  буде змінюватись, як маса концентрату  $Q_k$ , так і його якість.

З іншої сторони, плановими завданнями передбачається виробництво певної маси концентрату  $Q_k$  певної якості  $\beta_k$  незалежно від коливань  $\alpha_{сер}$ , в т.ч. і в результаті зміни бортового вмісту  $\alpha_{б}$ . Стабілізувати параметр  $\beta_k$  можна шляхом регулювання параметрів технологічного процесу збагачення (таке завдання в роботі не розглядалось). Стабілізувати параметр  $Q_k$  (вихідна технологічна умова) можна за рахунок зміни маси вихідної руди, що надходить на збагачення  $Q_p$ . При такому підході збільшення значення  $\alpha_{сер}$ , в результаті збільшення значення  $\alpha_{б}$ , буде призводити до збільшення значення  $\gamma$  і відповідно до зменшення  $Q_p$ . І навпаки, зменшення значення  $\alpha_{сер}$ , в результаті зменшення значення  $\alpha_{б}$ , буде призводити до зменшення значення  $\gamma$  і відповідно до збільшення  $Q_p$ .

В свою чергу, плановий видобуток руди  $Q_p$  визначає нормативну масу готових до виймання запасів у смузі  $\Delta B_p$  (2.7): вони повинні складати 2-3 місячну масу від річного планового завдання  $Q_p$ .

Узагальнюючи викладене вище, можна зробити висновок, що саме таким чином зміна бортового вмісту заліза в руді  $\alpha_{б}$  впливає на розміри робочої пло-

щадки.

Очевидно, що при зміні бортового вмісту відбувається перехід частини розкривних порід до розряду руди (при зменшенні) або навпаки частини руди до розряду розкривних порід (при збільшенні). Відповідно змінюється середній вміст заліза у вихідній руді:

1) при збільшенні бортового вмісту:

$$\alpha_{сер}^{нов} = \frac{\sum_{j=1}^m \alpha_j q_j}{\sum_{j=1}^m q_j}, \quad (2.11)$$

де  $\alpha_{сер}^{нов}$  - нове середнє значення вмісту заліза у вихідній руді, долі од.;

$q_j$  – маса вихідної руди з якістю, що відноситься до  $j$ -го інтервалу шириною в один відсоток;

$m$  – число таких інтервалів якості у руді, що залишилась після вилучення частини руди в результаті збільшення бортового вмісту;

$\alpha_j$  - значення середини  $j$ -го інтервалу якості руди, що залишилась кондиційною, долі од.;

2) при зменшенні бортового вмісту:

$$\alpha_{сер}^{нов} = \frac{\alpha_{сер}^{np} \cdot \sum_{j=1}^m q_j + \alpha_{сер} \cdot \sum_{i=1}^n q_i}{\sum_{j=1}^m q_j + \sum_{i=1}^n q_i}, \quad (2.12)$$

де  $\alpha_{сер}^{нов}$  - нове середнє значення вмісту заліза у руді (вихідній і доданій до неї прирізці бідної руди), долі од.;

$\alpha_{сер}$  – середнє значення вмісту заліза у вихідній руді до зменшення бортового вмісту, долі од.;

$q_i$  – маса вихідної руди з якістю, що відноситься до  $i$ -го інтервалу шириною в один відсоток;

$n$  – число таких інтервалів якості у вихідній руді;

$q_k$  – маса руди, включеної до складу кондиційної, з якістю, що відно-



ситься до  $k$ -го інтервалу, шириною в один відсоток;

$p$  – число таких інтервалів якості у руді, включеної до складу кондиційної;

$\alpha_{сер}^{np}$  - середнє значення вмісту заліза у прирізці бідної руди, включеної до складу кондиційної, долі од.:

$$\alpha_{сер}^{np} = \frac{\sum_{k=1}^p \alpha_k q_k}{\sum_{k=1}^p q_k}, \quad (2.13)$$

де  $\alpha_k$  значення середини  $k$ -го інтервалу якості руди, включеної до складу кондиційної, долі од.;

Очевидно, що нове значення виходу концентрату  $\gamma^{нов}$  для обох випадків зміни середньої якості руди згідно з (2.9) буде визначатись, як

$$\gamma^{нов} = \frac{\alpha_{сер}^{нов} - \vartheta}{\beta_k^{нов} - \vartheta}. \quad (2.14)$$

Тоді:

$$\frac{\gamma}{\gamma^{нов}} = \frac{\alpha_{сер} - \vartheta}{\beta_k - \vartheta} \cdot \frac{\alpha_{сер}^{нов} - \vartheta}{\beta_k^{нов} - \vartheta}. \quad (2.15)$$

З іншої сторони, виходячи з (2.7) та (2.8), маємо:

$$\frac{\gamma}{\gamma^{нов}} = \frac{Q_p^{нов}}{Q_p} = \frac{V_p^{нов} \cdot \delta_p}{V_p \cdot \delta_p} = \frac{\Delta B_p^{нов}}{\Delta B_p}, \quad (2.16)$$

де  $V_p, V_p^{нов}$  – планові об'єми видобутку руди до і після зміни бортового вмісту, м<sup>3</sup>;

$\delta_p$  – густина руди, т/м<sup>3</sup>;

$\Delta B_p, \Delta B_p^{нов}$  – ширина смуги готових до виймання запасів до і після зміни бортового вмісту, м.

Таким чином:

$$\Delta B_p^{нов} = \Delta B_p \frac{\gamma}{\gamma^{нов}}, \quad (2.17)$$

а

$$B_n^{нов} = B_{\min} + \Delta B_p^{нов} = B_{\min} + \Delta B_p \frac{\gamma}{\gamma^{нов}}. \quad (2.18)$$

Вираз (2.17) описує залежність ширини робочої площадки від бортового вмісту заліза в руді за умови, що зміна планової маси видобутку руди не супроводжується зміною чисельності видобувного устаткування.

Методики розрахунку ширини робочої площадки після зміни бортового вмісту заліза в руді. Відповідно вихідним формулам (2.7)-(2.10) та прийнятим і отриманим формулам запропонована наступна методика розрахунку ширини робочої площадки після збільшення бортового вмісту заліза в руді:

2) по формулі (2.11) визначається нове середнє значення вмісту заліза у вихідній руді  $\alpha_{сер}^{нов}$ ;

3) по новому середньому значенні вмісту заліза у вихідній руді  $\alpha_{сер}^{нов}$  по залежності  $\beta_k = f(\alpha_{сер}^{нов})$  [13] визначається очікувана якість концентрату  $\beta_k$ ;

4) по формулі (2.9) визначається нове значення виходу концентрату  $\gamma^{нов}$ ;

5) по формулі (2.15) визначається коефіцієнт зміни ширини смуги готових до виїмки запасів  $\gamma / \gamma^{нов}$ , а по формулам (2.17), (2.18) – нову ширину робочої площадки.

При зменшенні бортового вмісту заліза в руді методика визначення ширини робочої площадки реалізує подібну послідовність обчислень:

1) по формулі (2.13) визначається середнє значення вмісту заліза  $\alpha_{сер}^{np}$  у руді, включеної до складу кондиційної, долі од.;

2) по формулі (2.12) визначається нове середнє значення вмісту заліза у вихідній руді  $\alpha_{сер}^{нов}$ , долі од.;

3) по новому середньому значенні вмісту заліза у вихідній руді  $\alpha_{сер}^{нов}$  по залежності  $\beta_k = f(\alpha_{сер}^{нов})$  [13] визначається очікувана якість концентрату  $\beta_k$ ;

4) по формулі (2.9) визначається нове значення виходу концентрату  $\gamma^{нов}$ ;

5) по формулі (2.15) визначається коефіцієнт зміни ширини смуги готових до виїмки запасів  $\gamma / \gamma^{нов}$ , а по формулам (2.17), (2.18) – нову ширину робо-

чої площадки.

В табл. 2.1 приведені результати прикладу обчислень за запропонованими методиками при зміні бортового вмісту від 9% до 18% для наступних вихідних даних:

- вміст заліза у хвостах збагачення  $g = 0,05$ ;
- максимальне значення вмісту заліза в руді  $\alpha_{\max} = 33 \%$ ;
- значення базового бортового вмісту заліза в руді - 14 % (відносно його виконувалось зменшення та збільшення бортового вмісту у вказаному діапазоні);
- середня якість руди при базовому бортовому вмісті  $\alpha_{\text{сер}} = 23,5 \%$ ;
- якість концентрату при базовому бортовому вмісті  $\beta_k = 60,5 \%$ ;
- вихід концентрату при базовому бортовому вмісті  $\gamma = 33,3 \%$ .

Для спрощення розрахунків прийнято рівномірний розподіл об'ємів  $q_i$  по інтервалам зміни якості руди, а маса руди, що прирізається або вилучається, складає 15%.

Таблиця 2.1 - Значення коефіцієнта зміни ширини смуги готових до виїмки запасів при зміні бортового вмісту заліза в руді

Бортовий вміст заліза $\alpha_{\text{б.}}, \%$	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
Середній вміст заліза $\alpha_{\text{сер}}^{\text{пр}},$ долі од.	0,11	0,115	0,12	0,125	0,13	--	--	--	--	--	--
Середній вміст заліза $\alpha_{\text{сер}}^{\text{нов.}},$ долі од.	0,216	0,217	0,218	0,219	0,219	0,235	0,24	0,245	0,25	0,255	0,26
Якість концентрату $\beta_k,$ долі од.	0,600	0,601	0,602	0,603	0,604	0,605	0,608	0,610	0,612	0,614	0,616
Вихід концентрату $\gamma,$ долі од.	0,302	0,303	0,304	0,306	0,306	0,333	0,341	0,348	0,356	0,363	0,371
Коефіцієнт $\gamma / \gamma^{\text{нов}}$ зміни ширини запасів, долі од.	1,102	1,099	1,095	1,093	1,088	1,0	0,977	0,957	0,935	0,917	0,898

Графік отриманої залежності нормальної ширини робочої площадки від бортового вмісту заліза в руді для приведених вище вихідних даних зображений на рис. 2.6.

*Аналіз отриманої залежності.* Як видно з наведеного графіку (рис. 2.6), при зменшенні бортового вмісту заліза в руді відбувається різке збільшення нормальної ширини робочої площадки. Це пояснюється тим, що при зменшенні бортового вмісту в рудопотоці з'являється обсяг руди з низьким вмістом заліза, що приводить до різкого зниження середнього вмісту заліза в рудопотоці, і, відповідно, підвищення необхідної маси руди для виробництва планової якості концентрату. Через це підвищення збільшується ширина смуги готових до виймання запасів. Чим більше маса нової кондиційної руди  $Q_p^{np}$ , тим більше різниця між плановим та новим значенням нормальної ширини робочої площадки. Подальше зменшення бортового вмісту не буде вести до подальшої суттєвої зміни ширини робочої площадки через те, що відповідне зменшення середнього вмісту заліза в руді для прийнятих вихідних даних є несуттєвим.

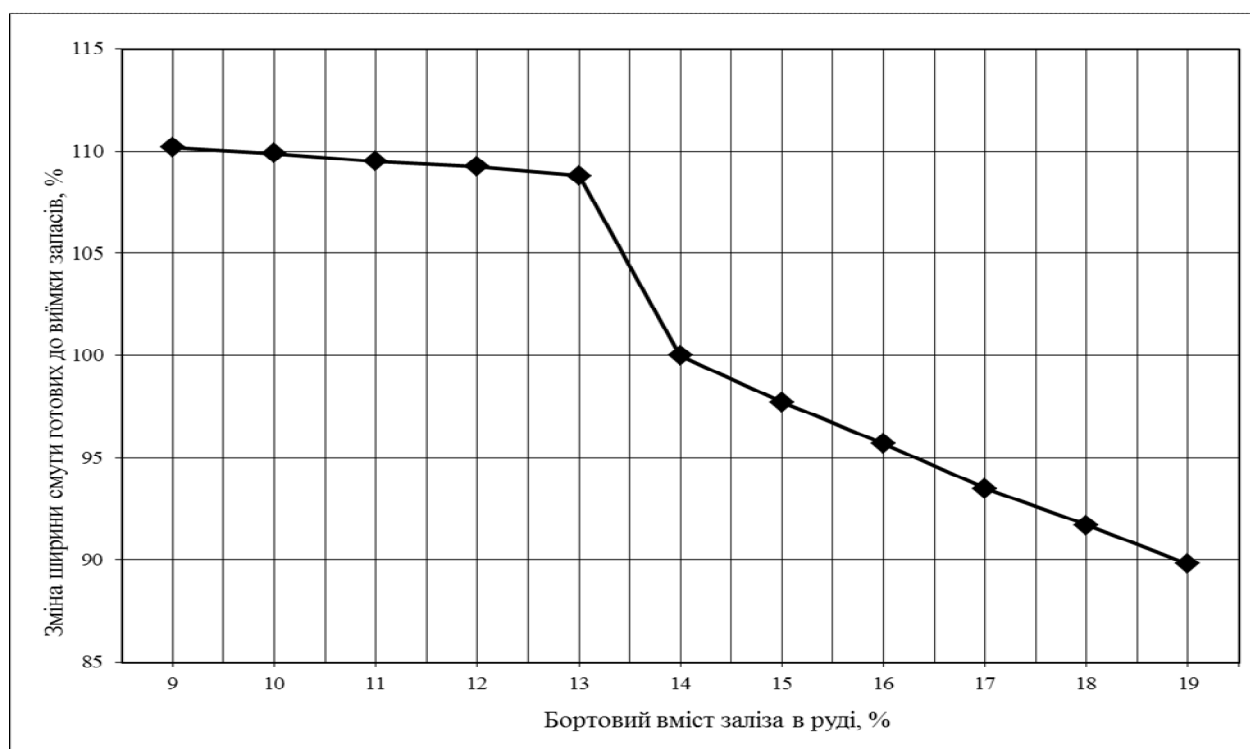


Рисунок 2.6 – Графік залежності коефіцієнту зміни ширини смуги запасів від бортового вмісту заліза в руді (базовий бортовий вміст – 14%)

При збільшенні бортового вмісту відбувається збільшення середнього вмісту заліза в рудопотоці та збільшення виходу концентрату. При цьому, для фіксованого обсягу виробництва концентрату зменшується необхідна маса руди для його виробництва. Таким чином, зменшується нормативна ширина смуги готових до виймання запасів, що веде до загального зменшення ширини робочої площадки.

Аналіз отриманої залежності ширини робочої площадки від бортового вмісту заліза в руді для характерних вихідних даних свідчить про її адекватність реальним технологічним зв'язкам.

Врахування цієї залежності при управлінні кондиціями на мінеральну сировину дозволить приймати обґрунтовані рішення з коригування технологічних параметрів робочої зони кар'єру.

## 2.2 Розробка раціональних технологічних схем і організації селективного складування некондиційної мінеральної сировини

Виконаний аналіз існуючих способів складування гірської маси на залізо-рудних кар'єрах показує, що роботи в конкретній області селективного складування некондиційних руд у зовнішньо- або внутрішньокар'єрні техногенні склади з метою їхнього подальшого відпрацювання після зміни кондицій на руду не проводились, друковані праці такого роду відсутні. З огляду на це, в цій роботі ставляться наступні задачі:

- розробити технологічні схеми формування та відпрацювання техногенних складів некондиційної руди з метою їхньої переробки після зменшення кондицій;
- розробити метод вибору раціональної технологічної схеми в залежності від гірничо-технологічних умов, що склалися на момент початку складування;
- розробити методи обчислення технологічних параметрів техногенних складів некондиційної руди за кожною розробленою схемою складування;
- розробити рекомендації з організації робіт з селективного складування.

### 2.2.1 Вихідні положення

В сучасних умовах розробки залізорудних родовищ відкритим способом критичними є економічні, екологічні, ресурсозберігаючі та землезберігаючі фактори. З точки зору економіки, використання техногенних складів некондиційної руди повинно забезпечувати приріст прибутку. Передбачається, що склад буде приносити прибуток лише в тому випадку, коли кондиції на руду будуть знижені до рівня якості сировини, яка знаходиться в складі. Тобто, склад створюється з метою отримання прибутку в майбутньому.

З точки зору екології, техногенні склади некондиційної руди нічим не відрізняються від звичайних відвалів, мають ті самі проблеми і недоліки. Тому ніяких додаткових екологічних проблем склади створювати не будуть.

З точки зору ресурсозбереження, склад некондиційної руди представляє найбільшу цінність. Завдяки селективному складуванню, руди, які б за інших умов були валово змішані з пустою породою у відвалах та безповоротно втрачені, будуть збережені для подальшого використання після обґрунтування знижених кондицій. У відсотковому співвідношенні, кількість таких руд у загальному обсягу розкривних порід може досягати 20 – 30%.

При розробці технологічних схем складування некондиційної руди дуже важливим фактором є збереження земельних ресурсів. Тобто, в залежності від гірничо-технологічних умов, які склалися в кар'єрі, необхідно максимально використовувати внутрішньокар'єрний простір. У тому випадку, коли відсутнє місце для селективного складування некондиційної руди в кар'єрі, пропонується виконувати складування в місцях, передбачених для зовнішніх відвалів.

В залежності від гірничо-технологічних умов, які склалися в кар'єрі, пропонується розрізняти наступні технологічні ситуації:

- 1) досягнуто проектного дна кар'єру, при цьому не передбачений перехід на підземну розробку;
- 2) на робочому борту кар'єру існує ділянка, яку не планується відпрацювати до передбачуваного зниження кондицій;
- 3) ситуації 1 та 2 не передбачаються.

При виникненні технологічних ситуацій 1 або 2, передбачається внутрішньокар'єрне складування. В ситуації 3 – складування на денній поверхні.

Техногенні склади некондиційної руди повинні відповідати наступним вимогам:

- повинна бути забезпечена можливість доступу до будь-якого різновиду некондиційної руди у будь-який момент часу;
- мінімальне перемішування між різновидами руд у зонах їхнього контакту;
- конструкція техногенного складу повинна дозволяти розміщувати максимальний об'єм некондиційної руди при мінімальній площі відведених земель;
- довжина транспортування до збагачувальної фабрики повинна бути мінімальною.

Для кожної технологічної ситуації розроблені відповідні групи технологічних схем, які складаються зі схем формування, кінцевого вигляду та відвантаження руди зі складу.

### 2.2.2 Розробка технологічних схем складування некондиційної руди на робочому борту кар'єру

Створення техногенного складу некондиційної руди на робочому борту кар'єру передбачає 4 етапи:

- 1) етап підготовки площадки уступу;
- 2) етап початку відсипки техногенного складу (рис. 2.8);
- 3) етап відсипки техногенного складу (рис. 2.9)
- 4) етап завершення відсипки (рис. 2.10).

Як відомо, ширина робочої площадки включає в себе полосу готових до виймання запасів. На етапі підготовки площадки під складування відбувається її розширення за рахунок площадки уступу, що знаходиться вище. При цьому, звуження площадки, що лежить вище, слід проводити до досягнення її мінімального значення, при якому буде можливо розмістити в майбутньому виймально-завантажувальне устаткування (включаючи транспортну полосу). Таким чи-

ном буде визначена ширина площадки, на якій буде розташований склад, при незмінному результуючому куті робочого борту. Технологічна схема етапу підготовки площадки зображена на рисунку 2.7.

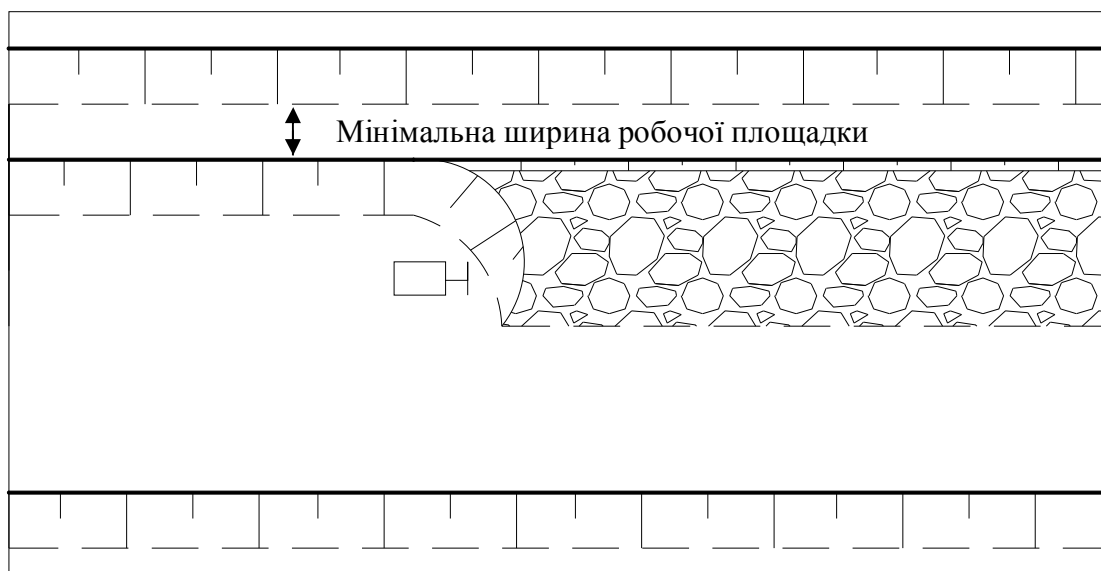


Рисунок 2.7 – Технологічна схема етапу підготовки площадки до розміщення на ній техногенного складу некондиційної руди

На етапі початку відсипки техногенного складу необхідно розділити весь простір підготовленої площадки на частини за різновидами некондиційної руди, що буде складуватися. При цьому, ширина кожної частини повинна розраховуватися виходячи з продуктивності кар'єру за кожним різновидом. Відсипку передбачається розпочинати автосамоскидами з верхньої звуженої площадки. Схема дозволяє відсипати різновиди некондиційної руди у будь-якому порядку.

Рекомендується різновиди розподілити на поверхні площадки таким чином, щоб вміст заліза у сусідніх різновидах відрізнявся мінімально. Це дозволить максимально зменшити наслідки змішування некондиційних руд у зонах контакту різновидів.

Технологічна схема етапу початку відсипки техногенного складу на робочому борту приведена на рисунку 2.8.

Етап відсипки техногенного складу полягає у розвантажуванні автосамоскидів відповідно різновидам безпосередньо з поверхні складу. Спочатку від-



сипається смуга некондиційної руди необхідного різновиду до нижній межі, потім ця смуга розширюється впродовж складу до заповнення всього простору, який відведений для різновиду.

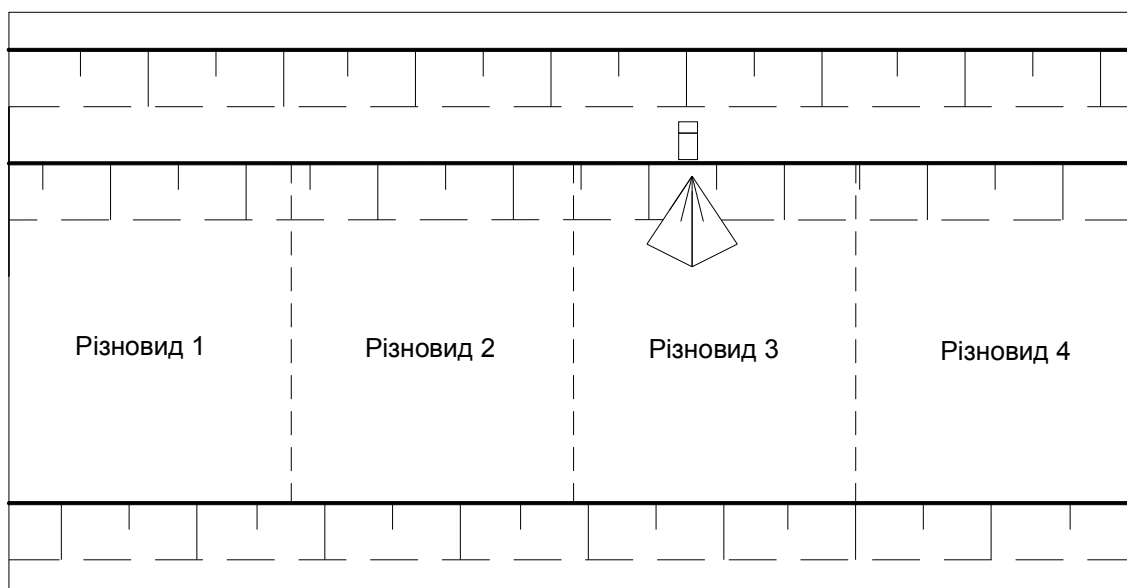


Рисунок 2.8 - Технологічна схема етапу початку відсипки техногенного складу на робочому борту кар'єру

Нижня границя складу розташована між верхньою брівкою уступу, який лежить нижче за площадку з техногенним складом, та безпосередньо самим складом. При цьому, відстань між цією верхньою брівкою та складом повинна дорівнювати мінімальній ширині робочої площадки з метою подальшого відпрацювання складу. Відсипка виконується автосамоскидами, планування поверхні складу паралельно виконується бульдозерами.

Технологічна схема етапу відсипки техногенного складу на робочому борту кар'єру приведена на рисунку 2.9. Етап завершення відсипки техногенного складу на робочому борту розпочинається в той момент, коли за шириною склад досяг нижньої границі. Слід зазначити, що засипання різновидів може відбуватися неодноразово. Тобто, на деяких різновидах може розпочатися етап завершення засипки, у той час, коли для інших різновидів ще буде актуальним попередній етап.

На етапі завершення відсипки автосамоскиди з бульдозерами розпочи-

нають засипку зон контакту між різновидами. Для мінімізації перемішування різновидів, автосамоскиди розвантажуються біля верхньої бровки складу, після чого бульдозер зсипає некондиційну руду в зону контакту різновидів. Бажано, коли зона контакту різновидів засипається одночасно з обох боків.

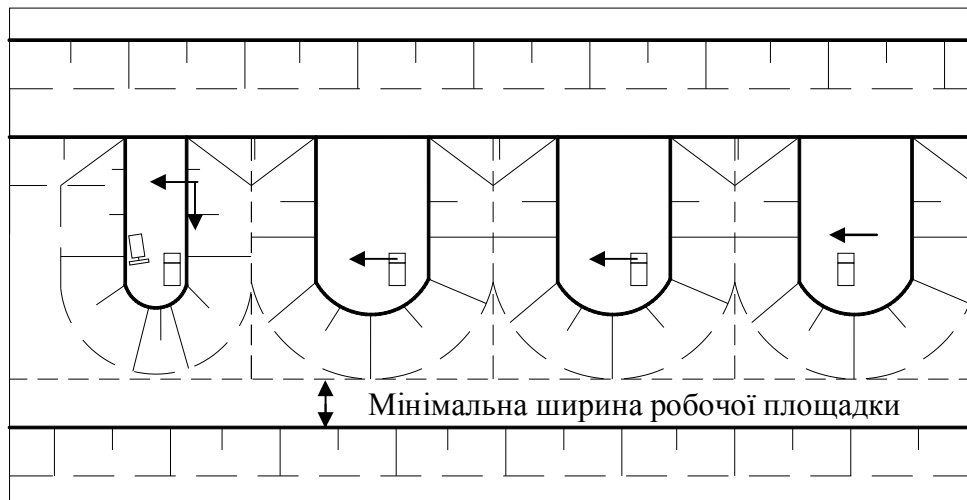


Рисунок 2.9 – Технологічна схема відсипки техногенного складу на робочому борту кар'єру (стрілками показані напрями відсипки))

Технологічна схема завершення відсипки техногенного складу на робочому борту кар'єру приведена на рисунку 2.10.

Вигляд в плані завершеного техногенного складу некондиційної руди на робочому борту кар'єру приведений на рисунку 2.11.

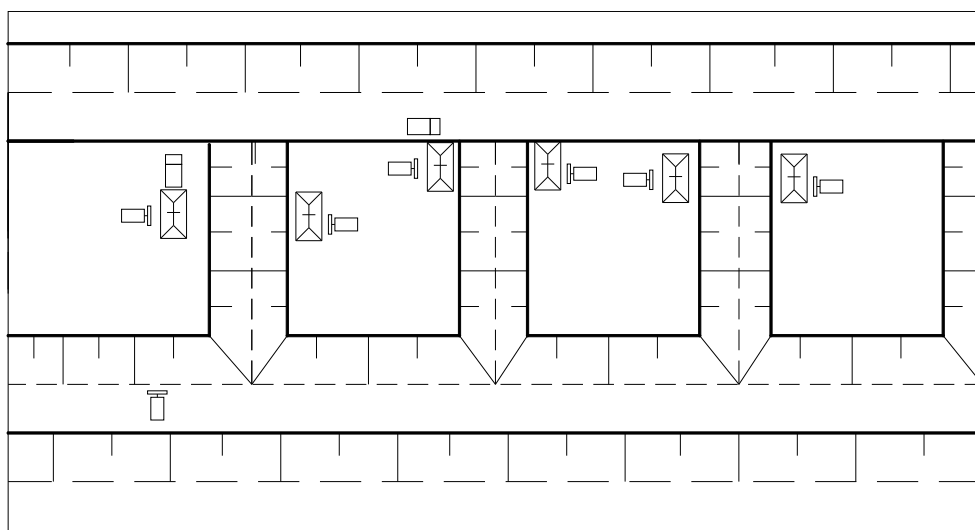


Рисунок 2.10 – Технологічна схема етапу завершення відсипки техногенного складу на робочому борту кар'єру

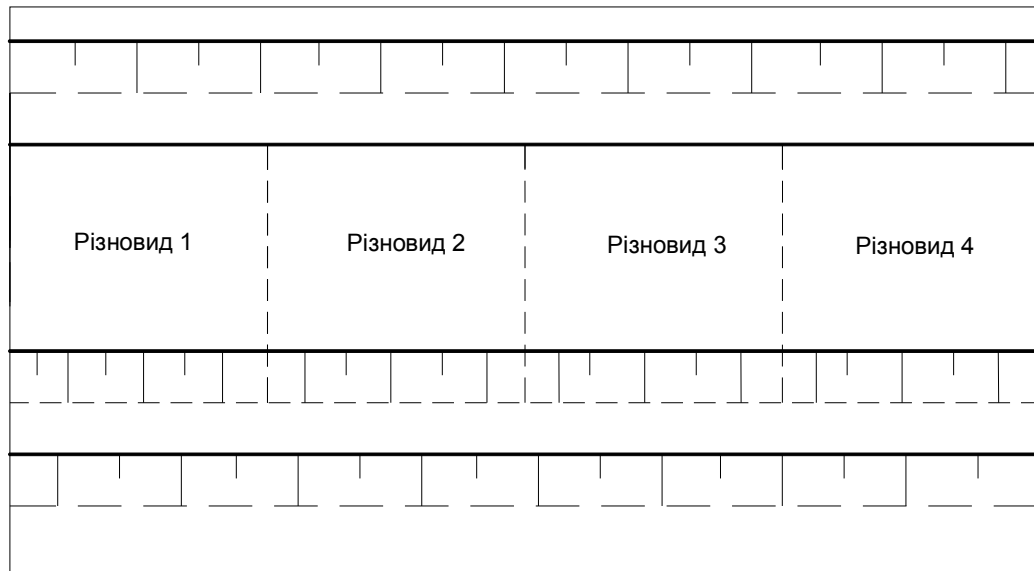


Рисунок 2.11 – Вигляд в плані готового техногенного складу некондиційної руди на робочому борту кар’єру

Відпрацювання створеного техногенного складу виконується в двох випадках: при зниженні кондицій та при виникненні необхідності відпрацювання робочого борту, на якому розташований склад. Відпрацювання передбачається виконувати комплексом виймально-завантажувального устаткування “мехлопата - автосамоскид”. Технологічна схема етапу відпрацювання приведена на рисунку 2.12.

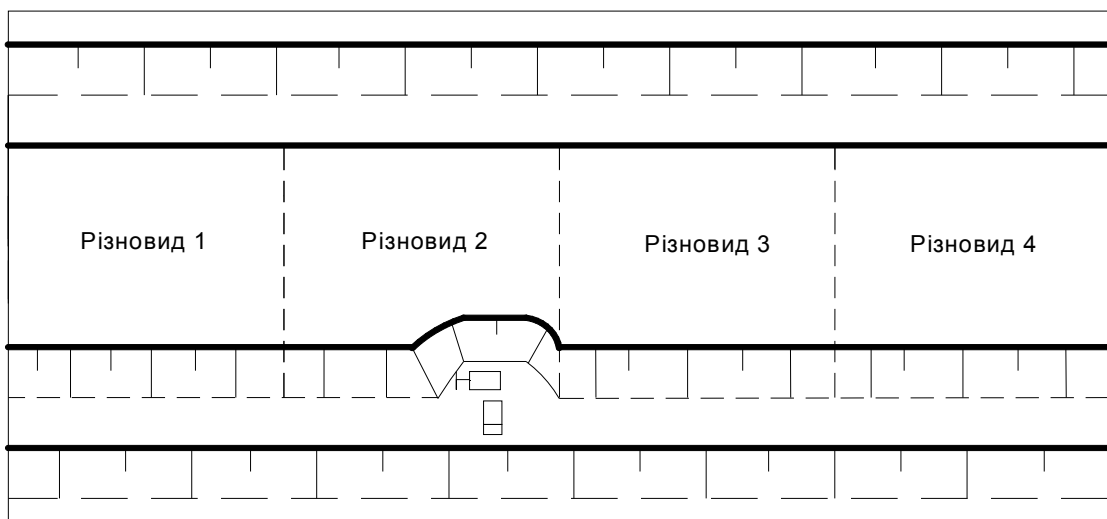


Рисунок 2.12 – Технологічна схема етапу відпрацювання техногенного складу на робочому борту кар’єру.

Аналізуючи розроблені технологічні схеми формування та відпрацювання техногенного складу на робочому борту кар'єру, відмічені такі переваги цих схем:

- складування виконується всередині кар'єру, таким чином під склад не треба виділяти частину земельного відводу;
- відносна простота схем відсипки та відпрацювання;
- при необхідності на етапі підготовки ширину площадки під склад збільшити за рахунок звуження декількох уступів, що розташовані вище;
- більша частина витрат на транспортування переноситься на період відпрацювання складу.

При цьому, розроблений тип складу має наступні недоліки:

- при неможливості зменшити кондиції до відпрацювання ділянки робочого борту, на якому розташований склад, виникне необхідність його переносу або на іншу ділянку робочого борту, або на денну поверхню, що призведе до значних додаткових витрат;
- розташований на робочому борту техногенний склад зменшує область прийняття планових рішень.

Складування на робочому борту кар'єру є найбільш ефективним при наступних умовах:

- кар'єр не досяг проектної глибини;
- існує підготовлена ділянка робочого борту, відпрацювання якої не планується на період до ймовірного перегляду кондицій.

### 2.2.3 Розробка технологічних схем складування некондиційної руди на дні кар'єру

При селективному складуванні некондиційної руди дні кар'єру можливі два варіанти: з примиканням або без примикання до неробочого борту, який виставлений у граничне положення. Ці два варіанти не мають принципових відмінностей, різниця полягає у розташуванні первинного насипу. При формуванні складу на дні кар'єру з примиканням до робочого борту, первинний насип

частково відсипається на укосі нижнього неробочого уступу. Саме цей варіант і розглянутий у приведених нижче технологічних схемах.

Як і в минулому випадку, доцільно виділити 4 етапи формування техногенного складу на дні кар'єру:

- 1) етап відсипки первинного насипу;
- 2) етап початку відсипки складу;
- 3) етап відсипки складу;
- 4) етап завершення відсипки складу.

Етап відсипки первинного насипу полягає у формуванні з некондиційних руд на дні кар'єру підйому, який переходить у горизонтальну автомобільну дорогу. Відсипку передбачається виконувати з некондиційної руди без розділення на різновиди. На наш погляд, це рішення є доцільним через те, що відсипання первинного насипу з порід розкриву призведе до змішування з некондиційними рудами і зменшення їхньої цінності. Також недоцільно розділяти некондиційну руду за різновидами вже на стадії формування первинного насипу через те, що руда необхідного різновиду може не бути в наявності в потрібний момент, а це буде затримувати відсипку насипу і, відповідно, відсипку самого складу.

Відсипку піонерного насипу передбачається виконувати автосамоскидами, планування дороги – бульдозером. Ширина первинного насипу повинна бути достатньою для розміщення на ньому двох-смугової автомобільної дороги для руху в двох напрямках, і визначається за довідниковим матеріалом (з урахуванням габаритних розмірів автосамоскидів та засобів безпеки).

Технологічна схема етапу формування первинного насипу, який примикає до неробочого борту кар'єру, приведена на рисунку 2.13. Стрілкою показаний напрям відсипки. Етап початку відсипки техногенного складу розпочинається після повної відсипки первинного насипу і полягає у формуванні транспортної смуги по всій довжині складу. Транспортна смуга формується для кожного різновиду окремо і повинна вміщувати двох-смугову дорогу для руху в протилежних напрямках. Відсипка складу (різновиду) за шириною відбувається тільки після повної відсипки транспортної смуги.

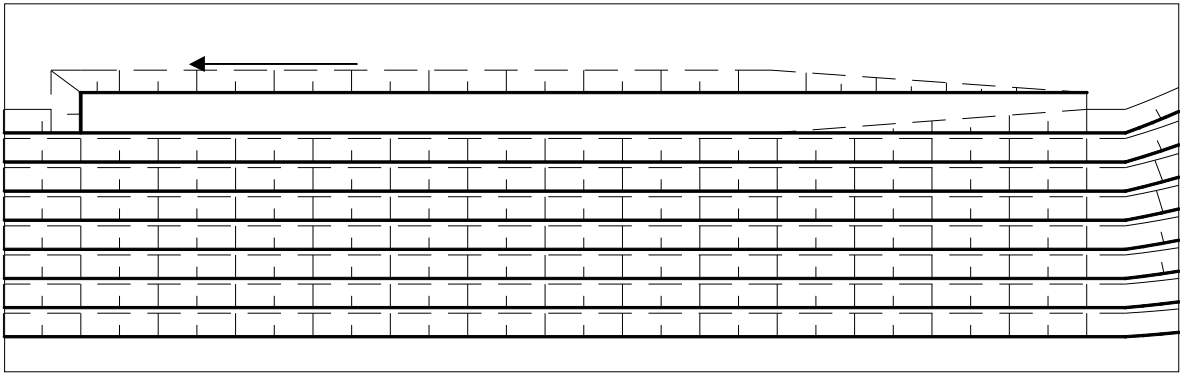


Рисунок 2.13 – Технологічна схема етапу формування первинного насипу при відсіпці техногенного складу на дні кар'єру

Різновиди у складі є незалежними. Тобто, якщо транспортна смуга в межах різновиду досягне межі, відсіпка продовжується за наступним етапом незалежно від стану відсіпки транспортних смуг в інших різновидах (принцип незалежності різновидів). На рисунку 2.14 приведена технологічна схема етапу початку відсіпки техногенного складу на дні кар'єру. На цій схемі практично завершена відсіпка транспортної смуги в межах різновиду 2, при цьому в інших різновидах відсіпка не розпочата (наприклад – через тимчасову відсутність у наявності порід цих різновидів). Стрілками показаний напрямок відсіпки транспортних смуг, частою пунктирною лінією – межі різновидів. Устаткування залишається незмінним у зрівнянні з минулим етапом.

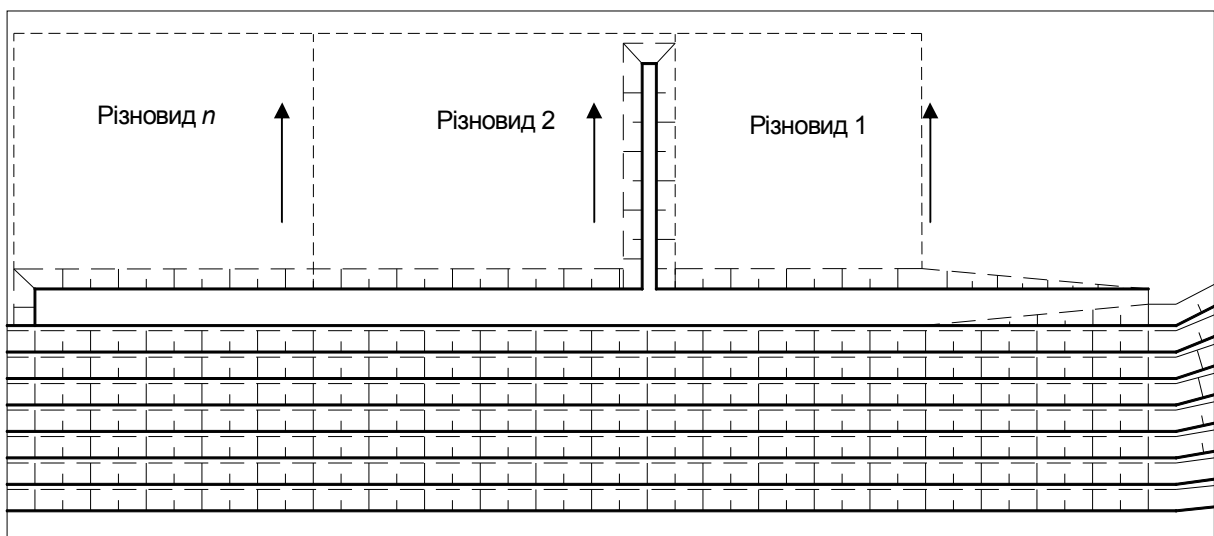


Рисунок 2.14 – Технологічна схема етапу початку відсіпки техногенного складу на дні кар'єру

Етап відсипки складу розпочинається після завершення транспортної смуги за довжиною складу і полягає у відсипці порід різновиду за шириною. Як і у попередньому етапі, залишається принцип незалежності різновидів. Відсипку передбачається виконувати автосамоскидами з транспортної смуги відповідного різновиду. Планування передбачається виконувати бульдозером. Технологічна схема етапу відсипки приведена на рисунку 2.15. Стрілками показаний напрям відсипки складу за кожним різновидом. Відсипка припиняється, коли нижня брівка ярусу досягає границі різновиду.

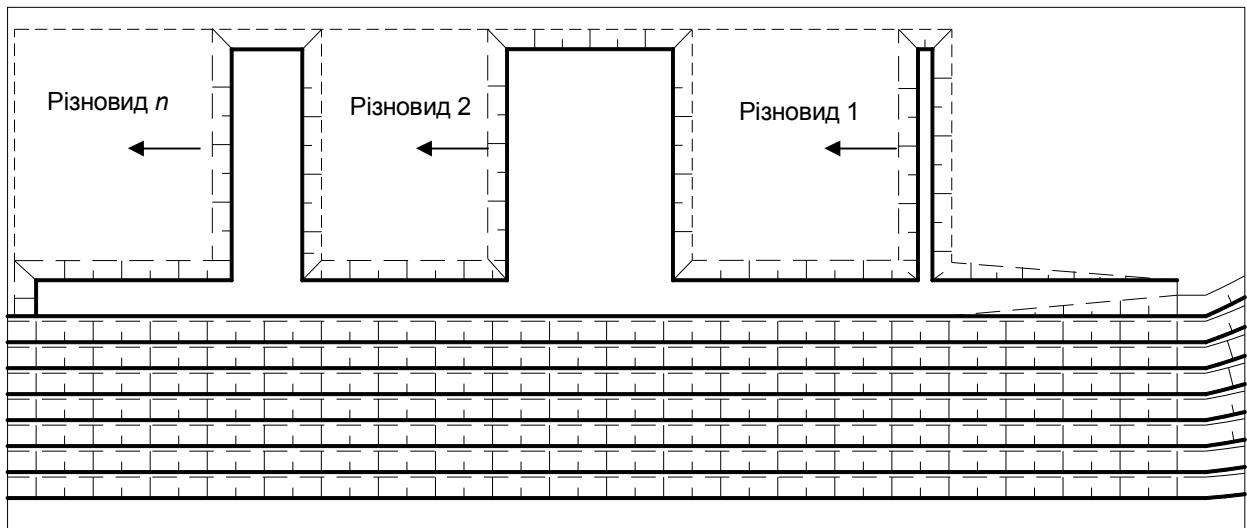


Рисунок 2.15 – Технологічна схема відсипки техногенного складу на дні кар'єру

Етап завершення відсипки техногенного складу на дні кар'єру полягає у формуванні зони контакту різновидів. На цьому етапі необхідно мінімізувати перемішування порід різних частин складу для збереження їхньої цінності. Для двох сусідніх різновидів цей етап розпочинається після того, як їхні нижні брівки співпадуть. Технологія цього етапу полягає у наступному:

- 1) автосамоскиди розвантажуються біля верхніх брівок ярусів складу, один напроти одного;
- 2) бульдозери з обох боків одночасно зсипають породи у зону контакту різновидів.

В результаті використання такої технології засипки зон контакту різнови-

дів, формується чітка границя між різновидами, яка максимально наближена до вертикальної лінії.

Технологічна схема етапу завершення відсипки приведена на рисунку 2.16. Стрілками показані напрями руху бульдозерів при зсипанні порід, які були розвантажені автосамоскидами.

Вигляд в плані завершеного техногенного складу некондиційної руди на дні кар'єру приведений на рисунку 2.17. Його відпрацювання передбачається виконувати аналогічно відпрацюванню техногенного складу, який сформований на робочому борту (технологічна схема відпрацювання приведена на рисунку 2.12).

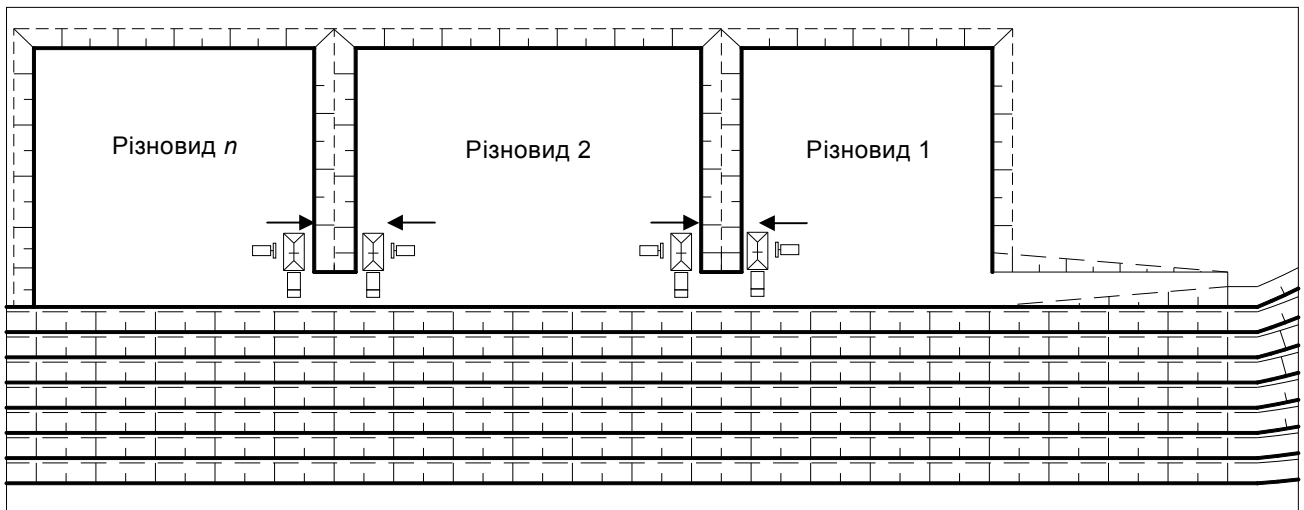


Рисунок 2.16 – Технологічна схема завершення відсипки техногенного складу на дні кар'єру

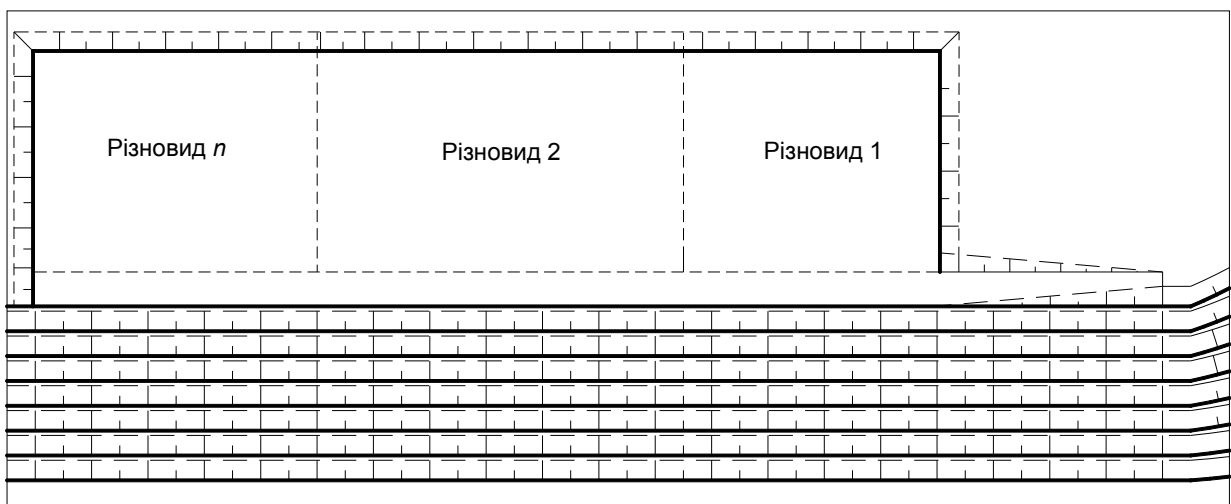


Рисунок 2.17 – Вигляд в плані готового техногенного складу на дні кар'єру



Аналізуючи розроблені технологічні схеми формування техногенного складу на дні кар'єру, відмічені такі переваги цих схем:

- під склад не треба виділяти частину земельного відводу, що є позитивним фактором з точки зору землезбереження;
- на дні кар'єру склад може зберігатися впродовж тривалого періоду, не заважаючи при цьому веденню гірничих робіт;
- більша частина витрат на транспортування переноситься на період відпрацювання складу.

Розроблені схеми мають наступні недоліки:

- склад розташований на великій відстані від збагачувальної фабрики, таким чином мають місце значні витрати на транспортування.
- значний об'єм некондиційної руди переміщується під час відсипки первинного насипу.

Складування на дні кар'єру є найбільш ефективним при наступних умовах:

- досягнуто проектного дна кар'єру;
- складування планується на великий термін, тобто зниження кондицій в найближчий час (рік-два) не передбачається;

#### 2.2.4 Розробка технологічних схем складування некондиційної руди в межах земельного відводу

При наявності земельного відводу, селективне складування некондиційної руди можна виконувати в його межах, тобто на денній поверхні. Формування техногенного складу можливо у декілька ярусів, що дозволяє збільшити його об'єм.

Доцільно виділити 4 етапи формування техногенного складу на дні кар'єру:

- 1) етап відсипки первинного насипу;
- 2) етап початку відсипки першого ярусу;
- 3) етап відсипки першого ярусу;

- 4) етап відсипки первинних насипів другого ярусу;
- 5) етап початку відсипки другого ярусу;
- 6) етап відсипки другого ярусу.

При збільшенні кількості ярусів відповідно додається по три етапи на кожний ярус.

Етап відсипки первинного насипу першого ярусу передбачає відсипку з некондиційних руд нахиленої площадки, яка переходить в горизонтальну. Первинний насип першого ярусу відсипається по всій довжині складу. Ширина площадки повинна бути такою, щоб вміщувати в себе двох-смугову дорогу для руху в обох напрямках. Ширина смуги залежить від конкретної моделі автосамоскидів, які застосовуються, і визначається з довідників. Кут нахилу площадки повинен забезпечувати ефективну і безпечну роботу транспортного устаткування. Виконувати відсипку передбачається за допомогою автосамоскидів, планування поверхні – бульдозерами. Технологічна схема відсипки первинного насипу першого ярусу приведена на рисунку 2.18. Стрілкою показаний напрям відсипки.

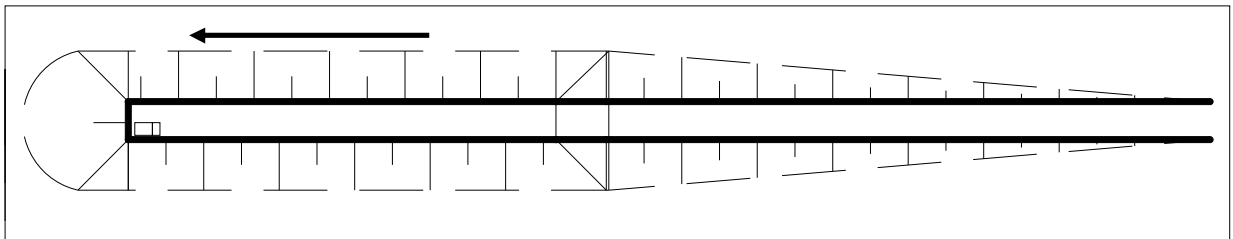


Рисунок 2.18 – Технологічна схема етапу відсипки первинного насипу

Етап початку відсипки першого ярусу полягає у відсипанні транспортних смуг для кожного різновиду. Смуги відсипаються перпендикулярно первинному насипу, їхня ширина повинна бути не меншою за ширину первинного насипу. Довжина смуги повинна бути такою, щоб нижня брівка її торця співпала з межею складу. На цьому етапі розпочинається розділення некондиційної руди на різновиди, і кожна транспортна смуга відсипається з того різновиду, під який виділене місце. Використовується те саме обладнання, що і при відсипці первинного насипу. Технологічна схема початку відсипки першого ярусу техно-

генного складу в межах земельного відводу приведена на рисунку 2.19. Стрілкою показані напрями відсипки транспортних смуг.

Етап відсипки першого ярусу передбачає розширення транспортних смуг вздовж первинного насипу та засипання зон контакту різновидів. На відміну від технологічних схем внутрішньокар'єрного складування, засипання зон контакту різновидів може розпочинатись відразу після відсипки транспортних смуг.

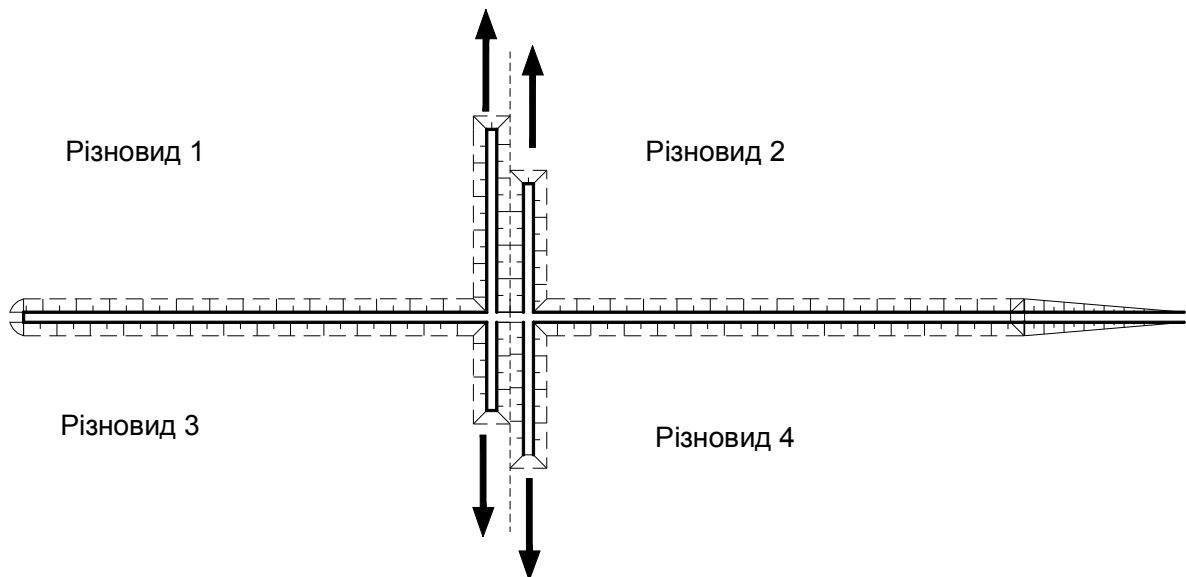


Рисунок 2.19 – Технологічна схема початку відсипки першого ярусу техногенного складу в межах земельного відводу

Принцип засипки зон контакту є таким самим, як і у вище розглянутих випадках внутрішньокар'єрного складування: засипання ведеться бульдозером одночасно з обох боків зони контакту для мінімізації перемішування різновидів і формування чіткої вертикальної межі між різновидами.

Відсипка першого ярусу складу завершується, коли нижні брівки всіх різновидів співпадуть з межами складу, а зона контакту різновидів буде повністю засипана (рис. 2.21). Технологічна схема етапу відсипки першого ярусу приведена на рисунку 2.20. Стрілками позначені напрями відсипки.

Відсипка другого ярусу розпочинається з формування первинного насипу на поверхні першого ярусу. Принципово технологічна схема відсипки другого ярусу повторює відсипку першого, за виключенням того, що відстань між нижньою брівкою другого ярусу та верхньою брівкою першого повинна дорівнюва-

ти мінімальній ширині робочої площадки. Ця ширина розраховується за відомими методами з урахуванням характеристик виймально-навантажувального устаткування. Технологічні схеми етапів відсіпки другого ярусу приведені на рисунках 2.22 – 2.24. Вигляд в плані двоярусного складу приведений на рисунку 2.25.

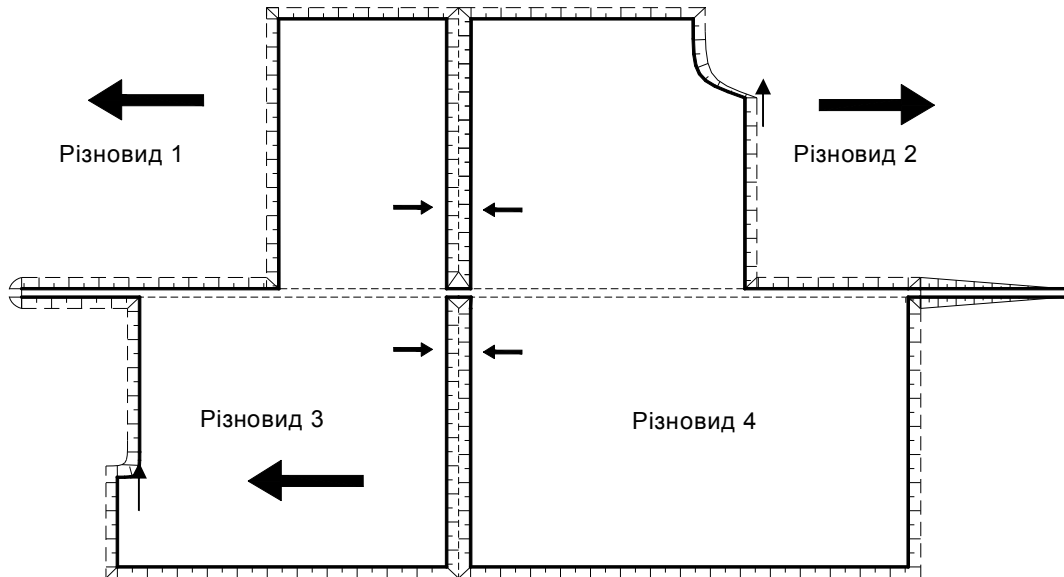


Рисунок 2.20 – Технологічна схема етапу відсіпки першого ярусу техногенного складу в межах земельного відводу

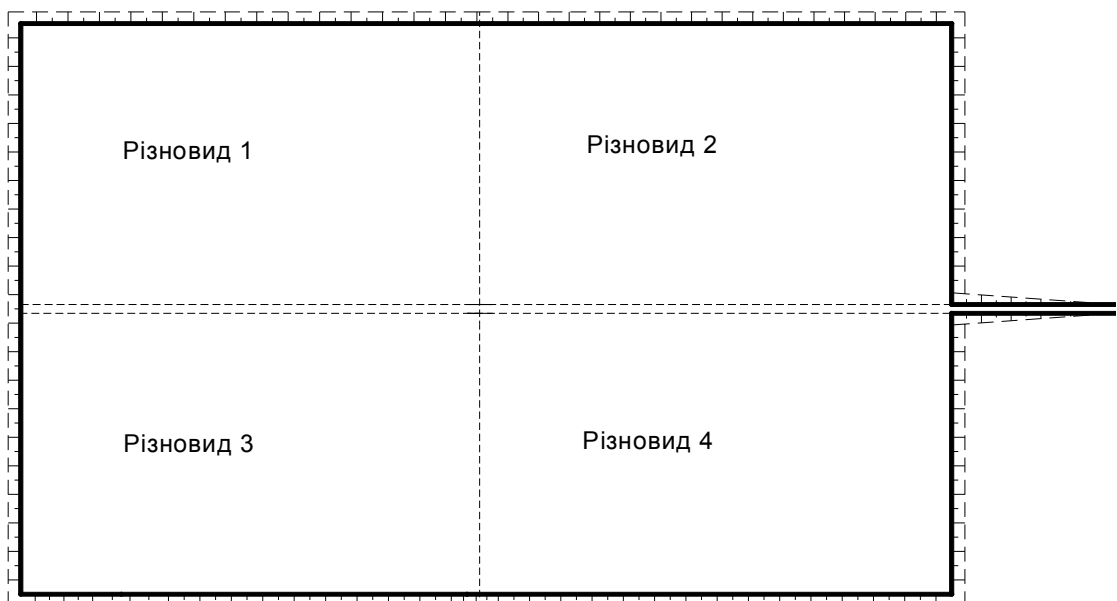


Рисунок 2.21 – Вигляд в плані відсіпаного першого ярусу техногенного складу в межах земельного відводу

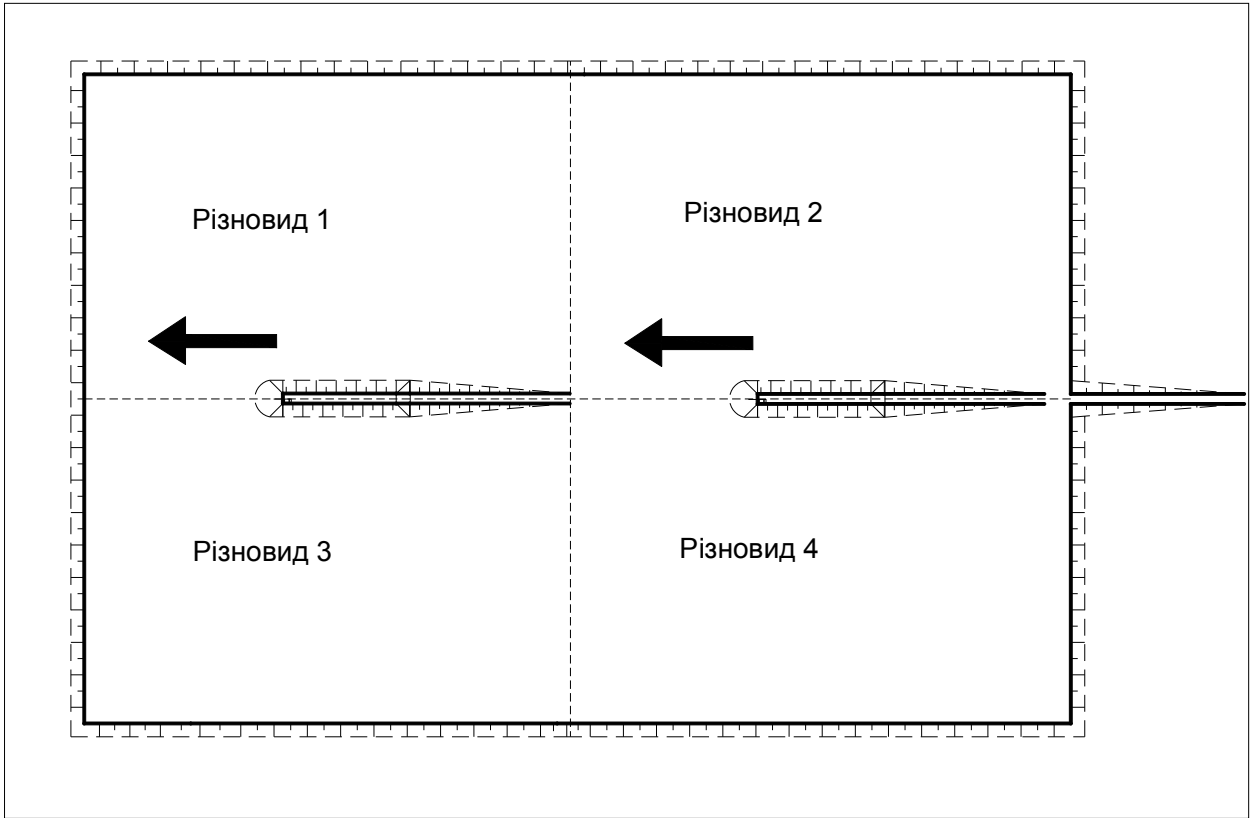


Рисунок 2.22 – Відсіпка первинних насипів для формування другого ярусу техногенного складу в межах земельного відводу

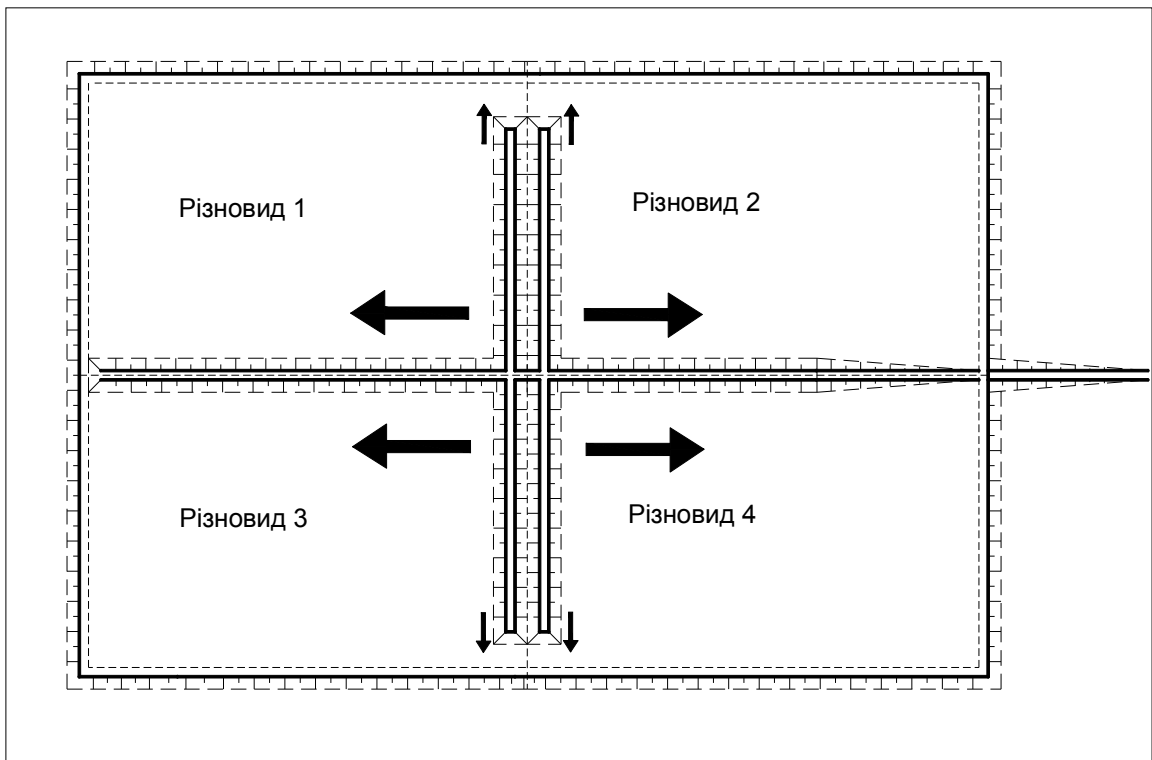


Рисунок 2.23 – Технологічна схема етапу початку відсіпки другого ярусу техногенного складу в межах земельного відводу

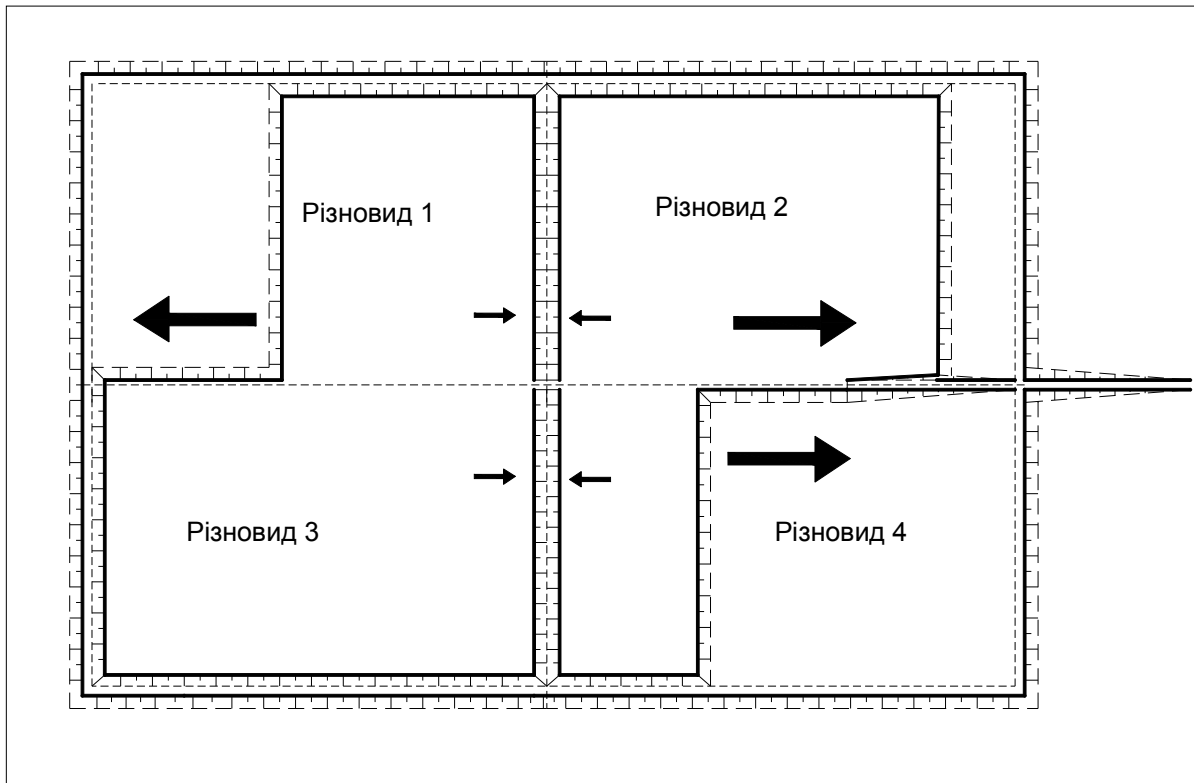


Рисунок 2.24 – Технологічна схема етапу відсіпки другого ярусу техногенного складу в межах земельного відводу

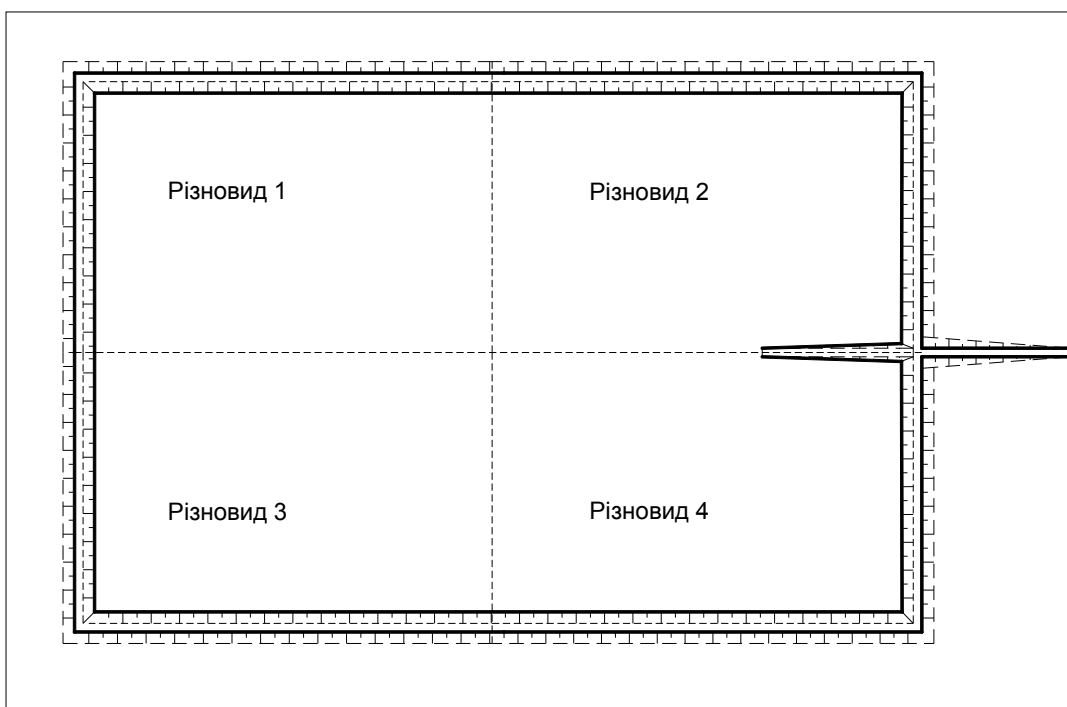


Рисунок 2.25 – Вигляд в плані техногенного складу некондиційної руди в межах земельного відводу

Відпрацювання складу передбачається виконувати за допомогою зв'язки “мехлопата – автосамоскид”. Через те, що різновиди розташовані один над одним, не виникає необхідності видобувати породи першого ярусу раніше, ніж відвантажені породи з другого. Тому яруси можна відвантажувати як послідовно, так і паралельно (коли необхідна велика продуктивність).

#### 2.2.5 Розробка методики визначення параметрів технологічних схем складування некондиційної руди

Під параметрами технологічних схем розуміються наступні характеристики складу:

- об'єм складу та кожного різновиду окремо;
- параметри первинного насипу (якщо є);
- параметри робіт з підготовки площадки під складування (для складування на робочому борті кар'єру);
- час на відсипання складу;
- кількість рейсів автосамоскидів для відсипання складу.

Блок-схема алгоритму визначення приведених вище параметрів приведена на рисунку 2.26

Блок 2. За існуючими геологічними матеріалами і методиками виконується поточна оцінка запасів некондиційних руд в кар'єрі. Результатом виконання цієї процедури є геологічні дані про кількість та якість некондиційних руд, які на даний час залишилися в кар'єрі. Також, за календарним планом визначається продуктивність кар'єру за усіма різновидами некондиційних руд.

Блок 3. На цьому етапі виконується пошук можливих місць розташування складу та визначення його максимальних границь в кожному конкретному випадку (виконується технологом на основі календарного та генерального плану кар'єру). Результатом виконання є список варіантів розташування техногенного складу з можливими границями.

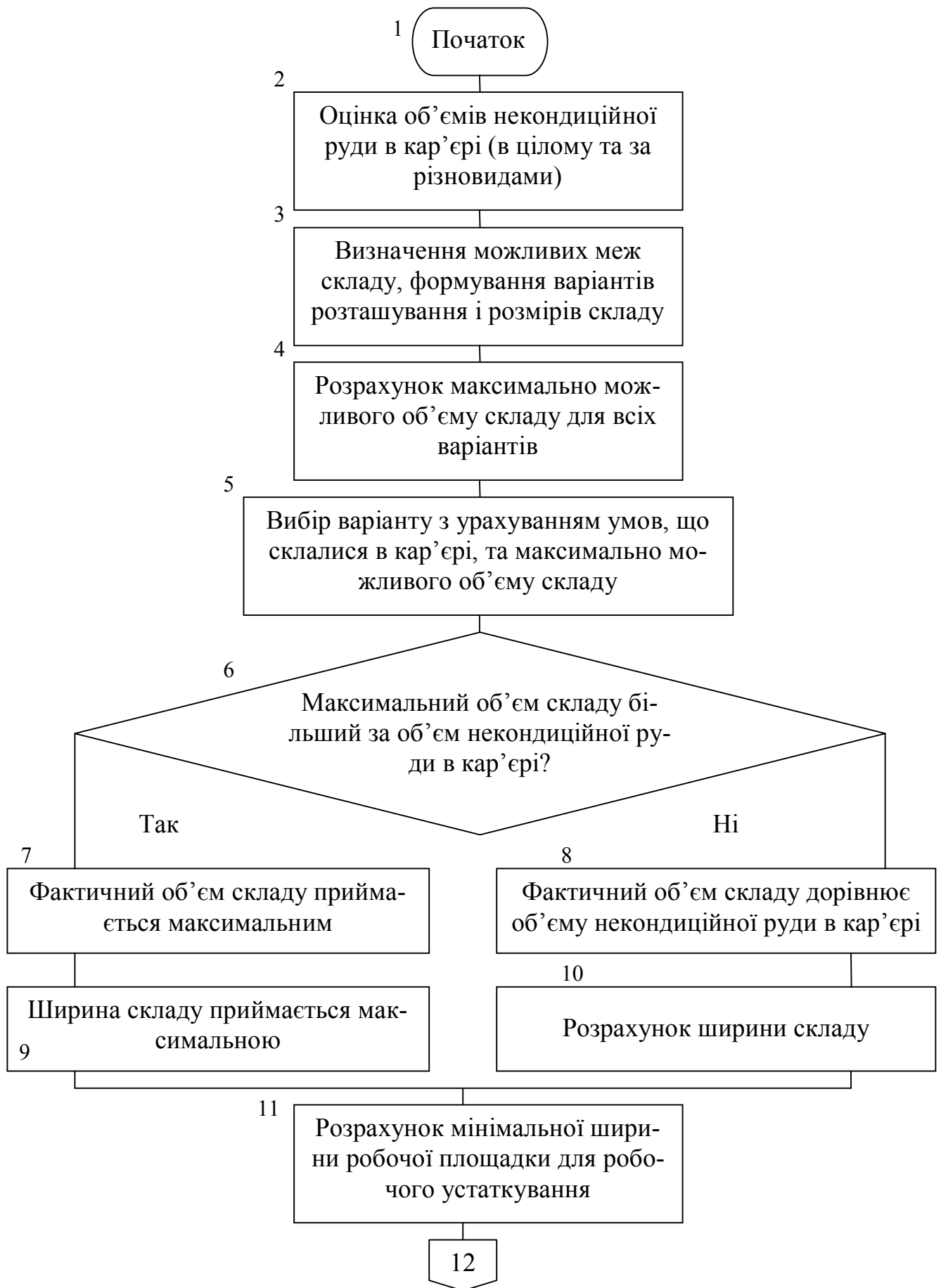
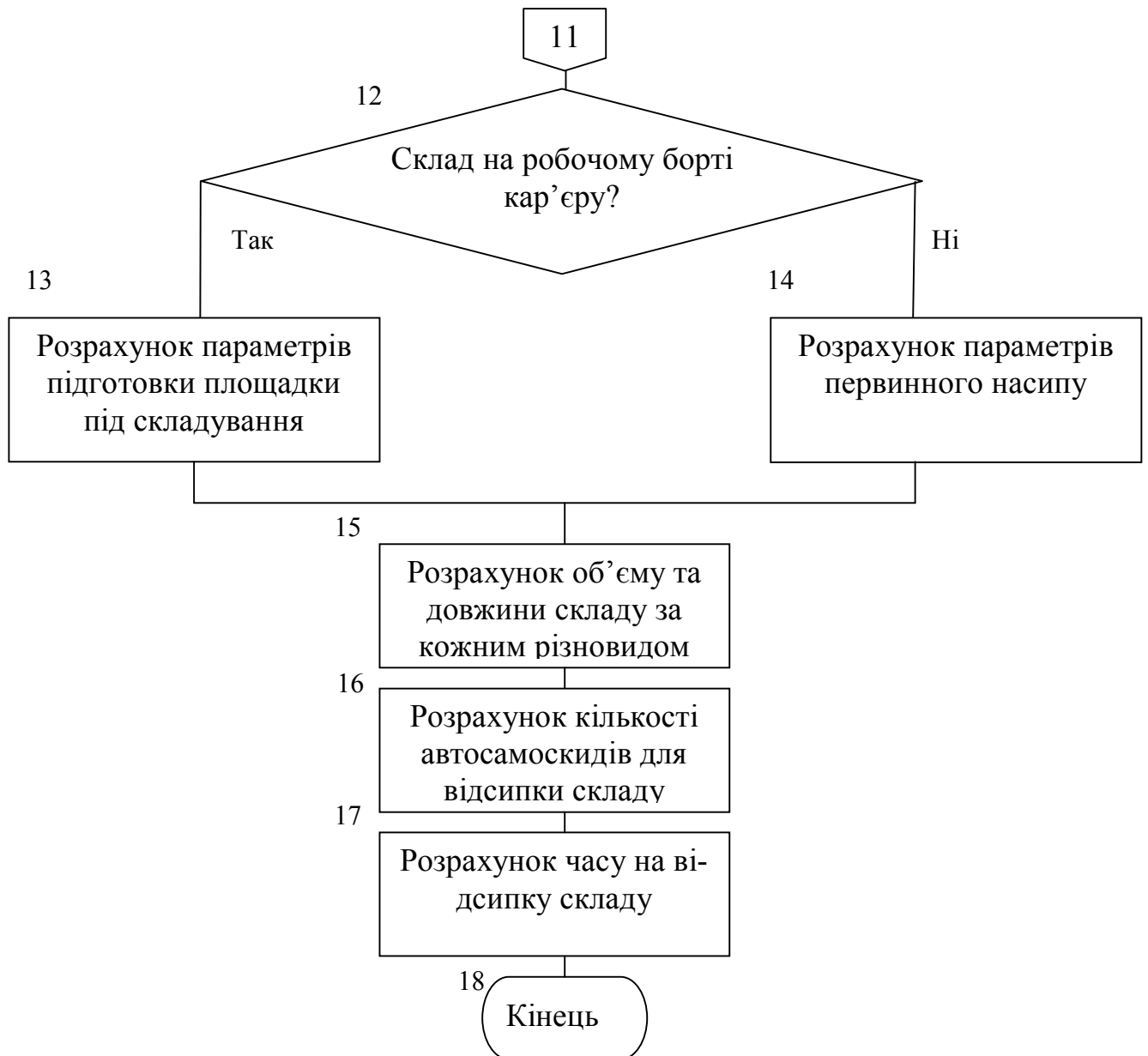


Рисунок 2.26 – Блок-схема алгоритму розрахунку параметрів складу





Продовження рисунку 2.26 - Блок-схема алгоритму розрахунку параметрів складу

Блок 4. Розрахунок максимально можливого об'єму техногенного складу некондиційних руд розраховується наступним чином:

- для складу на робочому борту кар'єру:

$$V = h_{я} \cdot (b_{\epsilon} - 0,5h_{я} \cdot ctg\beta) \cdot l_{\epsilon} + h_{я}^2 \cdot ctg\alpha \cdot P_{НБ}, \text{ м}^3 \quad (2.19)$$

де  $h_{я}$  – висота ярусу складу, м;

$b_{\epsilon}$  – ширина складу поверху, м;

$\beta$  – кут укосу робочого уступу, градуси;

$l_g$  – довжина складу по верху, м;

$\alpha$  – кут укосу ярусу складу, градуси;

$P_{НБ}$  – периметр нижньої брівки ярусу відвалу, м.

- для складу в межах земельного відводу:

$$V = h_y \cdot b_g^y \cdot l_g^y + h_y^2 \cdot ctg\alpha \cdot P_{НБ} - V_{ПН}, \text{ м}^3 \quad (2.20)$$

де  $b_g^y$  - ширина ярусу складу по верху, м;

$l_g^y$  - довжина ярусу складу по верху, м;

$V_{ПН}$  – об'єм первинного насипу,  $\text{м}^3$ .

Об'єм техногенного складу на дні кар'єру розраховується аналогічно попередньому типу складу, тільки кут укосу робочого борту кар'єру замінюється на кут укосу первинного насипу, який дорівнює куту укосу ярусу складу.

Блок 5. Вибір складу виконується з урахуванням наступних рекомендацій:

- кількість складів для вміщення всієї некондиційної руди кар'єру повинна бути мінімальною;

- перевагу слід віддавати *внутрішньокар'єрному* складуванню некондиційних руд;

- сумарна відстань транспортування до збагачувальної фабрики (відстань від забою до складу та відстань від складу до фабрики) повинна бути мінімальною;

- час на підготовку до початку відсипання складу повинен бути мінімальним.

Вибір виконується технологом з урахуванням вищенаведених рекомендацій і досвіду та інших факторів.

Блоки 6 – 8. У тому випадку, коли об'єм некондиційної руди більший за максимальний об'єм складу, то для поточного складу приймається максимальний об'єм. Для складування тієї частини некондиційної руди, яка в поточний склад не потрапляє, рекомендується створити додаткові склади.

Блок 9 – 10. У тому випадку, коли об'єм складу не є максимальним, роз-

рахунок ширини складу виконується за допомогою виразів (2.19) та (2.20) (складові  $b_6$ ,  $b_6^a$ ). При максимальному об'ємі складу, його об'єм залишається таким, який був обчислений в блоці 4.

Блок 11. Розрахунок ширини робочої площадки виконується за відомими розрахунковими схемами та методиками з урахуванням технологічних параметрів устаткування та його габаритів.

Блоки 12 – 14. У тому випадку, коли місце розташування техногенного складу обране на дні кар'єру або в межах земельного відводу, розраховуються параметри первинного насипу.

Ширина первинного насипу поверху (при тупиковій схемі під'їзду на розвантаження [14]):

$$b_6^{PH} = R + 0,5 \cdot l_a + 2 \cdot c, \text{ м} \quad (2.21)$$

де  $R$  – радіус розвороту автосамоскиду, м;

$l_a$  – довжина автосамоскиду, м;

$c$  – безпечна відстань від верхньої брівки до смуги руху ( $c = 2 - 3$  м)

Ширина первинного насипу понизу:

$$b_n^{PH} = b_6 + 2 \cdot h_y \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м} \quad (2.22)$$

де  $h_y$  – висота ярусу складу, м;  $\alpha$  – кут укосу ярусу складу, градуси;

Об'єм первинного насипу:

$$V_{PH} = h_y \cdot (l_6^{PH} \cdot b_6^{PH} + h_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha \cdot P_{HB} + \frac{2}{3} h_y \operatorname{ctg} \alpha \cdot l_{TP} + 0,5 \cdot b_n^{PH} \sqrt{h_y^2 + l_{TP}^2}), \text{ м}^3, \quad (2.23)$$

де  $l_6^{PH}$  – довжина первинного насипу поверху, м;

$b_6^{PH}$  – ширина первинного насипу поверху, м;

$l_{TP}$  – довжина нахиленої ділянки первинного насипу, м;

$b_n^{PH}$  – ширина первинного насипу понизу, м.

Довжина первинного насипу визначається межами складу.

Час на відсіпання первинного насипу:

$$t^{PH} = V_{PH} / Q_{нек}, \text{ міс.} \quad (2.24)$$

де  $Q_{нек}$  – сумарна місячна продуктивність кар'єру за некондиційною рудою всіх різновидів,  $\text{м}^3/\text{міс}$ .

Кількість рейсів автосамоскидів, які необхідно розвантажити для відсіпання насипу:

$$N = V_{\text{ПН}} \cdot k_{\text{нед}} / Q_a, \text{ од.} \quad (2.25)$$

де  $Q_a$  – вантажопідйомність автосамоскиду,

$k_{\text{нед}}$  – коефіцієнт недовантаження автосамоскиду, од.

У випадку складування некондиційної руди на робочому борту кар'єру, після визначення об'єму складу необхідно визначити технологічні параметри етапу підготовки площадки уступу під складування. У першу чергу, треба визначити необхідну ширину площадки, яка необхідна для вміщення всього об'єму складу. Максимальна ширина площадки обмежена шириною площадки, що лежить вище. Необхідно, щоб на площадці, що лежить вище, залишилося місце для маневрування автосамоскидів та роботи екскаватору. Ширина цієї площадки була визначена в блоці 11.

Ширина, на яку необхідно розширити площадку під складування, визначається наступним чином:

$$b_{\text{розш}}^{\text{площ}} = b_{\text{необх}}^{\text{площ}} - b_{\text{роб}}^{\text{площ}}, \text{ м} \quad (2.26)$$

де  $b_{\text{необх}}^{\text{площ}}$  – необхідна ширина площадки під складування (відстань між верхньої брівки уступу, що лежить нижче складу, до нижньої брівки уступу, що знаходиться вище складу, після розширення площадки; обчислюється в блоках 9 або 10), м;

$b_{\text{роб}}^{\text{площ}}$  – ширина робочої площадки до розширення, м;

$$b_{\text{роб}}^{\text{площ}} = b_{\text{min}} + b_{\text{зан.}}, \text{ м} \quad (2.27)$$

де  $b_{\text{min}}$  – мінімальна ширина робочої площадки (блок 11), м;

$b_{\text{зан.}}$  – ширина полоси запасів, готових до виймання на 1,5 місяця (за нормативними документами).

Об'єм гірської маси, яку необхідно відпрацювати для підготовки площадки до складування (при умові збереження кута нахилу уступу):

$$V_{\text{відг.}} = h_y \cdot b_{\text{роб}}^{\text{площ}} \cdot l_n, \text{ м} \quad (2.28)$$

де  $l_n$  – довжина складу понизу, м.

Швидкість підготовки площадки до складування некондиційної руди:

$$t_{\text{підг}} = \frac{V_{\text{підг.}}}{Q_{\text{експ.}}} + t_{\text{виб}}, \text{ міс.} \quad (2.29)$$

де  $Q_{\text{експ.}}$  – експлуатаційна продуктивність екскаватора, який виконує підготовку площадки,  $\text{м}^3/\text{міс.}$ ;

$t_{\text{виб}}$  – сумарний час, впродовж якого екскаватор не виконує виїмку породи через буро-вибухові роботи, міс.

Блок 15. Об'єм за кожним різновидом визначається наступним чином:

$$V_{\text{скл}}^n = V_{\text{різн}}^n \cdot k_{\text{скл}}, \text{ м}^3 \quad (2.30)$$

де  $n$  – номер різновиду, од.;

$V_{\text{різн}}^n$  – існуючий об'єм різновиду в кар'єрі,  $\text{м}^3$ ;

$k_{\text{скл}}$  – коефіцієнт складування ( $0 < k_{\text{скл}} \leq 1$ ).

Коефіцієнт складування показує, яку частину некондиційної руди  $n$ -го різновиду планується складувати в поточному складі, параметри якого розраховуються. Приймається технологом з урахуванням кількості складів, які планується створити в кар'єрі.

Довжина ділянки  $n$ -го різновиду визначається за виразом:

$$l_n = \frac{V_{\text{скл}}^n}{h_{\text{я}} \cdot b_{\text{я}}^g}, \text{ м} \quad (2.31)$$

Блок 16. Кількість автосамоскидів для відсіпання техногенного складу визначається так (при умові, що склад відсіпається автосамоскидами з однаковою вантажопідйомністю):

$$N = \sum_{j=1}^J \frac{V_j}{Q_j^a \cdot \rho}, \text{ од.} \quad (2.32)$$

де  $j$  – різновид автосамоскиду за вантажопідйомністю;

$J$  – кількість різновидів автосамоскидів за вантажопідйомністю;

$V_j$  – об'єм некондиційної руди, яка доставляється на склад  $j$ -м різновидом автосамоскидів;

$Q_j^a$  – вантажопідйомність автосамоскидів різновиду  $j$ , т;

$\rho$  – питома вага вантажу, т/м<sup>3</sup>.

При цьому,  $\sum_{j=1}^J V_j = V$ .

Блок 17. Час на відсіпку складу розраховується наступним чином:

$$T = t_{nidz} + \frac{1}{720} N \cdot t_{peic}, \text{ міс.} \quad (2.33)$$

де  $t_{nidz}$  – час на підготовку до формування складу ( $t_{nidz} = t^{III}$  для складу на дні кар'єру або в межах земельного відводу), міс;

$t_{peic}$  – середній час рейсу автосамоскиду, год.

### 2.2.6 Розробка організації складування некондиційної руди

Організація складування некондиційної руди – невід'ємна складова частина відповідної технологічної схеми. Суть організації полягає в ув'язці між собою просторових та часових параметрів технологічної схеми (відсіпка первинного насипу або підготовка – відсіпка транспортних смуг – відсіпка секцій складу за різновидами). Важливою особливістю у випадку зі схемами, які розглядаються в даній роботі, є те, що координатна прив'язка з часом виконується не тільки з об'ємними, а ще і з *якісними* показниками некондиційної руди.

Способом задавання організації складування некондиційної руди служить планограма, а вихідними даними для її побудови є календарний план роботи кар'єру. З календарного плану враховуються наступні дані:

- об'єми некондиційних руд за кожним різновидом, які планується видобути впродовж року, етапу та до кінця відпрацювання родовища;
- динаміку продуктивності кар'єру за некондиційними рудами за кожним різновидом.

З урахуванням технологічних схем складування некондиційної руди, планограма ділиться на 2 частини: підготовчі роботи та безпосередньо відсіпка складу. У випадку складування некондиційної руди на робочому борту кар'єру, підготовчі роботи полягатимуть у збільшенні ширини площадки під складування, а у випадку складування на дні кар'єру або в межах земельного відводу – у

проведенні первинного насипу. Відсипка складу для кожного різновиду поділяється на планограми на два етапи: відсипка транспортної полоси та відсипка частини складу, яка залишилася.

На рисунку 2.27 приведений приклад планограми відсипки техногенного складу, який розташований на дні кар'єру, на один рік. На горизонтальній вісі відкладений час, на вертикальній – довжина складу. Остання розділена на частини, які відповідають елементам складу: похила площадка первинного насипу та чотири різновиди. В загальному випадку, кількість різновидів може бути довільним. Вісь часу (горизонтальна) розділена на дві частини: відсипка первинного насипу та відсипка складу.

Швидкість завершення того чи іншого етапу складування залежить від наявності потрібного різновиду некондиційної руди. У приведеному вище прикладі планограми початок відсипки техногенного складу (т. А) розпочинається у другій половині першого місяця. На ділянках В-С і D-E відбувається зупинка відсипки первинного насипу. Такі затримки пояснюються відсутністю на той час некондиційної руди. Також можуть виникати незаплановані затримки через непередбачувані обставини, такі як вихід з ладу виймально-завантажувального устаткування на ділянках видобутку некондиційної руди, зупинка ведення робіт через нещасні випадки, незадовільні погодні умови тощо. При розташуванні техногенного складу на робочому борту кар'єру, такі зупинки на етапі підготовки мають бути циклічними та відображати ведення вибухових робіт для підготовки виймального блоку екскаватору для розширення площадки під складування. В т. F на приведеному прикладі відбувається завершення відсипки первинного насипу і перехід до етапу відсипки техногенного складу. Відставання між початком відсипки транспортних смуг в цьому прикладі пояснюється лише відсутністю в наявності потрібного різновиду некондиційної руди. В розроблених технологічних схемах існує технологічна можливість відсипати одночасно всі різновиди руд на виділених для цього ділянках складу. На прикладі планограми, відсипання транспортних смуг різновидів 3 та 4 розпочато одночасно, а різновиди 1, 2 та 3 відсипаються з деякою затримкою.

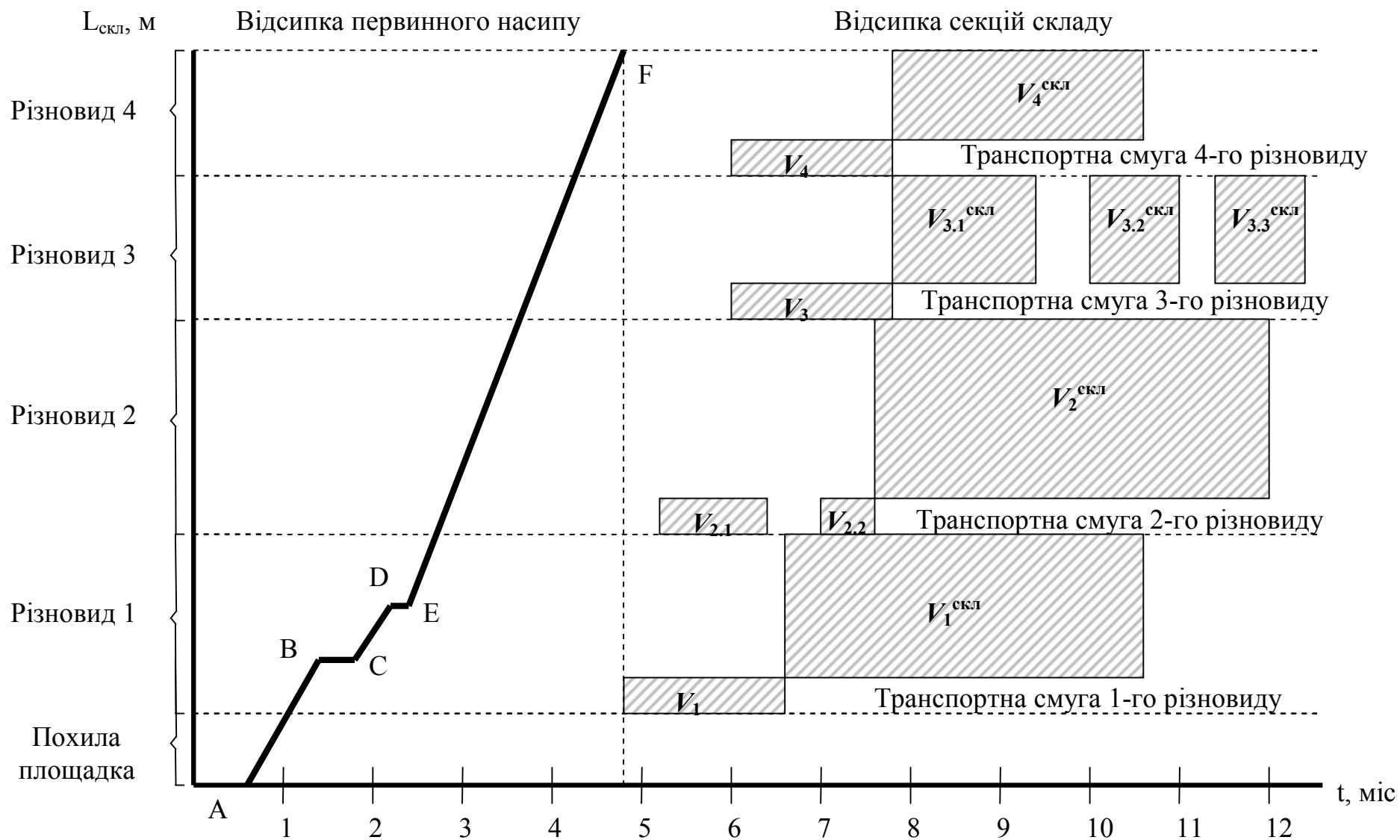


Рисунок 2.27 – Приклад планограми відсіпки техногенного складу на дні кар'єру



У прикладі планограми,  $V_1$ ,  $V_2$ ,  $V_3$  та  $V_4$  – об’єми транспортних смуг. При цьому,  $V_2 = V_{2.1} + V_{2.2}$ . Затримка між відсипкою об’ємів  $V_{2.1} + V_{2.2}$  пояснюється відсутністю в наявності некондиційної руди різновиду 2.

Об’єми частин секцій різновидів, що залишилися, позначені на прикладі планограми як  $V_1^{скл}$ ,  $V_2^{скл}$ ,  $V_3^{скл}$  та  $V_4^{скл}$ . Аналогічно ситуації з транспортними смугами, об’єм  $V_3^{скл}$  складається з об’ємів  $V_{3.1}^{скл}$ ,  $V_{3.2}^{скл}$  та  $V_{3.3}^{скл}$ . Затримка у відсипці також виникає через відсутність в наявності на потрібний момент часу некондиційної руди різновиду 3.

Таким чином, виконав побудову планограми відсипки техногенного складу з урахуванням об’ємно-якісних показників календарного плану за некондиційною рудою можна визначити наступне:

- дату початку відсипки техногенного складу (початок етапу підготовки);
- дати та тривалість планових перерв у відсипках (на всіх етапах відсипки складу);
- дату закінчення етапу підготовки та дату початку етапу відсипки техногенного складу;
- необхідний об’єм некондиційної руди того чи іншого різновиду в будь-який проміжок часу в рамках планограми;
- об’єм некондиційної руди того чи іншого різновиду, який буде відсипаний до складу в заданий проміжок часу.

### 2.3 Перспективи розвитку динамічної концепції бортового вмісту для управління кондиціями мінеральної сировини

*Основні напрямки та визначення.* Як відомо, в даний час, крім бортового вмісту корисного компонента в мінеральній сировині в цілому по родовищу, в практиці розрізняють також бортовий вміст по окремих блоках (ділянках) родовища і різновидам корисних копалин. Динамічна концепція бортового вмісту розглядається як його інтерпретація в якості *змінної* величини відповідно динаміці *цінових і нецінових факторів ринку* [15-17].

Очевидно, що слід враховувати ще одну складову динаміки, що обумовлена *фактором часу розробки родовища*, так як на окремих етапах будуть відпрацьовуватися різні ділянки родовища і різновиди корисних копалин при змінюваних при цьому витратах на їх видобуток і переробку внаслідок динаміки гірничих робіт.

Крім того, слід враховувати різне співвідношення витрат на розробку і переробку, а також можливої виручки від реалізації продукції для різних способів або технологічних схем використання (видобутку й переробки) корисних копалин різних різновидів і якості. Таким чином, бортовий вміст буде залежати від застосовуваних технологічних схем видобутку та переробки. Відповідно буде формуватися ще одна складова динаміки бортового вмісту, що обумовлена *фактором способу чи технологічної схеми* використання (видобутку й переробки) корисних копалин різних різновидів і якості.

Два останніх твердження в даній роботі розглядаються як напрями, що забезпечують розвиток динамічної концепції бортового вмісту корисного компонента в мінеральній сировині. Нижче виконано опрацювання головних положень цих напрямків. За основу ухвалено визначення, представлені в [18].

Традиційно, бортовий вміст зазвичай використовується тільки для проб, за якими проводиться поділ руди і породи в процесі *оконтурювання* родовища або його частини (будемо називати його *основним* бортовим вмістом).

Очевидно, що для будь-якого блоку, який буде видобутий, необхідна компенсація витрат на його видобуток і переробку. Вміст в руді, який може відшкодувати всі ці витрати (з урахуванням витрат на виїмку розкривних порід), є, так званим, *беззбитковим* бортовим вмістом.

Частина блоків з вмістом корисного компонента в руді, нижче беззбиткового бортового, все одно будуть здобуті як порода для отримання доступу до більш глибоких рудних горизонтів. Витрати на видобуток цих блоків відносяться до витрат виїмки більш глибокої і більш багаті руди. Ймовірно, такі блоки можуть бути перероблені, якщо виручка від реалізації виробленої з них продукції може компенсувати тільки витрати на переробку. Граничний вміст

корисного компонента в руді, що забезпечує виконання зазначеної вище умови, можна визначити як *умовно беззбитковий бортовий вміст*.

*Особливості врахування впливу витрат.* Для визначення бортового вмісту ключовим питанням є порівняння витрат на видобуток і переробку корисних копалин з виручкою від реалізації готової продукції з метою визначення можливого прибутку.

Очевидно, що процедура такого порівняння для зазначених вище видів бортових вмістів буде відрізнятися структурою враховуються витрат, а також їх *тимчасової, просторової і технологічної* прив'язки. Так, наприклад, для початкового етапу розробки родовища повинні бути враховані не тільки експлуатаційні, але і капітальні витрати, а на останньому етапі враховуються, як правило, тільки експлуатаційні витрати і мінімальний можливий прибуток. Це може, зокрема, зменшити основний бортовий вміст, збільшити балансові запаси і термін існування кар'єру. Зміна таких параметрів кар'єру може спричинити, в свою чергу, коригування проекту. При визначенні умовно оптимального бортового вмісту будуть враховуватися, наприклад, транспортні витрати, що залежать від просторового розташування оцінюваного блоку родовища. У свою чергу, модернізація технологічної схеми збагачення приводить до поліпшення об'ємно-якісних показників концентрату, що створює передумови для зменшення бортового вмісту і зазначених вище головних параметрів кар'єру.

Надзвичайно актуальною є *проблема достовірності* розрахунку витрат. Вона виникає вже на стадіях визначення тимчасових та постійних кондицій. Для визначення витрат, а, отже, і бортового вмісту, з достатньою точністю необхідно, по суті, виконати проект. В повній мірі на даних стадіях це зробити неможливо, тому що поки ще не всі вихідні дані для проекту визначені і погоджені (та ще й невідомо, чи доцільно проект розробляти). Спроби розрахунків витрат із застосуванням, так званих, укрупнених оцінок або прототипів-аналогів надають прийнятним на цих стадіях проектним рішенням, витратам і кондиціям недостатньо обґрунтований характер.

Як відомо, проблема достовірності визначення витрат і пов'язаного з ни-

ми бортового вмісту актуальна з тих же причин (фактори невизначеності) для стадії проектування кар'єру, і для стадії його експлуатації. Хоча в цих випадках витрати визначаються прямим рахунком, все одно має місце практично не переборна залишкова недостовірність. Як наслідок, наприклад, завжди існує реальний ризик не підтвердження ефективності прийнятих проектних рішень і запасів, оконтурених за прийнятим основним бортовим вмістом.

Крім проблеми достовірності визначення витрат на різних стадіях проектування кар'єру (як зазначалося вище, слід визнати, що проектування кар'єру починається вже на стадії визначення тимчасових кондицій), на наш погляд, при розрахунку витрат проявляється також існуюча в даний час загальна проблема проектування, яка складається в невизначеності взаємозв'язку вихідних даних і результатів. Ця невизначеність проявляється як всередині стадії проектування, так і між стадіями.

Так, усередині стадії *для визначення бортового вмісту необхідно, по суті, виконати проектування кар'єру, щоб встановити витрати, а для проектування потрібно знати запаси, які визначаються на підставі бортового вмісту.* Як відомо, для вирішення цього прояву зазначеної проблеми численними публікаціями і нормативними документами пропонується виконувати ряд проектів для безлічі варіантів можливих кондицій з подальшим вибором раціонального варіанту. У практиці реалізувати цю пропозицію з достатньою точністю проектування і прямим рахунком витрат практично неможливо через велику трудомісткість. Як уже зазначалося, спроби розрахунків із застосуванням, так званих, укрупнених витрат або прототипів-аналогів надають проектним рішенням а, отже, і кондиціям недостатньо обґрунтований характер.

Невизначеність взаємозв'язку вихідних даних і результатів між стадіями проектування виявляється в наступному:

- при визначенні постійних кондицій повторюються ті ж розрахунки, що і при встановленні тимчасових, але для більш точних геологічних даних і, можливо, для *інших* технологічних рішень; безпосередньо в розрахунках тимчасові кондиції і відповідні їм витрати не враховуються; в загальному випадку отри-

мані на цих стадіях значення витрат і бортового вмісту можуть відрізнятися між собою; зв'язок між вихідними даними і результатами розрахунків проявляється в ухваленні рішення про проведення детальної геологорозвідки, яке з якоюсь ймовірністю може бути вірним або невірним і з якоюсь ймовірністю може підтвердитися чи ні;

- при розробці ТЕО доцільності проектування та будівництва кар'єру встановлені постійні кондиції приймаються в якості вихідних даних, але передбачаються проектні рішення можуть відрізнятися від тих, для яких були встановлені саме ці кондиції; така некоректність вносить невизначеність, тому передбачаються таким чином проектні рішення з якоюсь ймовірністю можуть бути як ефективними, так і не ефективними; додатковий фактор невизначеності - розрив від часу затвердження запасів до початку будівництва кар'єру, який іноді досягає десятка років.

*Бортовий вміст для окремих рудопотоків.* Як уже зазначалося, бортовий вміст для блоків (ділянок) родовища визначається на підставі порівняльної оцінки витрат на видобуток, транспортування й переробку мінеральної сировини з можливою виручкою від реалізації продукції, тобто оцінки можливого прибутку. Отже, поняття бортового вмісту може бути однозначно віднесено і до грузопотоку, і до місця доставки, як *певного вмісту корисного компонента в руді, яке застосовується для розділення якихось способів або технологічних схем використання (видобутку й переробки) корисних копалин різних різновидів і якості*. Саме з таких позицій, як на стадії проектування, та й на стадії експлуатації, повинні прийматися рішення, чи повинен черговий блок мінеральної сировини бути:

- добутий і перероблений;
- добутий і направлений у склад;
- добутий і направлений у відвал, як порода;
- не здобутий взагалі.

Як і у випадку з основним бортовим вмістом (п. 2.1.2), може вирішуватись пряма і зворотна задачі управління кондиціями:

- визначення можливого прибутку від переробки рудопотоку при заданій зміні бортового вмісту;

- визначення необхідного зміни бортового вмісту для одержання необхідного прибутку.

У зв'язку з цим особливий інтерес представляє включення в технологічні схеми видобутку і транспортування складів некондиційних руд (підрозд. 2.2). Окрім посилення природоохоронного та ресурсозберігаючого аспектів, з'являється додаткова можливість формування рудопотоків, переробка яких забезпечить збільшення прибутку. Така можливість обумовлюється:

- змінним характером бортового вмісту: раніше некондиційна руда може стати кондиційною;

- механізмом обліку витрат: витрати на транспортування некондиційних руд, як породи, що відноситься до витрат по видобутку руди; при поставці некондиційної руди на переробку витрати на її транспортування будуть включати тільки витрати на ділянці доставки "склад - ДОФ" (з урахуванням тимчасового лага між часом доставки та відвантаження руди);

- поділ руди на кондиційну і некондиційну виконується по одному показнику - бортовому вмісту - вмісту  $Fe_{магн}$ , а на показники збагачення (якість і вихід концентрату, вилучення та втрати в хвості) впливає також і збагачуваність руди; як наслідок, може бути некондиційна добре збагачувана руда, з якої виходить більш якісний концентрат, ніж з кондиційної.

Таким чином, при формуванні рудопотоків (шихтовці і усередненні) необхідно виходити не з якості руд і бортового вмісту за одним показником вмісту  $Fe_{магн}$ , а з оцінки можливого прибутку.

### 3 РОЗРОБКА ЕФЕКТИВНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ВІДРОБКИ ГОРИЗОНТАЛЬНИХ РОДОВИЩ ПРИ СТВОРЕННІ МАЛОВІДХОДНИХ І ЕКОЛОГІЧНО БЕЗПЕЧНИХ ТЕХНОЛОГІЙ

3.1 Аналіз стану теоретичних досліджень в області створення екологічно безпечної та маловідходної технологій відкритої розробки родовищ

Відкрита розробка родовищ корисних копалин спричиняє суттєвий вплив на навколишнє природне середовище. Прямій негативній дії піддаються атмосфера, гідросфера і відбувається неминуча трансформація земної поверхні. Під час цього техногенного впливу великі території земель втрачають свій природний потенціал і вирішити цю проблему шляхом відновлення поверхні землі до природного стану неможливо, принаймні, за сучасного рівня технологій.

Техногенний вплив відкритих гірничих робіт на земну поверхню в Україні лише за останні десятиріччя призвів до виникнення порушених територій площею більш ніж 170 тис. га [19]. Особливо гостро питання постає при розробці родовищ корисних копалин, розташованих на територіях земель сільськогосподарського призначення, оскільки лише 50 % площ гірничого відводу, порушених відкритою розробкою, можуть бути повернені в колишнє використання не дивлячись на те, що сільськогосподарське використання є найбільш ефективним [20].

Однією з головних причин втрати земель сільськогосподарського полягає у наявності укосами відвалів і траншей, частка яких може досягати до 40 % від загальної площі гірничого відводу [21]. Тож одним із актуальних питань при розробці маловідходних технологій відкритої розробки є зменшення площ, зайнятих відвалами і їх укосами.

При розробці нових технологічних рішень були проаналізовані відомі способи рекультивації земель, які дозволяють зменшувати площі, зайняті зовнішніми відвалами та їх укосами. Головною ідеєю цих технологічних рішень є

переміщення порід зовнішніх відвалів у вироблений простір кар'єру після доопрацювання кар'єром покладів корисної копалини [21, 22].

В роботі [23] пропонується мінімізувати порушення земель на початкових етапах розробки родовища, а саме при будівництві кар'єрів. У роботі пропонується новий спосіб проведення розрізних траншей для зменшення площі порушення землі. Але зазначений спосіб має обмежену область використання, а саме його застосування залежить від властивостей порід розкриття і об'єму внутрішнього відвалу. Головним недоліком цього способу є обмеження з його використання а саме потужність розкриття не повинна перевищувати 70 м.

Основні заходи при виробництві гірничих робіт, які дозволяють зменшувати порушення земель наводяться у роботі [21]. Наведені нові схеми відвалоутворення з урахуванням рекультиваційних робіт; засипки розкритими породами вироблених просторів; селективне формування відвалів розкритих порід. Проте значним недоліком запропонованого способу будівництва кар'єру є розташування тимчасового відвалу на ділянці земельного відводу і подальша перекопавка його об'єму у вироблений простір після доопрацювання родовища.

Також розглянуто новий спосіб розкриття родовища тимчасовою похилою траншеєю в контурах кар'єрного поля [24]. Після будівництва кар'єру внутрішня виїзна траншея виконуватиме функції капітальної траншеї, а після завершення робіт передбачається її засипка. Однак недоліком розробленого способу є відсутність встановлення області його застосування, а у прикладі приводиться лише кар'єр з глибиною 40 м. Другим істотним недоліком є не розглянуте питання щодо технології відвалоутворення при відсіпці розкритих порід в контурах розрізної траншеї.

Існує оригінальний спосіб відробки кар'єру з погашенням залишкового виробленого простору [25]. Його застосування можливе при розробці двох суміжних полів, або одного кар'єрного поля двома чергами. Це дозволить збільшити площу відновлення порушених земель під час розробки кар'єрів. Встановленим недоліком цього способу є те, що при відробітку кар'єрного поля  $I$  у внутрішній відвал цього кар'єру будуть відсіпані розкриті породи виїзної



траншеї, що приведе до додаткового збільшення висоти внутрішнього відвалу, а при розробці кар'єрного поля II його розкривними породами необхідно буде формувати як внутрішній відвал, так і погашати виїзну траншею сусіднього кар'єру.

Паралельно з аналізом науково-дослідних робіт, які забезпечують маловідходну технологію розробки родовищ корисних копалин були розглянуті роботи з вирахуванням чиннику рекультивації порушених земель при формуванні поверхні відвалів. У роботі [26] розглянуто форми рельєфу, утворені різним відвальним устаткуванням, на основі чого зроблено висновок, що зменшення об'єму планувальних робіт на поверхні відвалів досягається при зближенні конусів відвальних ярусів. Недоліком даного технологічного рішення, є збільшення об'єму допоміжних робіт на відвальній ділянці у зв'язку із зменшенням ширини відвальної заходки при зближенні конусів відвальних ярусів, а отже із збільшенням кількості пересувань шляхів відвалоутворювача.

У науково-дослідній роботі [27], наведено нові рішення з підвищення ефективності технологічних схем доробки кар'єрів за рахунок формування залишкового виробленого простору кар'єру із заданими параметрами. Так, при доробці кар'єру пропонується змінювати форму і об'єм поперечного перетину залишкового виробленого простору за рахунок відробітку частини родовища тупиковими заходками, що залишилися, перпендикулярно фронту посування робіт кар'єру. Недоліком даного способу відновлення земель є те, що навіть при істотному зменшенні глибини залишкового виробленого простору на 45 – 56 % є велика вірогідність затоплення його поверхні ґрунтовими водами, отже, ці землі під сільськогосподарський напрям використання недоцільно.

У роботі [28] приведено обґрунтування раціональних технологічних схем формування ландшафтної різноманітності. Як один із способів модифікації техногенних форм рельєфу при транспортно-відвальній системі розробки пропонується заповнювати частину виробленого простору породами внутрішнього відвала. Недоліком пропонованого технологічного рішення є те, що крім вида-

них рекомендацій не приведені технологічні схеми по реалізації вказаного способу і не вказано, на скільки підвищиться ефективність виробництва відновних робіт.

Особливості відновлення укосів і площадок зовнішніх відвалів скельних порід розглянуто у роботі [29]. Розроблено методику відновлення поверхні шламосховищ гірничо-збагачувальних комбінатів. Проаналізований досвід відновлення балок і ярів, а так само приведена структура механізації і організації робіт по підвищенню родючості малопродуктивних земель. Проте приведений перелік досліджень в основному відноситься до розробки крутопадаючих родовищ, експлуатація яких істотно відрізняється від експлуатації пологих. Тобто запропоновані технологічні рішення можуть бути ефективні лише для ґрунтового покриву пологопадаючих родовищ при рекультивациі.

При вивченні закордонного досвіду підвищення маловідходності та екологічної безпеки відкритої технології розробки після доопрацювання кар'єру розглянуто відомий на виробництві спосіб погашення залишкового виробленого простору кар'єру породами зовнішнього відвала [30]. Даний спосіб був реалізований на практиці німецькою компанією Вісмут, де впродовж двадцяти років у вироблені простори кар'єрів було переміщено 120 млн м<sup>3</sup> розкривних порід. Після чого простір кар'єрів був повністю засипаний а на новій поверхні були виконані рекультиваційні і ландшафтні роботи.

Суттєвим недоліком вказаного способу рекультивациі є значна затримка у часі, що згодом привело до екологічних проблем регіону, а також до збільшення витрат на роботи з відновлення землі. Крім того переекскавація всього об'єму порід зовнішнього відвала привела до істотних витрат у розмірі 6,4 млрд євро. Очевидно, що такі витрати на відновлення земель можуть дозволити лише країни з високим рівнем соціально-економічного розвитку [31].

Виконаний аналіз вітчизняних і зарубіжних науково-дослідних робіт, а також сучасний стан порушених земель обумовлюють необхідність розробки

ефективних маловідходних і еколого безпечних технологій відкритої розробки на базі вже встановленої ступіні екологічності освоєння родовища [32]. Як було встановлено в зазначеній роботі, максимальну ступінь екологічності має відновлення порушених земель під сільськогосподарський напрям використання. Це обумовлює більш детальний розгляд науково-дослідних робіт направлених на збільшення площ рекультивованих земель під сільськогосподарський напрям і підвищення ефективності розробки родовища за рахунок маловідходності виробництва.

3.2 Якісний та кількісний аналіз і систематизація факторів впливу на ступінь екологічності та ефективності технології відкритої розробки родовищ

Під час встановлення якісної та кількісної оцінки екологічності та ефективності технології відкритої розробки родовищ корисних копалин, попередньо проаналізовані фактори впливу на ступінь екологічності технології відкритої розробки корисних копалин. Систематизація цих факторів наведена на (рис. 3.1.).

Кожен фактор має окрему ступінь дії на екологічності технології. До того ж слід зазначити, що вплив кожного окремого фактору є унікальним, тобто їх практично неможливо порівнювати між собою. Це потрібно враховувати при подальшій розробці методики визначення ефективної технології з формування екологічно прийнятних техногенних ландшафтів.

*Геологічні фактори*, які були проаналізовані у першу чергу, визначають:

- 1) можливий тип знов сформованого техногенного ландшафту;
- 2) параметри зовнішніх відвалів та розміри залишкового виробленого простору;



Рисунок 3.1 – Систематизація факторів впливу на ступінь екологічності технологій відкритої розробки родовищ корисних копалин

3) параметри внутрішнього відвалу, його рельєф та тип гірської породи;

4) вплив на атмосферу та інфраструктуру шкідливих викидів від буро-підричних робіт, та сейсмічних хвиль.

*Гідрогеологічні фактори* мають наступний напрям дії:

- 1) напрям розвитку фронту гірничих робіт;
- 2) спосіб підготовки та розробки родовища;
- 3) хімічний вплив відкритих гірничих робіт на ґрунтові та поверхневі води;
- 4) зміна гідрологічного режиму підземних вод.

*Технологічні фактори:*

1) визначають рельєф поверхні внутрішніх відвалів, параметри залишкового виробленого простору, місце розташування зовнішніх відвалів і залишкового виробленого простору;

2) обумовлюють наявність і параметри зовнішніх відвалів та залишкового виробленого простору;

3) обумовлюють формування типу рельєфу поверхні гірничого відводу та ступінь селективності відсипання розкривних порід у внутрішній відвал.

*Організаційно-технологічні фактори* мають наступний напрям дії:

1) зміна техногенного рельєфу території гірничого відводу у випадку розміщення у виробленому просторі кар'єру відходів виробництва;

2) зміна рельєфу у випадку повторного видобування супутніх корисних копалин в майбутньому.

*Соціальні фактори:*

1) обумовлюють вибір типу техногенного рельєфу й напрям його відновлення;

2) визначають спрямованість відновлення природного ландшафту;

3) впливають на ступінь можливого штучного покращення біогеоценозу.

*Економічні фактори* визначають:

1) ступінь і якість відновлення порушених земель;

2) доцільність зміни напрямку використання природного ландшафту.

Встановлені фактори являють собою як пряму так і опосередковану форму дії на екологічність технології відкритої розробки родовищ корисних копалин. Визначення якісного та кількісного впливу цих факторів має прямий взаємозв'язок зі спрямованістю та якістю відновлення порушених земель, що представляє собою актуальну науково-практичну проблему. Її рішення дозволить прогнозувати зміну площ відчужуваних, порушених і відновлених земель, а також земель які невідворотно втрачаються для сільськогосподарського виробництва. Вирішення цих завдань також дозволить здійснювати цілеспрямований системний пошук нових проектних технологічних рішень із питань розкриття й розробки родовища, ступені, спрямованості і якості відновлення порушених земель.

При якісному та кількісному аналізі факторів впливу на екологічність технології розробки необхідно виконати оцінку кожної окремо взятої ділянки території земельного відводу. Оскільки території всіх цих ділянок мають різні площі порушення та глибини відносно поверхні землі, їх вплив на навколишнє середовище буде різним.

Під час обґрунтування критеріїв якісної та кількісної оцінки екологічності технології відкритої розробки екологія і технологія повинні розглядатися як один спільний об'єкт. В той час як традиційно наслідки дій відкритих гірничих робіт на навколишнє середовище зазвичай оцінюються окремо, а дія технології відкритої розробки на навколишнє середовище представляється як вплив на природні ресурси і, перш за все, земляні, хоча необхідно також враховувати вплив на гідросферу та ландшафт. Особливого значення це питання набуває у випадку якщо гірничопромисловий район має розгалужену інфраструктуру та забудову території спорудами.

Врахування наслідків виробництва гірничих робіт при розробці родовищ родовища, а також після його відробітку необхідні для скорочення їх впливу на навколишнє середовище.

В зв'язку із цим раніше була розроблені методичні принципи кількісної і якісної оцінки технології відкритих гірничих робіт на стадії проектування та реконструкції кар'єрів [33]. Це дало можливість прогнозувати дію відкритої розробки на навколишнє середовище і враховувати при економічній оцінці різних варіантів технологічних схем відкритої розробки родовищ. Рішення цього питання полягало у виявленні, аналізі і оцінці технологічних чинників, що впливають на навколишнє середовище.

На даному етапі виконання досліджень стоїть питання розробки методичних принципів кількісної оцінки технології відкритих гірничих робіт на стадії розробки родовищ корисних копалин через встановлення критеріїв оцінки екологічності технології.

На початковому етапі досліджень виконано якісну оцінку ступеня впливу процесів технології ВГР на навколишнє середовище, аналіз яких дозволяє чіткіше визначити їх сукупний вплив (табл. 3.1.).

Таблиця 3.1 – Якісна характеристика впливу процесів відкритої розробки на навколишнє середовище

Процеси відкритих гірничих робіт	Дія процесів відкритих робіт на навколишнє середовище								
	Природні ресурси							Ландшафт	Інфраструктура території
	Земельні	Водні	Повітряний басейн	Біотичні	Енергетичні	Матеріальні	Трудові		
1. Буро-підривні роботи	- +	- +	++	- +	--	++	- +	--	+ -
2. Виймально-навантажувальні роботи	++	--	- +	--	- +	--	--	--	++
3. Транспортування порід	--	--	- +	- +	--	- +	--	--	- +
4. Відвалоутворення	++	- +	++	++	++	++	- +	++	++

Примітка:

+ + - істотний вплив;

+ - - помірний вплив;

- + - слабкий вплив;

- - - не робить впливу.

У табл. 3.1 приведена якісна оцінка ступеня впливу процесів технології відкритих гірничих робіт на навколишнє середовище. Виходячи з даних наведених в цій таблиці можна констатувати, що взаємодія між технологією розробки та її екологічністю має наступний вигляд: *технологія розробки – техногенні порушення – вплив на навколишнє середовище*, а оскільки технологія розділена на окремі складові чинники, то необхідно чіткіше визначити вплив кожній з них. Слід зазначити, що система розробки включає окрім виробничих процесів також рекультиваційні роботи.

Встановлені факти підтверджують, що найбільший вплив мають сукупні процеси технології вчиняють на природні ресурси. В першу чергу на земельні та повітряні ресурси. Особливий вплив спричиняють буро-підривні роботи та відвалоутворення.

Вплив на енергетичні, матеріальні і трудові ресурси не є критичним, однак при виконанні гірничих робіт на конкретному родовищі, він має місце. Найбільший вплив на витрату цих ресурсів мають виймально-навантажувальні роботи та відвалоутворення. Відомим інтегральним економічним показником цих витрат є собівартість видобутку 1 т корисної копалини. Цей показник може бути прийнятий у якості екологічного при оцінці технологічних схем систем розробки.

Значущий вплив технологія відкритої розробки спричиняє на ландшафт та інфраструктуру території гірничого відводу. При цьому максимальний вплив спричиняє виймально-навантажувальні роботи і відвалоутворення. Наслідки цих впливів на навколишнє середовище можна поділити на три складові:

- а) вилучення земель із сільськогосподарської діяльності та зниження їх родючості після рекультивації;
- б) забруднення водного і повітряного басейнів;
- в) негативний вплив на життєдіяльність біоти.

Причина виявлених наслідків знаходиться безпосередньо в процесах виробництва відкритих гірничих робіт. Однак зменшення цього впливу можливо



лише шляхом розробки відповідних технологічних схем з заміною техніки, яка використовується на підприємствах вже не одне десятиріччя на сучасну.

При виборі раціональної технологічної схеми розробки родовища з урахуванням екологічності кожен окремий процес, розглянутий у табл. 3.1. необхідно характеризувати по екологічному показнику відновлення землі гірничого відводу.

Даний критерій буде залежним від гірничо-геологічних та технологічних параметрів родовища. Так при збільшенні потужності розкриття й, відповідно, глибини кар'єру на експлуатовані й перспективні для відкритої розробки пологоспадних родовищ корисних копалин приводить до збільшення порушених площ, які втрачаються для господарчого використання тобто ефективність технології з точки зору екологічного і соціального фактору знижується.

Для оцінки екологічності технологічних схем, що розробляються, необхідне створення методики визначення ефективності формування екологічно-і економічно прийнятних техногенних ландшафтів при відкритій розробці родовищ корисних копалин.

### 3.3 Методика визначення ефективної технології з формуванням екологічно-і економічно прийнятних техногенних ландшафтів

Встановлення ефективності нової технології відкритої розробки, яка дозволяє підвищувати ступінь екологічності повинно відбуватися на основі порівняльної оцінки стану структури гірничого відводу існуючого і можливого варіантів рекультивації порушених земель. У якості вихідних параметрів приймаються результати рекультивації при існуючій технології розробки, які порівнюються із результатами, отриманими від запроваджених технологій.

Так для оцінки ефективності технології у якості основного критерію пропонується прийняти величину, що характеризує додаткову площу відновлення земель під сільськогосподарський напрям рекультивації  $\Delta S_B$ , на основі якого вираховується показник збільшення коефіцієнта рекультивації  $\Delta K_B$ . Під час

встановлення  $\Delta S_B$  порівнюється площа відновлення земель під сільськогосподарське використання при традиційному і запропонованому способі формування зовнішнього і внутрішнього відвалів. При встановленні  $\Delta K_B$  визначається відношення площі відновлення земель традиційного до розробленого способу. При визначенні критерію ефективності  $\Delta S_B$  для запропонованого способу відновлення земель розглянуті схеми, на яких представлені плани поверхні кар'єру після рекультивації при традиційному (рич. 3.2) і запропонованому (рис. 3.3) способі формування відвалів.

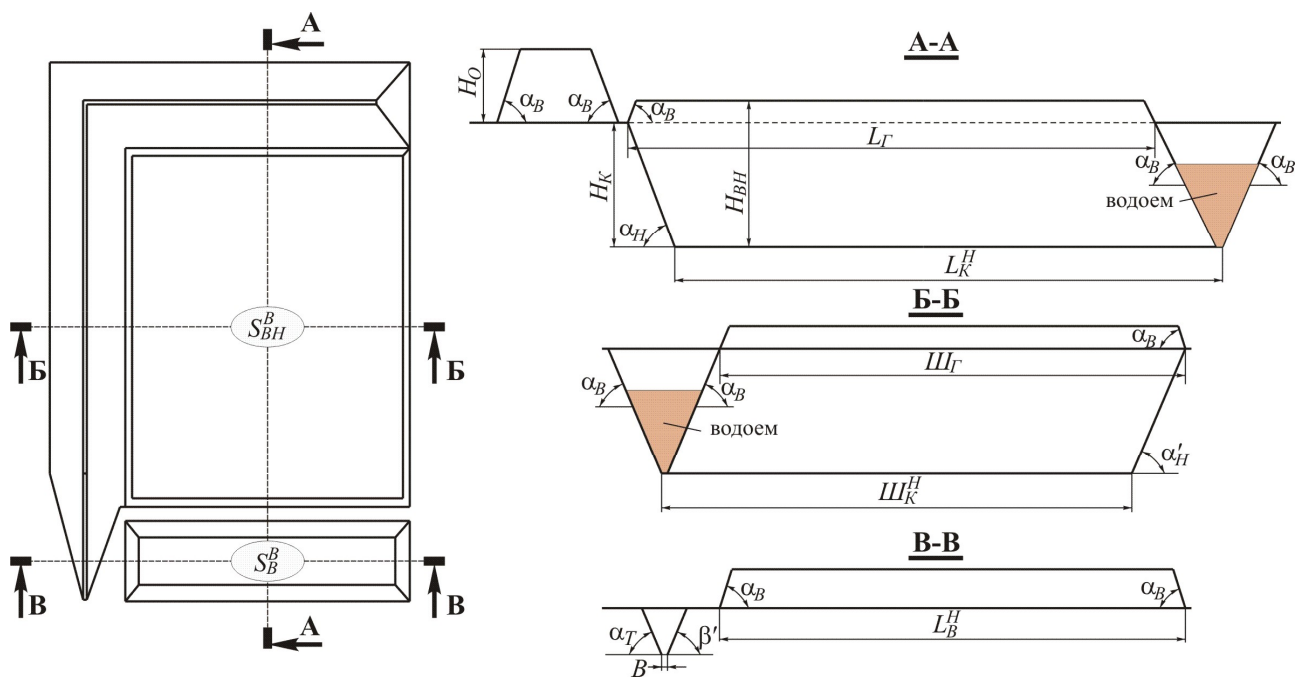


Рисунок 3.2 – Схема кар'єру після рекультивації при роздільному формуванні відвалів

Розрахунок збільшення площі відновлення земель під сільськогосподарський напрям рекультивації  $\Delta S_B$  при різних параметрах кар'єрного поля проводиться в наступному порядку:

$$\Delta S_B = S'_B - S_B, \text{ м}^2, \quad (3.1)$$

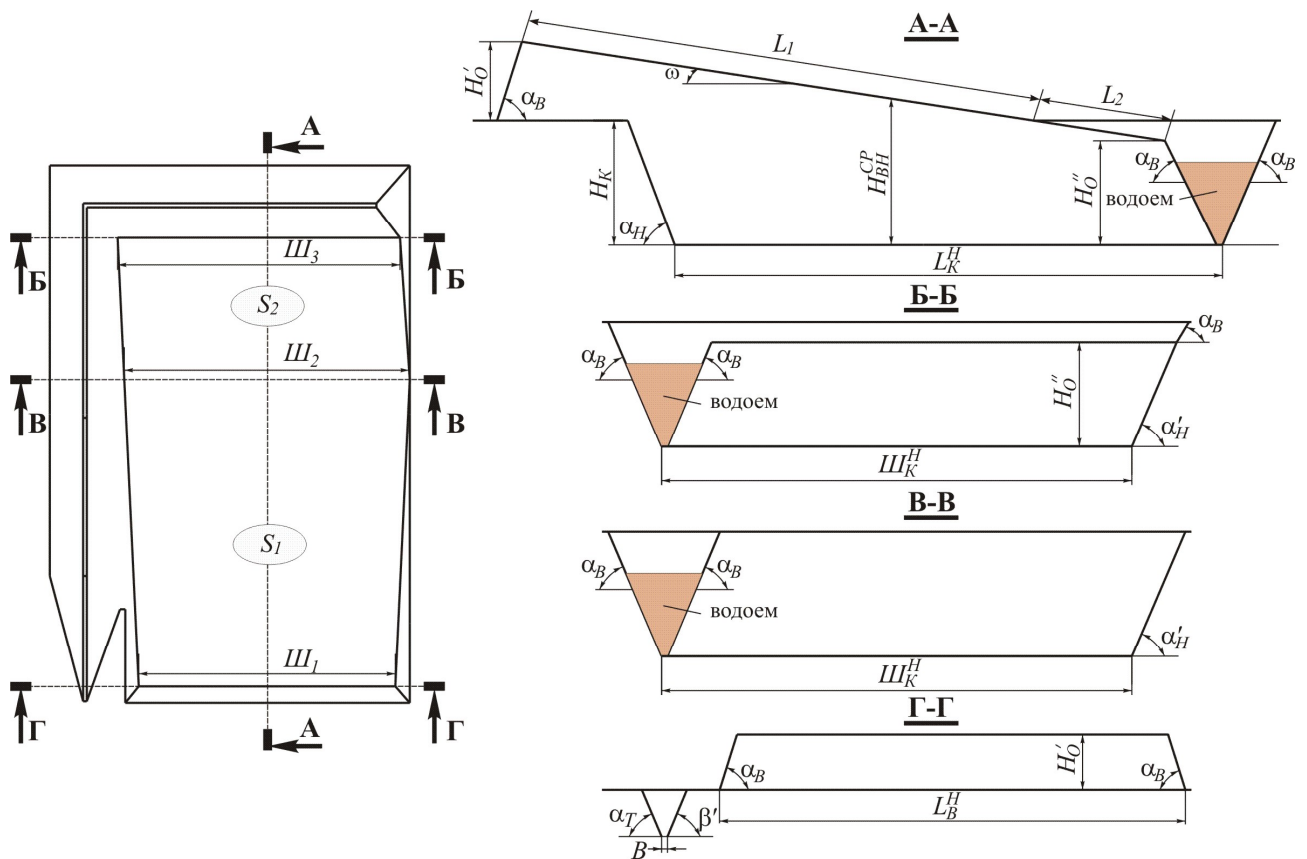


Рисунок 3.3 – Схема кар'єру після рекультивації при формуванні відвала із об'єднаною поверхнею

де  $S_B$  і  $S'_B$  – площі земель, рекультивовані під сільськогосподарський напрям використання при традиційному і пропонуваному способах відвалоутворення, відповідно,  $m^2$ .

Площа відновлення земель під сільськогосподарське використання при традиційному способі формування відвалів складе:

$$S_B = S_B^B + S_{BH}^B, m^2, \quad (3.2)$$

де  $S_B^B$  і  $S_{BH}^B$  – площі зовнішнього і внутрішнього відвалів відновлені під сільськогосподарський напрям, відповідно,  $m^2$ .

$$S_B^B = (Ш_B^H - 2H_O \cdot ctg\alpha_B) \cdot (L_B^H - 2H_O \cdot ctg\alpha_B), m^2, \quad (3.3)$$

де  $Ш_B^H$  – ширина зовнішнього відвалу по низу, м;  $H_O$  – висота зовнішнього відвалу, м;  $L_B^H$  – довжина зовнішнього відвалу по низу, м;  $\alpha_B$  – кут укосу відвала після виположування, град.

$$S_B^B = (Ш_\Gamma - 2\Delta H \cdot ctg\alpha_B) \cdot (L_\Gamma - 2\Delta H \cdot ctg\alpha_B), m^2, \quad (3.4)$$

де  $Ш_\Gamma$  – ширина внутрішнього відвала в місці перетину із земною поверхнею, м;  $L_\Gamma$  – довжина внутрішнього відвалу в місці перетину із земною поверхнею, м;  $\Delta H$  – перевищення висоти внутрішнього відвалу над земною поверхнею, м.

$$L_\Gamma = L_K^H + H_K (ctg\alpha_H - ctg\alpha_B), m, \quad (3.5)$$

$$Ш_\Gamma = Ш_K^H + H_K (ctg\alpha_H - ctg\alpha_B), m, \quad (3.6)$$

Площа відновлення земель під сільськогосподарське використання при формуванні відвалів із об'єднаною поверхнею:

$$S'_B = S_1 + S_2, m^2, \quad (3.7)$$

де  $S_1$  – площа відвалу із об'єднаною поверхнею, яка знаходиться вище за рівень земної поверхні,  $m^2$ ;  $S_2$  – площа відвалу із об'єднаною поверхнею, яка знаходиться нижче за рівень земної поверхні,  $m^2$ .

$$S_1 = L_1 \cdot \frac{III_1 + III_2}{2}, \text{ м}^2, \quad (3.8)$$

де  $L_1$  – довжина частини відвалу із об'єднаною поверхнею від його верхньої брівки до лінії перетину його із земною поверхнею, м;  $III_1$  – ширина відвалу із об'єднаною поверхнею в точці його максимальної висоти, м;  $III_2$  – ширина відвалу із об'єднаною поверхнею на лінії перетину із земною поверхнею, м.

$$III_1 = (III_B^H - 2H'_O \cdot ctg\alpha_B), \text{ м}, \quad (3.9)$$

$$III_2 = III_K^H + H_K (ctg\alpha_H - ctg\alpha_B) - B, \text{ м}, \quad (3.10)$$

де  $H'_O$  – максимальна висота відвалу із об'єднаною поверхнею, м;  $B$  – ширина виїзної траншеї по низу, м.

$$H'_O = H_O + \Delta H', \text{ м}, \quad (3.11)$$

де  $\Delta H'$  – висота, на яку збільшується зовнішній відвал при пропонованому способі відвалоутворення (рис. 3.4), м.

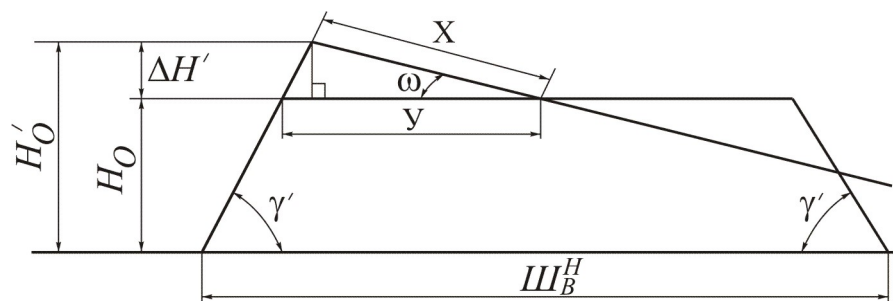


Рисунок 3.4 – Схема поперечного перетину внутрішнього відвалу для визначення висоти, на яку збільшується зовнішній відвал

Висота  $\Delta H'$  визначається згідно теореми синусів:

$$\frac{X}{\sin \gamma'} = \frac{Y}{\sin(180^\circ - \gamma' - \omega)}; \quad (3.12)$$

$$X = \frac{Y \cdot \sin \gamma'}{\sin(180^\circ - \gamma' - \omega)}; \quad (3.13)$$

$$Y = \frac{Ш_B^H - 2H_O \cdot ctg \gamma'}{2}, \text{ м}; \quad (3.14)$$

$$\Delta H' = X \cdot \cos \omega, \text{ м}, \quad (3.15)$$

Довжина частини відвалу із об'єднаною поверхнею від його верхньої брівки до лінії перетину його із земною поверхнею визначається з виразу:

$$L_1 = \frac{H'_O}{\sin \omega}, \text{ м}. \quad (3.16)$$

Наступним кроком методики є визначення площі відвала із об'єднаною поверхнею, яка знаходиться нижче за рівень земної поверхні:

$$S_2 = L_2 \cdot \frac{Ш_2 + Ш_3}{2}, \text{ м}^2, \quad (3.17)$$

де  $L_2$  – довжина частини відвалу із об'єднаною поверхнею від лінії перетину його із земною поверхнею до його верхньої брівки з боку залишкової траншеї, м;  $Ш_3$  – ширина відвалу із об'єднаною поверхнею по верху в його мінімальній крапці, м.

$$Ш_3 = Ш_K^H + H''_O \cdot (ctg \alpha_H - ctg \alpha_B) - B, \text{ м}, \quad (3.18)$$

де  $H''_O$  – мінімальна висота відвалу із об'єднаною поверхнею визначається виходячи з гідрогеологічних умов, м.

$$L_2 = \frac{H_K - H''_O}{\sin \omega}, \text{ м,} \quad (3.19)$$

де  $H_K$  – глибина кар'єру, м.

У якості прикладу наведено план кар'єру після рекультивації, на якому позначені укоси відвалів, за рахунок яких відбувається збільшення площі землі під сільськогосподарський напрям використання (рис. 3.5).

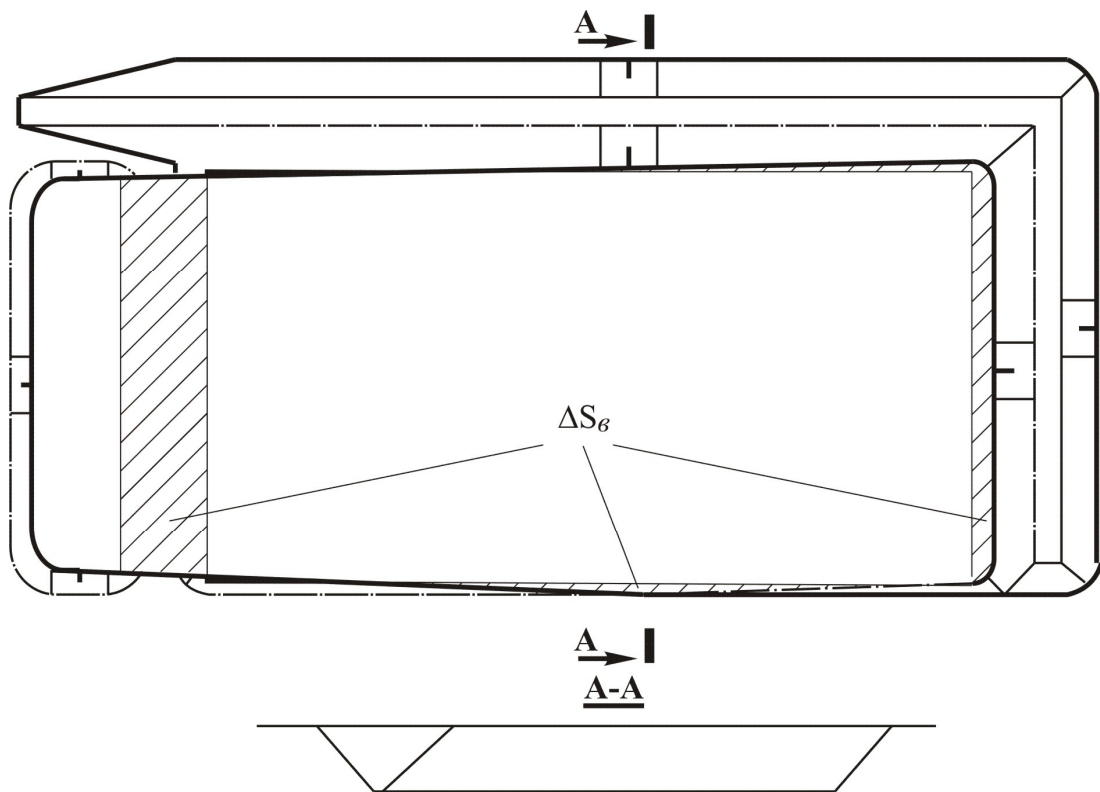


Рисунок 3.5 – Схема території кар'єру після його доопрацювання при пропонуваному способі формування зовнішнього і внутрішнього відвалів:  $\Delta S_B$  – платоподібна слабонахильна поверхня

Як видно на рис. 3.5, основна частина поверхні відвалів, за рахунок якої відбувається збільшення площі під сільськогосподарський напрям використання знаходиться між верхньою брівкою укусу зовнішнього відвала і верхньою брівкою укусу внутрішнього відвалу. Слід зазначити, що при формуванні відвалів із об'єднаною поверхнею є ділянки, на яких буде зменшена площа відновлених земель порівняно з традиційним способом формування відвалів. Це дві ділянки розташовані з боків внутрішнього відвалу з боку зовнішнього відвала. Площі цих ділянок, які були втрачені для відновлення, враховані в методиці приведеної вище.

Застосування показника  $\Delta S_B$  для визначення ефективності пропонованого способу формування відвалів є не зовсім коректним з тієї причини, що у разі досліджень кар'єрів з різною глибиною даний показник збільшуватиметься разом із збільшенням глибини кар'єру і площі гірничого відводу. Даний чинник зумовлює погрішність при визначенні ефективності пропонованого способу формування відвалів. Оскільки збільшення показника  $\Delta S_B$  може бути обумовлене збільшенням території гірничого відводу пропонується виконати визначення ефективності способу формування відвалів, що рекомендується, шляхом встановлення збільшення коефіцієнта рекультивациі земель  $\Delta K_B$ .

Для визначення  $\Delta K_B$  необхідно встановити різницю між коефіцієнтами рекультивациі при традиційному і пропонованому способах формування відвалів:

$$\Delta K_B = K'_B - K_B; \quad (3.20)$$

де  $K_B$  і  $K'_B$  – коефіцієнт рекультивациі земель при традиційному і пропонованому способах формування відвалів, відповідно.

$$K'_B = \frac{S'_B}{S_\Gamma}; \quad (3.21)$$



$$K_B = \frac{S_B}{S_T}; \quad (3.22)$$

де  $S_T$  – площа гірничого відводу, га.

На підставі розробленої методики визначення додаткової площі відновлених земель і коефіцієнта рекультивації може бути виконаний аналіз ефективності нової технології відкритої розробки родовищ корисних копалин з підвищеним ступенем екологічності. Розроблена методика розрахована на дослідження пологоспадних родовищ корисних копалин, до яких відносяться родовища бурого вугілля, марганцевої руди, рідкоземельних металів та ін. У якості приклада застосування методики розглянуто буровугільне родовище із характерними гірничо-геологічними та технологічними параметрами.

Створена методика визначення екологічності технології відкритої розробки родовищ корисних копалин буде використана при визначенні ефективності нових та існуючих технологічних схем, які дозволяють підвищувати рівень маловідходності і екологічної безпеки.

#### 3.4 Дослідження відомих маловідходних і екологічно безпечних технологічних схем виконання рекультиваційних робіт

Під час встановлення основних способів рекультивації, що дозволяють втілювати маловідходність виробництва шляхом збільшення площі земель сільськогосподарського напрямку використання були встановлені основні з них.

*Перший спосіб* – традиційна сільськогосподарська рекультивація поверхонь зовнішнього і внутрішнього відвалів, яка полягає в плануванні поверхні з ухилом до  $1^\circ$  [34, 35];

*Другий спосіб* передбачає відсіпку тимчасового зовнішнього відвала на території, розташованій за межею кар'єрного поля поряд з місцеположенням залишкового виробленого простору. Після доопрацювання кар'єру залишковий

вироблений простір засипається породами тимчасового відвала, а поверхні відвалів плануються з ухилом до  $1^\circ$  [21, 34];

*Третій спосіб* полягає в переміщенні порід зовнішнього відвала гірничо-будівного розкриву в залишковий вироблений простір капітальної і виїзної траншеї після доопрацювання кар'єру, при цьому поверхні відвалів також плануються з ухилом до  $1^\circ$  [30, 34].

Наведені вище способи збільшення площі відновлення порушених земель були детально розглянуті для умов розробки пологоспадних і горизонтальних родовищ. У якості таких родовищ розглядався буровугільний розріз з характерними технологічними і горно-геологічними параметрами: зовнішній відвал формується з гірничо-будівельних порід паралельно розрізній траншеї, породи розкриву відсипляються у внутрішній відвал. Параметри кар'єру становлять: довжина по низу – 4500 м, ширина по низу – 1500 м, глибина – 80 м, потужність корисної копалини – 10 м.

Для встановлення можливих шляхів розробки нових технологічних рішень щодо підвищення маловідходності технології відкритих гірничих робіт варто розглянути кожен окремий спосіб більш детально.

*Перший спосіб* відновлення полягає у плануванні поверхні зовнішнього і внутрішнього відвалів з метою створення поверхні з малим нахилом до  $1^\circ$ , що забезпечить природній стік поверхневих вод. При цьому зовнішній відвал формується з порід, отриманих в результаті будівництва капітальної і розрізної траншеї, а внутрішній відвал складається з розкривних порід основного уступу.

Застосування даного способу відновлення відноситься до планувальних робіт, які входять до складу гірничотехнічної рекультивації і виконуються при посуванні фронту відвальних робіт. Схема поверхні відвалів до і після рекультивації приведена на рис. 3.6.

У ході досліджень визначалися: об'єм планувальних робіт на поверхні зовнішнього і внутрішнього відвалів, а також середня довжина шляху при одному циклі роботи скрепера під час планування.

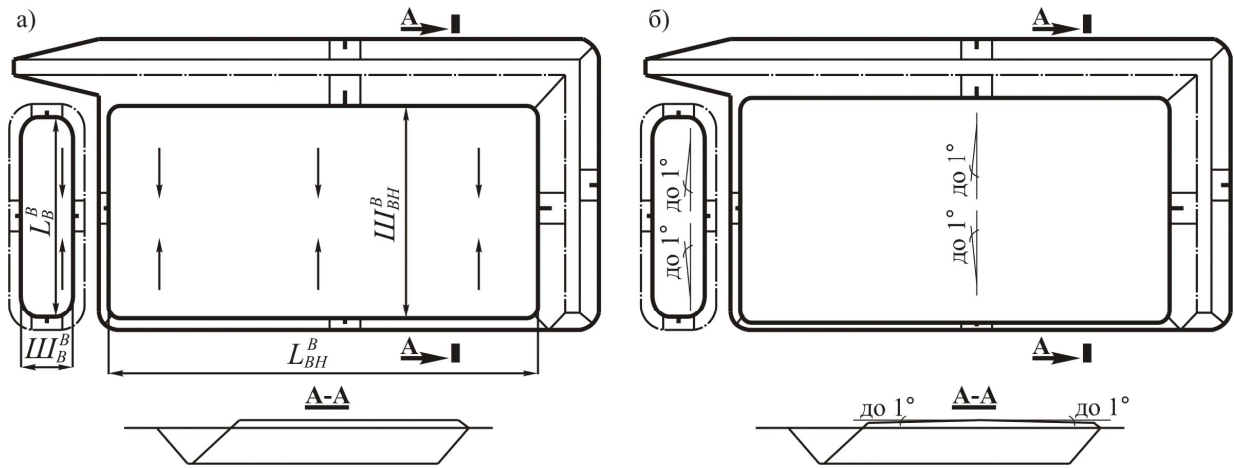


Рисунок 3.6 – План поверхні відвалів при першому способі рекультивації порушених земель: а) після доопрацювання кар'єру; б) після рекультивації

Об'єм планувальних робіт при рекультивації поверхонь зовнішнього і внутрішнього відвалів визначається з виразу:

$$V_{пл} = \frac{L_B^B \cdot Ш_B^B \cdot tg\omega + Ш_{BH}^B \cdot L_{BH}^B \cdot tg\omega}{4}, \text{ м}^3, \quad (3.23)$$

де  $Ш_B^B$  – ширина зовнішнього відвала по верху, м;  $L_B^B$  – довжина зовнішнього відвала по верху, м;  $Ш_{BH}^B$  – ширина внутрішнього відвала по верху, м;  $L_{BH}^B$  – довжина внутрішнього відвала по верху, м;  $\omega$  – кут нахилу поверхні відвалів при плануванні, град.

Середня довжина шляху при одному циклі роботи скрепера при плануванні поверхонь зовнішнього і внутрішнього відвалів складе:

$$L_{TP}^B = \frac{L_B^B}{4}, \text{ м}; \quad (3.24)$$

$$L_{TP}^{BH} = \frac{Ш_{BH}^B}{4}, \text{ м}; \quad (3.25)$$

де  $L_{TP}^B$  і  $L_{TP}^{BH}$  – середня довжина шляху при одному циклі роботи скрепера під час планування поверхні скрепером для умов зовнішнього і внутрішнього відвалів відповідно, м.

Згідно з початковими даними і розрахунковими формулами (3.23) – (3.25):

1) об'єм робіт по плануванню поверхні зовнішнього і внутрішнього відвалів складе 22,58 млн м<sup>3</sup>;

2) середня довжина транспортування породи скрепером при плануванні поверхонь зовнішнього і внутрішнього відвалів складе 350 м.

У *другому способі* відновлення порушених земель, який дозволяє збільшувати площу рекультивації під сільськогосподарський напрям використання розглядається технологічне рішення, запропоноване в роботі [21]. Даний спосіб дозволяє збільшувати площу відновлення порушених земель під сільськогосподарське використання за рахунок погашення виробленого простору залишкової траншеї породами тимчасового відвала. Цей відвал формується при будівництві кар'єру з порід, видобутих при проходці капітальної і розрізної траншей, які переміщуються і відсипаються автотранспортом. Після погашення залишкового виробленого простору поверхня, утворена на його території планується з нахилом в 1°.

Схема розміщення тимчасового відвала і переміщення його розкривних порід в залишковий вироблений простір розрізної траншеї при *другому способі* відновлення порушених земель приведена на рис. 3.7, де стрілками позначений напрям переміщення порід відвалу.

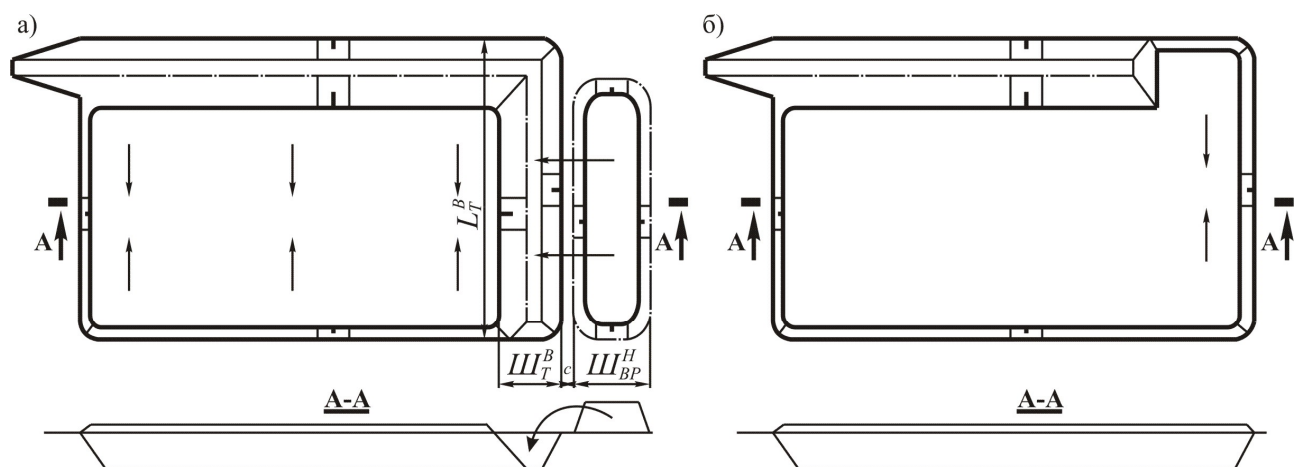


Рисунок 3.7 – План поверхні відвалів при *другому способі* відновлення порушених земель: а) після доопрацювання кар'єру; б) після рекультивації

В ході досліджень встановлювалися: об'єм тимчасового відвала, довжина транспортування порід в тимчасовий відвал, довжина транспортування порід тимчасового відвала у вироблений простір, об'єм планувальних робіт на поверхні внутрішнього відвала, середня довжина шляху при одному циклі роботи скрепера під час планування.

Об'єм тимчасового зовнішнього відвалу визначався як:

$$V_B = K_P \cdot (V_{KT} + V_{PT}), \text{ м}^3; \quad (3.26)$$

де  $V_{KT}$  і  $V_{PT}$  – об'єм капітальної і розрізної траншей, відповідно,  $\text{м}^3$ ;  $K_P$  – коефіцієнт розпушування.

Об'єм капітальної траншеї:

$$V_{KT} = \frac{H_K^2}{i} \left( \frac{B}{2} + \frac{H_K}{3 \operatorname{tg} \alpha_T} \right), \text{ м}^3; \quad (3.27)$$

де  $H_K$  – глибина кар'єру, м;  $i$  – кут ухилу з'їзду капітальної траншеї, град,  $B$  – ширина капітальної траншеї по низу, м;  $\alpha_T$  – кут транспортного борту виїзної траншеї, град.

Об'єм розрізної траншеї:

$$V_{PT} = S_{PT}^C \cdot (Ш_K + H_K \cdot \operatorname{ctg} \alpha'_H), \text{ м}^3; \quad (3.28)$$

де  $S_{PT}^C$  – площа поперечного перетину розрізної траншеї,  $\text{м}^2$ ;  $Ш_K$  – ширина кар'єру по низу, м;  $H_K$  – глибина кар'єру, м;  $\alpha'_H$  – кут неробочого борту кар'єру з торця розрізної траншеї, град;

$$S_{PT}^C = \frac{H_B \cdot (2a + (H_K + 2h_{III}) \cdot (\operatorname{ctg} \alpha_H + \operatorname{ctg} \alpha_P))}{2}, \text{ м}^2; \quad (3.29)$$

де  $H_B$  – потужність розкривних порід, м;  $a$  – ширина розрізної траншеї по низу, м;  $h_{III}$  – потужність корисної копалини, м;  $\alpha_p$  і  $\alpha_H$  – кут робочого і неробочого бортів кар'єру, відповідно, град.

Довжина транспортування порід в тимчасовий відвал:

$$L_{BP} = Ш_K^B + L_K^B + c, \text{ м}; \quad (3.30)$$

де  $Ш_K^B$  – ширина кар'єру по верху, м;  $L_K^B$  – довжина кар'єру по верху, м;  $c$  – запобіжна берма між брівкою відвала і траншеї, м.

Довжина транспортування порід тимчасового відвала у вироблений простір:

$$L_{BP}^T = \frac{Ш_{BP}^H}{2} + \frac{Ш_T^B}{2} + L_T^B + c, \text{ м}; \quad (3.31)$$

де  $Ш_{BP}^H$  – ширина основи тимчасового відвала, м;  $Ш_T^B$  – ширина траншеї по верху, м;  $L_T^B$  – довжина залишкового виробленого простору по верху, м.

Згідно з початковими даними і розрахунковими формулами (3.23) – (3.30):

- 1) об'єм робіт з планування поверхні зовнішнього і внутрішнього відвалів складе 23,07 млн м<sup>3</sup>;
- 2) середня довжина транспортування породи скрепером при плануванні поверхонь зовнішнього і внутрішнього відвалів складе 350 м;
- 3) об'єм порід тимчасового відвала 33,2 млн м<sup>3</sup>;
- 4) довжина транспортування розкриву в тимчасовий відвал – 6750 м;
- 5) довжина транспортування порід тимчасового відвала у вироблений простір при його погашенні – 1800 м.

*Третім способом* збільшення площі відновлення землі під сільськогосподарське використання є переміщення порід зовнішнього відвала у вироблений простір виїзний траншеї після доопрацювання кар'єру. Після переміщення по-

рід зовнішнього відвала в залишковий вироблений простір капітальної і виїзної траншеї поверхня планується до ухилу в  $1^\circ$ .

Досвід виробництва даного способу відновлення був отриманий компанією «Вісмут» в Германії [30]. Схема переміщення порід зовнішнього відвала у вироблений простір розглянута на рис. 3.8. Стрілками позначено напрям переміщення порід відвала при плануванні.

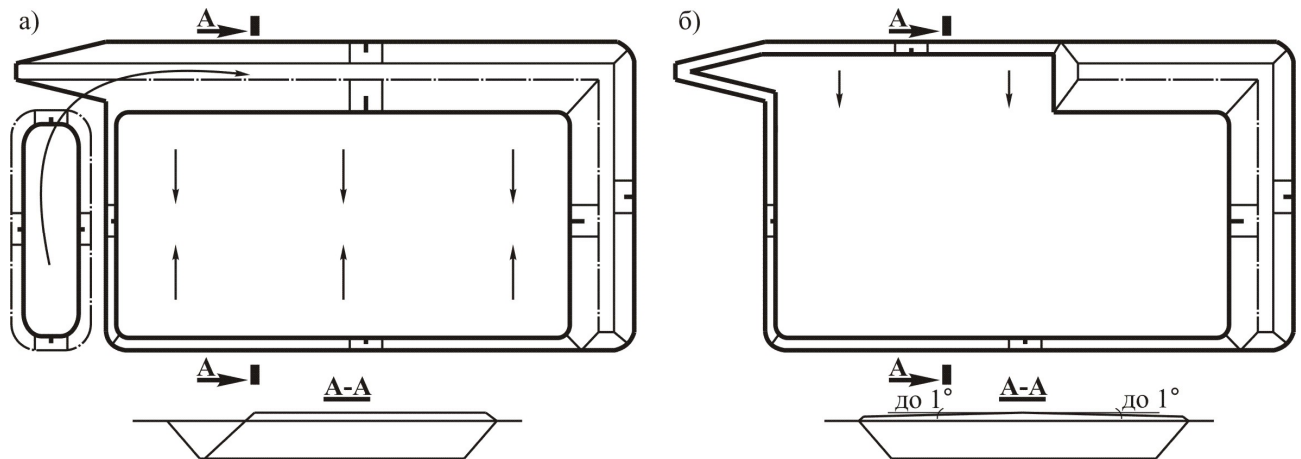


Рисунок 3.8 – План поверхні відвалів при *третьому способі* відновлення порушених земель: а) після доопрацювання кар'єру; б) після рекультивациі

В ході досліджень встановлювалися: об'єм зовнішнього відвалу, довжина транспортування порід зовнішнього відвала у вироблений простір капітальної і виїзної траншеї, об'єм планувальних робіт на поверхні внутрішнього відвала і середня довжина шляху при одному циклі роботи скрепера під час планування.

Довжина транспортування порід зовнішнього відвала у вироблений простір капітальної і виїзної траншеї:

$$L_B^T = \frac{L_B^H}{2} + \frac{Ш_{BT}^B}{2} + \frac{V_B - V_{KT}}{2S_{BT}^C} + c, \text{ м}; \quad (3.32)$$

де  $L_B^H$  – довжина зовнішнього відвала по низу, м;  $Ш_{BT}^B$  – ширина виїзної траншеї по верху, м;  $V_B$  – об'єм зовнішнього відвала, м;  $V_{KT}$  – об'єм капітальної траншеї, м<sup>3</sup>;  $S_{BT}^C$  – площа поперечного перетину виїзної траншеї, м<sup>2</sup>.

$$S_{BT}^C = \frac{H_B \cdot (2a + (H_K + 2h_{III}) \cdot (ctg\alpha_T + ctg\beta'))}{2}, m^2; \quad (3.33)$$

де  $H_B$  – потужність розкривних порід, м;  $a$  – ширина розрізної траншеї по низу, м;  $h_{III}$  – потужність корисної копалини, м;  $\alpha_T$  – кут транспортного борту виїзної траншеї, град;  $\beta'$  – кут укосу відвала з боку виїзної траншеї, град.

Згідно з початковими даними і розрахунковими формулами (3.22) – (3.52), (3.32) – (3.33):

- 1) об'єм робіт по плануванню поверхні зовнішнього і внутрішнього відвалів складе 23,56 млн м<sup>3</sup>;
- 2) середня довжина транспортування породи скрепером при плануванні поверхонь зовнішнього і внутрішнього відвалів складе 350 м;
- 3) об'єм порід зовнішнього відвала – 33,2 млн м<sup>3</sup>;
- 4) довжина транспортування порід зовнішнього відвала у вироблений простір капітальної і виїзної траншеї при його погашенні – 2000 м.

Значним недоліком другого і третього способів збільшення площі відновлення порушених земель є те, що їх виробництво здійснюється після доопрацювання кар'єру і супроводжується додатковою переєксквацією великих об'ємів відвальних порід. Другим істотним недоліком цих способів є додаткові витрати від затримки рекультиваційних робіт на поверхнях зовнішнього і тимчасового відвалів. Це пов'язаний з тим, що породи відвалів переміщуються у вироблений простір траншеї після доопрацювання кар'єру. До цього їх поверхня не може бути рекультивована і використана в сільському господарстві.

Розвиток досліджень у напрямку розробки маловідходних і еколого безпечних технологій шляхом збільшення площі відновлення порушених земель для сільськогосподарського використання є актуальним питанням, а ефективність нових способів може бути досягнута за рахунок зменшення об'ємів планувальних і переєкскваційних робіт, а також скорочення термінів затримки рекультиваційних робіт, які властиві відомим способам.



Дослідження які проводилися авторами роботи раніше [36], дозволили встановити, що одним з перспективних напрямів у створенні маловідходної та еколого безпечної технології розробки родовищ є поєднання поверхонь зовнішнього і внутрішнього відвалів при розробці пологоспадних родовищ. Для реалізації розробленого способу формування відвалів на практиці необхідно розробити нову технологічну схему відвалоутворення.

### 3.5 Розробка методичних положень зі створення маловідходних технологій розробки родовищ при формуванні об'єднаних відвалів

Під час створення методичних положень з розробки маловідходних технологій шляхом удосконалення технології відвалоутворення слід зазначити, що пропонуваній спосіб дозволяє поєднувати процес відвалоутворення і рекультивациї. Головною складністю при формуванні відвалів із об'єднаною є те, що вже на стадії підготовки проекту розробки родовища необхідно визначити загальний об'єм розкривних порід кар'єрного поля і розрахувати їх розташування у межах гірничого відводу на момент доопрацювання кар'єру, встановити взаємозв'язок об'єму відвальних блоків та їх висоти з посуванням фронту гірничих робіт. Це дозволить збільшити площу слабопохилої поверхні на території гірничого відводу, придатної для сільськогосподарського напрямку використання.

Формування зовнішнього і внутрішнього відвалів із об'єднаною поверхнею здійснюється шляхом відсипання порід внутрішнього відвала упритул до зовнішнього відвала (рис. 3.9), що забезпечує мінімальну різницю відміток між їх поверхнями в місці з'єднання.

Відсипання порід внутрішнього відвала упритул до зовнішнього здійснюється шляхом збільшення висоти внутрішнього відвала на початкових етапах розробки родовища. На практиці це технологічне рішення досягається за рахунок перерозподілу розкривних порід у межах зовнішнього і внутрішнього відвалів.

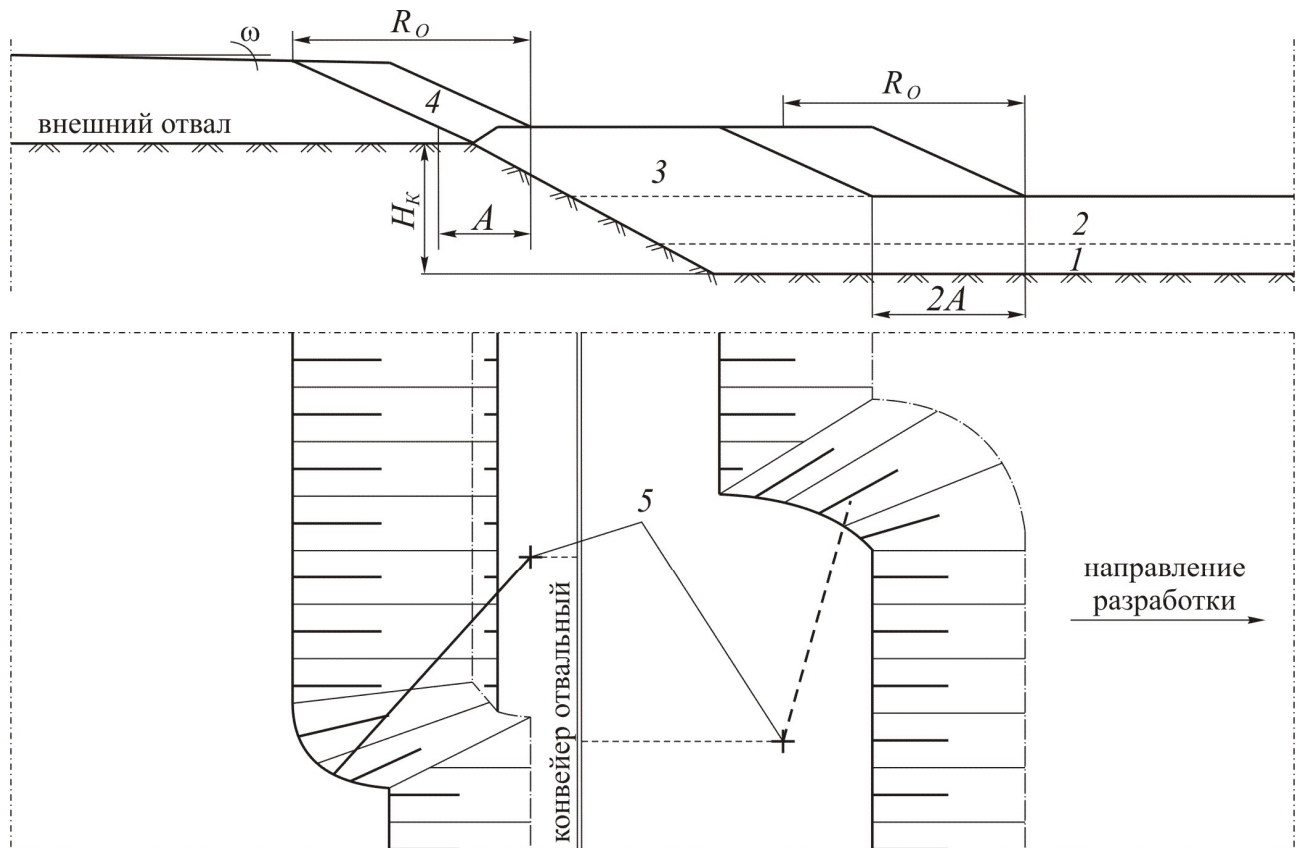


Рисунок 3.9 – Схема формування внутрішнього відвала упритул до зовнішнього: 1 – 4 – відвальні яруси; 5 – консольний відвалоутворювач;  $A$  – ширина заходки, м;  $R_o$  – радіус розвантаження відвалоутворювача, м

Оскільки поверхня внутрішнього відвала формується упритул до зовнішнього, площа слабопохилої поверхні збільшується за рахунок зменшення територій, зайнятих під укосами відвалів. Розроблене технологічне рішення було визначено як формування зовнішнього і внутрішнього відвалів із об'єднаною поверхнею.

При розробці методичних принципів формування відвалів із об'єднаною поверхнею виникає більша кількість допустимих варіантів формування плоскої слабоухильної поверхні, проте технологічних рішень, які б відповідали економічній доцільності, небагато. Вибір ефективних технологічних схем формування відвалів із об'єднаною поверхнею повинен проводитися виходячи з умови досягнення максимальної площі відновлення земель під сільськогосподарське

призначення, при цьому витрати не повинні перевищувати показники способу відновлення, який є традиційним.

При пошуку технологічних рішень формування відвалів із об'єднаною поверхнею слід враховувати систему розробки родовища і відвальне устаткування для формування зовнішнього і внутрішнього відвалів [36].

Важливою умовою при формуванні поверхні відвалів для подальшого використання їх в сільському господарстві також є перерозподіл атмосферних опадів, який безпосередньо залежить від кутів її нахилів і фізичних властивостей порід верхніх відвальних ярусів [34].

Слід підкреслити, що кут нахилу поверхні відвалів  $\omega$ , яка рекультивується під сільськогосподарське призначення не повинен перевищувати  $1^\circ$ . Саме такий показник нахилу поверхні має об'єднаний відвал, який знаходиться в межах від  $0^\circ$  до  $1^\circ$ . Оскільки середня висота внутрішнього відвала має постійне значення, кут нахилу об'єднаної поверхні відвалів може змінюватися за рахунок висоти зовнішнього відвала (рис. 3.10).

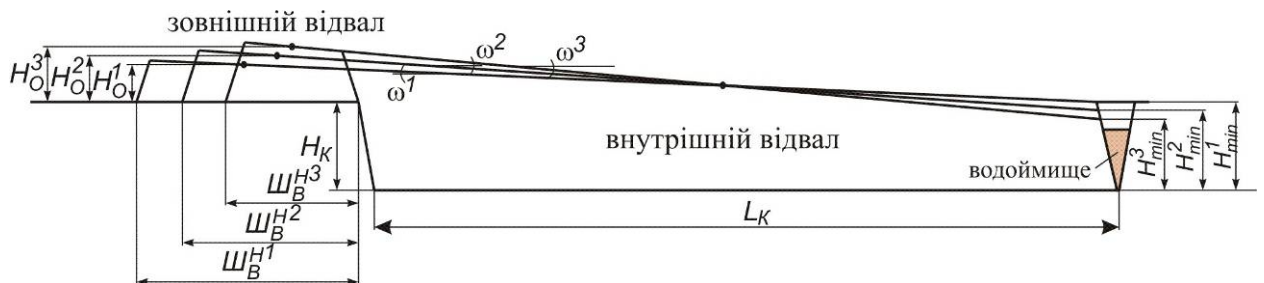


Рисунок 3.10 – Схема до визначення висоти зовнішнього відвала

Як видно з рис. 3.10, кут нахилу об'єднаної поверхні відвалів також залежить від довжини кар'єру по низу і рівня, до якого підніметься горизонт води в залишковій траншеї після її затоплення. Обмеження мінімальної висоти внутрішнього відвала з боку залишкової траншеї є важливою умовою для уникнення затоплення частини відвала, поверхня якої знаходиться нижче за відмітку земної поверхні.

Відмінність між мінімальною висотою відвала і відміткою поверхні землі повинна визначатися відносно до відмітки рівня води в залишковій траншеї. Аналіз буровугільних кар'єрів з характерними технологічними і горно-геологічними параметрами показав, що різниця між відміткою горизонту води в залишковій траншеї і рівнем поверхні землі складає від 30 до 45 м [35]. При виконанні розрахунків була прийнята різниця між мінімальною висотою внутрішнього відвала і відміткою поверхні землі 15 м.

Діапазон можливих кутів нахилу поверхні об'єднаних відвалів для буровугільного кар'єру з характерними технологічними і горно-геологічними параметрами визначається виходячи з середньої і мінімальної висоти внутрішнього відвала згідно виразу:

$$\operatorname{arctg} \omega = \frac{H_{BH}^{CP} - H_{\min}}{\frac{L_K}{2} + H_{BH}^{CP} \cdot \operatorname{ctg} \alpha_H - H_{\min} \cdot \operatorname{ctg} \beta_n}, \text{ град}, \quad (3.34)$$

де  $H_{BH}^{CP}$  – середня висота внутрішнього відвала, м;  $H_{\min}$  – мінімальна висота внутрішнього відвала, м.

Згідно з характерними гірничо-геологічними параметрами кар'єрного поля середня висота внутрішнього відвала складає 97 м, тоді як мінімальна висота внутрішнього відвала може коливатися в межах 65 – 80 м виходячи з умови, що висота внутрішнього відвала повинна бути на 15 м більш ніж рівень води в залишковому виробленому просторі. Виконаний розрахунок дозволив встановити, що кут нахилу поверхні об'єданого відвала  $\omega$  знаходиться в діапазоні 0,42 – 0,79°. Збільшення кута нахилу поверхні об'єданого відвала приведе до зменшення мінімальної висоти внутрішнього відвала, отже, частина відвала, що знаходиться нижче за відмітку поверхні землі, може бути затоплена водою з залишкової траншеї.

Висота зовнішнього відвала визначається виходячи з кута нахилу поверхні об'єданого відвала згідно виразу:

$$H_o = (H_{BH}^{CP} - H_K) + L_K \cdot \operatorname{tg} \omega, \text{ м.} \quad (3.35)$$

Згідно виразу (3.35) та діапазону допустимих значень  $\omega$  висота зовнішнього відвала коливається в межах 34 – 48 м. Нормативні документи з проведення рекультиваційних робіт [34] вказують на те, що придатними для сільськогосподарської рекультивації є поверхні відвалів з висотою до 50 м.

При зменшенні висоти зовнішнього відвала збільшується площа його основи, що приводить до додаткових порушень земель. Тому з метою зменшення площі основи зовнішнього відвала при проектуванні приймають максимально допустиму висоту (тобто 50 м), створюючи допустимі кути укосів, які не піддаються водній ерозії.

У свою чергу кути природних укосів зовнішніх відвалів можуть коливатися в межах 18 – 45°. Такі великі кути нахилу поверхні піддаються сильною вітровою і водною ерозією. Тому перед озелененням укосів необхідно змінювати їх профіль до суцільного або у вигляді тераси [38].

Науково-дослідні роботи, проведені в області спостережень за станом укосів відвалів [38], дозволили встановити, що ерозія поверхні практично відсутня на укосах відвалів з кутом  $\alpha$  і висотою  $h_o$  не більш:

$$\text{– для чорнозему: } h_o = \frac{5 \cdot 10^4}{\alpha^3} + 2,8, \text{ м;}$$

$$\text{– для суглинку: } h_o = \frac{5,6 \cdot 10^4}{\alpha^3} + 3,1, \text{ м;}$$

$$\text{– для суглинку: } h_o = \frac{5,6 \cdot 10^4}{\alpha^3} + 3,4, \text{ м.}$$

Відповідно до зазначених виразів були встановлені безпечні кути укосу відвала, при яких відсутня водна ерозія (рис. 3.11).

Як показує залежність, представлена на рис. 3.11, при висоті відвала більше 15 м різко скорочується кут його укосу, при якому відсутня водна ерозія. Оскільки при проектуванні розробки пологопадаючих родовищ висота зовніш-

нього відвала коливается в межах 40 – 55 м, яка визначається згідно фізичним характеристикам порід і параметрам відвального устаткування, укіс зовнішнього відвала повинен мати дві-три відвальні тераси. Схема профілю відвальних терас при суцільному терасуванні відвального укосу представлена на рис. 3.12.

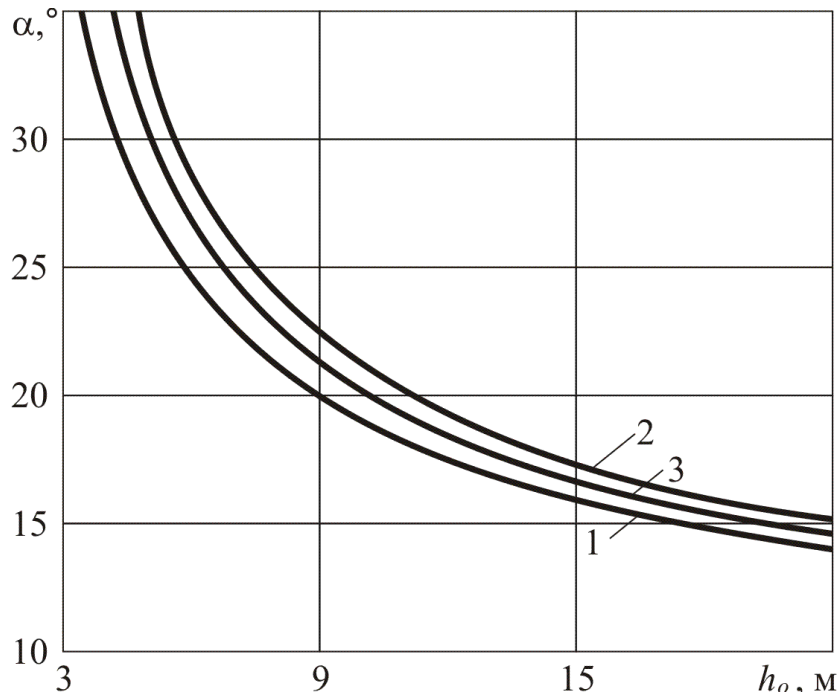


Рисунок 3.11 – Залежність кута спланованого укосу відвала  $\alpha$ , при якому відсутня водна ерозія, від його висоти  $h_o$ : 1 – чорнозем, 2 – суглинок, 3 – глина

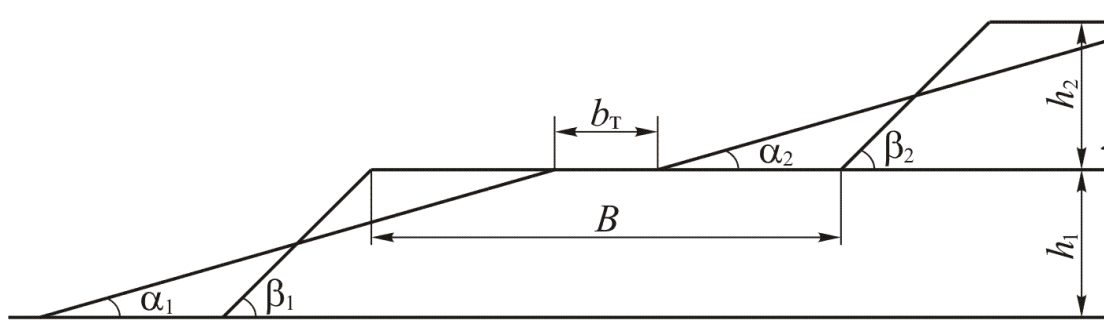


Рисунок 3.12 – Схема профілю відвальних терас при суцільному плануванні укосів

Визначення мінімальної відстані між ярусами при формуванні багатоярусних відвалів для суцільного укосу відвала визначається так:

$$B = b_T + 0,5h_1(\operatorname{ctg}\alpha_1 - \operatorname{ctg}\beta_1) + 0,5h_2(\operatorname{ctg}\alpha_2 - \operatorname{ctg}\beta_2), \text{ м}, \quad (3.36)$$

де  $h_1$  і  $h_2$  – висота першого і другого відвальних ярусів, м;  $\alpha_1$  і  $\alpha_2$  – кути укосів після виполаживання, град;  $\beta_1$  і  $\beta_2$  – кут природного укосу першого і другого ярусів відвала, відповідно, град.

Під час розробки методичних положень по формуванню зовнішніх відвалів слід пам'ятати, що розробка більшості буровугільних родовищ проводиться поблизу населених пунктів, що робить неприпустимим формування безформних і пустинних укосів відвалів. До того ж вони є значними джерелами пилоутворення, тому їм необхідно додавати сприятливий профіль і озеленювати.

Після встановлення основних методичних положень по визначенню параметрів зовнішньої частини об'єданого відвалу було розглянуто основні положення відвалоутворення порід у внутрішньому відвалі.

Оскільки велика частина буровугільних родовищ розробляється відкритим способом по комбінованій системі розробки з комбінацією транспортно-відвальної і транспортної систем, основними параметрами технологічних схем є: стійкий кут укосу відвала, розподіл порідних мас у відвалі, захист відвалів від обводнення, запобігання деформації основи відвалів.

При застосуванні консольних відвалоутворювачів число ярусів відсипання залежить від сумарної висоти відвала, стійкого результуючого кута укосу і параметрів робочого устаткування. Як правило, відсипання відвала здійснюється в один ярус, заввишки не більше 40 м унаслідок стійкості укосів, а вищих відвалів діляться на 2 і більш за яруси залежно від умов стійкості [39].

При аналізі взаємозв'язку швидкості посування фронтів відвальних ярусів слід зазначити, що нижній ярус може відсиплятися з випередженням верхнього ярусу. Це враховується при розробці технологічних схем формування зовнішнього і внутрішнього відвалів із об'єданою поверхнею. У разі випередження при посуванні нижнього ярусу щодо верхнього кута укосу відвала повинен бути стійким на всьому протязі фронту робіт. Особлива увага приділяється значенню мінімального тимчасового робочого і стійкого укосу відвалів залежно від ширини заходки (табл. 3.2) [39].

Таблиця 3.2 – Кути укосу відвала при ширині заходки 40 м

Висота відвала, м	Кут укосу відвала, град.	
	стійкий	робочий
40	від 16 до 22	від 21,9 до 31,2
50	від 16 до 22	від 20,4 до 30,8
60	від 16 до 22	від 19,6 до 29,0

З табл. 3.2 видно, що при збільшенні висоти відвала зменшується різниця між тимчасовим і робочим кутами укосу відвала, що приводить до збільшення відстані від осі повороту відвалоутворювача до верхнього гребеня відвала. Таке збільшення може привести до необхідності збільшення відвальної стріли відвалоутворювача. Цей параметр також необхідно враховувати при виборі висоти внутрішнього відвала.

Вибір раціональних технологічних схем формування зовнішнього і внутрішнього відвалів із об'єднаною поверхнею необхідно здійснювати як рішення багатобічної задачі. Результатом її рішення повинне стати підвищення маловідходності технології відкритої розробки, шляхом зменшення території зайнятої під укосами відвалів, і як наслідок, збільшення площі відновлення земель під сільськогосподарський напрям використання. При цьому необхідно враховувати такі чинники:

- спосіб формування відвалів із об'єднаною поверхнею має бути технологічно прийнятним і безпечним при виробництві розкривних і відвальних робіт;
- при розробці технологічних схем формування відвалів необхідно відмовитися від залучення додаткового виймально-навантажувального і відвального устаткування.

Створення плоскої слабонахильної поверхні на території відвалів також дозволяє створити ділянку, площу якої складе більше 10 га при ширині 200 м [40], що є основною вимогою працівників сільського господарства.

Оцінка ефективності способу, що розробляється, буде виконана відповідно до таких критеріїв, як додаткова площа відновлення порушених земель в по-



рівнянні з традиційним способом формування відвалів під сільськогосподарський напрям і витрати на проведення відновних робіт [32].

Виконаний аналіз ефективності застосування запропонованого способу формування відвалів з об'єднаною поверхнею у роботі [32] показав, що максимальне значення показника додаткового коефіцієнта рекультивації  $\Delta K_B$  досягається при глибині кар'єрного поля 70 – 90 м і ширині кар'єрного поля  $Ш_K^H$  1500 м та складає 6 %. При подальшому збільшенні ширини кар'єрного поля до 2000 м ефективність застосування способу формування відвалів з об'єднаною поверхнею зменшується, а показник  $\Delta K_B$  збільшується поступово разом зі збільшенням глибини кар'єру. Це пояснюється пропорційним збільшенням показника додаткової площі відновлення порушеної землі  $\Delta S_B$  при збільшенні глибини кар'єру  $H_K$ .

Отримані залежності дозволили здійснити обґрунтування раціональної області застосування способу формування зовнішнього і внутрішнього відвалів з об'єднаною поверхнею. Так, найбільша ефективність досягається при глибині кар'єру 80 м, ширині 1500 м та довжині 4500 м. Відповідно до цих параметрів була розроблена технологічна схема формування відвалів з об'єднаною поверхнею.

### 3.6 Обґрунтування маловідходної та екологічно безпечної технології розробки родовищ при формуванні об'єднаних відвалів

Як було зазначено в розділі 3.5, областю застосування розробленого способу формування відвалів із об'єднаною поверхнею є кар'єри з типовими горно-геологічними і технологічними параметрами, які розробляють буровугільні і марганцеворудні родовища.

Як відомо з практики виробництва гірничих робіт, дані родовища розробляються по комбінованій системі розробки з комбінацією транспортно-відвальної і транспортної систем з використанням консольних відвалоутворювачів. Рельєф поверхні відвалів, що формується при даній системі розробки, є

системою одиночних конусів. Це обумовлено тим, що верхні відвальні яруси формуються по транспортній системі розробки, яка припускає наявність гребенів різної величини і поєднань на поверхні відвального ярусу [21]. Вид рельєфу поверхні відвалів безпосередньо впливає на об'єм планувальних робіт, який враховується при визначенні техніко-економічних показників рекультивації для розглянутих способів формування відвалів (розділ 3.4).

При розробці технологічної схеми формування відвалів із об'єднаною поверхнею як початкова прийнята схема формування відвалів при комбінованій системі розробки буровугільного родовища з характерними горно-геологічними і технологічними параметрами після етапу будівництва кар'єру (рис. 3.13).

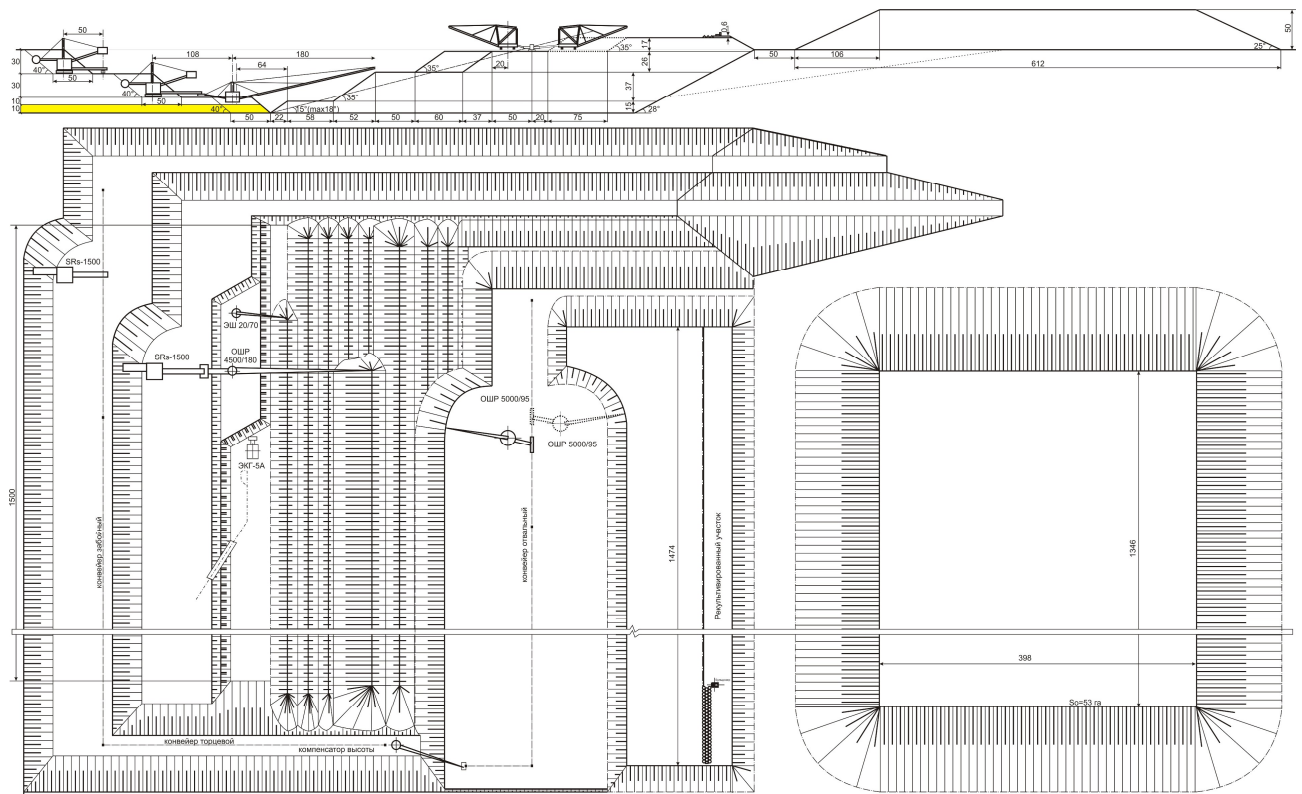


Рисунок 3.13 – Традиційна схема формування відвалів при комбінованій системі розробки буровугільного родовища з характерними горно-геологічними і технологічними параметрами після етапу будівництва кар'єру

Оскільки формування відвалів із об'єднаною поверхнею починається з етапу будівництва кар'єру, детально розглянута схема формування зовнішнього відвала. Розрізна траншея будується роторним екскаватором, а зовнішній відвал

формується консольним відвалоутворювачем в два яруси на проектну висоту (рис. 3.14). Це дозволяє скорочувати терміни відчуження земель, забезпечувати їх невідкладне планування і якнайшвидше повернення рекультивованих земель в сільськогосподарське використання.

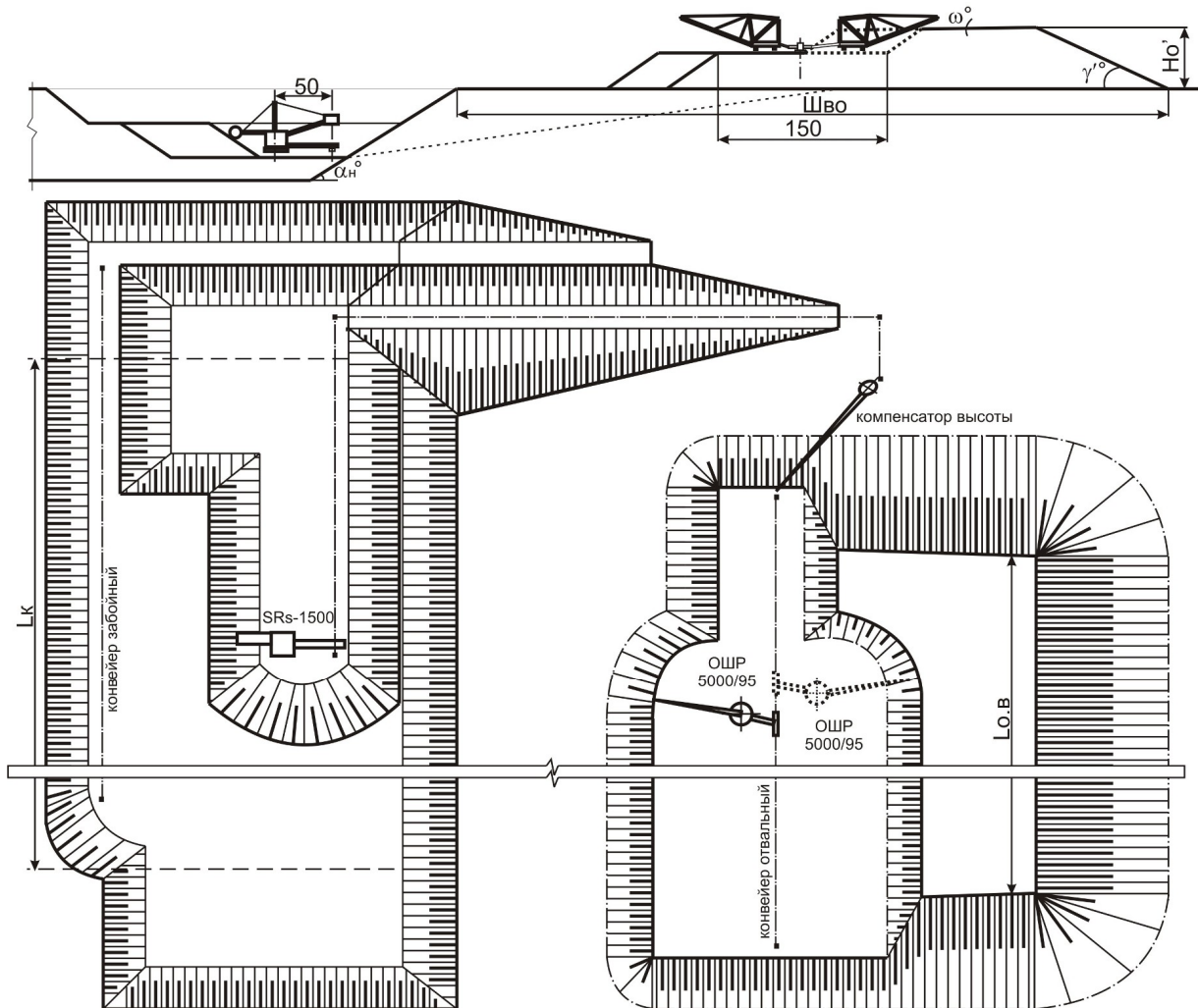


Рисунок 3.14 – Схема проведення розрізної траншеї при формуванні відвалів із об'єднаною поверхнею.

У міру посування фронту гірничих і відвальних робіт відбувається зменшення висоти зовнішнього відвала за рахунок збільшення ширини відвальних заходок відвалоутворювача.

При запропонованому способі відвалоутворення головною відмінністю від існуючої технології є відсипання порід внутрішнього відвала упритул до зовнішнього відвала. На цьому етапі розробки родовища зовнішній відвал повніс-

тю сформований, а виймально-навантажувальне устаткування знаходиться у роботі. В цей час відвалоутворювач переміщується із зовнішнього на внутрішній відвал, де вже сформований перший, другий і третій відвальні яруси. Детальна схема формування внутрішнього відвала упорту до зовнішнього приведена на рис. 3.15.

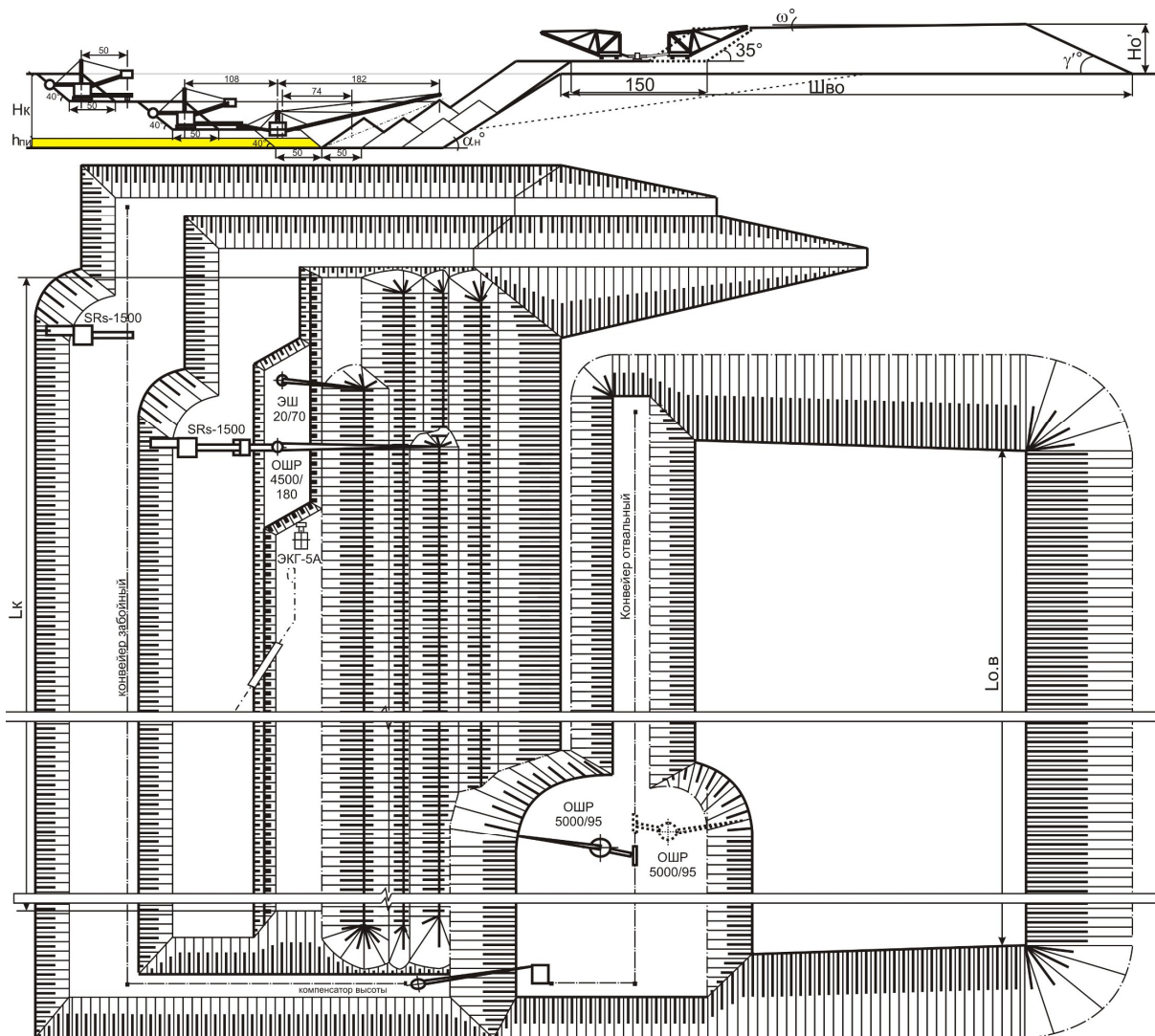


Рисунок 3.15 – Схема формування внутрішнього відвала упорту до зовнішнього відвала

Відвалоутворювач, що працює по транспортній системі розробки, встановлюється на поверхні третього відвального ярусу і формує відвал із об'єднаною поверхнею на повну висоту (рис. 3.15).

При формуванні внутрішнього відвала упритул до зовнішнього відвала, при пропонованому способі відновлення, запобіжна берма між зовнішнім відвалом і розрізною траншеєю не передбачається оскільки висота трьох перших відвальних ярусів перевищує глибину кар'єру.

Для реалізації на практиці способу формування відвалів із об'єднаною поверхнею було виконано розробку технології відвалоутворення внутрішнього відвала.

При розробці буровугільних кар'єрів формування першого і другого відвальних ярусів здійснюється за транспортно-відвальною системою з використанням консольного відвалоутворювача, розташованого на робочому борту кар'єру. Основна умова використання даної системи розробки полягає в однозначно рівних параметрах розкривних і відвальних заходок. Оскільки швидкість посування фронту відвальних робіт на першому і другому відвальних ярусах рівна швидкості посування фронтів розкривних робіт, формування поверхні внутрішнього відвала з повним повторенням форми зовнішнього здійснюватися за рахунок третього і четвертого відвальних ярусів, що формуються по транспортній системі розробки із застосуванням системи стрічкових конвеєрів і консольного відвалоутворювача (рис. 3.13).

Розташування фронтів третього і четвертого відвальних ярусів визначається для кожного відвального блоку згідно з величиною результуючого кута укусу внутрішнього відвала, встановленого за методикою розробленою авторами раніше [36]. Як вже наголошувалося, при зменшенні результуючого кута укусу відвала збільшується відстань між верхньою брівкою другого і нижньою брівкою третього відвальних ярусів, отже, довжина транспортування порід розкриву у відвал теж збільшується. На практиці дане збільшення здійснюється за рахунок нарощування довжини торцевого конвеєра. В той же час збільшення висоти третього і четвертого відвальних ярусів, яке відбудеться при пропонованому способі формування відвалів, для даного кар'єрного поля визначається згідно схемі, представлений на рис. 3.16.

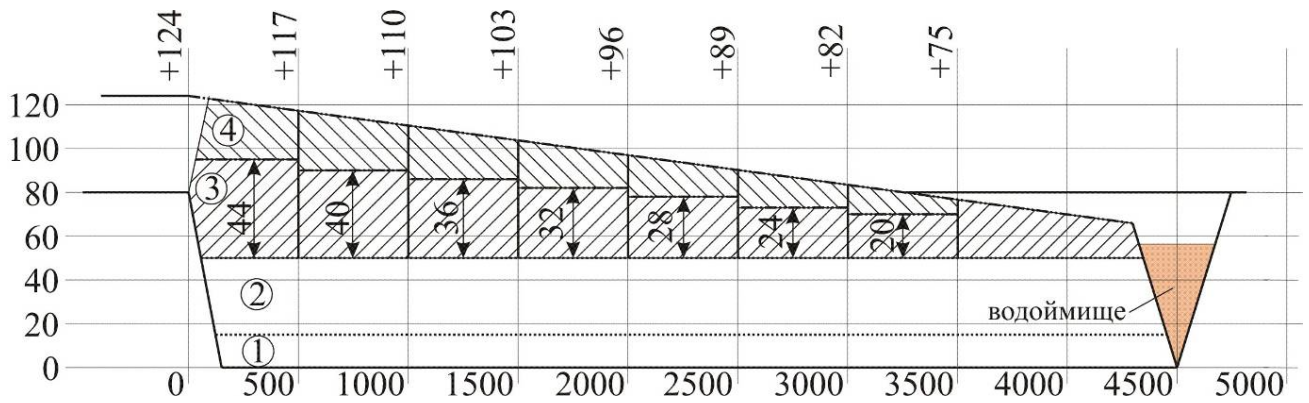


Рисунок 3.16 – Схема до визначення висоти третього і четвертого відвальних ярусів при формуванні відвалів із об'єднаною поверхнею (вертикальний: горизонтальний масштаб = 10:1):

..... – поверхня першого і другого відвальних ярусів при традиційних схемах відвалоутворення, що рекомендуються;

----- – поверхня третього і четвертого відвальних ярусів при традиційному способі формування відвалів;

..... – поверхня третього і четвертого відвальних ярусів при запропонованому способі формування відвалів

Як було встановлено раніше, для буровугільного кар'єру з характерними горно-геологічними і технологічними параметрами відвал із об'єднаною поверхнею має кут нахилу  $\omega = 0,80^\circ$  [36]. Формування такого ухилу поверхні при відсіпці порід у відвал здійснюється шляхом зменшення висоти третього і четвертого відвальних ярусів. Так, при посуванні фронту відвальних робіт кожні 500 м висота цих ярусів знижується на 7 м (рис. 3.16). На практиці зміна висоти відвальних ярусів здійснюється за рахунок зміни технології розміщення породи у відвал консольним відвалоутворювачем, розташованим на поверхні третього відвального ярусу (рис. 3.13).

З практики виробництва відкритих гірничих робіт [37] відомо, що консольний відвалоутворювач може проводити відсіпання верхнього і нижнього відвальних ярусів з одного горизонту в пропорції 1:1,5. Згідно схемі, приведеної на рис. 3.16, було прийнято, що при посуванні фронту третього відвального



ярусу на кожних 500 м, його висота мусить знижуватися на 4 м. Це дозволить провести поступове зниження висоти третього відвального ярусу на 24 м, при посуванні фронту відвальних робіт на 3500 м. Пониження висоти третього відвального ярусу здійснюється згідно схеми, приведеній на рис. 3.17.

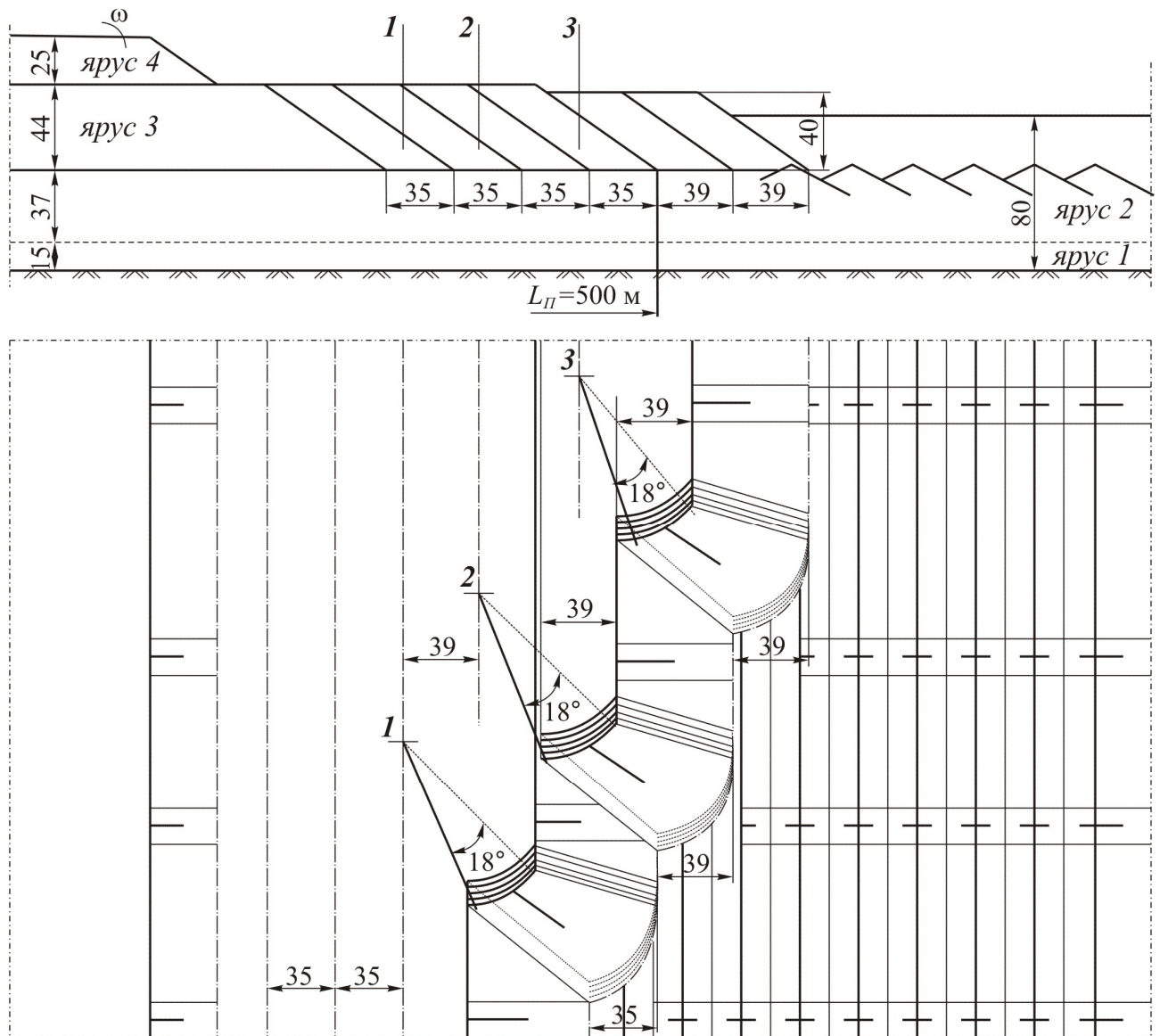


Рисунок 3.17 – Схема пониження висоти третього відвального ярусу, що формується консольним відвалоутворювачем: 1, 2, 3 – положення консольного відвалоутворювача при посуванні фронту відвальних робіт

Як видно з рис. 3.17, для пониження висоти третього відвального ярусу при посуванні фронту робіт  $L_{\Pi}$  на 500 м ширина заходки консольного відвалоу-

творювача збільшується на 4 м. Довжина, на яку збільшується ширина заходки, визначається згідно об'єму відвальної заходки. Так, при традиційній схемі відвалоутворення висота третього відвального ярусу складає 26 м, а ширина заходки 60 м, отже, площа поперечного перетину відвальної заходки складе  $1560 \text{ м}^2$ . Виходячи з цього об'єму визначається ширина заходки для запропонованого способу формування відвалів. При висоті третього відвального ярусу 44 м ширина заходки складає 35 м, а для висоти 40 м – 39 м.

При збільшенні ширини заходки консольний відвалоутворювач переміщається в положення 2 (рис. 3.17) і формує третій ярус із зниженою висотою. Після того, як сформована перша відвальна заходка заввишки 40 м, відвалоутворювач переміщається в положення 3 і формує третій ярус з шириною заходки 39 м наступні 500 м. При подальшому посуванні фронту відвальних робіт висота третього відвального ярусу зменшується аналогічно. Так, при кожному наступному посуванні фронту робіт на 500 м, висота третього відвального ярусу знижується до 36 м, 32 м, 28 м, 24 м, 20 м, при цьому ширина заходки складає 44 м, 49 м, 56 м, 65 м, 78 м відповідно.

Формування четвертого відвального ярусу повинне проводитися із забезпеченням ухилу його поверхні. Як було розраховано раніше він дорівнює  $\omega = 0,80^\circ$ . Поверхня четвертого відвального ярусу є поверхнею відвала, яка підлягає рекультивациї. Досягти поступового зниження висоти четвертого відвального ярусу можна за рахунок збільшення ширини відвальних заходок. Аналогічним чином знижувалася висота третього відвального ярусу. Відмінність полягає в тому, що висота третього відвального ярусу знижувалася один раз при посуванні фронту відвальних робіт на кожних 500 м. Висота відвальних заходок четвертого відвального ярусу змінюватиметься постійно, отже, постійно змінюватиметься і ширина відвальних заходок.

Оскільки висота четвертого відвального ярусу змінюється постійно, була встановлена залежність ширини відвальної заходки від висоти відвального ярусу. Ширина відвальної заходки четвертого відвального ярусу визначається згідно виразу:



$$A_o = \frac{S_{34}}{H_{O4}}, \text{ м}, \quad (3.37)$$

де  $S_{34}$  – площа поперечного перетину відвальної заходки четвертого ярусу, м<sup>2</sup>;  $H_{O4}$  – висота відвальної заходки четвертого відвального ярусу, м.

Зміна ширини відвальної заходки  $A_o$  розглянута в діапазоні площі її поперечного перетину 1000 – 2000 м<sup>3</sup>. У діапазоні цих величин знаходиться відвальна заходка з параметрами четвертого відвального ярусу традиційного способу відвалоутворення. Її висота складає 17 м, ширина – 75 м, площа перетину – 1275 м<sup>2</sup>. Встановлені залежності приведені на рис. 3.18.

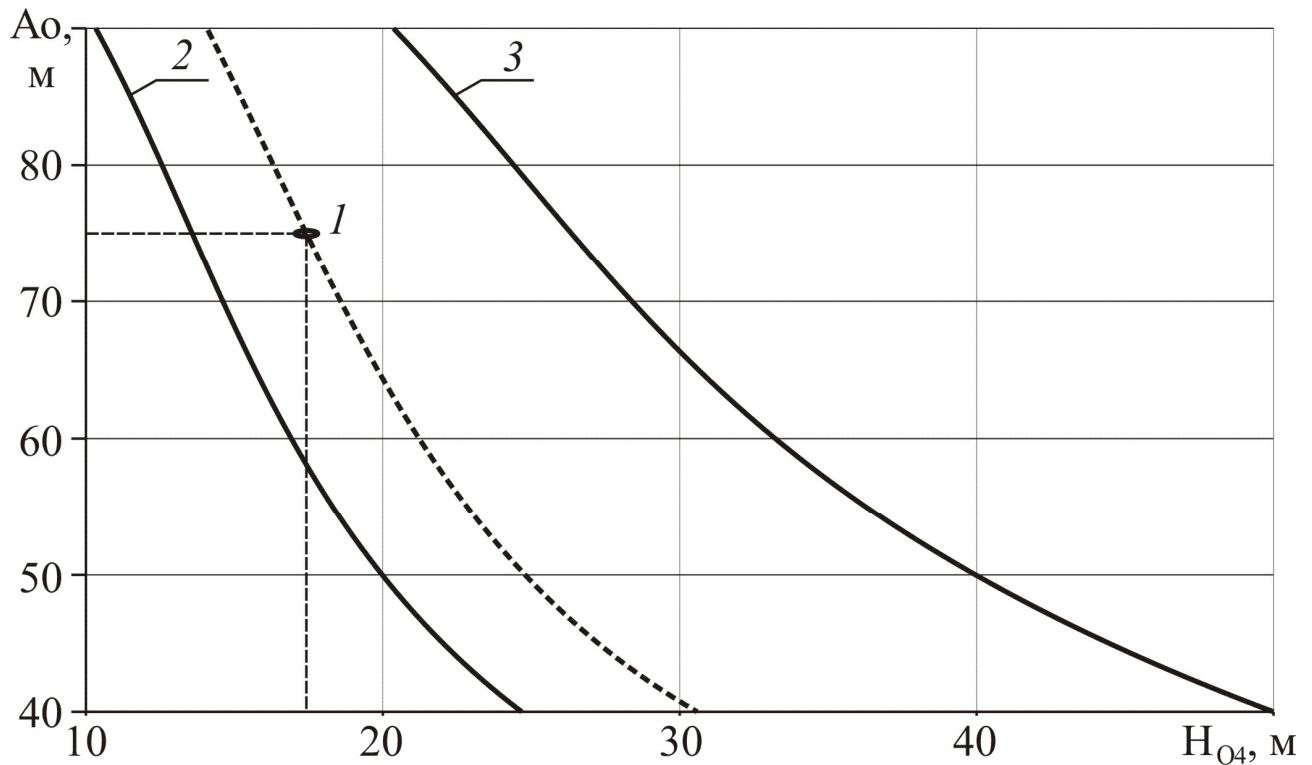


Рисунок 3.18 – Залежність ширини відвальної заходки від висоти четвертого відвального ярусу:

1 – параметри відвальної заходки при традиційному способі відвалоутворення; 2 – для  $S_{34} = 1000 \text{ м}^2$ ; 3 – для  $S_{34} = 2000 \text{ м}^2$

Як видно з графіків, представлених на рис. 3.18, при збільшенні ширини відвальної заходки зменшується висота відвального ярусу.

На підставі отриманої залежності (рис. 3.18) розроблена схема пониження висоти відвальних заходок четвертого відвального ярусу. У якості постійної обрано площа поперечного перетину відвальної заходки четвертого відвального ярусу при традиційному способі формування відвалів  $S_{34}=1275 \text{ м}^2$  (рис. 3.19).

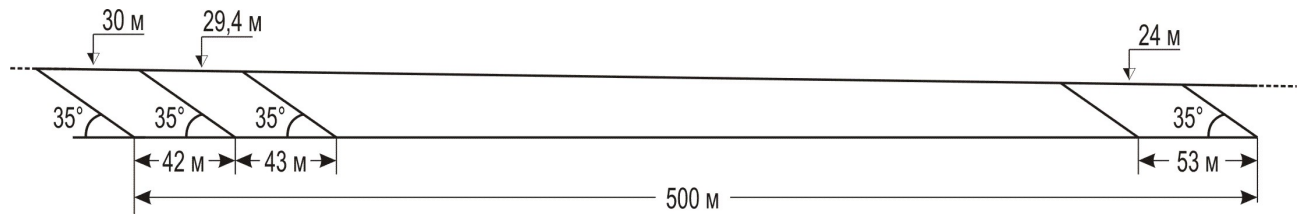


Рисунок 3.19 – Схема зменшення висоти четвертого відвального ярусу (подовжній перетин)

Згідно зі схемою (рис. 3.19), при посуванні фронту робіт четвертого відвального ярусу кожна наступна відвальна заходка збільшуватися на 1 м. Таким чином, при посуванні фронту відвальних робіт на 500 м збільшення ширини відвальної заходки складе 11 м. Після посування фронту відвальних робіт на 500 м третій відвальний ярус знижується на 4 м разом з консольним відвалоутворювачем, розташованим на ньому (рис. 3.17).

Переміщення консольного відвалоутворювача на 4 м вниз призведе до збільшення висоти четвертого відвального ярусу. Таке збільшення висоти відсипання приведе до збільшення висоти заходки четвертого відвального ярусу. Як вже було розглянуто вище (рис. 3.18), збільшення висоти відвального ярусу здійснюється за рахунок зменшення ширини відвальної заходки консольного відвалоутворювача.

Схема роботи консольного відвалоутворювача по відсипанню четвертого відвального ярусу при пониженні висоти третього відвального ярусу приведена на рис. 3.20.

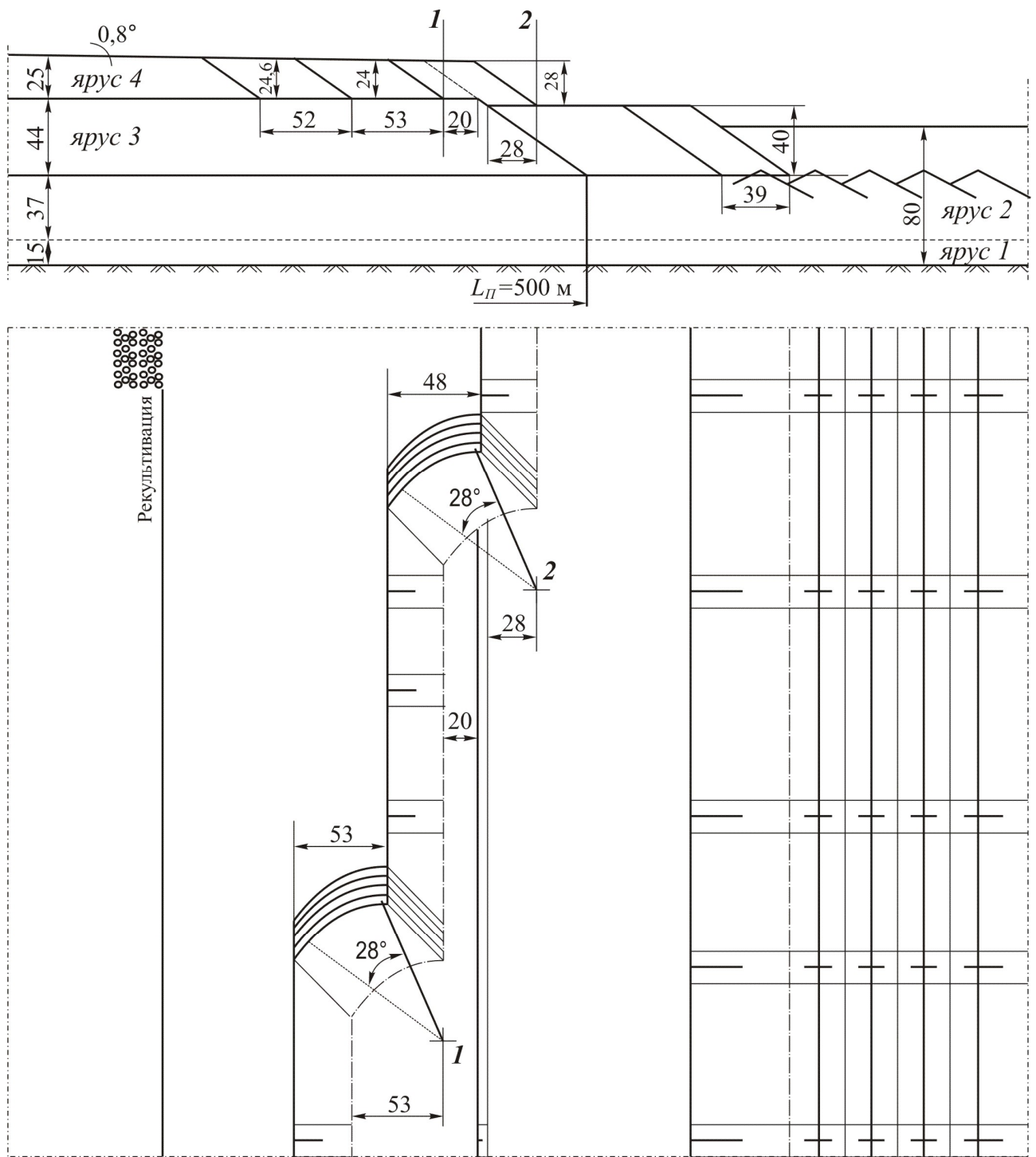


Рисунок 3.20 – Схема роботи консольного відвалоутворювача по відсіпці четвертого ярусу при зниженні висоти третього ярусу

Як видно на рис. 3.20, консольний відвалоутворювач, знаходячись в положенні *I*, формує останню відвальну заходку. Відстань між нижньою брівкою укосу четвертого відвального ярусу і верхньою брівкою третього згідно техніці

безпеки складає 20 м. Після того, як остання відвальна заходка четвертого відвального ярусу сформована, відвалоутворювач переміщується на знижену на 4 м поверхню третього відвального ярусу в положення 2. Після переміщення в положення 2 консольний відвалоутворювач продовжує формувати четвертий відвальний ярус верхнім відсипанням. Пониження поверхні третього відвального ярусу на 4 м компенсується при відсипанні четвертого відвального ярусу за рахунок зміни ширини його відвальної заходки (рис. 3.21).

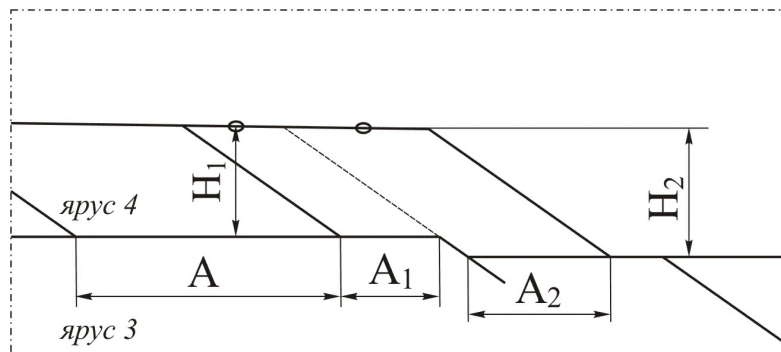


Рисунок 3.21 – Схема до визначення ширини заходки четвертого відвального ярусу при пониженні висоти третього відвального ярусу

Згідно схеми, представленої на рис. 3.21, ширина відвальної заходки визначається як:

$$A_0 = A_1 + A_2, \text{ м}, \quad (3.38)$$

де  $A_1$  і  $A_2$  – ширина частин відвальної заходки при зміні її висоти з  $H_1$  до  $H_2$  відповідно, м.

$$A_0 = A_1 + \frac{S_{34} - A_1 \cdot H_1}{H_2}, \text{ м}, \quad (3.39)$$

де  $S_{34}$  – площа поперечного перетину відвальної заходки четвертого ярусу,  $\text{м}^2$ .

Як відзначалося раніше, площа поперечного перетину відвальної заходки четвертого ярусу для умов розробки буровугільного кар'єру з характерними горно-геологічними і технологічними параметрами  $S_{34}$  складає 1275 м<sup>2</sup>. Виходячи з цієї величини згідно виразу (3.39) визначена ширина відвальної заходки четвертого ярусу при пониженні висоти третього. Вона складає 48 м.

Після формування відвальної заходки четвертого ярусу, розташованої на місці пониження висоти поверхні третього ярусу, консольний відвалоутворювач формує наступні заходки четвертого ярусу з умовою збільшення ширини кожній подальшій на 1 м.

При зміні висоти третього і четвертого відвальних ярусів згідно запропонованим схемам поверхня четвертого відвального ярусу матиме невеликий ухил, необхідний для сільськогосподарського напрямку рекультивациі.

Згідно з викладеними вище схемами роботи консольного відвалоутворювача при пониженні висоти третього і четвертого відвальних ярусів розроблені технологічні схеми виконання розкривних, видобувних і відвальних робіт.

Принципові схеми розміщення гірничо-транспортного устаткування при формуванні відвалів із об'єднаною поверхнею на етапі будівництва кар'єру і на етапі розробки (середина кар'єрного поля) представлені на рис. 3.22 і 3.23.

При досягненні фронтом гірничих робіт середини кар'єрного поля висота третього відвального ярусу, що формується відвалоутворювачем при нижньому відсипанні, складе 31 м, а четвертого при верхньому відсипанні, – 21 м (рис. 3.16 і 3.23). Отже, на даному етапі розробки родовища висота третього і четвертого відвальних ярусів відповідає висоті традиційного способу відвалоутворення. Основною відмінністю двох схем буде збільшення довжини транспортування порід у відвал. Виконані раніше розрахунки [32] дозволили встановити, що на даному етапі розробки родовища величина цього показника складе 524 м.

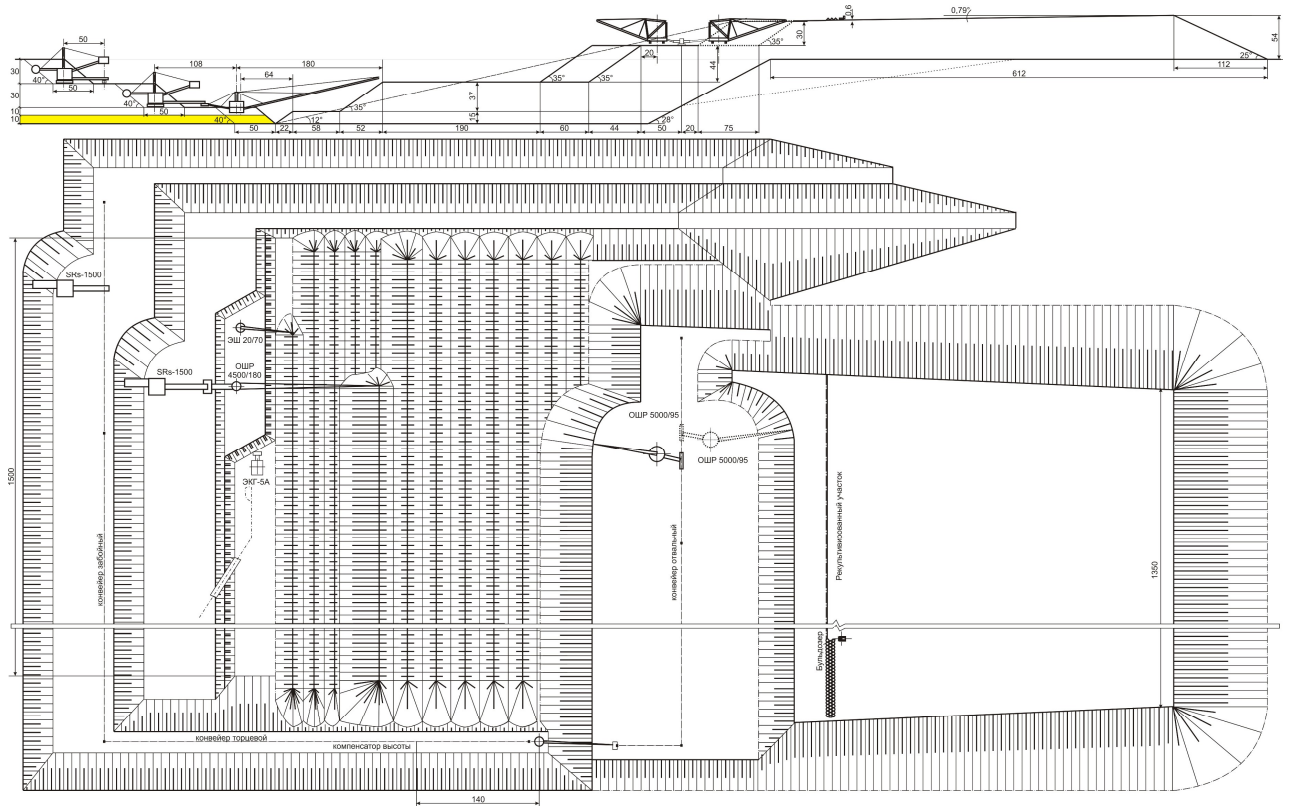


Рисунок 3.22 – Пропонована схема формування відвалів при комбінованій системі розробки пологопадаючого родовища після етапу будівництва кар'єру

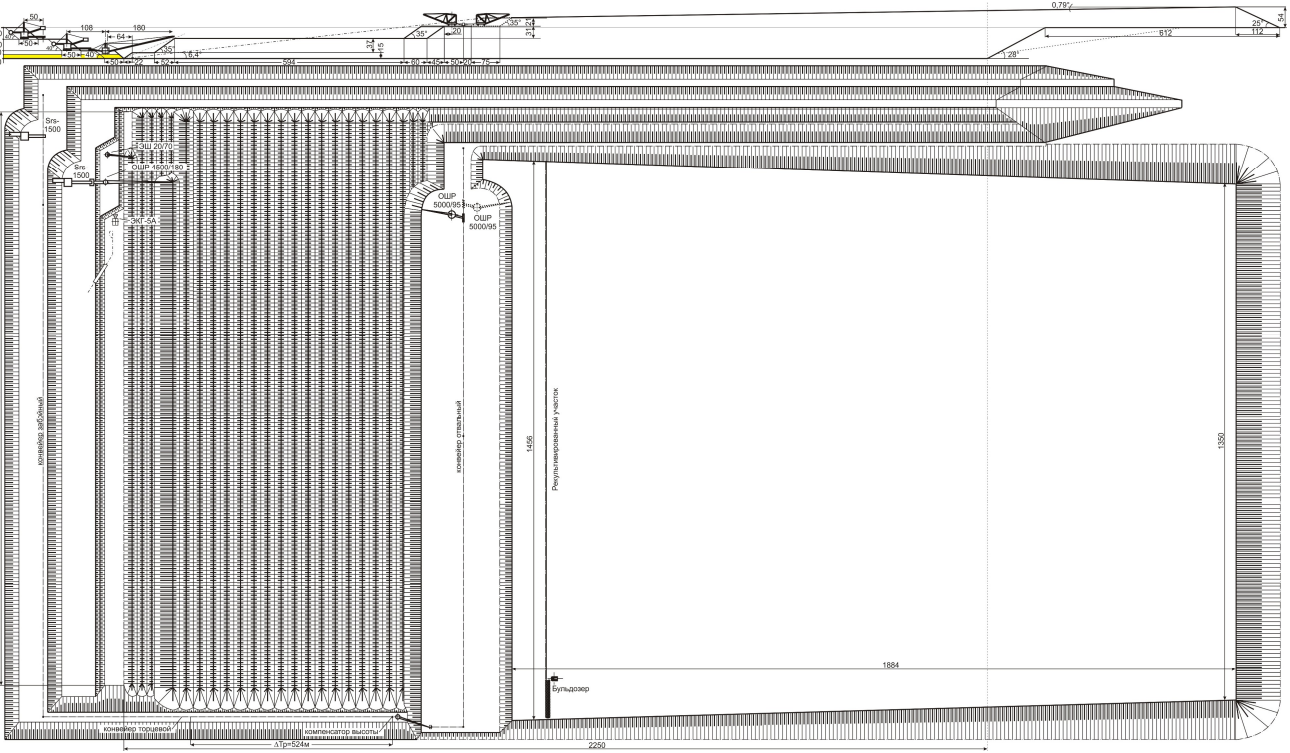


Рисунок 3.23 – Схема формування відвалів на етапі розробки кар'єру (середина кар'єрного поля)



Відповідно до схеми, представленої на рис. 3.16, при посуванні фронту гірничих робіт на 3,5 км. загальна висота третього і четвертого відвальних ярусів складе 26 м. Це дозволить формувати внутрішній відвал трьома відвальними ярусами. Таким чином, консольний відвалоутворювач переміщається з поверхні третього відвального ярусу на поверхню другого і формує верхнім відсипанням третій відвальний ярус заввишки 26 – 14 м. На етапі доопрацювання кар'єру висота третього відвального ярусу складе 14 м, а загальна висота внутрішнього відвала – 64 м.

На рис. 3.24 представлено план кар'єру на етапі доопрацювання. Як видно з схеми, розкривне устаткування вже вивезено, а видобувне устаткування відпрацьовує останню заходку. Після доопрацювання кар'єру все видобувне устаткування теж вивозиться.

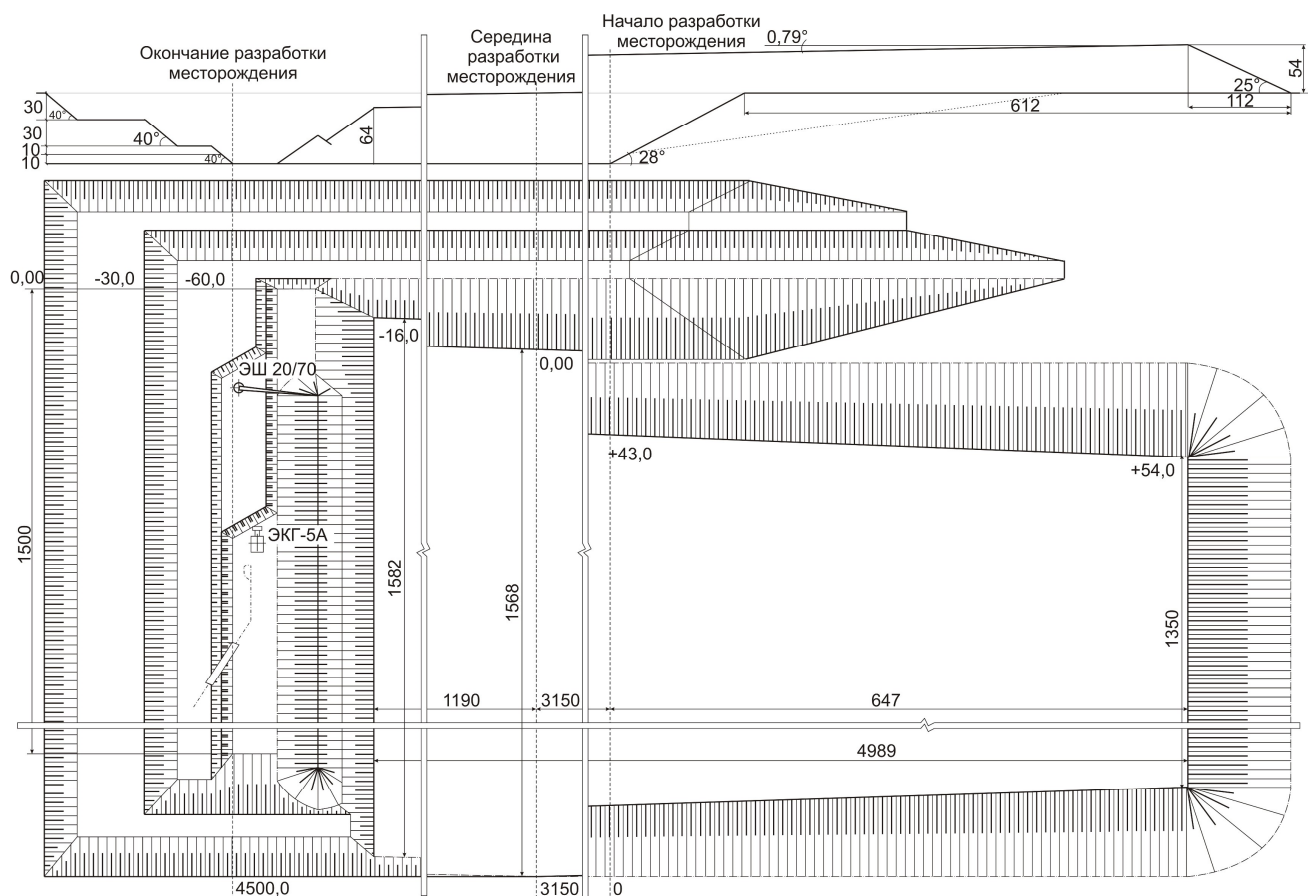


Рисунок 3.24 – Схема розміщення порід відвалів із об'єднаною поверхнею на етапі доопрацювання кар'єру

Слід зазначити, що для отримання максимального ефекту відновлення земель від застосування технології формування зовнішнього і внутрішнього відвалів із об'єднаною поверхнею, вона повинна бути включена до проекту розробки родовища ще до початку будівництва кар'єру і застосовуватися на всіх етапах його розробки. Після виконання рекультиваційних робіт на об'єднаній поверхні відвалів земля передається у використання сільському господарству.

Для оцінки ефективності застосування розробленої маловідходної та екологічно безпечної технології на практиці, у розділі 4.2 буде виконана її апробація на прикладі розробки буровугільного кар'єру з типовими гірничо-геологічними параметрами і визначена її екологічність з використанням створеної методики, наведеної у розділі 3.3.



## 4 РОЗРОБКА РЕКОМЕНДАЦІЙ ЩОДО РЕАЛІЗАЦІЇ РЕЗУЛЬТАТІВ ВИКОНАНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ

4.1 Розробка методичних рекомендацій з вибору технологічних схем та режиму гірничих робіт за критеріями надрокористування при комплексному освоєнні марганцеворудних родовищ

При використанні потужних комплексів машин безперервної дії в основному кар'єрі розкривні роботи ведуться сезонно, тобто із зупинкою на зимовий період. При цілорічному режимі роботи кар'єру по руді для безперебійної роботи видобувного устаткування і забезпечення сировиною збагачувальної фабрики протягом всього року потрібне створення готових до виїмки зимових запасів. Величина цих запасів залежить від потужності рудного пласту, висоти основного розкривного уступу, робочих параметрів відвалоутворювача, ширини заходки і продуктивності розкривного устаткування, довжини видобувного фронту робіт, а також технології роботи розкривного і видобувного комплексів. На створення готових до виїмки зимових запасів в основному кар'єрі істотний вплив робитимуть обсяги рудної сировини, що добуваються в шламосховищі.

Наукові розробки і досвід експлуатації роторних комплексів показують, що зимові запаси найдоцільніше розташовувати під розвантажувальною консоллю екскаватора і приймальною консоллю відвалоутворювача. Проте незначна телескопічність комплексу НКМЗ продуктивністю 3000 м<sup>3</sup>/год, а також слабка несуча здатність ґрунту рудного пласту, на марганцевих кар'єрах, як правило, не дозволяють встановити відвалоутворювач на поверхню пласту і виникає необхідність в розміщенні смуги зимових запасів під відвальною консоллю відвалоутворювача, у зв'язку з чим питання створення готових до відпрацювання зимових запасів набуває вельми важливого значення.

Вибір раціонального режиму видобувних робіт при використанні на розкривних роботах гірничотранспортного устаткування безперервної дії забезпечує стійку роботу кар'єрів на весь період їх експлуатації і високі техніко-

економічні показники роботи. Для забезпечення цілорічної роботи збагачувальних фабрик, якщо в зимовий період розкривні роботи не здійснюються, то в кар'єрах слід створювати певну полосу зимових запасів рудної сировини або використовувати у цей час шламосховища для компенсації обсягу руди необхідної для виробництва концентрату.

Одним з найвагоміших шляхів управління режимом гірничих робіт є дослідження взаємозв'язків між собівартістю гірничих робіт і продуктивністю кар'єрів. Режим роботи кар'єру визначає продуктивність комплексів устаткування і витрати на виробництво гірничих робіт. Скорочуючи витрати по окремих статтях, можна управляти собівартістю розробки гірських порід незалежно від обсягу роботи, а значить незалежно від режиму роботи кар'єру.

Як видно з таблиці 4.1, на розкривних роботах обсяг заробітної плати тісно пов'язаний з обсягом розробленого розкриву  $R^2=0,666$ , а обсяги видобутку не мають тісного зв'язку з фондом оплати праці  $R^2 = 0,172$ . Також слабкий взаємозв'язок між витратами на матеріали і обсягом гірської маси розкрив  $R^2 = 0,195$ , руда  $R^2 = 0,149$ . Аналогічні висновки можна зробити про витрати на паливо (таблиця. 4.1).

Таблиця 4.1 - Коефіцієнти детермінації  $R^2$  залежностей собівартості розкривних порід і руди від обсягів виробництва

Статті витрат	Північний кар'єр		Запорізький кар'єр	
	розкрив	руда	розкрив	руда
Фонд оплати праці	0,52	0,18	0,67	0,17
Матеріали	0,14	0,62	0,20	0,15
Паливо	0,15	0,28	0,30	0,17
Електроенергія	0,69	0,99	0,71	0,84
Амортизація	0,69	0,38	0,58	0,55
Сумарні витрати	0,74	0,23	0,73	0,77
Питомі витрати	0,75	0,62	0,93	0,92

Витрата електроенергії на Запорізькому кар'єрі як в натуральному вираженні, так і у вартісному знаходиться в тісній залежності від обсягу гірських порід (коефіцієнт детермінації вище 0,65). Досить високий рівень зв'язку з обсягом розробки мають амортизаційні відрахування:  $R^2 = 0,55$ .

Ці висновки можливо використовувати на підприємствах для прийняття необхідного режиму роботи кар'єру, управляти таким чином обсягом гірничих робіт і істотно не змінювати собівартості розробки гірських порід.

Також, основним напрямком вибору режиму гірничих робіт для гірничодобувного підприємства може використовуватися вибір за економічними критеріями. Одними з таких критеріїв є якість та обсяг концентрату. На виготовлення якіснішого концентрату необхідно витратити більший обсяг рудної сировини, оскільки з підвищенням вмісту марганцю в концентраті коефіцієнт витягнення металу в концентрат знижується (рис. 4.1).

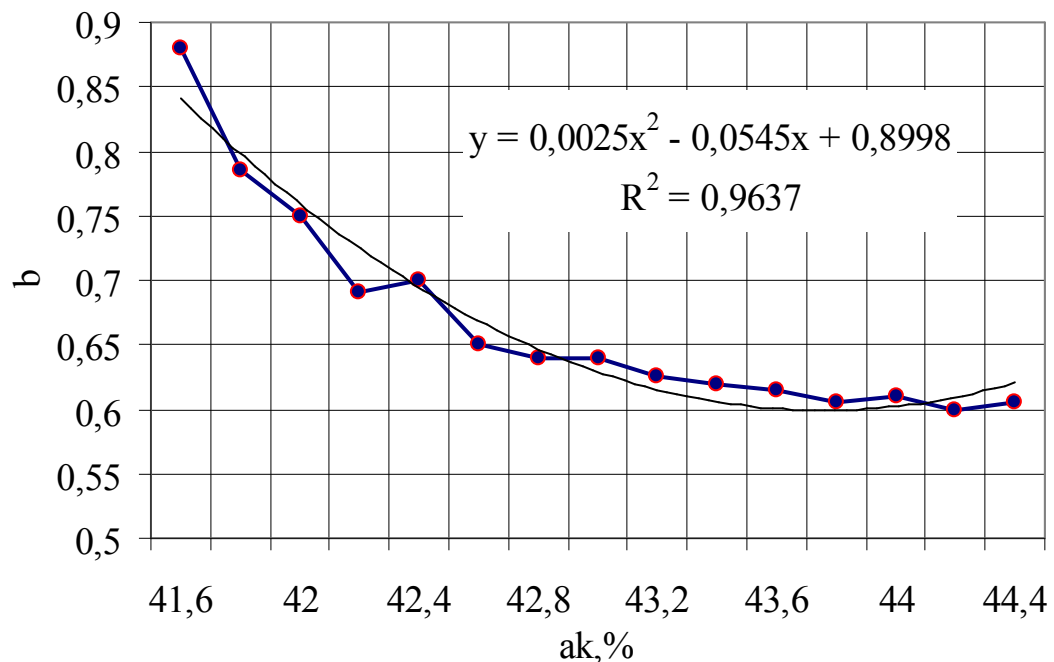


Рисунок 4.1 - Залежність коефіцієнту витягнення марганцю від його вмісту в концентраті

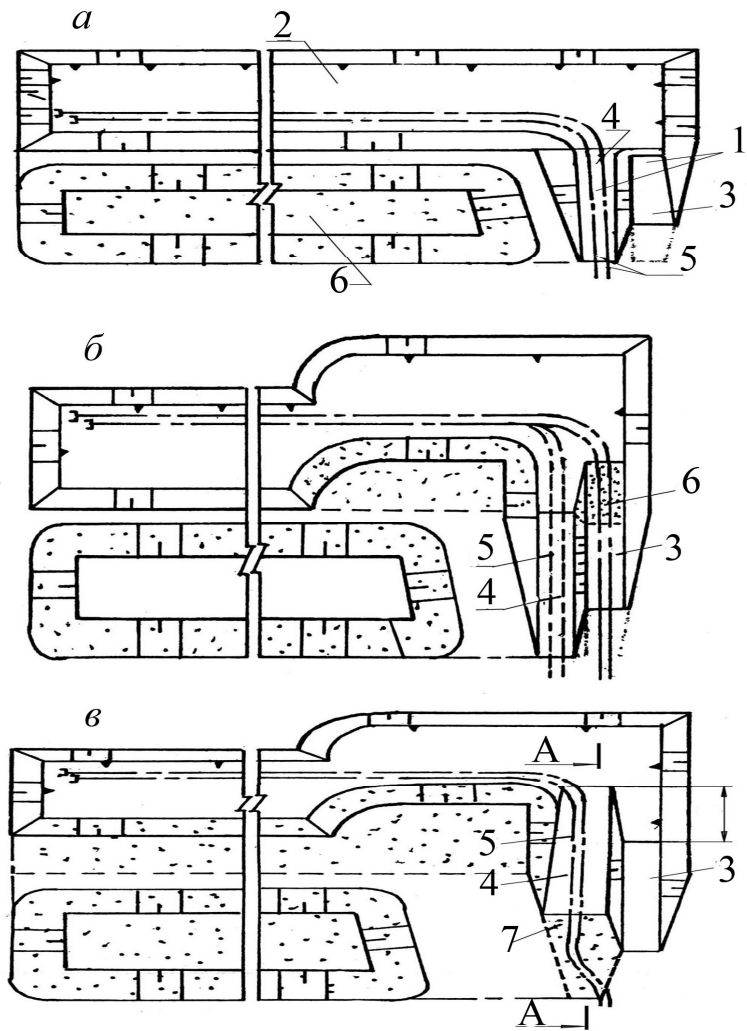
Встановлено, що завдяки збільшенню обсягів концентрату за рахунок залучення у виробництво марганцеві шлами отримані зі шламосховищ, можливо

впливати на зменшення собівартості продукції. Не глядячи на низький вміст марганцю в шламах, собівартість їх видобутку є низькою за рахунок простої технології видобутку, а саме відсутність розкривних робіт.

В умовах зменшення обсягу корисних копалин в покладах мінеральної сировини, підприємствам гірничодобувного комплексу необхідно дотримуватись принципу комплексного освоєння родовищ мінеральної сировини. Саме таким напрямком є збільшення видобутку руди за рахунок приконтурного відпрацювання корисної копалини та обсягів, які знаходяться під транспортною перемичкою.

Однією з причин втрат корисної копалини є недосконалість технології розробки родовища з точки зору її землеємності, що пов'язане з не повною виїмкою корисної копалини у межах кар'єрного поля. Нижче запропонований новий спосіб розкриву і відробітку запасів родовища, який дозволяє зменшити втрати корисної копалини. При цьому способі передбачається порівняно швидко засипати неробочий борт капітальної траншеї, тому він може бути з більшим кутом нахилу, ніж в разі його довготривалої стійкості. Таке рішення дозволяє зменшити втрати корисної копалини під бортом. Принципові положення цієї технології полягають в наступному (рис. 4.2).

Родовище розкривають капітальною 1 і розрізною 2 траншеями (рис. 4.2, а). Дно капітальної траншеї ділять на напівтраншеї 3 і 4. У одній з них, наприклад 4, розміщують частину транспортних комунікацій 5, по яких видають гірську масу на поверхню. Одночасно нарощують іншу напівтраншею 3 шляхом відсипання експлуатаційних або будівельних порід розкриву у напрямку розвитку з'їзду 3 (рис. 4.2, б). Під час пересування забійних транспортних комунікацій із секції 5 з вироблення 4 переносять в підготовлену напівтраншею 3. Ширина дна траншеї 1 приймається такою, щоб вона забезпечувала розміщення двох з'їздів. При подальшому посуванні фронту розкривних та видобувних робіт гірську масу видають на поверхню вже по з'їзду 3 при одночасному перенесенні і нарощуванні насипної виробки 4. Процес повторюють, а створену поверхню 7 рекультивують (рис. 4.2, в).



2

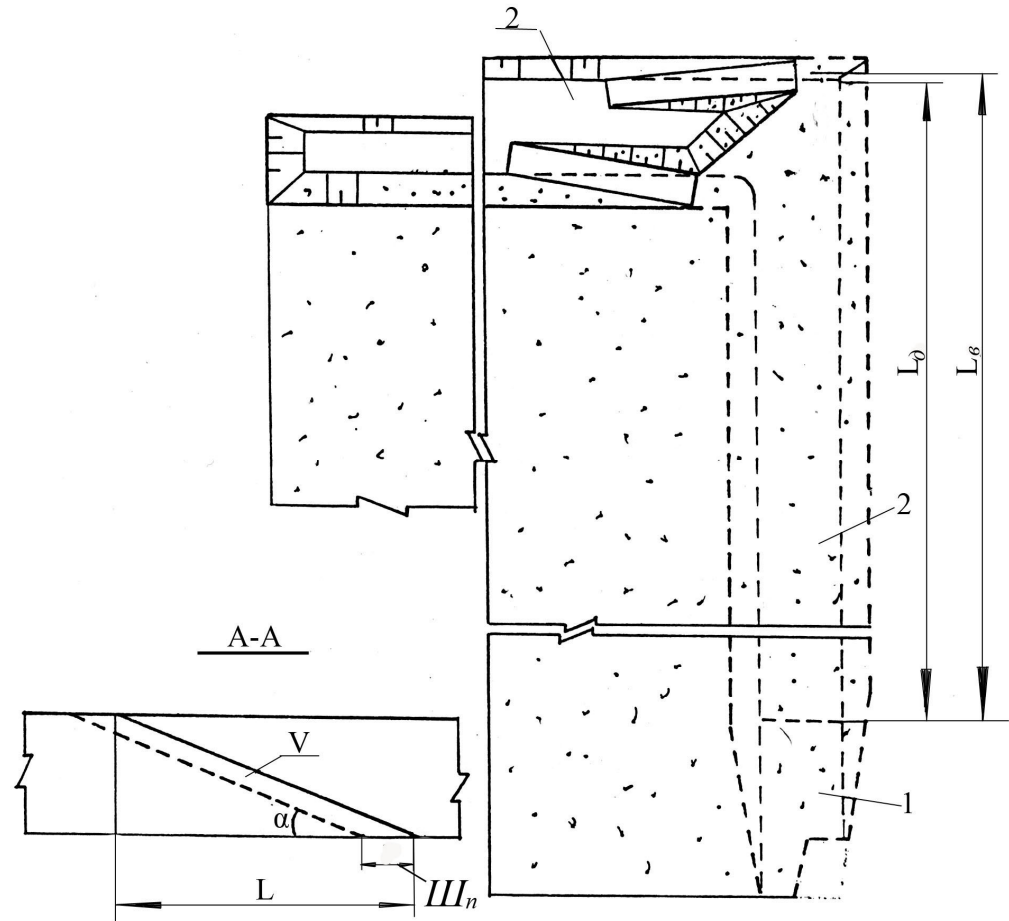


Рисунок 4.2 - Етап розвитку гірничих робіт при використанні переміщеної напівтраншеї (з'їзду) для погашення капітальної і розрізної траншей: 1, 2 – капітальна і розрізна траншея; 3, 4 – напівтраншеї; 5 – транспортні комунікації; 6 – відвал; 7 – рекультивована поверхня

Об'єм порід, видобутих для формування нової напівтраншеї, визначається із співвідношення (по перетину А – А):

$$l \cdot Ш_{II} \cdot B_{II} \cdot \operatorname{tg} \alpha = H_{TP} \cdot Ш_{II} \cdot B_{II}, \text{ м}^3 \quad (4.1)$$

де  $l$  – довжина напівтраншеї в плані, м;  $\alpha$  – її ухил, град.,  $B_{II}$  – ширина основи напівтраншеї для розміщення в ній транспортних комунікацій, м;  $H_{TP}$  – глибина траншеї, що засипається, м.

При доопрацюванні кар'єру перенесення напівтраншеї повторюють у виїзній траншеї, і до моменту погашення кар'єру (рис. 4.2, г) капітальна і більша частина виїзної траншеї засипаються і можуть бути рекультивовані.

Однією з переваг розтину кар'єрного поля за допомогою переміщуваних напівтраншей є можливість збільшення кута укосу неробочого борту. При його засипанні не потрібна підтримка борту в стійкому стані протягом терміну служби кар'єру. Отже, при засипці вироблень не потребується підтримка борту в стійкому стані на строк експлуатації кар'єру. При цьому підвищується обсяг виймання запасів рудної сировини, під укосом борту, без додаткового порушення земель.

Таблиця 4.2 - Зменшення втрат рудної сировини,  
при погашенні борту кар'єру

Висота борти виїзної траншеї, м	Довжина кар'єрного поля $L_k$ , м	Довжина фронту робіт $L_f$ , м	Кут укосу неробочого борту, град.		Зниження втрат запасів руди %
			$\alpha_0$	$\alpha_{00}$	
50	2000	1500	32	37	0,9
	4000	2000			0,7
	8000	2500			0,55
60	2000	1500	25,5	30,5	1,6
	4000	2000			1,2
	8000	2500			1,0
80	2000	1500	20	25	3,3
	4000	2000			2,4
	8000	2500			1,9
100	2000	1500	17	22	5,3
	4000	2000			4,0
	8000	2500			3,2

Для підприємства рекомендовано діапазон вибору параметрів технологічної схеми розкриття родовища, внаслідок чого можливо значно підвищити об'єм виймання рудної сировини. Цей об'єм залежить від довжини і ширини кар'єрного поля і знаходиться в діапазоні 0,5...5,3% (табл. 4.2).

#### 4.2 Рекомендації з практичної реалізації методики управління кондиціями мінеральної сировини

##### 4.2.1 Визначення вихідних даних та опис проблемної ситуації

Послідовність практичної реалізації методики управління кондиціями мінеральної сировини проілюстрована прикладом для характерних гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов залізородних кар'єрів.

Геологічні дані щодо просторового розміщення кондиційних і некондиційних руд для прикладу розрахунків наведені у таблиці 4.3. Приведені дані дають змогу отримувати інформацію щодо того, які запаси некондиційної руди розташовані в робочій зоні, яка є необхідною при обґрунтуванні зниження бортового вмісту заліза в руді. Інформація щодо кондиційних руд є необхідною при обґрунтуванні підвищення бортового вмісту

Поточні та планові значення інших вихідних даних представлені в таблицях 4.4 та 4.5.

В даному прикладі моделюється ситуація, при якій підвищилася ціна реалізації концентрату на 5 грн. / т відносно планових показників. При цьому обсяги реалізації концентрату не змінилися. Таким чином є можливість знизити якість концентрату без втрат на виручці (при зниженні якості концентрату до того рівня, коли ціна на нього впаде до планового значення).

Мінімальне (очікуване) значення зміни можливого прибутку від реалізації концентрату після зміни стратегії освоєння родовища  $\Delta\Pi_{min} = -3\Delta\Pi_u$  (припустимі втрати прибутку від зменшення бортового вмісту за три роки повинні компенсуватися незапланованим підвищенням ціни на концентрат).

Таблиця 4.3 - Приклад геологічних даних  
щодо просторового розміщення руд різної якості

Вміст заліза в руді, %	Об'єми руди, млн. м <sup>3</sup>	
	в робочій зоні	за межами робочої зони
8 – 8,9	3	10
9 – 9,9	2,9	9,67
10 – 10,9	2,6	8,7
11 – 11,9	2,5	8,3
12 – 12,9	2,45	8,16
13 – 13,9	2,0	6,7
14 – 14,9	1,85	6,17
15 – 15,9	1,75	5,83
16 – 16,9	1,7	5,67
17 – 17,9	1,55	5,16
18 – 18,9	1,5	5,0
19 – 19,9	1,4	4,67
20 – 20,9	1,3	4,4
21 – 21,9	1,2	4,0
22 – 22,9	1,1	3,7
23 – 23,9	1	3,5
Максима- льне значення вмісту заліза в руді, %	35,0	35,0

Таблиця 4.4 - Приклад необхідних планових показників  
відкритої розробки родовища

Показник	Значення		
	1 рік	2 рік	3 рік
Плановий об'єм видобутку руди, млн. т	10	10	10
Плановий об'єм розкриття, млн. м <sup>3</sup>	4	4	4
Базова ціна однієї тони концентрату, грн./т	95	90	85
Планове значення виходу концентрату, %	44	44	44
Вміст заліза у хвостах збагачення, %	5	5	5
Питомі витрати на виробництво концентрату, грн./т	23	25	27
Питомі витрати на розкриття роботи, грн./м <sup>3</sup>	12	13	15
Базове значення бортового вмісту заліза в руді, %	13	13	13
Довжина рудного фронту, м;	2000	2000	2000
Нормативний коефіцієнт запасів, які готові до виймання	0,21	0,21	0,21
Висота уступу, м	20	20	20
Кут, по якому формується швидкість поглиблення	70	70	70
Кут укосу робочого борта кар'єру	12	12	12



Таблиця 4.5 Ціна на концентрат  
відповідно до вмісту заліза

Вміст заліза, %	Ціна, грн/т		
	1 рік	2 рік	3 рік
58 – 58,9	8 0	9 5	1 05
59 – 59,9	8 5	1 00	1 10
60 – 60,9	9 0	1 05	1 15
61 – 61,9*	9 5	1 10	1 20
62 – 62,9	1 00	1 15	1 25
63 – 63,9	1 05	1 20	1 30
64 – 64,9	1 10	1 25	1 35

\* базова якість концентрату

#### 4.2.2 Розрахунок прибутку при зміні ціни на концентрат та його оцінка

Зміна прибутку після зміни ціни на концентрат буде дорівнювати:

$$\Delta\Pi_{\gamma} = Q_p \gamma \cdot (u_1 - u) = 10'000'000 \cdot 0,4 \cdot (100 - 95) = -20'000'000 \text{ грн.},$$

$$\Delta\Pi_{\min} = 20'000'000 \cdot 3 = -60'000'000 \text{ грн.}$$

Таким чином, складається можливість змінити стратегію освоєння родовища так, щоб виробляти та реалізовувати концентрат з меншим вмістом заліза, тобто менш якісний і за меншу вартість. Це дозволить залучити до розробки менш якісні руди та некондиційні руди, що підвищить ефективність використання надр. Згідно блоку 5 у цій ситуації (рис. 2.2) робиться висновок, що додатковий прибуток, який виникнув при підвищенні ціни на концентрат, можна направити на підвищення ефективності використання надр. Таким чином відбувається перехід до блоку 7.

#### 4.2.3 Зміна стратегії освоєння родовища та прогнозування внутрішніх та зовнішніх чинників впливу

Після отримання результату оцінки зміни прибутку в результаті зміни ціни на концентрат визначилася ціль наступних дій – збільшення ефективності використання надр. Для досягнення цієї цілі буде використовуватися наступна стратегія освоєння родовища - стратегія, що передбачає зниження якості концентрату при підвищенні цін, і підвищення якості - при їхньому падінні (див. п. 2.1.1).

Результати прогнозування динаміки зовнішніх чинників впливу наведені у таблиці 4.6.

Таблиця 4.6 - Прогнозні значення зовнішніх чинників впливу

Показник	Значення		
	1 рік	2 рік	3 рік
Базова ціна однієї тони концентрату, грн./т	95	120	150
Питомі витрати на виробництво концентрату, грн./т	23	25	27
Питомі витрати на розкривні роботи, грн./м <sup>3</sup>	12	13	15

#### 4.2.4 Створення списку можливих способів реалізації стратегії розробки родовища

Згідно із ситуацією з підвищення ціни на концентрат і прийнятій стратегії освоєння родовища в даному випадку доцільним буде в першу чергу перевірити економічну доцільність зменшення бортового вмісту заліза в руді. Якщо зміна кондицій буде економічно недоцільною, слід перевірити традиційні способи реалізації родовища на економічну доцільність. Таким чином, список способів реалізації освоєння родовища для даного приклада буде мати наступний вигляд:

- 1) зменшення бортового вмісту заліза в руді;
- 2) корегування об'ємно-якісних показників видобутку руди в межах календарного плану;
- 3) корегування об'ємно-якісних показників календарного плану.

Далі для розгляду обирається перший спосіб (рис. 2.2, блок 10).

#### 4.2.5 Розрахунок можливого прибутку для першого способу та його оцінка

Створення списку варіантів бортового вмісту заліза в руді. Розрахунок можливої зміни прибутку для зменшення бортового вмісту заліза в руді виконується з урахуванням динаміки внутрішніх та зовнішніх чинників впливу згідно розробленого методу.

Необхідно обчислити можливу зміну прибутку для різних значень бортового вмісту, менших за базовий. Складаємо список варіантів бортового вмісту:

- 1) 10 %;
- 2) 11 %;
- 3) 12 %.

Для подальшого обчислення можливої зміни прибутку необхідно побудувати графо-аналітичну модель визначення техніко-економічних показників відкритих гірничих робіт при зниженні бортового вмісту заліза в руді. Після побудови моделі потрібно приблизно визначити потрібне значення необхідних об'ємів прирізки бідної руди.

Розрахунок для варіанту 1 і 2 не дають очікуваного економічного ефекту.

Обчислення можливої зміни прибутку для бортового вмісту заліза в руді 12%.

Крок 1. Прийняти значення відносної величини обсягу нової кондиційної руди в суміші  $\delta_D$ . Подальше обчислення буде вестись при значенні  $\delta_D = 0,1$ .

Крок 2. Обчислення відносної величини зниження середньої якості в новій кондиційній руді  $\delta_{\bar{\alpha}}$ . Приймається припущення, що в суміші річний об'єм руд різної якості є рівномірним:

$$\delta_{\bar{\alpha}} = \frac{\alpha'_o + \alpha_o}{\alpha_o + \alpha_{\max}} = \frac{12+13}{13+35} = 0,52.$$

Крок 3. Обчислення середнього вмісту заліза в руді після зміни бортового вмісту заліза:

$$\bar{\alpha} = \bar{\alpha}_n \cdot [(1 - \delta_p) + \delta_p \cdot \delta_{\bar{\alpha}}] = 24[(1 - 0,1) + 0,1 \cdot 0,52] = 22,8.$$

Крок 4. З отриманої раніше залежності якості концентрату від якості руди визначається вміст заліза в концентраті для обчисленої якості руди [13].

Отримане значення – 60,5 %.

Крок 5. Обчислення виходу концентрату після зміни бортового вмісту заліза в руді:

$$\gamma = \frac{\alpha_{cp} + \vartheta}{\beta_k + \vartheta} = \frac{22,8 + 5}{60,5 + 5} = 0,424.$$

Крок 6. Обчислення зміни обсягів видобутку руди та розкривних порід. Через зміну виходу концентрату змінився об'єм руди, що необхідно видобути та переробити для отримання того самого об'єму концентрату. Тому зміна об'єму видобутку руди після зміни бортового вмісту буде дорівнювати:

$$\Delta Q_p = \frac{Q_p \cdot \gamma_{nl}}{\gamma} - Q_p = 377358 \text{ т.}$$

Як показують вихідні геологічні дані щодо просторового розміщення руд різної якості, в межах робочої зони є потрібний об'єм некондиційної руди з вмістом 12,0 % – 12,9 %. Таким чином, цей об'єм буде добутий із порід, які до зміни бортового вмісту видобувались як розкривні породи:

$$\Delta V = \Delta Q_p \cdot k_\epsilon - \frac{Q_p \cdot \delta_p}{\rho} = 377358 \cdot 0,4 - \frac{10'000'000 \cdot 0,1}{3} = -182390 \text{ м}^3.$$

Крок 7. Розрахунок ціни на концентрат. Виходячи з вихідних даних, зміна ціни на 1 % зміни якості концентрату дорівнює 5 грн/т. Таким чином ціна на концентрат буде дорівнювати (при використанні параметричного методу ціноутворення) на кожний із прогнозованих років роботи комбінату:

$$u_1 = u_\epsilon + \Delta u(\beta - \beta_\epsilon) = 95 + 5(60,5 - 61) = 92,5 \text{ грн/т,}$$

$$u_2 = 110 + 5(60,5 - 61) = 107,5 \text{ грн/т,}$$

$$u_3 = 120 + 5(60,5 - 61) = 117,5 \text{ грн/т.}$$

Крок 8. Розрахунок можливої зміни прибутку від реалізації концентрату:

- для першого року:

$$\begin{aligned} \Delta\Pi_1 &= [Q_{p1} \cdot u_1 \cdot \gamma_1 - Q_p \cdot u \cdot \gamma] - [\Delta Q_p \cdot C_o + \Delta V \cdot C_e] = \\ &= [10377358 \cdot 92,5 \cdot 0,424 - 10000000 \cdot 95 \cdot 0,44] - [377358 \cdot 23 - 182390 \cdot 12] = \\ &= -11000000 - 6490554 = -17490554 \quad \text{грн} \end{aligned}$$

- для другого року:

$$\begin{aligned} \Delta\Pi_2 &= [Q_{p2} \cdot u_2 \cdot \gamma_2 - Q_p \cdot u \cdot \gamma] - [\Delta Q_p \cdot C_o + \Delta V \cdot C_e] = \\ &= [10377358 \cdot 107,5 \cdot 0,424 - 10000000 \cdot 110 \cdot 0,44] - [377358 \cdot 25 - 182390 \cdot 13] = \\ &= -11000000 - 7062880 = -18062880 \end{aligned}$$

- для третього року:

$$\begin{aligned} \Delta\Pi_3 &= [Q_{p3} \cdot u_3 \cdot \gamma_3 - Q_p \cdot u \cdot \gamma] - [\Delta Q_p \cdot C_o + \Delta V \cdot C_e] = \\ &= [10377358 \cdot 117,5 \cdot 0,424 - 10000000 \cdot 120 \cdot 0,44] - [377358 \cdot 27 - 182390 \cdot 15] = \\ &= -11000000 - 7452816 = -18452816 \end{aligned}$$

Можлива зміна прибутку за 3 роки буде дорівнювати:

$$\Delta\Pi = \sum_{i=1}^n \Delta\Pi_i = \Delta\Pi_1 + \Delta\Pi_2 + \Delta\Pi_3 \approx -54 \text{ млн. грн.}$$

Для оцінки економічної доцільності реалізації способу реалізації стратегії, що розглядається, виконується порівняння розрахункової можливої зміни прибутку та очікуваного значення. Із порівняння робиться висновок: варіант, який передбачає зниження бортового вмісту з 13% до 12%, при якому об'єм видобутку нової кондиційної руди (колишніх розкритих порід) дорівнює 10%, є економічно доцільним.

4.2.6 Визначення технологічних параметрів відкритих гірничих робіт після зменшення бортового вмісту

1. Розрахунок поточного коефіцієнту розкриву.

Поточний коефіцієнт розкриву розраховується за виразом:

$$k_g^{mek.} = \frac{V + \Delta V}{Q_p + \Delta Q_p} = \frac{4'000'000 - 182390}{10'000'000 + 377358} = 0,37.$$

2. Розрахунок ширини робочої площадки.

Ширина робочої площадки розраховується за виразом:

$$B_n = B_{\min} + \frac{Q_k \cdot \mu}{L_p \cdot h \cdot \gamma} = \frac{4'400'000 \cdot 0,21}{2000 \cdot 20 \cdot 0,424} = 54,5.$$

3. Розрахунок швидкостей переміщення фронту та поглиблення гірничих робіт.

Швидкість переміщення фронту гірничих робіт:

$$v = \frac{Q_p + \Delta Q_p}{h \cdot L_\phi \cdot \rho} = \frac{10377358}{20 \cdot 2000 \cdot 3} = 86 \text{ м/год.}$$

Швидкість поглиблення (вертикального переміщення гірничих робіт):

$$h_y = \frac{v}{\text{ctg}\beta + \text{ctg}\varphi} = \frac{86}{0,36 + 4,70} = 17 \text{ м.}$$

Таким чином була обґрунтована доцільність зміни бортового вмісту з 13% на 12 % для заданих вихідних даних та були розраховані відповідні значення поточних технологічних параметрів гірничих робіт (поточного коефіцієнту розкриву, ширини робочої площадки, швидкостей переміщення фронту та поглиблення гірничих робіт).

4.3 Рекомендації з застосування створеної маловідходної і екологічно безпечної технологічної схеми відкритої розробки родовищ

Як було встановлено в розділі 3.4, вірний вибір технологічної схеми формування відвалів є одним з головних чинників, який зумовлює маловідходність, екологічну безпеку та ефективність виробництва рекультиваційних робіт сільськогосподарського напрямку. Доведено, що для умов розробки буровугільних родовищ з характерними горно-геологічними і технологічними параметрами ефективно використовувати спосіб формування зовнішнього і внутрішнього відвалів із об'єднаною поверхнею.

В зв'язку з цим розглянута можливість застосування запропонованої технологічної схеми формування відвалів в умовах Костянтинівського буровугільного розрізу, за допомогою якої розробляється буровугільне родовище з характерними горно-геологічними і технологічними параметрами. В даний час на даному розрізі виконано будівництво капітальної і розрізної траншей, також почата розробка родовища. Оскільки кар'єр знаходиться на початковому етапі розробки, представляється можливість внесення коригувань в проект його розробки. Для отримання повної по Миронівському буровугільному родовищу виконаний гірничо-геометричний аналіз кар'єрного поля (рис. 4.3).



Рисунок 4.3 – План Костянтинівської ділянки Миронівського родовища

Таблиця 4.7 – Гірничо-геометричний аналіз Костянтіновського розрізу

№ етапу	Середня потужність розкриву, $H_{cp}$ , м	Середня потужність корисної копалини, $H_{п.и.}$ , м	Довжина фронту робіт по П.І., L, м	Середня ширина блоку, м	Загальний об'єм розкриву в блоці, $V_0$ , млн $m^3$	Кількість корисної копалини в блоці, $V_0$ , млн т
1	61,7	9,9	1480	300	27,4	4,9
2	70,1	8,8	1430	300	30,1	4,2
3	71,5	7,3	1425	300	30,6	3,5
4	76,8	8,6	1590	300	36,6	4,6
5	76,7	8,1	1700	300	39,1	4,6
6	82,9	7,2	1575	300	39,2	3,8
7	84,7	6,9	1365	300	34,7	3,2
8	83,2	6,5	1305	300	32,6	2,8
9	79,6	6,7	1225	300	29,3	2,8
10	71,1	7,6	1170	300	25,0	3,0
11	67,7	6,1	1120	300	22,8	2,3
Разом:	75,1	7,6	1398,6	3300	347,2	39,7

Потужність пласта корисної копалини коливається від 8 до 10 м в південній частині родовища (лінія свердловин I-VI) та від 5 до 7 м в його північній частині (лінія свердловин VI-XI). Середня потужність розкриву по родовищу складає 75,1 м, середня потужність корисної копалини – 7,6 м.

Для визначення параметрів зовнішнього і внутрішнього відвала із об'єднаною поверхнею в умовах розробки Костянтіновського буровугільного родовища, крім потужності розкривних порід і корисної копалини, також встановлені довжина і ширина кар'єрного поля.

Ширина кар'єрного поля Костянтіновського розрізу варіюється в межах 1100 – 1700 м, а її середнє значення складає 1390 м. У свою чергу довжина кар'єрного поля складає 3300 м (табл. 4.8).

У проєкті будівництва розрізу “Костянтіновський” розкриття родовища виконано на південній межі. Розрізна траншея була введена в експлуатацію в 1990 році, а розробка кар'єрного поля по всьому фронту гірничих робіт за комбінованою системою розробки здійснюється з 1991 р. З того часу виробництво



гірничих робіт на кар'єрі зупинялося кілька разів, що і є причиною такого малого посування фронту гірничих робіт (300 з 3300 м).

Основний уступ заввишки 40 метрів розробляється двома підступами. Верхній підступ заввишки близько 30 метрів розробляється роторним екскаватором EP-5250 в комплексі з відвалоутворювачем ОШР-7000/190. Нижній підступ відпрацьовується по безтранспортній системі розробки драглайном ЕШ-10/70А. Розкриті породи основного уступу відсипляються у відвал заввишки 55 м із загальним результуючим кутом  $23^\circ$ .

Таблиця 4.8 – Параметри кар'єрного поля розрізу Костянтіновський

Параметри	Показники	
	Глибина кар'єру при будівництві, м	$H_{кл}$
Середня глибина кар'єру, м	$H_k$	75
Потужність корисної копалини, м	$h_{ми}$	7,6
Довжина кар'єру по низу, м	$L_k$	3300
Ширина кар'єру по низу, м	$Ш_k$	1390
Висота зовнішнього відвала, м	$H_о$	40
Ширина виїзної траншеї по низу, м	$B$	20
Відстань між нижніми брівками видобувного уступу і внутрішнього відвала, м	$a$	20
Кут робочого борту кар'єру, град	$\alpha_p$	25
Кут неробочого борту кар'єру, град	$\alpha_n$	28
Кут транспортного борту виїзної траншеї, град	$\alpha_m$	25
Результуючий кут укосу внутрішнього відвала, град	$\beta$	18
Кут укосу відвального борту виїзної траншеї, град	$\beta'$	22
Кути зовнішнього відвала, град	$\gamma'$	25
Кут з'їзду капітальної траншеї, град	$i$	8
Коефіцієнт розпушування	$K_p$	1,2
Ширина відвального блоку, м	$П_2$	330

Розробка розкривних заходок основного уступу відбувається від торця до виїзної траншеї з холостими переходами у зворотному напрямі. Розробка передового уступу проводиться екскаватором ЕРС-1120 в комплексі з п'ятьма стрічковими конвеєрами і відвалоутворювачем А<sub>2</sub>РС-Б.6300.95. Передовий уступ ділиться на два підуступи, які відпрацьовуються екскаватором ЕРС-1120 верхнім і нижнім черпанням.

Екскаватор ЕРС-1120 і забійні конвеєри встановлюються на кривлі нижнього підуступу. Висота нижнього і верхнього підуступів – 20 – 24 м. Відвалоутворювач виконує відвалоутворення з верхнім і нижнім відсипанням. Висота верхнього відсипання – до 25 метрів. Відробіток чергової заходки починається з нижнього підуступу в напрямку від приводної станції забійного конвеєра N1 до натяжної конвеєра N2. Після відробітку заходки по нижньому підуступу екскаватор в районі кінцевої станції КЛЗ N2 переходить на іншу сторону і відпрацьовує заходку по верхньому уступу у зворотному напрямі.

В період розробки заходки по верхньому підуступу на ділянці конвеєра N1 проводиться пересування забійного конвеєра N2 на ширину відпрацьованої заходки. Закінчивши розробку заходки верхнього підуступу, екскаватор здійснює холостий перехід в зазор між КЛЗ N1 і N2 і зупиняється в очікуванні пересування КЛЗ N1. Після пересування КЛЗ N1 екскаватор переходить до його приводної станції і починає відробіток нижнього підуступу.

Видобувні роботи виконуються двома екскаваторами ЕКГ-5А і Е-2503 з навантаженням в автомобільний транспорт. Транспортування вугілля здійснюється до складу, розташованого на відвалах, з якого вугілля транспортується залізничним транспортом.

Порядок розробки заходок наступний: спочатку відпрацьовується розкривна заходка. У вироблений простір, що звільнився, драглайн ЕШ-10/70А укладає породу нижнього розкривного підуступу заввишки близько 10 метрів, потім транспортно-відвальний комплекс відпрацьовує верхню частину розкривного підуступу заввишки близько 30 м.

При транспортуванні вугілля автосамоскидами розробка пласта здійснюється двома підступами, на верхньому – ЕКГ-5А, на нижньому – ЕШ-6,5/45У. Вивезення вугілля здійснюється через виїзну траншею в західному торці, куди вугілля доставляється автосамоскидами по транспортній бермі, розташованій на кривлі нижнього підступу. Довжина фронту робіт по вугіллю складає 1400 м, розкритву – 1600 м.

Детальна схема розробки Костянтинівського буровугільного розрізу приведена на рис. 4.4.

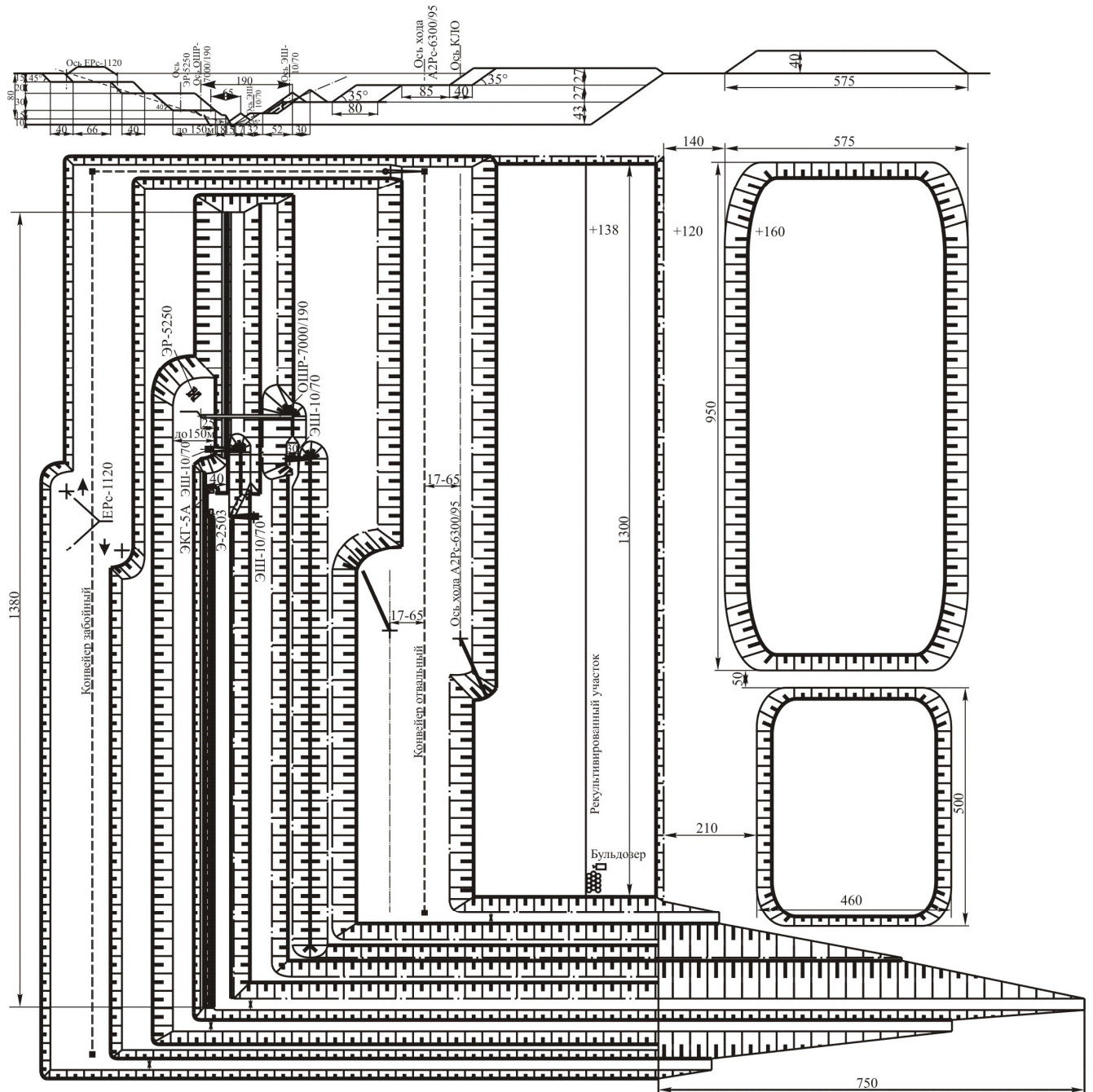


Рисунок 4.4 – Схема розробки Костянтинівського буровугільного розрізу

Основні елементи системи розробки наведені в табл. 4.9.

Таблиця 4.9 – Основні елементи системи розробки Костянтинівського розрізу

Елементи системи розробки	Показники
<i>Основний уступ:</i>	
Загальна висота уступу, м	38
Висота нижнього підступу і кут укосу, м/град	10/55
Висота верхнього підступу і кут укосу, м/град	27-28/40
Кількість ярусів відвала, шт.	3
Загальна висота відвала і кут укосу, м/град	51-52/23
Відстань між осями руху екскаватора ЕР-5250 і відвалоутворювача ОШР-7000/190, м	97-105
Ширина робочої заходки, м	40
<i>Передовий уступ:</i>	
Загальна висота уступу, м	до 48
Висота нижнього підступу і кут укосу, м/град	20-24/45
Висота верхнього підступу і кут укосу, м/град	20-24/45
Ширина робочої заходки, м	40
<i>Вугільний уступ:</i>	
Висота підступів і кут їх укосів, м/град	7/60

Проектна продуктивність відвального устаткування: ЕР-5250 – 11,1 млн м<sup>3</sup>/рік; Ерс-1120 – 7,1 млн м<sup>3</sup>/рік; пропускна спроможність конвеєрної лінії – 12,9 млн м<sup>3</sup>/рік.

Родючий шар ґрунту і невелика частина розкриву відробляється екскаватором ЕКГ-5А і завантажується на автомобільний транспорт.

Як видно на рис. 4.4, будівництво кар'єру здійснювалося при традиційному способі формуванні відвалів з роздільним відсіпанням порід зовнішнього відвала від внутрішнього. Це привело до того, що площа, займана укосами відвалів і територіями між ними, досягає величини самих відвалів. Як наголошу-

валосся раніше, при виробництві рекультиваційних робіт ці землі будуть втрачені для сільськогосподарського виробництва.

Оскільки гірничі роботи на Костянтинівському розрізі знаходяться на початковому етапі розробки родовища, то в його проект розробки рекомендується внести коригування з урахуванням розробленого способу, методики розрахунку параметрів і технологічних схем формування відвалів із об'єднаною поверхнею.

При коригуванні проекту розробки Костянтинівського буровугільного розрізу основна увага приділялася територіям між зовнішніми відвалами від будівництва капітальної і розрізної траншей, а також між цими відвалами і розрізною траншеєю. У цьому просторі знаходиться об'єм відвальних порід, за рахунок яких можливо сформувати об'єднану поверхню зовнішнього і внутрішнього відвалів. Засипка цих просторів здійснюється породами розкриву, що призведе до їх зменшення у внутрішньому відвалі. Отже, його висота зменшиться, а кут нахилу поверхні відвалів при плануванні збільшиться.

Об'єм розкритих порід для засипки просторів між відвалами і розрізною траншеєю, на яких зменшиться об'єм внутрішнього відвала, визначається згідно виразу:

$$V_{KP} = III_{OP} \cdot L_{OP} \cdot H'' + III_{OK} \cdot H'' \cdot (L_{OK} + c) + (III_{KP} + H'' \cdot ctg\gamma) \cdot III_K \cdot H'', \text{ м}^3, \quad (4.2)$$

де  $III_{OP}$  – відстань між розрізною траншеєю і відвалом, сформованим з її порід, м;  $III_{OK}$  – відстань між розрізною траншеєю і відвалом, сформованим з порід капітальної траншеї, м;  $III_{KP}$  – відстань між відвалами, сформованими з порід капітальної і розрізної траншей, м;  $III_K$  – ширина відвала, сформованого з порід капітальної, м;  $L_{OP}$  і  $L_{OK}$  – довжина відвалів з порід розрізної і капітальної траншей відповідно, м;  $H''$  – висота зовнішнього відвала з боку розрізної траншеї з урахуванням його пониження на кут  $\omega$  при формуванні відвалів із об'єднаною поверхнею, м;  $\gamma$  – кут укосу зовнішнього відвала, град.

Згідно умов розробки Костянтинівського розрізу і положенню робіт, представлених на рис. 4.4, висота відвала з боку розрізної траншеї при формуванні відвалів із об'єднаною поверхнею  $H''$  складе 37,5 м, а об'єм порід, необхідний для заповнення простору між відвалами і розрізною траншеєю  $V_{KP}$  складе 11,21 млн м<sup>3</sup>. На таку ж величину зменшиться об'єм внутрішнього відвала, що приведе до зменшення середньої висоти внутрішнього відвала  $H_{BH}^{CP}$ . Пониження висоти внутрішнього відвала визначається згідно виразу:

$$\Delta H'' = \frac{V_{KP}}{Ш_{BH}^B \cdot L_{BH}^B}, \text{ м}, \quad (4.3)$$

де  $Ш_{BH}^B$  і  $L_{BH}^B$  – ширина і довжина внутрішнього відвала по верху відповідно, м.

Для умов розробки Костянтинівського буровугільного розрізу  $Ш_{BH}^B$  і  $L_{BH}^B$  складають 1300 і 3000 м відповідно. Отже, згідно виразам (4.2) і (4.3) пониження висоти внутрішнього відвала складе 2,87 м від показника висоти відвала при традиційній технологічній схемі відвалоутворення. Величина цього пониження враховуватиметься в методиці розрахунку параметрів відвалів із об'єднаною поверхнею, зокрема при визначенні показника, що характеризує перевищення внутрішнього відвала над рівнем земної поверхні  $\Delta H$ .

Згідно з початковими даними, приведеними в табл. 4.8 і методиці розрахунку параметрів відвалів з об'єднаною поверхнею [32], визначені параметри відвала із об'єднаною поверхнею в умовах розрізу Костянтинівський. У табл. 4.10 приведені основні параметри відвала із об'єднаною поверхнею в умовах розробки Костянтинівського буровугільного розрізу.

Таблиця 4.10 – Основні параметри відвалів

Параметр	Показник
Площа подовжнього перетину розрізної траншеї, м <sup>3</sup>	9812,6
Об'єм зовнішньої частини відвала із об'єднаною поверхнею, тис. м <sup>3</sup>	17126,9
Довжина зовнішньої частини відвала із об'єднаною поверхнею, м	1390,0
Ширина зовнішньої частини відвала із об'єднаною поверхнею, м	575,4
Висота внутрішньої частини відвала із об'єднаною поверхнею, м	91,0
Кут нахилу поверхні відвалів із об'єднаною поверхнею $\omega^\circ$ , град.	0,74

На основі отриманих основних параметрів відвала з об'єднаною поверхнею (табл. 4.10) виконується розрахунок параметрів відвальних блоків внутрішнього відвала. Схема відвального блоку внутрішнього відвалу представлена на рис. 4.5.

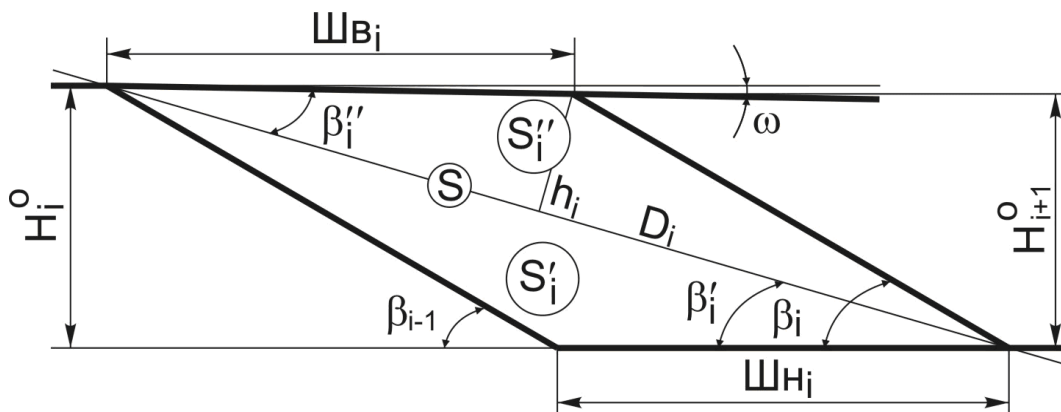


Рисунок 4.5 - Схема поперечного перерізу відвального блоку ( $i$  – номер блоку):  $H_1^o$  – початкова висота першого відвального блоку, м;  $H_o$  – середня висота зовнішнього відвалу, м;  $Ш_B^H$  – ширина зовнішнього відвалу по низу, м;  $\gamma''$  – кути укосів внутрішнього відвалу зі сторони неробочого борту кар'єру, град;  $\omega$  – кут нахилу поверхні об'єднаних відвалів, м;  $H_{i-1}^o$ ,  $H_i^o$  – висота попередніх і наступних відвальних блоків, відповідно, м;  $Ш_{B_{i-1}}$  – ширина попередніх відвальних блоків по верху, м

Результати розрахунків по визначенню параметрів відвальних блоків в умовах розробки Костянтинівського буровугільного розрізу приведені в табл. 4.11 і на рис. 4.6.

Таблиця 4.11 – Параметри відвальних блоків внутрішнього відвала

№ бл.	$S_i$	$Ho_i$	$Шн$	$\beta_{i-1}$	$SI_i$	$S2_i$	$D_i$	$\beta_i'$	$h_i$	$\beta_i''$	$Шв_i$	$\beta_i$
1	25064,7	112,4	330	28,0	18553,5	6511,1	553,0	11,7	23,5	11,0	123,6	14,9
2	30016,0	110,8	330	14,9	18288,5	11727,6	756,1	8,4	31,0	7,7	232,0	11,8
3	30016,0	107,8	330	11,8	17790,8	12225,2	852,8	7,3	28,7	6,5	252,5	10,0
4	30016,0	104,5	330	10,0	17249,1	12767,0	929,3	6,5	27,5	5,7	276,0	8,9
5	30016,0	101,0	330	8,9	16657,0	13359,0	982,7	5,9	27,2	5,2	302,8	8,2
6	30016,0	97,0	330	8,2	16007,4	14008,6	1009,4	5,5	27,8	4,8	333,8	7,9
7	30016,0	92,7	330	7,9	15291,4	14724,6	1005,3	5,3	29,3	4,5	369,7	7,9
8	30016,0	87,9	330	7,9	14498,3	15517,7	965,3	5,2	32,2	4,5	411,8	8,5
9	30016,0	82,5	330	8,5	13614,9	16401,2	883,4	5,4	37,1	4,6	461,5	10,4
10	30016,0	76,5	330	10,4	12624,8	17391,3	751,9	5,8	46,3	5,1	520,8	17,1

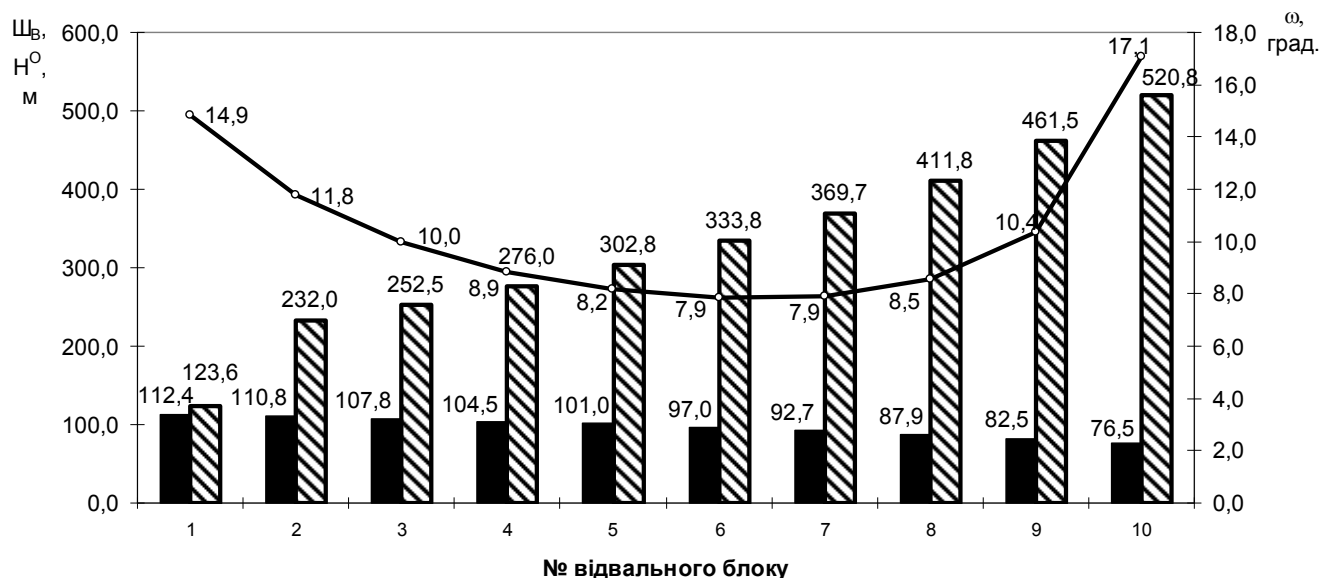


Рисунок 4.6 – Основні параметри об'єднаного відвалу в умовах розрізу Костянтинівський: – ширина відвального блоку по верху, м; – висота відвального блоку, м; – результуючий кут відвального блоку, град.



Згідно виконаним розрахункам визначення параметрів відвалів із об'єднаною поверхнею, з урахуванням засипки просторів між відвалами і різною траншеєю, складена схема розробки Костянтинівського буровугільного розрізу після коригування проекту (рис. 4.7).

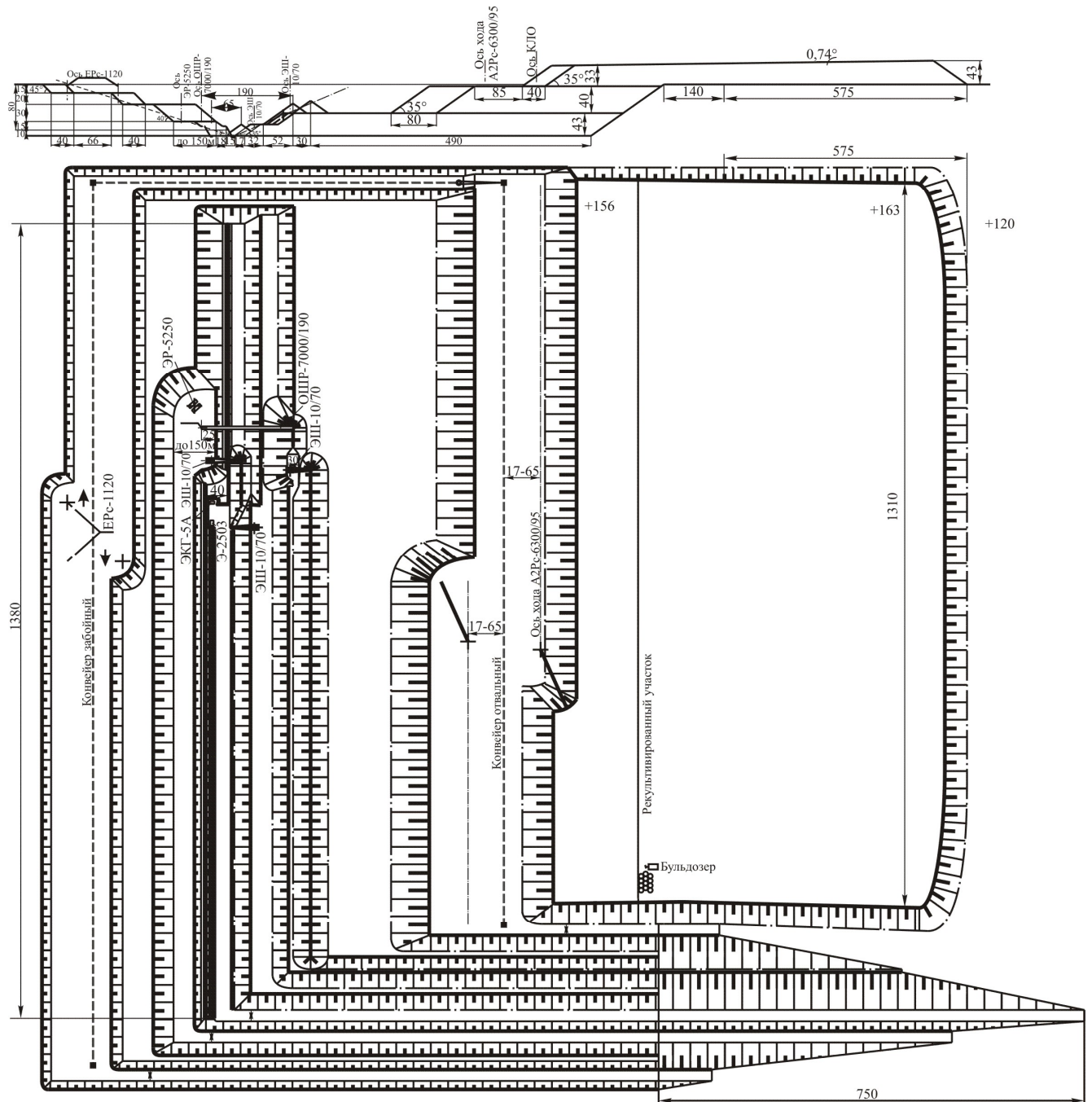


Рисунок 4.7 – Схема розробки Костянтинівського буровугільного розрізу після внесення коригування до проекту розробки

Схема представлена на рис. 4.7 показує, що на територіях між зовнішніми відвалами з порід, що сформувались при будівництві розрізної і капітальної траншей, і розрізною траншеєю вже засипані породами розкриву. Засипка цих просторів (рис. 4.4) здійснюється консольним відвалутворювачем, який на час виконання цих робіт запозичується з третього відвального ярусу. В першу чергу засипається простір між зовнішніми відвалами з порід капітальної і розрізної траншеї, ширина якого складає 50 м. Вона відповідає ширині однієї заходки консольного відвалоутворювача.

Після цього засипається простір між внутрішнім і зовнішнім відвалом від капітальної траншеї (рис. 4.4), його ширина складає 210 м. Консольний відвалоутворювач починає відсипати пород розкриву заходками, паралельними укосу зовнішнього відвала, у напрямі внутрішнього відвала з ухилом поверхні в  $0,74^\circ$ . При посуванні фронту відвальних робіт на 70 м укіс зовнішнього відвала від капітальної траншеї вирівнюється з укосом відвала від розрізної траншеї (рис. 4.4). Це дозволить консольному відвалоутворювачу відсипати породу однією заходкою, при цьому довжина відвального фронту буде практично рівна ширині внутрішнього відвала по лінії його перетину із землею поверхнею. При посуванні фронту відвальних робіт на 140 м зовнішній відвал наблизиться до внутрішнього. Як було визначено раніше, загальний об'єм робіт по заповненню простору між відвалами і розрізної траншеї  $V_{кр}$  складе 11,21 млн  $m^3$ .

Після того, як зовнішня частина відвала із об'єднаною поверхнею буде відсипана, консольний відвалоутворювач переміщається на поверхню внутрішнього відвала, яка вже сформована шириною 300 м, і починає формувати новий відвальний ярус з ухилом поверхні в  $0,74^\circ$ .

У місці об'єднання зовнішнього відвала з внутрішнім висота першого складає 37 м, тоді як висота внутрішнього відвала над рівнем земної поверхні – 16 м. Тобто різниця відміток поверхонь зовнішнього і внутрішнього відвалів складає 21 м. Ця величина відповідає початковій висоті п'ятого відвального ярусу. При посуванні фронту відвальних робіт п'ятого відвального ярусу на 300 м його висота знизиться на 3,6 м (з 21 до 17,4 м) згідно виразу (4.2) за рахунок збі-

льшення ширини заходки. Це дозволить сформувати поверхню з ухилом в  $0,74^\circ$ .

При посуванні фронту відвальних робіт п'ятого відвального ярусу на 300 м консольний відвалоутворювач переміщається на третій відвальний ярус, висота якого збільшується з 27 до 40 м (рис. 4.7) і продовжує відсипати породу верхнім і нижнім відсипанням. Висота четвертого відвального ярусу збільшиться з 27 до 33 м, а роботи по формуванню п'ятого відвального ярусу припиняться. Далі консольний відвалоутворювач працює узгоджено технологічним схемам, розробленим в розділі 3.4, із забезпеченням ухилу поверхні об'єданого відвала в  $0,74^\circ$ .

З використанням створеної методики визначення ефективної технології формування екологічно- і економічно прийнятних техногенних ландшафтів (розділ 3.3) та схем, представлених на рис. 4.4 і 4.7, виконано розрахунок площі, на яку збільшиться територія відновлених земель під сільськогосподарський напрям при внесенні коригувань до проекту розробки Костянтинівського розрізу. Так, тільки на початковому етапі розробки родовища при запропонованому способі формуванні відвалів збільшення площі складе 56,7 га. Це відбудеться завдяки зменшенню площі землі, втраченої для сільськогосподарського використання, на початковому етапі експлуатації кар'єру з 78,7 га до 22 га згідно з запропонованою технологічною схемою формування відвалів.

Загальна площа, на яку збільшаться землі сільськогосподарського призначення при коригуванні проекту розробки Костянтинівського розрізу на момент його доопрацювання згідно методики визначення площі відновлених земель під сільськогосподарський напрям використання складе 78 га, а коефіцієнт рекультивації земель збільшиться на 6 % (з 62 до 68 %), що підтверджує ефективність запропонованої технології.

Отримані результати використані ДП «Інститут «УкрНДІпроект» при коригуванні проекту розробки Костянтинівського буровугільного розрізу (Додаток В) з метою підвищення на ньому ефективності виробництва рекультиваційних робіт сільськогосподарського напрямку. Очікуване зменшення вартості рекультиваційних робіт 1 га землі від впровадження розроблених технологій – до 35 %.

## ВИСНОВКИ

1. Для відпрацювання марганцевих родовищ пропонується сезонний режим роботи видобувних робіт з перервою на зимовий період. Вживання сезонного режиму видобувних робіт на марганцевих кар'єрах України дозволить значно поліпшити техніко-економічні показники роботи кар'єрів і збагачувальних фабрик. За рахунок залучення техногенних родовищ у процес виробництва, тобто при відпрацюванні марганцевих шламосховищ, можливо створити значні зимові запаси збіднених руд.

2. З аналізу виробничих потужностей та економічних результатів діяльності ВАТ "Орджонікідзевський ГЗК" випливає, що можна приймати різний режим роботи кар'єру, управляти таким чином обсягом гірничих робіт і істотно не змінювати собівартості розробки гірських порід. Витрати на розробку розкриття по статтях "Матеріали", "Паливо" слабо пов'язані з обсягами видобутих порід  $R^2 = 0,3$ . Значить, витрати по цих статтях можна знижувати, і це не спричинить зниження обсягів розкривних робіт. Витрати на видобуток руди можна скорочувати по статтях "Фонд оплати праці", "Матеріали" і "Паливо". Важливим для комбінату є зменшення собівартості продукції, що може бути реалізовано за рахунок ефекту масштабу.

3. Встановлено, що завдяки збільшенню обсягів концентрату за рахунок залучення у виробництво марганцеві шлами отримані зі шламосховищ, можливо впливати на зменшення собівартості продукції. Не глядячи на низький вміст марганцю в шламах, собівартість їх видобутку є низькою за рахунок простої технології видобутку, а саме відсутність розкривних робіт. Спрямування зусиль та інвестицій в інновації, на розробку власних продуктів з певними унікальними характеристиками, які потребує ринок, при обмежені ресурсів, може бути застосовано певне удосконалення існуючих відомих продуктів, але із застосуванням власних розробок і застосуванням власної марки – бренду.

4. Розроблено новий спосіб експлуатації родовища, який засновано на розділенні траншеї на дві полутраншеї з поперемінним транспортуванням гірської

маси по одній з них на вищі горизонти та з одночасним засипанням та нарощуванням іншої полутраншеї в бік розвитку фронту гірничих робіт. Ця технологія внаслідок більш швидкої засипки неробочого борта капітальної траншеї передбачає його більший кут нахилу, що дозволяє зменшити втрати корисних копалин під бортом.

5. Для встановлення доцільності реконструкції технологічних схем розкривних та відвальних робіт на діючих кар'єрах, за умови використання наявного гірничо-транспортного устаткування, запропоновані технологічний й економічний коефіцієнти розкриття та визначені їх залежності від способу розкриття рудного пласта, коефіцієнтів переєкспавації відповідно для кожного з розкривних уступів та питомих витрат на їх розробку. В умовах Чкаловського кар'єру №2 запропонована оцінка доцільності реконструкції марганцевих кар'єрів шляхом об'єднання передового та середнього уступів за економічним коефіцієнтом розкриття. Таку реконструкцію слід проводити, якщо собівартість 1 м<sup>3</sup> виїмки порід передового уступу роторним екскаватором у комплексі зі стрічковими конвеєрами та відвалоутворювачем розкривних порід більша як 2,2...2,4 грн. При цьому економічний коефіцієнт розкриття зменшується на 5...15%. Обґрунтована економічна ефективність застосування безтранспортної системи розробки на Богданівській ділянці Запорізького кар'єру, в якій рекомендовано використання драглайнів з робочими розмірами, що забезпечують результуючий кут укосу внутрішнього відвалу відповідно до необхідного запасу їх стійкості, визначеною за запропонованими автором залежностями. В порівнянні з проектною схемою розробки рекомендована схема дозволяє зменшити експлуатаційні витрати при відпрацюванні блоків «Північ» та «Північ-Центр» на 4,06...4,44 млн. грн., а блоків «Центр» та «Південь» – на 72,9 млн. грн.

6. Обґрунтовані рекомендації з вибору режиму гірничих робіт в напрямку раціонального надрокористування в основі яких покладено сезонний режим роботи видобувних робіт з перервою на зимовий період. Запропоновано в цей період відпрацьовувати техногенні родовища марганцевих шламосховищ з метою створення значних зимових запасів збіднених руд. З аналізу економічних ре-

зультатів впливає, що можна приймати різний режим роботи кар'єру, управляти таким чином обсягом гірничих робіт і істотно не змінювати собівартості розробки гірських порід. Встановлено, що можливо впливати на зменшення собівартості продукції за рахунок залучення у розробку техногенних родовищ. Розроблено новий спосіб комплексного освоєння родовища, який засновано на нових технологічних рішеннях, що сприяють створенню більшого куту нахилу, що дозволяє зменшити втрати корисних копалин під бортом. Цей спосіб дозволяє більш повно використовувати мінеральну сировину в межах кар'єрного поля.

7. Управління кондиціями на мінеральну сировину, разом з плануванням гірничих робіт, є одним із способів реалізації раціональної стратегії освоєння родовища с позицій економічно ефективного надрокористування. В аспекті загальної задачі планування гірничих робіт зміна бортового вмісту є засобом зміни області її вирішення.

8. Критерієм вибору ефективної стратегії і доцільного способу її реалізації є можливий прибуток від реалізації концентрату. У зв'язку з цим в роботі встановлена взаємозалежність можливого прибутку і бортового вмісту, на основі якої створені методики вирішення прямої та зворотної задачі управління якістю мінеральної сировини: визначення можливого прибутку при зміні бортового вмісту і визначення бортового вмісту при заданому рівні прибутку.

9. Подальший розвиток динамічної концепції кондицій на мінеральну сировину і бортового вмісту, зокрема, обумовив його диференціацію і введення поняття бортового вмісту для окремих рудопотоків. При цьому, на відміну від традиційного підходу, критерієм для формування рудопотоків повинен бути можливий прибуток в залежності від бортового вмісту, а не такий частковий параметр, як середній вміст заліза в руді. У зв'язку з цим новий аспект набуває використання в технологічних схемах виймання і транспортування гірничої маси складів некондиційної на даний час руди.

10. На розвиток цього наукового напрямку вперше розроблені технологічні схеми селективного складування некондиційної руди, які передбачають

складування на дні кар'єру, на робочому борту або в межах земельного відводу. При цьому розробленими схемами передбачено розділення некондиційних руд на різновиди, які після складування залишаються доступними для відвантаження у будь-який період часу без необхідності попереднього перевантаження інших різновидів або розкритих порід.

11. Технологічними схемами складування некондиційної руди в межах земельного відводу передбачається багатоярусне складування, при якому різновиди некондиційної руди передбачено складувати один над одним. Завдяки такому підходу, не виникне необхідності відвантажувати руду з нижнього ярусу раніше, ніж буде відпрацьований верхній ярус.

12. Методика розрахунків технологічних параметрів дозволяє розраховувати об'ємні, геометричні та технологічні параметри складу за визначеною послідовністю. Цей розрахунок є невід'ємною частиною технологічних схем. Для ув'язки координатно-часових параметрів технологічної схеми запропоновано виконувати планограму на основі об'ємно-якісних показників календарного плану.

13. Практична апробація створеної управління кондиціями мінеральної сировини для характерних гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов залізородних кар'єрів показала її ефективність. При цьому може бути збережено до 15% від розкритих порід в якості некондиційної руди, яка після зменшення кондицій на руду може бути перероблена в залізородний концентрат.

14. Аналіз науково-дослідних робіт дозволив встановити, що відомі мало-відходну та еколого безпечні технологічні рішення не дозволяють вирішити задачу збільшення площі рекультивації земель під сільськогосподарський напрям використання без додаткових об'ємів робіт з переєкскавації відвальних порід і зосереджені або на якомусь окремо взятому етапі розробки родовища, або взагалі після відпрацювання покладів родовища.

15. Створено методику визначення ефективної технології з формування екологічно- і економічно прийнятних ландшафтів на прикладі запропонованого способу формування відвалів, яка дозволяє встановити площі відновлення зе-

мель під сільськогосподарське використання і коефіцієнт рекультивації шляхом врахування різниці площ порушених гірничими роботами після відновлення при традиційній і запропонованій технології.

16. Встановлено, що існуючі способи відновлення земель полягають в переміщенні порід зовнішніх відвалів у залишковий вироблений простір кар'єру. Їх основними недоліками є занадто високі витрати і негативний вплив на навколишнє середовище, оскільки поверхня зовнішніх відвалів не рекультивується впродовж всієї розробки родовища. Це обумовлює необхідність розробки нових технологічних рішень, які б застосовувались безпосередньо під час розробки родовища протягом всього терміну експлуатації кар'єру.

17. Під час розробки методичних положень з формування об'єднаних відвалів встановлено, що формування відвалів із об'єднаною поверхнею при розробці буровугільних родовищ з характерними горно-геологічними і технологічними параметрами визначається: розташуванням зовнішнього відвала, сформованого з порід капітальної і розрізної траншей паралельно розрізній траншеї; висотою цього відвала, яка не повинна перевищувати 50 м (згідно вимогам сільськогосподарського напрямку рекультивації).

18. Розроблено технологічну схему відсипки відвалів з об'єднаною поверхнею, що передбачає зміну поточної висоти третього і четвертого відвальних ярусів і дозволяє зменшувати площу, зайняту їх укосами, без залучення додаткового виймально-навантажувального устаткування, а також дозволяє скоротити об'єми робіт з гірничотехнічної рекультивації після відпрацювання кар'єру.

19. Використання розробленої маловідходної та еколого безпечної технологічної схеми формування відвалів з об'єднаною поверхнею для корегування робочого проекту Костянтинівського розрізу дозволить збільшити площу рекультивованих земель сільськогосподарського напрямку використання на 78 га за рахунок зменшення площі, зайнятої укосами відвалів і траншей. Також для умов розробки цього родовища очікуване зменшення вартості рекультиваційних робіт 1 га землі від впровадження розроблених технологій може скласти до 35 %.



## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых / М.Г. Новожилов, В.С. Хохряков, Г.Д. Пчелкин, В.С. Эскин.- Ч.2.- М.: Недра, 1971. - 552 с.
2. Хохряков В.С., Церенщиков П.Т. Поэтапное развитие горных работ на карьерах / В.С. Хохряков, П.Т. Церенщиков. - М.: Цветметинформация, 1968.- 54 с.
3. Фадеев Б.В., Федоров Е.А. Влияние режима работы карьеров на эффективность использования горнотранспортного оборудования. – Нерудн. строит. матер. Научн.-техн. сообщ. – 1964. - №13. – С. 10-14.
4. Бичок В.Д., Сіроштан Т.Л. Сучасний стан світового та українського ринку марганцю // Мінеральні ресурси України, 2005. - №1. - С. 15-18.
5. Марганцевые руды Украины / Е.Ф. Шнюков, Е.А. Кулиш, Г.Н. Орловский и др. // Геологический журнал, 1992. - №5. - С. 76-84.
6. Воробьев Н.К., Тищенко Н.И., Шорникова А.С. // Обогащение марганцевых руд. - Кривой Рог: ОАО НИПИ «Механобрчермет», 2009. - С. 4-5.
7. Четверик М.С. Технологии и технологические схемы разработки действующих техногенных месторождений / М.С. Четверик, Е.А. Бубнова, А.П. Семенов // Геотехническая механика: межвед. сб. науч. трудов / Ин-т геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины. – Днепропетровск, 2009. – Вып. 82. – 264 с.
8. Теория и практика открытой разработки горизонтальных месторождений / М.Г. Новожилов, В.С. Эскин, Г.Я. Корсунский. - М.: Недра, 1978. - 328 с.
9. Панченко В.В., Горпинич О.В., Стражко Є.О. Аналіз методологій техніко-економічного обґрунтування кондицій на залізну руду // Матеріали міжнародної конференції “ФОРУМ ГІРНИКІВ - 2009”. Відкриті гірничі роботи. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2009. – С. 47-53.
10. И.Л. Гуменик, В.В. Панченко. Развитие теории проектирования открытых горных работ // Горный журнал. – 2009. - №5. – С. 35 – 39.

11. А.Н. Морев. Возможности повышения и жизнеспособности горных предприятий за счет маневрирования качеством добываемого сырья // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2001. - №5. – С. 192 – 196.

12. Зверевич В.В., Перов В.А. Основы обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 1971. – 216 с.

13. Пивень В.А., Младецкий И.К., Панченко В.В. Теоретическое обоснование зависимости среднего значения качества железорудного концентрата от среднего содержания железа в исходной руде // Вісник Криворізького технічного університету, 2009. – Випуск 23. – С.62-67.

14. Кузнецов Б.А. Транспорт на горных предприятиях. / Б.А. Кузнецов, А.А. Ренгевич, В.Г. Шорин и др. // Москва: “Недра”, 1969. – 656 С.

15. Подтуркин Ю.А., Коткин В.А. Динамические кондиции как инструмент достижения баланса интересов государства и недропользователя при разработке месторождений // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2007. - №4.

16. Рахимов В.Р., Чунихин С.Г. Динамический подход к технико-экономической оценке комплексных рудных месторождений // Горный журнал. – 2009. - №10. – С. 50-51.

17. Спиридонова Е.Л. Экономические подходы к обоснованию кондиций месторождений твердых полезных ископаемых // Горный журнал. – 2011. - №7. – С. 17-19.

18. Hustrulid W. Kuchta M. Open Pit Mine Planning & Design. – Rotterdam: A.A. Balkema, 1995.

19. Національна доповідь про стан навколишнього природного середовища в Україні / М-во охорони навколишнього природного середовища України. – К., 2006. – 547 с.

20. Gumenik I. Degree and stage estimation of the renewal territory after open mining work / I. Gumenik, A. Panasenko, A. Maevskiy, O. Lozhnikov // Науковий вісник Національного гірничого університету. – Д., 2008. – №6. – Р. 77-80.

21. Горлов В.Д. Рекультивация земель на карьерах. - М.: Недра, 1981. –

260 с.

22. Авторське свідоцтво СРСР №1592491, кл. С41/00, 1990.

23. Барсуков М.И. Исследования технологии строительства карьеров техникой непрерывного действия на месторождениях с мягкими покрывающими породами: Автореф. дис. канд. техн. наук. – М., 1965. – 20 с.

24. А.с. 953209 СССР, МКЗ Е 21 С 41/00. Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых / М.И. Барсуков, В.П. Шпортько. – Оpubл. в Б.И., 1982. – № 31.

25. Барсуков В.И., Барсуков И.М. Охрана земель, при открытой разработке месторождений. – К.: Техника. – 1987г. – 150 с.

26. Горлов В. Д. Основы охраны природы при горных разработках / Учебное пособие // Новочеркасск: Новочеркасский политехнический ин-т, 1977. – 81 с.

27. Развитие теории взаимодействия геотехнической системы «Карьер» с природной средой и разработка методологических основ ликвидации негативных последствий открытых горных работ с учетом стабильного развития горнопромышленных регионов Украины: Отчет о НИР (заключительный)/ НГАУ; Руководитель Гуменик И.Л. - №ГР 0100U001799. - Днепропетровск, 2002. – 228 с.

28. Науково-методичні рекомендації щодо поліпшення екологічного стану земель, порушених гірничими роботами (створення техногенних ландшафтних заказників, екологічних коридорів, відновлення екосистем)/ А.Г. Шапар, О.О. Скрипник, П.І. Копач, та ін. За ред. А.Г. Шапара – Дніпропетровськ: Моноліт, 2007. – 270 с.

29. Дриженко А.Ю. Восстановление земель при горных разработках. – М.: Недра, 1985. – 240 с.

30. Die Wismut GmbH. – Режим доступа: [www.wismut.de](http://www.wismut.de). – 10.03.11 г. – Заголовок с экрана.

31. Mining for the Future / References to Main Report and Appendices A-C, H-J. – England. – April 2002. - No. 68d. p. 20.

32. Дослідження та розробка технологій ефективного та екологічного освоєння природних ресурсів при відкритій розробці родовищ: Звіт про НИР (проміжний)/ ДВНЗ «НГУ»; Керівник Гуменик І.Л. - №ДР 0111U002818. – Дніпропетровськ, 2011. – 132 с.

33. Розробка методичних положень інвентаризації покинутих і нерентабельних кар'єрів і встановлення пріоритетів поновлення техногенних ландшафтів на території придніпровського регіону. Звіт по НДР (за 1-й етап)/НГУ; Керівник Гуменик І.Л. - №ДР 0107U006173. - Дніпропетровськ, 2007. – 76 с.

34. ГОСТ 17.5.1.02-85. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации. – Введ. 1986-01-01. – М.: Изд-во стандартов, 1985. – 8 с.

35. Технический проект на рекультивацию земель нарушенных горными работами Бандуровского разреза. – Киев.: «УкрНИИпроект». – 1968. – 141 с.

36. Гуменик І.Л. Обґрунтування інженерних методів реабілітації територій порушених відкритими гірничими роботами при розробці горизонтальних родовищ / І.Л. Гуменик, А.І. Панасенко, О.В. Ложніков // Металургійна і гірничорудна промисловість. – 2008. – № 5 (250). – С. 121 – 124.

37. Новожилов М.Г., Эскин В.С., Корсунский Г.Я. Теория и практика открытой разработки горизонтальных месторождений. М.: Недра.–1978.– 328 с.

38. Техника и технология рекультивации на открытых разработках / А.К. Полищук, А.М. Михайлов, И.И. Заудальский и др.–М.: Недра, 1977.–214 с.

39. Сватковский Л.В., Дороненко Е.П., Шевчук В.Г. Некоторые направления совершенствования механизации рекультивационных работ. – Труды. / ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 61, С. 20-21.

40. ГОСТ 17.4.3.02-85. Охрана природы. Почвы. Требования к охране плодородного слоя почвы при производстве земляных работ. – Введ. 1987-01-01. – М.: Изд-во стандартов, 1986. – 2 с.

## Додаток А

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛУ № 14  
засідання кафедри відкритих гірничих робіт*м. Дніпропетровськ**«12» грудня 2012 р.*

ПРИСУТНІ: зав. кафедри ВГР, проф. Гуменик І.Л., проф. Пчолкін Г.Д., проф. Дриженко А.Ю., проф. Панченко В.В., проф. Корсунський Г.Я., доц. Лягутко А.С., доц. Маєвський А.М., доц. Несвітайло М.В., ас. Загубинога В.В., ас. Семеній П.В., ас. Ложніков О.В., ас. Стрілець О.П., ст. лаб. Ю.П. Іващенко.

СЛУХАЛИ: інформацію д.т.н., проф. Гуменика І.Л., наукового керівника теми ГП-448 “Дослідження та розробка технологій ефективного та екологічного освоєння природних ресурсів при відкритій розробці родовищ” про результати виконання роботи.

У ході обговорення звіту були поставлені запитання, на які керівник теми дав повні та ґрунтовні відповіді.

ВИСТУПИЛИ: проф. Пчолкін Г.Д., проф. Дриженко А.Ю. та доц. Лягутко А.С., які відмітили, що в результаті виконаних досліджень отримані нові науково-практичні результати.

## УХВАЛИЛИ:

1. Робота виконана у повному обсязі відповідно календарному плану і ТЗ.
2. Науковий рівень одержаних результатів перевищує сучасний рівень досліджень в гірництві.
3. Заключний звіт схвалити та рекомендувати до затвердження.

Голова засідання,  
завідувач кафедри ВГР, професор

І.Л. Гуменик

Секретар

Ю.П. Іващенко

## Додаток Б

## ВИТЯГ З ПРОТОКОЛУ № 16

засідання секції Науково-технічної ради  
за науковим напрямом «Захист довкілля»  
Державного ВНЗ «НГУ»

м. Дніпропетровськ

14 грудня 2012 р.

**ПОРЯДОК ДЕННИЙ:** розгляд звітів за результатами виконання науково-дослідних робіт у 2012 р. та заключних звітів НДР, що виконувались у 2011-2012 рр. в Національному гірничому університеті за рахунок видатків загально-го фонду державного бюджету України.

**ПРИСУТНІ:** голова секції, зав. кафедри відкритих гірничих робіт, д.т.н., проф. Гуменик І.Л., заступник голови секції, зав. кафедри екології д.б.н., проф. Горова А.І., вчений секретар секції, с.н.с. Центру з проблем підривних робіт НДЧ Стрілець О.П., члени секції: д.т.н., проф. кафедри екології Долгова Т.І., проф. кафедри ВГР Панченко В.В.

**СЛУХАЛИ:**

1 Повідомлення відповідального виконавця НДР ГП-448 проф. Панченка В.В. про результати виконання роботи «Дослідження та розробка технологій ефективного та екологічного освоєння природних ресурсів при відкритій розробці родовищ».

Доповідач відзначив, що робота виконана в повному обсязі, відповідно з технічним завданням. За результатами роботи опубліковано 14 наукових статей, до виконання роботи було залучено 3 студента старших курсів, з використанням матеріалів роботи захищена 1 кандидатська дисертація.

**ВИСТУПИЛИ:** д.т.н., проф. кафедри екології Долгова Т.І., с.н.с. Центру з проблем підривних робіт НДЧ Стрілець О.П.

Виступаючі позитивно оцінили результати виконаної НДР ГП-448 та вказали на достатній рівень отриманих результатів. Відзначили, що в роботі досягнута поставлена мета, отримані результати відповідають вимогам технічного завдання і календарного плану, рекомендували затвердити заключний звіт НДР.

**УХВАЛИЛИ:**

1 Розглянута НДР ГП-448 виконана в повному обсязі, на достатньому на-

уковому рівні, відповідно до ТЗ на НДР.

2 Науково-технічний рівень розробок НДР ГП-448 відповідає сучасному рівню науки і техніки.

3 Заключний звіт по НДР ГП-448 схвалити і затвердити.

Голова секції Науково-технічної ради  
за науковим напрямом “Захист довкілля”,  
д.т.н., професор

І.Л. Гуменик

Вчений секретар

О.П.Стрілець

## Додаток В

“ЗАТВЕРДЖУЮ”

Директор Державного підприємства

“Інститут “УкрНДІпроект””,

Голова вченої ради

В.В. Радченко

2012 р.



## ПРОТОКОЛ № 4

засідання вченої ради

Державного підприємства “Інститут “УкрНДІпроект””

Київ

6 грудня 2012 року

Брали участь: 12 членів вченої ради;

Запрошені:

від УкрНДІпроекту:

Л.Ю. Литвиненко, Г.А. Можаровська, Є.В. Чепіга;

від Державного вищого навчального закладу “Національний гірничий університет”:

зав. кафедри відкритих гірничих робіт, док. техн. наук, проф. І.Л. Гуменик,  
науковий співробітник, канд. техн. наук О.В. Ложніков

Всього 17 чол.

## ПОРЯДОК ДЕННИЙ

1. Розгляд результатів держбюджетної науково-дослідної роботи “Дослідження та розробка технологій ефективного та екологічного освоєння природних ресурсів при відкритій розробці родовищ”, виконаної в Державному вищому навчальному закладі “Національний гірничий університет”

*Доповідач* – науковий керівник роботи, завідувач кафедри відкритих гірничих робіт, док. техн. наук, проф. І.Л. Гуменик

**СЛУХАЛИ:** доповідь щодо результатів держбюджетної науково-дослідної роботи “Дослідження та розробка технологій ефективного та екологічного освоєння природних ресурсів при відкритій розробці родовищ”, виконаної в Державному вищому навчальному закладі “Національний гірничий університет”.



Доповідачу задано 5 питань. На всі питання отримано вичерпні відповіді.

В обговоренні взяли участь В. Вовк, Е. Крилов, М. Толстой, В. Куліш, В. Радченко. За результатами обговорення

**УХВАЛИЛИ:**

1) схвалити наступні результати держбюджетної науково-дослідної роботи “Дослідження та розробка технологій ефективного та екологічного освоєння природних ресурсів при відкритій розробці родовищ”:

- методика визначення основних параметрів відвалів з об’єднаною поверхнею при відкритій розробці буровугільних родовищ;

- технологія відвалоутворення при формування зовнішнього та внутрішнього відвалів з об’єднаною поверхнею.

Відзначити, що використання зазначених технологічних рішень при коригуванні технічного проекту розробки Костянтинівського буровугільного розрізу дозволить за рахунок зменшення на 35...40% площі укосів відвалів збільшити на 10...15%, площу земель, що рекультивується під сільськогосподарське призначення, та зменшити обсяг планувальних робіт при рекультивації на 30%, а вартість рекультиваційних робіт 1 га земель – до 35 %.

2) відзначити актуальність роботи та високий рівень науково-практичних розробок;

3) рекомендувати вказані методики до впровадження у роботу проектних організацій та виробництво провідних гірничих підприємств України.

Учений секретар  
пров. наук. співр.,  
канд. техн. наук



*М. Толстой*

## Додаток Д

## РЕЦЕНЗІЯ

на виконану науково-дослідну роботу ГП-448  
“Дослідження та розробка технологій ефективного та екологічного освоєння природних ресурсів при відкритій розробці родовищ”

Виконана науково-дослідна робота вирішує актуальну наукову задачу з розвитку наукових засад створення сталої екосистеми в гірничопромислових регіонах з урахуванням якісних та кількісних показників і технологічних параметрів експлуатації, консервації і ліквідації кар’єрів, які визначені на основі системного аналізу.

В результаті виконання даної роботи встановлені залежності економічних і технологічних показників відкритих гірничих робіт від параметрів кондицій на мінеральну сировину, на базі цих залежностей створена відповідна методологія обґрунтування раціональних кондицій на стадії експлуатації. Розроблені наукові концепції створення маловідходних і екологічно безпечних технологій відкритої розробки родовищ, обґрунтовані методичні принципи обґрунтування режиму гірничих робіт з урахуванням якості марганцевої сировини шляхом комплексного освоєння марганцеворудних родовищ.

Практична значимість роботи полягає в розроблених методиках і практичних рекомендаціях з встановлення раціональних кондицій на мінеральну сировину та з вибору раціональної маловідходної і екологічно безпечної технологічної схеми розробки полого спадних родовищ.

В цілому робота виконана на високому методологічному рівні, в повному обсязі, у відповідності з технічним завданням на виконання роботи і календарним планом, що дозволяє рекомендувати звіт до затвердження.

Професор кафедри прикладної економіки,  
доктор технічних наук

Л.М. Солодовник