

УДК 622.271.3.001.57

№ держреєстрації 0108U000554

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: HomenkoO@nmu.org.ua

ЗАТВЕРДЖУЮ

Проректор з наукової роботи,  
д-р техн. наук, проф.

О.С. Бешта

“ \_\_\_ ” \_\_\_\_\_ 2010 р.

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

**РОЗВИТОК НАУКОВИХ ЗАСАД РАЦІОНАЛЬНОГО НАДРОКОРИСТУВАННЯ  
ТА СТВОРЕННЯ ЕКОЛОГІЧНО ПРИЙНЯТНИХ ЛАНДШАФТІВ ПРИ  
ВІДКРИТІЙ РОЗРОБЦІ РОДОВИЩ**

(заключний)  
ГП-411

Начальник НДЧ,  
канд. техн. наук, доц.

О.Є. Хоменко

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

І.Л. Гуменик

2010

Рукопис закінчено 12 грудня 2010 р.

Результати роботи розглянуто науково-технічною радою,  
протокол № 11 від 14.12.2010 р.

## 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 (вступ, розд. 2, 4.2, висновки)
Відповідальний виконавець, провідний науковий співробітник, канд. техн. наук	В.В. Панченко (вступ, розд. 1, 4.1, висновки)
Відповідальний виконавець, провідний науковий співробітник, д-р техн. наук	В.І. Прокопенко (вступ, розд. 3, 4.3)
Старший науковий співробітник, канд. техн. наук	В.М. Богданов (підрозд. 1.1)
Старший науковий співробітник, канд. техн. наук	А.Л. Лозовий (підрозд. 1.1, 1.2)
Старший науковий співробітник, канд. техн. наук	А.М. Маєвський (підрозд. 2.2, 2.3)
Старший науковий співробітник, докт. геол.-мінер. наук	М.В. Рузина (підрозд. 1.2)
Науковий співробітник	В.В. Ковальов (підрозд. 1.4)
Науковий співробітник	В.В. Літучий (підрозд. 2.2)
Науковий співробітник	О.В. Ложніков (підрозд. 2.2-2.4, 4.2)
Науковий співробітник	О.С. Міщенко (підрозд. 2.1)
Науковий співробітник	Д.В. Хіхлов (підрозд. 1.5)
Молодший науковий співробітник	В.В. Загубинога (підрозд. 1.4)
Молодший науковий співробітник	С.В. Касьянов (підрозд. 2.3)

Молодший науковий співробітник	І.Ю. Кобеляцький (підрозд. 1.1)
Молодший науковий співробітник	Ю.І. Літвінов (підрозд. 3.2)
Молодший науковий співробітник	Т.М. Мормуль (підрозд. 3.1)
Молодший науковий співробітник	П.В. Семеній (підрозд. 2.3)
Молодший науковий співробітник	Є.О. Стражко (підрозд. 1.6)
Молодший науковий співробітник	Е.В. Терехов (підрозд. 3.3)
Молодший науковий співробітник	О.С. Ткач (підрозд. 2.3)
Технік I категорії	Н.М. Мартиненко (оформлення розд. 2)

## РЕФЕРАТ

Звіт про НДР: 222 с., 21 табл., 53 рис., 96 джерел, 3 додатки.

Об'єктом досліджень є процеси раціонального надрокористування, створення екологічно прийнятних ландшафтів і відтворення земельних ресурсів при відкритій розробці родовищ.

Предметом досліджень є управління кондиціями на мінеральну сировину, вибір раціонального напрямку формування екологічно- і соціально-економічно прийнятних техногенних ландшафтів та обґрунтування режимів гірничотехнічної рекультивації порушених земель.

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 визначення раціональних кондицій на мінеральну сировину, вибору раціонального напрямку формування екологічно- та соціально-економічно прийнятних техногенних ландшафтів, методики і технологічні рішення з управління режимом гірничотехнічної рекультивації порушених земель.

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

РАЦІОНАЛЬНІ КОНДИЦІЇ, БОРТОВИЙ ВМІСТ, ВІДВАЛИ РОЗКРИВНИХ ПОРІД, ЕКОЛОГІЧНО ПРИЙНЯТНІ ЛАНДШАФТИ, ЕКОЛОГООРІЄНТОВАНИЙ РОЗВИТОК.

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	11
РОЗДІЛ 1 РОЗВИТОК НАУКОВИХ ЗАСАД РАЦІОНАЛЬНОГО НАДРОКОРИСТУВАННЯ ШЛЯХОМ СТВОРЕННЯ МЕТОДОЛОГІЇ ВИЗНАЧЕННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ ЗНАЧЕНЬ ПОТОЧНИХ КОНДИЦІЙ НА МІНЕРАЛЬНУ СИРОВИНУ .....	15
1.1 Аналіз традиційної методології обґрунтування кондицій на мінеральну сировину .....	15
1.1.1 Аналіз інтерпретацій категорії кондицій .....	15
1.1.2 Склад основних показників кондицій .....	17
1.1.3 Основні положення традиційних методологій обґрунтування кондицій мінеральної сировини .....	18
1.2 Встановлення залежностей економічних та технологічних показників роботи гірничо-збагачувального комбінату при зміні бортового вмісту корисного компонента в мінеральній сировині .....	26
1.2.1 Вихідні положення .....	26
1.2.2 Встановлення залежностей економічних та технологічних параметрів відкритих гірничих робіт від бортового вмісту заліза в руді при його зменшенні .....	28
1.2.2.1 Встановлення залежності можливого прибутку від реалізації концентрату від бортового вмісту заліза в руді .....	28
1.2.2.2 Визначення середнього значення якості руди в результаті зменшення бортового вмісту .....	31
1.2.2.3 Дослідження коефіцієнта розкриття при збільшенні бортового вмісту заліза в руді .....	33
1.2.3 Встановлення залежностей економічних та технологічних параметрів відкритих гірничих робіт від бортового вмісту заліза в руді при його підвищенні .....	34
1.2.3.1 Встановлення залежності можливого прибутку від реалізації	

концентрату від бортового вмісту заліза в руді .....	34
1.2.3.2 Встановлення залежності середнього вмісту заліза в руді від бортового вмісту .....	37
1.2.3.3 Дослідження коефіцієнта розкриття при збільшенні бортового вмісту заліза в руді .....	39
1.2.4 Дослідження залежності ширини робочої площадки від бортового вмісту заліза в руді .....	40
1.2.5 Дослідження залежності швидкості переміщення й швидкості поглиблення гірничих робіт від бортового вмісту заліза в руді .....	42
1.3 Розробка методів визначення зміни прибутку від реалізації концентрату після зміни бортового вмісту заліза в руді .....	44
1.3.1 Основні положення врахування динаміки внутрішніх та зовнішніх чинників впливу при зміні поточних кондицій на мінеральну сировину .....	44
1.3.2 Врахування динаміки внутрішніх та зовнішніх чинників впливу при підрахунку зміни прибутку від реалізації концентрату .....	46
1.3.3 Розробка алгоритму врахування зовнішніх та внутрішніх чинників впливу при обґрунтуванні доцільності зміни поточних кондицій на мінеральну сировину .....	47
1.3.4 Розробка методу обчислення можливої зміни прибутку від реалізації концентрату з урахуванням внутрішніх та зовнішніх чинників впливу після зміни бортового вмісту заліза в руді .....	49
1.4 Розробка графоаналітичних моделей і методів їх побудови для визначення технологічних та економічних показників відкритої розробки .....	51
1.4.1 Побудова графоаналітичних моделей визначення техніко-економічних показників відкритої розробки .....	51
1.4.2 Метод побудови та застосування графоаналітичної моделі визначення можливих техніко-економічних показників роботи гірничо-збагачувального комбінату .....	52
1.5 Позичування зміни кондицій на мінеральну сировину як способу реалізації стратегії освоєння родовища .....	61

1.5.1 Основні положення визначення економічної ефективності зміни бортового вмісту заліза в руді при зміні планової якості концентрату .....	61
1.5.2 Запропоновані способи реалізації стратегій освоєння родовища з використанням зміни бортового вмісту заліза в руді .....	63
1.6 Розробка та апробація методики визначення раціональних значень кондицій на мінеральну сировину на основі внутрішніх та зовнішніх чинників впливу .....	65
1.6.1 Розробка методики визначення раціональних значень кондицій на мінеральну сировину з урахуванням динаміки внутрішніх та зовнішніх чинників впливу .....	65
1.6.2 Апробація створеної методики .....	71
1.6.2.1 Визначення вихідних даних та опис проблемної ситуації .....	71
1.6.2.2 Розрахунок зміни прибутку при зміні ціни на концентрат та його оцінка .....	72
1.6.2.3 Зміна стратегії освоєння родовища та прогнозування внутрішніх та зовнішніх чинників впливу на 3 роки .....	72
1.6.2.4 Створення списку можливих способів реалізації родовища .....	73
1.6.2.5 Розрахунок можливої зміни прибутку для способу №1 та його оцінка .	75
1.6.2.6 Визначення технологічних показників відкритих гірничих робіт після зменшення бортового вмісту .....	77
<b>РОЗДІЛ 2 РОЗРОБКА МЕТОДИКИ ВИБОРУ РАЦІОНАЛЬНОГО НАПРЯМКУ ФОРМУВАННЯ ЕКОЛОГІЧНО- ТА СОЦІАЛЬНО-ЕКОНОМІЧНО ПРИЙНЯТНИХ ТЕХНОГЕННИХ ЛАНДШАФТІВ .....</b>	<b>79</b>
2.1 Аналіз та узагальнення відомих методологічних підходів до реабілітації техногенних ландшафтів гірничопромислових регіонів .....	79
2.2 Розробка наукової концепції створення екологічно та соціально-економічно прийнятних техногенних ландшафтів .....	86
2.3 Обґрунтування методичних принципів визначення параметрів елементів рельєфу техногенних ландшафтів .....	93
2.3.1 Загальні положення .....	93

2.3.2	Визначення параметрів елементів рельєфу рівнинного, висотного і котловинного типів техногенного ландшафту .....	94
2.3.3	Розробка методичних принципів встановлення параметрів елементів рельєфу комбінованих типів техногенного ландшафту .....	98
2.3.4	Методичні принципи визначення параметрів залишкових вироблених просторів кар'єру .....	102
2.4	Методика вибору раціонального напрямку формування екологічно- та соціально-економічно прийняттого техногенного ландшафту при відкритій розробці пологих родовищ .....	105
<b>РОЗДІЛ 3 РОЗРОБКА ТЕОРЕТИЧНИХ ЗАСАД І РІШЕНЬ З ЕКОЛОГООРІЄНТОВАНОГО РОЗВИТКУ ТЕХНОЛОГІЇ РЕКУЛЬТИВАЦІЇ ПОРУШЕНИХ КАР'ЄРАМИ ЗЕМЕЛЬ .....</b>		<b>112</b>
3.1	Еколого-орієнтований розвиток технології відкритої розробки родовищ корисних копалин у напрямку відтворення техногенних ландшафтів .....	112
3.1.1	Розробка та дослідження технологічних схем доопрацювання кар'єрів з найменшими втратами земельних ресурсів .....	112
3.1.2	Обґрунтування критеріїв оцінки режиму відновлення земель при відкритій розробці родовища .....	121
3.2	Теоретичне обґрунтування і створення методологій вибору екологоорієнтованих технологій формування техногенних ландшафтів і їх відтворення при розробці пологоспадних родовищ .....	126
3.2.1	Визначення методологічних основ управління режимом гірничотехнічної рекультивації порушених земель у напрямку створення відновлених ґрунтів заданих показників родючості .....	126
3.2.2	Обґрунтування методології вибору та встановлення доцільних комплексів устаткування й технології гірничотехнічної рекультивації у взаємозв'язку із якістю і собівартістю відновлення земельних ресурсів .....	139
3.3	Розробка методики і технологічних рішень з управління режимом гірничотехнічної рекультивації порушених земель у напрямку створення відновлених ґрунтів заданих показників родючості .....	152



3.3.1 Наукові аспекти землесбереження в технологічних рішеннях гірничотехнічній рекультивації .....	152
3.3.2 Науково-практичні засади підвищення якості гірничотехнічної рекультивації на кар'єрах .....	157
3.3.3 Методологічні аспекти відтворення земельних ресурсів, використаних марганцевими кар'єрами .....	164
<b>РОЗДІЛ 4 РОЗРОБКА РЕКОМЕНДАЦІЙ ЩОДО ВПРОВАДЖЕННЯ СТОВРЕНИХ МЕТОДИК І ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ В ПРАКТИКУ ПРОЕКТУВАННЯ І ПЛАНУВАННЯ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ ПОЛОГО- ТА КРУТОСПАДНИХ РОДОВИЩ .....</b>	
<b>167</b>	
4.1 Рекомендації щодо впровадження створеної методики визначення раціональних поточних кондицій на мінеральну сировину в практику проектування і планування відкритої розробки крутоспадних родовищ .....	167
4.1.1 Загальні положення .....	167
4.1.2 Визначення термінів .....	167
4.1.3 Використання змінних кондицій як способу реалізації стратегій освоєння родовища .....	168
4.1.4 Формування вихідних даних .....	169
4.1.5 Розрахунок зміни прибутку на мінеральну сировину .....	171
4.1.6 Обґрунтування економічної доцільності зміни кондицій на мінеральну сировину.....	173
4.1.7 Визначення технологічних показників відкритих гірничих робіт, що залежать від бортового вмісту заліза в руді .....	173
4.2 Розробка рекомендацій щодо використання технологічних рішень з формування екологічно та економічно прийнятних ландшафтів .....	175
4.2.1 Рекомендації по втіленню технологічних рішень при формуванні висотно-котловинного техногенного ландшафту з об'єднаною поверхнею зовнішнього і внутрішнього відвалів .....	175
4.2.2 Розробка рекомендацій щодо використання технологічних рішень з формування екологічно та економічно прийнятних ландшафтів на прикладі	

території Верхньодніпровського гірничопромислового регіону .....	183
4.3 Розробка рекомендацій щодо впровадження створених методик і технологічних рішень з управління режимом гірничотехнічної рекультивації порушених земель у напрямку створення відновлених ґрунтів заданих показників родючості .....	193
ВИСНОВКИ .....	208
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ .....	213
Додаток А Витяг з протоколу засідання кафедри відкритих гірничих робіт.....	223
Додаток Б Витяг з протоколу засідання секції науково-технічної ради за науковим напрямом “Захист довкілля” ДВНЗ “НГУ” .....	224
Додаток В Рецензія.....	226

## ВСТУП

Даний звіт про науково-дослідну роботу «Розвиток наукових засад раціонального надрокористування та створення екологічно прийнятних ландшафтів при розробці родовищ» є заключним науково-технічним документом і містить результати досліджень за 2008 – 2010 роки.

Підстави для виконання роботи.

- укази Президента України, постанови Кабінету Міністрів України, якими визначені завдання, безпосередньо пов'язані з тематикою науково-дослідної роботи. А саме:

а) гірничий Закон України від 6.10.1999 р. № 1127-XIV;

б) постанова Кабінету Міністрів України від 31 серпня 1999 р. №1606 «Про Концепцію поліпшення екологічного положення гірничопромислових регіонів України»;

- наказ Міністерства освіти й науки України №633 від 05.11.2002р.

- наказ по НГУ №246 від 29.12.2002 р.

Початок роботи - 02.01.2008 р., закінчення - 31.12.2010 р.

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

Згідно з Постановою Кабінету Міністрів України від 31 серпня 1999 р. № 1606 «Про Концепцію поліпшення екологічного стану гірничодобувних регіонів України» почалася розробка програмних документів і нормативно-правового забезпечення завдань по екологічній реабілітації територій, серед них і проекту Закону України «Про екологічну реабілітацію територій». Відмічені заходи проводяться в умовах гострого браку коштів, тому особливого значення набуває наукове обґрунтування і визначення найбільш пріоритетних по еколого-економічним і ін. критеріям природоохоронних заходів.

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, загостренням природоохоронних проблем в гірни-

чодобувних регіонах України, визначають актуальність досліджень щодо обґрунтування та розвитку наукових засад створення екологічно прийнятних техногенних ландшафтів при відкритій розробці родовищ. Ефективність та якість формування техногенних ландшафтів, особливо зональних та інтразональних, на вітчизняних кар'єрах суттєво нижчі за аналогічні зарубіжні. Зокрема, протягом останніх 40 років тільки марганцевими гірничо-збагачувальними комбінатами України рекультивовано понад 10 тис. га земель, з них для сільськогосподарського виробництва лише 50-60%.

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 гірничо-збагачувального виробництва зовнішніх змінних чинників (економічних, екологічних та соціально-правових). Відсутність методологій, що враховують цей вплив, призводить до неповної визначеності промислових запасів родовищ, надмірних витрат 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.

Розроблені сучасні методики на базі створених моделей і методів визначення раціонального значення параметрів кондицій на мінеральну сировину з урахуванням динамічних чинників впливу дають змогу обґрунтування раціональних значень кондицій на стадії експлуатації, які б відповідали умовам ринкової економіки, призвели до оптимізації 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 урахувала особливості процесу формування техногенного рельєфу при розробці пологопадаючих 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.

Відведені під розробку родовища землі гірничовидобувне підприємство частіше використовує нерационально. По-перше, за проектом площі земельного і гірничого відводів найчастіше завищені. По-друге, відсутнє екологічне мислення, незрозуміння неминучості переходу до технологій розробки родовища, що зберігають землі. По-третє, низька якість рекультиваційних робіт суперечить високим вимогам сільськогосподарського виробництва. Робота направлена на вирішення наукової задачі, яка полягає у визначенні теоретичних залежностей між технологічними засобами гірничотехнічної рекультивації та рівнем показників родючості відновлених земельних ресурсів, використаних марганцеворудними кар'єрами. Ці залежності – основа розробки технічних і технологічних рішень, які забезпечують формування рекультивованих земель для сільськогосподарського виробництва.

Реалізація поставленої мети й ідеї роботи обумовили необхідність визначення й рішення наступних завдань:

1. Встановити залежності технологічних та економічних показників роботи кар'єру і гірничо-збагачувального комбінату від рівня кондицій;
2. Розробити моделі і методи визначення раціональних значень параметрів кондицій на мінеральну сировину з урахуванням внутрішніх та зовнішніх чинників впливу;
3. Розробити методикку встановлення раціональних значень кондицій на мінеральну сировину з урахуванням динаміки внутрішніх та зовнішніх чинників впливу
4. Визначити концептуальні засади створення екологічно- та соціально-екологічно прийнятних техногенних ландшафтів;
5. Розробити принципи екологоорієнтованого розвитку технології відкритої розробки пологоспадних родовищ на різних етапах життєвого циклу кар'єру.
6. Розробити методологію вибору раціонального напрямку формування екологічно- та соціально-економічно прийнятних техногенних ландшафтів;
7. Створити еколого-економічні моделі оптимізації заходів з облаштування відпрацьованого простору та відвалів розкривних порід;
8. Визначити методологічні основи управління режимом гірничотехнічної

рекультивациі порушених земель у напрямі створення відновлених ґрунтів заданих показників родючості;

9. Обґрунтувати методологію вибору та встановлення доцільних комплексів устаткування й технології гірничотехнічної рекультивациі у взаємозв'язку із якістю і собівартістю відновлення земельних ресурсів в сучасних умовах відведення земель під розробку родовища.

# РОЗДІЛ 1 РОЗВИТОК НАУКОВИХ ЗАСАД РАЦІОНАЛЬНОГО НАДРОКОРИСТУВАННЯ ШЛЯХОМ СТВОРЕННЯ МЕТОДОЛОГІЇ ВИЗНАЧЕННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ ЗНАЧЕНЬ ПОТОЧНИХ КОНДИЦІЙ НА МІНЕРАЛЬНУ СИРОВИНУ

## 1.1 Аналіз традиційної методології обґрунтування кондицій на мінеральну сировину

Як відомо, техніко-економічне обґрунтування (ТЕО) кондицій є найважливішою складовою геолого-економічної оцінки родовища [1-8].

ТЕО кондицій являє собою взаємозалежний комплекс досліджень, різноманітних інженерних розрахунків і побудов, у результаті яких визначаються кондиції і пов'язані з ними контури, величина і якість балансових і забалансових запасів, очікуваний рівень техніко-економічних показників їхнього відпрацювання [1, 5, 9]. Для визначення останнього уже на стадії ТЕО кондицій приймаються основні рішення майбутнього проекту розробки родовища, на основі яких оцінюються майбутні витрати на видобуток корисних копалин.

Залежно від ступеня вивченості родовища геолого-економічна оцінка, у т.ч. і ТЕО кондицій, здійснюється для попередньо розвіданих родовищ; для родовищ, підготовлених до промислового освоєння; для родовищ, які розробляються; за результатами додатково проведених геологорозвідувальних робіт відкритих родовищ на будь-якій стадії їхнього вивчення [1-8, 10-12].

### 1.1.1 Аналіз інтерпретацій категорії кондицій

Як показав аналіз літературних джерел, єдиної загальноприйнятої інтерпретації терміна “кондиції” немає, хоча по своїй суті існуючі визначення є в принципі несуперечливими. Основні визначення зводяться до наступного:

1) кондиції – це система оціночних показників кількості і якості корисної копалини в надрах і умов, що представляють геологічне, гірничотехнічне, технологічне і синтезуюче економічне обґрунтування вимог промисловості до родовища

[13];

2) кондиції - це сукупність граничних вимог промисловості до якості мінеральної сировини і гірничо-геологічних параметрів родовища, при яких забезпечується економічно обґрунтоване оконтурювання, підрахунок запасів і розробка родовища [3];

3) кондиції – це сукупність вимог до якості і кількості корисних копалин, гірничо-геологічних і інших умов їхньої розробки, що забезпечують найбільш повне комплексне і безпечне використання надр на раціональній економічній основі з урахуванням екологічних наслідків експлуатації родовища [8];

4) кондиції - це вимоги ринків мінеральної сировини, які виявляють технологічний і економічний потенціал родовища [14].

Як і у випадку з інтерпретацією терміна “кондиції”, аналіз літературних джерел показав, що немає єдиної систематизації видів кондицій і методик їхнього визначення. Однак відмінності в назвах і призначенні несуттєві. До того ж, всі вони пов'язуються з етапами освоєння родовища [3, 1, 8, 14, 15]: попередня розвідка (етап 1), детальна розвідка (етап 2) і експлуатація кар'єру (етап 3). Відповідно до цих етапів освоєння родовищ, на наш погляд, доцільно розрізняти розвідницькі (тимчасові - етап 1, постійні - етап 2) і експлуатаційні (етап 3) кондиції. Як правило, тимчасові і постійні розвідницькі кондиції встановлюються для всього родовища.

Існує точка зору, що експлуатаційні кондиції розробляє надрокористувач не для родовища в цілому, а для конкретних частин родовища - геологічно відособлених ділянок; ізольованих покладів; рудних тіл, що істотно відрізняються за геологічними, гірничотехнічними, технологічними, економічними умовами відпрацювання, а також для окремих рудних тіл або груп експлуатаційних блоків із близькими техніко-економічними показниками відпрацювання [8, 13]. Вони встановлюють оптимальні границі експлуатаційних контурів рудних тіл, припустимі обсяги порожніх порід, дозволяють уточнити запаси балансових і забалансових руд [15].



### 1.1.2 Склад основних показників кондицій

Стосовно до залізорудних родовищ ТЕО розвідницьких кондицій передбачає визначення наступних основних показників кондицій на вміст корисного компонента в руді [13]:

- бортовий вміст;
- мінімальний промисловий вміст.

Аналіз стану методології ТЕО кондицій показав, що існуючі визначення поняття “бортовий вміст”, у більшості відображають окремі випадки гірничо-геологічних умов прояву рудоносності [1, 4, 8, 13, 16]. У загальному випадку, бортовий вміст може бути визначений як вміст корисного компонента в крайніх пробах, що оконтурюють рудне тіло, що відповідає оптимальному значенню прийнятого економічного критерію ефективності розробки родовища. Таким чином, бортовий вміст використовується для оконтурення запасів усього родовища і визначається за економічними критеріями, що враховують проектні (розрахункові) витрати на розробку. Значно більше істотні розходження в методиках визначення бортового вмісту.

Аналогічно ситуації з поняттям “бортовий вміст”, мають місце розходження і невизначеності в інтерпретації поняття “мінімальний промисловий вміст” [1, 4, 8, 13, 16]. У більшості випадків, мінімальний промисловий вміст визначають як розрахунковий вміст корисного компонента за умовою рівності прийнятих показників витрат і прибутку від реалізації товарної продукції. Однак у ряді робіт як критерії при обґрунтуванні цього показника кондицій пропонуються: рівень рентабельності, при якому ще можлива в даних конкретних умовах промислової розробки родовища [15]; необхідний мінімальний прибуток [17]; беззбитковість розробки родовища [5]; придатність у народному господарстві корисної копалини на даному рівні розвитку техніки, технології видобутку і переробки [4]; рівень нульової рентабельності при експлуатації родовища [1, 13]. Останній критерій був офіційно визнаний у нормативному документі [18].

Крім цих неоднозначностей, має місце неоднозначність у рекомендаціях до застосування для підрахунку запасів підрахункового блоку і/або родовища, у ви-

значенні самого підрахункового блоку, у взаємозв'язку з бортовим вмістом.

На наш погляд, з урахуванням гірничо-геологічних особливостей залізородних родовищ основним показником кондицій є бортовий вміст.

При обґрунтуванні експлуатаційних кондицій, крім розглянутих вище показників, додатково рекомендується встановлювати [8]:

1) гранично припустиму якість запасів на контурі виїмкової (експлуатаційної) ділянки; цей параметр розглядається як аналог бортового вмісту і залежно від конкретних гірничо-геологічних, технологічних і інших параметрів виїмкової ділянки може бути більше або менше величини, установлені розвідницькими кондиціями;

2) гранично припустима якість запасів у цілому по виїмковому блоку або його частині, що може бути відокремлено видобута, розглядається як аналог мінімального промислового вмісту в блоці.

Однак методики визначення цих показників не приводяться і, як видно, теж має місце невизначеність у їхньому встановленні і взаємозв'язку між ними, а також з попередніми показниками кондицій.

### 1.1.3 Основні положення традиційних методологій обґрунтування кондицій мінеральної сировини

Аналіз методології обґрунтування кондицій мінеральної сировини включав етап систематизації відповідних розробок [2, 3, 6-8]. За фактори систематизації були прийняті варіанти реалізації основних економічних і технологічних положень:

- статус власника родовища (державний, приватний);
- фактор часу при обґрунтуванні величини сумарної економічної ефективності (враховується, не враховується);
- вид цін, які застосовуються в ТЕО кондицій (директивні, ринкові, у т.ч. світові);
- спосіб обґрунтування виробничої потужності гірничого підприємства (директивний, на основі кон'юнктури внутрішнього і світового ринків);

- горизонт розрахунку економічних показників розробки родовища (період відпрацювання всіх запасів родовища, період окупності інвестицій).

У роботах [1-3, 5, 8, 9, 13-18, 17-19], процедура ТЕО кондицій носить варіантний характер і полягає в наступному:

- 1) встановлювалися області можливих значень кондицій;
- 2) за прийнятим значенням кондицій виконувалося оконтурювання рудних тіл, розраховувалися запаси руди і металу, встановлювалися відповідним цим запасам виробнича потужність і строк існування гірничого підприємства (відповідно до норм технологічного проектування);
- 3) приймалися технології видобутку і переробки корисної копалини (як правило, за аналогією);
- 4) розраховувалися об'єми запасів, що виймаються, які відповідають прийнятій технології видобутку;
- 5) визначалися техніко-економічні показники видобутку і переробки корисної копалини (як правило, за аналогією і по укрупнених розрахунках);
- 6) розраховувалися об'єми випуску кінцевої продукції;
- 7) встановлювалися показники грошової цінності оцінюваних запасів (ефективність варіанта кондицій); на основі аналізу цих показників з розглянутих варіантів вибирався найкращий варіант освоєння родовища і відповідне значення кондицій.

Варто помітити, що обумовлені в п.п. 2 - 7 показники по суті є результатами проектування гірничого підприємства. У зв'язку із цим у фундаментальній роботі [3] особливо підкреслюється теза про те, що головною метою техніко-економічного обґрунтування кондицій є проектування гірничого підприємства і знаходження оптимального варіанту його геолого-промислових параметрів, що забезпечують максимальне виробництво продукції, комплексне використання і мінімальні втрати мінеральної сировини, а також мінімальні капіталовкладення і витрати на виробництво продукції.

Способи встановлення можливих значень бортового вмісту і мінімального промислового вмісту можна розділити на аналітичний спосіб і спосіб варіантів

[20]. Аналітичний спосіб рекомендувалося використати в передпроектних розрахунках для попередньої оцінки родовища. Спосіб варіантів рекомендувалося застосовувати при прийнятті остаточних рішень про проектування, будівництво, реконструкцію гірничого підприємства.

Діапазон значень бортового вмісту приймався від максимального значення вмісту корисного компонента в пробі або від величини мінімального промислового вмісту до вмісту корисного компонента у хвостах після процесу збагачення [13, 15, 21].

Розрахунок техніко-економічних показників видобутку і переробки корисної копалини виконувався для кожного варіанта кондицій. Цей розрахунок полягав у встановленні капітальних і експлуатаційних витрат по всіх технологічних стадіях гірничого виробництва. Чинними нормативними документами [21-22] та у літературних джерелах [2, 6, 13] цю процедуру рекомендували виконувати укрупненими розрахунками на основі показників-аналогів з урахуванням технічного прогресу в розвідці, видобутку і переробці мінеральної сировини (методологія такого обліку була відсутня). Склад і послідовність розрахунку цього етапу відсутні. Існуючі підходи з розрахунку капітальних і експлуатаційних витрат, що застосовувались при проектуванні гірничого підприємства в проектних організаціях, відображали сформовану практику розрахунків у цих організаціях і не були загальноприйнятими.

У деяких роботах [17, 23, 24] запропоновано витрати на видобуток і збагачення (на 1т і в цілому по родовищу, капіталовкладення) залежно від бортового вмісту, запасів, потужності рудних тіл і т.д. встановлювати за допомогою кореляційного і регресійного аналізу. Однак такий спосіб оцінки техніко-економічних показників видобутку і переробки корисної копалини автори пропонують головним чином для родовищ, що експлуатуються, а для розвіданих - на основі аналогів.

Головною метою економічної оцінки родовищ корисних копалин в аналізованій групі робіт було визначення економічної цінності і вибір таких параметрів використання родовища, при яких забезпечується найбільш висока ефективність

виробництва. Таким чином, критерієм вибору варіанту освоєння родовища виступав максимальний народногосподарський ефект у грошовому вираженні [7, 17, 21, 22], що досягає за весь період розробки родовища. Основний показник економічної оцінки  $R_p$  визначався як різниця між цінністю кінцевої продукції і витратами на її одержання:

$$R_p = \sum_{t=1}^T \frac{Z_t - S_t}{(1 + E_{nn})}, \text{ грош. од.}, \quad (1.1)$$

де  $T$  - розрахунковий період оцінки родовища, обчислювальний від року, стосовно до якого застосовується оцінка, до року відпрацювання запасів; як правило, розрахунковий період передбачав відпрацювання всіх розвіданих запасів;

$Z_t$  - цінність річної продукції (включаючи всі компоненти, що виймають попутно), обчислена в оптових цінах або замикаючих витратах  $t$ -ого року, грош. од.;

$S_t$  - сума майбутніх капітальних і експлуатаційних витрат в  $t$ -ому році експлуатації (освоєння), грош. од.;

$E_{nn}$  - норматив для приведення різночасних витрат і результатів; цей показник установлювався директивно, залежав від виду галузі, де він застосовувався в розрахунках.

Після визначення величини  $R_p$  по кожному варіанту вибирається оптимальний варіант із максимальною величиною  $R_p$ , що і приймається як показник оцінки родовища або його частин.

В роботі [25] цей економічний критерій уточнювався і розглядався як прибуток від реалізації товарної продукції з урахуванням використання як основних, так і попутних корисних копалин і компонентів, а також відходів переробки мінеральної сировини при забезпеченні регламентованої галузевими методиками рентабельності виробництва кінцевої продукції.

Поряд з розглянутим критерієм, для оцінки ефективності прийнятих рішень використовувалися і такі економічні показники як питомі капітальні витрати, со-

бівартість, приведені витрати, рентабельність розробки, строк окупності капітало-вкладень [21, 22].

Істотним фактором, що визначає ефективність, виступає фактор часу. Слід зазначити, що в методології економічної оцінки родовищ і обґрунтування кондицій проблема урахування фактора часу вирішувалася по різному - від повного заперечення його урахування до констатації його необхідності. Однак останнє обґрунтовувалося тільки в науково-дослідних роботах, та і то з позицій соціалістичних принципів господарювання. У нормативних же інструкціях з техніко-економічного обґрунтування кондицій для підрахунку запасів було закріплене положення про неврахування фактора часу ("вибір найкращого варіанта оконтурювання при визначенні оптимальних контурів балансових запасів корисних копалин здійснюється без використання дисконтування") [19-21].

Таким чином, аналіз методик геолого-економічної оцінки і обґрунтування кондицій групи робіт показав:

1) запропоновані методики орієнтовані на власника-користувача мінеральних ресурсів - держави, тому вони передбачали пріоритет народногосподарських інтересів над госпрозрахунковими [17, 21];

2) підходи до визначення значень показників, що характеризують економічну оцінку родовища, виходять із наступних положень:

- директивно встановлювалася (постійно орієнтована на досягнення максимального рівня) виробнича потужність підприємства [5, 21, 22];

- у розрахунках використовувалися директивно встановлювані оптові ціни, що замикають витрати [2, 6, 13, 23, 19];

- при обґрунтуванні мінімального промислового вмісту в блоці застосовувався критерій нульової рентабельності [1, 13, 18];

- в економічних розрахунках не враховувався фактор часу [6, 16, 17, 19-21];

3) промислова оцінка родовища здійснювалася в межах усього тривалого терміну відпрацьовування запасів родовища (термін міг досягати 30 років), що впливало на точність економічних результатів розрахунків [21, 22];

4) на стадіях обґрунтування розвідницьких і проектних кондицій широко за-

стосовувалися економічні показники-аналоги, розрахунки носили укрупнений характер, що також вносило погрішність у результати оцінки;

5) у цілому методики не містили послідовно структурованих технологічних і економічних задач із їхньою однозначною інтерпретацією, реалізація яких була б можлива в умовах системи автоматизованого проектування кар'єрів;

У роботах [26-28] узагальнена послідовність ТЕО кондицій відрізняється від попередньої і включає наступні етапи:

1) встановлюються довгострокові тенденції в попиті на корисну копалину і продукцію, аналізуються види ринків, динаміка обсягів і цін продажів, встановлюються криві попиту на продукцію;

2) встановлюються області можливих значень кондицій;

3) визначаються середні та прирістні витрати на виробництво концентрату (металу) - кінцевої продукції із запасів, що прирізають, по варіантах бортового вмісту;

4) розраховується прирістний прибуток на концентрат (метал) із запасів, що прирізають, відповідно до встановленої кривої попиту;

5) встановлюється із застосуванням апарату «попит - пропозиція» оптимальний рівень бортового вмісту за принципом максимізації прибутку.

Як основний показник кондицій для рудних родовищ розглядається бортовий вміст. Обґрунтування бортового вмісту мінеральної сировини пов'язують із умовами прояву виду ринку (монопольного, олігопольного, конкурентного) [26]. При цьому аналізуються ситуації: визначення бортового вмісту при абсолютній еластичності кривої попиту; визначення бортового вмісту при кривій попиту, що знижується; вплив законодавчо встановлюваної ціни на обсяги виробництва і вміст корисного компонента [27].

Пропонована методологія встановлення кондицій базується на застосуванні в розрахунках апарата “попит - пропозиція”.

Як і у попередній групі робіт, обґрунтування кондицій носить варіантний характер. Але їх устанавлюють на основі визначення прирістних витрат (собівартості), що характеризують запаси, що прирізають при послідовному переході від

більш високого до більш низького бортового вмісту:

$$C_{np} = \frac{(C_{cp2}A_{k2} - C_{cp1}A_{k1})}{(A_{k2} - A_{k1})}, \text{ грош. од. /т,} \quad (1.2)$$

де  $C_{np}$  – прирістна собівартість виробництва концентрату із запасів, що прирізають;

$C_{cp2}, C_{cp1}$  – середня собівартість виробництва концентрату по варіантах бортового вмісту;

$A_{k2}, A_{k1}$  – обсяг виробництва концентрату по варіантах бортового вмісту, т.

Також розраховують і одержуваний при цьому прирістний прибуток (збільшення сукупного прибутку в результаті продажу додаткової одиниці продукції):

$$D_{np} = \frac{(Ц_2A_{k2} - Ц_1A_{k1})}{(A_{k2} - A_{k1})}, \text{ грош. од./т,} \quad (1.3)$$

де  $D_{np}$  - прирістний прибуток від реалізації концентрату із запасів, що прирізають, по варіантах бортового вмісту;

$Ц_2, Ц_1$  - ціна концентрату, грош. од. /т;

$A_{k1}, A_{k2}$  - обсяг виробництва і продажу концентрату по варіантах бортового вмісту, т.

Загальний принцип для економічного обґрунтування кондицій - рівність прирістних витрат і прирістного прибутку від реалізації продукції із запасів, що прирощують, по варіантах бортового вмісту. Саме при цій умові обґрунтовувалося досягнення максимуму прибутку за весь термін експлуатації родовища [27-28]. Слід зазначити, що наведений критерій правомірний тільки для умов досконалої ринкової конкуренції.

У цілому підходи і методики, представлені в роботах [26-28], на наш погляд, мають наступні недоліки:

- 1) незважаючи на твердження, що цінність родовища визначається з ураху-



ванням фактору часу, експлуатаційні витрати, що беруть участь в економічній оцінці, не дисконтуються; у розрахунках по встановленню бортового вмісту не враховуються капітальні витрати (а тільки експлуатаційні) і, як наслідок, період їхнього вкладення [26-28];

2) бортовий вміст устанавлюється на весь термін відпрацьовування родовища (залишається незмінним);

3) при обґрунтуванні бортового вмісту в розрахунках застосовуються економічні показники - аналоги [27-28], кореляційні залежності [26], відсутні методи прямого розрахунку; використовуються встановлені закономірності зміни в часі економічних показників (наприклад, зміна рівня амортизаційних відрахувань), характерні для статичних умов [26-28];

4) обґрунтування кондицій на принципах застосування вихідних економічних показників-аналогів обумовило відсутність методик визначення проектних технологічних і економічних показників, що беруть участь в економічній оцінці родовища.

У роботах третьої групи [8-14, 29-36] домінує точка зору, що ТЕО кондицій необхідно розглядати як складову процесу створення інвестиційного проекту із прийнятим у ринковій економіці механізмом його формування і реалізації.

У цілому в складі ТЕО кондицій даної групи робіт пропонується виділяти наступні етапи:

1) маркетингові дослідження кон'юнктури ринку і визначення основних факторів ризику;

2) розрахунок об'єму і вартості товарної продукції;

3) встановлення області можливих значень кондицій;

4) обґрунтування технології видобутку і переробки корисної копалини.

5) встановлення техніко-економічних показників видобутку і переробки корисної копалини;

6) розрахунок економічних показників ефективності варіантів обґрунтування кондицій і вибір оптимального рішення.

Аналіз методології економічної оцінки родовищ твердих корисних копалин,

основою якої є обґрунтування проектних кондицій, показує, що для досягнення цієї мети, по суті, необхідно виконати проектування гірничого підприємства. Це підтверджується переліком техніко-економічних даних, що є вихідними для техніко-економічного обґрунтування кондицій [8, 10]. Таким чином, обґрунтування параметрів проектних кондицій повинне розглядатися як елемент проектування, а обґрунтування експлуатаційних кондицій, як параметра, який перманентно змінюється, необхідно розглядати як складову перспективного або поточного планування, що також є, по суті, проектуванням.

1.2 Встановлення залежностей економічних та технологічних показників роботи гірничо-збагачувального комбінату при зміні бортового вмісту корисного компонента в мінеральній сировині

### 1.2.1 Вихідні положення

Всі подальші розрахунки будуть виконуватися для залізородних родовищ, які розробляються відкритим способом. Під мінеральною сировиною розуміється залізна руда, під вмістом корисного компонента – вміст заліза в руді.

Відомо, що зміна бортового вмісту заліза в руді приводить до зміни середньої якості руди. Зміна середньої якості руди приводить до зміни вмісту заліза в концентраті, що в свою чергу впливає на його ціну. Зміна ціни веде до зміни прибутку від його реалізації. Тому необхідно дослідити наступні залежності:

- зміна середнього вмісту заліза в руді від зміни бортового вмісту;
- зміна прибутку від реалізації концентрату від якості концентрату.

Залежність якості концентрату від якості руди встановлена в роботі [37]

Також необхідно дослідити вплив бортового вмісту заліза в руді на інші основні параметри відкритих гірничих робіт:

- поточний коефіцієнт розкриву;
- ширина робочої площадки;
- швидкість подвигання гірничих робіт;
- швидкість поглиблення гірничих робіт.

Зміна прибутку підприємства від реалізації концентрату, у результаті збіль-

шення або зменшення бортового вмісту заліза в руді обчислюється як:

$$\Delta\Pi = \Pi_1 - \Pi, \text{ грн.}, \quad (1.4)$$

де  $\Pi_1$  - прибуток підприємства за реалізований концентрат, отриманий після зміни бортового вмісту заліза в руді, грн.;

$\Pi$  - прибуток підприємства за реалізований концентрат, отриманий до зміни бортового вмісту заліза в руді, грн.

Як відомо, прибуток підприємства від реалізації концентрату

$$\Pi = B - Z, \text{ грн.}, \quad (1.5)$$

де  $B$  - виручка від реалізації виробленого підприємством концентрату, грн.;

$Z$  - витрати комбінату на видобуток руди і переділ її до концентрату, грн.

Виручка від реалізації виробленого концентрату визначається як:

$$B = Q_p \cdot \varphi \cdot \gamma, \text{ грн.}, \quad (1.6)$$

де  $Q_p$  – об'єм руди, який видобувається в кар'єрі, т;

$\varphi$  - ціна реалізації концентрату, грн./т.

$\gamma$  – вихід концентрату, долі од.

Важливим показником при визначенні прибутку підприємства є кількість виробленого ним концентрату:

$$Q_k = Q_p \cdot \gamma, \text{ т.}, \quad (1.7)$$

де  $Q_p$  - обсяг руди що видобувається підприємством, т;

$\gamma$  - вихід концентрату, долі од.

Витрати комбінату на видобуток руди й переділ її до концентрату до зміни бортового вмісту заліза в руді можна представити у вигляді:

$$Z = Q_p \cdot C_o + V \cdot C_g, \text{ грн.}, \quad (1.8)$$

де  $Q_p$  - обсяг руди що добувається підприємством до зміни бортового вмісту заліза в руді, т;

$V$  - обсяг розкриття, який необхідно вийняти для видобутку початкового обсягу руди  $Q_p$ , м<sup>3</sup>;

$C_g$  - питомі витрати на розкривні роботи та відвалоутворення, грн./м<sup>3</sup>;

$C_o$  - питомі витрати на виробництво концентрату без урахування витрат на

одиницю розкривних робіт та відвалоутворення, грн./т

Прибуток підприємства від реалізації концентрату після зміни бортового вмісту заліза в руді буде визначатися як різниця виручки підприємства від реалізації концентрату та витрат на його одержання:

$$П_1 = B_1 - Z_1, \text{ грн.}, \quad (1.9)$$

де  $B_1$  - виручка підприємства від реалізації концентрату після зміни бортового вмісту заліза в руді, грн.;

$Z_1$  - витрати комбінату на видобуток руди й переділ її до концентрату після зміни бортового вмісту заліза в руді, грн.

Після зміни бортового вмісту заліза в руді виручка від реалізації концентрату буде обчислюватися:

$$B_1 = Q_{p1} \cdot c_1 \cdot \gamma_1, \text{ грн.}, \quad (1.10)$$

де  $Q_{p1}$  – об'єм руди, з якого вироблений концентрат для реалізації після зміни бортового вмісту, т

$c_1$  – ціна, по якій реалізується концентрат з руди  $Q_{p1}$ , грн./т

$\gamma_1$  – вихід концентрату після зміни бортового вмісту, долі од.

1.2.2 Встановлення залежностей економічних та технологічних параметрів відкритих гірничих робіт від бортового вмісту заліза в руді при його зменшенні

1.2.2.1 Встановлення залежності можливого прибутку від реалізації концентрату від бортового вмісту заліза в руді

При зменшенні бортового вмісту заліза в руді частина гірничої маси перейде з розряду розкривних порід до розряду руди і продуктивність кар'єру за рудою збільшиться. Продуктивність кар'єру за розкривними породами може залишитися незмінною, збільшитися, або зменшитися. Після зниження бортового вмісту відбудеться зниження середньої якості руди в рудопотоці, що призведе до зниження якості концентрату (за корисним компонентом)

Існують декілька варіантів в залежності від просторового розподілу руди різної якості (рис. 1.2) Проміжний випадок В розташування руд різного призначення зображений на рис. 1.3. Він характерний тим, що отримана для нього

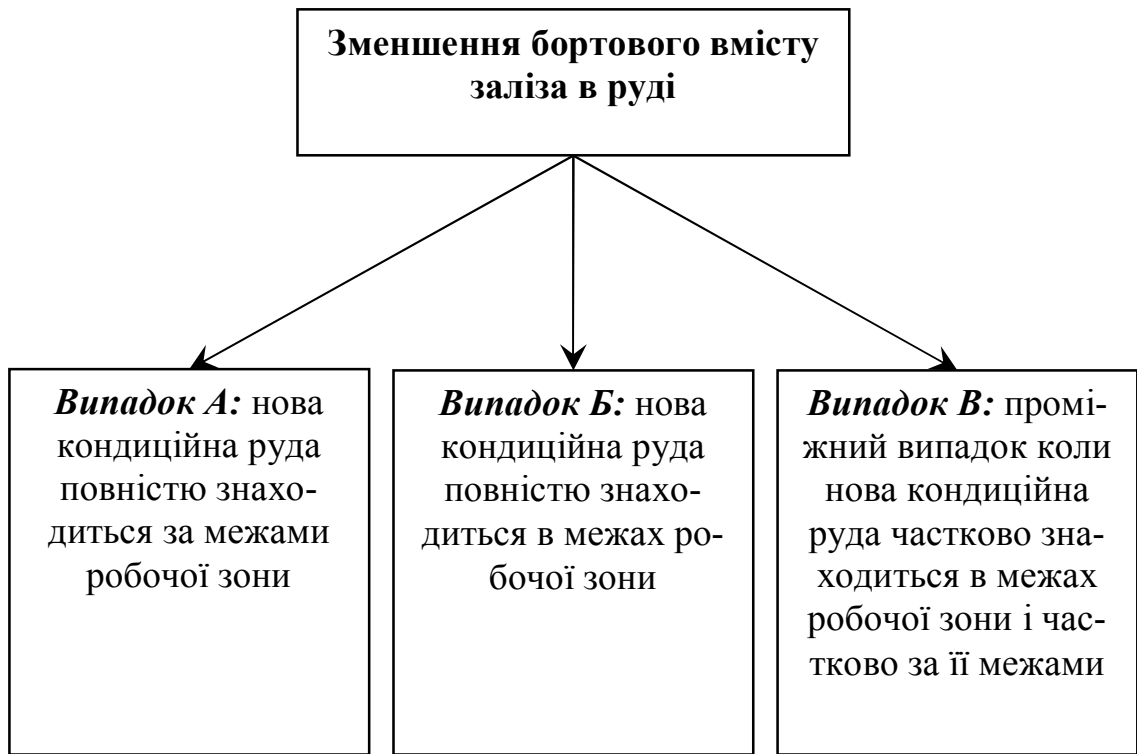


Рисунок 1.2 – Схема можливих випадків розміщення нової кондиційної руди при зменшенні бортового вмісту заліза в руді

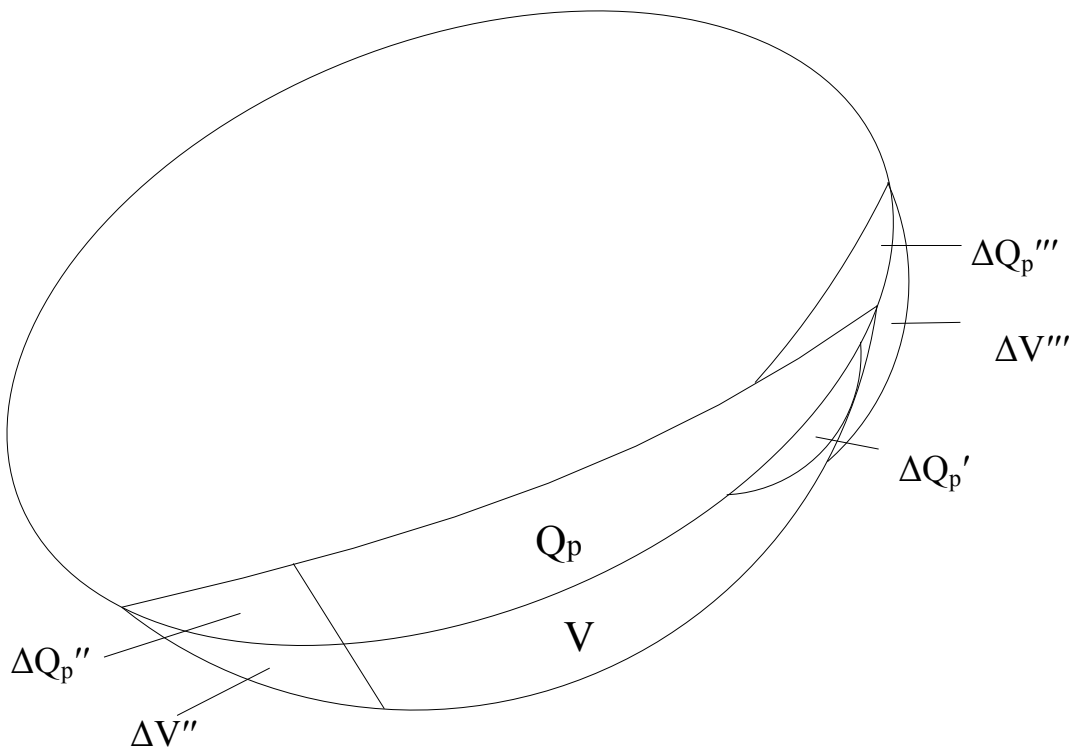


Рисунок 1.3 – Схема розташування об'ємів руд різного призначення при зниженні бортового вмісту заліза в руді

формула зміни прибутку є загальною для всіх випадків розміщення нової кондиційної руди в кар'єрі при зменшенні бортового вмісту заліза в руді.

Витрати комбінату на видобуток руди й переділ її до концентрату після зміни бортового вмісту заліза в руді у випадку В дорівнює:

$$Z_1 = [(Q_p - \Delta Q_p'' + \Delta Q_p''' + \Delta Q_p') \cdot C_\delta] + \left[ (V - \Delta V'' + \Delta V''' - \frac{\Delta Q_p'}{\rho}) \cdot C_\varepsilon \right], \text{ грн.}, (1.11)$$

де  $Q_p$  - обсяг руди що видобувається до зміни бортового вмісту заліза в руді, т;

$\Delta Q_p'$  - обсяг бідної руди що прирізається (колишній розкриття) і який перебуває в межах робочої зони, т;

$\Delta Q_p''$  - зменшення обсягу багаті руди в результаті зміни бортового вмісту заліза в руді, т;

$\Delta Q_p'''$  - об'єм бідної руди що видобувається за межами робочої зони, т;

$V$  - обсяг розкриття над багаті рудою до зміни бортового вмісту заліза в руді, м<sup>3</sup>;

$\rho$  - питома вага руди що видобувається, т/м<sup>3</sup>;

$\Delta V''$  - обсяг розкриття, необхідність виїмки якого відпала у зв'язку з відмовою від видобутку раніше кондиційної руди  $\Delta Q_p''$ , м<sup>3</sup>;

$\Delta V'''$  - обсяг розкриття що видобувається у зв'язку з видобутком обсягу нової кондиційної руди  $\Delta Q_p'''$ , що перебуває за межами робочої зони, м<sup>3</sup>.

Враховуючи формули (1.5) - (1.9) і (1.11), визначимо зміну прибутку підприємства в результаті зміни бортового вмісту заліза в руді:

$$\Delta \Pi = [Q_p \cdot u \cdot \gamma - (Q_p \cdot C_\delta + V \cdot C_\varepsilon)] - \left[ Q_{p1} \cdot u_1 \cdot \gamma_1 - \left[ (Q_p + \Delta Q_p''' + \Delta Q_p' - \Delta Q_p'') \cdot C_\delta + (V - \Delta V'' + \Delta V''' - \frac{\Delta Q_p'}{\rho}) \cdot C_\varepsilon \right] \right]. (1.12)$$

Зробивши перетворення, одержимо:

$$\Delta \Pi = [Q_{p1} \cdot u_1 \cdot \gamma_1 - Q_p \cdot u \cdot \gamma] - \left[ \left[ (\Delta Q_p''' + \Delta Q_p' - \Delta Q_p'') \cdot C_\delta + (\Delta V''' - \Delta V'' - \frac{\Delta Q_p'}{\rho}) \cdot C_\varepsilon \right] \right] (1.13)$$

Якщо ввести підстановки, що

$$\Delta Q_p = \Delta Q_p''' + \Delta Q_p' - \Delta Q_p''; \quad (1.14)$$

$$\Delta V = \Delta V''' - \Delta V'' - \frac{\Delta Q_p'}{\rho} \quad (1.15)$$

де  $\Delta Q_p$  та  $\Delta V$  - зміни об'єму видобутку руди та розкриття після зміни бортового вмісту, то отримаємо кінцевий вираз для зміни прибутку від реалізації концентрату після зниження бортового вмісту заліза в руді:

$$\Delta \Pi = [Q_{p1} \cdot u_1 \cdot \gamma_1 - Q_p \cdot u \cdot \gamma] - [\Delta Q_p \cdot C_d + \Delta V \cdot C_e] \quad (1.16)$$

1.2.2.2 Визначення середнього значення якості руди в результаті зменшення бортового вмісту

У результаті зменшення бортового вмісту заліза в руді змінюється середнє значення якості руди в кар'єрі, тому проаналізуємо, як і на скільки впливає ця зміна на середню якість руди в цілому. Крім того визначимо як впливає величина обсягів нової кондиційної руди, що прирізаються, на середнє значення якості руди в загальному обсязі (суміші).

Середнє значення якості руди в загальному обсязі з урахуванням видобутку нової кондиційної руди визначається як:

$$\bar{\alpha} = \frac{(Q_p - \Delta Q_p'') \cdot \bar{\alpha}_n + (\Delta Q_p''' + \Delta Q_p') \cdot \bar{\alpha}'}{(Q_p - \Delta Q_p'') + \Delta Q_p''}, \text{ умов. од.}, \quad (1.17)$$

де  $\bar{\alpha}_n$  - початкове середнє значення якості руди у вихідному об'ємі руди  $(Q_p - Q_p'')$ , що добувається до зміни бортового вмісту заліза в руді, долі од.;

$\bar{\alpha}'$  - середнє значення якості руди в новій кондиційній руді обсягом  $(\Delta Q_p''' + \Delta Q_p')$  після зміни бортового вмісту заліза в руді, долі од.

Визначимо середнє значення якості в загальному обсязі з урахуванням обсягу нової кондиційної руди. Для цього введемо відносну величину зниження середньої якості в новій кондиційній руді  $\delta_{\bar{\alpha}}$  й відносну величину обсягу нової кондиційної руди в суміші  $\delta_p$ , які мають вигляд:

$$\delta_{\bar{\alpha}} = \frac{\bar{\alpha}'}{\bar{\alpha}_n}, \quad (1.18)$$

$$\delta_P = \frac{(\Delta Q_P''' + \Delta Q_P')_P}{Q_P}. \quad (1.19)$$

Величина зниження середньої якості в новій кондиційній руді  $\delta_{\bar{\alpha}}$  показує, наскільки зменшиться середня якість у новому об'ємі кондиційної руди що добувається, щодо початкового середнього значення якості в колишньому об'ємі руди. Відносна величина нової кондиційної руди  $\delta_P$  відображає обсяг нової кондиційної руди що добувається, відносно до вихідного обсягу руди що добувалась раніше.

Виразимо з (1.19) обсяг нової кондиційної руди що добувається в результаті зміни бортового вмісту заліза в руді  $\Delta Q_P''' = \delta_P \cdot Q_P$  та підставимо його у вираз (1.17) у результаті одержимо:

$$\bar{\alpha} = \frac{Q_P \cdot (1 - \delta_P) \cdot \bar{\alpha}_n + Q_P \cdot \delta_P \cdot \bar{\alpha}'}{Q_P \cdot (1 - \delta_P) + Q_P \cdot \delta_P}. \quad (1.20)$$

Виразимо з (1.18) середнє значення якості в новій кондиційній руді  $\bar{\alpha}' = \delta_{\bar{\alpha}} \cdot \bar{\alpha}_n$  після чого, підставивши його у вираз (1.20) і зробивши перетворення, одержимо:

$$\bar{\alpha} = \bar{\alpha}_n \cdot [(1 - \delta_P) + \delta_P \cdot \delta_{\bar{\alpha}}]. \quad (1.21)$$

Визначимо залежність зміни середнього значення якості руди й середньої якості руди в новій кондиційній руді  $\bar{\alpha}'$  від бортового вмісту заліза в руді. Для цього перейдемо до значень бортового вмісту  $\alpha'_\delta$  у формулі середнього значення якості в загальному обсязі руди з урахуванням нової кондиційної руди.

Прийmemo припущення, що розподіл обсягів руди з різною якістю у вихідному обсязі рівномірне. Тоді одержимо, що:

$$\bar{\alpha}_n = \frac{\alpha_{\max} + \alpha_\delta}{2}, \quad (1.22)$$

а також

$$\bar{\alpha}' = \frac{\alpha_\delta + \alpha'_\delta}{2}. \quad (1.23)$$



У результаті підстановок виразів (1.22) і (1.23) у формулу середньої якості руди в загальному обсязі (суміші) (1.17) одержимо:

$$\bar{\alpha} = \frac{(Q_P - \Delta Q_P'') \cdot (\alpha_{\bar{\alpha}} + \frac{\alpha_{\max} - \alpha_{\bar{\alpha}}}{2}) + (\Delta Q_P''' + \Delta Q_P') \cdot (\alpha'_{\bar{\alpha}} + \frac{\alpha_{\bar{\alpha}} - \alpha'_{\bar{\alpha}}}{2})}{Q_P + \Delta Q_P''' + \Delta Q_P' - \Delta Q_P''}, \quad (1.24)$$

де  $\alpha_{\max}$  - максимальне значення якості руди у вихідному обсязі руди;

$\alpha_{\bar{\alpha}}$  - початкове значення бортового вмісту в обсязі руди;

$\alpha'_{\bar{\alpha}}$  - нове значення бортового вмісту заліза в руді.

У виразі (1.18) замінимо значення середньої якості нової кондиційної руди та вихідної руди на значення бортових вмістів, після чого, зробивши перетворення, одержимо:

$$\delta_{\bar{\alpha}} = \frac{\alpha'_{\bar{\alpha}} + \alpha_{\bar{\alpha}}}{\alpha_{\bar{\alpha}} + \alpha_{\max}}. \quad (1.25)$$

Виразивши з формули (1.25) значення  $\alpha'_{\bar{\alpha}}$  одержимо:

$$\alpha'_{\bar{\alpha}} = \delta_{\bar{\alpha}} \cdot (\alpha_{\bar{\alpha}} + \alpha_{\max}) - \alpha_{\bar{\alpha}}. \quad (1.26)$$

Вираз (1.24) показує залежність середнього вмісту від бортового вмісту заліза в руді при його зниженні

1.2.2.3 Дослідження зміни поточного коефіцієнта розкриву при зміні бортового вмісту заліза в руді

Так як при зміні бортового вмісту заліза в руді з'являється нова кондиційна руда зі своїм розкритом, необхідно дослідити, як і наскільки ця зміна впливає на коефіцієнт розкриву.

Як відомо, значення поточного коефіцієнта розкриву при роботі по старому календарному плану без зміни бортового вмісту заліза в руді визначається по формулі:

$$k_{\bar{\alpha}}^{mek} = \frac{V}{Q_P}, \quad (1.27)$$

У результаті зменшення бортового вмісту заліза в руді частина розкриву стає

бідною кондиційною рудою. Для збереження необхідного обсягу руди  $Q_P^{необх}$  потрібно відмовитися від деякого обсягу багаті руди, тобто:

$$Q_P^{необх} = Q_P + \Delta Q_P^{нов} - \Delta Q_P'', \text{ т,} \quad (1.28)$$

де  $\Delta Q_P^{нов}$  - кількість руди що до зміни бортового вмісту заліза в руді вважалося розкритом, т;

$\Delta Q_P''$  - обсяг кондиційної руди, що не ввійшов у скоректований план для збереження необхідного обсягу руди, т.

Поточний коефіцієнт розкриву після зміни бортового вмісту для загального випадку В, буде визначатися по формулі:

$$k_в^{тек.} = \frac{V - \Delta V'' - \frac{\Delta Q_P'}{\rho} + \Delta V'''}{Q_P + \Delta Q_P' + \Delta Q_P''' - \Delta Q_P''}. \quad (1.29)$$

З урахуванням виразів (1.14) і (1.15) отримаємо кінцевий вираз для визначення поточного коефіцієнту розкриву при зниженні бортового вмісту заліза в руді:

$$k_в^{тек.} = \frac{V + \Delta V}{Q_P + \Delta Q_P}. \quad (1.30)$$

Через те, що зміни об'ємів розкриву та видобутку руди залежать від бортового вмісту заліза в руді, вираз (1.30) показує на існування залежності поточного коефіцієнту розкриву від бортового вмісту.

1.2.3 Встановлення залежностей економічних та технологічних параметрів відкритих гірничих робіт від бортового вмісту заліза в руді при його підвищенні

1.2.3.1 Встановлення залежності можливого прибутку від реалізації концентрату від бортового вмісту заліза в руді

При збільшенні бортового вмісту заліза в руді частина її перейде в розряд розкривних порід і продуктивність кар'єру за рудою зменшиться, у той час, як продуктивність кар'єру за розкривними породами може залишитися незмінною, збільшитися, або зменшитися. Через це існують декілька варіантів в залежності від просторового розподілу руди різної якості (рис. 1.4) Випадок В3 розташування руд різного призначення зображений на рис. 1.5.

Витрати комбінату на видобуток руди й переділ її до концентрату після збільшення бортового вмісту заліза в руді складуть:

$$Z_1 = [(Q_P - \Delta Q_{P.нек}'' + \Delta Q_P''' - \Delta Q_{P.нек}' + \Delta Q_P') \cdot C_\delta] + \left[ (V - \Delta V_{нек}'' + \Delta V''' + \frac{\Delta Q_{P.нек}'}{\rho}) \cdot C_\epsilon \right] , \text{ грн.}, \quad (1.31)$$

де  $Q_P$  - обсяг руди що добувається, до зміни бортового вмісту заліза в руді, т;

$\Delta Q_{P.нек}'''$  - обсяг компенсаційної руди, яку почали видобувати після збільшення бортового вмісту, що перебуває поза робочою зоною, т;

$\Delta Q_{P.нек}''$  - обсяг некондиційної руди, що у результаті зміни бортового вмісту заліза в руді не виймають, т;

$V$  - обсяг розкриву над багатою рудою до зміни бортового вмісту заліза в руді, м<sup>3</sup>;

$\Delta V'''$  - обсяг розкриву над рудою обсягом  $\Delta Q_{P.нек}'''$ , м<sup>3</sup>;

$\Delta V_{нек}''$  - обсяг розкриву над новою некондиційною рудою, що не виймають, м<sup>3</sup>;

$\rho$  - питома вага руди, що добувається, т/м<sup>3</sup>.

Визначимо зміну прибутку підприємства в результаті зміни бортового вмісту заліза в руді:

$$\Delta \Pi = [Q_p \cdot \psi \cdot \gamma - (Q_P \cdot C_\delta + V \cdot C_\epsilon)] - \left[ Q_{p1} \cdot \psi_1 \cdot \gamma_1 - \left[ (Q_P + \Delta Q_P''' + \Delta Q_P' - \Delta Q_{нек}'' - \Delta Q_{нек}') \cdot C_\delta + (V - \Delta V_{нек}'' + \Delta V''' + \frac{\Delta Q_{P.нек}'}{\rho}) \cdot C_\epsilon \right] \right]. \quad (1.32)$$

Зробивши перетворення, одержимо:

$$\Delta \Pi = [Q_{p1} \cdot \psi_1 \cdot \gamma_1 - Q_p \cdot \psi \cdot \gamma] - \left[ \left[ (\Delta Q_P''' + \Delta Q_P' - \Delta Q_{нек}'' - \Delta Q_{нек}') \cdot C_\delta + (\Delta V''' + \frac{\Delta Q_{нек}'}{\rho} - \Delta V_{нек}'') \cdot C_\epsilon \right] \right]. \quad (1.33)$$

Якщо ввести підстановки, що

$$\Delta Q_p = \Delta Q_P''' + \Delta Q_P' - \Delta Q_{нек}'' - \Delta Q_{нек}'; \quad (1.34)$$

$$\Delta V = \Delta V''' + \frac{\Delta Q_{нек}'}{\rho} - \Delta V_{нек}''. \quad (1.35)$$

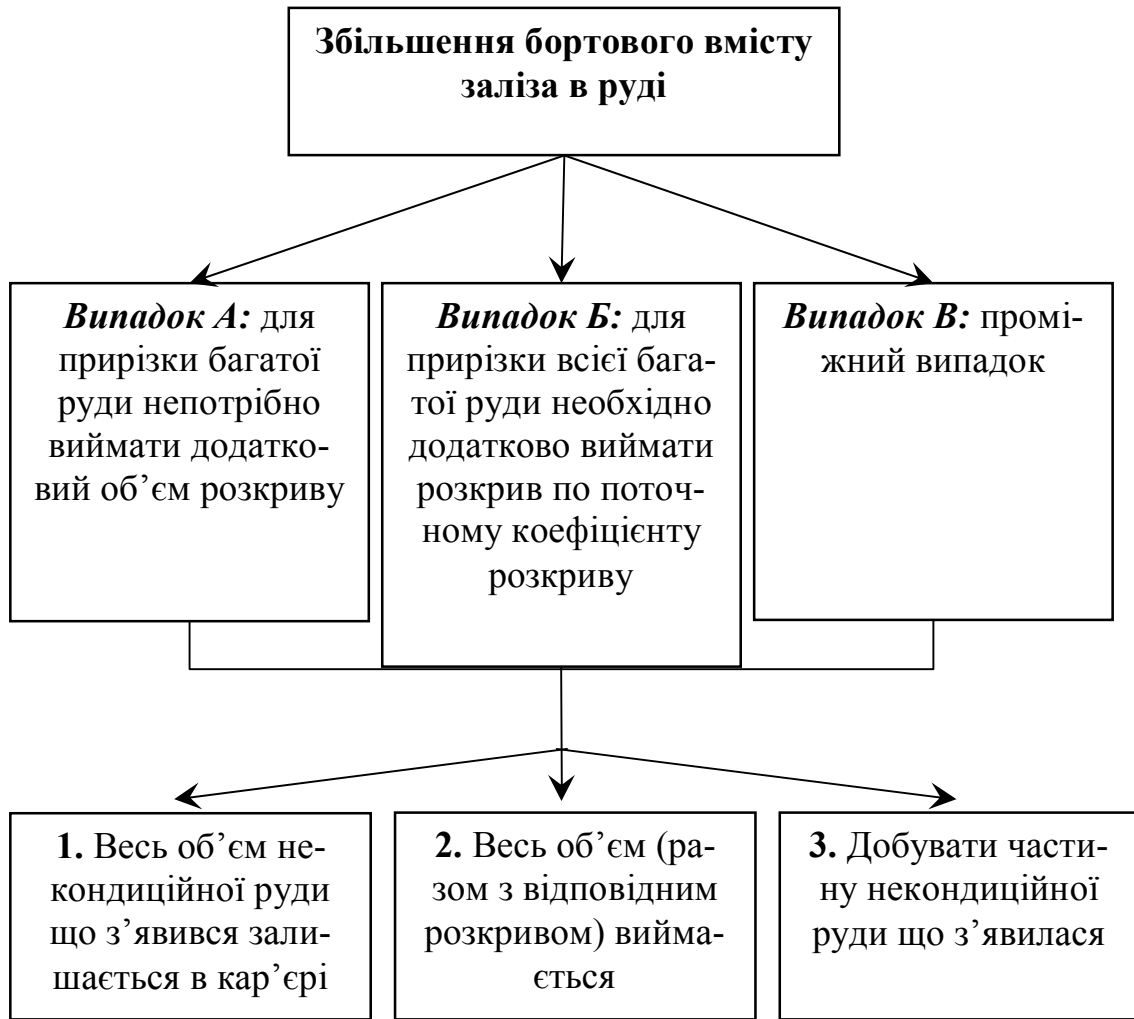


Рисунок 1.4 – Схема можливих випадків розміщення багаті руди й обсягу некондиційної руди що з'явилася після збільшення бортового вмісту заліза в руді

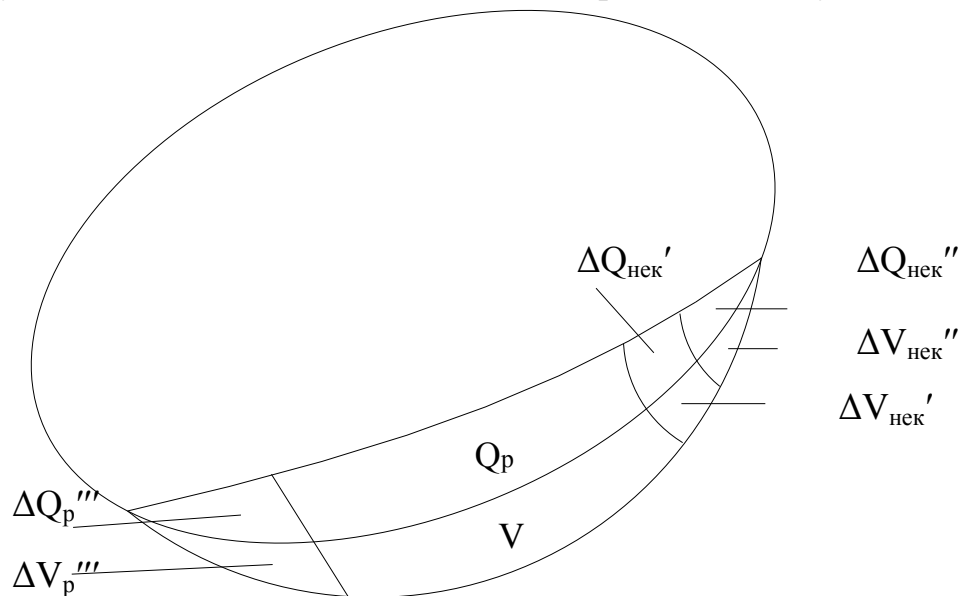


Рисунок 1.5 Схема розташування об'ємів руд різного призначення при збільшенні бортового вмісту заліза в руді

де  $\Delta Q_p$  та  $\Delta V$  - зміни об'єму видобутку руди та розкриття після зміни бортового вмісту, то отримаємо кінцевий вираз для зміни прибутку від реалізації концентрату після зміни бортового вмісту заліза в руді:

$$\Delta\Pi = [Q_{p1} \cdot c_1 \cdot \gamma_1 - Q_p \cdot c \cdot \gamma] - [\Delta Q_p \cdot C_o + \Delta V \cdot C_e] \quad (1.36)$$

Вираз (1.16) для зменшення бортового вмісту має той самий вигляд, що і для збільшення (1.36), тобто незалежно від того, в який бік іде зміна бортового вмісту заліза в руді, зміна прибутку від реалізації концентрату після перегляду бортового вмісту заліза в руді буде залежати від:

- зміни ціни на концентрат;
- зміни об'єму руди, що видобувається;
- просторового розташування кондиційних і некондиційних руд;
- зміни витрат на розкривні роботи через зміну об'єму розкриття.

1.2.3.2 Встановлення залежності середнього вмісту заліза в руді від бортового вмісту.

При збільшенні бортового вмісту заліза в руді середня якість у загальному обсязі з урахуванням прирізки буде залежати тільки від зміни бортового вмісту, а обсяг багаті руди, що прирізається, не буде впливати на цю величину. У цьому випадку відрізанню об'ємів бідної руди можлива лише в межах уже наявної початкової руди й не більше цього значення, саме тому немає залежності між обсягом багаті руди, що прирізається, та значенням середньої якості руди.

З урахуванням усього вище викладеного середнє значення якості руди в загальному обсязі з урахуванням прирізки буде мати вигляд:

$$\bar{\alpha} = \frac{(Q_p - \Delta Q_{p,нек}) \cdot \bar{\alpha}_n + (\Delta Q'_p + \Delta Q''_p) \cdot \bar{\alpha}'}{(Q_p - \Delta Q_{p,нек}) + (\Delta Q'_p + \Delta Q''_p)}, \text{ умов. од.}, \quad (1.37)$$

де  $\bar{\alpha}_n$  - середнє значення вмісту заліза в руді до зміни бортового вмісту;

$\bar{\alpha}'$  - середнє значення якості руди в новій кондиційній руді об'єм  $(\Delta Q'_p + \Delta Q''_p)$  після зміни бортового вмісту заліза в руді.

Визначимо нове середнє значення якості з урахуванням обсягу нової кондиційної руди. Для цього по формулі (1.18) встановимо величину збільшення серед-

ньої якості в новій кондиційній руді  $\delta_{\bar{\alpha}}$ . Ця величина дозволяє визначити на скільки збільшиться середня якість у новому об'ємі кондиційної руди, що добувається, щодо початкового середнього значення якості в обсязі колишньої руди що добувалася раніше.

Зробимо заміну  $\delta_P \cdot Q_P = \Delta Q'_P + \Delta Q''_P$  й підставимо її у вираз (1.37). У результаті одержимо:

$$\bar{\alpha} = \frac{Q_P \cdot (1 - \delta_P) \cdot \bar{\alpha}' + Q_P \cdot \delta_P \cdot \bar{\alpha}'}{Q_P \cdot (1 - \delta_P) + Q_P \cdot \delta_P}. \quad (1.38)$$

Зробимо ще одну заміну  $\bar{\alpha}' = \delta_{\bar{\alpha}} \cdot \bar{\alpha}_n$ , після чого зробивши перетворення, одержимо вираз:

$$\bar{\alpha} = \bar{\alpha}' . \quad (1.39)$$

Таким чином, можна зробити висновок, що у випадку  $B_3$  середня якість руди в суміші буде дорівнювати значенню середньої якості в новій кондиційній руді.

Перейдемо від середньої якості руди в прирізці  $\bar{\alpha}'$  до значень бортового вмісту  $\alpha'_\delta$  у формулі середнього значення якості в загальному обсязі руди з урахуванням прирізки:

$$\bar{\alpha}' = \alpha'_\delta + \frac{\alpha_{\max} - \alpha'_\delta}{2}, \quad (1.40)$$

У результаті підстановки (1.40) у формулу (1.37) одержимо:

$$\bar{\alpha} = \frac{(Q_P - \Delta Q''_{P.нек}) \cdot (\alpha'_\delta + \frac{\alpha_{\max} - \alpha'_\delta}{2}) + (\Delta Q'_P + \Delta Q''_P) \cdot (\alpha'_\delta + \frac{\alpha_{\max} - \alpha'_\delta}{2})}{Q_P - \Delta Q''_{P.нек} + \Delta Q'_P + \Delta Q''_P}, \quad (1.41)$$

де  $\alpha_{\max}$  - максимальне значення середньої якості руди у вихідній руді  $Q_P$ ;

$\alpha'_\delta$  - значення бортового вмісту заліза в руді в обсязі нової кондиційної руди  $(\Delta Q'_P + \Delta Q''_P)$ .

Як видно з отриманого виразу, у результаті зміни бортового вмісту заліза в руді з'явиться обсяг некондиційної руди  $\Delta Q'_{нек}$ , що за умови ситуації добувається й складається у відвал, тобто при визначенні середньої якості руди в суміші якість даного обсягу руди не враховується, а буде визначатися по формулі (1.41). Як ви-

дно із цієї формули, якість у новій кондиційній руді й у об'ємі прирізки однакові, тому, зробивши перетворення й підстановки, одержимо:

$$\bar{\alpha} = \frac{\alpha'_b + \alpha_{\max}}{2}. \quad (1.42)$$

У формулі (1.18) замінивши значення середньої якості в прирізці й вихідній руді на значення бортових вмістів і зробивши перетворення, одержимо:

$$\delta_{\bar{\alpha}} = \frac{\alpha'_b + \alpha_{\max}}{\alpha_b + \alpha_{\max}}. \quad (1.43)$$

Нове значення бортового вмісту буде визначатися як:

$$\alpha'_b = \delta_{\bar{\alpha}} \cdot (\alpha_b + \alpha_{\max}) - \alpha_{\max}. \quad (1.44)$$

Вираз (1.42) показує на існування залежності середнього вмісту від бортового вмісту заліза в руді при його збільшенні.

1.2.3.3 Дослідження коефіцієнта розкриття при збільшенні бортового вмісту заліза в руді

Аналогічно розглянутому раніше випадку зменшення бортового вмісту заліза в руді, значення поточного коефіцієнта розкриття до зміни бортового вмісту заліза в руді визначається по формулі (1.27).

Після зміни бортового вмісту заліза в руді загальний поточний коефіцієнт розкриття буде дорівнювати:

$$k_{\epsilon}^{mek.} = \frac{V - \Delta V''_{нек} + \Delta V''' + \frac{\Delta Q'_{P.нек}}{\rho}}{Q_P + \Delta Q'''_p + \Delta Q'_p - \Delta Q''_{нек} - \Delta Q'_{нек}}. \quad (1.45)$$

З урахуванням виразів (1.34) і (1.35) отримаємо кінцевий вираз для визначення поточного коефіцієнту розкриття при зниженні бортового вмісту заліза в руді:

$$k_{\epsilon}^{mek.} = \frac{V + \Delta V}{Q_P + \Delta Q_p}. \quad (1.46)$$

Таким чином можна зробити висновок, що поточний коефіцієнт розкриття після зміни бортового вмісту заліза в руді буде визначатися просторовим розташуванням кондиційних і некондиційних руд відносно робочої зони кар'єру.

#### 1.2.4 Дослідження залежності ширини робочої площадки від бортового вмісту заліза в руді

Як відомо, робоча площадка уступу (рис. 1.6) повинна містити в собі простір для розміщення транспортних комунікацій, розвалу породи й передбачати розміщення смуги готових до виймання запасів на строк не менш ніж 2,5 місяці [19].

У загальному випадку ширина робочої площадки обчислюється по формулі [38]:

$$B_n = B_{\min} + \Delta B_p = B_{\min} + \frac{Q_p \cdot \mu}{L_p \cdot h}, \text{ м}, \quad (1.47)$$

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

$Q_p$  - річна 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.

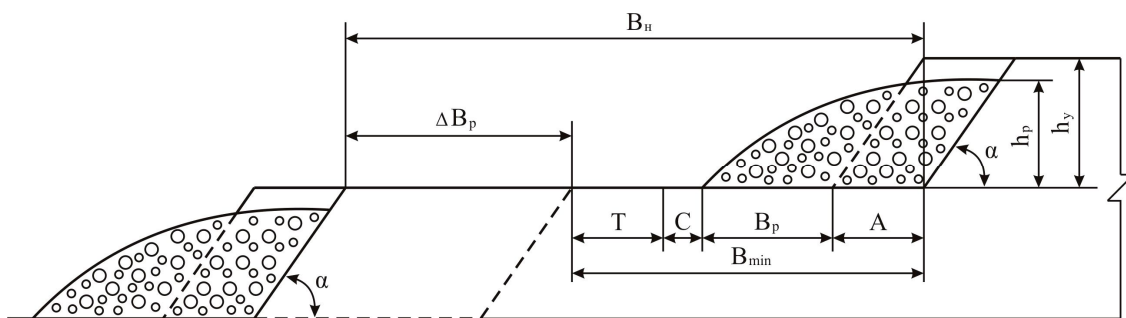


Рисунок 1.6 – Схема робочої площадки уступу:  $B_n$  - нормальна ширина робочої площадки, м;  $B_{\min}$  - мінімальна ширина робочої площадки, м;  $\Delta B_p$  - резервна смуга робочої площадки, м;  $\alpha$  - кут укосу робочого уступу;  $h_p$  - висота розвалу, м;  $h_y$  - висота уступу, м;  $A$  - 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.

Мінімальна ширина робочої площадки  $B_{\min}$  містить у собі ширину заходки екскаватора до вибуху, ширину розвалу породи, ширину смуги безпеки, ширину транспортної смуги й мінімальний зазор між нижньою брівкою розвалу й транс-



портною смугою. Виходячи із цього, очевидно, що на мінімальну ширину робочої площадки бортовий вміст заліза в руді не впливає.

Об'єм видобутку руди пов'язаний з об'ємом виробництва концентрату наступним співвідношенням [39]:

$$Q_p = \frac{Q_k}{\gamma}, \text{ т,} \quad (1.48)$$

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

$Q_k$  - планова кількість виробленого концентрату.

Підставивши (1.48) в (1.47), одержимо:

$$B_n = B_{\min} + \frac{Q_k \cdot \mu}{L_p \cdot h \cdot \gamma} \cdot \text{м.} \quad (1.49)$$

У свою чергу, вихід концентрату може бути обчислений по формулі [39]:

$$\gamma = \frac{\alpha_{cp} + \vartheta}{\beta_k + \vartheta}, \text{ долі од.,} \quad (1.50)$$

де  $\alpha_{cp}$  - середній вміст заліза в руді, долі од.;

$\vartheta$  - вміст заліза у хвостах, долі од.;

$\beta_k$  - вміст заліза в концентраті, долі од.

Як відомо, вміст заліза у хвостах  $\vartheta$  регламентується й підтримується в припустимих межах шляхом зміни параметрів технологічного режиму збагачення.

Так як вміст заліза в концентраті залежить від середнього вмісту заліза в руді, то значення виходу концентрату в результаті зміни середнього вмісту заліза в руді зміниться. Підставивши раніше отримані вирази  $\alpha_{cp}$  (1.22), (1.23) в (1.50), одержимо:

а) для зменшення бортового вмісту:

$$\gamma = \frac{(Q_p^\alpha - \Delta Q_p'') \cdot \left(\frac{\alpha_{\max} + \alpha_{\sigma}}{2}\right) + \Delta Q_p''' \cdot \left(\frac{\alpha_{\sigma} + \alpha'_{\sigma}}{2}\right) + Q_p \vartheta}{Q_p (\beta_k + \vartheta)}; \quad (1.51)$$

б) для збільшення бортового вмісту:

$$\gamma = \frac{\alpha'_{\sigma} + \alpha_{\max} + 2\vartheta}{2(\beta_k + \vartheta)}, \quad (1.52)$$

де  $\alpha'_{\sigma}$  - зменшене або збільшене значення бортового вмісту заліза в руді, долі

од.;

$Q_{\delta}^{\alpha}$  - об'єм руди, що добувається з базовим середнім значенням вмісту заліза;

$\Delta Q_p'''$  - об'єм руди, що добувається з вмістом заліза в діапазоні  $[\alpha'_{\delta}, \alpha_{\delta}]$ ;

$\Delta Q_p''$  - обсяг руди з базовим середнім вмістом заліза, необхідність видобутку якого відпала у зв'язку з появою обсягу руди  $\Delta Q_p'''$ , т;

$\alpha_{\max}$  - максимальне значення вмісту заліза в руді.

Підставивши вирази (1.51), (1.52) в (1.49) одержимо:

а) для зменшення бортового вмісту:

$$B_n = B_{\min} + \frac{Q_{\kappa} \cdot \mu \cdot Q_p (\beta_{\kappa} + \vartheta)}{L_p \cdot h \cdot [(Q_p^{\alpha} - \Delta Q_p'') \cdot (\frac{\alpha_{\max} + \alpha_{\delta}}{2}) + \Delta Q_p''' \cdot (\frac{\alpha_{\delta} + \alpha'_{\delta}}{2}) + Q_p \vartheta]}, \text{ м}; \quad (1.53)$$

б) для збільшення бортового вмісту:

$$B_n = B_{\min} + \frac{2 \cdot Q_{\kappa} \cdot \mu \cdot (\beta_{\kappa} + \vartheta)}{L_p \cdot h \cdot (\alpha'_{\delta} + \alpha_{\max} + 2\vartheta)}, \text{ м}. \quad (1.54)$$

Вирази (1.53) і (1.54) встановлюють факт залежності ширини робочої площадки від бортового вмісту заліза в руді за умови, що зміна  $Q_p$  не супроводжується пропорційною зміною  $L_{\phi}$ .

1.2.5 Дослідження залежності швидкості переміщення й швидкості поглиблення гірничих робіт від бортового вмісту заліза в руді

У пункті 1.2.4 встановлено, що зміна бортового вмісту заліза в руді впливає на вихід концентрату (при встановлених допусках на втрати заліза у хвостах збагачення), продуктивність кар'єру по руді й ширину робочої площадки уступу.

Так як продуктивність кар'єру по руді й ширина робочої площадки уступу за певних умов взаємопов'язані зі швидкістю переміщення (горизонтального переміщення) і швидкістю поглиблення (вертикального переміщення) фронту гірничих робіт, то варто припустити, що данні технологічні параметри теж залежать від бортового вмісту заліза в руді.

Згідно [40], необхідна річна швидкість переміщення фронту гірничих робіт  $v$

(рис. 1.7) визначається за виразом:

$$v = \frac{Q_p}{h \cdot L_\phi \cdot \rho}, \text{ м/рік,} \quad (1.55)$$

де  $Q_p$  - річна продуктивність кар'єру по руді т/рік;

$h$  - висота уступу, м;

$L_\phi$  - довжина рудного фронту, м;

$\rho$  - удільна вага руди, м<sup>3</sup>/т.

Підставивши (1.50) в (1.48), а результат підстановки - в (1.55) одержимо:

$$v = \frac{Q_\kappa (\beta_\kappa - \vartheta)}{h \cdot L_\phi \cdot \rho \cdot (\alpha_{cp} - \vartheta)}, \text{ м/рік.} \quad (1.56)$$

Залежно від групи способів що розглядається, значення середнього вмісту заліза в руді  $\alpha_{cp}$  в річному обсязі видобутку  $Q_p$  буде визначатися по формулі (1.24) або (1.41). З урахуванням такої підстановки необхідна швидкість переміщення фронту гірничих робіт буде визначатися виразом:

а) для зменшення бортового вмісту:

$$v = \frac{Q_\kappa \cdot Q_p \cdot (\beta_\kappa - \vartheta)}{h \cdot L_\phi \cdot \rho \cdot [(Q_p - \Delta Q_p'') \cdot (\frac{\alpha_{\max} + \alpha'_\phi}{2}) + \Delta Q_p^{\text{нов}} \cdot (\frac{\alpha_\phi + \alpha'_\phi}{2}) - Q_p \vartheta]}, \text{ м/рік;} \quad (1.57)$$

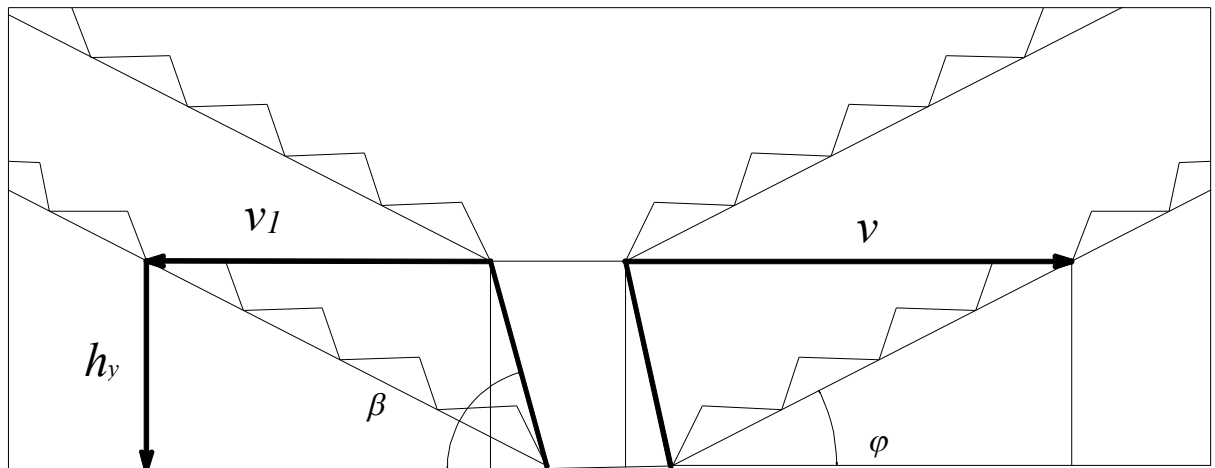


Рисунок 1.7 - Розрахункова схема для визначення швидкості поглиблення гірничих робіт:  $v$ ,  $v_l$  - швидкості переміщення відповідно з лежачого і висячого боків

б) для збільшення бортового вмісту:

$$v = \frac{2 \cdot Q_{\kappa} \cdot (\beta_{\kappa} - \vartheta)}{h \cdot L_{\phi} \cdot \rho \cdot (\alpha_{\delta} + \alpha_{\max} - 2\vartheta)}, \text{ м/рік.} \quad (1.58)$$

Згідно [40] вертикальна швидкість поглиблення гірничих робіт визначається по формулі (рис. 1.7):

$$h_{\delta} = \frac{v}{\text{ctg}\beta \pm \text{ctg}\varphi}, \text{ м/рік,} \quad (1.59)$$

де  $\beta$  - кут, по якому формується швидкість поглиблення;

$\varphi$  - кут укосу робочого борта кар'єру.

Підставивши вирази (1.57) і (1.58) в (1.59) одержимо формулу залежності вертикальної швидкості переміщення гірничих робіт від бортового вмісту заліза в руді:

а) для збільшення бортового вмісту:

$$h_y = \frac{Q_{\kappa} \cdot Q_p \cdot (\beta_{\kappa} - \vartheta)}{[h \cdot L_{\phi} \cdot \rho \cdot [(Q_p - \Delta Q_p'') \cdot (\frac{\alpha_{\max} + \alpha_{\delta}}{2}) + \Delta Q_p^{нов} \cdot (\frac{\alpha_{\delta} + \alpha'_{\delta}}{2}) - Q_p \vartheta]] \cdot (\text{ctg}\beta \pm \text{ctg}\varphi)}, \text{ м/рік;} \quad (1.60)$$

б) для зменшення бортового вмісту:

$$h_y = \frac{2 \cdot Q_{\kappa} \cdot (\beta_{\kappa} - \vartheta)}{[h \cdot L_{\phi} \cdot \rho \cdot (\alpha_{\delta} + \alpha_{\max} - 2\vartheta)] \cdot (\text{ctg}\beta \pm \text{ctg}\varphi)}, \text{ м/рік.} \quad (1.61)$$

Вирази (1.57), (1.58), (1.60), (1.61) встановлюють факт залежності відповідно швидкості переміщення  $v$  і швидкості поглиблення  $h_y$  від бортового вмісту заліза в руді за умови, що зміна  $Q_p$  не супроводжується пропорційною зміною  $L_{\phi}$ .

### 1.3 Розробка методів визначення зміни прибутку від реалізації концентрату після зміни бортового вмісту заліза в руді

#### 1.3.1. Основні положення врахування динаміки внутрішніх та зовнішніх чинників впливу при зміні поточних кондицій на мінеральну сировину

Зміна поточних кондицій на мінеральну сировину є відповідальним кроком, який може привести до суттєвої зміни (збільшення або зменшення) прибутку підприємства як основного показника ефективності його роботи. Тому очевидною є

необхідність у визначенні наслідків, до яких приведе зміна поточних кондицій, упродовж певного проміжку часу. Під наслідками розуміється зміна прибутку від реалізації концентрату та зміни об'ємно-якісних показників календарного плану роботи кар'єру. Остаточне рішення про зміну поточних кондицій необхідно приймати з урахуванням суттєвих чинників впливу, які змінюються з часом. На думку авторів, слід враховувати динаміку наступних чинників:

1) зовнішні:

- зміна ціна за одиницю кінцевої продукції;
- зміна витрат на розкривні і видобувні роботи, транспортування гірської маси, відвалоутворення та збагачення в результаті зміни цін на витратні матеріали;

2) внутрішні:

- зміна витрат на розкривні і видобувні роботи, транспортування гірської маси, відвалоутворення та збагачення в результаті динаміки параметрів гірничих робіт;
- зміна просторового розташування видобувних та розкривних ділянок.

Зміни значень внутрішніх чинників впливу можна пояснити зміною з часом довжини транспортування, зміною гірничого обладнання, зміною фізико-механічною властивістю гірських порід. Значення внутрішніх чинників впливу на декілька років вперед можна отримувати досить точно через відсутність впливу зовнішніх факторів.

Зміни зовнішніх чинників у часі, на відміну від внутрішніх, неможна визначити з такою точністю через значне впливання ринкових цін на складові технологічного процесу отримання концентрату, та безпосередньо цін на реалізацію концентрату. Отримати значення зовнішніх чинників впливу можливо шляхом їхнього прогнозування на необхідний період. Оцінювати доцільність зміни кондицій пропонується, використовуючи значення песимістичних прогнозів відповідних показників.

При використанні песимістичних прогнозів зовнішніх чинників впливу зводиться до мінімуму ризику від зміни поточних кондицій на мінеральну сировину.

1.3.2 Врахування динаміки внутрішніх та зовнішніх чинників впливу при підрахунку зміни прибутку від реалізації концентрату.

При підрахунку зміни прибутку від реалізації концентрату ((1.16) та (1.36)) вище приведені чинники пропонується враховувати наступним чином:

- зміна ціни на концентрат – у значенні параметру  $u_n$ , де  $n$  – рік, у якому прогнозується ціна концентрату, рахуючи від поточного року;
- зміна витрат на розкривні і видобувні роботи, транспортування гірської маси, відвалоутворення та збагачення в результаті зміни цін на витратні матеріали та динаміки параметрів гірничих робіт – у відповідних значеннях витрат на виробництво концентрату та розкривних робіт (значення  $C_\delta^n$  та  $C_a^n$ );
- зміна просторового розташування сортів руд за якістю – у значеннях зміни об'ємів видобутку руди та розкривних порід (значення  $\Delta Q_n$  та  $\Delta V_n$ ).

Враховуючи викладене вище, вираз зміни прибутку від реалізації концентрату можна записати наступним чином:

$$\Delta\Pi_i = [Q'_{pi} \cdot u'_i \cdot \gamma'_i - Q_{pi} \cdot u_i \cdot \gamma_i] - [\Delta Q_{pi} \cdot C_\delta^n + \Delta V \cdot C_a^n] \quad (1.62)$$

де  $\Delta\Pi_i$  – зміна прибутку від реалізації концентрату в  $i$ -му році після зміни кондицій на мінеральну сировину;

$Q'_{pi}$ ,  $\Delta Q_{pi}$  - обсяги руди, які виробляються в  $i$ -му році при варіанті зі зміною, та без зміни кондицій відповідно, т;

$u'_i$ ,  $u_i$  - ціна, за якою реалізується концентрат в  $i$ -му році при варіанті зі зміною, та без зміни кондицій відповідно, грн./т;

$\gamma'_i$ ,  $\gamma_i$  - вихід концентрату в  $i$ -му році при варіанті зі зміною, та без зміни кондицій відповідно, долі од.;

$C_\delta^i$  - питомі витрати на виробництво концентрату без урахування розкривних робіт та відвалоутворення в  $i$ -му році, грн./т;

$C_a^i$  - питомі витрати на розкривні роботи та відвалоутворення в  $i$ -му році, грн./м<sup>3</sup>.

1.3.3 Розробка алгоритму врахування зовнішніх та внутрішніх чинників впливу при обґрунтуванні доцільності зміни поточних кондицій на мінеральну сировину.

Від того, який варіант кондицій буде прийнятий, залежать показники внутрішніх чинників впливу, тому їх потрібно встановлювати окремо для кожного варіанту. Через те, що показники зовнішніх чинників впливу від варіанту кондицій не залежать, їх достатньо спрогнозували лише один раз після виникнення необхідності зміни поточних кондицій на мінеральну сировину. Запропонований алгоритм врахування зовнішніх та внутрішніх чинників впливу при обґрунтуванні доцільності зміни поточних кондицій на мінеральну сировину представлений на рис. 1.8.

Блок 2. Під виникненням необхідності зміни поточних кондицій на мінеральну сировину розуміється виконання способу реалізації стратегії освоєння родовища, який передбачає зміну кондицій.

Блок 3. Прогнозування значень зовнішніх чинників впливу виконується за допомогою відомих методик прогнозування зовнішньоекономічних показників гірничого підприємства. Прогнозується ціна на концентрат на зовнішньому ринку та вартість витратних матеріалів для роботи обладнання.

Блок 4. Формування списку варіантів бортового вмісту повинно керуватися принципом, який передбачає максимально низький бортовий вміст, тобто, у випадку зниження бортового вмісту на перших позиціях списку повинні бути варіанти з низьким бортовим вмістом, а варіанти з бортовим вмістом, який наближений до базового – в кінці. У випадку підвищення бортового вмісту навпаки, на перших позиціях повинні міститись варіанти з бортовим вмістом, наближений до базового.

Блок 6. Визначення внутрішніх чинників впливу виконується для кожного варіанту бортового вмісту окремо. Значення внутрішніх чинників залежать від просторового розміщення руд за якістю.

Блок 7. Розрахунок зміни прибутку за  $n$  років обчислюється як сума змін прибутку за кожен рік:





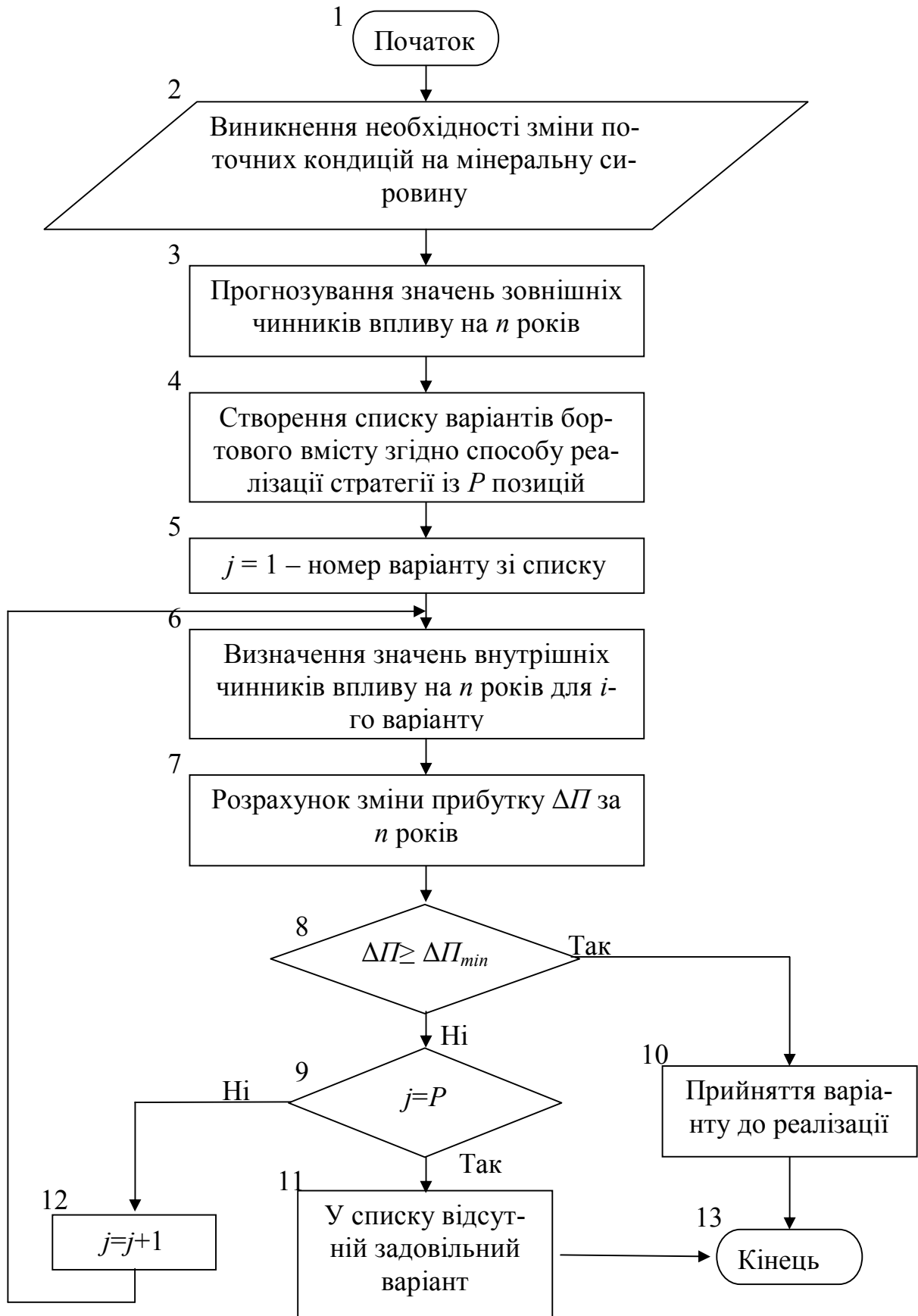


Рисунок 1.8 - Алгоритм врахування зовнішніх та внутрішніх чинників впливу при обґрунтуванні доцільності зміни поточних кондицій на мінеральну сировину

$$\Delta\Pi = \sum_{i=1}^n \Delta\Pi_i \quad (1.63)$$

де  $i$  – номер року після зміни поточних кондицій на мінеральну сировину.

Блок 8. Порівняння обчисленої зміни прибутку з очікуваною зміною прибутку. У тому випадку, коли обчислений прибуток є більший або дорівнює очікуваному, поточний варіант приймається до реалізації (блок 10), у протилежному випадку відбувається перехід до розгляду наступного варіанту зі списку (блок 12).

У тому випадку, коли жоден варіант не дає очікуваної зміни прибутку, слід або скорегувати список варіантів, або розглянути інші способи реалізації обраної стратегії.

Таким чином, обґрунтування доцільності перегляду поточних кондицій на мінеральну сировину виконується з урахуванням перспектив на декілька років вперед, що збільшує точність прийняття рішення про зміну кондицій.

1.3.4 Розробка методу обчислення можливої зміни прибутку від реалізації концентрату з урахуванням внутрішніх та зовнішніх чинників впливу після зміни бортового вмісту заліза в руді

Для розрахунку можливої зміни прибутку від реалізації концентрату необхідні наступні вихідні дані:

- геологічні дані щодо просторового розміщення кондиційних і некондиційних руд;
- планові значення об'єму видобутку руди (на 3 роки);
- планові обсяги розкривних робіт (на 3 роки);
- планові значення виходу концентрату (на 3 роки);
- планові значення середньої якості руди (на 3 роки);
- планові значення середньої якості руди (на 3 роки);
- планові значення якості концентрату (на 3 роки);
- планові значення виходу концентрату (на 3 роки);
- значення питомих витрат на розкривні роботи та на виробництво концентрату;

- ціна на концентрат для різного вмісту заліза в руді;
- базове значення бортового вмісту заліза в руді;
- нове значення бортового вмісту заліза в руді.

Для обчислення зміни прибутку необхідно виконати дії, які описані нижче.

1. Прийняти значення відносної величини обсягу нової кондиційної руди в суміші  $\delta_D$ . Виконується лише в тих випадках, коли відбувається зниження бортового вмісту заліза в руді. У випадках підвищення цей шаг пропускається.

2. Обчислити відносну величину зниження середньої якості в новій кондиційній руді  $\delta_{\alpha}$ . Якщо приймається припущення, що в суміші річний об'єм руд різної якості є рівномірним, то обчислення ведеться за виразом (1.25).

3. Обчислити середній вміст заліза в руді після зміни бортового вмісту. Обчислюється за виразом (1.21) при зниженні, та (1.39) при збільшенні бортового вмісту заліза в руді.

4. З отриманої раніше залежності [37] (рис. 1.9 верхній правий квадрант) якості концентрату від якості руди визначити вміст заліза в концентраті для обчисленої якості руди.

5. Обчислити вихід концентрату після зміни бортового вмісту заліза в руді. Виконується за виразом (1.50)

6. Обчислити зміну обсягів видобутку руди та розкривних порід за виразами (1.14), (1.15) при зменшенні бортового вмісту, і (1.34) - (1.35) при збільшенні. До отриманих значень додати корегуючі об'єми руди та розкриву, які виникли через зміну виходу концентрату.

7. Розрахувати ціни на концентрат по роках. Виконується по різному в залежності від методу ціноутворення.

8. Розрахувати можливу зміну прибутку від реалізації концентрату. Виконується за виразом (1.63) для попередньо розрахованих значень прибутку на три роки по роках за виразом (1.16) при зменшенні та (1.36) при збільшенні бортового вмісту заліза в руді.

Розрахувати необхідний бортовий вміст заліза в руді за заданою зміною при-

бутку можливо за наступним методом.

1. Для фіксованого об'єму реалізації концентрату визначити ціну, за якою необхідно його реалізувати для отримання очікуваного прибутку.

2. За отриманим значенням якості концентрату і фіксованим виходом встановити необхідний середній вміст заліза в руді.

3. За отриманим значенням середнього вмісту заліза в руді встановити необхідну відносну зміну якості в новій кондиційній руді, що повинна видобуватися. Для випадку, який передбачає зниження бортового вмісту також необхідно визначити дольову участь нової кондиційної руди в рудо потоці.

4. За визначеною відотною зміною якості в новій кондиційній руді встановити потрібне значення бортового вмісту.

1.4 Розробка графоаналітичних моделей і методів їх побудови для визначення технологічних та економічних показників відкритої розробки

1.4.1 Побудова графоаналітичних моделей визначення техніко-економічних показників відкритої розробки

Об'єднавши у номограми графіки залежностей технологічних та економічних показників відкритої розробки для зменшення та збільшення бортового вмісту заліза в руді, отримаємо графоаналітичні моделі визначення показників роботи гірничо-збагачувального комбінату. Кожний графік, який входить до номограми, повинен бути побудований для однакових вихідних даних.

Приклади графоаналітичних моделей визначення техніко-економічних показників зображені на рисунках 1.9 і 1.10 та складається із:

- графіку залежності відносної зміни середнього вмісту заліза в руді від бортового вмісту;
- графіку залежності середнього вмісту заліза в руді від відносної зміни середнього вмісту заліза в руді;
- графіку залежності якості концентрату від середнього вмісту заліза в руді
- графіку залежності можливого прибутку від реалізації концентрату від яко-

сті концентрату.

Для побудови прикладу графоаналітичних моделей використовувалися вихідні дані, що наведені в таблицях 1.1 і 1.2

1.4.2 Метод побудови та застосування графоаналітичної моделі визначення техніко-економічних показників роботи гірничо-збагачувального комбінату

При збільшенні або зменшенні бортового вмісту заліза в руді цим методом передбачається побудова графоаналітичних моделей для визначення техніко-економічних показників роботи гірничо-збагачувального комбінату.

Побудова графоаналітичної моделі виконується за наступним методом:

1) за формулою (1.18) у нижньому лівому квадранті номограми будується графік залежності відносної зміни якості руди від бортового вмісту заліза;

2) за формулою (1.21) при зменшенні та (1.44) при збільшенні бортового вмісту у правому нижньому квадранті будується графік залежності середнього вмісту

Таблиця 1.1 - Вихідні дані для побудови прикладу графоаналітичної моделі для зниження бортового вмісту заліза в руді

Показник	Значення		
	1 рік	2 рік	3 рік
Плановий об'єм видобутку руди, млн. т	10	10	10
Об'єм видобутку руди після зміни бортового вмісту, млн. т	9,7	9,7	12,7
Плановий об'єм розкриву, млн. м <sup>3</sup>	4	4	4
Зміна об'єму розкриву, млн. м <sup>3</sup>	-1,5	-1,5	-2
Базова ціна однієї тони концентрату, грн./т	95	120	150
Ціна на концентрат після зміни бортового вмісту, грн./т	90	115	145
Максимальне значення вмісту заліза в руді, %	35	35	35
Вміст заліза у хвостах збагачення, %	5	5	5
Питомі витрати на виробництво концентрату, грн./т	23	25	27
Питомі витрати на розкривні роботи, грн./м <sup>3</sup>	12	13	15
Базове значення бортового вмісту заліза в руді, %	13	13	13

Таблиця 1.2 - Вихідні дані для побудови прикладу графоаналітичної моделі для збільшення бортового вмісту заліза в руді

Показник	Значення		
	1 рік	2 рік	3 рік
Плановий об'єм видобутку руди, млн. т	10	10	10
Об'єм видобутку руди після зміни бортового вмісту, млн. т	9,7	9,7	9,7
Плановий об'єм розкриву, млн. м <sup>3</sup>	4	4	4
Зміна об'єму розкриву, млн. м <sup>3</sup>	1,5	1,5	2
Базова ціна однієї тони концентрату, грн./т	95	90	85
Ціна на концентрат після зміни бортового вмісту, грн./т	100	95	90
Максимальне значення вмісту заліза в руді, %	35	35	35
Вміст заліза у хвостах збагачення, %	5	5	5
Питомі витрати на виробництво концентрату, грн./т	23	25	27
Питомі витрати на розкривні роботи, грн./м <sup>3</sup>	12	13	15
Базове значення бортового вмісту заліза в руді, %	13	13	13

заліза в руді від відносної зміни якості руди при різних фіксованих значеннях об'єму прирізки бідної руди (при зниженні бортового вмісту)

3) у верхньому правому квадранті номограми будується графік залежності якості концентрату від середнього вмісту заліза в руді [37];

4) за формулою (1.16) при зменшенні бортового вмісту, та (1.36) при збільшенні у верхньому лівому квадранті будується графік залежності можливої зміни прибутку від реалізації концентрату від його якості. У наступному підрозділі приведений докладний метод розрахунку зміни прибутку від бортового вмісту заліза в руді.

Приклади побудованих графоаналітичних моделей зображені на рис. 1.9 та 1.10.

За допомогою графоаналітичних моделей можна визначати взаємозалежності можливої зміни прибутку, якості концентрату та руди, бортового вмісту. Слід однак зазначити, що отримана графоаналітична модель справедлива лише для тих вихідних даних, для яких вона побудована. Для інших вихідних даних модель потрібно побудувати заново, її вигляд може відрізнитися від тих прикладів, які приведені на рис. 1.9 та 1.10.

Для визначення зміни прибутку від реалізації концентрату за заданим бортовим вмістом за допомогою побудованих графоаналітичних моделей необхідно:

- провести горизонтальну лінію від точки бортового вмісту на нижньому лівому графіку до перетину з графіком у нижньому правому квадранті; отримаємо значення відносної зміни якості в новій кондиційній руді та середній вміст заліза в руді;

- з отриманої точки перетину необхідно провести вертикальну лінію до перетину з графіком, який розташований у верхньому правому квадранті; отримаємо значення середнього вмісту заліза в руді, та значення якості концентрату;

- з отриманої точки необхідно провести горизонтальну лінію до перетину з графіком, який розташований у верхньому лівому квадранті; отримаємо точку, яка показуватиме значення зміни прибутку від реалізації концентрату.

За допомогою побудованої графоаналітичної моделі існує можливість за одним із параметрів визначати усі інші. Особливу увагу варто приділити наступним можливостям:

- можливість визначати необхідне значення бортового вмісту заліза в руді за заданою зміною можливого прибутку;

- можливість визначати припустимі границі зміни бортового вмісту заліза в руді для подальшого маневрування;

- можливість встановлювати оптимальне значення дольової участі нової кондиційної руди в рудопотоці при зменшенні бортового вмісту заліза в руді.

У тому випадку, коли застосовується ручне керування виходом концентрату для зміни об'єму його виробництва при збереженні незмінної якості, графоаналітичні моделі можуть бути перетворені, і містити наступні графіки:

- графік залежності відносної зміни якості в новій кондиційній руді від бортового вмісту заліза;

- графік залежності необхідного виходу концентрату від відносної зміни якості в новій кондиційній руді;

- графік залежності об'єму виробництва концентрату від його виходу;

- графік залежності прибутку від об'єму виробництва концентрату.

Приклади перетворених графоаналітичних моделей для розглянутого специфічного випадку використання змінних кондицій приведені на рис. 1.11 і 1.12

Блок-схема алгоритму розрахунку можливого прибутку від реалізації за заданим бортовим вмістом та за умовами ручного керування виходом концентрату приведений на рисунку 1.13.

Блок 2 – до вихідних даних відносяться: нове значення бортового вмісту заліза в руді, дані о собівартості виробництва концентрату, дані про об'єми розкритих порід і руди.

Блок 3 – відносна зміна середнього вмісту заліза в руді обчислюється із формули (2.63) при підвищенні, і (2.74) – при зниженні об'ємів виробництва концентрату.

Блок 4 – значення необхідного виходу концентрату обчислюється із формули (2.64) при підвищенні, і (2.75) – при зниженні об'ємів виробництва концентрату.

Блок 5 – значення об'єму виробництва концентрату обчислюється із формули (2.65) для обох випадків зміни об'єму виробництва.

Блок 6 – прибуток від реалізації концентрату обчислюється за формулою (2.16) при підвищенні об'єму виробництва, та за формулою (2.29) – при зниженні об'єму виробництва.

Блок 7 - якщо обчислений прибуток менший заданого мінімального значення, треба зробити корегування об'єму виробництва концентрату (блок 8), якщо це можливо. В іншому випадку – зміна об'єму виробництва концентрату з використанням зміни бортового вмісту заліза в руді є недоцільною.



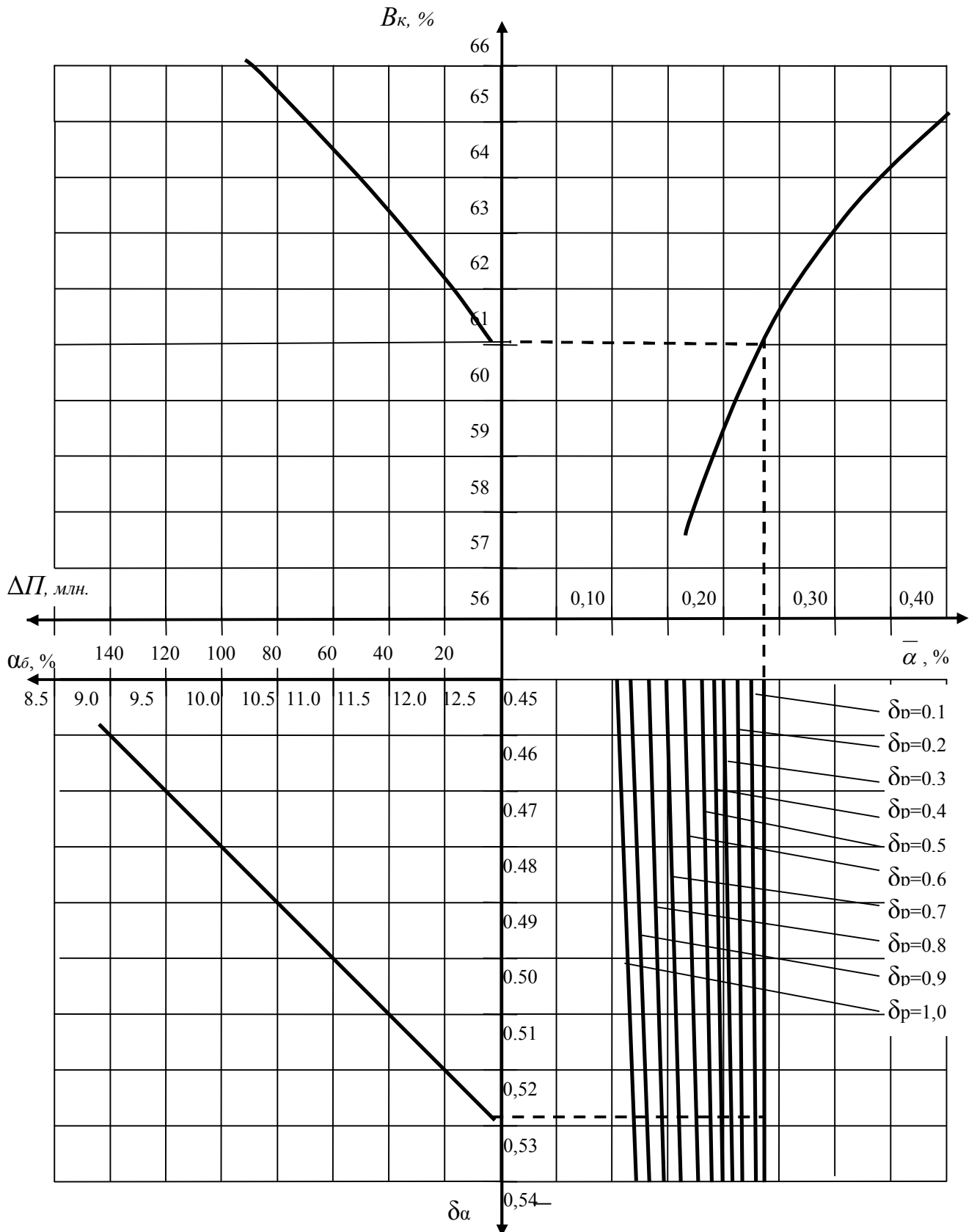


Рисунок 1.9 – Приклад графоаналітичної моделі визначення техніко-економічних показників відкритих гірничих робіт при зниженні бортового вмісту заліза в руді

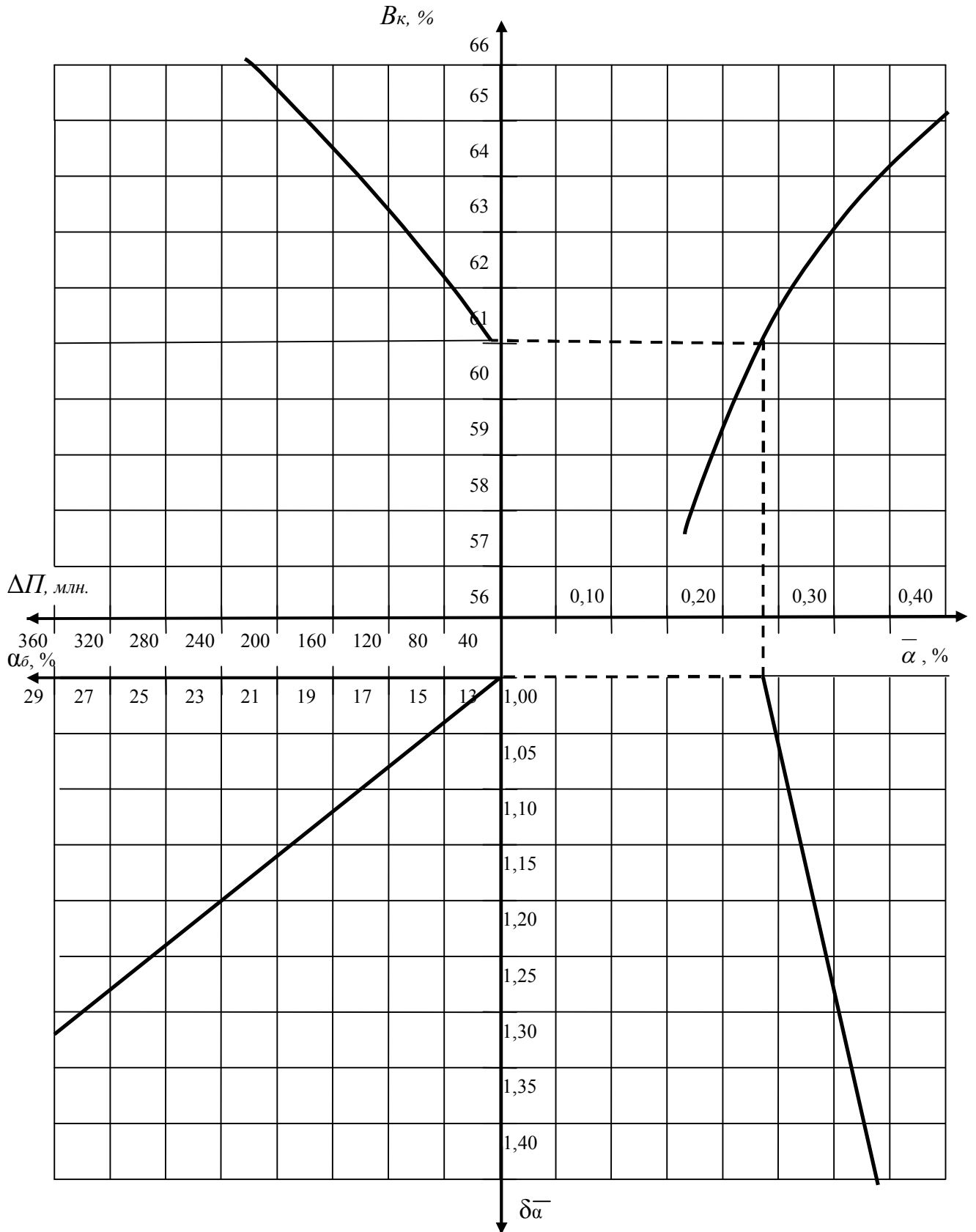


Рисунок 1.10 – Приклад графоаналітичної моделі визначення техніко-економічних показників відкритих гірничих робіт при збільшенні бортового вмісту заліза в руді

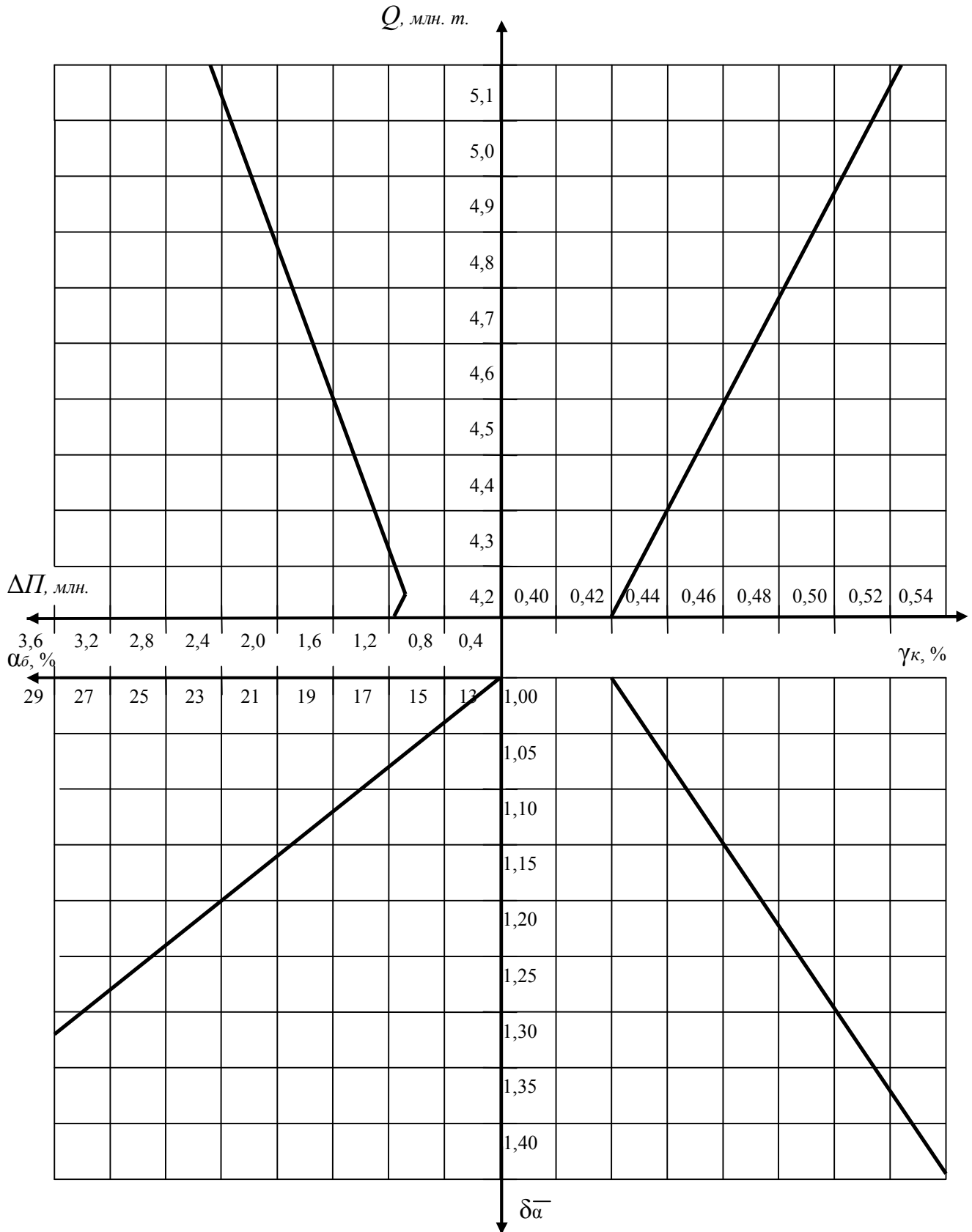


Рисунок 1.11 – Приклад перетвореної графоаналітичної моделі визначення техніко-економічних показників відкритих гірничих робіт при збільшенні бортового вмісту заліза в руді

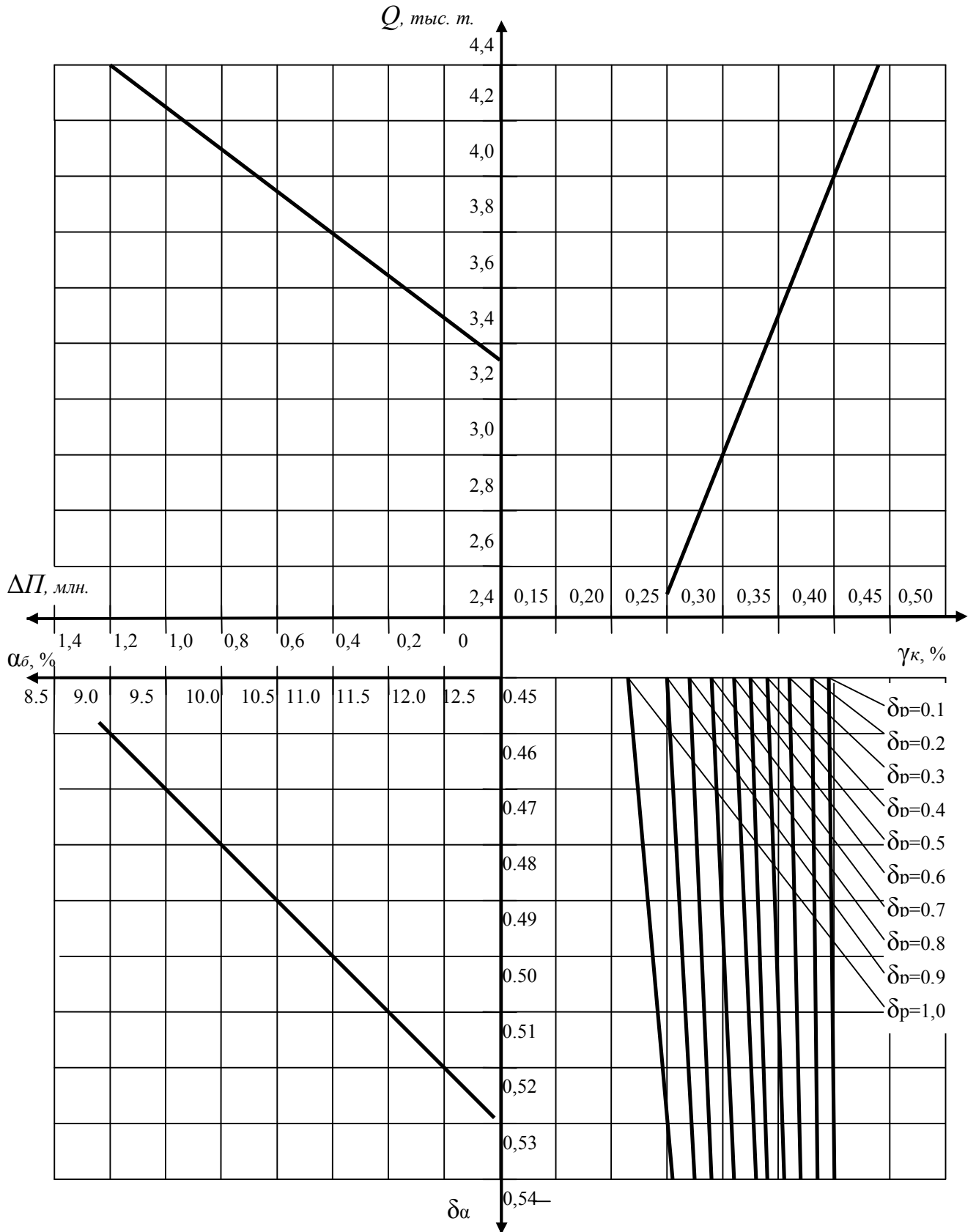


Рисунок 1.12 - Приклад перетвореної графоаналітичної моделі визначення техніко-економічних показників відкритих гірничих робіт при зменшенні бортового вмісту заліза в руді

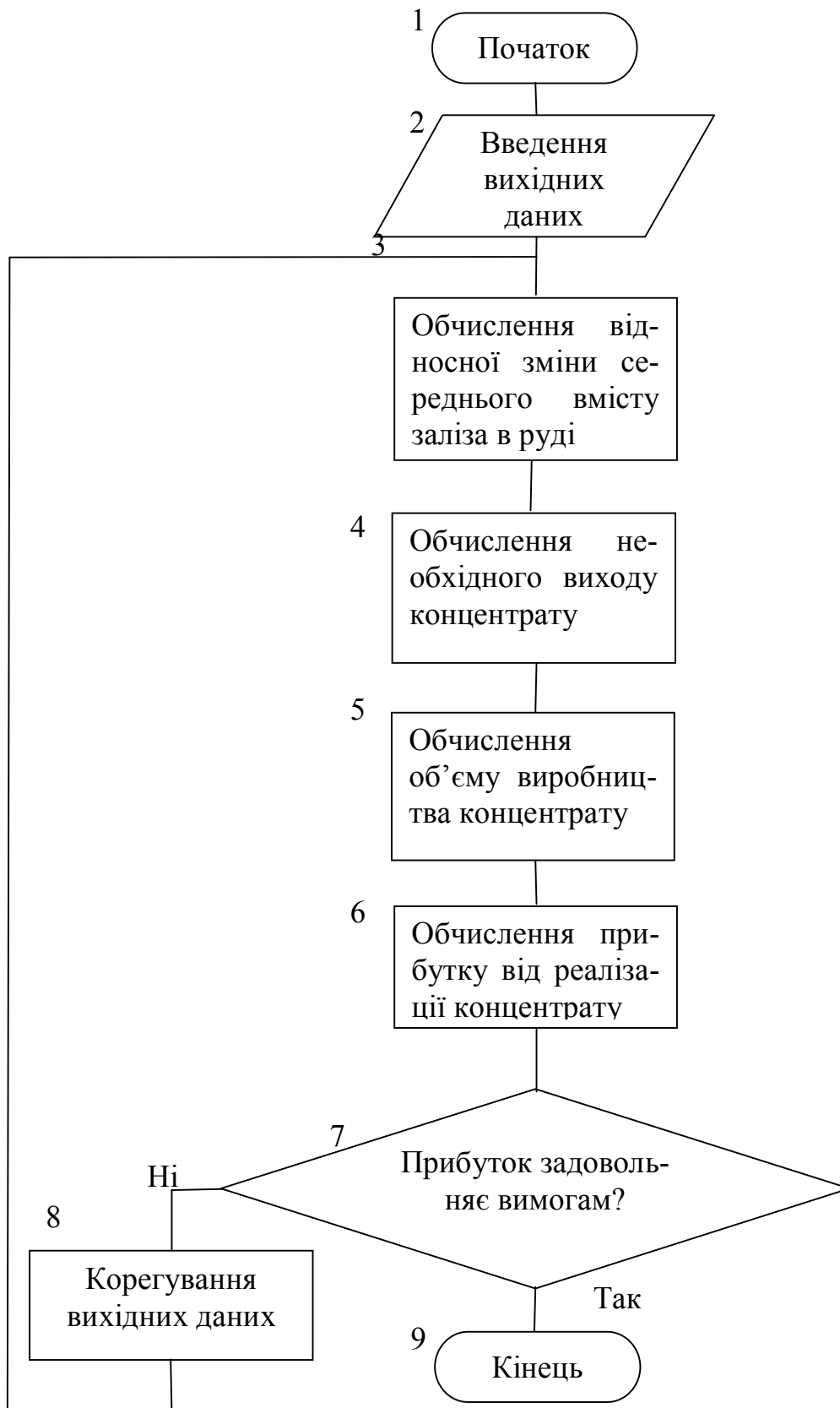


Рисунок 1.13 - Блок-схема алгоритму обчислення прибутку від реалізації концентрату при ручному керуванні його виходом

## 1.5 Позичювання змни кондицій на мiнеральну сировину як спосiб реалiзацiї стратегiї освоєння родовища

### 1.5.1 Основнi положення визначення економiчної ефективностi змни бортового вiмiсту залiза в рудi при змни планової якостi концентрату

Як вiдомо, основною особливiстю ринку мiнерально-сировинної продукцiї є змни її цiни й необхiдних обсягiв виробництва. Цi змни обумовлюють змни можливого прибутку пiдприємства. З iншого боку, розмiр можливого прибутку визначається прийнятiй пiдприємством стратегiєю освоєння родовища.

В остаточному пiдсумку , розмiр можливого прибутку визначається ступенем вiдповiдностi прийнятої стратегiї поточним умовам ринку.

Пiд рацiональною стратегiєю освоєння родовища пропонується розумiти вихiдний основний принцип формування технологiчних рiшень, що визначають, в остаточному пiдсумку, розподiл обсягiв виїмки гiрської маси в кар'єрному просторi в часi й забезпечують досягнення цiлi освоєння родовища з мiнiмальними (припустимими) витратами ресурсiв.

Цiль освоєння родовища визначає стратегiю. Взагалi iєрархiю освоєння родовища вiд цiлi до конкретних дiй можна сформувати наступним чином (рис. 1.14)

Приклади цiлей можна привести наступнi:

- отримання максимального прибутку;
- максимальне вилучення корисного компоненту при отриманнi мiнiмально-допустимого прибутку;
- вiдпрацювання родовища за встановлений термiн при отриманнi мiнiмально-допустимого прибутку.

Одна i та сама цiль може бути досягнута декiлькама стратегiями, кожна стратегiя, в свою чергу, може бути реалiзована декiлькама способами реалiзацiї.

Кожна стратегiя повинна передбачати реакцiю на вiдхилення процесу реалiзацiї вiд норми. Наприклад, реакцiю на змну прибутку вiд реалiзацiї концентрату як в бiк зниження, так i в бiк пiдвищення; реакцiю на змну строку вiдпрацювання родовища тощо.

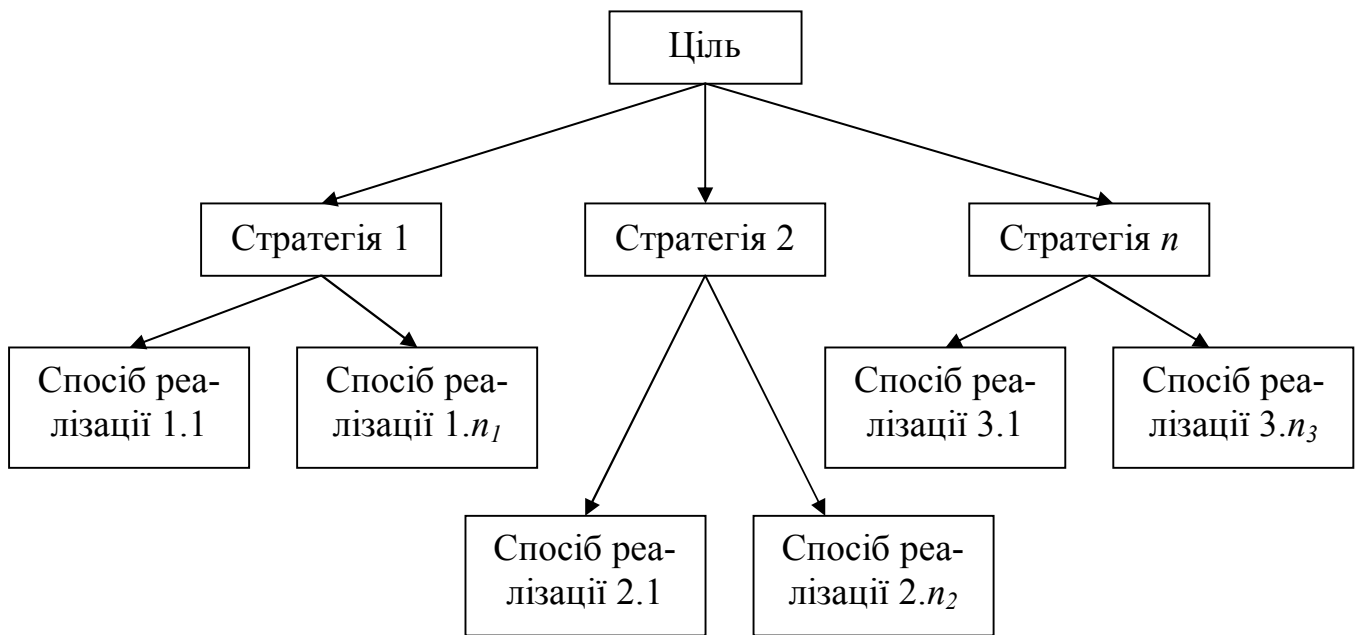


Рисунок 1.14 - Шлях від цілі освоєння родовища до її реалізації

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 без зміни кондицій [41]:

- перша стратегія (базова) - видобуток корисної копалини з постійним вмістом корисного компонента в рудопотоці незалежно від коливання цін на продукцію в часі;

- друга стратегія - видобуток корисної копалини з високим вмістом корисного компонента в період росту ціни й видобуток бідних руд у період спаду цін на продукцію;

- третя стратегія - видобуток корисної копалини з високим вмістом корисного компонента в період падіння ціни, і зниження якості - у період росту ціни.

У цьому випадку для системної повноти другу й третю стратегії необхідно деталізувати: зазначені варіанти зміни якості корисної копалини доповнити можливими варіантами зміни обсягів видобутку.

Причиною зміни стратегії може бути не тільки зміна ціни на концентрат, але й зміна гірничо-геологічних умов, удосконалювання техніки й технології відкри-

тих гірничих робіт, зміна цінових факторів й ін.

Раціональну стратегію пропонується визначати шляхом розрахунку й порівняння можливого прибутку від реалізації продукції (концентрату).

Запропонована процедура визначення й реалізації раціональної стратегії освоєння родовища на стадії експлуатації кар'єру:

1) завдання періоду планування гірничих робіт і виробничої ситуації, що відповідає прийнятій стратегії (приклад виробничої ситуації: збільшити об'єм і якість концентрату);

2) планування гірничих робіт для виробничої ситуації, що відповідає базовій стратегії й визначення відхилення результатів від необхідних;

3) планування гірничих робіт для виробничої ситуації, що відповідає заданій стратегії, з урахуванням відхилення результатів базової стратегії від необхідних і від календарного плану для заданого періоду планування; якщо результати планування задовільні, то розраховується можливий прибуток від реалізації продукції (концентрату); якщо результати планування або економічної оцінки незадовільні, то розглядається варіант зі зміною кондицій (п. 4);

4) планування гірничих робіт для виробничої ситуації, що відповідає 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 можливий прибуток від реалізації продукції (концентрату); якщо результати планування або економічної оцінки незадовільні, то розглядаються варіанти зміни проектних технологічних рішень.

1.5.2 Запропоновані способи реалізації стратегій освоєння родовища з використанням зміни бортового вмісту заліза в руді

Пропонується розділити способи корегування задачі календарного планування відповідно зміненої стратегії розробки родовища на заданий період на дві групи:

1) способи, які передбачають збільшення бортового вмісту заліза в руді при



одночасній зміні об'єму видобутку руди;

2) способи, які передбачають зменшення бортового вмісту заліза в руді при одночасній зміні об'єму видобутку руди.

Кожна група містить у собі по три способи: зі зменшенням, збільшенням або незмінним об'ємом видобутку руди (рис. 1.15).

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, втягувати в розробку більш бідні руди.

Традиційні способи реалізації стратегій освоєння родовища передбачають корегування об'ємно-якісних показників календарного плану в його межах, або за його межами.

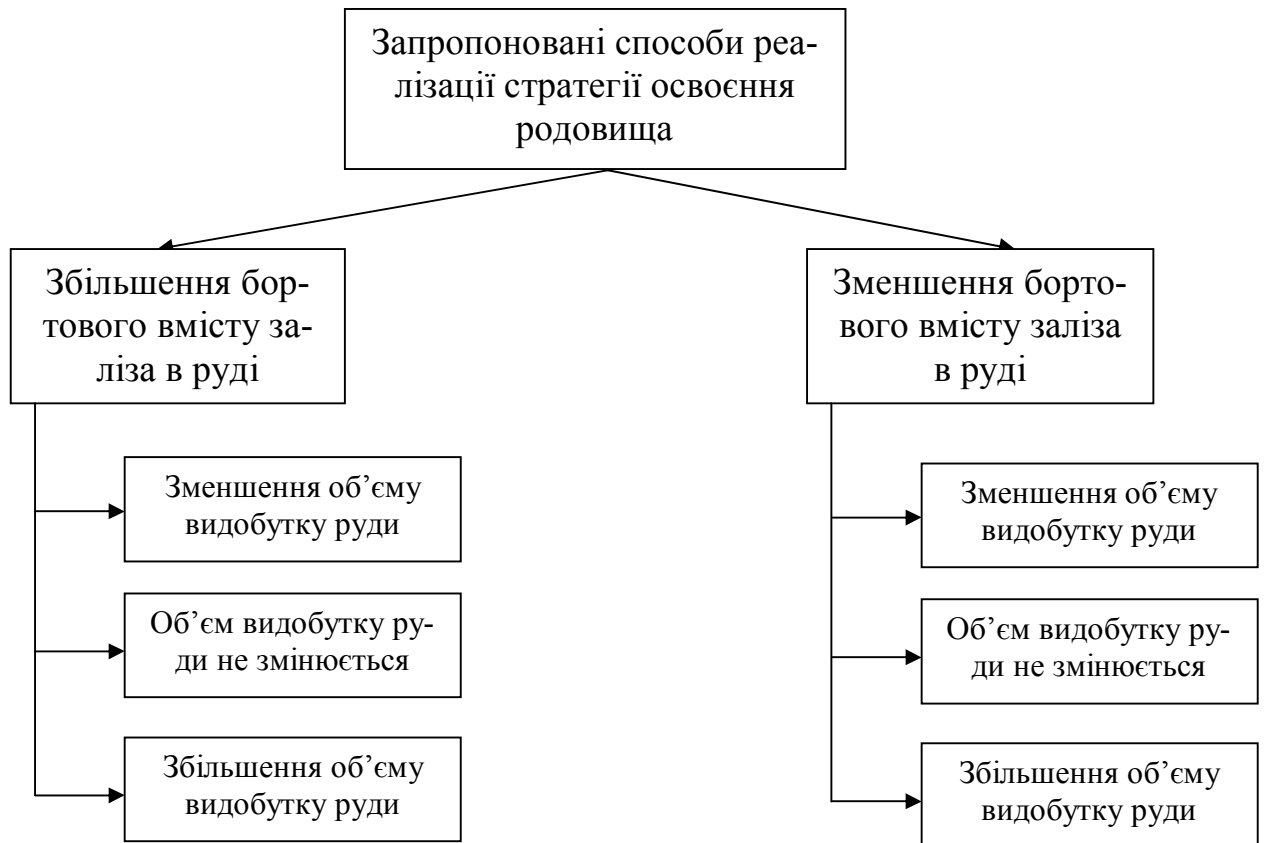


Рисунок 1.15 - Запропоновані способи реалізації стратегії освоєння родовища

1.6 Розробка та апробація методики визначення раціональних значень кондицій на мінеральну сировину на основі внутрішніх та зовнішніх чинників впливу

1.6.1 Розробка методики визначення раціональних значень кондицій на мінеральну сировину з урахуванням динаміки внутрішніх та зовнішніх чинників впливу

Загальний алгоритм визначення раціональних кондицій на мінеральну сировину повинен визначати, в яких випадках необхідно змінювати стратегію освоєння родовища; місце зміни кондицій на мінеральну сировину серед інших способів реалізації стратегії освоєння родовища, вибирати 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 по-

казники календарного плану, технологічні параметри відкритих гірничих робіт (поточний коефіцієнт розкриву, ширина робочої площадки, швидкість подвигання та швидкість поглиблення гірничих робіт). Блок-схема запропонованого узагальненого алгоритму визначення раціональних кондицій (бортового вмісту) на мінеральну сировину зображений на рис. 1.16.

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 (на 3 роки);
- планові обсяги розкривних робіт (на 3 роки);
- планові значення виходу концентрату (на 3 роки);
- планові значення середньої якості руди (на 3 роки);
- планові значення якості концентрату (на 3 роки);
- планові значення виходу концентрату (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;
- довжина рудного фронту;
- нормативний коефіцієнт запасів, які готові до виймання;
- висота уступу.
- кут, по якому формується швидкість поглиблення гірничих робіт;
- кут укосу робочого борта кар'єру.

Блок 3 показує, що наступні операції виконуються з огляду на те, що відбулася зміна ціни, по якій відбувається реалізація концентрату як кінцевої продукції.

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

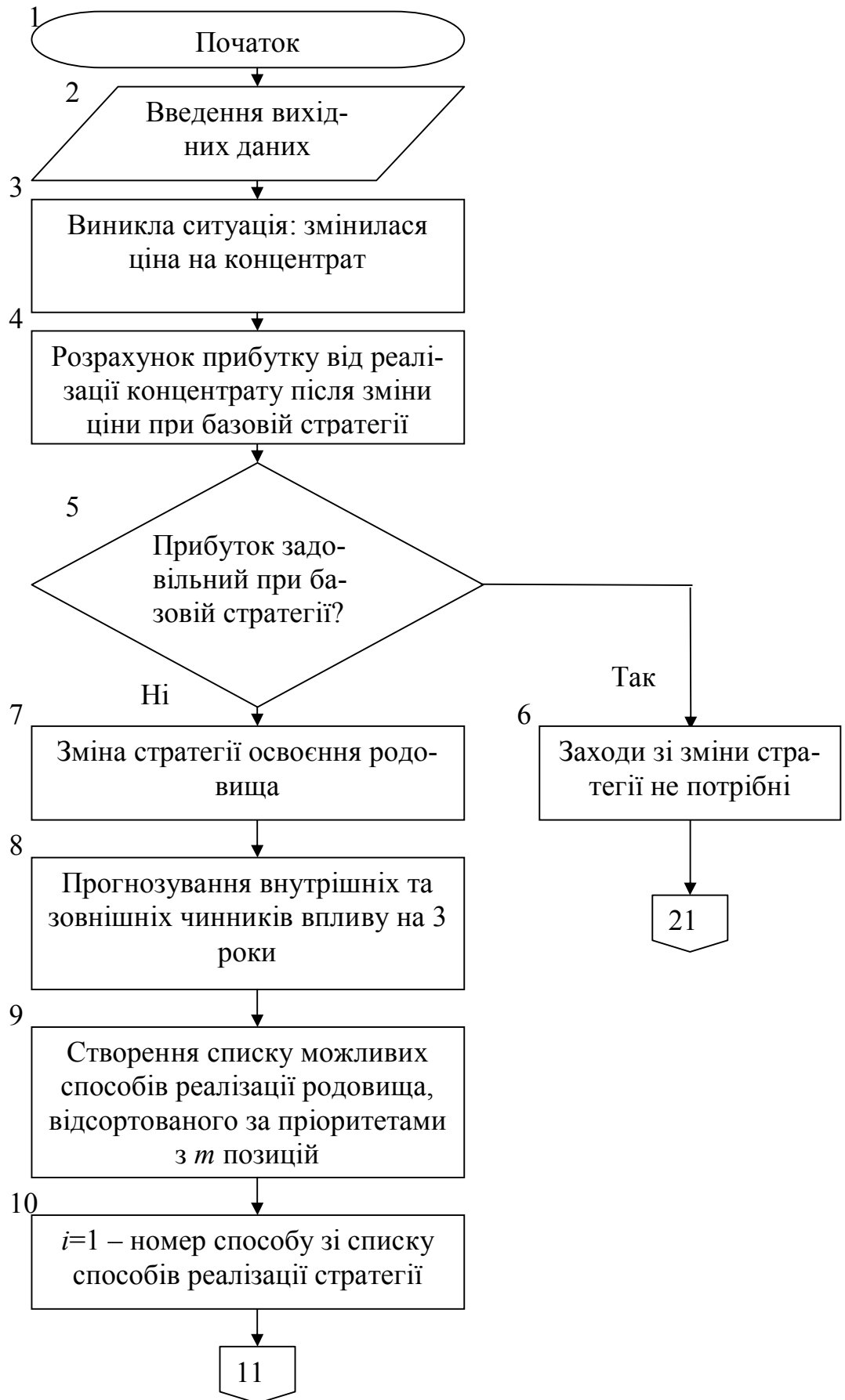
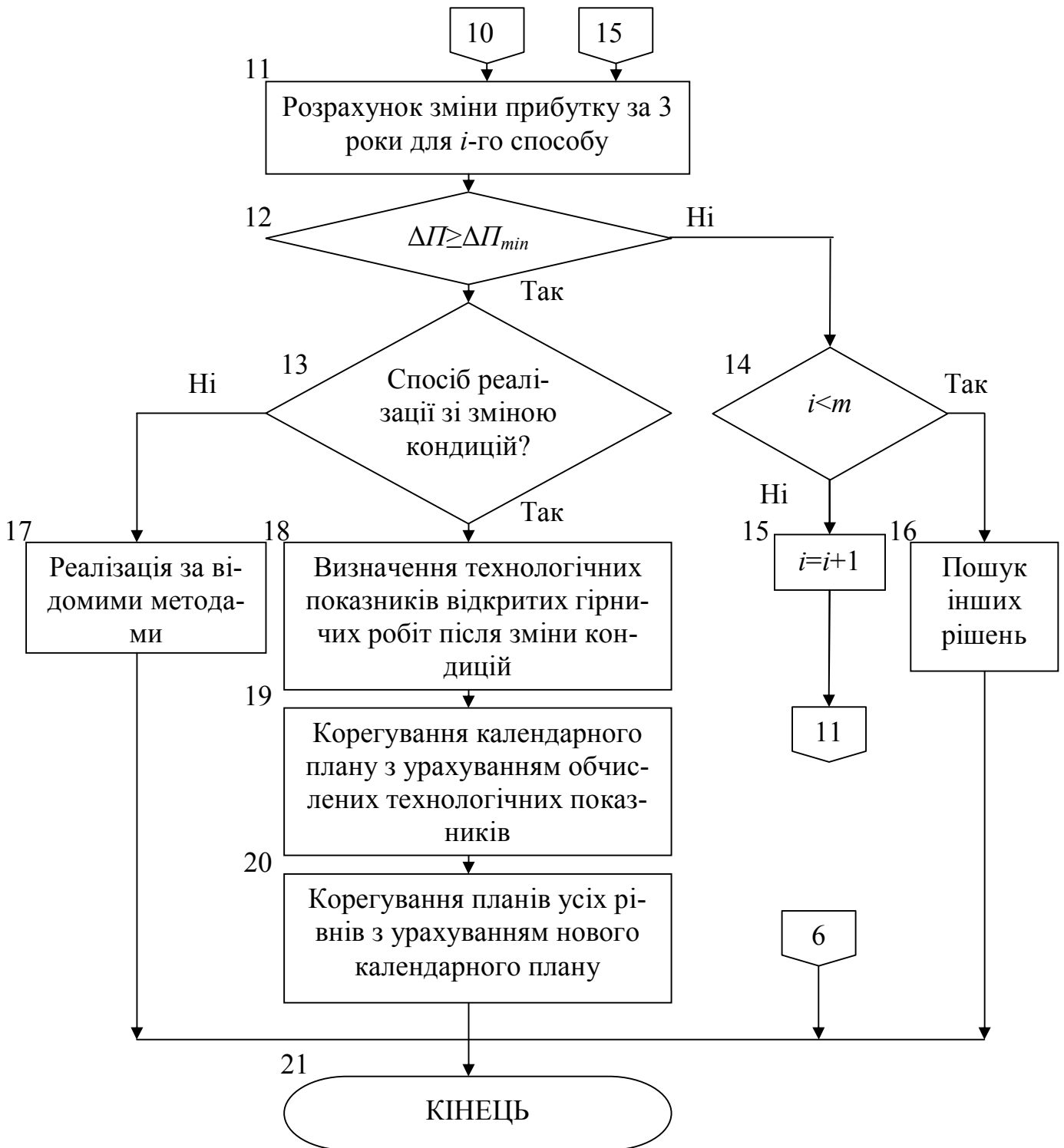


Рисунок 1.16 - Блок-схема загального алгоритму визначення раціональних кондицій на мінеральну сировину



Продовження рисунку 1.16

$$\Delta\Pi_{\text{ц}} = Q_p \gamma \cdot (u_1 - \text{ц}) \quad (1.64)$$

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

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 сформуваної 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 результатів 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, які наведені на рис. 1.12, існують традиційні способи, які не передбачають зміну кондицій на мінеральну сировину:

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

- корегування 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, алгоритм якого представлений на рис. 1.8.

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 прибутку 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 подвигання (горизонтального переміщення) гірничих робіт;
- швидкість поглиблення (вертикального переміщення) гірничих робіт.

Поточний коефіцієнт розкриву розраховується за формулою (1.30), ширина робочої площадки – за формулою (1.54), швидкість подвигання – за формулами (1.58) та (1.59), швидкість поглиблення – (1.60) та (1.61).

Останнім етапом обґрунтування раціональних кондицій є корегування календарного плану, його узгодження згідно законодавства (Блок 19). Після чого виконується корегування планів усіх рівнів (Блок 20).

## 1.6.2 Апробація створеної методики

### 1.6.2.1 Визначення вихідних даних та опис проблемної ситуації

Геологічні дані щодо просторового розміщення кондиційних і некондиційних руд для прикладу розрахунків наведені у таблиці 1.3. 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 1.4 та 1.5

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)

1.6.2.2 Розрахунок зміни прибутку при зміні ціни на концентрат та його оцінка

Зміна прибутку після зміни ціни на концентрат згідно з (1.64) буде дорівнювати:

$$\Delta\Pi_{\text{ц}} = Q_p \gamma \cdot (c_1 - c) = 10'000'000 \cdot 0,4 \cdot (100 - 95) = -20'000'000 \text{ грн.}$$

$$\Delta\Pi_{\text{min}} = 20'000'000 \cdot 3 = -60'000'000 \text{ грн.}$$

Таким чином складається можливість змінити стратегію освоєння родовища таким чином, 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 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.

1.6.2.3 Зміна стратегії освоєння родовища та прогнозування внутрішніх та зовнішніх чинників впливу на 3 роки

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. 1.2.1).

Результати прогнозування динаміки зовнішніх чинників впливу наведені у таблиці 1.6

Таблиця 1.3 - 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	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
19 – 19,(9)	1,4	4,67
20 – 20,(9)	1,3	4,4
21 – 21,(9)	1,2	4
22 – 22,(9)	1,1	3,7
23 – 23,(9)	1	3,5
Максимальне значення вмісту заліза в руді, %	35	35

#### 1.6.2.4 Створення списку можливих способів реалізації 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:

Таблиця 1.4 - 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 розкриву, 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 розкривні 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 1.5 - Ціна на концентрат відповідно до вмісту заліза

Вміст заліза, %	Ціна, грн./т		
	1 рік	2 рік	3 рік
58 – 58,(9)	80	95	105
59 – 59,(9)	85	100	110
60 – 60,(9)	90	105	115
61 – 61,(9)*	95	110	120
62 – 62,(9)	100	115	125
63 – 63,(9)	105	120	130
64 – 64,(9)	110	125	135

\* базова якість концентрату

Таблиця 1.6 - 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

- 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 спосіб №1 (згідно блоку 10)

1.6.2.5 Розрахунок можливої зміни прибутку для способу №1 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 (алгоритм методу представлений на рис. 1.8).

Необхідно обчислити можливу зміну прибутку для різних значень бортового вмісту, менших за базовий. Згідно блоку 4 алгоритму врахування динаміки, складено список варіантів бортового вмісту:

- 1) 10 %;
- 2) 11 %;
- 3) 12 %.

Для подальшого обчислення можливої зміни прибутку необхідно побудувати графоаналітичну 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. Для поточного прикладу графоаналітична модель побудована на рисунку 1.9.

Розрахунок для варіанту 1 і 2 не дають очікуваного економічного ефекту.

Обчислення можливої зміни прибутку для бортового вмісту заліза в руді 12%

Шаг 1. Прийняти значення відносної величини обсягу нової кондиційної руди в суміші  $\delta_D$ . Подальше обчислення буде вестись при значенні  $\delta_D = 0,1$ .

Шаг 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. Обчислюється за виразом (1.25)

$$\delta_{\bar{\alpha}} = \frac{\alpha'_6 + \alpha_6}{\alpha_6 + \alpha_{\max}} = \frac{12+13}{13+35} = 0,52$$

Шаг 3. Обчислення середнього вмісту заліза в руді після зміни бортового вмісту заліза. Обчислюється за виразом (1.21)

$$\bar{\alpha} = \bar{\alpha}_n \cdot [(1 - \delta_p) + \delta_p \cdot \delta_{\bar{\alpha}}] = 24[(1 - 0,1) + 0,1 \cdot 0,52] = 22,8$$

Шаг 4. З отриманої раніше залежності [37] (рис. 1.9 верхній правий квадрант) якості концентрату від якості руди визначається вміст заліза в концентраті для обчисленої якості руди. Отримане значення – 60,5 %.

Шаг 5. Обчислення виходу концентрату після зміни бортового вмісту заліза в руді. Виконується за виразом (1.50):

$$\gamma = \frac{\alpha_{cp} + \mathcal{G}}{\beta_k + \mathcal{G}} = \frac{22,8 + 5}{60,5 + 5} = 0,424$$

Шаг 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.

$$\Delta V = \Delta Q_p \cdot k_s - \frac{Q_p \cdot \delta_p}{\rho} = 377358 \cdot 0,4 - \frac{10'000'000 \cdot 0,1}{3} = -182390 \text{ м}^3$$

Шаг 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:

$$u_1 = u_6 + \Delta u(\beta - \beta_6) = 95 + 5(60,5 - 61) = 92,5 \text{ грн./т}$$

$$u_2 = 110 + 5(60,5 - 61) = 107,5 \text{ грн./т}$$

$$u_3 = 120 + 5(60,5 - 61) = 117,5 \text{ грн./т}$$

Шаг 8. Розрахунок можливої зміни прибутку від реалізації концентрату. Виконується за виразом (1.63) для попередньо розрахованих значень прибутку на три роки по роках за виразом (1.16):

- для першого року

$$\begin{aligned} \Delta\Pi_1 &= [Q_{p1} \cdot u_1 \cdot \gamma_1 - Q_p \cdot u \cdot \gamma] - [\Delta Q_p \cdot C_o + \Delta V \cdot C_e] = \\ &= [10377358 \cdot 92,5 \cdot 0,424 - 10000000 \cdot 95 \cdot 0,44] - [377358 \cdot 23 - 182390 \cdot 12] = \\ &= -11000000 - 6490554 = -17490554 \text{ грн.} \end{aligned}$$

- для другого року

$$\begin{aligned} \Delta\Pi_2 &= [Q_{p2} \cdot u_2 \cdot \gamma_2 - Q_p \cdot u \cdot \gamma] - [\Delta Q_p \cdot C_o + \Delta V \cdot C_e] = \\ &= [10377358 \cdot 107,5 \cdot 0,424 - 10000000 \cdot 110 \cdot 0,44] - [377358 \cdot 25 - 182390 \cdot 13] = \\ &= -11000000 - 7062880 = -18062880 \text{ грн.} \end{aligned}$$

- для третього року

$$\begin{aligned} \Delta\Pi_3 &= [Q_{p3} \cdot u_3 \cdot \gamma_3 - Q_p \cdot u \cdot \gamma] - [\Delta Q_p \cdot C_o + \Delta V \cdot C_e] = \\ &= [10377358 \cdot 117,5 \cdot 0,424 - 10000000 \cdot 120 \cdot 0,44] - [377358 \cdot 27 - 182390 \cdot 15] = \\ &= -11000000 - 7452816 = -18452816 \text{ грн.} \end{aligned}$$

Можлива зміна прибутку за 3 роки буде дорівнювати:

$$\Delta\Pi = \sum_{i=1}^n \Delta\Pi_i = \Delta\Pi_1 + \Delta\Pi_2 + \Delta\Pi_3 \approx -54 \text{ млн. грн.}$$

Оцінка результату розрахунку (блок 12). 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 розкривних порід) дорівнює 10%, є економічно доцільним.

1.6.2.6. Визначення технологічних показників відкритих гірничих робіт після зменшення бортового вмісту

1. Розрахунок поточного коефіцієнту розкриву

Поточний коефіцієнт розкриву розраховується за виразом (1.30):

$$k_e^{mek.} = \frac{V + \Delta V}{Q_p + \Delta Q_p} = \frac{4'000'000 - 182390}{10'000'000 + 377358} = 0,37$$

## 2. Розрахунок ширини робочої площадки

Ширина робочої площадки розраховується за виразом (1.54) однак через те, що новий вихід концентрату вже обчислено, можна використати вираз (1.49):

$$B_n = B_{\min} + \frac{Q_k \cdot \mu}{L_p \cdot h \cdot \gamma} = \frac{4'400'000 \cdot 0,21}{2000 \cdot 20 \cdot 0,424} = 54,5$$

## 3. Розрахунок швидкостей подвигання та поглиблення гірничих робіт

Швидкість подвигання (горизонтального переміщення гірничих робіт) розраховується за виразом (1.58) однак через те, що новий обсяг видобутку руди вже розрахований, можна використати вираз (1.55)

$$v = \frac{Q_p + \Delta Q_p}{h \cdot L_\phi \cdot \rho} = \frac{10377358}{20 \cdot 2000 \cdot 3} = 86 \text{ м/год}$$

Швидкість поглиблення (вертикального переміщення гірничих робіт) розраховується за виразом (1.59):

$$h_y = \frac{v}{\text{ctg}\beta + \text{ctg}\varphi} = \frac{86}{0,36 + 4,70} = 17 \text{ м.}$$

Таким чином, була обґрунтована доцільність зміни бортового вмісту з 13% на 12 % для заданих вихідних даних, були розраховані технологічні показники відкритої розробки, залежність яких від бортового вмісту була встановлена.

## РОЗДІЛ 2 РОЗРОБКА МЕТОДИКИ ВИБОРУ РАЦІОНАЛЬНОГО НАПРЯМКУ ФОРМУВАННЯ ЕКОЛОГІЧНО- ТА СОЦІАЛЬНО-ЕКОНОМІЧНО ПРИЙНЯТНИХ ТЕХНОГЕННИХ ЛАНДШАФТІВ

2.1 Аналіз та узагальнення відомих методологічних підходів до реабілітації техногенних ландшафтів гірничопромислових регіонів.

Характерною особливістю традиційних методологічних підходів до проблеми реабілітації порушених земель при відкритій розробці горизонтальних родовищ є те, що більшість рекомендацій по формуванню техногенного рельєфу в цілому, так і техногенного рельєфу зокрема відноситься лише до одного структурного його елементу – формування поверхні внутрішніх відвалів. Це роботи Новожилова М.Г., Ескіна В.С., Горлова В.Д., Бекаревича Н.Е., Певзнера М.Е., Ржевського В.В., Руського І.І., Симкіна Б.А., Поліщука А.К., Міхайлова А.М., Томакова П.І., Коваленко В.С., Барсукова М.І. і багато інших, в яких приведені результати наукових досліджень по гірничотехнічній і біологічній рекультивациі поверхонь внутрішніх і зовнішніх відвалів. В той же час дуже мало робіт, присвячених скороченню площ земель, що назавжди втрачаються для сільськогосподарського виробництва. Ще менше робіт з питань створення раціонального або оптимального техногенного рельєфу з параметрами всієї території гірничого і земельного відводів відповідними заданою або встановленою спрямованістю відновлення земель.

Аналіз вищенаведених робіт дозволяє стверджувати, що існуючий (традиційний) підхід до формування техногенного рельєфу тільки ліквідує (у тому або іншому ступені) наслідки ВГР, але не усуває або зменшує причинні чинники їх дії.

Традиційно реабілітація техногенних ландшафтів гірничопромислового регіону в теорії і практиці відкритої розробки пологих родовищ розглядається як завершальний етап гірничих робіт, тобто як наслідок взаємодії гірничодобувної і гірничовидобувної техніки з природним середовищем [42]. Кожен кар'єр, що пра-



цює, авторами вказаних робіт представляється як «геогірничотехнічна система», що динамічно безперервно змінюється. У цій системі виділяються три структурні елементи: добувний (техніка вилучення корисної копалини), обслуговуючий (дренажна система і система розробки порід) і супутній (кар'єрно-відвальні комплекси). У роботі відрізняється, що «коли відвальний комплекс досягає проектної величини, він припиняє функціонувати як структурний елемент. З того часу починається саморозвиток гірничопромислового ландшафту».

Основний недолік такого методологічного підходу полягає в тому, що реабілітація (відновлення) техногенного ландшафту (ТЛТ) представляється як його саморозвиток, тобто управління або регулювання цього процесу виключається. Хоча в такій складній гірничотехнічній системі як кар'єр, повинен бути прямий і зворотний зв'язок між відновленням ТЛТ і процесами ВГР, що викликають процес його формування. Крім того, некоректним є виділення трьох структурних елементів в «геогірничотехнічній системі», оскільки всі вони представляють систему розробки родовища. У роботі [43] відновлення техногенного ландшафту розглядається з позиції створення «ландшафтно-екологічної системи», що включає «не тільки локалізацію і нейтралізацію шкідливої дії ВГР на навколишнє середовище, але і створення ландшафту, що відповідає потребам екологічного балансу природного середовища».

Автор роботи [44] пропонує проектувати і створювати не окреме гірниче підприємство, а «природно-технологічну систему», в якій взаємодіють технологічні, техногенні і природні елементи. Основою такої системи з'явилося запропонована «теорія зон впливу», яка передбачає облік окремих техногенних зон впливу відкритих гірничих робіт на природні ресурси (зона забруднення атмосфери, зона відчуження земель, зона забруднення ґрунтів і так далі).

Слід зазначити, що розділення на зони техногенного впливу ВГР давно відоме і широко застосовується в методологічних питаннях вирішення екологічних проблем гірничодобувних регіонів. Недолік – відсутність методичного забезпечення вирішення завдань проблеми реабілітації ТЛТ.

Одним з найважливіших питань проблеми реабілітації техногенних ландшафтів (ТЛТ) є вибір найбільш раціонального (оптимального) напрямку відновлення знов освоєваних земель, порушених ВГР. Відновлення земель або, по суті, будівництво нових форм техногенного рельєфу традиційно не є основним завданням гірничодобувних підприємств, хоча саме вони корінним чином міняють зовнішність рельєфу, та і всього ПЛТ. І не тільки в районі розробок, але і далеко за його межами.

Вітчизняна і зарубіжна практика відкритих гірничих робіт дозволяє виділити більше десяти напрямків відновлення порушених гірничими роботами земель: сільськогосподарське; лісогосподарське; водогосподарське (рибогосподарське); гідротехнічне (виробничо-технічні водоймища); гірничотехнічне (будівництво шламо- і хвостосховищ, створення техногенних родовищ і ін.); будівельне (будівництво будівель і споруд); рекреаційне (будівництво зон відпочинку) та інші, наприклад: самозатоплення, самозарощування, що часто практикуються в практику ВГР. Крім того, враховуючи, що техногенний рельєф території гірничого і земельного відводів включає три структурні елементи (внутрішні відвали, зовнішні відвали і залишкові вироблені простори), можуть бути і різні поєднання напрямів їх відновлення: сільсько- і лісогосподарське, сільсько- і водогосподарське і цілий ряд інших. Можливі поєднання напрямів відновлення техногенного рельєфу і принципи вибору раціонального з них приведені в роботі, раніше виконаній в НГУ [45].

Практика роботи гірничодобувних підприємств свідчить, що як в початковий період розвитку рекультиваційних робіт, так і в даний час домінує підхід, при якому спрямованість рекультивації вибирається виходячи з аналізу стану порушених земель на момент доопрацювання родовища, що не дозволяє створити оптимальний техногенний рельєф території ГПР, оскільки його формування вже в основному завершилося.

У теорії відкритих гірничих робіт і, зокрема, рекультиваційних відсутній достатньо чіткий методологічний підхід до вибору оптимальної спрямованості відновлення техногенного ландшафту. Так, в роботі [42] рекомендується викорис-

товувати для вирішення даного питання три критерії: біоекономічний, соціально-правовий і техніко-економічний. Для кожного з цих трьох критеріїв рекомендується відповідні економічні показники: продуктивність земель, що рекультивуються, витрати на біологічну рекультивацію і сумарні витрати на гірничотехнічну і біологічну рекультивацію.

Основний недолік вказаного методологічного підходу полягає в тому, що всі три критерії взаємозв'язані між собою і не можна отримати однозначну відповідь: який «вид освоєння земель» найбільш раціональний. Крім того, використання третього критерію (сумарні витрати на гірничотехнічну і біологічну рекультивацію) не враховує соціально-правовий чинник, оскільки витрати на біологічну рекультивацію не можуть бути такими.

У роботі [46] рекомендується ландшафти, створювані в результаті рекультивації порушених земель (зовнішні відвали), включати в лісопаркові захисні пояси, так звані «рельєфні лісопаркові ландшафти». Як відзначає автор: «на відміну від географічних ландшафтів, створювані в результаті рекультивації земель, повинні підкорятися законам, які лежать в основі художньої творчості». Автор обґрунтовує свій вивід тим, що «високі зовнішні відвали створюють своєрідний рельєф місцевості. Як правило, вони розташовані на невеликій відстані від населених пунктів», тому розташування зовнішніх відвалів, їх форма, розміри і профіль повинні відповідати «вимогам естетики». Автор рекомендує створення «рельєфного лісопаркового ландшафту» здійснювати «просторовою організацією території, що забезпечує бажані зони комфорту».

При розробці проектів рекультивації території гірничого і земельного відводів для знов освоєваних родовищ набуває поширення метод аналогій. Такий методологічний підхід до реабілітації техногенних ландшафтів може застосовуватися при освоєнні нових родовищ, розташованих в одному регіоні або послідовному освоєнні суміжних кар'єрних полів в одному крупноплощадном родовищі. Використання вказаного методологічного підходу викликане тим, що як відзначають автори роботи [47] досвід рекультивації на вітчизняних і зарубіжних гірничовидобувних підприємствах, а також результату поки що нечисленних ландшаф-

тних досліджень показують, що ефективність відновлення земель, виникнення несприятливих екологічних чинників в значній мірі визначаються генезисом розкритих порід; гідрогеологічними умовами родовища, морфологічною структурою порушуваних і знов формованих ландшафтних комплексів, їх техногенним рельєфом.

Недоліком розглянутого методологічного підходу до реабілітації техногенного рельєфу є те, що рекультивації земель, що приймаються при розробці проєктів, зазвичай типові проєктні рішення, засновані на застосуванні традиційних технологічних схем розтину і розробки родовища, які в більшості своїй екологічно слабо орієнтовані.

У роботі [42] робиться висновок, що «основним фундаментом проведення рекультиваційних робіт є селективне і направлене формування оптимальних гірничопромислових ландшафтів для заданого народногосподарського призначення».

Недоліком розглянутих робіт є відсутність методичних рекомендацій по конкретних питаннях підвищення ступеня екологізації ТВРРКК з метою створення оптимальних ТЛГ.

У роботах [48, 49] розглянуті основні рельєфоутворюючі процеси і чинники, що впливають на них. Особлива увага приділена екзогенним чинникам, що мають на сьогоднішній день провідну роль в процесі рельєфоутворення. Найактивнішою з них є господарська діяльність людини. Основою для безпеки навколишнього середовища автор рахує обґрунтування раціональних параметрів техногенного рельєфу. Проте автор уточнює, які параметри рельєфу необхідно визначати і яким способом досягти певного ступеня їх раціональності.

Автори робіт [50, 51, 52] відзначають, що з позиції раціонального використання земель при проєктуванні і експлуатації родовищ основна увага повинна бути направлена на своєчасність рекультивації порушених земель, зменшення площі земель зайнятих залишковими гірничими виробленнями, зовнішніми відвалами і капітальними траншеями, а також на створення «якнайкращих для подальшого використання ландшафтів поверхні внутрішніх і зовнішніх відвалів». Таким чи-

ном, автори підкреслюють вплив технології ВГР на формування ТЛТ всієї території гірничого і земельного відводів. Проте в даній роботі відсутні рекомендації відносно того, яким чином досягти «якнайкращих ландшафтів» і яким параметрам вони повинні відповідати.

«Ступінь своєрідності рекультивації порушених земель» для тієї або іншої спрямованості їх використання в народному господарстві в проаналізованій роботі пропонується визначити на основі «багато факторного аналізу ситуації при провідному значенні еколого-економічних чинників і комплексному ландшафтно-екологічному підході до рекультивації». Комплексний підхід до рекультивації земель автори бачать в забезпеченні певних вимог, які повинні пред'являтися до технології ВГР і, безпосередньо, до самої рекультивації.

До технології ВГР, на думку авторів, повинні пред'являтися три вимоги: 1) видобуток корисних копалин повинен бути найменш землемістким; 2) розривши в часі між порушенням і відновленням земель повинен бути мінімальним; 3) формування виробленого простору і відвалів повинні відповідати вимогам рекультивації згідно прийнятому напряму подальшого використання порушених земель.

Для реалізації вказаних вимог автори роботи [52] рекомендують:

- застосовувати технологію з внутрішнім відвалоутворенням при розробці похилих і крутих покладів у відповідних умовах;
- застосовувати блокову технологію відробітку, при якому відпрацьовані ділянки або окремі кар'єрні поля засипаються породами розкриву з сусідніх ділянок мул кар'єрів;
- розширити область застосування селективної технології виїмки родючих і потенційно родючих і їх складування у верхню частину відвалів;
- створити умови для якнайшвидшого і ефективного повернення земель в народногосподарське використання;
- формувати найбільш сприятливий рельєф поверхні відвалів стосовно подальшого їх використання;
- при розробці горизонтальних і пологих покладів застосовувати спосіб розтину засипними тунелями;

- застосовувати сумісне відвалоутворення розкривних порід і хвостів збагачення.

Аналізуючи вищевикладене, слід зазначити, що ці рекомендації далеко не повністю розкривають взаємозв'язок технології ВГР і формування техногенних ландшафтів. Окремі з приведених рекомендацій є по суті або вимогами, що пред'являються до технології ВГР, або необхідними умовами ефективного відновлення порушених земель. Ряд рекомендацій вимагають додаткових досліджень по обґрунтуванню доцільності їх застосування при розробці горизонтальних родовищ.

Але необхідно відзначити, що авторами аналізованої роботи вперше зроблена спроба детально розглянути взаємозв'язок (як пряму, так і зворотну) між технологією ВГР і відновленням порушених земель і запропоновані окремі рекомендації по її вдосконаленню (підвищення ступеня екологічності).

Виконаний аналіз літературних джерел з даної проблеми показує, що для її вирішення використовуються відомі з 50-х років методологічні підходи, які нами систематизовані з урахуванням складності і широті використання в практику ВГР (табл. 2.1).

Таблиця 2.1 - Систематизація традиційних методологічних підходів до вирішення проблеми реабілітації техногенних ландшафтів.

№ п/п	Методологічні підходи	Відмітні особливості	Переваги	Недоліки
1	Метод аналогій	Застосовується при освоєнні нових родовищ, розташованих в одному регіоні або послідовному освоєнні суміжних кар'єрних полів на одному родовищі.	Простота використання; відсутність потреби в методичному забезпеченні; достатньо широко застосовується в практику ВГР.	Не враховує можливість застосування нових схем ТВРРКК.
2	Однофакторний (однокритеріальний)	Використовується один критерій оцінки варіантів ТЛТ – мінімум витрат на відновні роботи.	Дозволяє мінімізувати витрати на відновлення земель і провести вибір найбільш оптимального варіанту. Широко застосовується при проектуванні кар'єрів.	Орієнтує на низький ступінь і якість відновлення ТЛТ; в більшості випадків приводить до неефективної спрямованості відновлення: самозарощування і самозатоплення.
3	Комплексний (багатофакторний)	Використовуються два і більш за критерії оцінки варіантів ТЛТ: витрати на гірничотехнічну рекультивацию; біологічну рекультивацию; витрати, пов'язані з соціально-правовим чинником.	Можливість обліку більшого числа впливаючих чинників; складність виконання розрахунків; відносно невелике застосування в практику ВГР.	Відсутність інтегрального критерію не дозволяє однозначно вибрати раціональний тип ТЛТ; не враховується наявність взаємозв'язку вживаних критеріїв
4 4.1	Системний: геогірично-технічна система	Виділяється три структурні елементи системи: 1) добувний; 2) обслуговуючий (дренажна система і система розробки); 3) супутній (відвальний комплекс).	Один з не багатьох методологічних підходів, в якому в основу покладена ТВРРКК.	Некоректне розділення системи на 3 компоненти. Всі вони – система розробки; орієнтована на саморозвиток ТЛТ.

## Продовження табл. 2.1

4.2	ландшафтно-екологічна система	Включає облік і локалізацію шкідливої дії ВГР на навколишнє середовище.	Включається рішення питання створення ТЛТ.	Немає складу і структурного взаємо-зв'язку компонентів системи, а також методичного забезпечення.
4.3	природно-технологічна система	Основою є «теорія зон впливу», широко вживана в практиці ВГР.	Дозволяє враховувати ступінь забруднення по окремих зонах (атмосфера, гідросфера, земельні ресурси).	Методичне забезпечення обліку впливу технологічних чинників відсутнє.
4.4	інформаційна система	Є системою моніторингу, станом природного середовища і її аналізу.	Інформаційне забезпечення вирішення окремих завдань проблеми реабілітації ТЛТ.	У даній системі не ставиться питання про використання її мереж для порівняння різних технологій виробництва продукції і визначення оптимальної.

Слід зазначити загальні недоліки, характерні для всіх методологічних підходів до вирішення проблеми реабілітації ТЛТ:

- немає достатньої чіткості в постановці проблеми і завдань по її рішення, особливо при системному підході;
- методичні рекомендації найповніше розроблені для вирішення завдань по відновленню лише одного структурного компонента ТЛТ – поверхні внутрішніх відвалів;
- не виявлені і не враховуються ряд додаткових чинників, особливо технологічних, впливаючих на формування ТЛТ;
- окремі завдання вирішуваної проблеми не формалізовані, тобто не доведені до вигляду прийнятного для використання в математичних розрахунках;
- основна мета вирішення проблеми – створення оптимального техногенного ландшафту з наперед заданими або встановленими його типом і спрямованістю відновлення – не досягається при використанні розглянутих методологічних підходів до вирішення проблеми.

2.2 Розробка наукової концепції створення екологічно та соціально-економічно прийнятних техногенних ландшафтів.

Розробка концептуального методологічного підходу до вирішуваної проблеми базується на початкових положеннях теорії і практики відкритих гірничих

робіт, в т.ч. і рекультиваційних, характерних для періоду з 50-х років по теперішній час. Основними з цих положень є:

- проблемою реабілітації (відновлення) техногенного ландшафту (ТЛТ) займаються багато дослідників протягом вже більше 50 років. Проте проблема залишається і ще більше посилюється з різко зростаючою антропогенною дією на природне середовище. Особливе зростання відбулося за останніх 15 – 20 років, коли пріоритетним стало підвищення конкурентоспроможності вироблюваної продукції і отримання максимального прибутку;

- вирішення цієї важливої проблеми відносять часто до області ландшафтознавства, раціонального природокористування або до екології. Проте, ці наукові напрями передбачають переважно лише оцінку наслідків техногенної дії відкритих гірничих робіт на природний ландшафт і не розкривають причину цих наслідків і способи її усунення;

- існуюча практика відкритих гірничих робіт, а також теорія і практика проектування кар'єрів передбачають вибір найбільш доцільного варіанту відновлення порушеної земної поверхні території кар'єрного поля переважно по критерію мінімуму витрат на відновні роботи. При цьому не враховуються інтереси регіонів і стан екосистем території. Тому повертання землекористувачам території в більшості своїй мають випадкове ландшафтне оформлення (самозатоплення, самозарощування, низькоякісні лісонасадження).

Включення витрат на рекультивацію (переважно поверхні внутрішніх відвалів) в загальну собівартість здобичі одиниці корисної копалини приводить до тих же наслідків, оскільки виробничники ці витрати зводять до мінімуму;

- методологічно і практично вирішення проблеми реабілітації ТЛТ на останньому етапі життєвого циклу кар'єру – етапі його ліквідації недоцільно та не ефективно, оскільки він вже практично повністю сформований і істотно змінювати його економічно може бути недоцільне або технологічно неможливе;

- як показав аналіз традиційних методологічних підходів до вирішення даної проблеми, всі вони мають істотні недоліки. Спроби підійти до вирішення про-



блеми системно не досягли успіху через відсутність чіткої постановки самої проблеми її завдань і способів їх рішення, а також математичної формалізації.

- хоча і звертається увага на наявність прямого і зворотного зв'язку між технологією відкритої розробки родовища і створенням раціонального або оптимального техногенного ландшафту, проте, немає відповідних методичних рекомендацій по обліку такого зв'язку і, головне, які компоненти ТВРРКК роблять найбільший вплив на формування ТЛТ.

Концептуальний підхід авторів цього дослідження базується на вищевикладених початкових положеннях і полягає в наступному.

Відповідно до самого поняття концепції, як системи поглядів на певне явище, розуміння проблеми реабілітації ТЛТ при відкритій розробці родовища повинне ґрунтуватися на тих, що відбуваються два взаємозв'язаних і суперечливих техногенних процесах: здобичі корисної копалини і формуванні знов утворюваного ландшафту. Взаємозв'язок полягає в тому, що одночасно з виробництвом гірничих робіт йде процес формування основного компоненту ландшафту – техногенного рельєфу (ТРФ) поверхні кар'єрного поля і прилеглої до нього території (земельного відведення). Процес формування ТРФ починається з початком будівництва кар'єру і закінчується в період ліквідації кар'єру або в післяліквідаційний період, що найчастіше і відбувається. Власне, разом з терміном «будівництво кар'єру», повинен мати місце і термін «будівництво рельєфу».

Суперечність між вказаними процесами в тому, що в існуючій практиці і теорії відкритої розробки родовища основною метою, а часто і єдиною, є здобич корисної копалини з мінімальними витратами і максимальним прибутком, а створення або будівництво рельєфу з необхідними параметрами відноситься до другої мети.

Таким чином, для дозволу даної проблеми повинні бути досягнуті дві мети:

1) здобич корисної копалини при визначених виробничій потужності і економічних показниках;

2) створення соціально-екологічний і економічно прийнятних (раціонального або оптимального) техногенного рельєфу на території гірничого і земельного відводів.

Основна ідея пропонованого методологічного підходу до вирішення проблеми полягає в переорієнтації ТВРРКК відповідно до вказаних двох цілей.

Для досягнення поставлених цілей необхідно вирішити наступні завдання:

- розробити методичні рекомендації по вибору соціально-екологічний прийнятних типу техногенного рельєфу найбільшою мірою відповідному природному (природному) ландшафту досліджуваної території ГПР;

- систематизувати відомі і встановити можливі типи ГРФ на основі технологічних схем (як традиційних, так і нетрадиційних) технології відкритої розробки родовища;

- розробити методичні рекомендації по вибору оптимальної спрямованості відновлення техногенного рельєфу;

- обґрунтувати показники оцінки ГРФ по параметрах освіченої поверхні, ступеня і якості її відновлення;

- виявити і проаналізувати взаємозв'язок технології відкритої розробки родовища (ТВРРКК) і формування ГРФ;

- розробити основні положення і принципи переорієнтації ТВРРКК на створення соціально-екологічний і економічно прийнятних (або оптимальних) техногенних ландшафтів;

- розробити методику встановлення оптимального типу техногенного рельєфу і спрямованості його відновлення.

Вирішення вказаних завдань і проблеми реабілітації техногенних ландшафтів в цілому базується на концептуальних положеннях, окремі з яких враховують результати раніше виконаних досліджень авторів по розвитку методологічних основ еколого-ландшафтною оцінки території гірничопромислового регіону і створення стійких екосистем на них.

Основні концептуальні положення полягають у наступному:

- Основної складової як природного (ПЛТ), так і техногенного (ТЛТ) ландшафтів є рельєф поверхні. До корінного його перетворення приводить відкрита розробка родовищ корисних копалини. При цьому залежно від виду мінеральної сировини, умов його залягання і технології розробки новоутворений (техногенний) рельєф (ТРФ) може бути різний. У всіх випадках витягання гірничої маси приводить до утворення окремих ділянок як з негативними відмітками поверхні (траншеї, котловани, западини і ін.), так і з позитивними (відвали розкривних порід, хвостосховища, склади попутних корисних копалини і ін.). Найбільші зміни рельєфу місцевості в ГПР відбуваються на території гірничого (кар'єрне поле) і земельного (прилегли до кар'єрного поля ділянки) відводів.

- При відкритій розробці родовищ техногенне навантаження випробовують всі компоненти ландшафту, які входять до складу території ГПР: сільськогосподарські і лісові угіддя, річки, озера, луки і пасовища і ін., тобто всі основні природні екосистеми, найбільш важливі для забезпечення життєдіяльності людей.

- Методологічний підхід авторів до вирішення реабілітації ТЛТ розглядає кар'єр як гірничотехнологічну систему (ГТС), яка є ядром еколого-ландшафтної системи (ЕЛС). Між цими двома системами існує прямий і зворотний взаємозв'язок, що необхідно враховувати при створенні соціально-екологічний і економічно прийнятних техногенних ландшафтів.

ГТС «Кар'єр» при цьому розглядається як що динамічно розвивається в часі і просторі простір, в якому відбуваються процеси формування трьох основних компонентів техногенного рельєфу: зовнішніх відвалів, внутрішніх відвалів і залишкових вироблених просторів (ЗВП).

Вибір соціально-екологічний найбільш прийнятних типів техногенного рельєфу проводиться на основі еколого-ландшафтної оцінки природного ландшафту території ГПР в дотехногенний період. Така оцінка здійснюється по раніше розробленій авторами методиці [53]. При цьому встановлюються: тип природного ландшафту (рельєфу); горно-геологічні і гідрологічні умови залягання родовища; інфраструктура території даного району; спрямованість використання земній по-

верхні в дотехногенний період; види екосистем, їх продуктивність і економічна ефективність використання земель даної території.

При виборі спрямованості відновлення техногенного рельєфу необхідно керуватися методологічними положеннями, розроблені авторами [43], основні з них полягають в наступному.

Виходячи з динаміки площі сільськогосподарських угідь, а також ступеня їх щорічного відчуження під об'єкти різного призначення, основним пріоритетним напрямом реабілітації територій, порушених ВГР є відновлення екосистеми (ЕС) – сільськогосподарські угіддя (Ес1).

При орієнтуванні на створення екосистеми – лісові угіддя (Ес2) слід враховувати, що повне відновлення Ес2 зажадає близько 50 років. Цей післяліквідаційний період необхідно враховувати при розрахунку збитку, що наноситься народному господарству.

Залишення порушень території гірничого і земельного відводів (внутрішні і зовнішні відвали, залишкові вироблені простори, хвостосховища та ін. під самовідновлення (самозарощування) різко знижує с/г потенціал території ГПП і зменшує величину вторинної (техногенною) продуктивності ЕС в 2 – 3 рази.

Встановлення оптимальної спрямованості відновлення техногенного рельєфу на території гірничого і земельного відводів концептуально може бути представлено методологічно таким чином. Для кожного з десяти можливих поєднань напрямів відновлення 3-х компонентів ТРФ [43] визначаються витрати на здобич корисної копалини (з урахуванням розкривних, відвальних і рекультиваційних робіт) –  $Z_0$  і величина збитку ( $Y$ ), залежного від ступеня і якості відновлення земель. Умовою оптимальності є досягнення мінімуму суми витрат  $Z_0$  і  $Y$ , тобто  $Z_0 + Y > \min$  (рис. 2.1).

На приведеному рисунку порядковим номерам напрямів відновлення території відповідають його ступінь і якість. Із збільшенням порядкового номера вони зменшуються [43]. Область оптимуму залежить і від тривалості післяліквідаційного періоду відновлення техногенного рельєфу ( $T$ ).

Для оцінки дотехногенного, поточного (у основний експлуатаційний період роботи кар'єру) і післятехногенного (післяліквідаційний період) стану території рекомендуються наступні показники:

- 1) ступінь і якість відновлюваних земель;
- 2) вторинна (техногенна) продуктивність екосистем;
- 3) якість продукції вироблюваної знов утвореними екосистемами.

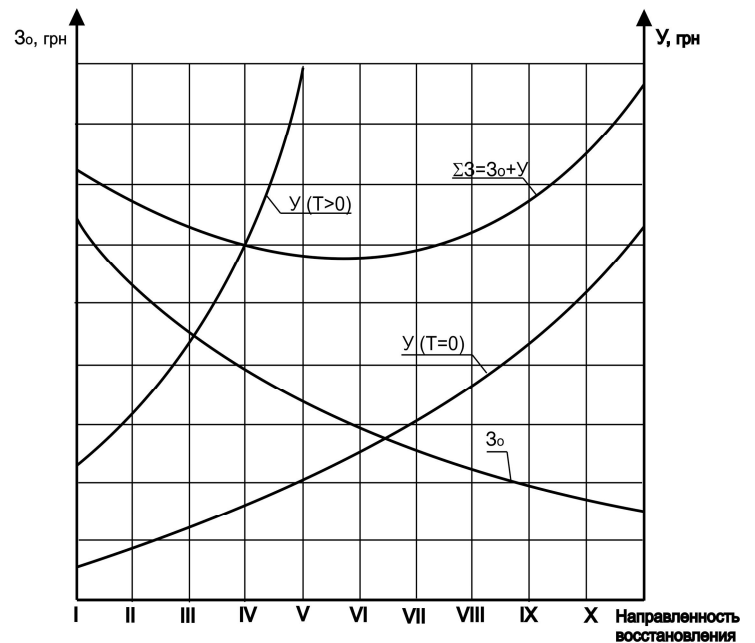


Рисунок 2.1 – Ступінь та якість відповідні до напрямів відновлення території

Процес формування техногенного рельєфу при виробництві відкритих гірничих робіт відбувається безперервно на всьому протязі життєвого циклу кар'єру (ЖЦК). Тому вирішення проблеми реабілітації ТРФ також повинне здійснюватися безперервно і послідовно впродовж ЖЦК:

- 1) на стадії передпроектних досліджень ефективності освоєння нового родовища або введення в експлуатацію суміжного кар'єрного поля на експлуатованому родовищі проводиться еколого-ландшафтне обґрунтування і вибір найбільш прийнятних варіантів типу майбутнього техногенного ландшафту території гірничого і земельного відводів з урахуванням соціально-економічних чинників;
- 2) при розробці технічного проекту кар'єру разом з питаннями, пов'язаними з його будівництвом, вирішуються також питання створення (будівництва) ТРФ. Вибір оптимального варіанту типу і параметрів рельєфу проводиться на основі встановлених типів ТРФ на стадії передпроектних досліджень. При цьому враховуються і економічні чинники;
- 3) у основний експлуатаційний період ЖЦК здійснюється контроль службами гірничотехнічною (в т.ч. і економічною) інспекцією за виконанням проектних рішень по питаннях будівництва ТРФ;

4) при доопрацюванні родовища і ліквідації кар'єру вирішуються питання остаточного оформлення ТРФ (в т.ч. і естетичного) відповідно до встановленої проектом спрямованості його відновлення.

Вирішення проблеми реабілітації техногенних ландшафтів, які сформувались у результаті ведіння відкритих гірничих робіт потребують теоретичного обґрунтування та розробки принципів еколого-орієнтованого розвитку технології відкритої розробки пологоспадних родовищ на різних етапах життєвого циклу кар'єра. З урахуванням цих результатів дослідження у подальшому можливе вдосконалення існуючої технології відкритих гірничих робіт, а також створення або застосування нових або відомих нетрадиційних технологічних схем, що дозволяють створити в процесі експлуатації родовища соціально-екологічний і економічно прийнятні техногенні ландшафти.

2.3 Обґрунтування методичних принципів визначення параметрів елементів рельєфу техногенних ландшафтів.

### 2.3.1 Загальні положення

Як вже наголошувалося в попередньому розділі, природний і техногенний ландшафти можуть включати рельєф, що складається з окремих елементів (компонент), – одного, декількох або всіх. До таких елементів рельєфу відносяться:

- 1) ділянки з рівною поверхнею;
- 2) ділянки з похилою поверхнею;
- 3) ділянки, що підносяться над пануючим (середнім) рівнем поверхні даної території;
- 4) ділянки із зниженими відмітками поверхні.

Для рельєфу техногенних ландшафтів на відміну від природного характерне те, що вказані його елементи утворюються в результаті виробництва гірничих робіт і є інженерними гірничо-технологічними спорудами: зовнішні відвали з рівною або похилою поверхнею; хвостосховища, греблі та ін.

До височин відносяться і внутрішні відвали у разі, коли перевищення їх поверхні  $\Delta H > 2-3$  м.

Залишковими виробленими просторами кар'єру (траншеї) є ділянки із зниженим рівнем поверхні. Їх глибина може досягати десятків метрів. Зниження рівня поверхні кар'єрного поля відбувається і за певних умов – невеликої потужності гірничогеологічного розкриття і великій потужності покладу; при комплексному використанні мінеральної сировини.

При вирішенні питань вибору раціонального типу техногенного ландшафту як на стадіях проектування кар'єру, так і при експлуатації родовища важливою є наявність методичних розробок за розрахунком параметрів елементів техногенного рельєфу. До основних їх параметрів слід відносити:

- 1) величини перевищень ( $+\Delta H$ ) і понижень ( $-\Delta H$ ) знов утворених поверхонь;
- 2) кут нахилу створених поверхонь;
- 3) число відповідних ділянок поверхні;
- 4) площі, займані ними;
- 5) об'єми простору, займані кожним з елементів ТРФ.

2.3.2 Визначення параметрів елементів рельєфу рівнинного, висотного і котловинного типів техногенного ландшафту

Для кожного з можливих типів ТЛТ за винятком перших трьох характерний свій методичний підхід до визначення вказаних параметрів.

Розглянемо особливості визначення величини перевищення або пониження (параметра  $\Delta H$ ) для перших трьох типів ТЛТ: рівнинного, висотного і котловинного. Загальним для них є те, що формування їх відбувається при застосуванні нетрадиційних технологічних схем розробки родовища залишкових вироблених просторів кар'єру, що не передбачають наявності, тобто залишкових траншей. При цьому величина  $\Delta H$  характеризує ступінь зміни природного рельєфу по вертикалі, тобто по глибині і тимчасово визначає типи знов створеного ландшафту.

Встановлення даного параметра може проводитися трьома способами:

1) по вертикальних потужностях розкриття і корисній копалині (одновимірне завдання);

2) по площах перетинів кар'єрного поля (двовимірне або плоске завдання);

3) по об'ємах гірської маси: розкриття і корисної копалини (тривимірне або об'ємне завдання).

Методики розрахунків параметра  $\Delta H$  наведені в роботі [54]. За їх допомогою був визначений найбільш прийнятний (за точністю розрахунків) спосіб визначення параметрів  $\Delta V_o$ . Результати розрахунків приведені в табл. 2.2 і на рис. 2.2.

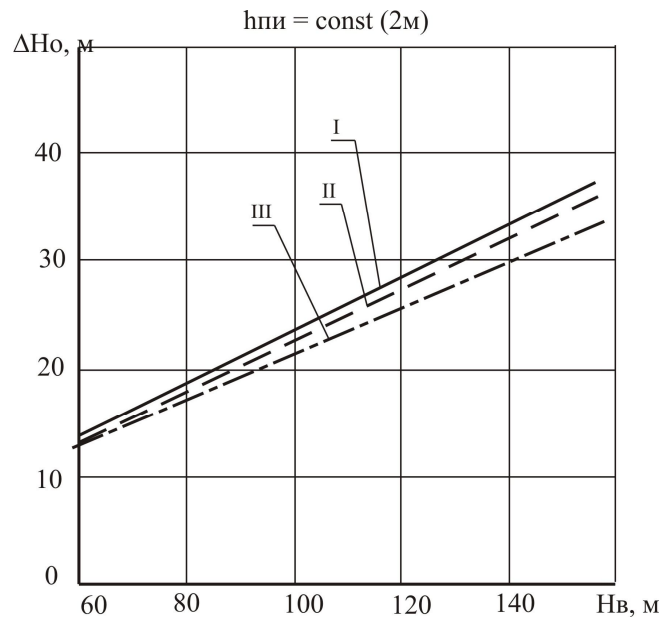


Рисунок 2.2 – Графік залежності величини зміни рельєфу по глибині ( $\Delta H_0$ ) від потужності розкриття ( $H_v$ ): I, II і III - відповідно способи визначення  $\Delta H_0$

Таблиця 2.2 – Розрахункові значення величини зміни рельєфу по глибині ( $\Delta H_0$ )

Спосіб визначення $\Delta H_0$	Індекс величини $\Delta H_0$	Потужність розкриття, $H_v$ , м					Середня величина погрішності розрахунку $\Delta H_0$ , %
		40	70	100	130	150	
I		$\frac{8,0^*}{+3,8}$	$\frac{15,0}{+4,2}$	$\frac{23,0}{+9,0}$	$\frac{30,4}{+10,5}$	$\frac{35,5}{+12,0}$	7,9
II		$\frac{7,8}{+1,2}$	$\frac{14,7}{+2,1}$	$\frac{22,4}{+6,2}$	$\frac{29,7}{+6,7}$	$\frac{34,0}{+7,3}$	4,7
III		$\frac{7,7}{0}$	$\frac{14,4}{0}$	$\frac{21,1}{0}$	$\frac{27,5}{0}$	$\frac{31,7}{0}$	0

Примітка :\* - в знаменнику вказана погрішність визначення  $\Delta H_0$ , в %.

Як видно з приведених даних при потужностях розкриття  $H_v=40-70$  м різниця в способах I-III невелика – від 1,2 до 4,2% (див. табл. 2.1). В цьому випадку може застосовуватися I-й спосіб визначення  $\Delta H_0$ , який найбільш простий при виконанні розрахунків. Із збільшенням потужності розкриття від 70-80 до 100 м і більше метрів слід використовувати III-й спосіб. Оскільки при великій величині  $H_v$



I-й спосіб розрахунку  $\Delta H_o$  дає велику погрішність – від 9% при  $H_v = 100$  м і до 12% при  $H_v = 150$  м, що складає в абсолютних величинах приріст  $\Delta H_o$  відповідно 1,9 і 3,8 м.

Із зростанням потужності розкриття перевищення поверхні внутрішнього відвала, тобто  $\Delta H_o$  зростає (див. рис. 2.2). Так збільшення  $H_v$  від 40 до 140 м приводить до зростання  $\Delta H_o$  майже в 3 рази (від 12 до 30 м).

Окрім потужності розкриття  $H_v$  на зміну величини  $\Delta H_o$  робить вплив і потужність пласта корисної копалини. Для встановлення цієї залежності виконані розрахунки. Як і в попередньому прикладі розрахунку (див. табл. 2.1 і рис. 2.2) як початкові дані прийняті:

- 1) розміри кар'єрного поля по поверхні –  $B_k \times L_k$  - 2000×5000м;
- 2) потужність розкриття змінюється від 60 до 120 м;
- 3) потужність пласта корисної копалини  $h_{n.u}$  – від 2 до 30м;
- 4) коефіцієнт розпушування породи у відвалі  $K_p = 1,25$ ;
- 5) середній кут укосу неробочих бортів кар'єру  $\beta_{cp} = 45^\circ$ ;
- 6) кут укосу відвала  $\beta_o = 30^\circ$ .

Результати розрахунків представлені на графіку (рис. 2.3) з якого видно, що при певних значеннях потужності пласта (у міру її збільшення) відбувається перехід (трансформація) з одного вигляду(типу) техногенного ландшафту в інший. Так, наприклад, при  $H_v = 60$  м в діапазоні  $h_{k.k} = 2-10$  м буде висотний, у діапазоні 10-20 м - рівнинний і при  $h_{k.k} > 20$  м – котловинний типи ТЛТ. З трьох типів ТЛТ, найбільш раціональним є рівнинний, оскільки

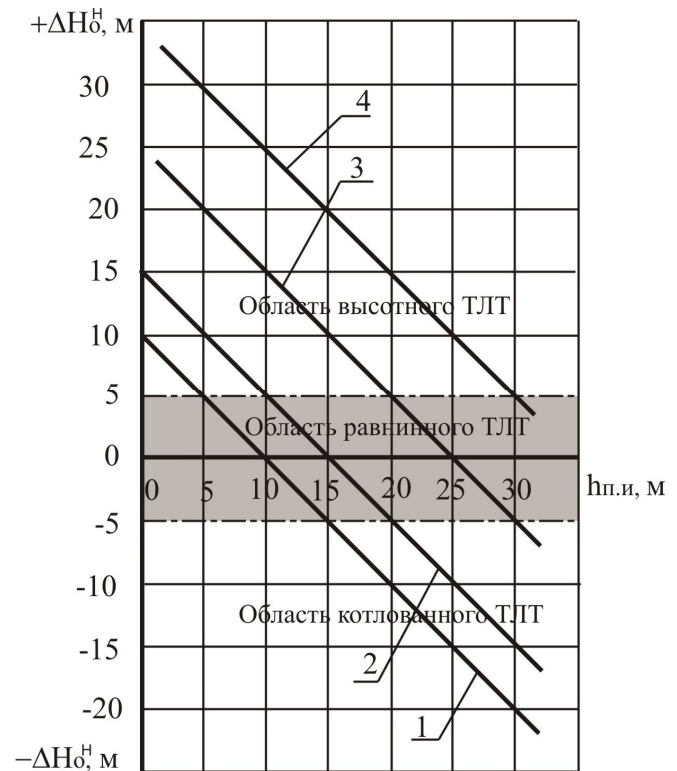


Рисунок 2.3 – Графік залежності перевищень (+ $\Delta H_o$ ) і понижень (- $\Delta H_o$ ) поверхні внутрішніх відвалів від потужності пласта корисної копалини  $h_{к.к}$  і потужності розкриття  $H_v$ : 1, 2, 3 і 4 - відповідно при  $H_v = 40; 60; 100$  і  $140$  м

припускає сільськогосподарську спрямованість використання відновлених земель. Два інших типу ландшафту (висотний і котловинний) можуть бути перетворені (трансформовані) відповідно в рівнинний і рівнинно-котловинний, проте потрібні відповідні зміни технології виробництва відкритих гірничих робіт. Таку зміну необхідно передбачати вже при проектуванні кар'єру. Так в першому випадку – при трансформації висотного ландшафту в рівнинний, потрібно буде вирішити питання надлишку об'ємів розкриву із-за великого показника  $-\Delta H_o$  (див. рис. 2.4). Тут можуть бути наступні варіанти: транспортування розкриву в інший відпрацьований кар'єр, засипка ярів, балок (якщо такі є поблизу) і комплексне використання частини розкривних порід в народному господарстві.

Останній напрям є найбільш економічно ефективним.

Розрахунки приведені в [54] дозволили побудувати графіки залежності  $K_{u.c} = f(H_g \text{ і } h_{k.k.})$  для раніше приведених початкових даних (рис. 2.4). Графіки цих залежностей представлені на рис. 2.5, з них видно, що необхідна величина комплексного використання сировини (порід розкриву) в значній мірі залежить від гірничогеологічних умов формування техногенного ландшафту.

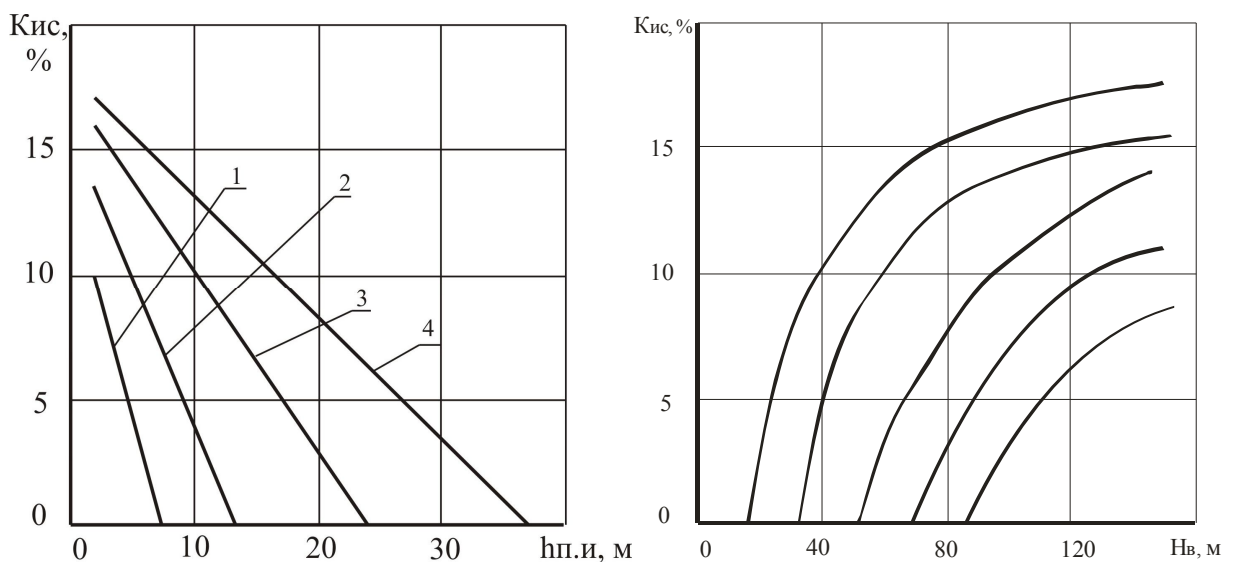


Рисунок 2.4 – Графіки залежності необхідного ступеня комплексного використання від потужностей пласта корисної копалини (а) і розкривного (б): 1; 2; 3 і 4 - відповідно при  $H_b = 40; 60; 100$  і  $140$  м; 5; 6; 7; 8 і 9 – відповідно при  $h_{k.k.} = 2; 5; 10; 15; \text{ і } 20$  м

Так, при збільшенні потужності пласта  $h_{к.к}$  величина  $K_{u.c}$  зменшується (рис. 2.4, а), а при збільшенні потужності розкриву - зростає (рис. 2.4, б). Приведені графіки можуть використовуватися як номограми для визначення  $K_{u.c}$ , оскільки охоплюється весь можливий діапазон змін  $h_{к.к}$  (від 1-2 м до 30–40 м) і  $Hв$  (від 20 – 40 м до 140 – 160 м). Наприклад при потужності розкриву 80 м і  $h_{к.к.}=2$  м для того, щоб створити рівнинний техногенний ландшафт необхідний ступінь комплексного використання розкривних порід складе 15% (див. рис. 2.4, б).

### 2.3.3 Розробка методичних принципів встановлення параметрів елементів рельєфу комбінованих типів техногенного ландшафту

При розгляді можливих варіантів формування техногенних ландшафтів були виділені основні три типи: рівнинно-котловинний техногенний ландшафт, висотно-котловинний техногенний ландшафт і висотно-котловинний техногенний ландшафт з об'єднаною поверхнею зовнішнього і внутрішнього відвалів.

Умови формування *першого типу* техногенного ландшафту полягають в наступному. По-перше, цей тип ТЛТ формується за умови, що об'єм розкривних порід в проектних контурах кар'єру ( $V_B''$ ) істотно менше об'єму виробленого простору кар'єру ( $V_{в.п}$ ). По-друге, тип рівнинно-котловинного (РК) ТЛТ може бути трансформованим від котловинного ТЛТ при відповідній зміні технологічної схеми відсіпання внутрішнього відвала.

При РК типу ТЛТ передбачається засипка зовнішньої капітальної і виїзної горизонтальної траншеї породами розкриву, що витягують при будівництві кар'єру. Надалі при експлуатації родовища необхідний перехід на технологічну схему розкриття похилими внутрішніми напівстаціонарними траншеями (з'їздами). Таким чином, після ліквідації кар'єра залишається не відновленою лише поверхня, займана залишковою розрізною траншеєю.

Основними елементами РК типу ТЛТ являються: внутрішній відвал і залишкова розрізна траншея. До параметрів внутрішнього відвала слід віднести: висоту відвала ( $H_o$ ); довжину ( $L_o^e$ ) і ширину ( $B_o^e$ ) відвала по верху; довжину ( $L_o^n$ ) і ши-

рину ( $B_o^H$ ) його по низу; площа подовжнього розкриття відвала ( $S_B$ ) і об'єм відвала ( $V_o$ ). Залишкові вироблені простори (залишкова розрізна траншея) характеризується такими параметрами як: кут укосу (результуючий) відвала ( $\beta_{рез}$ ); кути укосів бортів траншей ( $\beta_H$ ); площа залишкової розрізної траншеї по верху ( $S_{OPT}^6$ ) і по дну ( $S_{OPT}^o$ ), а також об'єм залишкової розрізної траншеї ( $V_{OPT}$ ).

Розрахункові значення вказаних параметрів елементів рельєфу типу рівнинно-котловинного ТЛТ визначаються по аналітичних залежностях, які встановлюються виходячи з умови рівності об'ємів розкриття в проектних контурах кар'єру ( $V_B$ ) і частиною об'єму виробленого простору кар'єру, займаного внутрішнім відвалом ( $V_o$ ), тобто:

$$V_B = V_o \quad (2.1)$$

$$V_o = S_o \cdot 0,5(B_o + B_k), \text{ м}^3 \quad (2.2)$$

де  $S_o$  - площа перетину внутрішнього відвала по довжині кар'єрного поля (рис. 2.5),  $\text{м}^2$ .

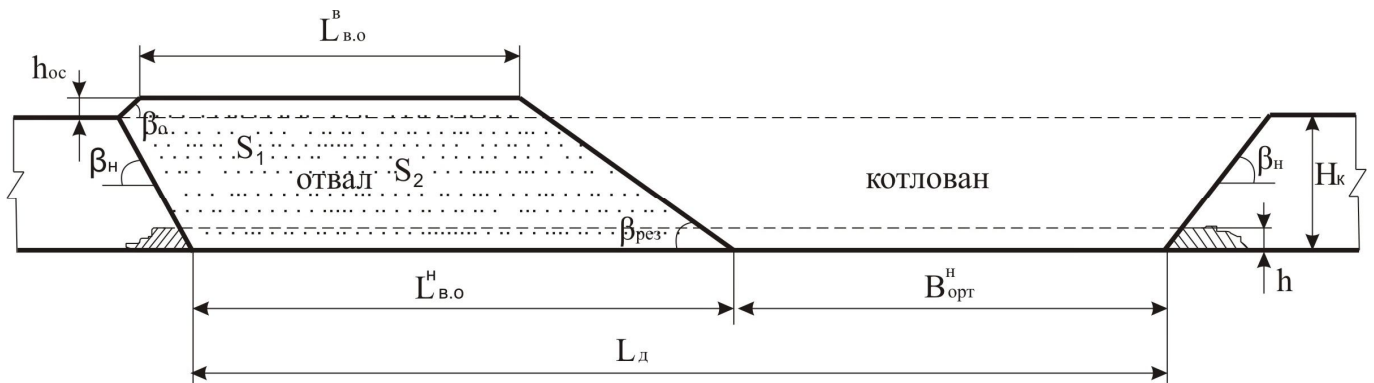


Рисунок 2.5 – Принципова схема рівнинно-котловинного типу техногенного ландшафту (подовжній розріз ( $L_o$ ) кар'єра)

$$S_o = S_1 + S_2, \quad (2.3)$$

$$S_1 = \frac{1}{2} [2L_{B.O}^6 - h_{oc} (\text{ctg } \beta_o + \text{ctg } \beta_{рез})] \cdot h_{oc} \text{ м}^2 \quad (2.4)$$

$$S_2 = L_{B.O}^6 \cdot H_k + 0,5 H_k^2 (\text{ctg } \beta_{рез} + \text{ctg } \beta_H) \text{ м}^2 \quad (2.5)$$

Підставивши формули (3.2) – (3.5) в (3.1), отримаємо:

$$\left[ L_{B.O}^e - h_{OC} + L_{B.O}^e \cdot H_K + 0,5 H_K^2 (ctg \beta_{pez} + ctg \beta_H) \right] \cdot \frac{B_o + B_K}{2} = V_B'', \quad (2.6)$$

З (2.6) знаходимо:

$$L_{B.O}^e = \frac{V_B''}{0,5(B_o + B_K) \cdot (H_K + h_{OC})} - 0,5 H_K^2 (ctg \beta_{pez} + ctg \beta_H), \text{ м.} \quad (2.7)$$

Приведена формула (2.7) дозволяє визначити основний параметр внутрішнього відвала – його довжину по верху виходячи з об'єму розкриву, який розміщується в цьому відвалі. Значення  $V_B''$  визначається з урахуванням можливого відсіпання частини розкривних порід в зовнішніх відвалах, а також комплексного використання порід розкриву.

У роботі [54] був наведений приклад розрахунку параметрів  $L_o^e$  і  $S_{OPT}^o$  кар'єрного поля з наступними параметрами 1)  $H_B = 50$  м; 2)  $H_K = 60$  м ( $h_{III} = 5$  м), тобто  $H_B^{cp} < H_K - h_{III}$  на 5 м; 3)  $K_P = 1,2$ ; 4)  $\beta_H = 40^\circ$ ; 5)  $\beta_o = 35^\circ$ ; 6)  $\beta_{pez} = 20^\circ$ ; 7)  $h_{OC} = 5$  м; 8)  $L_o = 2000$  м. Було встановлено, що для кар'єра, з зазначеними вище параметрами, довжина відвалу по верху  $L_o^e$  складає  $1829 \text{ м}^2$ , а площа залишкової розрізної траншеї по дну ( $S_{OPT}^o$ ) в свою чергу складе  $171 \text{ м}^2$ .

**Другий тип** техногенного ландшафту є найбільш типовим для вживаних в даний час традиційних технологічних схем відкритої розробки пологих родовищ, при яких утворюються наступні елементи рельєфу: 1) зовнішні відвали, що утворюються при будівництві кар'єру; 2) внутрішні відвали, що утворюються в період експлуатації родовища; 3) залишкові вироблені простори кар'єру.

Визначення параметрів зовнішніх відвалів проводилося по відомим аналітичним і емпіричним залежностям і було представлено в роботі [54].

Основний вплив на зміну  $\Delta H_o$  роблять потужності розкривних порід і корисної копалини (рис. 2.6).

Так, при збільшенні потужності розкриву ( $H_B$ ) від 50 до 100 м (при  $h=const$ ) величина ( $+\Delta H_o$ ) збільшується більш ніж в 3 рази і складає 65 м, що безумовно слід враховувати при оцінці ступені порушень ТЛТ по їх глибині, тобто по показнику  $П^{\Delta H}$ . Розрахунок величин пониження земної поверхні кар'єрного поля ( $-\Delta H$ ) в місцях утворення залишкових вироблених просторів (траншей) для капітальної, виїзної (горизонтальної) та залишкової розрізної траншей наведені в роботі [54].

Методологічний підхід до визначення площ, займаних ОВП і, перш за все, залишковою розрізною траншеєю викладений в розділі 2.3.4.

**Третій тип** техногенного ландшафту дозволяє при розробці родовища корисної копалини, створення одного відвала із загальною поверхнею на території зовнішнього і внутрішнього відвалів. Метою створення загального відвала є збільшення площі відновлення порушених земель для сільськогосподарського використання і промислово-цивільного будівництва на території гірничого відводу гірничопромислового підприємства під час розробки родовища.

При створенні загального відвала, зовнішній відвал формується з поступовим пониженням за рахунок зміни ширини відвальних заходок консольного відвалоутворювача, а після того, як зовнішній відвал буде сформований і все виїмково-навантажувальне устаткування в кар'єрі буде введено в експлуатацію, внутрішній відвал починають формувати в притик до зовнішнього відвала таким чином, що поверхня внутрішнього відвала була продовженням поверхні зовнішнього відвала з повним повторенням його рельєфу. На рис. 2.7 представлена схема по-

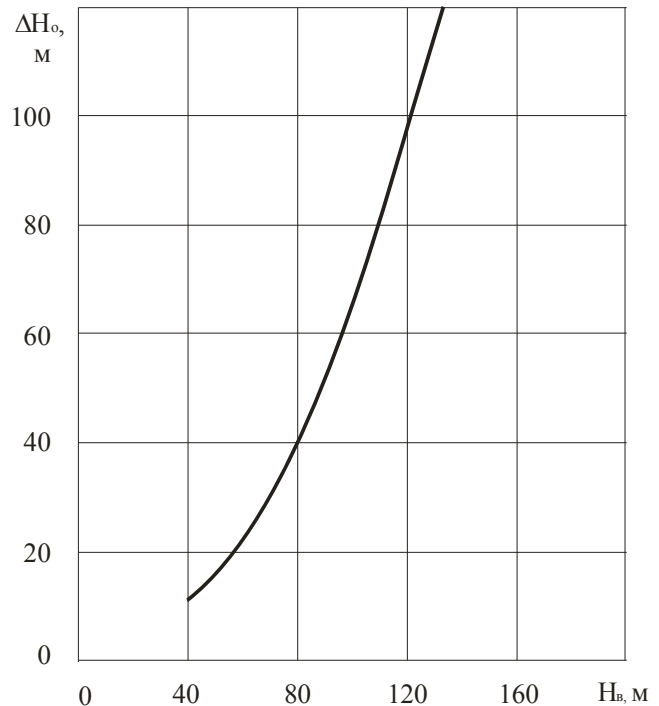


Рисунок 2.6 – Графік залежності приросту висоти відвала від потужності розкривних порід

довжнього перетину кар'єрного поля на кінець відпрацювання при формуванні загального відвала.

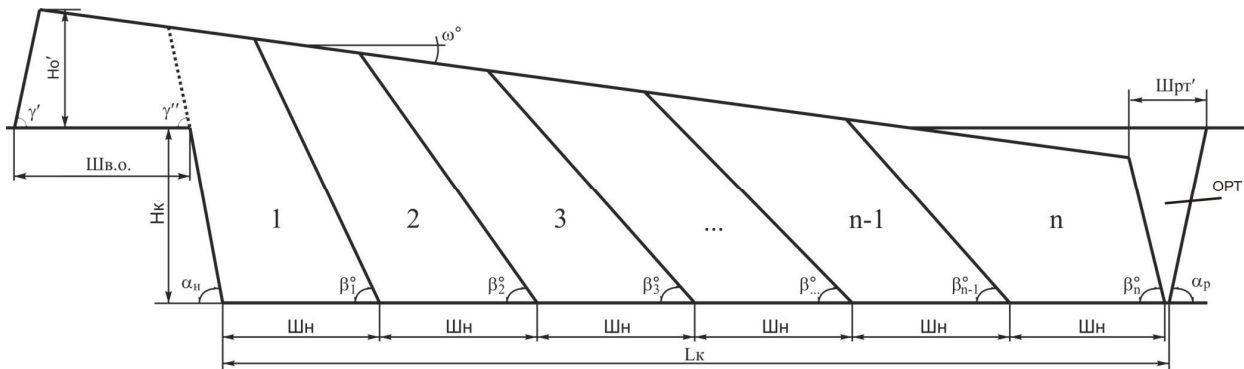


Рисунок 2.7 – Схема подовжнього перетину кар'єрного поля, на кінець відпрацювання родовища, при створенні загального відвала:  $H_o'$  - початкова висота зовнішнього відвала, м;  $\gamma'$  і  $\gamma''$  - кути нахилу укосів бортирів зовнішнього відвала, град;  $Шв.о.$  - ширина зовнішнього відвала, м;  $H_k$  - глибина кар'єру, м;  $1, 2, \dots, n$  - відвальні блоки;  $Ш_n$  - ширина відвального блоку по низу, м;  $L_k$  - довжина кар'єру, м;  $\alpha_n$  і  $\alpha_p$  - кути нахилу укосів неробочого і робочого бортирів, град;  $\beta_n$  - кути нахилу укосів бортирів блоків внутрішнього відвала, град.

Методика визначення параметрів відвальних блоків при формуванні висотно-котловинний техногенний ландшафт з об'єднаною поверхнею зовнішнього і внутрішнього відвалів приведено в роботі [54].

Запропонована методика дозволяє розрахувати параметри відвальних блоків загального відвала при створенні рельєфу комбінованого типу, в умовах розробки пологих родовищ корисних копалини. Визначення параметрів залишкових вироблених просторів для розглянутого типу ТЛТ проводиться по аналогії з комбінованим типом висотно-котловинного ландшафту по методиці викладеною в наступному розділі.

### 2.3.4 Методичні принципи визначення параметрів залишкових вироблених просторів кар'єру

При відкритій розробці горизонтальних родовищ з великою потужністю розкриву залишкові вироблені простори (ОВП) досягають значних розмірів (див. розділ 2.1.3), що необхідно враховувати при виборі тієї або іншої технологічної схе-

ми виробництва розкривних робіт. Точне визначення параметрів ОВП має важливе значення для оцінки загальної ефективності відкритої розробки родовищ і, зокрема, при оцінці втрат земельних ресурсів, спрямованості і якості відновлення порушених територій.

ОВП включають: залишкову розрізну траншею (ОРТ); виїзну (горизонтальну) траншею (ОВТ); виїзну (похилу) капітальну траншею (ОКТ).

Основними параметрами ОРТ є:

- 1) глибина, відповідна глибині кар'єру на момент його доопрацювання;
- 2) ширина по дну і по поверхні;
- 3) довжина по дну і по поверхні;
- 4) кути укосів бортів на момент їх погашення;
- 5) результуючий кут укосу внутрішнього відвала;
- 6) площа (по верху);
- 7) об'єм.

Останні два параметри, а особливо площа ОРТ, є визначальними і залежать від всіх попередніх.

Технологічно при доопрацюванні заходок розкривні породи, що залишилися, розташовуються в нижній частині внутрішнього відвала і результуючий кут його укосу зменшується за рахунок збільшення підосви відвала на величину  $X$ . Назвемо цей кут «залишковим результуючим кутом укосу внутрішнього відвала –  $\beta_{ост}$ ». При розв'язанні системи рівнянь була встановлена величина  $\beta_{ост}$  [54]:

$$\beta_{ост} = \arctg \frac{tg\beta_{PE3}}{1 + \frac{[H_K \cdot (ctg\varphi_p - ctg\beta_e) - A] \cdot tg\beta_{PE3}}{H_B \cdot K_p \cdot c}}, \text{ град} \quad (2.8)$$

де  $K_p$  – коефіцієнт розпушування породи у відвалі;  $c$  – коефіцієнт, що враховує збільшення висоти відвала від зменшення довжини фронту відвальних робіт (наявність виїзної горизонтальної траншеї).



Розрахунки, виконані за формулою (3.10) показують (табл. 2.3 і рис. 2.8), що із збільшенням  $H_B$  величина  $\beta_{ост}$  зменшується, а величина приросту  $V_{орт}$  збільшується. Як видно з рис. 3.14 різниця між  $\beta_{рез}$  і  $\beta_{ост}$  складає в середньому  $1,5 - 2^\circ$  або  $15 - 20\%$ , що істотно уточнює параметри залишкової розрізної траншеї.

Таким чином, для визначення ширини залишкової розрізної траншеї по верху ( $\beta_{ост}$ ) слід використовувати вираз

$$V_{орт} = A + H_k \cdot ctg \beta_e + H_o \cdot ctg \beta_{ост}, \text{ м} \quad (2.9)$$

де

$$\beta_e = arctg \frac{H_B}{H_B \cdot ctg \gamma_e + b_n \cdot n_n}, \text{ град}, \quad (2.10)$$

де  $\gamma_e$  – стійкий кут укосів розкривних уступів, що погашаються;  $b_n$  і  $n_n$  – відповідно ширина запобіжних майданчиків і їх число на борту, що погашається.

Таблиця 2.3 – Розрахункових параметрів внутрішніх відвалів і залишкової розрізної траншеї

Потужність розкриття $H_B$ , м	Глибина кар'єру $H_k$ , м	Число розкривних уступів, шт	Кут укосу неробочих бортів $\beta_e$ , град	Кут укосу робочого борту $\varphi_r$ , град	Висота внутрішнього відвала $H_o$ , м	Результуючий кут укосу відвала $\beta_{рез}$ , град	Залишковий результуючий кут укосу відвала $\beta_{ост}$ , град	Прирости параметрів ОВП	
								$\Delta V_{орт}$ , м	$\Delta S_{орт}$ , га
40	42	1	34,5	40	50	20,4	20,4	0	0
60	62	2	28,5	18	76	15,3	13,5	38	7,6
80	82	3	26,0	14	101	12,0	9,5	128	25,6
100	102	3	27,0	15	126	9,7	8,0	142	28,4
120	122	4	26,0	13,5	151	8,1	6,5	251	50,2
140	142	4	27,0	14	176	7,0	6,0	242	48,4

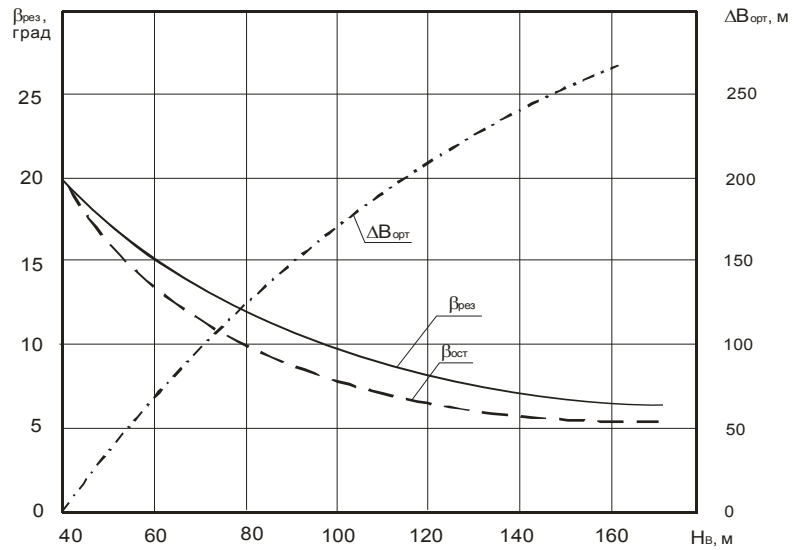


Рисунок 2.8 – Графіки залежностей  $\beta_{рез} = f(H_B)$ ,  $\beta_{ост} = f(H_B)$  і  $\Delta V_{орт} = f(H_B)$  при  $L = 2000$  м

Одним з важливих параметрів залишкової розрізної траншеї є її об'єм ( $V_{opt}$ ), який рекомендується визначати за формулою

$$V_{opt} = H_k S_\delta + 0,5 P_\delta H_k^2 ctg\beta_{cp} + \frac{\pi}{3} H_k^3 ctg\beta_{cp}^2 + 0,5 H_o^2 (ctg\beta_{ост} - ctg\beta_{cp}), \text{ м}^3 \quad (3.11)$$

де  $S_\delta$  і  $P_\delta$  – відповідно площа і периметр дна залишкової розрізної траншеї;  $\beta_{cp}$  – середній кут укосу бортів траншеї ( $\beta_{cp} = \beta_e$ ).

По приведеній формулі виконані розрахунки з метою порівняння об'ємів ОРТ, розрахованих по  $\beta_{рез}$  і  $\beta_{ост}$ . Як видно з рис. 2.9, величина  $V_{opt}$ , розрахована по залишковому результуючому куту укосу внутрішнього відвала  $\beta_{ост}$  (суцільна лінія) істотно більше (на 15 – 20%) величини  $V_{opt}$ , розрахованої по  $\beta_{рез}$  (штрихова лінія).

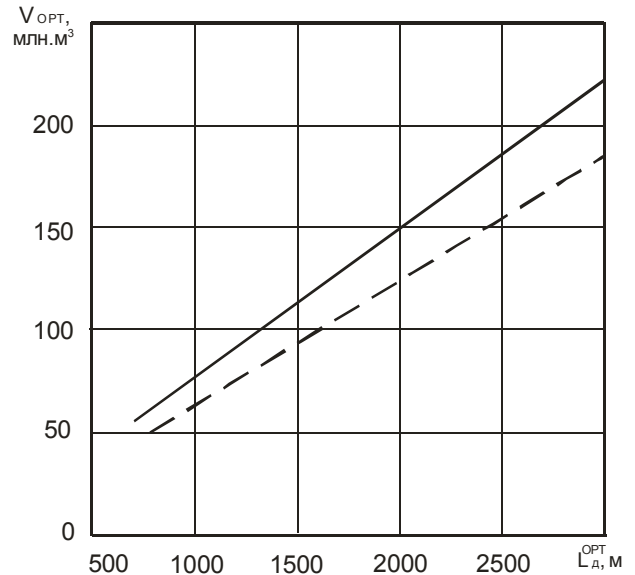


Рисунок 2.9 – Графіки залежності об'єму залишкової розрізної траншеї від її довжини по дну

Уточнення об'єму  $V_{opt}$  необхідне з двох точок зору. По-перше, з метою вдосконалення технології доопрацювання кар'єрного поля, що забезпечує мінімальні розміри ОВП і, відповідно, втрати земельних ресурсів. По-друге, з метою визначення об'ємів робіт у разі відновлення території, займаною залишковою розрізною траншеєю залежно від спрямованості відновлення (сільгоспугіддя, лісові угіддя, водоймище та ін.).

2.4 Методика вибору раціонального напрямку формування екологічно- та соціально-економічно прийняттого техногенного ландшафту при відкритій розробці пологих родовищ

Як було встановлено раніше [54] формування оптимального техногенного ландшафту є важливою і складною проблемою в теорії і практиці відкритих гірничих робіт. Важливість вирішення цієї проблеми полягає в тому, що при розроб-

ці пологих родовищ відбувається відчуження значних площ земель, які використовуються в сільськогосподарському виробництві. Велика частина цих земель залишається невідновленою, тобто залишеною під самозатоплення або самозаростання. Тим самим завдається значного збитку народному господарству. Крім того, відпрацьовані і часто покинуті кар'єрні поля розташовані в більшості випадків поблизу населених пунктів з розвинутою інфраструктурою, що привносить негативний, пригноблюючий вплив на навколишнє середовище, в т.ч. і населення цих районів.

Складність вирішення цієї проблеми в тому, що вибір раціонального або оптимального типу техногенного ландшафту необхідно проводити з урахуванням великого числа чинників, що впливають: природних, технологічних, економічних, соціальних і екологічних, що вимагає виконання відповідних наукових досліджень і розробки методичних рекомендацій по багатьом питанням.

У НГУ на кафедрі ВГР, впродовж останніх 10 років виконані ряд досліджень [43, 48] за рішенням питань, пов'язаних з даною проблемою обґрунтування типу ТЛТ, умов і особливостей їх формування на території гірничопромислового регіону:

- розроблена методика еколого-ландшафтної оцінки території ГПР, що дозволяє оцінити дотехногенний стан екосистем, що розташовуються на цій території і встановити їх основні характеристики і показники;

- встановлені закономірності зміни із збільшенням потужності розкриття ступеня порушеності земної поверхні на території гірничого і земельного відводів, а також якості її відновлення;

- встановлені показники оцінки ступеня, спрямованості і якості відновлення порушених земель;

- досліджені питання взаємозв'язку технологічних схем відкритої розробки пологих родовищ і формування техногенних ландшафтів; рекомендовані показники ступеня екологічності технологічних схем розкриття родовища, за допомогою яких проведена їх порівняльна оцінка і рекомендовані найбільш екологічно прийнятні.

На вищезгаданих результатах наукових досліджень базується нижче приведена методика встановлення оптимального типу техногенного ландшафту при відкритій розробці пологих родовищ (рис. 2.10).

Основними початковими положеннями даної методики є також: розроблена систематизація типів техногенних ландшафтів [54]; встановлені показники їх оцінки; розроблені методичні рекомендації за розрахунком параметрів елементів рельєфу кожного типу ТЛТ.

Послідовність (алгоритм) визначення оптимального типу ТЛТ полягає в наступному:

1. Для знов проєктованих кар'єрів вже на стадії передпроектних досліджень виконується еколого-ландшафтна оцінка (ЕЛО) дотехногенного стану території району розташування знов освоюваного родовища, а також прилеглих територій. За наслідками ЕЛО встановлюються:

- тип природного ландшафту;
- горно-геологічні умови і гідрологічні умові формування майбутнього техногенного ландшафту;
- види екосистем даної території, їх продуктивність і економічна ефективність;
- інфраструктура території даного району.

2. Одночасно з ЕЛО території при виконанні передпроектних досліджень проводиться екологічна оцінка можливих варіантів технологічних схем будівництва кар'єру, тобто розтини родовища. Така оцінка необхідна у зв'язку з тим, що будівництво кар'єру і будівництво рельєфу техногенного ландшафту здійснюються одночасно. При цьому кожна технологічна схема розкриття родовища передбачає відповідний тип техногенного рельєфу. Якісна оцінка схем розкриття родовища проводиться по показнику екологічності. Методичні принципи такої порівняльної оцінки раніше розроблені авторами даної НДР і приведені в роботі [43]. На підставі виконаної порівняльної оцінки схем розкриття (з урахуванням можливих напрямів розвитку фронту гірничих робіт) і наміченої системи розробки родовища встановлюються можливі типи ТЛТ. Найменування і індекс типу природного і можливих типів техногенних ландшафтів по розробленій систематизації (див. розд. 2.2).

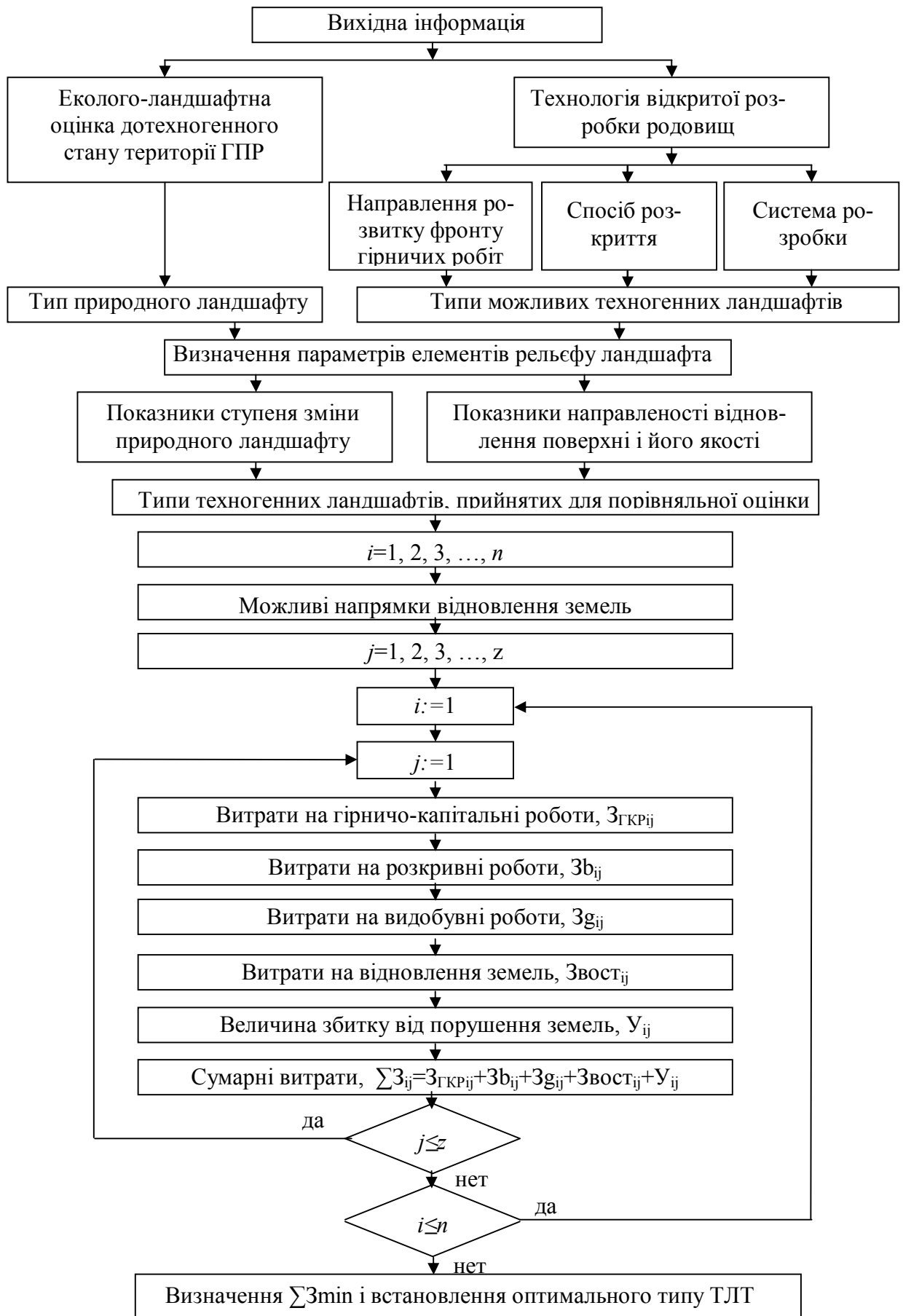


Рисунок 2.10 – Алгоритм визначення оптимального типу техногенного ландшафту території гірничого і земельного відводів

3. Для встановлення можливих типів ТЛТ, а також і дотехногенного природного ландшафту (ПЛТ) виконуються розрахунки за визначенням основних параметрів елементів рельєфу. Методичні принципи їх визначення викладені в роботі [54].

4. Для кожного з можливих типів ТЛТ визначається показники ступеня зміни дотехногенного стану території, спрямованості і якості відновлення порушених земель. Окрім показників  $P_{ПЛТ}^{\Delta H}$ ,  $P_{ПЛТ}^S$ ,  $P_{ТЛТ}^{\Delta H}$  і  $P_{ТЛТ}^S$ , (див. розділ 2.3) визначається інтегральний показник відновлення земель  $K_{в.з.}$ . Середньозважена величина цього показника розраховується за формулою:

$$K_{в.з.} = \frac{K_{вн} \cdot S_{вн} \cdot \delta_{вн} + K_{в.о} \cdot S_{в.о} \cdot \delta_{в.о} + K_{ОВП} \cdot S_{ОВП} \cdot \delta_{ОВП}}{S_{н.з.}}, \quad (2.12)$$

де  $K_{вн}$ ,  $K_{в.о}$  і  $K_{ОВП}$  – коефіцієнти, що характеризують відносну величину відновлених земель відповідно основним технологічним складовим території: внутрішні відвали, зовнішні відвали і залишкові вироблені простори;  $S_{вн}$ ,  $S_{в.о}$  і  $S_{ОВП}$  – відповідно площі внутрішніх відвалів, зовнішніх відвалів і залишкових вироблених просторів, м<sup>2</sup>;  $\delta_{вн}$ ,  $\delta_{в.о}$  і  $\delta_{ОВП}$  – показники, що характеризують відносну величину вторинної продуктивності ( $P_2$ ) знов утворених екосистем [48] на відповідних поверхнях відновлених земель, відн. од.

Інтегральний показник  $K_{в.з.}$  може бути визначений як у відносних одиницях вимірювання, так і в абсолютних за умови, що у формулі (3.12) замість величини  $\delta$  підставити величину вторинну (післятехногенну) продуктивність відновлених земель  $P_2$ . Основні напрями відновлення порушених земель і їх вторинна (післятехногенна) продуктивність наведені в роботі [54].

У практиці відкритих гірничих робіт можуть бути різні поєднання направлення відновлення земель окремих елементів рельєфу території гірничого і земельного відводів. Для всіх основних десяти можливих поєднань в табл. 2.4 приведені також значення  $K_{в.з.}$  за умови, що ступінь відновлення або невідновлення 100%, тобто значення коефіцієнтів  $K_{в.н}$ ,  $K_{в.о}$  і  $K_{ОВП}$  рівні одиниці.

Таблиця 2.4 – Можливі поєднання направлення відновлення земель і значення  $K_{в.з}$

Індекс сполучень напрямків відновлення поверхні	Індекси спрямованості відновлення знову утворених техногенних об'єктів			Показник якості відновлення, $K_{в.з}$
	Внутрішні відвали	Зовнішні відвали	ОВП	
<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>
I	4	4	5	0,01
II	4	4	4	0,02
<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>
III	4	4	3	0,36
IV	1	4	5	0,35
V	2	2	5	0,47
VI	1	1	5	0,61
VII	2	2	2	0,77
VIII	1	2	3	0,84
IX	1	1	3	0,90
X	1	1	1	1,00

5. Для порівняльної оцінки приймаються варіанти типів ТЛТ, що характеризуються найменшим ступенем зміни природного ландшафту і найбільшим значенням інтегрального показника відновлення порушених земель  $K_{в.з}$ .

Для кожного  $i$ -го типу ТЛТ, прийнятого для порівняння, і  $j$ -ой спрямованості відновлення земель визначаються сумарні витрати ( $\sum Z_{ij}$ ) на розробку родовища і формування (створення) ландшафту.

Величина ( $\sum Z_{ij}$ ) включає наступні види витрат на виконання: гірничо-капітальних, розкривних і видобувних робіт; на відновлення порушених земель; збиток від порушення земель (від їх невідновлення).

Вибір оптимального типу техногенного ландшафту проводиться по мінімуму сумарних витрат, тобто  $\sum Z_{ij} = \min$ .

В розділі 4.2 приведені рекомендації використання розробленої методики на прикладі території Верхньодніпровського гірничопромислового регіону, а також застосування технології формування висотно-котловинного техногенного ландшафту з об'єднаною поверхнею зовнішнього і внутрішнього відвалів на прикладі Морозівського буровугільного розрізу.



### РОЗДІЛ 3 РОЗРОБКА ТЕОРЕТИЧНИХ ЗАСАД І РІШЕНЬ З ЕКОЛОГООРІЄНТОВАНОГО РОЗВИТКУ ТЕХНОЛОГІЇ РЕКУЛЬТИВАЦІЇ ПОРУШЕНИХ КАР'ЄРАМИ ЗЕМЕЛЬ

3.1 Еколого-орієнтований розвиток технології відкритої розробки родовищ корисних копалин у напрямку відтворення техногенних ландшафтів

3.1.1 Розробка та дослідження технологічних схем доопрацювання кар'єрів з найменшими втратами земельних ресурсів

В рішенні поставленої проблеми важливе значення має дбайливе ставлення до земельних ресурсів при відкритій розробці родовищ корисних копалин, оскільки експлуатація гірничодобувних комплексів на базі великих родовищ вимагає відчуження значних площ земель, використовуваних у сільськогосподарському виробництві. При видобуванні 1 млн. т марганцевої руди порушується від 16 до 30 га, бурого вугілля - від 6 до 12 га, залізної руди - від 24 до 35 га природних земель.

У розділі розглядаються питання, пов'язані з землезбереженням при погашенні кар'єрів. Гірничі виробки, зовнішні відвали й хвостосховища займають 66,4...83,6% всієї площі порушених земель. Виходячи з вище викладеного, пошук шляхів удосконалення технології відкритих гірничих робіт, що забезпечують найменше відчуження земельних площ і сприятливі умови для відновлення порушених земель, є важливим науковим і практичним завданням.

Раціональна технологічна схема доопрацювання кар'єру та його наступного погашення обумовлена гірничотехнічними умовами розробки родовища, які склалися протягом етапу експлуатації. Основне технологічне устаткування для розкривних та видобувних робіт й параметри розкриття та системи розробки, що прийняті на етапі експлуатації рудного пласту, є вихідними даними для прийняття зазначених технологічних рішень стосовно доопрацювання кар'єру. Тому вибираючи технічні й технологічні засоби вже на етапі експлуатації родовища слід брати до уваги, що за допомогою цих засобів буде здійснене погашення гірничих виробок під час його доробки. Управління параметрами розкривних та відвальних уступів уможливорює зме-

ншення розмірів залишкового простору кар'єру, а значить, і площу відчужених земель, що не рекультивуються [55].

З метою зменшення залишкового виробленого простору відкритих гірничих виробок запропонована технологія та організація гірничих робіт стосовно етапу доопрацювання та погашення кар'єрів. Ця технологія передбачає розділення кар'єрного поля на дві ділянки (блоки 1 і 2), які орієнтовані за простяганням покладу (рис. 3.1). Масив розкривних порід розробляють трьома уступами. Посування фронту розкривних та видобувних робіт здійснюється наступним чином. Після відроблення блоку I до кінцевої межі кар'єрного поля (за контуром рудного покладу) гірничотранспортне устаткування (роторний екскаватор, стрічкові конвеєри й консольний відвалоутворювач) розвертають до блоку 2 та нарізають робочий майданчик на верхньому уступі. При цьому розкривні породи за допомогою конвеєрів транспортують на відвалоутворювач, який укладає їх у верхній ярус внутрішнього відвала. На середньому уступі екскаватор також формує робочий майданчик для розміщення конвеєрів, для чого використовує тимчасовий короткий конвеєр-перевантажувач для передачі розкриву на відвалоутворювач. Останній складає цей розкрив у середній ярус внутрішнього відвала. Корисну копалину (рудну сировину) з блоку 1 витягують крокуючими екскаваторами ЕШ-10/90 та складують у тимчасові бурти, потім її відвантажують за допомогою механічних лопат в автосамоскиди, які доставляють руду на денну поверхню кар'єру.

Отже, при доопрацювання кар'єрного поля гірничотранспортне устаткування посувається в напрямку виїзної траншеї. Розкривні породи від розрізної траншеї другої ділянки та приконтурної смуги розміщують спільно у внутрішньому відвалі по всій довжині першої ділянки, відпрацьованої по простягання рудного покладу. Залежно від розмірів площа залишкових гірничих виробок зменшується на 45...103 га в порівнянні з кар'єром, що погашають при прямокутному сполученні виїзної траншеї й виробленого простору, причому сполучення й погашення виробок може бути здійснене при виїзній траншеї як зовнішнього, так і внутрішнього закладення. Практичний інтерес представляє схема торцевого погашення залишкового простору із засто-

суванням автомобільно-конвеєрного та конвеєрному транспортуванні розкривних порід [56].

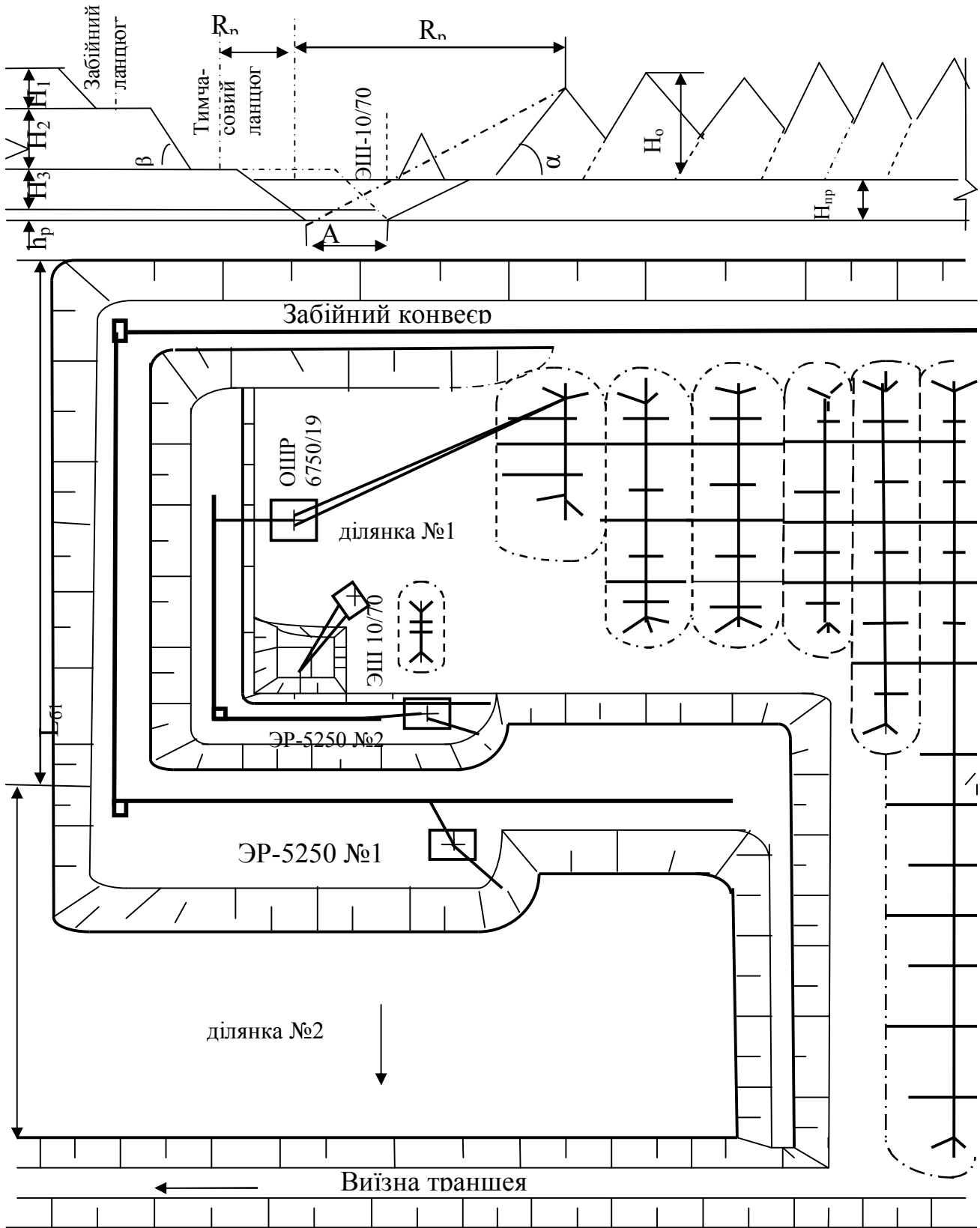


Рисунок. 3.1 - Запропонована технологічна схема доопрацювання кар'єру

Звичайно на передових уступах задіяний автотранспорт, тому на рис. 3.2 наведена схема формування основного й торцевого відвалів із застосуванням автомобільно-конвеєрного транспорту. У цьому випадку при першому відсіпанні (рис. 3.2, а) раціонально залишати по фронті основного відвалу 1 вільну ємність 2 і засипати її породами передових уступів 3. У цьому випадку породи транспортуються уздовж робочого борта 4 і торця 5 у ємність 2 основного відвала 1, а торець кар'єру 5 засипається лише нижнім відсіпанням конвеєрного розкриву в смугу 6. Такий порядок визначений зручністю доставки порід автомобілями в ємності 2 і відсутністю при першому відсіпанні вільного простору між бортом 5 і торцевим конвеєром 7. Виходячи з необхідної рівності обсягів ємності 2, і можливості автотранспортного розкриву повинне дотримуватися рівність:

$$\begin{aligned} V_e &= V_a, \text{ тис. м}^3; \\ V_e &= V_H, \text{ тис. м}^3, \end{aligned}$$

де  $V_H$  – обсяг розкриву, що укладають у нижній ярус торцевого відвала.

Тоді, ширина нижньої смуги 6 і поперечний крок переносу торцевого конвеєра складе:

$$a_1 = \frac{V_a}{L_H \cdot h_H}, \text{ м}, \quad (3.1)$$

де  $L_H$  – середня довжина нижнього відсіпання по дну кар'єру й нижче лежачим відвалом;

$h$  – середня висота нижнього відсіпання між дном кар'єру й нижче лежачим відвалом, м.

Після переносу торцевого конвеєра в положення 7.1, тобто на величину  $a_1$ , роблять відсіпання другої торцевої заходки (рис. 3.2, б). У цьому випадку між конвеєром у положенні 7.1 і бортом 5 з'являється вільна ємність 8. Цю ємність заповнюють породами конвеєрного й автотранспортного розкриву. Формують також нижній ярус 6.

Ширина смуги 8 складе:

$$a_2 = \frac{V_a}{L_H \cdot h_H + H_B \cdot h_B} + \frac{A \left[ A(L_y^B - a_1 - a_2) \left( \frac{1}{2} \text{tg} \alpha_2 + \text{tg} \alpha_1 \right) \right]}{L_H \cdot h_H + L_B \cdot h_B} + (K_{c_2} - K_{\phi}) \frac{(L_3 - a_1) H_3 \cdot A}{L_H \cdot h_H + L_B \cdot h_B}, \text{ м}, \quad (3.2)$$

де  $L_B, h$  – відповідно, середня довжина й ширина верхнього відсіпання відвала, м;

$L_3$ , – початкова довжина вибою (уступу), м;

$H_3$  – початкова висота вибою (уступу), м;

$K_\phi$  – початковий коефіцієнт фронту;

$K_{c2}$  – коефіцієнт фронту, що враховує поточну зміну довжини забійного й відвального фронтів за рахунок їхнього відсіпання.

При першому торцевому відсіпанні  $K_{c1} = K_\phi$ , тому що  $a_0=0, \alpha_0=0$ .

Ширина всіх інших смуг як верхньої, так і нижньої визначаються зі співвідношення:

$$a_n = (L_H \cdot h_H + L_B \cdot h_B)^{-1} \left[ A^2 \left( L_y^B - \sum_{i=1}^n a_{n-1} \right) \left( \frac{1}{2} \operatorname{tg} \alpha_n + \sum_{i=1}^n \operatorname{tg} \alpha_{n-1} \right) + \right. \\ \left. + (K_{cn} - K_\phi) \left( L_3 - \sum_{i=1}^n a_{n-1} \right) H_3 \cdot A + V_a \right], \text{ м.} \quad (3.3)$$

Далі розглянемо приклад торцевого погашення при конвеєрному транспорті розкривних порід. У цьому випадку відсіпання відвалів у т.ч. і торцевого, ведеться з використанням тільки конвеєрного розкриву (рис. 3.3). Суть її полягає в наступному (рис.3.3, а). По довжині останньої секції відвального конвеєра 1 формування відвала 2 не відбувається. Цим створюється відвальна ніша 3. Надлишок порід відсіпається в смугу 4. Ємність ніші 3 залежить від обсягу смуги 4. Крок першого відсіпання визначається по формулі:

$$a_1 = \frac{V_H}{L_H \cdot h_H} = \frac{V_{II}}{L_H \cdot h_H} = \frac{l_1^B \cdot H \cdot A}{L_H \cdot h_H}, \text{ м,} \quad (3.4)$$

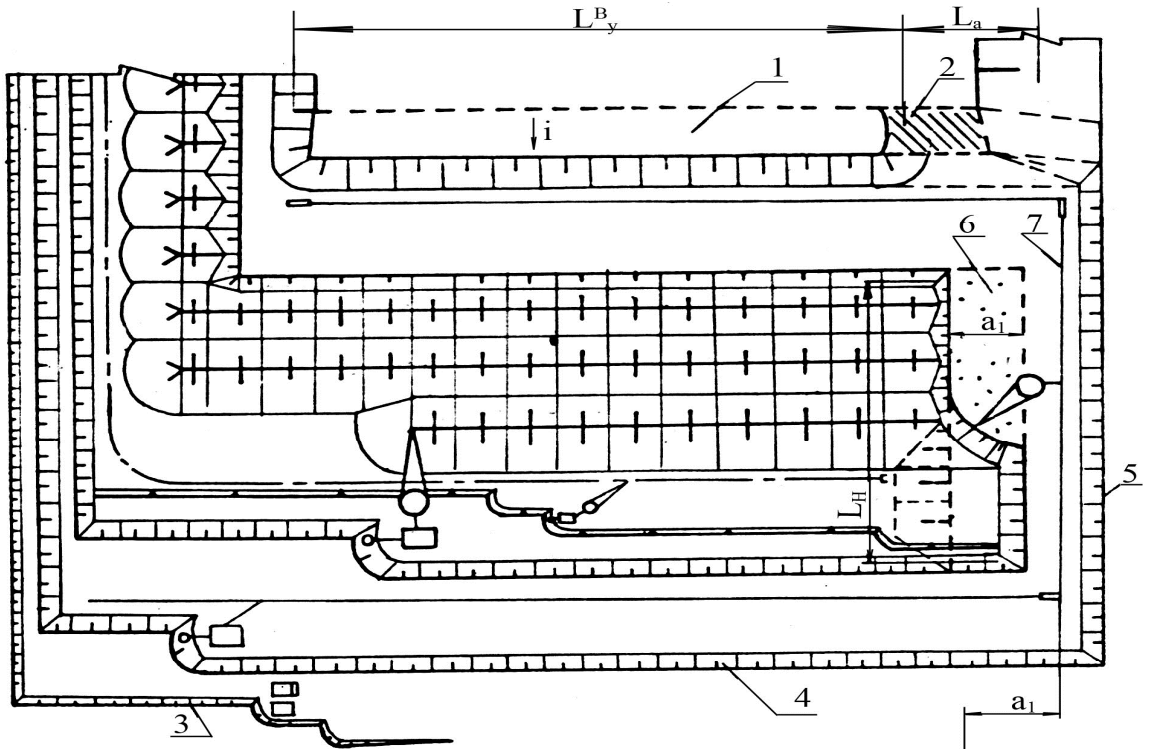
де  $l_1^B$  – довжина ніші, м;

$H$  – висота ніші, м;

$A$  – ширина ніші, м.

Для другого відсіпання конвеєр 5 переносять у положення 5.1 (рис. 3.3, б) і роблять друге погашення торця верхньої (смуга 6) і нижнім відсіпанням (смуга 7). Обсяг порід, що відсіпаємо в торці, збільшиться, тому формують нішу 3' і в нижньому ярусі 8.

a)



б)

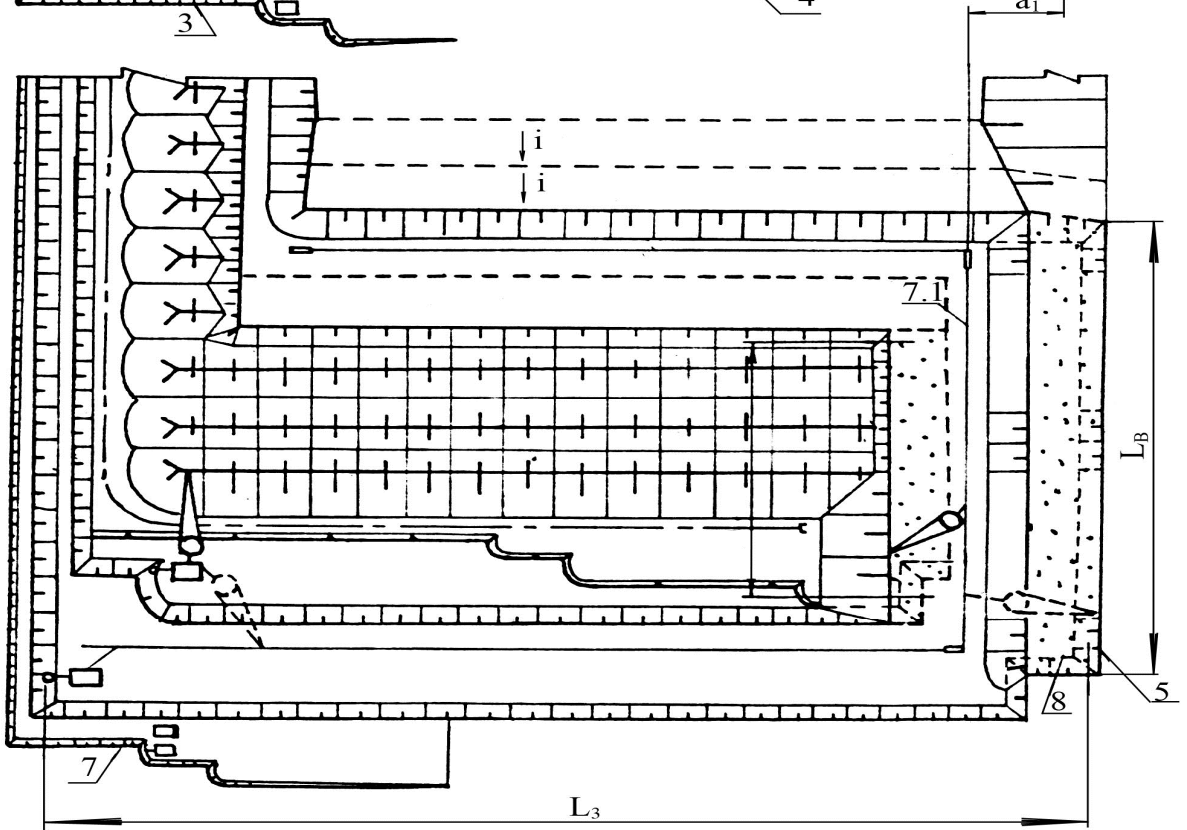


Рис. 3.2 – Схема торцевого погашення виробленого простору при автомобільно-конвеєрному транспорті: 1 - основний відвал; 2,8 - вільна ємність; 3 - порожні породи передових уступів; 4 - робочий борт; 5 - торець кар'єру; 6 - нижній ярус розкривних порід; 7 - торцевий конвеєр; 9 - припустимий ухил для сільськогосподарської техніки; 10 - навал

$$a_2 = \frac{l_2^B \cdot H \cdot A + l_2^H \cdot h \cdot A}{L_H \cdot h_H + L_B \cdot h_B} (K_{c_2} - K_{cp}) \frac{A \cdot H_3 (L_3 - a_1)}{L_H \cdot h_H - L_B \cdot h_B}, \text{ м}, \quad (3.5)$$

де  $l_2^B$  – довжина верхньої ніші, м;

$H$  – висота верхньої ніші, м;

$l_2^H$  – довжина нижньої ніші, м;

$h$  – висота нижньої ніші, м.

Узагальнимо формули й для  $n$ -ї ніші одержимо:

$$K_{cn} = \frac{H_3 \left( L_3 - \sum_{i=1}^n a_{n-1} \right)}{H(L_0 - L_n^B + l_{nn}^H) + h(L_0 - l_n^B + l_{nn}^H)}; \quad (3.6)$$

Ширина торцевого відсіпання  $a_2$  складе:

$$a_n = \frac{l_n^B \cdot H \cdot A + l_n^H \cdot h \cdot A}{L_H \cdot h_H + L_B \cdot h_B} - \frac{l_{nn}^B \cdot H \cdot A + l_{nn}^H \cdot h \cdot A}{L_H \cdot h_H + L_B \cdot h_B} + (K_{cn} - K_{\phi}) \frac{A \cdot H_3 \left( L_3 - \sum_{i=1}^n a_{n-1} \right)}{L_H \cdot h_H + L_B \cdot h_B}, \text{ м}, \quad (3.7)$$

де  $l_n^B$  – довжина  $n$ -ї верхньої ніші, м;

$l_n^H$  – довжина  $n$ -ї нижньої ніші, м;

$l_{nn}^B$  – довжина  $n$ -ї верхньої ніші, що погашає, м;

$l_{nn}^H$  – довжина  $n$ -ї нижньої ніші, що погашає, м;

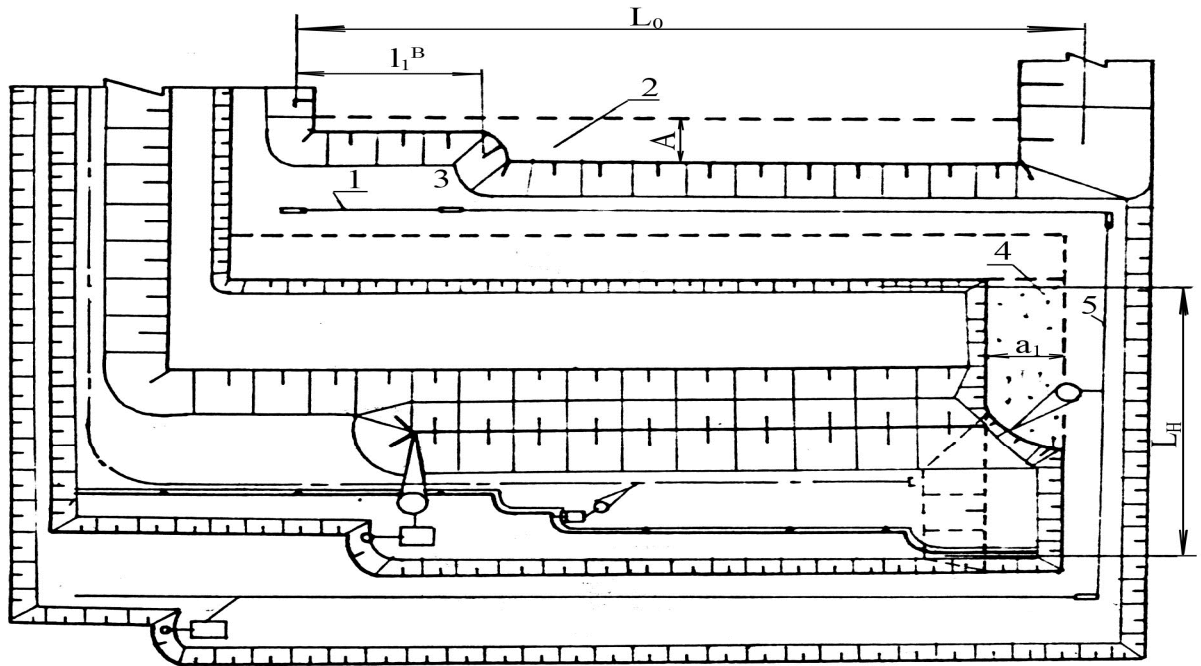
$a_{n-1}$  – ширина попереднього поперечного переносу конвеєра, м.

Пропонованим схемам у початковий період доопрацювання та погашення виробленого простору кар'єра відповідає комбіноване відвалоутворювання, яке здійснюється поперек і уздовж відвального фронту. При засипці торця кар'єру відбувається скорочення забійного фронту й при деякій його довжині можливо розміщення обсягу порід, що виймаються, лише в поперечному відвалі.

При його постійному обсязі цей фактор визначає перехід з комбінованого на торцеве погашення виробленого простору.

Для побудови графіка залежності розглянемо приклад.

a)



б)

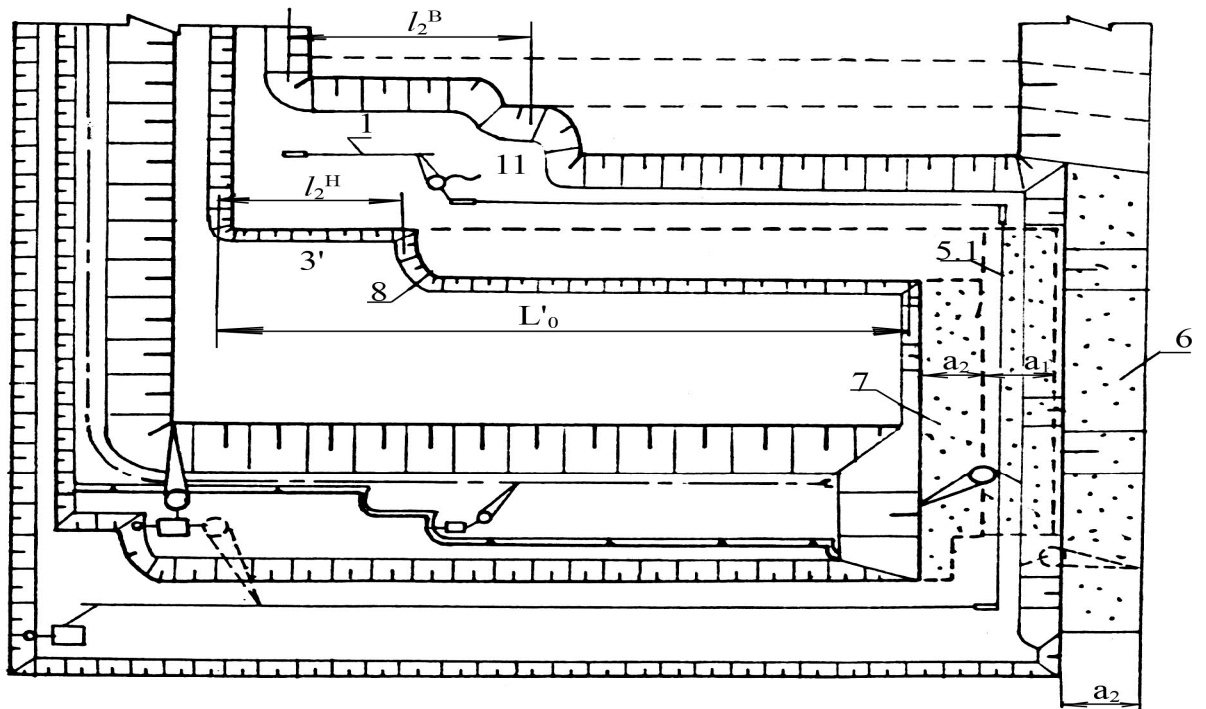


Рисунок 3.3 – Використання торцевого погашення при конвеєрному транспорті: 1,5 - відвальний конвеєр; 2 - відвал; 3 - відвальна ніша; 4 - нижній ярус розкривних порід; 6,7 - ширина заходки торцевого відсіпання; 8 - нижній ярус; 9 - конвеєрна вставка; 10 - навал; 11 - перевантажувач



При використанні автомобільно-конвеєрного транспорту вихідні дані наступні:  $L_y=1800$  м;  $k_p=1,15$ ;  $k=1,14$ ;  $L_3=2000$  м;  $H_3=52$  м;  $L_H=300$  м;  $h=40$  м;  $L_B=650$  м;  $h=32$  м;  $V_a=500000$  м<sup>3</sup>;  $L_3^n=853$  м. Прийнято також,  $a_0=0$  і  $\alpha_1=\alpha_2=\alpha_3=2,5^\circ$ ;  $\alpha_5=\dots=\alpha_n=0$ ;  $A=A_0=50$  м.

При використанні конвеєрного транспорту вихідні дані приймаємо наступні:  $A=50$  м;  $H=32$  м;  $h=27$  м;  $L_H=300$  м;  $h=40$  м;  $L_B=650$  м;  $h=32$  м;  $L_3=2000$  м;  $L_0=1800$  м;  $L_0'=1600$  м;  $K_p=1,15$ ;  $K_\phi=1,14$ ;  $H_3=52$  м;  $L_3^n=661,5$  м. Також прийнята довжина ніш у верхньому й нижньому ярусах по 300 м, причому  $l_1^B=300$ ,  $l_1^H=0$  м, потім  $l_2^B=0$ ,  $l_2^H=300$  м і далі поперемінно. Такий порядок дозволяє підтримувати зсув відвальних ставів на величину, рівну ширині заходки, а вантажотранспортному зв'язку між названими ставами підтримувати забійним перевантажувачем.

На підставі вище приведених розрахунків будемо графік залежності ширини площадки верхнього відсипання  $A_n$  наростаючим підсумком від кількості відсипаних заходок  $n$  (рис. 3.4). Із залежності ширини площадки верхнього відсипання наростаючим підсумком від кількості відсипаних заходок (рис. 3.4) витікає наступне, що більше швидке погашення залишкового виробленого простору відбувається при використанні автомобільно-конвеєрного транспорту й ухилі покрівлі початкових заходок (графік 1,а), а більше повільне - при конвеєрному транспорті (графік 2) без ухилу покрівлі відвала. Це пояснюється доставкою в конвеєрний відвал автотранспортного розкриву, а також додатковим обсягом порід, що вилучають із покрівлі відвала. Схема із засипанням виробленого простору без застосування автотранспорту, але з ухилом покрівлі й схема зі створенням перемички "відвал-цілика" приблизно рівноцінні [57].

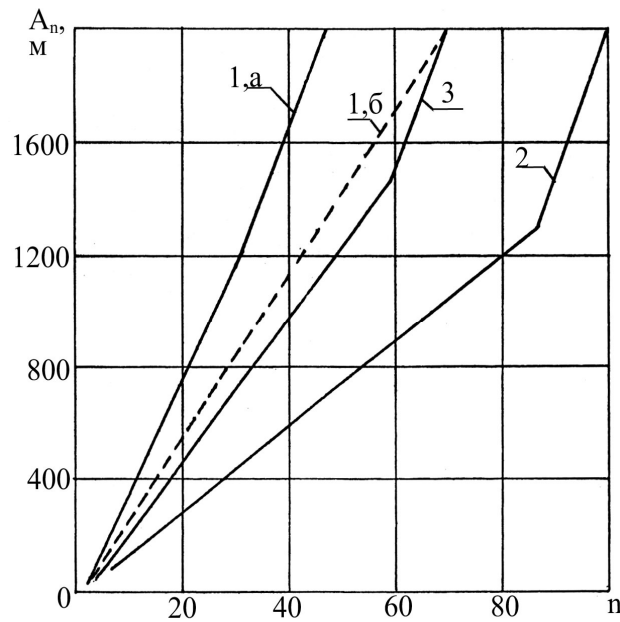


Рисунок 3.4 – Залежність ширини площадки верхнього відсіпання  $A_n$  наростаючим підсумком від кількості відсіпаних заходок  $n$ : 1,а - при автомобільно-конвеєрному транспорті з урахуванням ухилу покрівлі шару; 1,б - при автомобільно-конвеєрному транспорті без урахування автотранспорту; 2 - при конвеєрному транспорті без урахування ухилу покрівлі відвала; 3 - при створенні перемички «відвал-цілина» з урахуванням ухилу покрівлі

### 3.1.2 Обґрунтування критеріїв оцінки режиму відновлення земель при відкритій розробці родовища

Досліджено, що сучасне гірниче землекористування характеризується дедалі більшою деградацією земельних ресурсів, що потрапляють у зону видобувних робіт, що уповільнюється їх післяпромислове освоєння. Протистояти цьому є можливим за розробки системи оцінки наслідків антропогенного втручання у природні процеси, адекватної вартісним змінам об'єкта дослідження та встановлення відповідності результатів природоохоронних заходів вимогам оптимізації режиму гірничого землекористування. Особливості організації рекультиваційних робіт на кожному гірничому підприємстві можна представити в якості режиму, як встановленого порядку реалізації різних технологічних етапів відновлення земель. Обрання того чи іншого режиму рекультивації забезпечуватиме різний рівень якості техногенних ґрунтів, а відтак, і загальну результативність заходів з їх охорони. Режим уособлює в собі множинну змінних, керованих техніко-економічних факторів організації відновлювальних

робіт. Свідоме управління цими факторами за допомогою критеріїв оцінки їх наслідків для землекористування у регіоні є важелем побудови механізму цілеспрямованого відновлення земельних ресурсів та дотримання вимог оптимального планування типу та якості техногенних ґрунтів.

Рекультивация, за існуючого техніко-технологічного рівня та кон'юнктурної складової ринку землекористування, є збитковою, але наряду з цим – законодавчо обов'язковою, що вимагає застосування критеріїв, за допомогою яких було б можливим прогнозувати ступінь ефективності вкладання коштів природоохоронного призначення при виборі різних технологій відновлення земель. Це дозволить затвердити оптимальний варіант проведення рекультивацийних робіт з урахуванням вимог конкретного наступного землекористувача [7].

Гірниче підприємство повинне чітко усвідомлювати, який за обсягом збиток воно завдає землекористуванню у регіоні з метою зменшення екстернальних ефектів відкритої розробки родовища, а також враховувати всі можливі позитивні ефекти від проведення відновлювальних робіт. На цьому принципі будуватиметься механізм подолання протиріч між сторонами відчуження землі під кар'єри та поліпшення економічних показників їх спільної діяльності [7].

Враховуючи те, що темп відновлення землі, з технологічних причин, має певний часовий лаг, який сягає 5...7 років, хоча в деяких випадках через довготривалість ґрунтоутворюючого процесу – десятки років, і те, що територія відводу може бути поділена на зони різних напрямків господарювання, коефіцієнт повернення земельних ресурсів  $K_{n.з}$  встановлюється на підставі даних обсягів повернення землі за декілька років поспіль з визначенням обсягу фізичного якісного та кількісного відновлення конкретної ділянки відводу за наступним виразом:

$$K_{n.з} = \frac{\sum_{j=1}^T S_{n_j} q_{ij} I_{\sigma_{ij}}}{S_{\sigma_i}}, \quad (3.8)$$

де  $S_{n_j}$  – площа землі, повернута у  $j$ -му році;  $q_{ij}$  – частка  $i$ -ї земельної ділянки, відновлена у  $j$ -му році;  $I_{\sigma_{ij}}$  – коефіцієнт співвідношення балів бонітетів  $i$ -ї ділянки землі,

відновленої у  $j$ -му році щодо цієї ж непорушеної ділянки;  $S_{e_i}$  – площа ділянки  $i$ -го року відпрацювання;  $T$  – період повернення земельної ділянки, роки.

На практиці повне відшкодування збитку не забезпечується тому, що є зони пошкодження земель, які не підлягають відновленню (шламосховища, відстійники тощо), проте величина  $K_{n.z}$ , за існуючих технічних можливостей та раціональному плануванні місцевості, має наближатися до 1,0. Цей показник дозволить реально відобразити ступінь фізичних втрат конкретної земельної ділянки. Але застосування даного коефіцієнту є доречним за збереження первісного характеру місцевості, зміна ж цільового призначення ґрунтів потребує відповідного її вартісного відображення.

Дотримання певних вихідних параметрів ґрунту в ході рекультивації ще не гарантує її ефективності стосовно його подальшого цільового використання. Необхідно у кожному випадку визначати оптимальні параметри ґрунту для господарювання і співставляти фактичні відхилення від них досліджуваних якісних показників техногенних ґрунтів. Якщо технологічно неможливо забезпечити рівномірність фізичних параметрів техногенного шару ґрунту, то необхідно у розрахунках використовувати їх середнє значення. В такому разі визначається коефіцієнт оптимальної відповідності  $K_{o.v}$  відновлених земель за наступним виразом:

$$K_{o.v} = \sqrt{\frac{\sum \left( 1 - \frac{\bar{x}_i}{x_{opt_i}} \right)^2}{n}}, \quad (3.9)$$

де  $\bar{x}_i$ ,  $x_{opt_i}$  – відповідно фактичне середнє та оптимальне значення  $i$ -ї досліджуваної властивості техногенного ґрунту;  $n$  – число суттєвих оціночних фізичних властивостей ґрунту.

Якщо внаслідок проведення рекультиваційних робіт повністю змінюється характер місцевості, розрахунок ефективності природоохоронних заходів повинен враховувати екологічну складову результатів відновлення землі, а, саме, зміну здатності новоствореного шару ґрунту зберігати свої корисні властивості під впливом несприятливих природних та техногенних факторів його подальшої експлуатації. Для цього застосовуються коефіцієнти екологічної стабільності різних типів угідь сільськогос-

подарського призначення, що являють собою чисельне вираження екологічної стійкості земельної ділянки певного напрямку використання щодо стану природної екосистеми. Таким чином, екологічна ефективність зміни цільового призначення техногенних ґрунтів може бути оцінена за коефіцієнтом екологічного відновлення ґрунтів  $K_{e.g}$ , який пропонується визначати за наступною формулою:

$$K_{e.g} = \frac{\sum_{i=1}^m S_{p_i} E_{p_i}}{\sum_{i=1}^n S_{g_i} E_{g_i}}, \quad (3.10)$$

де  $S_{p_i}, S_{g_i}$  – відповідно площа землі  $i$ -го типу рекультивованої та відведеної земельної ділянки;  $E_{p_i}, E_{g_i}$  – відповідно коефіцієнти екологічної стабільності угідь  $i$ -го типу земельної ділянки після рекультивації та до її відведення;  $n, m$  – число угідь різного типу, що відповідно розміщені на непорушеній та відновленій ділянці.

Екологічна стабільність повинна бути невід’ємною складовою планування розвитку території та мати своє втілення у системі економічних розрахунків привабливості інвестування програм з охорони земель. Це є можливим представити у вартісній формі, якщо величина рентних платежів з відновленої землі, а відтак і її грошова оцінка будуть відображати фактичний екологічний збиток, що його зазнала земельна ділянка. Проте, це має втілюватися на рівні формування величини рентних платежів, що є базою визначення коефіцієнта вартісної результативності відновлення земельних угідь згідно з наступним виразом:

$$K_{e.p} = \frac{S_{p_i}}{S_{g_i}} \cdot \frac{\sum_{i=1}^n q_i R_i}{\sum_{i=1}^n q_i R_o}, \quad (3.11)$$

де  $K_{e.p}$  – коефіцієнт вартісної результативності відновлення землі;  $S_{p_i}, S_{g_i}$  – відповідно, площа рекультивованої та вилученої землі  $i$ -го року відведення, га;  $q_i$  – частка однотипних земельних угідь у загальній площі відведеної або відновленої  $i$ -ї

земельної ділянки;  $R_0$ ,  $R_1$  – відповідно рента непорушеної ділянки  $i$ -го типу до відведення та після рекультивації, грн.

Загальні витрати гірничого підприємства на охорону земель, що є джерелом формування вартісного механізму відтворених земельних ресурсів, складаються як з постійної частини у вигляді загальнообов'язкових платежів за відведення земель, що встановлюються у відповідності з площею порушених угідь і діючим нормативом плати за відчуження одиниці цієї площі та є фіксованою незалежною величиною від наслідків використання землі, так і змінної керованої величини рівня витрат рекультивації, як відображення технічних та організаційних можливостей діяльності з відновлення порушених ґрунтів [56].

Якщо припустити, що споживчі якості техногенних ґрунтів формуються за рахунок змінної частини витрат, то, напевно, саме її необхідно використовувати у якості бази порівняння ефективності проведення рекультиваційних робіт. Змінна частина загальних витрат комбінату на відведення землі  $B_{вi}$  може слугувати порівняльним критерієм відносної ефективності капіталовкладень у відновлення  $i$ -ї земельної ділянки стосовно рівня витрат на забезпечення споживацької цінності земель гірничого відводу в цілому. Це описується наступним чином:

$$E_{n.e} = \frac{B_{vi} \cdot C_{cp}}{B_{вcp} \cdot C_i}, \quad (3.12)$$

де  $E_{n.e}$  – коефіцієнт порівняльної ефективності витрат на відновлення  $i$ -ї земельної ділянки стосовно відводу в цілому;  $B_{vi}$ ,  $B_{вcp}$  – відповідно витрати на відновлення  $i$ -ї земельної ділянки площею  $S$  та ділянки цієї ж площі в середньому по відводу, грн.;  $C_i$ ,  $C_{cp}$  – відповідно ціна  $i$ -ї ділянки площею  $S$  та ділянки в середньому по відводу такою же площею, грн.

Якщо коефіцієнт  $E_n < 1$ , то це свідчить про більш ефективне вкладання коштів на відновлення конкретної земельної ділянки, ніж відводу в цілому, і навпаки, якщо  $E_n > 1$ , то на даній ділянці було здійснено перевитрати ресурсів рекультивації.

Попередження втрат вартості рекультивованих земель є джерелом настання позитивних ефектів та передумовою мінімізації рівня збитковості природоохоронних

програм. Критерії ефективності є складовою визначення параметрів цільової установки відновлювальних робіт, скерованої на подолання протиріч між сторонами земельного відводу. Планування розвитку місцевості колишнього гірничого контролю є можливим за умови приведення у відповідність методики визначення вартісних змін підконтрольного ресурсу його економічній сутності та значенню.

3.2 Теоретичне обґрунтування і створення методологій вибору екологоорієнтованих технологій формування техногенних ландшафтів і їх відтворення при розробці пологоспадних родовищ

3.2.1 Визначення методологічних основ управління режимом гірничотехнічної рекультивациі порушених земель у напрямку створення відновлених ґрунтів заданих показників родючості

Основний недолік відкритої розробки горизонтальних родовищ - відчуження значних площ земної поверхні з використання у народному господарстві і, перед усім, за сільськогосподарським напрямом. Типові технологічні схеми розробки таких родовищ, що застосовують для видобутку марганцевої руди, передбачають рекультивацию земель, порушених в періоди будівництва кар'єру та його експлуатації. Ці роботи пов'язані з формуванням капітальної (похилої), в'їздної (горизонтальної) та розрізної траншей, які у майбутньому складуть залишковий відпрацьований простір кар'єру, а також створенням транспортних, монтажних та інших робочих майданчиків. При розробці родовища великої площі, яким є марганцеве родовище ОГЗК, формування траншей залежить від схеми розкрою цього родовища на кар'єрні поля (рис. 3.5). Тому обсяги гірничотехнічної рекультивациі на кар'єрах визначатимуться не тільки розмірами виїзних і розрізних траншей, але й схемою розміщення кар'єрів у межах родовища.

Обсяг робіт з відновлення земельних ресурсів обумовлений підвищенням ефективності їх збереження як в період експлуатації родовища, так і в період його доопрацювання, коли остаточно формуються залишкові відпрацьовані простори ка-

р'єру. Тому, оцінку можливостей скорочення обсягів рекультивації слід здійснювати на етапі проектування відкритої розробки родовища шляхом прогнозування технологічних схем, які б базувалися на техніко-економічних рішеннях, відповідаючи вимогам охорони навколишнього середовища в цілому і земельних угідь зокрема [58].

Принципова технологічна схеми розробки родовища, яка є типовою для Нікопольського марганцевого басейну, характеризує стан земної поверхні на момент доробки кар'єру. При будівництві кар'єру розкривні породи із капітальної та розрізної траншей складують у зовнішній відвал, який може бути рекультивований під сільськогосподарські угіддя.

Види рекультивації земель, порушених об'єктами кар'єру, обумовлені формою порушення земель, що підлягають відновленню, місцем їх розташування та метою рекультивації. Систематизація видів рекультивації надана в табл. 3.1. Всі рекультиваційні роботи за метою розподілено на три групи:

1) повне відновлення використаних земель; 2) часткове відновлення використаних земель; 3) облаштування використаних земель, що не відновлюють. Для кожної з груп нижче запропоновано аналітичні формули, які дозволяють управляти впливом технологічних параметрів розробки родовища на обсяги перелічених робіт в умовах окремого кар'єру або групи кар'єрів, що спільно експлуатують родовище [59].

Обсяг рекультивації виміряємо площею земельних ресурсів  $S_{в.в}$ , що буде відновлена. Для 1-ої групи площу поверхні внутрішніх відвалів можна визначити за формулою:

$$S_{в.в} = (B_k L_k - S_{з.н}) \text{ при } S_{з.н} = B_{з.н} B_k + (L_k - B_{з.н}) B_{з.м}, \quad (3.13)$$

де  $B_k, L_k$  - відповідно ширина і довжина кар'єрного поля на поверхні;

$S_{з.н}$  - площа поверхні залишкового відпрацьованого простору;

$B_{з.н}$  - ширина на поверхні останньої розрізної траншеї;

$B_{з.м}$  - ширина на поверхні залишкового простору горизонтальної виїзної траншеї, яка примикає до капітальної траншеї.

За умови спільного розкрюювання кар'єрних полів одного родовища формула (3.13) набуває вигляду:



Таблиця 3.1 – Систематизація об'єктів рекультивації при відкритій зробі горизонтальних родовищ

Мета рекультивації	Місце розташування об'єкту	Примітки
1. Повне відновлення використаних земель	1. Поверхні внутрішніх відвалів	Землі підлягають гірничотехнічній та біологічній рекультивації
	2. Поверхні зовнішніх відвалів	
	3. Поверхні сховищ відходів збагачення	
2. Часткове відновлення використаних земель	1. Майданчики під транспортними комунікаціями (автомобільні та залізничні дороги, електромережі)	Землі підлягають відновленню за умов ліквідації вказаних об'єктів
	2. Майданчики під будівлями, спорудами тощо	
3. Облаштування відпрацьованих земель, що не відновлюють	1. Залишкові відпрацьовані простори кар'єрів	Землі не підлягають рекультивації за сільськогосподарським призначенням
	2. Поверхні зовнішніх в'їздних (капітальних) траншей	Землі можуть бути рекультивовані у разі економічної доцільності шляхом використання родючих ґрунтів з інших кар'єрів
	3. Поверхні укосів зовнішніх відвалів	Землі безповоротно втрачено для сільськогосподарського виробництва

$$S_{B.B} = \sum_{s=1}^{n_o} S_{b.i} + \sum_{j=1}^{n_c} S_{d.j} \quad (3.14)$$

де  $i, n_o$  – відповідно номер за порядком кар'єру, що відпрацьовує родовище, та їх кількість;  $j, n_c$  - номер кар'єру за порядком при спільній роботі їх на одному родовищі та кількість кар'єрів у групі.

Також треба рекультивувати санітарну зону, що створюють. для охорони довкілля від впливу гірничих робіт. Її площу навкруги групи кар'єрів визначають за виразом:

$$S_{c.з} = 2 \sum_{i=1}^{n_k} (L_{ki} - B_{ks}) B_{c.з} K_{bm}, \quad (3.16)$$

де  $n_k$  - загальна кількість кар'єрів, що спільно розробляють родовище;  $B_{c.з}$  - ширина смуги санітарної зони;  $K_{bm}$  - коефіцієнт, що враховує скорочення площі земельних ресурсів на створення санітарної зони.

Площа земель, що відновлюють на поверхні зовнішніх відвалів розкривних порід (табл. 3.1), дорівнює сумі:

$$S_{\epsilon} = (S_{к.м} + S_{р.м} + S_{ч} + S_{c.з}), \quad (3.17)$$

де  $S_{к.м}$ ,  $S_{ч}$  - площі земель, відповідно що відводять під відвали для проведення капітальної траншеї та складування родючого шару чорнозему.

Площі  $S_{к.м}$ ,  $S_{р.м}$  розраховують, виходячи з загального об'єму зовнішнього відвалу. Цей об'єм визначає площу основи (підосви) відвала у разі її квадратної або круглої форми (без урахування укосів відвалу), а також площу  $S_{\epsilon}$  поверхні зовнішнього відвалу, яка підлягає гірничотехнічній рекультивації. Площа  $S_{ч}$  земель під укосами відвала, які треба облаштовувати, встановлюють, виходячи з обсягу розкривних порід, що складують у зовнішніх відвалах, при проведенні капітальної і розрізної траншей. Площа нижньої основи відвалу  $S_n$  залежить від обсягу розкривних порід, що підлягають складуванню, та його висоти  $H_{\epsilon}$ . За умов рекультивації укосів відвала під лісопосадки необхідна висота та кут укосу  $\beta_{\epsilon}$  можуть бути визначені за даними Барсукова М.І. [59]. У графічній формі взаємозв'язок між площею земельного відводу та обсягом розкривних порід показаний на рис. 3.6. При цьому укоси відвала через формування терас виположуються до невеликих значень кута ( $\beta_{\epsilon} = 6...12$  град.). З однієї сторони це позитивно впливає на використання площі під укосами, але з іншої - призводить до зменшення площі поверхні відвала  $S_{\epsilon}$ , яку рекультивують для сільського господарства.

Загалом, для розміщення розкривних порід обсягом 50...200 млн. м<sup>3</sup> при мінімальному відводі земель треба формувати відвал висотою 39...76 м, для створення

максимальної площі поверхні відвала, яку рекультивують, його висота має складати 22...48 м. Відповідно до цих підходів кут укосу відвала буде змінюватися у першому випадку від 11,6 до 7,5 град., у другому – від 15,4 до 10,2 град. Параметри зовнішніх відвалів, що визначають обсяги рекультиваційних робіт в залежності від розмірів кар'єрного поля, наведені в табл. 3.2.

Одним з важливих питань є прогноз достатності обсягів гумусового та потенційно-родючого шарів в контурах гірничого та частково земельного відводів для повернення порушених земель за їх призначенням. Згідно з формулою (3.14) обсяг чорноземного ґрунту, який буде знято з поверхні кар'єрного поля ( $B_k = 2000$  м;  $L_k = 5000$  м;  $H_k = 70$  м;  $m_q = 0,5$  м;  $K_p = 1,25$ ) дорівнює 6,4 млн.м<sup>3</sup>. Для рекультивації відвалів протягом експлуатації кар'єру треба мати 4,1 млн.м<sup>3</sup> чорнозему, для поверхні зовнішнього відвала після ліквідації кар'єру ( $S_e = 120$  га) - 0,75 млн.м<sup>3</sup>. Таким чином, навіть за умови, коли зовнішній відвал розміщують на неугіддях, чорнозему буде достатньо для рекультивації його поверхні. Як відзначають науковці у роботі [60], площа поверхні, де знімають чорноземну масу, майже на 30 % більше площі поверхні внутрішніх відвалів. За цієї причини в період експлуатації родовища досягається надлишок чорнозему (у середньому 25...30%).

У разі відпрацьовування одного родовища групою кар'єрів обсяг розкривних порід за рахунок створення спільних траншей зменшується і це скорочує обсяги рекультиваційних робіт. Тоді площі земель, відновлених для сільського господарства, також можуть бути збільшені шляхом формування високого відвала  $\Delta S_{e,e}$  та скорочення площі санітарної зони  $\Delta S_{c,z}$ . Наприклад, для складування розкривних порід в обсязі  $V_e = 200$  млн.м<sup>3</sup> в одному відвалі потрібна площа 590 га, у двох

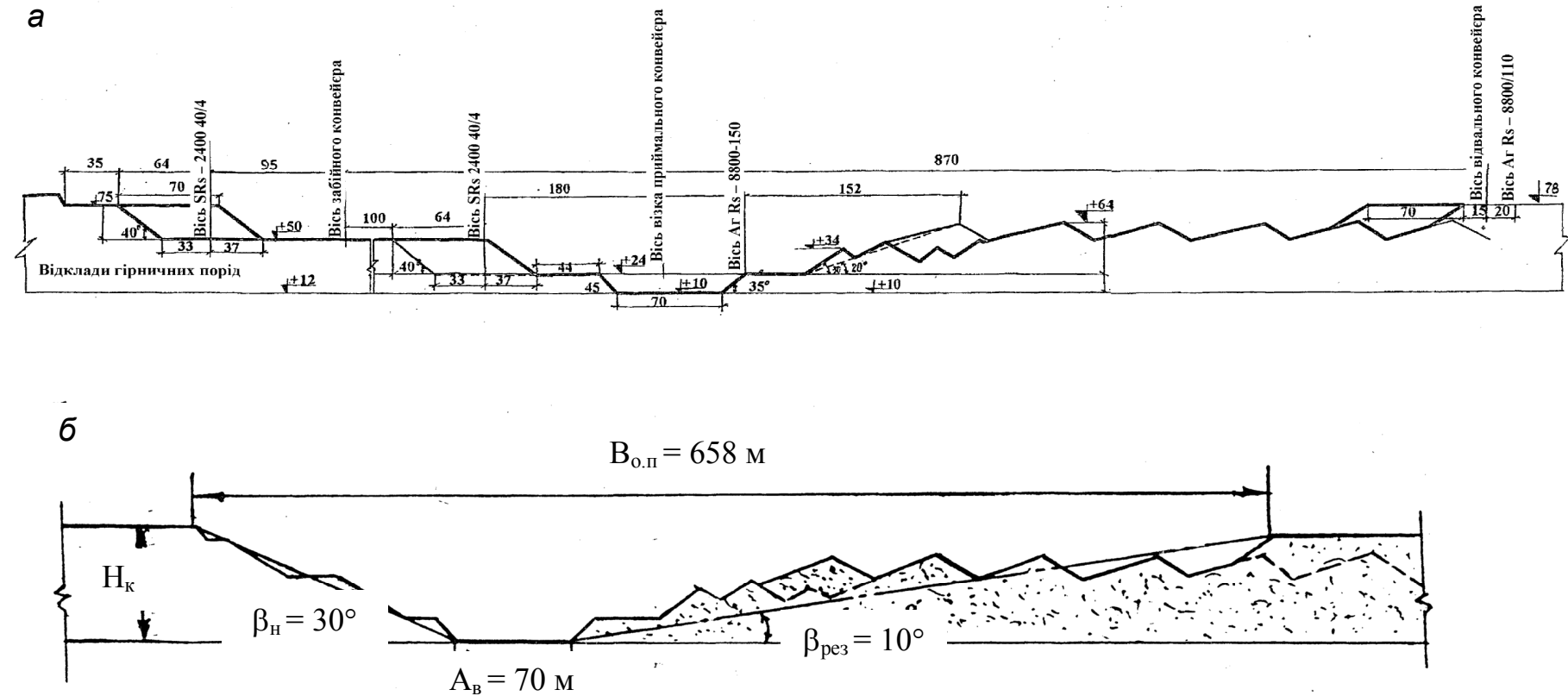


Рисунок 3.5 – Профільні перерізи Шевченківського кар’єру: а – робоча зона (розрізна траншея) на поточний час; б- прогнозований контур відпрацьованого залишкового простору кар’єру (остання розрізна траншея)

відвалах - 800 га. Значить, площа земельного відводу за рахунок спільного розміщення двох відвалів скорочується у розмірі  $\Delta S_{g,g} = 210$  га, а санітарної зони -  $\Delta S_{c,z} = 30,5$  га.

Таблиця 3.2 – До визначення обсягів рекультивації земель за лісогосподарським напрямом

Ширина кар'єрного поля $B_k$ , м		1000	1250	1500	2000	2500
1. Обсяг рекультивації відвалів від проведення траншеї, млн.м <sup>3</sup>	капітальної $V_{k,t}$	3,5				
	розрізної $V_{p,m}$	21,9	27,7	33,4	44,9	56,3
2. Обсяг зовнішнього відвалу $V_z$ , млн.м <sup>3</sup>		25,4	31,2	36,9	48,4	59,8
3. Висота відвалу $H_z$ , м		16	19	19	20	20
4. Ширина основи відвала $A$ , м		1096	1182	1273	1455	1614
5. Площа основи відвала, га	нижньої $S_n$	78	90	104	131	159
	верхньої $S_g$	60	70	80	106	130
6. Втрати земель під укусами $S_y$ , га		36	41	46	50	58
7. Площа санітарної зони $S_{c,z}$ , га		58	64,6	71,4	79,2	90

Землі під транспортними комунікаціями можуть бути відновлені частково за умови ліквідації мережі комунікацій. Обсяг робіт в цьому випадку залежить від довжини комунікацій  $\Sigma L_k$  та необхідної ширини смуги їх розміщення  $B_k$ , що описується формулою:  $S_{m,k} = \Sigma L_k B_k$ . Роботи з облаштування майданчиків під будівлями, спорудами, промисловими об'єктами тощо складають 15...20% всього обсягу рекультивації земель на кар'єрі. Всі землі, що підлягають облаштуванню як залишковий відпрацьований простір кар'єру, складають площу у сумі:  $S_{z.p} = S_{k.t} + S_{z.v} + S_{p.t}$ , де  $S_{k.t}$ ,  $S_{z.v}$ ,  $S_{p.t}$  – відповідно площа поверхні землі, яка зайнята під капітальну, з'єднувальну виїзну (горизонтальну) та залишкову розрізну траншеї.

З використанням вище наведених аналітичних виразів складено прогноз обсягів природоохоронних заходів при доопрацюванні горизонтального родовища (табл. 3.3). З розрахунків витікає, що втрати земель для сільськогосподарської ре-

культивуації в залежності від розмірів кар'єрних полів знаходяться на рівні 280...460 га, що дорівнює 53...26% загальної площі земельного відводу. Технологія рекультивації відпрацьованого простору залежатиме від її напрямку, схеми розкриття, розробки та доробки родовища. Деякі технологічні рішення цього питання наведені в роботах [61, 62].

Таблиця 3.3 – Обсяги рекультиваційних робіт (га) при розробці горизонтального родовища

Розміри кар'єрного поля, тис. м	$B_k$	2			3		
	$L_k$	3	4	5	4	5	6
Зміст природоохоронного заходу							
Лісогосподарська (водогосподарська) рекультивація залишкового простору кар'єру	$S_{к.т}$	15					
	$S_{з.в}$	82	116	150	116	150	184
	$S_{р.т}$	128			191		
	$S_{з.п}$	224	258	293	322	356	390
Терасування і закріплення укосів відвала	$S_y^*$	28			714		
Відновлення порушеного чорноземного ґрунту на поверхні відвала	$S_e$	161	212	260	242	318	390
Втрати земельних ресурсів сільськогосподарського призначення	$\Sigma S_e$	282	316	351	394	427	461
Коефіцієнт рекультивації земель для сільськогосподарського виробництва	%	47	40	65	37	28	74

\* Площа земної поверхні під укосами відвалів прийнята з урахуванням площі санітарної зони

Технологічні рішення щодо відновлення земель, порушених відкритою розробкою родовища, та економічні результати гірничотехнічної рекультивації визначаються, насамперед, співвідношенням обсягів робіт в цілому та за періодами діяльності кар'єру. Загалом, кількісна оцінка цих співвідношень здійснюється за коефіцієнтом рекультивації, який дорівнює відношенню площі рекультивованих земель до площі земель, порушених гірничими роботами.

У зв'язку з пріоритетом сільськогосподарського землекористування в якості основного соціально-правового критерію при оцінці ефективності рекультиваційних робіт варто приймати рівень поліпшення структури рекультивованих земель [63]. Тому вплив гірничих робіт на використання земельних ресурсів необхідно оцінювати не тільки за коефіцієнтом рекультивації, але й за родючістю відновлених земель. Інтенсивність порушення і відновлення земель цілком залежить від діяльності гірничодобувного підприємства з раціонального використання природних ресурсів.

Відновлення відпрацьованих кар'єрами земель тісно зв'язане у часі з розробкою розкривних уступів: за швидкістю просування фронт робіт зі зняття чорноземного шару на поверхні передового уступу не повинен затримувати, а з нанесення цього шару на поверхні відвала випереджати фронт розкривних робіт. Разом з тим, просування останнього за швидкістю має забезпечувати просування фронту робіт з рекультивації, достатнє для одержання необхідного обсягу чорноземної маси. Цей обсяг з параметрами ділянки, що рекультивують, зв'язаний співвідношенням:

$$V_{\phi.в} m_{\phi} (L_{\phi.в} + 2B_{с.з}) = V_{\phi.р} m_{н.ш} L_{\phi.р}, \quad (3.16)$$

де  $V_{\phi.в}$ ,  $V_{\phi.р}$ ,  $L_{\phi.в}$ ,  $L_{\phi.р}$  - відповідно швидкість просування та довжина фронту розкривних і рекультиваційних робіт;

$m_{\phi}$ ,  $m_{н.ш}$  - середня потужність відповідно чорноземного шару непорушених земель та насипаного шару ґрунту;

$B_{с.з}$  – ширина смуги санітарного захисту.

Аналізуючи вираз (3.16), можна дійти висновку, що його ліва частина містить показники, характеризуючи природний стан земельної ділянки, яка відво-

диться під розробку родовища, а також технологічну схему розробки. Відзначені показники є вихідною базою для планування й керування якістю рекультивації. Права частина виразу (3.16) відбиває прийняті проектом параметри ділянки, що рекультивують, які визначають у залежності від зазначеної вище вихідної бази.

Забезпечувати родючість техногенного ґрунту автор пропонує шляхом управління режимом рекультиваційних робіт [64]. Під цим режимом будемо розуміти встановлену проектом або дослідженням послідовність зняття обсягів чорноземного ґрунту на непорушених землях та нанесення його на поверхні відвалів розкривних порід у часі, яка забезпечує планомірне, економічно та екологічно ефективне відновлення земельних ресурсів, використаних для розробки родовища протягом строку існування кар'єра. Зазначений режим оцінюють за графіком, на якому відбиті показники родючості ґрунтів на використаних і відновлених земельних ділянках, що контролює землевласник (потужності чорноземного шару і порід, що його підстилають, вміст гумусу, фізичної глини тощо), по періодах просування фронту розкривних робіт.

Режим рекультиваційних робіт можна встановлювати аналогічно режиму гірничих робіт при експлуатації пологих та горизонтальних родовищ. З цією метою використовується метод геометричного аналізу кар'єрного поля, розроблений акад. Ржевським В.В. [65]. Стосовно режиму рекультивації, зазначений метод полягає у кресленні ряду положень фронту розкривних робіт через інтервали його просування, визначенні для кожного інтервалу просування обсягів чорноземної маси, гумусу, фізичної глини тощо, побудові графіків зміни цих обсягів за напрямком просування фронту розкривних робіт. Вихідними матеріалами є топографічні плани з нанесеними ізолініями потужності шару чорнозему, вмісту гумусу, фізичної глини й інші параметри рекультиваційних робіт, які складають бонітування техногенного ґрунту.

Вихідною базою формування тих чи інших за показниками родючості техногенних ґрунтів є агрохімічний склад ґрунтів на непорушених землях. З цією метою,



насамперед, слід вивчити загальну характеристику земельних ресурсів, що використовують для розробки марганцевого родовища.

Ґрунтовий покрив орних земель на ділянках, що відводять під кар'єри, представлений чорноземами південними незмитими, слабо- і середньо змитими, а також немитими різновидами. У загальній площі ріллі чорноземи звичайно південні важко суглинисті (шифр 71-е) займають 617,3 га (66%). Середня потужність чорноземного шару складає 0,5 м, при вмісті гумусу в орному шарі в середньому 2,8% і його потужності 20 см токсичні солі відсутні. Чорноземи відрізняються сприятливими фізичними та хімічними властивостями.

Чорноземи південні слабо змиті важко і середньо суглинисті (шифр 71-е, д) поширені на площі 277 га (29,7%). У результаті ерозійних процесів у слабо змитих чорноземах укорочений гумусовий шар, його загальна потужність в середньому дорівнює 47 см, у шарі потужністю 15 см вміст гумусу - 2,6%.

Чорноземи південні середньо суглинисті середньо змиті (шифр 75 д) займають 3,5 га (0,4%). Потужність гумусового профілю дорівнює 32 см, середній вміст гумусу – 2%. Чорноземи південні немиті (шифр 209 с) утворилися в результаті відкладення гумусу в шлейфах схилів, днищах балок і лощин. Їхня площа складає 36,7 га або 3,9% від загальної території. Потужність чорнозему досягає 100 см, вміст гумусу - 4,5 %.

На кормових угіддях чорноземи південні важко суглинисті займають площу 5,4 га (12%), чорноземи південні слабо змиті важко суглинисті (шифр 79-е) - 5,2 га (11,6%), чорноземи немиті важко суглинисті (шифр 209-е) - 34,2 га (76,4%). Вміст гумусу і живильних речовин у перелічених ґрунтах аналогічні орним угіддям. Розподіл ґрунтів по еродованості та кутах нахилу рельєфу наведений у табл. 3.4 і 3.5.

Дані, що наведені у табл. 3.4 і 3.5, свідчать про те, що вміст гумусу в ґрунтах на ділянках, відведених під марганцеві кар'єри, має значні коливання за величиною. Також сильно змінюються інші показники родючості земель. Коливання величини показників родючості природних ґрунтів призводить до ще більшого коливання величини цих показників, які визначають родючість техногенних ґрунтів.

Таблиця 3.4 – Характеристика ґрунтів земельного відводу під кар'єри ОГЗК

Вид угідь	Площа ділянок за ступенем змитості				Загальна площа, га
	незмиті 71-е	слабо змиті	середньо змиті	незмиті 209-д	
Рілля, га	617,3	277,0	3,5	3,9	934,5
Пасовища, га	5,4	5,2	-	34,2	44,8
Всього, га	622,7	282,2	3,5	38,1	979,3
Вміст гумусу, %	2,8	2,6	2,0	4,5	

Таблиця 3.5 – Розподіл земель по кутах нахилу рельєфу

Загальна площа відводу, га	У тому числі площі ділянок з кутами нахилу, градусів				
	0 - 1	1- 2	2 - 3	3 - 5	10-15
1030	326,0	585,7	100,3	16,0	2,0

Агрохімічне обстеження [66] рекультивованих земель показало, що на деяких ділянках зустрічається суміш лесовидних суглинків з червоно-бурими породами і це впливає на засоленість ґрунтів, особливо при розробці балок і яруг. Тому необхідно виключати домішки червоно-бурих порід в горизонти, що їх підстиляють. Виходячи з агрономічної оцінки порід верхнього шару Орджонікідзевський ГЗК впровадив технологію гірничих робіт, яка дозволила укладати ґрунти відповідно до вимог проекту рекультивації: більш токсичні породи – в основу (низ) відвалу, лесовидні суглинки – в його верхню частину. Наведене положення також треба враховувати при плануванні обсягів чорноземної маси й потенційно родючих порід, необхідних для рекультивації.

Наведені результати досліджень, свідчать про необхідність відновлення відпрацьованих земель, родючість яких характеризували б параметри, за величиною незмінні та достатні для сільськогосподарського виробництва. Звідси витікає доцільність розробки режиму рекультиваційних робіт, що передбачає: 1) створення

техногенного шару ґрунту з проектними параметрами родючості (для вирощування певної культури); 2) найменшу мінливість за величиною вказаних параметрів ґрунту на площі рекультивованої ділянки. Ці положення приймають за основу при складанні календарного плану рекультиваційних робіт. На відносно короткий період (1..2 роки) цей план слід розробляти при плануванні гірничих робіт у цілому. Економічно ефективним буде режим робіт, який забезпечуватиме гірничодобувному підприємству найменший збиток від відтворення використаних земельних ділянок з отриманням техногенного ґрунту потрібної родючості [67].

Найчастіше параметрами родючості техногенних ґрунтів, що контролює землевласник, є потужність насипного шару чорнозему і зміст гумусу в ньому. При нанесенні чорнозему на поверхні відвала можна створити шар будь-якої потужності, яка не буде змінюватися на всій площі ділянки, що рекультивують. Для цього лише необхідно мати достатню кількість чорноземної маси, що перевіряють за умовою:

$$V_{ct} = V_{pt} m_{н.ш} L_{ф.пт} \geq V_t m_{ct} (L_{ф.ст} + 2B_{с.з}), \quad (3.17)$$

де  $V_{pt}$  - посування фронту рекультиваційних робіт на відвалі на  $t$ -ому етапі розкривних робіт.

Умова (3.17) може бути виконана шляхом регулювання величини просування  $L_{pt}$ , оскільки потужність насипного шару  $m_{н.ш}$  задана проектом гірничотехнічної рекультивації, а довжину фронту робіт з нанесення чорнозему на відвальній поверхні  $L_{ф.пт}$  приймають максимально можливою.

При складанні календарного графіка рекультиваційних робіт, що визначає обсяги та родючість чорноземної маси, необхідно враховувати наступне.

1. Основною умовою вибору режиму рекультиваційних робіт є створення на відновлюваних ділянках техногенних ґрунтів високої родючості. Це досягається технологічним і організаційним забезпеченням якості процесу відновлення як сукупності можливостей і рівня корисності рекультивованих земель, що обумовлює їх придатність до вирощування визначеної сільськогосподарської культури.

2. При відновленні відпрацьованих кар'єрами земель слід орієнтуватися не на рівень якості чорноземного шару непорушених земель, а створювати техногенний ґрунт вищої якості, яка повніше відповідає напряму його подальшого використання.

3. Режим рекультивації залежить від режиму гірничих робіт, що повинний відповідати строго визначеним обсягам видобутку корисної копалини встановленої якості.

4. Відповідно до зміни річних обсягів розкривних робіт з окремих періодів, потужності розкриття і покладу корисної копалини, умов його залягання, наявності різноманітних геологічних порушень, нерівномірного змісту корисних компонентів у покладі змінюються річні потужності кар'єру по розкриття, просування фронту розкривних робіт, що приводить до різної швидкості просування фронту рекультиваційних робіт.

5. Технологічне устаткування ділянки рекультивації розраховано на визначену виробничу потужність. Тому варто передбачати виконання в часі рівних обсягів рекультиваційних робіт.

Таким чином, змішування чорнозему, що знімають на поверхні декількох розкривних смуг, дозволяє усередняти вміст гумусу в техногенному ґрунті. При цьому за рахунок зняття родючого шару на визначених смугах бути забезпечений необхідний (проектний) вміст гумусу в насипному шарі чорнозему.

3.2.2 Обґрунтування методології вибору та встановлення доцільних комплексів устаткування й технології гірничотехнічної рекультивації у взаємозв'язку із якістю і собівартістю відновлення земельних ресурсів

Вибір раціональної технології відновлення земель, відпрацьованих відкритими гірничими розробками, є питанням, що має наукове і практичне значення. Гірничо-збагачувальний комбінат при відведенні земель під розробку родовища оплачує різницю між бонітетами непорушених і земель, що повертає, протягом рекультиваційних робіт витрачає певні кошти на обслуговування та утримання те-

хнологічного устаткування, при поверненні відновлених земельних ресурсів відшкодовує землевласникам втрату сільськогосподарського виробництва. Тому треба вибрати такі засоби механізації та технологію гірничотехнічної рекультивації, які б дозволяли створювати ґрунти високої родючості (передусім, для сільськогосподарського використання), не спричиняли комбінату великих виробничих витрат на рекультивацію та платежів за відшкодування втрат сільськогосподарських підприємств. Розглянемо послідовно, як впливають механізація і технологія процесу рекультивації на можливість виконання зазначених завдань.

Придатність земель для сільськогосподарського освоєння та їх продуктивність визначають наступні показники родючості:

- потужність насипаного родючого шару ґрунту, см;
- вміст (%) і запас (т/га) гумусу в насипаному шарі ґрунту;
- вміст фізичної глини в насипаному шарі та підстиляючій породі, %;
- середня щільність чорноземної маси у метровому насипаному шарі;
- ступінь засолення чорноземного шару та породи, що підстиляють.

Стосовно потужності чорноземного шару слід відзначити наступне. Шар чорноземної маси, яку доставляють на відвал конвеєрами, автосамоскидами або скреперами, можна створити будь-якої потужності, якщо є достатній обсяг чорнозему. У вирішенні цього питання певні технічні, як і технологічні обмеження відсутні. Важливішу роль відіграють втрати і засмічення (розубоження) чорноземної маси під час її зняття з поверхні непорушених земель та укладання на поверхні відвалу. Вказані показники обумовлюють вміст і запас гумусу в насипаному шарі ґрунту.

Втрати і засмічення чорноземного шару значною мірою залежать від положення технологічної поверхні відносно контакту шару підстиляючих порід. Технологічна поверхня може бути розташована за межами приконтактної зони, в самій зоні або повністю співпадати з природнім контактом в просторі. У цих випадках виникають втрати чорнозему та збіднення вмісту гумусу. Причому при розміщенні технологічної поверхні за межами приконтактної зони з боку порід, що підстиля-

ють родючий шар, виникає значне змішування чорноземної маси з неродючими породами, а при розміщенні цієї поверхні з боку родючого шару - значні втрати чорнозему. У випадку, коли технологічна поверхня розміщується у межах приконтактної зони, виникають втрати і засмічення чорноземного ґрунту одночасно. Це найбільш розповсюджена ситуація на сучасних кар'єрах.

Розташування технологічної поверхні визначається черговістю виконання та переліком процесів, що складають технологію рекультиваційних робіт. Втрати і засмічення можуть змінюватися в достатньо значних межах. Це змінювання обумовлено розходженням форм самої технологічної поверхні, яка в свою чергу залежить від застосовуваних засобів механізації.

В межах однієї технології (однакового набору та послідовності виконання процесів) можуть бути застосовані різні технічні засоби її реалізації. Причому різні процеси можуть виконуватися одним або декількома видами устаткування. Від цього залежить склад устаткування або структура комплексної механізації той чи іншої технології. Звідси витікає, що навіть у межах однієї технології може мати місце велика кількість структур її комплексної механізації, а отже, достатньо великим буде й кількість варіантів схем утворення втрат і засмічення чорноземної маси при її вийманні та транспортуванні. Викладене вище визначає необхідність дослідження впливу структур комплексної механізації на показники якості рекультивованих земель.

В реальних умовах виймання чорноземного шару на контакт з підстилаючими породами відбувається по якій-небудь складній поверхні, форма якої залежить від множини факторів. Головними з них є наступні:

- форма ріжучої кромки робочого органу;
- кінематика робочого органу;
- конструктивні особливості і тип рекультиваційного устаткування;
- кваліфікація машиніста тощо.

Урахувати окремо вплив кожного з цих факторів на форму технологічної поверхні майже неможливо. Проте при вийманні м'яких гірських порід, до яких мо-

жна віднести чорноземний ґрунт, робочі органи виймально-навантажувального устаткування залишають цілком чіткі сліди на забої, які можуть бути зафіксовані та обмірювані. У зв'язку з цим форму технологічної поверхні визначають шляхом її обмірювання в реальних умовах кар'єрів. Деякі характеристики поверхні, по якій відбувається відпрацювання контактів шару чорнозему з підстилаючими породами при використанні різних типів виймально-навантажувальних і транспортних машин прийнято за результатами досліджень, виконаних проф. Шапарем А.Г. В роботі [68] досліджено втрати і засмічення рудної сировини в процесі видобувних робіт. Контакт рудного пласта з підстилаючими породами має такі ж коливання у вертикальній площині, як і чорноземний шар. Частіше ні пласт марганцевої руди, ні шар чорнозему не мають чітко визначеного контакту з породами, що їх підстилають. Тому авторові здається можливим вивчити якісну характеристику втрат і розубоження чорноземної маси, виходячи з аналізу цих показників при відпрацюванні марганцевого пласта.

Аналіз засобів механізації видобувних робіт на кар'єрах ОГЗК свідчить, що для відпрацювання рудного пласта застосовують головним чином екскаватори ЕКГ-5; бульдозери (в головному з гідравлічним управлінням відвалом), наприклад, Д-572; драглайни з малою ємністю ковшу Е-2503. При виконанні досліджень було розглянуто це устаткування, а в якості перспективного – одноківшевий колісний навантажувач Д-660 та скрепер Д-567.

Як відомо, ківш екскаватора наповнюється в наступному порядку: відразу його встановлюють на підшві забою, далі він повільно уводиться в забій з наступним підійманням та різанням вертикальної стружки. Технологічна поверхня залежить від форми ріжучої кромки ковшу екскаватора та різниці вертикальних позначок при встановленні ковшу на ґрунті забою в момент початку уведення. Виходячи з незначної товщини вертикальної стружки незначною є також площа підшви забою, яка зачищається за одне копання.

У початковий момент зняття стружки відвал бульдозера опускається до потрібної глибини стружки, при цьому глибина сусідніх стружок неоднакова, тому що

відвал бульдозера встановлюється з певною погрішністю. При прямолінійному руху бульдозера та знятті ним стружки були відзначені коливання ріжучої кромки відвалу, в результаті чого подовжній профіль сліду ріжучої кромки бульдозера отримується хвилястим.

При відпрацюванні рудного пласта крокуючим екскаватором зачистка його контактів з підстилаючими породами відбувається наступним чином: ківш екскаватора встановлюється у вихідне положення, а далі рухається горизонтально до повного заповнення. Під час горизонтального руху ковшу екскаватора спостерігається його коливання, внаслідок чого подовжній слід також має хвилясту поверхню.

Контакти чорноземного шару з породою, що підстилають, можуть відпрацьовуватися одноківшовим навантажувачем шляхом зняття горизонтальної стружки. Форма поверхні розділення чорнозему та породи залежить від різниці вертикальних позначок встановлення ковшу навантажувача у початковий момент копання та амплітуди коливань ріжучої кромки ковшу під час різання горизонтальної стружки.

Враховуючи те, що механізми управління опусканням ковшу колісного скрепера та відвалом бульдозера ідентичні, прийнято, що відхилення вертикальних позначок установки ковшу скрепера у початковий момент різання такі ж самі, як й у бульдозера.

Амплітуда коливань ріжучої кромки ковшу скрепера формується під впливом поверхні площі, яка відпрацьовується, тому що колеса скрепера рухаються попереду ріжучої кромки ковшу. Ріжуча кромка ковшу розташована посередині між передніми та задніми колесами скрепера. При відпрацюванні контакту чорноземної маси з нижче лежачими породами поверхня площадки, на якій працює скрепер, більш рівна, тому що після зачистки кривлі та зняття декількох стружок по родючій масі поверхня знівелювалась. Отже, при зачистці контакту чорнозему з породою, що підстилають, середнє значення амплітуди коливань ріжучої кромки ковшу скреперу можна прийняти таким самим, як для бульдозера.



Таблиця 3.6 – Параметри технологічних поверхонь при відпрацюванні рудного пласта різними засобами механізації

Параметр	Засоби механізації видобувних робіт				
	драг-лайн Е-2503	мехлопа-та ЕКГ -4,6	буль-дозер Д-572	одноно-ківш . на-ван-таж. Д-660	скрепер Д-567
Середнє відхилення при встановленні робочого органу в початковий момент копання, мм	84,84	24,3	9,5	9,5	9,5
Середня амплітуда коливання ріжучої кромки робочого органу, мм	-	-	16,6	16,6	<u>91,2</u> 16,6

Технологія відпрацювання пласта марганцевої руди, потужність якого змінюється від одного до двох метрів, у головному співпадає з технологією зняття чорноземного шару, хоча його потужність складає 0,6...0,8 м. Тому характеристики технологічних поверхонь, що отримані у результаті досліджень [69] контактів рудного пласта з породами, що підстилають, різними засобами механізації видобутку руди, автором використані як теоретичні підходи до вибору технологічного устаткування рекультиваційних робіт.

Аналіз даних, наведених у табл. 3.6, дозволяє стверджувати, що для відпрацювання чорноземного шару доцільно застосовувати засоби механізації, які мають жорсткий зв'язок з робочим органом та гідравлічний привід. Драглайни з гнучким зв'язком робочого органу з приводами характеризуються гіршими властивостями для селективної виїмки. Засоби механізації з електричним приводом не

дозволяють здійснювати управління робочим органом з точністю, характерною для гідравлічних приводів.

Оптимальне положення технологічної поверхні відносно контакту чорноземного шару с породами, що його підстилають, визначено з використанням методики нормування показників витягу в межах реальних взаємозв'язків між втратами і розубоженням. За базове прийняте положення технологічної поверхні, яке забезпечує оптимальне суміщення втрат та засмічення при відпрацюванні запасів чорнозему. Встановлено, що раціональним варіантом відпрацювання контактів є наступний: коефіцієнт зачистки контакту чорноземного шару з породами, які підстилають, повинен дорівнювати 0,6, при цьому середня потужність шару чорнозему, що втрачається, складе 0,018 м, а середня потужність шару порід, що розубожують, - 0,007м.

В розрахунках прийнята технологічна поверхня у формі площини. Таку форму, як реальну, мають лише окремі виймально-навантажувальні машини. До таких машин слід віднести бульдозери та скрепери, які здатні здійснювати виймання горизонтальними стружками та мають прямолінійну форму ріжучої кромки робочого органу. При застосуванні іншого устаткування нормативи втрат та засмічення чорнозему повинні бути скореговані з урахуванням форми технологічної поверхні, що утворюється. Результати розрахунків втрат і засмічення при відпрацюванні контакту чорноземного шару з породами, що підстилають, різними засобами можуть бути встановлені, виходячи з даних, наведених у табл. 3.7.

Отже, серед засобів механізації рекультиваційних робіт, що розглядається, у разі застосування крокуючих екскаваторів для зняття чорноземного шару втрати і розубоження родючого ґрунту будуть найбільшими (50...52 мм стосовно потужності шару). Найменші втрати (17 мм) матимуть місце при зачистці контакту чорноземного шару з породою, що його підстилає, одноківшевіми екскаваторами, а найменше розубоження (17 мм) – бульдозерами або скреперами. Також невеликі стосовно потужності шару чорнозему втрати і розубоження можуть формуватися при знятті його з поверхні розкривного уступу одноківшевіми навантажувачами

Таблиця 3.7 – Втрати і засмічення при відпрацюванні марганцеворудного пласта (за даними проф. Шапара А.Г.)

Параметр	Засоби механізації видобувних робіт				
	драг-лайн Е-2503	мехлопата ЕКГ-4,6	бульдозер Д-572	одно-квіш. навантаж. Д-660	скрепер Д-567
Потужність рудного пласта, що втрачається, при зачистці його контакту, мм	52	17	30	23	30
Потужність шару розубоження підстилаючих порід при зачистці пласта, мм	50	49	17	26	17

Проаналізуємо детальніше технологію рекультиваційних робіт, яку застосовують на кар'єрах ОГЗК, у плані її можливостей щодо формування родючих техногенних ґрунтів.

Загальна потужність ґрунтового профілю після рекультивації повинна бути не менша 150 см, причому насипаний шар та підстилаючі породи повинні вмщати певну кількість фізичної глини. Виймання з поверхні передового уступу потенційно родючого шару потужністю 1,5 м роторним колесом великого діаметру та розміщення цього шару у верхньому ярусі відвалу на поверхні гребне видної форми без змішування з іншими породами практично неможливо. Тому, якщо приймається дана технологія для створення ПРШ, то треба погоджуватися з тим, що підстилати чорноземний шар будуть різні породи, що є у передового уступу.

Підстилаючий шар має бути складений із суглинку, і цю вимогу може повністю задовольнити технологія зняття й транспортування на відвал чорноземної маси за допомогою скреперів або екскаваторів чи навантажувачів і автосамоскидів. Це має бути враховано при виборі технології рекультиваційних робіт за умови створення техногенних ґрунтів, які забезпечують найвищу економічну оцінку відт-

ворених земельних ресурсів. Родючість земель обумовлює, з одного боку, їх продуктивність і вартість з другого, - розмір виробничих витрат та відшкодування, що має сплачувати підприємство за циклом „відведення непорушених - повернення відновлених земель” (рис. 3.8). Тому, перед тим, як вибирати технологію та устаткування для гірничотехнічної рекультивації, попереднім аналізом треба дослідити саме залежності продуктивності рекультивованих земель від рівня показників родючості техногенних ґрунтів.

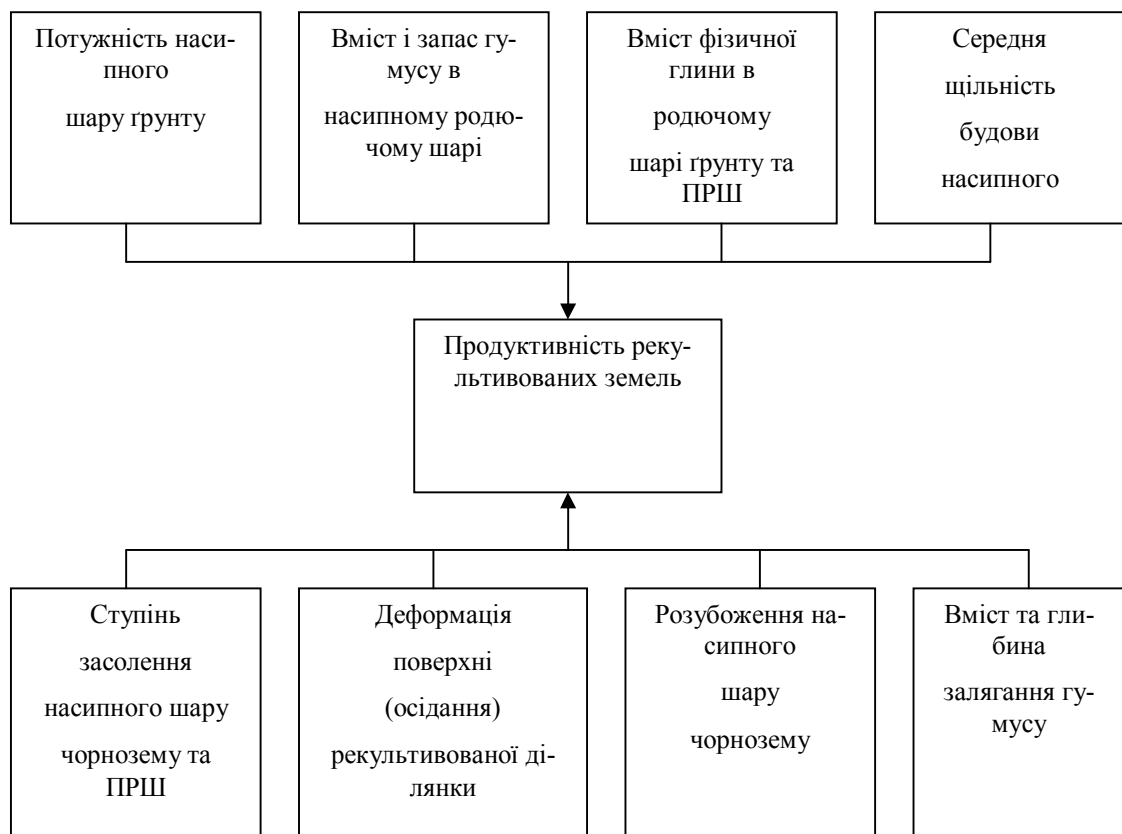


Рисунок 3.6 – Факторна модель формування продуктивності

Врожайність сільськогосподарських культур (частіше технічних та зернових) інтенсивно збільшується до певної потужності насипного гумусового шару. Подальше його збільшення хоча й приводить до абсолютного росту врожайності, характеризується ефектом граничної продуктивності (рис. 3.7). Тому при виборі засобів механізації і технології проведення гірничотехнічного етапу рекультивації відвалів того чи іншого кар’єру слід контролювати їх придатність до нанесення необхідної

потужності і рівномірності чорноземного шару, а також підстилаючих порід, що не завжди виконується на практиці.

Для визначення впливу підстилаючих порід на продуктивність рекультиви вованих земель використано результати досліджень [65]. Згідно з цими результатами врожайність озимої пшениці на насипному шарі чорнозему потужністю 70 см, який підстелений лесовидними суглинками, досягає 38,3 ц/га. На тому ж шарі чорнозему, нанесеному на сіро-зелені глини та суміш глин з перевагою красно - бурої глини, врожайність озимої пшениці складає 35,0 і 31,4 ц/га відповідно. Така ж тенденція спостерігається при вирощуванні ярового ячменю та вівса.

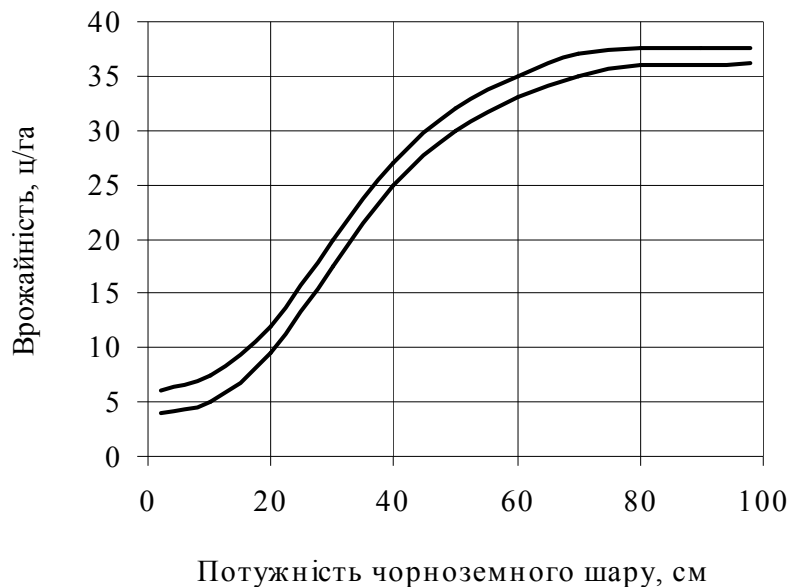


Рисунок 3.7 – Графік залежності середньої врожайності озимої пшениці від потужності шару чорнозему при різних підстилаючих породах: 1 - лесовидні суглинки; 2- суміші лесовидних суглинків з глиною

Якщо прийняти врожайність пшениці на шарі чорнозему, що підстилається лесовидними суглинками, за 100 %, то у разі підстилання червоно-бурими суглинками врожайність буде меншою на 18%, а врожайність ячменю і вівса - на 28% та 16% відповідно.

Результати польових багаторічних практик на Орджонікідзевській ділянці свідчать, що врожайність пшениці зменшується при підстиланні шару чорнозему сумішшю лесовидних суглинків на 33...50% у порівнянні з чистими лесовидними суглинками. Характер впливу порід, що підстилають, на продуктивність рекультивованих земель при різній потужності насипного шару чорнозему наведено на рис. 3.10, звідки випливає, що червоно-бурі глини зменшують бал бонітету техногенних ґрунтів на 15-20%, а суміш суглинків і червоно-бурих глин впливає на цей показник значно менше (зниження на 5-10%).

Бал бонітету ґрунтів, а значить, продуктивність цих земель також залежить від вмісту фізичної глини в орному шарі. З рис. 3.9. витікає, що найвищий бал бонітету досягається при 50 %-ому вмісті фізичної глини. Наступне збільшення цього показника призведе до зниження балу бонітету.

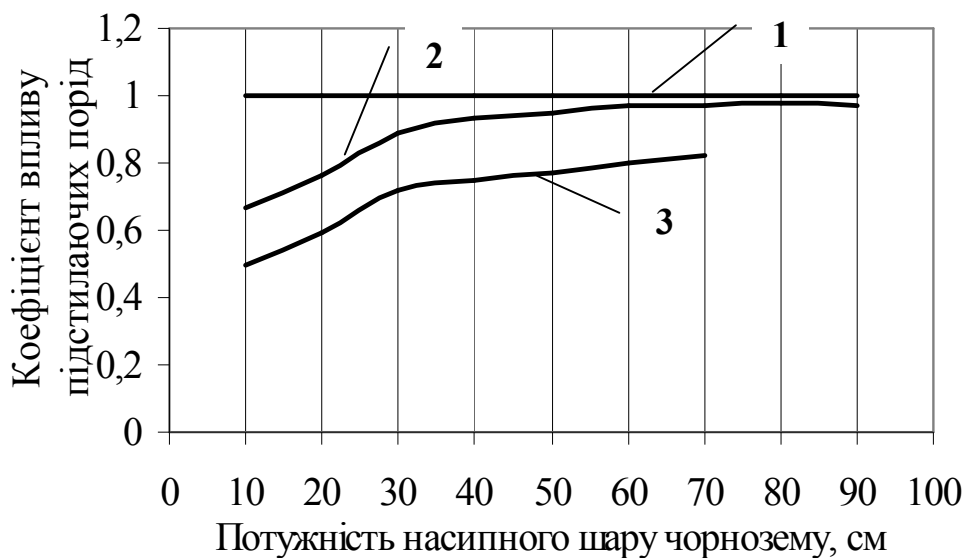
Від механічного складу ґрунтів залежить висота капілярного підйому води, яка забезпечує необхідне зволоження сільськогосподарських культур і таким чином впливає на продуктивність земельних угідь. Висота капілярного підйому води повинна забезпечувати вологою потужність шару, що вміщає корені рослин: для зернових - 0,8 м, плодкових - 1,5...2,0 м, лісонасаджень - 2,5...4,0 м. Породи, що можуть входити до складу ґрунтів рекультивованих земель, мають різний за висотою капілярний підйом води: глини - 0,2 ...0,5 м, піски - 0,5...1 м, супіски - 1,0...1,5 м, суглинки - 1,5...3,0 м. За цим фактором найбільш придатним для рекультивації земель на марганцевих кар'єрах ОГЗК є супіски та суглинки.

Вагомим фактором, що впливає на родючість відновлених земельних ресурсів як показник якості гірничотехнічної рекультивації, є деформація поверхні земель (їх осідання). Наприклад, на ділянках із просадними явищами врожайність зеленої маси кукурудзи в 3,2 рази нижче за врожайність на контрольних ділянках. За умов внесення добрив N50P50K50 ця різниця врожайності складала 3,8 рази, при N100P100K100 - 4,5 рази [67].

Продуктивність рекультивованих земель також зумовлена ступенем засмічення насипного шару чорнозему, що пов'язане із змішуванням різних за агрохі-

мічним складом гірських порід в процесі зняття родючого шару, його транспортування й нанесення на поверхню відвалу. Зменшення родючості відновлених земель внаслідок дії цього фактору призводить до того, що родючість генетичних горизонтів чорнозему з глибиною відносно швидко зменшується. Дослідження врожайності у взаємозв'язку з засміченням свідчать, що при засміченні ґрунту на 30, 40 та 50 % його продуктивність зменшується відповідно на 33, 67 і 80 %. Значно зменшується врожайність при засміченні токсичними породами розкриву (наприклад, суглинками, що засолені хлоридами). В цьому випадку продуктивність рекультивованих ґрунтів не перевищує 12% від контрольного значення (засмічення - 20%), або 3...5% (засмічення - 40%). Коли вміст солей досягає 0,8 ...1%, то родючість ґрунту дорівнює нулю [70].

До вище наведених результатів досліджень впливу засобів механізації і технології рекультивації на родючість відновлених земель варто додати наступне. Змінювання якості відбувається внаслідок коливання вмісту та глибини залягання гумусу: із зниженням вмісту гумусу в родючому шарі ґрунту на 1% врожайність зернових культур зменшується на 5,6 ц/га. Вплив глибини залягання гумусу зумовлений тим, що рослини в різних обсягах використовують живильні речовини гумусу, що знаходяться в штучному шарі родючого ґрунту. Згідно з дослідженнями [65] головне значення належить запасам гумусу, розташованого нижче орного шару, в товщі 20...50 см (зона розповсюдження чорноземів південних) і в товщі 20...70 см (зона чорноземів звичайних).



1 - лесовидний суглинок; 2 - красно-бурі глини; 3 – суміш глини з лесовидним суглинком.

Рисунок 3.8 – Графік залежності коефіцієнту впливу порід, що підстиляють, на родючість відновлених земель від потужності шару чорнозему.

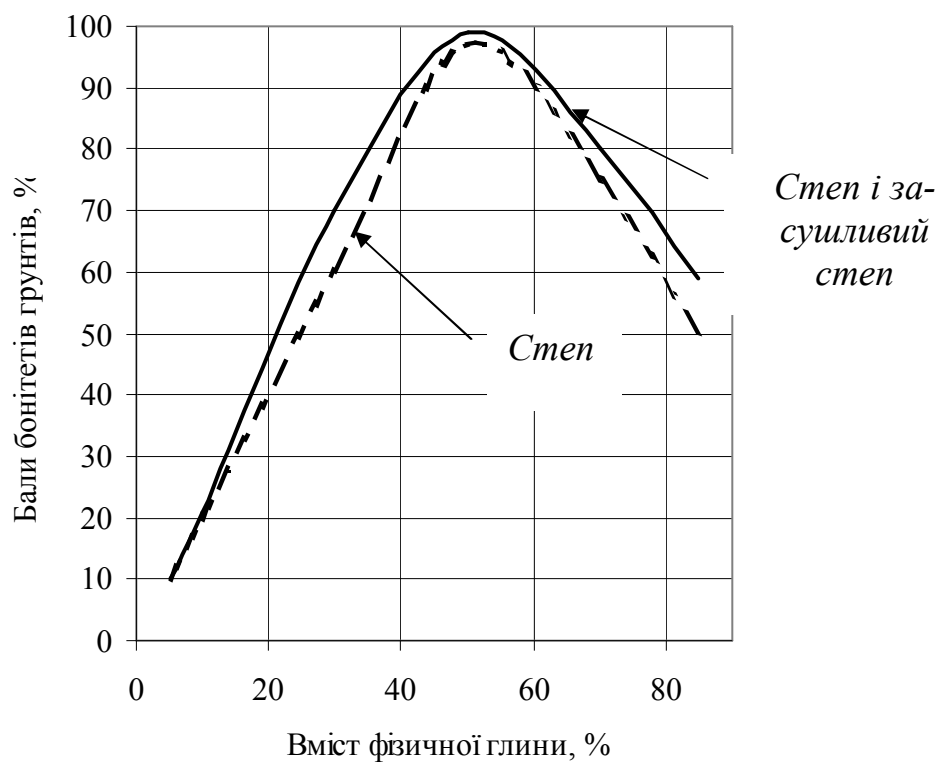


Рисунок 3.9 – Графіки залежності балів бонітету ґрунтів від вмісту фізичної глини в орному шарі (за природно-сільськогосподарськими районами)



3.3 Розробка методики і технологічних рішень з управління режимом гірничотехнічної рекультивації порушених земель у напрямку створення відновлених ґрунтів заданих показників родючості

3.3.1 Наукові аспекти землесбереження в технологічних рішеннях гірничотехнічній рекультивації

Високі темпи зростання всебічного природокористування породили безліч важливих проблем в області раціонального використання і охорони природних ресурсів. Особливо складна вимога пред'являється до охорони природного середовища при розробці горизонтальних родовищ корисних копалини. По оцінках роботи [71], розміри площі порушених земель в 10 разів перевищують площу, зайняту кар'єрами. Так, при видобутку 1 млн. т марганцевої руди порушується від 16 до 30 га, бурого вугілля – від 6 до 12 га, залізняка – від 24 до 35 га земель. Аналіз [72] використання земельних відведень показує, що на кар'єрах при розробці горизонтальних родовищ 80% всіх порушень пов'язано з веденням гірничих робіт і відвалоутворенням. Наприклад, на Орджонікідзевському ГЗК площа, займана кар'єрами, складає 1529 га (9,2%), промплощадками, дорогами і іншими об'єктами – 1306 га (7,8%), внутрішніми і зовнішніми відвалами – відповідно 10673 га (64%) і 1765 га (10,6%), хвостосховищами, гідровідвалами, водосховищами – 547 га (3,3%).

Природно, що після відпрацювання запасів корисної копалини кар'єр повинен виконати великі за об'ємом і витратам рекультиваційні роботи, направлені на охорону або усунення відходів виробництва з довколишньої території, благоустрій виробленого простору, відновлення порушених земельних площ. Це пов'язано з вирішенням таких питань:

- 1) яка технологія погашення кар'єру буде прийнята;
- 2) яким чином можуть бути використані вироблений простір кар'єру, відвал розкривних порід, хвостосховище, інші технологічні об'єкти, створені для розробки родовища;
- 3) хто оплачуватиме роботи по погашенню, коли кар'єр, як підприємство,

припинить свою виробничо-господарську діяльність;

4) як за площею і якістю будуть рекультивовані землі, порушені відкритими гірськими виробленнями.

Заходи щодо створення родючих земель в основному передбачають гірничотехнічну рекультивацію, яка повинна забезпечувати максимальний коефіцієнт рекультивації  $K_p$  (доля ед.), найменшу землеємність  $Z_e$  (га/т) і, як наслідок, мінімальні втрати землі  $\Pi_z$  (га/т) і земельних ресурсів  $\Pi_{z,p}$  (доля ед.) для сільського господарства. Ці втрати визначаються площею нерекультивованих під рілля або пасовища земельні ділянки на кінець погашення гірських робіт. Названі показники знаходяться в співвідношенні:

$$\Pi_{z,p} = (1 - K_p)B_{np} / B_p \quad (3.18)$$

де  $B_{np}$ ,  $B_p$  – бонітет (якість) відповідно природних і рекультивованих земельних ресурсів %.

При раціональному землекористуванні впродовж періода відробітку родовища повинна виконуватися умова:

$$Z_e = \sum_1^n \frac{S_{ni}}{Q_m}, \text{ га/т}; \quad (3.19)$$

де  $S_{ni}$ ,  $S_{pi}$  – площі відповідно порушених і рекультивованих земель по  $i$ -му об'єкту кар'єру, га;

$n$  – кількість технологічних об'єктів;

$S_{г.о}$  – загальна площа гірничого відведення під розробку родовища, га;

$Q_m$  – експлуатаційні запаси корисної копалини в родовищі, т.

Одним з важливих питань управління режимом гірничотехнічної рекультивації є прогноз достатності об'ємів гумусового і потенційно-родючого шару в контурах гірничого відведення для відновлення порушеного ґрунту і використання земель по раціональному напрямку. Згідно з дослідженням [73], навіть за умови розміщення зовнішнього відвала на невідді, об'єм чорнозему буде достатнім для рекультивації відвальної поверхні. Найчастіше площа поверхні, де

знімають чорноземну масу, майже на 30 % більше площі поверхні внутрішніх відвалів. З цієї причини в період експлуатації родовища досягається надлишок чорнозему (в середньому 25...30%). Роботи по облаштуванню майданчиків під будівлями, спорудами, автодорогами складають 15...20% всього об'єму робіт по рекультивації порушених земель на кар'єрі [74].

З метою встановлення основних чинників, що впливають на ефективність відновлення земель, порушених технологічними об'єктами кар'єру, проаналізовані звітні дані по охороні земельних ресурсів на деяких гірничодобувних підприємствах. Розглянутий вплив площі кар'єрного поля  $S_k$ , площі внутрішнього відвалу  $S_{в.о.}$ , площі залишкових гірських виробок  $S_v$ , коефіцієнта рекультивації  $K_p$  і землеємкості  $Z_e$  на втрати земель  $P_z$  на всіх кар'єрах ОГЗКа, що діють за станом на 2010 рік. Враховані названі показники по кожному кар'єру і в середньому по комбінату. Для статистичних даних, приведених в табл. 3.7, отримано наступне рівняння регресії:

$$P_z = 26,4 + 0,0008 S_k - 0,0026 S_{в.о.} - 33,8 K_p + 0,21 Z_e, \text{ га/1 млн. т руди.} \quad (3.20)$$

Таблиця 3.8 - Використання земель у межах кар'єрних полів ОГЗК

Кар'єр	$S_k$ га	$S_{в.о.}$ га	$S_v$ га	$K_p$ га/га	$Z_e$ га/млн.т руди	$P_z$ , га/млн. т руди
Олександрівський	904	735	169	0,81	44,10	8,25
Богданівський	1335	765	570	0,57	27,53	11,76
Запорізький	1320	800	520	0,61	30,7	12,10
Шевченківський	1637	1263	374	0,77	29,02	6,62
Північний	1510	1050	460	0,70	31,92	9,47
Чкаловський-1	1182	771	411	0,65	34,36	11,96
Чкаловський-2	1796	976	820	0,54	30,13	13,77
Покровський	700	556	144	0,79	21,67	4,46
Середнє по ОГЗК	1298	864	433	0,68	31,18	9,80

Аналізуючи рівняння (3.20), встановимо параметри кар'єру, які роблять найбільш сильний вплив на ефективність використання земельних ресурсів. Це дозволить оцінити можливі напрями управління землекористуванням. У вказаному рівнянні значення  $S_{в.о}$  відсутнє, що свідчить про відсутність залежності між втратою земель і площею внутрішніх відвалів. Такий висновок можна пояснити тим, що внутрішні відвали формуються за всією площею кар'єру, а її вплив на втрати земель враховується параметром  $S_k$ . Тому названий регресор  $S_{в.о}$  приймається як незначимий. Встановлена адекватність кожного з регресорів рівняння (3.20), для чого використана статистика Ст'юдента  $t$ . При порівнянні з табличним значенням  $t = 3,18$  для числа мір свободи  $n = 3$  [75] найменшою адекватністю володіє регресор  $S_{в.о}$ . Значить, площа залишкових гірських виробіток слабо впливає на величину втрат  $\Pi_3$  в гірському відведенні і цей параметр можна також виключити з регресійної моделі. Тоді отримуємо наступне рівняння:

$$\Pi_3 = 26,4 + 0,0008 S_k - 33,8 K_p + 0,21 Z_e, \text{ га/млн. т руди.} \quad (3.21)$$

При табличному значенні статистики Ст'юдента  $t = 2,78$  всіх регресорів рівняння (3.21) є значимими, а результуюча ознака  $\Pi_3$  тісно пов'язана з факторними ознаками  $S_k$ ,  $K_p$  і  $Z_e$  ( $R^2 = 0.98$ ), які по Фішеру адекватно відображають їх вплив на результат ( $F = 61,1$ ).

Оцінений також вплив на величину втрат  $\Pi_3$  вибраних параметрів землекористування, окрім землеємкості  $Z_e$ , що підвищує міру свободи шуканої величини. Встановимо, яка модель в цьому випадку доцільніша для управління землекористуванням на кар'єрах. Якщо враховується вплив названих параметрів, то залежність, що вивчається, може бути описана рівнянням регресії:

$$\Pi_3 = 28,9 + 0,0007 S_k - 0,0012 S_{в.о} - 28,6 K_p, \text{ га/млн. т руди} \quad (3.22)$$

Модель (3.22) характеризується меншим коефіцієнтом детерміації ( $R^2 = 0.82$ ) і меншою адекватністю ( $F = 5,9$ ), яка значно нижче за адекватність моделі (3.21) при мірі свободи  $n = 4$ . Часні коефіцієнти регресії для кожного з регресорів моделі (3.21) свідчать про високу тісноту зв'язку виділених ознак:  $R(\Pi_3/S_k) = 0,77$ ;  $R(\Pi_3/K_p) = 0,94$ ;  $R(\Pi_3/Z_e) = -0,84$ , тому цю модель слід прийняти як доцільну для оцінки втрат природної землі при розробці родовища відкритим способом. Значить, втрати земель в про-

цесі експлуатації родовища корисної копалини і об'єми гірничотехнічної рекультивації визначаються, в основному, площею кар'єрного поля, рівнем відновлення порушених земельних ділянок і інтенсивністю вжитку земельних ресурсів технологічними об'єктами, прийнятими для видобутку мінеральної сировини.

Наявні наукові і практичні розробки дозволяють сьогодні здійснювати досить якісну гірничотехнічну рекультивацію, виходячи з родючості земель і їх врожайності. У цьому аспекті важливим завданням є розробка і впровадження сприятливих умов збереження площ земель і об'єму чорнозему на кар'єрах, які сприяли б повному відновленню порушених земель.

Природно, сільськогосподарське використання рекультивованих земель є пріоритетним серед інших напрямів. Велика розораність земель України і, перш за все, Дніпропетровщини, обумовлює напрям сільськогосподарській рекультивації як найкраще для екологічних умов, що склалися в цьому регіоні [76]. Проте в рівній мірі в гірничопромисловому регіоні відкриті розробки повинні забезпечувати технологічні умови для розвитку інших напрямів використання земель

Головним завданням сільськогосподарської рекультивації є створення чорноземного шару достатньої потужності. По дослідженнях Н.Е. Бекаревіча, Н.Т. Масюка [77, 78], на Орджонікідзевській дослідній ділянці врожайність озимої пшениці на насипному родючому шарі ґрунту, який підстилає лісовидними суглинками, збільшується пропорційно збільшенню потужності цього шару. На основі результатів багатолітніх спостережень були зроблені висновки, що на рекультивованих землях потужність насипної чорноземної маси повинна складати 50-60 див. На таких ґрунтах можна вирощувати весь асортимент сільськогосподарських культур.

Виконання гірничотехнічної рекультивації у складі технологічного комплексу розробки родовища дозволяє скоротити об'єм робіт по зняттю з порушуваних земель і відновленню на ділянках що рекультивуються ґрунтового шару із сприятливішими агрономічними властивостями за рахунок використання розкривних порід і відходів переробки корисної копалини.

### 3.3.2 Науково-практичні засади підвищення якості гірничотехнічної рекультивації на кар'єрах

Розробка заходів щодо вдосконалення організації гірничотехнічної рекультивації і, насамперед, з мотивації підвищення якості техногенних ґрунтів сприятиме збільшенню бонітету рекультивованих земель і, як наслідок, підвищенню їхньої вартості та економічної ефективності діяльності цеху відновлення відпрацьованих кар'єрами земель. Крім відновленої продуктивності рекультивація має передбачати поліпшення умов навколишнього середовища, які отримує суспільство з одиниці рекультивованих земель [79]. В чорноземній зоні, яка є головним постачальником дешевої сільськогосподарської продукції, рекультивовані ділянки доцільно повертати до вирощування високоврожайних польових культур [80].

В залежності від обсягу порід, що складують, висоту зовнішнього відвалу за мінімальною землеємністю відвальних робіт та максимальним прирощенням коефіцієнту рекультивації рекомендується визначати за виразом:

$$H_{з.в} = 15,7 (V_{з.в} / K_{с.д} B)^{0,35}, \text{ м}^3, \quad (3.23)$$

де  $V_{з.в}$  – об'єм зовнішнього відвалу, тис.м<sup>3</sup>;  $K_{с.д}$  – коефіцієнт скорочення довжини зовнішнього відвалу у порівнянні з довжиною розрізної траншеї за рахунок зовнішнього розміщення капітальних траншей.

Аналіз використання земель на кар'єрах з м'якими розкривними породами свідчить, що значні площі земель гірничодобувні підприємства не можуть рекультивувати для сільськогосподарського виробництва. Ці площі обумовлені необхідністю залишення відпрацьованих просторів на кінець погашення відкритих розробок [81]. Навіть на кар'єрах ОГЗК, найбільш передових за технологією гірничого виробництва та охороною довкілля, площі залишкових виробок складають біля 3,5 тис. га, внаслідок чого коефіцієнт сільськогосподарської рекультивації дорівнює 0,67 (табл. 3.7).

$$B = (S_{в.м} Q_n / (K_\phi m_n \gamma K_\delta S_{р.м}))^{0,5}, \text{ м}; \quad (3.24)$$

$$L = (S_{р.м} Q_n / (K_\phi m_n \gamma K_\delta S_{в.м}))^{0,5}, \text{ м}; \quad (3.25)$$

де  $Q_n$  – промислові запаси родовища, т;  $S_{р.м}$ ,  $S_{в.м}$  – площа залишкового простору

відповідно від розрізної та виїзної траншей,  $\text{м}^2$ ;

$m_n, \gamma, K_\delta$  – відповідно потужність рудного покладу, м, щільність руди,  $\text{т}/\text{м}^3$ , та коефіцієнт її добування з надр, частка од.;

$K_\phi$  – коефіцієнт, що враховує форму кар'єрного поля, частка од.

Доцільність вибору раціональної ширини та довжини кар'єрного поля за формулами (3.24) і (3.25) показана на прикладі Покровського кар'єру ОГЗК (Центральна ділянка). Для цього кар'єру  $m_n = 2,6$  м,  $\gamma = 2,05$   $\text{т}/\text{м}^3$ ,  $K_\delta = 0,95$ ). Як витікає з розрахунків, найбільший коефіцієнт рекультивації  $K_p = 0,82$  досягається при ширині кар'єрного поля 2,78 км, що на 3% більше коефіцієнта рекультивації при проектних параметрах кар'єра. При цьому площа земель для сільського господарства збільшується на 12,6 % (на 3,9 га / млн. т руди).

Коефіцієнт рекультивації земель може бути підвищений шляхом зменшення розмірів залишкового виробленого простору. Ширина цього простору як робочої зони формується горизонтальною проекцією, з одного боку, робочого борта кар'єру, з другого, - внутрішнього відвалу Робочий борт має довгу ширину внаслідок широких робочих майданчиків, де розміщують устаткування роторних комплексів великих розмірів, а відвальний борт – через малий кут укосу відвальних

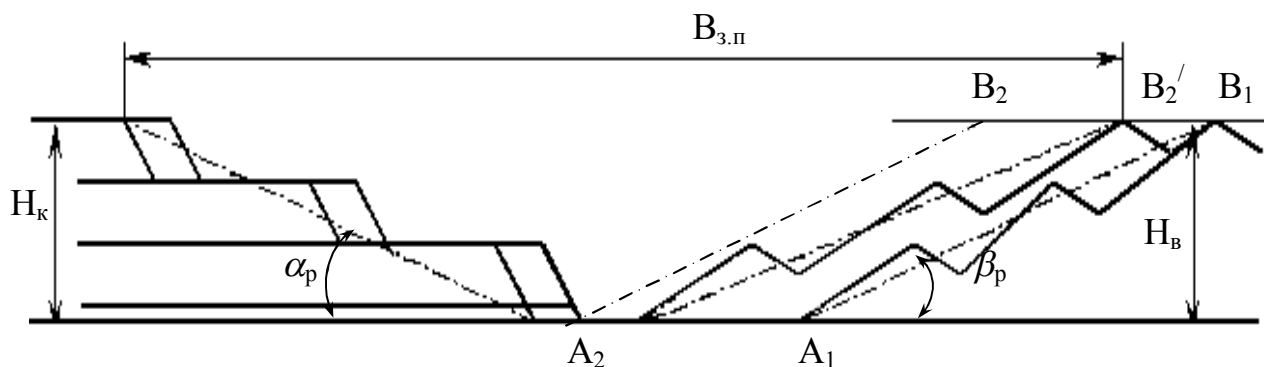


Рисунок 3.10 – Схема, що демонструє формування ширини залишкового відпрацьованого простору кар'єру

уступів, який забезпечує їх стійкість. Наприклад, на Шевченківському кар'єрі ширина робочої зони дорівнює майже 1000 м, а на момент доробки кар'єрного поля може бути зменшено до 650 м (рис. 3.10).

Загалом вироблений простір кар'єру займає земну поверхню, площа якої може бути розрахована за виразом:

$$S_{з.п} = L_{ф.в} (\sum H_i \operatorname{ctg} \alpha + \sum Ш_{р.м i} + B_m + H_в \operatorname{ctg} \beta_p), \quad (3.26)$$

де  $L_{ф.в}$  – довжина фронту розкривних робіт;

$H_i, \alpha$  – відповідно висота і кут укосу  $i$ -ого розкривного уступу;

$H_в, \beta_p$  – відповідно висота і результуючий кут укосу борта внутрішнього відвала;

$Ш_{р.м}, B_m$  - ширина відповідно робочого і транспортного майданчиків.

Розглянемо такий приклад. Згідно з розмірами робочої зони кар'єру Чкаловський – 2 ( $L_{ф.в} = 2100$  м,  $H_k = 70$  м,  $\alpha = 40$  град,  $Ш_{р.м1} = 178$  м,  $Ш_{р.м2} = 220$  м,  $B_m = 50$  м,  $H_в = 84$  м,  $\beta_p = 17$  град.), площа виробленого простору на поверхні кар'єру складає 175,6 га. При погашенні гірничих робіт робочі майданчики можуть бути зменшені до ширини запобіжних берм у 50-60 м, транспортний майданчик не потрібен, а результуючий кут укосу відвала варто збільшити до 25 град. (ураховуючи короткочасну стійкість борта відвала при відсипанні останньої заходки). Впровадження такого заходу збільшує місткість відвала у розмірі об'єму фігури площею поперечного перетину  $A_1A_2B_2B_1$  (укіс борта відвала  $A_1B_1$  переміщається до укосу  $A_2B_2$ ). Це дозволяє зменшити площу поверхні залишкового простору  $S_{з.п}$  до 78,3 га, тобто більше, ніж вдвічі.

Розроблена програма захисту земель від водної і вітрової ерозії, інших видів деградації земель", яка містить законодавчу та нормативну базу раціонального землекористування. Згідно з цією програмою, автор запропонував нормативи природоохоронної діяльності гірничо-збагачувальних комбінатів, спостерігав за їх виконанням в практиці розробки марганцевого родовища. Розроблений на підставі зазначених підходів календарний план - графік відновлення відпрацьованих земель наведений на рис. 3.11. Цим планом передбачені обсяги і строки виконання всіх етапів гірничотехнічної рекультивациі. Відповідно до плану вирівнювання від-



валів, покриття їх поверхні потенційно-родючим шаром і передавання землекористувачам на площі 140 га здійснюються на протязі 4 років по 35 га щорічно. На виконання цих етапів передбачено 240 днів календарного часу, виключаючи зимовий період. Між етапами є необхідний проміжок часу.

Водночас на другій ділянці внутрішнього відвала площею 1050 га також здійснюють зрізання гребенів розкривних порід, що транспортують з верхнього передового уступу. На осідання відвалів передбачено три роки і воно має місце при вирівнюванні поверхні відвалу площею 30 га/рік. На п'ятий рік з початку плануваних робіт здійснюють чистове вирівнювання. З інтервалом у півріччя сплановану поверхню покривають шаром потенційно-родючих порід, Далі через півріччя укладають червоноземну масу, а через рік відновлені земельні ділянки передають для сільськогосподарського використання.

Розроблений план - графік є простим і наглядним документом, що відбиває повний цикл рекультиваційних робіт у взаємозв'язку з просуванням фронту гірничих робіт на тому чи іншому кар'єрі. Такий план дозволяє:

- пов'язати у часі й просторі основні етапи утворення техногенних ґрунтів замість непорушених, які використані для розробки родовища спільно з технологічною схемою формування внутрішнього і зовнішнього відвалів (вирівнювання відвала, покриття їх поверхні потенційно-родючим шаром, укладання чорнозему, усідання відвала, підготовчо-заклучні роботи);

- розташувати технологічне устаткування по робочих місцях;
- планувати строки передачі землекористувачам окремих рекультивованих ділянок;

- розрахувати кількість одиниць технологічного устаткування, обсяги й витрати на рекультиваційні роботи по окремим етапам і в цілому по цеху рекультивації;

- вносити корективи в організацію робочих процесів і технологію рекультивації, що забезпечуватиме необхідну родючість техногенних ґрунтів і заплановану площу відновлених земель;

- визначити повну собівартість відновлення 1 га відпрацьованих земель, на підставі якої може бути прийнята раціональна організація гірничотехнічної рекультивації.

Результати досліджень з планування рекультиваційних робіт використані проектно-конструкторським відділом ОГЗК. Позитивний вплив на охорону земельних ресурсів при розробці Нікопольського марганцевого родовища мають результати наукових робіт, що спрямовані на розвиток інформаційно-аналітичної системи ведення земельного кадастру. Зазначені результати сприяють поліпшенню використання земельного фонду України.



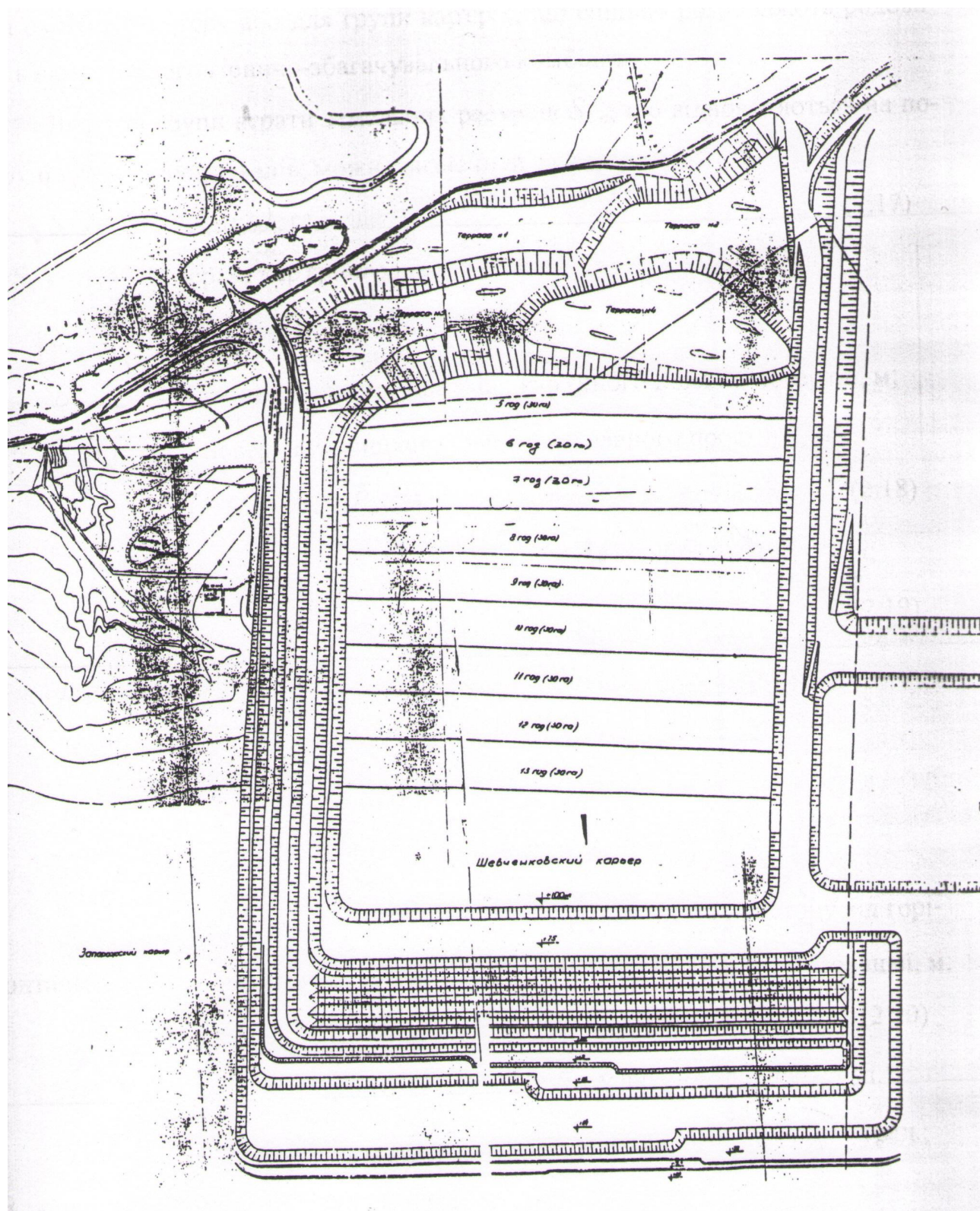


Рис. 3.12. План підготовки рекультивованих ділянок на відвалах Шевченківського кар'єру

### 3.3.3 Методологічні аспекти відтворення земельних ресурсів, використаних марганцевими кар'єрами

За визначенням проф. Горлачука В.В. [82], в Україні термін “земля” означає поверхневий простір і все те, що безпосередньо пов'язано з ним, а також гірські породи і мінерали, які безпосередньо залягають під поверхнею землі. Власне, тому ми будемо розглядати “землю” як простір, на якому відбуватиметься господарська діяльність на основі права на землю, що відповідає чинному законодавству.

У принципі відпрацьовані землі можна відтворити з будь-якою якістю ґрунтів. При цьому будуть вкладені певні кошти і відтворені землі будуть мати відповідну до витрат якість і вартість. Гірничо-збагачувальні підприємства намагаються вкласти мінімальні кошти на рекультиваційні роботи. Передбачається, що такий підхід забезпечує найменшу собівартість їх продукції. У той же час відомо, що з підвищенням якості ґрунтів вартість землі підвищується. Значить, необхідно розробити такі шляхи управління витратами на відтворення земельних ресурсів, при якому вартість відновлених земель буде підвищуватися в більшій мірі, ніж витрати на її відновлення.

При виборі рівня рекультивації відпрацьованих земель слід приймати до уваги, що витрати на рекультивацію значно більші вартості відновлених земель. Тому в результаті повернення цих земель будь-якої якості їхньому власнику гірничодобувне підприємство матиме збиток. В монографії визначаються шляхи зниження збитку від відтворення земельних ресурсів на марганцевих кар'єрах на підставі економічного регулювання відносин між гірничо-збагачувальним підприємством і власниками земель. Рациональний рівень рекультивації земель і, відповідно, напрям їх використання має забезпечувати найменшу величину збитку.

Дослідження проводяться на прикладі Орджонікідзевського гірничо-збагачувального комбінату, який є ведучим підприємством України з виробництва марганцевого концентрату і єдиним, яке виробляє марганцевий агломерат.

Комбінат виробляє 58% загального обсягу концентрату в Україні.

Для управління відтворенням земельних ресурсів, яке забезпечує раціональний рівень рекультивації, треба розробити теоретичні основи й методичні рекомендації з вибору рівня рекультивації і напрямку використання відтворених кар'єрами земель за умови досягнення найбільшого економічного ефекту як від відведення земель під розробку, так і їх відновлення і подальшого використання. Дослідження мають бути спрямовані на обґрунтування шляхів зниження витрат для відтворення земельних ресурсів у відповідності до їх призначення.

Як відзначає проф. Горлачук В.В. [82], шляхи розв'язання проблеми забезпечення країни продовольством потрібно шукати в залученні в сільськогосподарський оборот лише придатних для цієї діяльності земель. Малопродуктивні деградовані землі потрібно вилучити з економічного обігу з метою відтворення і збереження їх родючості для майбутніх поколінь.

Для вирішення поставлених задач застосовуватимуться методи досліджень, відповідні змісту наукових фактів, які вивчаються. При дослідженні економічних чинників, що визначають відносини між суб'єктами відтворення та використання земель, приймається метод наукового узагальнення і систематизації. Представляється можливим розглянути результати великої кількості досліджень, що наведені в науковій літературі і відомі на виробництві.

Залежності між економічними показниками виробництва концентрату і витратами коштів і праці на рекультивацію земель будуть встановлені за допомогою методів математичної статистики. Роль чинників, які управляють якістю ґрунтів та їх врожайністю, оцінюється шляхом перевірки статистичних гіпотез про вид розподілу цих показників.

Рівняння регресії для прогнозування економічних показників господарської діяльності власників і користувачів земель будуть визначатися методом кореляційного аналізу на основі фактичних даних про роботу сільських господарств, які відводять непорушені землі під марганцеві кар'єри. Форма і ступінь апроксимуючого рівняння будуть вибиратися за допомогою стандартної програми на персональному комп'ютері за умови досягнення найбільшого коефіцієнта кореляції (дете-

рмінації). При встановленні плану розподілу коштів і напрямів використання земель, відновлених за цими напрямами, використовуватиметься метод динамічного програмування.

Технологічні схеми рекультивації земель на поверхні відвалів порівнюються між собою методом техніко-економічного аналізу. Рациональний рівень рекультивації відпрацьованих кар'єрами земель буде обґрунтований аналітичним методом.

Формування собівартості марганцевої продукції в сучасних умовах відведення земель досліджуватиметься методом економіко-математичного моделювання [83]. В цих методах важливу роль грають вихідні дані. Вони будуть прийматися після ретельного аналізу та імовірної оцінки. Особливо великі коливання за величиною мають технологіко-економічні показники: процес їх вимірювання є складним і неточним. Коливання показників у розрахунках будуть допускатися в діапазоні  $(0,8 \dots 1,2)$  математичного очікування.

## РОЗДІЛ 4. РОЗРОБКА РЕКОМЕНДАЦІЙ ЩОДО ВПРОВАДЖЕННЯ СТВОРЕНИХ МЕТОДИК І ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ В ПРАКТИКУ ПРОЕКТУВАННЯ І ПЛАНУВАННЯ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ ПОЛОГО- ТА КРУТОСПАДНИХ РОДОВИЩ

4.1 Розробка рекомендацій щодо впровадження створеної методики визначення раціональних поточних кондицій на мінеральну сировину в практику проектування і планування відкритої розробки крутоспадних родовищ

### 4.1.1 Загальні положення

Цими рекомендаціями передбачається викладення матеріалу, що дозволить:

- обґрунтувати доцільність зміни стратегії освоєння родовища для більш ефективного досягнення цілі освоєння родовища;
- використовувати змінні поточні кондиції на мінеральну сировину в якості способу реалізації стратегії освоєння родовища;
- розраховувати можливу зміну прибутку від зміни кондицій;
- обґрунтувати економічну доцільність зміни кондицій;
- розраховувати технологічні параметри відкритих гірничих робіт, які залежать від бортового вмісту.

Періодична зміна кондицій на мінеральну сировину у відповідь на зміну економічних та технологічних умов відкритої розробки родовища приводить у відповідність цим факторам об'ємно-якісні показники календарного плану. Рекомендується виконувати розрахунок зміни прибутку від реалізації концентрату на період у три роки, користуючись прогнозними значеннями цін на концентрат та питомих витрат на його виробництво. Враховуючи інерційність відкритих гірничих робіт, рекомендується виконувати перегляд кондицій на мінеральну сировину на період від одного року.

### 4.1.2 Визначення термінів

В даних рекомендаціях використовуються терміни у наступних значеннях:



- кондиції – це вимоги ринків мінеральної сировини, які виявляють технологічний і економічний потенціал родовища; фактично під кондиціями розуміється бортовий вміст заліза в руді

- бортовий вміст – вміст корисного компонента в крайніх пробах, які оконтурюють рудне тіло, що відповідає оптимальному значенню прийнятого економічного критерію ефективності розробки родовища

- зміна прибутку від реалізації концентрату – різниця між значеннями можливого прибутку від реалізації концентрату після зміни кондицій на мінеральну сировину та планового прибутку від реалізації концентрату за один і той самий період

- якість концентрату – вміст заліза в концентраті;

- якість руди – середній вміст заліза в руді.

#### 4.1.3 Використання змінних кондицій як способу реалізації стратегій освоєння родовища

При зміні стратегії освоєння родовища та виборі способу її реалізації рекомендується у тих випадках, коли на гірничому підприємстві методика визначення раціональних кондицій не використовувалася раніше, розглянути в першу чергу спосіб, який передбачає зміну кондицій на мінеральну сировину, і якщо зміна кондицій виявиться економічно доцільною, виконати їхнє приведення у відповідність ринковим умовам. Тобто послідовність розгляду можливих способів реалізації освоєння родовища повинен бути наступним:

1) зміна 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.

У тих же випадках, коли кондицій на кар'єрі вже були переглянуті за розробленою методикою, то послідовність способів рекомендується наступна:

1) корегування об'ємно-якісних показників видобутку руди в межах календарного плану;

2) корегування об'ємно-якісних показників календарного плану;

3) зміна бортового вмісту заліза в руді.

#### 4.1.4 Формування вихідних даних.

Для визначення раціональних кондицій на мінеральну сировину з урахуванням внутрішніх та зовнішніх чинників впливу необхідні наступні вихідні дані:

- геологічні дані щодо просторового розміщення кондиційних і некондиційних руд;
- планові значення об'єму видобутку руди (на 3 роки);
- планові обсяги розкривних робіт (на 3 роки);
- планові значення виходу концентрату (на 3 роки);
- планові значення середньої якості руди (на 3 роки);
- планові значення якості концентрату (на 3 роки);
- планові значення виходу концентрату (на 3 роки);
- значення питомих витрат 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;
- довжина рудного фронту;
- нормативний коефіцієнт запасів, які готові до виймання;
- висота уступу.
- кут, по якому формується швидкість поглиблення гірничих робіт;
- кут укосу робочого борта кар'єру.

Геологічні дані щодо просторового розміщення кондиційних і некондиційних руд повинні показувати, які об'єми руди за якістю (за кожним відсотком вмісту заліза в руді) знаходяться в межах робочої зони, а які – не в робочій зоні (рис. 4.1). Це необхідно для того, щоб визначити показники зміни об'ємів видобутку руди та розкривних порід, які відбулись через перегляд бортового вмісту заліза в руді. Приклад сформованих вихідних даних представлений у таблиці 4.1

Вихідні дані щодо ціни рекомендується формувати з урахуванням методу ціноутворення, щоб ціну на концентрат можна було обчислити з максимальною точніс-

ттю.

Значення очікуваного прибутку від зміни кондицій повинен відповідати тим змінам, які викликали необхідність перегляду кондицій. Наприклад, при падінні ціни на концентрат, зміна кондицій повинна привести до компенсації втрат від падіння ціни.

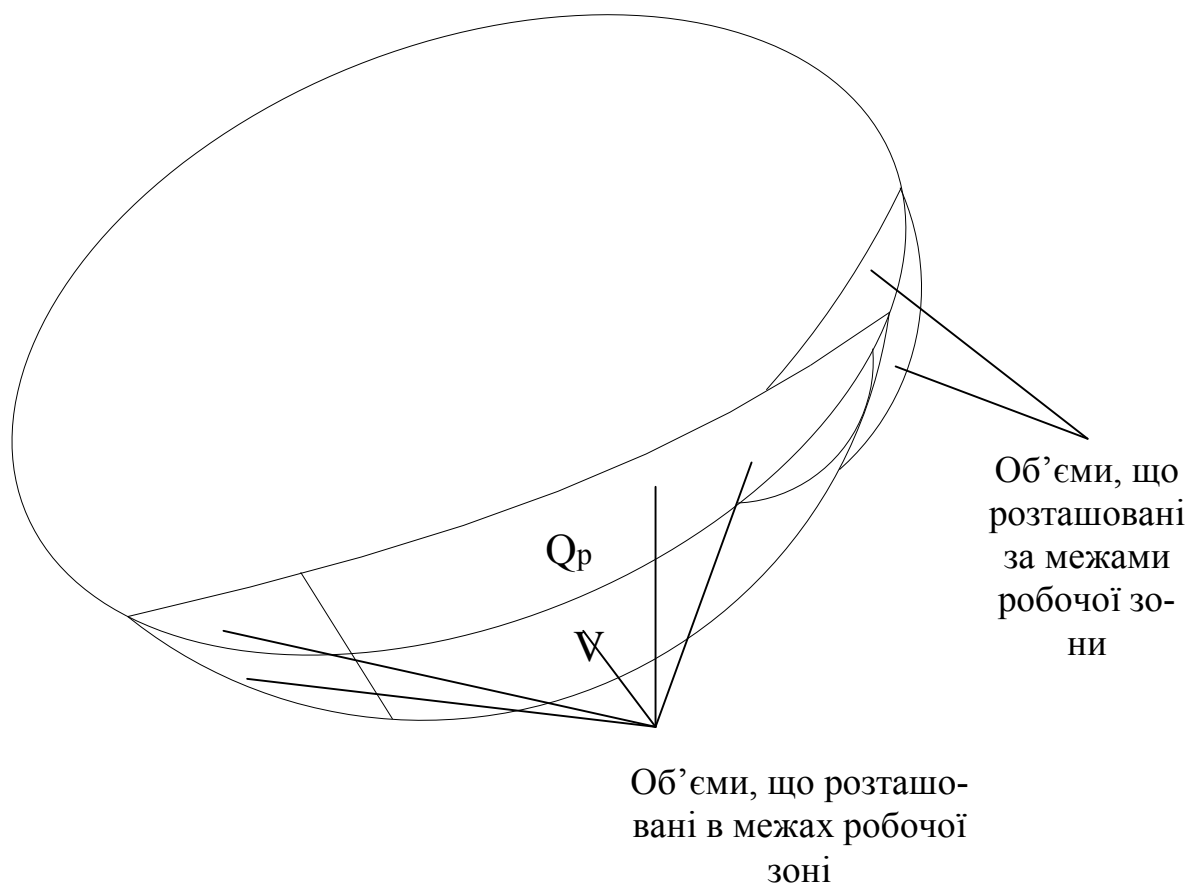


Рисунок 4.1 Просторове розміщення гірських порід відповідно робочій зоні

Таблиця 4.1 Приклад вихідних геологічних даних

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	6,7
14 – 14,(9)	1,85	6,17
15 – 15,(9)	1,75	5,83

#### 4.1.5 Розрахунок зміни прибутку на мінеральну сировину

Розрахунок зміни прибутку від зміни кондицій на мінеральну сировину рекомендується виконувати з урахуванням динаміки наступних чинників впливу:

1) зовнішні:

- зміна ціна за одиницю кінцевої продукції;
- зміна витрат на розкривні і видобувні роботи, транспортування гірської маси, відвалоутворення та збагачення в результаті зміни цін на витратні матеріали;

2) внутрішні:

- зміна витрат на розкривні і видобувні роботи, транспортування гірської маси, відвалоутворення та збагачення в результаті динаміки параметрів гірничих робіт;
- зміна просторового розташування видобувних та розкривних ділянок.

Рекомендується виконувати розрахунок можливої зміни прибутку, використовуючи результати песимістичних прогнозів зовнішніх чинників впливу через максимальну виникнення цих або кращих значень показників, що прогнозується. Розрахунок прибутку ведеться за наступним виразом:

$$\Delta\Pi = \sum_{i=1}^3 \Delta\Pi_i, \quad (4.1)$$

де  $\Delta\Pi_i$  - можлива зміна прибутку в  $i$ -му році відпрацювання родовища після зміни кондицій на мінеральну сировину і розраховується так:

$$\Delta\Pi_i = [Q'_{pi} \cdot u'_i \cdot \gamma'_i - Q_{pi} \cdot u_i \cdot \gamma_i] - [\Delta Q_{pi} \cdot C_o^n + \Delta V \cdot C_e^n] \quad (4.2)$$

де  $Q'_{pi}$ , - обсяги руди, які виробляються в  $i$ -му році при варіанті зі зміною, та без зміни кондицій відповідно, т;

$\Delta Q_{pi}$  - зміна обсягу руди в  $i$ -му році через перегляд бортового вмісту, т

$\Delta V$  - зміна об'єму розкривних порід через перегляд бортового вмісту, м<sup>3</sup>;

$u'_i$ ,  $u_i$  - ціна, за якою реалізується концентрат в  $i$ -му році при варіанті зі зміною, та без зміни кондицій відповідно, грн./т;

$\gamma'_i$ ,  $\gamma_i$  - вихід концентрату в  $i$ -му році при варіанті зі зміною, та без зміни кондицій відповідно, долі од.;

$C_o^i$  - питомі витрати на виробництво концентрату без урахування розкривних

робіт та відвалоутворення в  $i$ -му році, грн./т;

$C_6^i$  - питомі витрати на розкривні роботи та відвалоутворення в  $i$ -му році, грн./м<sup>3</sup>.

В залежності від того, відбувається зменшення або збільшення бортового вмісту заліза в руді, виконується розрахунки зміни об'ємів видобутку руди та об'ємів розкривних порід:

- при зменшенні бортового вмісту:

$$\Delta Q_p = \Delta Q_p''' + \Delta Q_p' - \Delta Q_p''; \quad (4.3)$$

$$\Delta V = \Delta V''' - \Delta V'' - \frac{\Delta Q_p'}{\rho}, \quad (4.4)$$

де  $\Delta Q_p'$  - обсяг бідної руди що прирізається (колишній розкрив) і який перебуває в межах робочої зони, т;

$\Delta Q_p''$  - зменшення обсягу багаті руди в результаті зміни бортового вмісту заліза в руді, т;

$\Delta Q_p'''$  - об'єм бідної руди що видобувається за межами робочої зони, т;

$\Delta V''$  - обсяг розкриву, необхідність виїмки якого відпала у зв'язку з відмовою від видобутку раніше кондиційної руди  $\Delta Q_p''$ , м<sup>3</sup>;

$\Delta V'''$  - обсяг розкриву що видобувається у зв'язку з видобутком обсягу нової кондиційної руди  $\Delta Q_p'''$ , що перебуває за межами робочої зони, м<sup>3</sup>;

- при збільшенні бортового вмісту:

$$\Delta Q_p = \Delta Q_p''' + \Delta Q_p' - \Delta Q_{пек}'' - \Delta Q_{пек}' ; \quad (4.5)$$

$$\Delta V = \Delta V''' + \frac{\Delta Q_{пек}'}{\rho} - \Delta V_{пек}'' \quad (4.6)$$

де  $\Delta Q_p'''$  - обсяг компенсаційної руди, яку почали видобувати після збільшення бортового вмісту, що перебуває поза робочою зоною, т;

$\Delta Q_{пек}''$  - обсяг некондиційної руди, що у результаті зміни бортового вмісту заліза в руді не виймають, т;

$\Delta V'''$  - обсяг розкриву над рудою обсягом  $\Delta Q_p'''$ , м<sup>3</sup>;

$\Delta V_{нек}''$  - обсяг розкриву над новою некондиційною рудою, що не виймають, м<sup>3</sup>.

#### 4.1.6 Обґрунтування економічної доцільності зміни кондицій на мінеральну сировину

При обґрунтування економічної доцільності зміни кондицій на мінеральну сировину необхідно враховувати економічні наслідки причин, що призвели до їхнього перегляду. Наприклад, при незапланованому падінні цін на концентрат, зміна кондицій повинна дати таку зміну прибутку, яка б компенсувала зменшення прибутку від падіння цін. При незапланованому підвищенні цін з'являється можливість використати у виробництві концентрату бідні руди, що може привести до зниження прибутку, але це зниження не повинно перевищити додатковий прибуток, який з'явився у результаті незапланованого підвищення цін.

В загальному випадку мінімальна можлива зміна прибутку від реалізації концентрату після зміни кондицій рекомендується встановлювати як:

$$\Delta \Pi_{\min} = -\Delta \Pi_{\text{ц}} \quad (4.7)$$

де  $\Delta \Pi_{\text{ц}}$  - зміна прибутку в результаті незапланованої зміни ціни на концентрат.

$$\Delta \Pi_{\text{ц}} = \sum_{i=1}^3 Q_{\kappa}^i \cdot (u_i'' - u_i) \quad (4.8)$$

де  $Q_{\kappa}^i$  - об'єм реалізованого в  $i$ -му році концентрату, т;

$u_i''$ ,  $u_i$  - ціна, яка утворилася у результаті незапланованої зміни, і прогнозна ціна на концентрат в  $i$ -му році відповідно, грн./т.

Таким чином виконується приведення у відповідність значення бортового вмісту заліза в руді до вимог ринку.

#### 4.1.7 Визначення технологічних показників відкритих гірничих робіт, що залежать від бортового вмісту заліза в руді.

До технологічних показників відкритих гірничих робіт, що залежать від бортового вмісту відносяться:

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

Розраховувати поточний коефіцієнт розкриву після зміни бортового вмісту заліза в руді рекомендується за виразом:

$$k_6^{mek.} = \frac{V + \Delta V}{Q_p + \Delta Q_p}. \quad (4.9)$$

Перед розрахунком необхідно встановити значення змін об'ємів видобутку руди та розкривних порід відповідно до напрямку зміни бортового вмісту (зменшення або збільшення)

Ширину робочої площадки рекомендується встановлювати за виразом:

$$B_n = B_{min} + \Delta B_p = B_{min} + \frac{(Q_p + \Delta Q_p) \cdot \mu}{L_p \cdot h}, \text{ м}, \quad (4.10)$$

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

$Q_p$  - річна планова 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.

Значення зміни об'єму видобутку руди обчислюється відповідно до напрямку зміни бортового вмісту.

Швидкість подвигання (горизонтального переміщення) гірничих робіт рекомендується обчислювати за виразом (див. рис. 4.2):

$$v = \frac{Q_p + \Delta Q_p}{h \cdot L_\phi \cdot \rho}, \text{ м/рік} \quad (4.11)$$

Швидкість поглиблення (вертикального переміщення) гірничих робіт рекомендується обчислювати за виразом:

$$h_y = \frac{v}{ctg\beta \pm ctg\varphi}, \text{ м/рік}, \quad (4.12)$$

де  $\beta$  - кут, по якому формується швидкість поглиблення;

$\varphi$  - кут укосу робочого борта кар'єру (див рис. 4.2).

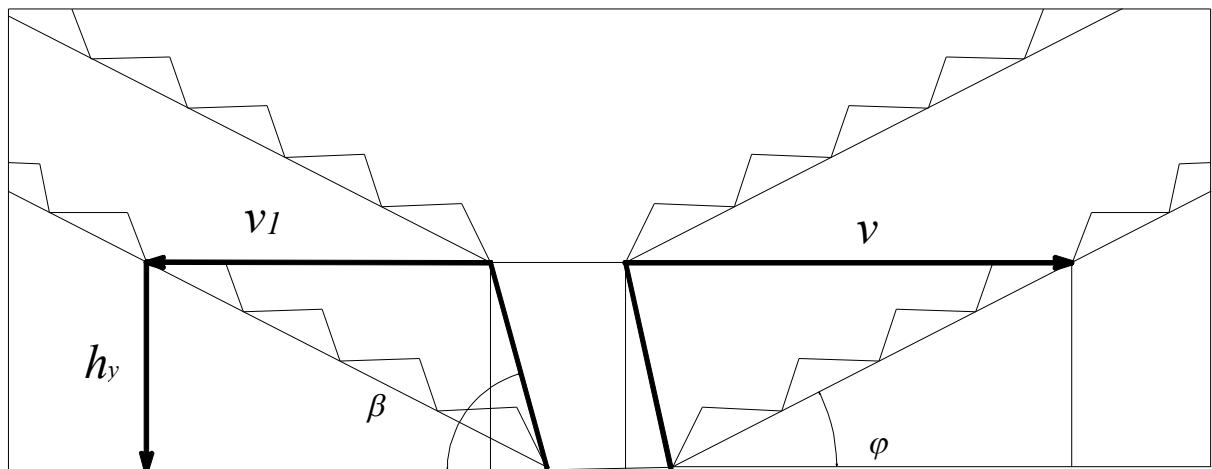


Рисунок 4.2 - Розрахункова схема для визначення швидкості поглиблення гірничих робіт:  $v$ ,  $v1$  - швидкості переміщення відповідно з боку лежачого і висячого боків

4.2 Розробка рекомендацій щодо використання технологічних рішень з формування екологічно та економічно прийнятних ландшафтів

4.2.1 Рекомендації по втіленню технологічних рішень при формуванні висотно-котловинного техногенного ландшафту з об'єднаною поверхнею зовнішнього і внутрішнього відвалів

При реалізації технологічних рішень формування висотно-котловинного техногенного ландшафту (див. розд. 2.3.3) в першу чергу були розглянуті типові буровугільні і марганцеворудних родовища. Так як вони відносяться до родовищ горизонтального залягання, це дозволяє формувати зовнішній відвал біля кар'єрного поля зі сторони розрізної траншеї. При цьому поверхня внутрішнього відвалу буде продовженням поверхні зовнішнього.

Як відомо з практики виробництва відкритих гірничих робіт, відпрацювання вищезгаданих родовищ проводиться по комбінованій системі розробки з комбінаці-



єю транспортної системи на передових і транспортно-відвальною на основному розкривному уступі.

Оскільки розробка розкривних порід по транспортно-відвальній системі розробки передбачає безперервний зв'язок розкривного і відвального бортів, формування висотно-котловинного техногенного ландшафту здійснюватиметься за рахунок верхніх відвальних ярусів, які формуються по транспортній системі розробки системою стрічкових конвеєрів і консольного відвалоутворювача.

Для встановлення основних відмінностей традиційної схеми формування відвалів від тієї, що рекомендується, розглянемо базове розміщення гірничо-транспортного устаткування при розробці типового буровугільного розрізу з параметрами границь кар'єру: довжина 4500 м, ширина 1500 м, глибина 80 м. Схема розробки типового буровугільного родовища з комбінацією транспортно-відвальної і транспортної системи етапі будівництва представлена на рис. 4.3.

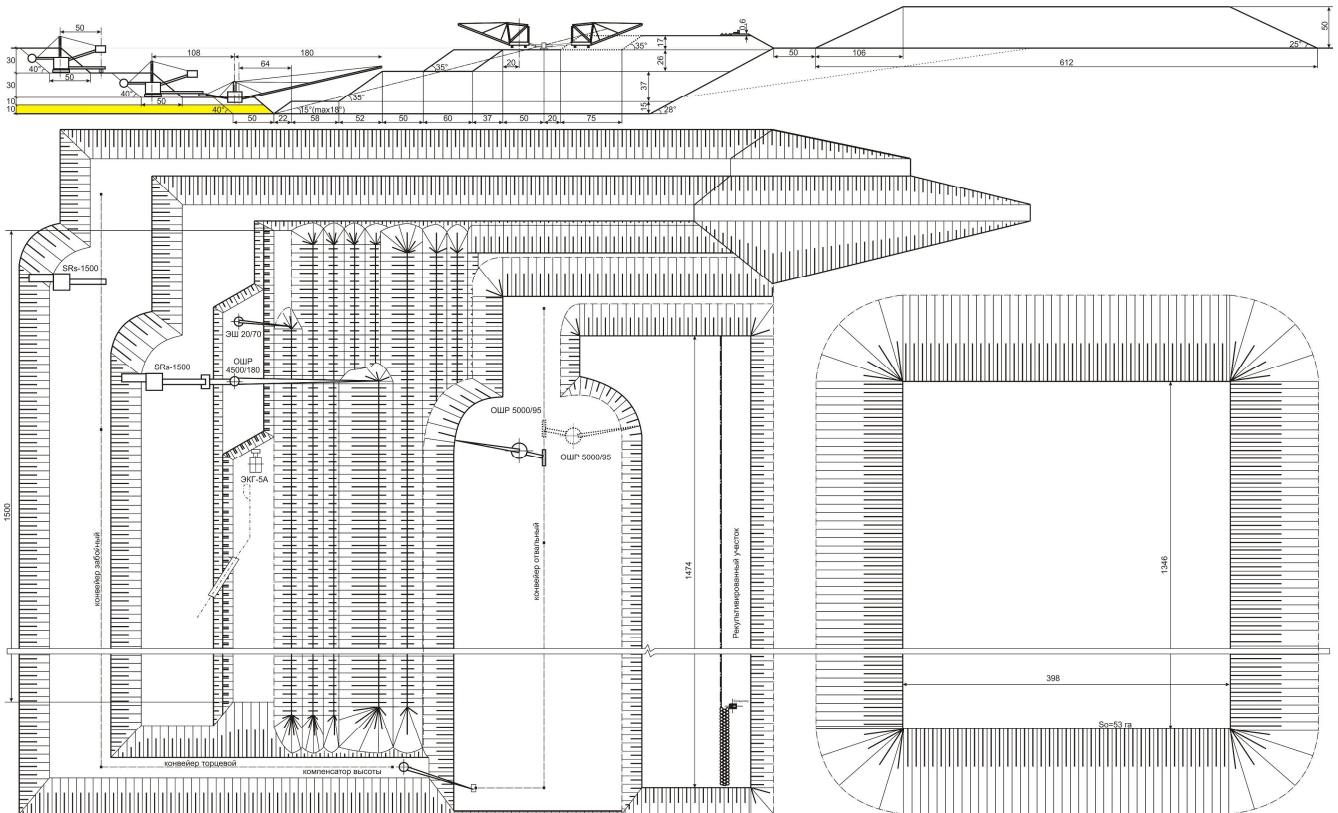


Рисунок 4.3 – Традиційна схема комбінованої системи розробки типового буровугільного родовища з комбінацією транспортно-відвальної і транспортної систем

Аналіз приведеної технологічної схеми, показує, що формування відвалу при створенні *висотно-котловинного техногенного ландшафту* досягається шляхом збільшення довжини транспортування розкривних порід у внутрішній відвал, через збільшення кута нахилу борта внутрішнього відвалу, що призводить до збільшення ширини розрізної траншеї поверху (див. рис. 2.7) в залежності від року розробки родовища. На практиці дане збільшення супроводжуватиметься нарощуванням довжини торцевого конвеєра та збільшення висоти третього і четвертого відвальних ярусів, на яких працює консольний відвалоутворювач. При розрахунку величини збільшення висоти третього і четвертого відвальних ярусів пропонується використовувати схему представлену на рис. 4.4.

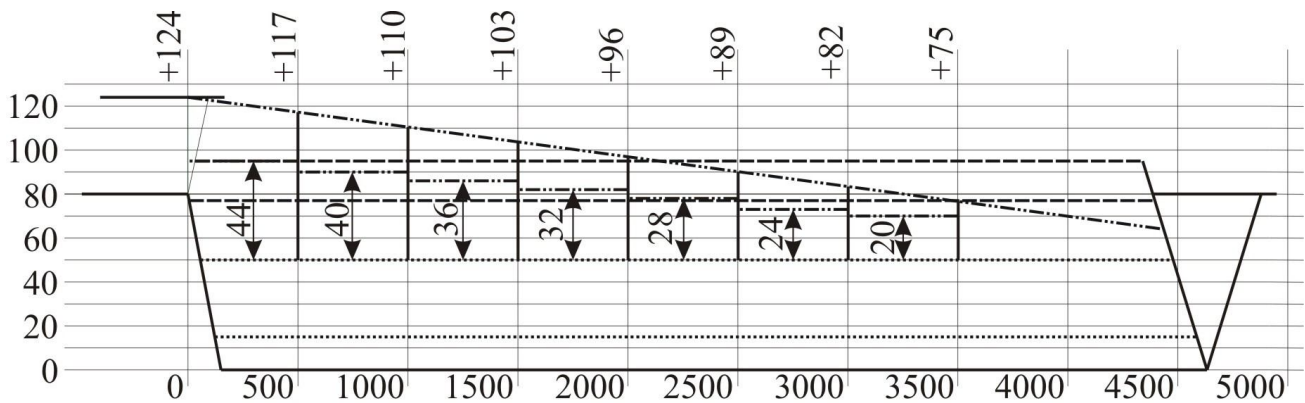


Рисунок 4.4 – Схема до визначення висоти третього і четвертого відвальних ярусів, при формуванні висотно-котловинного техногенного ландшафту:

..... - поверхня першого і другого відвальних ярусів при традиційних схемах відвалоутворення, що рекомендуються;

----- - поверхня третього і четвертого відвальних ярусів при традиційній схемі відвалоутворення;

..... - поверхня третього і четвертого відвальних ярусів при схемі відвалоутворення, що рекомендується

На рис. 4.4 позначена поточна висота відвалу при формуванні *висотно-котловинного техногенного ландшафту*. Як видно з схеми, при куті нахилу поверхні відвала  $\omega = 0,79^\circ$ , пониження поверхні відвала складає 7 м на кожні 500 м по довжнього перетину.

Формування заданого ухилу поверхні відвала, здійснюється зміною висоти третього відвального ярусу, який формується консольним відвалоутворювачем при нижньому відсіпанні (рис. 4.4).

З практики відкритих гірничих робіт [84] відомо, що при роботі, консольний відвалоутворювач формує відвальні яруси в пропорції 1:1,5 верхній до нижнього відвального ярусу. Згідно схеми (рис. 4.4), для виконання поставлених вимог, висота третього відвального ярусу повинна знижуватися на 4 м, через кожних 500 м просування фронту відвальних робіт.

Формування четвертого (верхнього) відвального ярусу повинне виконуватися таким чином, що б поверхня відвалу мала нахил  $\omega=0,79^\circ$ . Технологічно це можна забезпечити збільшенням ширини відвальної заходки. Оскільки, ширина та висота рівні для кожної відвальної заходки, при традиційній схемі відвалоутворення, отже, об'єм відвальних заходок теж рівний. При збільшенні ширини відвальної заходки відбувається зменшення її висоти і навпаки, а її об'єм залишиться незмінним.

В якості базового об'єму порід відвальної заходки, приймається об'єм порід відвальної заходки четвертого відвального ярусу традиційної схеми розробки. Висота відвального ярусу складає 17 м, а ширина відвальної заходки 75 м, отже, об'єм складає  $1275 \text{ м}^3$ . Залежність ширини відвальної заходки від висоти відвального ярусу представлена на рис. 4.5.

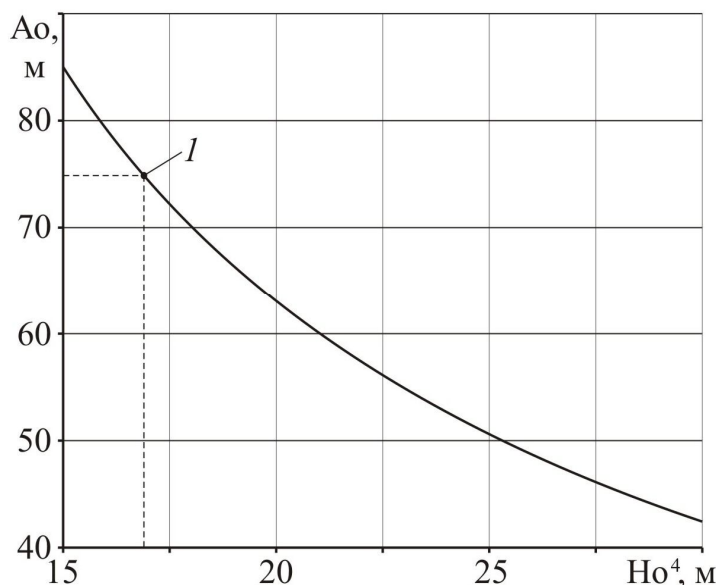


Рисунок 4.5 – Залежність ширини відвальної заходки від висоти відвального ярусу:

1 – довжина і висота відвальної заходки при традиційній схемі відвалоутворення;  $A_o$  – ширина відвальної заходки, м;  $H_o^4$  – висота четвертого відвального ярусу, м

Згідно цієї залежності, зміна ширини відвальних заходок, четвертого відвального ярусу, відбувається таким чином (рис. 4.6).

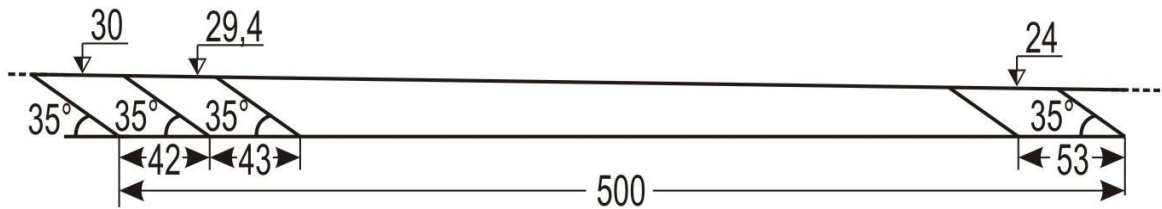


Рисунок 4.6 – Схема зміни ширини відвальних заходок верхнього відвально-го ярусу при формуванні висотно-котловинного техногенного ландшафту

На рис. 4.6 зображена зміна ширини відвальних заходок, при посуванні фронту відвальних робіт на 500 м. Після цього відбувається пониження висоти відвального ярусу на 4 м. Ширина кожній подальшої відвальної заходки збільшуватиметься на 1 м, що приведе до її збільшення на 11 м при посуванні фронту відвальних робіт на 500 м. Такий технологічний прийом дозволить формувати похилу поверхню із заданим кутом.

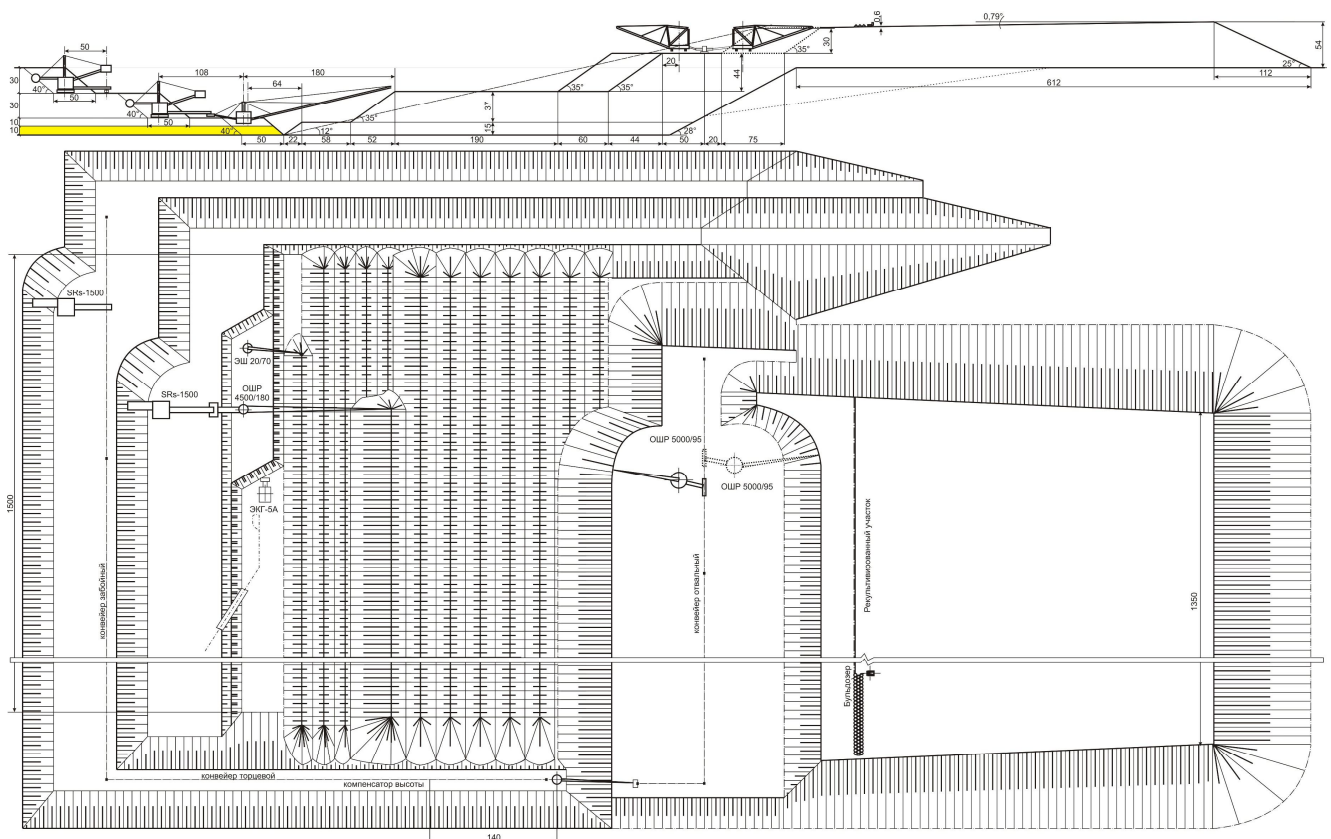


Рисунок 4.7 – Схема комбінованої системи розробки типового буровугільного родовища з комбінацією транспортно-відвальної і транспортної систем при формуванні висотно-котловинного техногенного ландшафту

Після визначення основних умов формування верхніх відвальних ярусів при створенні при формуванні *висотно-котловинного техногенного ландшафту* розробляються технологічні схеми виробництва гірничих робіт.

Принципова схема розміщення гірничо-транспортного устаткування, на етапі будівництва кар'єру, при формуванні відвалу приведена на рис. 4.7.

Варто зазначити, що формування *висотно-котловинного техногенного ландшафту* не вплине на технологію виробництва видобувних робіт і на кількість виймально-вантажного і відвального устаткування (ОШР 5000/95). Отже, зазначене устаткування буде однаковим, як при традиційному так і при запропонованому формуванні відвалів. Формування *висотно-котловинного техногенного ландшафту* також не приведе до зміни об'ємів видобувних і розкривних робіт, отже, календарний план розробки родовища залишиться незмінним.

При створенні *висотно-котловинного техногенного ландшафту* переміщення верхніх ярусів відвальних фронтів відбуватиметься повільніше, ніж розкривних, що призведе до збільшення часу переміщення порід розкриву від виймального екскаватора до консольного відвалоутворювача через систему конвеєрів.

З посуванням фронту гірничих робіт на кар'єрі, формування *висотно-котловинного техногенного ландшафту* відвалу відбуватиметься згідно схемі трансформації відвальних блоків представленої на (рис. 2.7). Згідно з показниками кутів нахилу відвальних бортів була розроблена технологічна схема розробки родовища на середину строку експлуатації кар'єру (рис. 4.8).

Як вже було відмічено, поставлена мета досягається за рахунок зміни схеми формування верхніх відвальних ярусів консольним отвалообразователем. Відмінність в схемі відвалоутворення, також полягатиме в збільшенні висоти верхніх відвальних ярусів сформованих по транспортній системі для третього відвального ярусу з 26 м до 20-44 м, а для четвертого відвального ярусу з 17 м до 15-30 м. Верхні відвальні яруси формуються консольним відвалоутворювачем (ОШР 5000/95), технічна характеристика якого дозволяє формувати відвали до 45 м нижнім відвалоутворенням. При досягненні фронтом гірничих робіт середини кар'єрного поля

(2250 м від межі кар'єрного поля) висота третього відвального ярусу, що формується по транспортній системі, складатиме 31 м, а четвертого – 21 м (рис. 4.8). Отже, на цьому етапі розробки, схема робіт по відвалоутворенню на верхніх відвальних ярусах буде подібною базовій схемі відвалоутворення. Саме на цей рік розробки спостерігатиметься збільшення довжини торцевого конвеєра на 524 м.

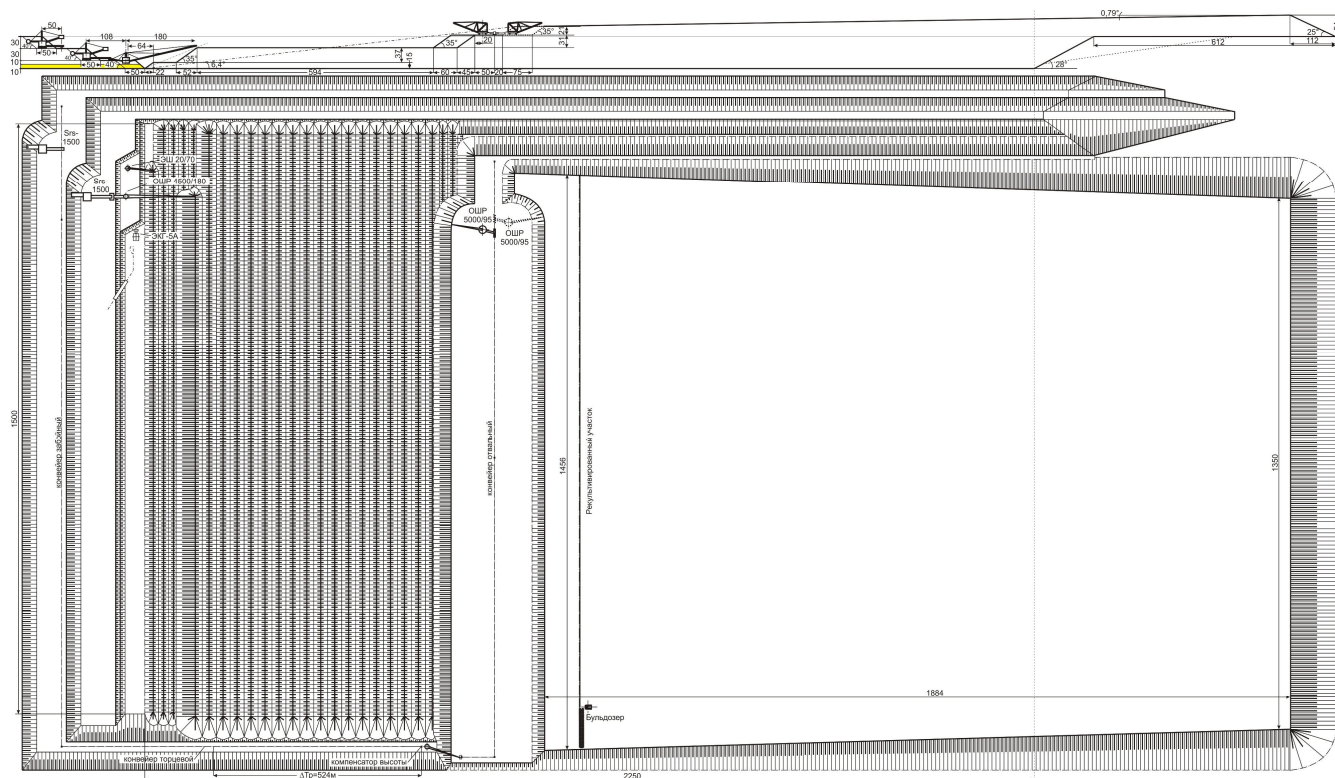


Рисунок 4.8 – Схема розміщення виймально-вантажного устаткування при розробці типового буровугільного родовища з комбінацією транспортно-відвальної і транспортної систем при формуванні висотно-котловинного техногенного ландшафту

З схеми представленою на рис. 4.4 видно, що при посуванні фронту гірничих робіт на 3,5 км. висота третього і четвертого відвальних ярусів складе 26 м. Це дозволяє перевести консольний відвалоутворювач на поверхню другого відвального ярусу і формувати третій ярус з висотою від 26 до 14 м, верхнім відвалоутворювачем.

На заключній стадії формування *висотно-котловинного техногенного ландшафту* відвалоутворювач відсипатиме один відвальний ярус заввишки 14 м, що дозволить досягти відмітки висоти внутрішнього відвала 64 м.

Як видно зі схеми кар'єру на момент доопрацювання (рис. 4.9) розкривне устаткування вже вилучено з кар'єру, а видобувне відпрацьовує останню заходку.

Формування *висотно-котловинного техногенного ландшафту* проводиться за викладеною вище технологією від першого до останнього року розробки родовища. Роботи по плануванню поверхні відвала, рельєф якого сформований відвалоутворювачем і має дугову форму, виконуються без затримок, що дозволить запобігти збитку від затримки виробництва рекультиваційних робіт, який присутній у традиційному варіанті коли зовнішній і внутрішній відвал формуються окремо.

Після виробництва планувальних робіт, проводиться нанесення потенційно родючого шару на сплановану поверхню *висотно-котловинного техногенного ландшафту*. Після цього рекультивована поверхня передається у використання сільському господарству.

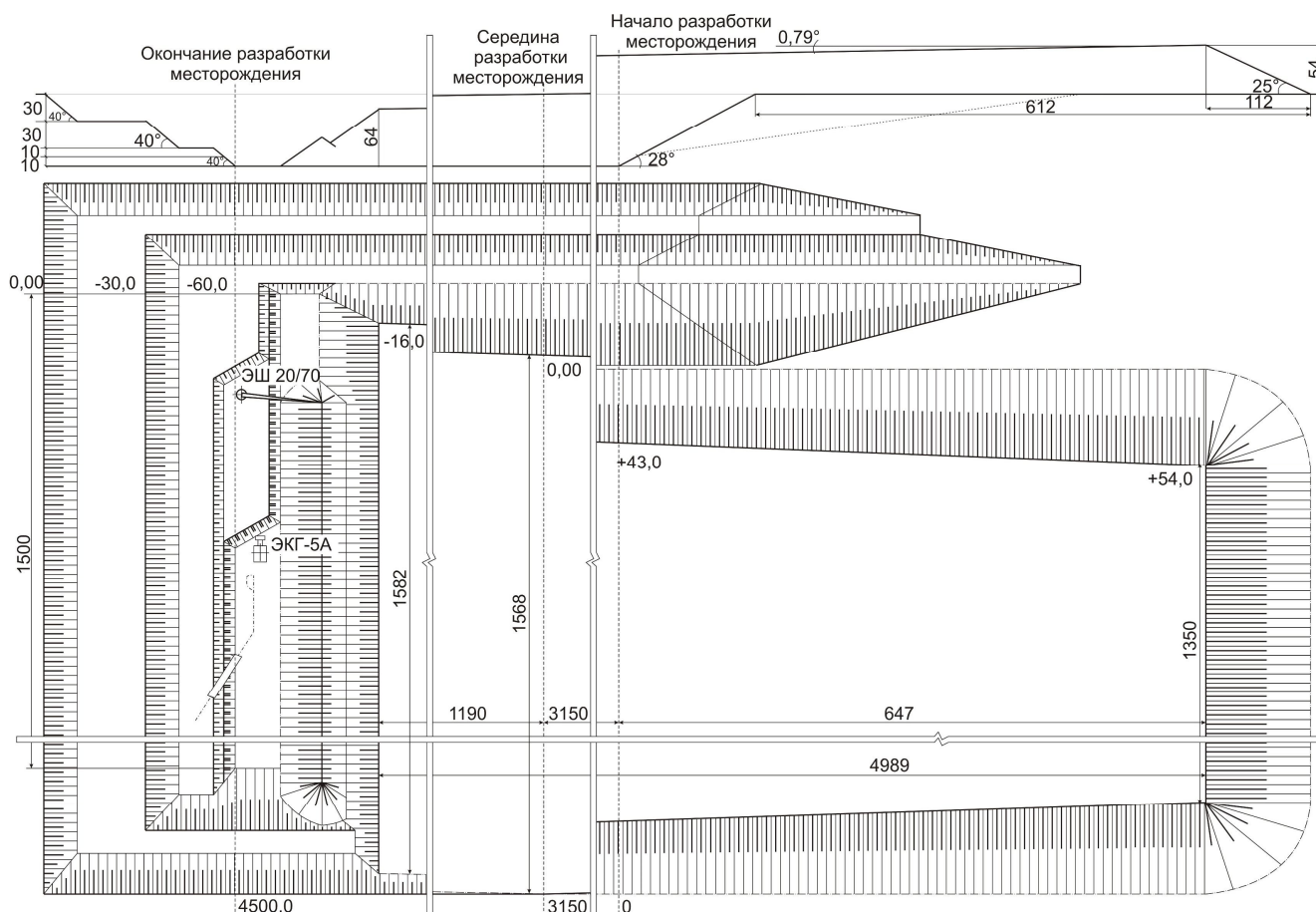


Рисунок 4.9 – Схема розміщення порід внутрішнього і зовнішнього відвалів на кінець розробки типового буровугільного родовища при формуванні висотно-котловинного техногенного ландшафту

#### 4.2.2 Розробка рекомендацій щодо використання технологічних рішень з формування екологічно та економічно прийнятних ландшафтів на прикладі території Верхньодніпровського гірничопромислового регіону

Методика вибору раціонального напрямку формування екологічно- та соціально-економічно прийнятних техногенних ландшафтів при відкритій розробці пологих родовищ невід’ємно пов’язана з питанням еколого-економічного картування і оцінки потенціалу території окремих регіонів. Тому цьому питанню присвячується особлива увага. Це пов’язано з розробкою світової стратегії охорони природи де в перше з’явилося поняття збалансований розвиток. Основна увага стала приділятися не просто охороні навколишнього середовища, а гармонійному еколого-економічному розвитку та вивченню регіону як продуктивної системи виконуючої безліч зовнішніх і внутрішніх функцій. В цих умовах зростає роль науково-інформаційного забезпечення прийняття ефективних технологічних рішень з реабілітації територій гірничопромислових регіонів і рекультивації порушених земель.

Для еколого-ландшафтною оцінки території і агроекологічного районування с/г угідь з’явилися об’єктивні передумови:

- нерівномірний розподіл в просторі на території і в часі природних ресурсів;
- наявність різних генетичних груп чорноземів, неоднорідний устрій поверхні, наявність балок, терас, низовин, рівнин і височин та ін.

Для комплексного вирішення питань обґрунтування і розробки технологічних і організаційних рішень по формуванню техногенних ландшафтів максимально наближеним до природних і створення в регіоні сталих екосистем проведена еколого-ландшафтна оцінка території регіону.

Гірничопромисловий регіон розташований в основному на землях Верхньодніпровського району Дніпропетровської області. Адміністративний центр р. Верхньодніпровськ. Щільність населення 44,13 чел/км<sup>2</sup>. Площа території – 1290 км<sup>2</sup>. Населення району складає 56,9 тис. чол., в т.ч. в міських умовах проживають близько 36,6 тис. чол. у сільських – 20,3 тис. чол.

Загальне географічне положення Верхньодніпровського району, характер рельєфу, наявність на території зелених насаджень (лісів, садів, зелених посадок і ін.) з



достатньо високим рівнем накопичення біомаси – все це є важливим чинником стійкості по відношенню до техногенного навантаження і свідчить про значний самоочищувальний потенціал регіону. Судячи з біотичних додатках ландшафту, по біомасі та продуктивності екосистем, територія району розташування ВГМК має значний природний енергетичний потенціал. Відомо, що чим багатше біота території, ніж процеси метаболізму, що інтенсивніше протікають в ній, і чим вище її продуктивність, тим ефективніше очищаюча і відновлююча функція екосистем. Різні рівні накопичення забруднень на території регіону можуть бути пов'язані не тільки з відмінностями геолого-морфологічних умов, але і з диференціацією механічного складу вміщуючих порід, який багато в чому визначає їх інфільтраційну і сорбційну здатність. Максимальне накопичення продуктів техногеноза відбуватиметься в межах розповсюдження тих порід, які володіють високою сорбційною здатністю.

Даний об'єкт розташований в зоні земель, представленими малогумусними чорноземами, а також чорноземами не південними змитими і різною мірою змитості. У долинах річок і балок ґрунти представлені чорноземно-луговими і луговими заболоченими.

Чорноземи звичайні малогумусні малопотужні та південні відрізняються порівняно глибоким гумусированим профілем. Процентний вміст гумусу в них від 2,8 до 3,9 % (у шарі 0-20 см). Значна кількість мулистої фракції: 26-32 % і поглиненого кальцію (18-24 мг-екв. на 100 т) зумовлює водоміцну структуру, сприятливий водноповітряний і харчовий режими чорноземів. Ці ґрунти добре забезпечені азотом і калієм, мають нейтральну реакцію ґрунтового розчину.

Верхньодніпровський район в економічних відносинах переважно сільськогосподарський. Сільське господарство тут типове для чорноземної зони. Воно характеризується багатогалузевою структурою, при середній частці молочно-м'ясного тваринництва, виробництва зернових і технічних культур, овочівництва, садівництва і ін.

Промисловість зосереджена в м.м. Вільногірськ і Верхньодніпровськ. Вільногірський гірничо-металургійний комбінат (ВГМК) розташований в південно-західній частині Верхньодніпровського району і східному округу Пятихатського ра-

йону Дніпропетровської області в 3 км на північ від залізничної станції Вільногірськ, Придніпровської залізниці.

Відкрита розробка родовищ корисних копалини приводить до трьох основних геологічних наслідків:

- зміна природного ландшафту і створення нових його форм, тобто техногенних;
- витягання з надр і розміщення на поверхні землі гірничих порід, що порушують геохімічний баланс речовин на поверхні;
- зміна гідрологічних умов залягання і параметрів підземних водоносних горизонтів, а також умов стоку поверхневих вод.

З усіх вказаних наслідків найбільш значним є корінне перетворення рельєфу поверхні (як основного структурного елементу природного ландшафту), оскільки воно приводить до скорочення площ землі, використовуваних для виробництва, перш за все, сільськогосподарській продукції.

У користуванні ВГМК знаходяться землі Верхньодніпровського, Криничанського районів м. Вільногірська Дніпропетровської області.

Всього в постійному користуванні знаходиться 3096,54 га земель..

У адміністративних межах м. Вільногірська в користуванні комбінату знаходиться 412,78 га землі.

Із земель, що знаходяться в користуванні комбінату, на 1.01.10г. порушене всього 1876 га, в т.ч.:

- хвостосховищем в б. Крута 532,8 га;
- хвостосховищем в б. Скажена 409,6 га;
- хвостосховищем в б. Моргунка 84,6 га;
- кар'єрами № 3 і № 4 153,2 га;
- кар'єрами № 6 і № 7 695,8 га (з них порушено гірничими роботами 695,8 га, в т.ч. відпрацьовано 489,6 га).

Рекультивовано земель з початку робіт 773 га, з них в користуванні комбінату знаходиться 551,7 га, передано іншим користувачам 221,3 га. Щорічно рекультивується 50-60 га порушених земель.

У межах району найвищі відмітки поверхні складають 167,5 м, а найменші – 100м.

У геолого-морфологічному відношенні район розташований на вододільному просторі між верхів'ям р. Саксагань і р. Самоткань. Поверхню району має пересічений характер. Глибина балок, що перетинають його, досягає 40-50 м.

Даний район складний четвертинними покривними відкладеннями (загальною потужністю до 18 м), в основі яких залягають глинисті породи ярусу сармата неогену.

По літологічному складу товща четвертинних відкладень неоднорідна і представлена наступними літологічними різновидами (в порядку нашарування зверху вниз):

- суглинки лесовидні буро-жовті;
- суглинки палево-жовті (I горизонт);
- леси палево-жовті, бурий лесовидний суглинок, суглинки лесовидні (II горизонт);
- червоно-бурі глини і суглинки жовті.

Верхня частина відкладень сарматів представлена сірувато-бурими глинами.

Водоносний горизонт слабонапірний.

Лісові масиви і об'єкти природно-заповідного фонду в районі хвостового господарства відсутні і його територія не є місцем існування і шляхів міграції тварин.

Дослідження показали, що взаємозв'язками між рослинами (агроценозами) і ґрунтом можна управляти застосовуючи комплекс технологічних прийомів або спеціальних технологій, а до кліматичних умов агроценози і їх щорічним флуктуаціям агроценозів слід адаптувати використовуючи для цих цілей сорти і гібриди, переважно місцевої селекції, які (по біологічному потенціалу) максимально відповідали б екологічним параметрам даного природного середовища. Із зростанням потенційної продуктивності агроценозів значно зростає залежність величини і якості урожаю від нерегульованих чинників навколишнього середовища, а сорти і гібриди с/г культур з високою потенційною врожайністю відрізняються так само і більшою залежністю від особливостей ґрунту рельєфу і мікроклімату.

Одним з головних принципів землеробства і рослинництва є еколого-біологічна відповідність між культивованими видами рослин і оточуючим природним середовищем. Недооцінка цього принципу приводить до недовикористання природного середовища і невиправданих витрат, а також інших небажаних наслідків. І хоча необхідність обліку місцевих ґрунтових, кліматичних і організаційно-економічних умов очевидна, практичні важелі в цьому напрямі здійснені украй слабо, особливо на рівні регіонів, адміністративних районів і окремих господарств.

Виконана еколого-ландшафтна оцінка території Верхньодніпровського гірничопромислового регіону створює методологічну основу для розробки і прийняття рішень по формуванню техногенного ландшафту і гірничотехнічної рекультивації кар'єрів ВГМК.

Виходячи з проведеної еколого-ландшафтної оцінки території Верхньодніпровського гірничопромислового регіону була виконана розробка рекомендацій по сумісній гірничотехнічній рекультивації порушених земель на кар'єрах ВГМК.

В умовах все зростаючих об'ємів виробництва і тривалої експлуатації родовищ тільки на Вільногірському гірничо-металургійному комбінаті (ВГМК) кількість земель, вилучених із сільськогосподарського обороту під гірничі роботи досягла 1925 га.

На момент проведення досліджень ділянки кар'єрів №1, №2 і №3 були відпрацьовані, ділянки №4, №5 і №6 розроблялися, а №7 знаходилася у стадії підготовчих робіт.

Аналіз проектної документації з питань відновлення порушених земель на кар'єрах ВГМК показав, що немає проекту сумісної рекультивації всього комплексу відпрацьованих кар'єрних полів, що розробляються. Були виконані лише проекти з питань відновлення окремих відпрацьованих кар'єрних полів без урахування взаємозв'язку з іншими відпрацьованими ділянками.

Відсутність проектів і комплексної програми відновлення порушених земель стала одною з причин відставання рекультиваційних робіт на ВГМК. До часу проведення досліджень за даними комбінату наявна заборгованість досягла 324 га. Складність виконання рекультиваційних робіт на кар'єрах ВГМК полягала і в тому, що в

відроблених ділянках родовища розкривних порід залишилося недостатньо для заповнення старих гірничих виробок.

Основним недоліком раніше виконаних проектів і технічних рішень була їх вузька спрямованість і відсутність комплексного підходу до вирішення всіх питань рекультивації порушених площ в сукупності та їх взаємозв'язку з гірничими роботами.

Аналіз розподілу відновлених земель по їх народногосподарському призначенню показав, що 54% порушених земель повинні бути рекультивовані з передачею їх під рілля. Але кількість переданих в сільськогосподарський оборот відновлених земель була значно нижча, ніж передбачено технічними умовами, розробленими Дніпропетровським облсільхозуправлінням для Верхньодніпровського району.

Таким чином, виконаний аналіз первинної придатності земель, що відводяться, по їх народногосподарському значенню і аналіз проектних рішень по питанням гірничотехнічної рекультивації порушених земель на кар'єрах ВДГМК дозволив встановити: не розглянуто питання комплексного відновлення всієї сукупності порушених земель відпрацьованих кар'єрних полів; не досліджений характер зміни кількості відновлених земель залежно від витрати розкривних порід на їх відновлення; не встановлені об'єми розкривних порід, використання яких дозволить збільшити площу земель, які передаються сільському господарству під рілля; не обґрунтована ефективна технологія комплексного виробництва рекультиваційних робіт.

Крім того встановлено:

1. Часткова рекультивація, що проводиться на окремих ділянках, не враховує взаємозв'язку з технологією розробки розкривних порід, наявністю, потребою і можливістю транспортування їх для виробництва рекультиваційних робіт.

2. Аналіз технологічних схем розробки розкривних порід показав можливість ефективного їх використання для рекультиваційних робіт з метою отримання максимальної кількості відновлених земель.

3. Вивчення топографії порушених земель на кар'єрах ВГМК дозволило встановити раціональну відмітку рекультивації, яку можна витримати шляхом частково-

го переформовування внутрішніх і розробкою зовнішніх відвалів.

4. Встановлено, що при розподілі земель по придатності не досліджено характер зміни кількості відновлених земель залежно від витрати розкривних порід на їх відновлення і не вишукано об'єми порід, використання яких дозволить збільшити площу земель, яку необхідно рекультивувати .

В зв'язку з цим авторами роботи виконувалися дослідження з розробки і впровадження технологічних схем гірничотехнічної рекультивації порушених земель та рекомендацій по сумісній гірничотехнічній рекультивації відпрацьованих ділянок і міжвідвальних просторів на кар'єрах ВГМК.

При цьому були поставлені і вирішені наступні завдання:

1. Встановлення категорії придатності відновлених і таких, що підлягають рекультивації, земель з урахуванням їх народногосподарського призначення.

2. Встановлення раціонального напрямку рекультивації земель на кар'єрах по їх цільовому призначенню.

3. Встановлення єдиної відмітки поверхні відпрацьованого родовища з урахуванням зміни технології відробки кар'єрних полів №4, 5 і 6.

4. Встановлення взаємозв'язку технології відробки кар'єрних полів з технологією виконання рекультиваційних робіт і обґрунтування ефективних шляхів збільшення площі земель з метою передачі їх сільському господарству.

5. Обґрунтування і вибір технологічних схем рекультивації кар'єрів ВДГМК.

6. Розробка рекомендацій по інтенсифікації рекультиваційних робіт на кар'єрах.

7. Встановлення ефективності рекультивації на кар'єрах ВГМК.

В процесі виконання досліджень була розроблена методика, відповідно до якої доцільність виконання рекультиваційних робіт на кар'єрах визначалася з використанням запропонованого критерію «витрата розкривних порід на відновлення 1 га порушених земель».

Аналіз абсолютних значень відміток поверхонь порушених земель на кар'єрах показав, що фактичні відмітки поверхні відвала мають великий діапазон коливань і змінюються в межах від +129 до +182 м. Це обставина із-за великого об'єму плану-

вальних робіт значно ускладняло інтенсифікацію робіт і з'явилася однієї з причин існуючого відставання рекультивації на кар'єрах ВГМК.

В той же час аналіз відміток зовнішніх і внутрішніх відвалів показує, що на окремих ділянках відвалів є значні перевищення над середньою відміткою. Тому було доцільним визначити раціональні відмітки на окремих, ділянках відпрацьованого кар'єрного поля з тим, щоб знайти додаткові об'єми розкривних порід, що дозволять забезпечити інтенсивну рекультивацію максимальної кількості площ, придатних для передачі їх сільському господарству.

Для виконання вказаного аналізу за даними маркшейдерської зйомки були встановлені відмітки існуючих відвалів північної групи кар'єрів (кар'єрні поля 1, 2 і 5) і відмітки відвалів південної групи кар'єрів (кар'єрні поля 3, 4 і 6). Для визначення середньої відмітки відвальних ділянок площі кар'єрних полів умовно були розбиті квадратною сіткою 100 на 100 метрів. У вершинах кожного квадрата визначалося значення фактичної відмітки. За відсутності відміток значення відміток, яких бракувало знаходилися методом інтерполяції. Середня величина поверхні відвальної ділянки визначалася по формулі

$$\bar{h} = \frac{\sum X_i n_i}{\sum n_i}, \text{ м}, \quad (4.13)$$

де  $X_i$  – значення відмітки  $i$ -го кута квадрата, м;  $n_i$  – кількість значень з  $X_i$  відміткою;  $\sum n_i$  – сумарна кількість відміток.

В результаті обробки відміток маркшейдерської зйомки отримані початкові дані поверхні відвалів, що дозволило визначити середню відмітку по кожному кар'єрному полю (табл. 4.2).

При цьому середня відмітка для відвалів на кар'єрах 4, 5 і 6 розраховувалася з урахуванням перспективи розробки розкривних порід по формулі

$$\bar{h} = \frac{K_o \sum X_i n_i}{K_p \sum n_i}, \text{ м}, \quad (4.14)$$

де  $X_i$  – значення відмітки  $i$ -го кута квадрата, м;  $n_i$  – кількість значень з  $X_i$  відміткою;  $\sum n_i$  – сумарна кількість відміток;  $K_o$ ,  $K_p$  – відповідно коефіцієнти розпушування після усадки відвалів (залишковий) і у момент їх формування.





рекультивуємих земель з відміткою +160 м і ухилом  $1^\circ$  по всій поверхні відвалів практично неможливо. Ця обставина зумовила також трудність створення єдиної поверхні, передбаченої раніше виконаними проектними розробками. Складність створення єдиної поверхні посилювалася і тим, що на флангах і в центрі кар'єрного поля знаходяться залишкові траншеї для засипки яких були потрібні значні об'єми розкривних порід. Аналіз показав, що надлишки розкривних порід були тільки на центральній ділянці північної групи кар'єрів в зовнішніх відвалах.

Таким чином, в умовах гострого дефіциту розкривних порід встановлення відміток і наявність зовнішніх відвалів дозволило виявити додаткові об'єми розкривних порід, необхідні для заповнення залишкових траншей і кар'єрів ВГМК. Вивчення топографії відпрацьованих кар'єрних полів, крім того, показало, що для створення єдиної поверхні, яка рекультивується, необхідно провести не тільки розбирання зовнішніх відвалів, але і повинно бути виконано частково переформовування внутрішніх відвалів.

В процесі досліджень для всіх кар'єрів ВГМК були виконані розрахунки об'ємів розкривних, відвальних і рекультиваційних робіт, розроблені плани організації робіт і календарні графіки проведення гірничотехнічної рекультивації порушених земель і розраховані її техніко-економічні показники.

Крім того, були встановлені площі рекультивованих земель і розподіл розкривних порід між всіма кар'єрами, а також напрями рекультивації земель по їх цільовому призначенню, проведено вибір типів і кількості необхідного гірничо-транспортного устаткування.

В результаті був розроблений загальний перспективний план і графік створення єдиної рекультиваційної поверхні для всіх кар'єрів ВГМК. Схема всіх ділянок, які рекультуються приведена на рис. 4.11.

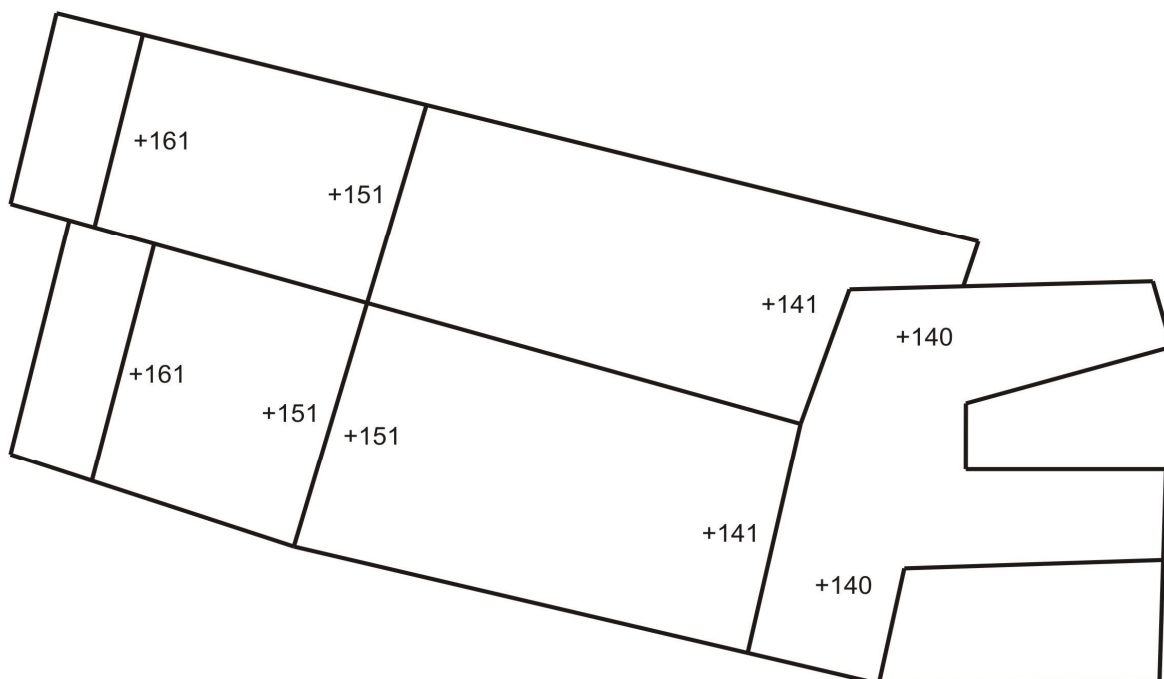


Рисунок 4.11 – Схема всіх рекультивуємих ділянок

Таким чином основні результати досліджень по розробці і впровадженню технологічних схем гірничотехнічної рекультивації порушених земель на кар'єрах ВГМК дозволили вивчити характер розподілу розкривних порід в зовнішніх і внутрішніх відвалах дозволило встановити дефіцит розкривних порід для заповнення вироблених просторів кар'єрів на основі чого був розроблений перспективних план і запропонований календарний графік організації рекультивації відпрацьованих ділянок і залишкових траншей на кар'єрах.

4.3 Розробка рекомендацій щодо впровадження створених методик і технологічних рішень з управління режимом гірничотехнічної рекультивації порушених земель у напрямку створення відновлених ґрунтів заданих показників родючості

Досвід гірничодобувних підприємств в області рекультиваційних робіт складає існуючу базу для поліпшення якості відновлення земель, порушених кар'єрними розробками. Розглянемо цей досвід з метою виявлення раціональних підходів до формування техногенних ґрунтів високої родючості.

Рекультивацію порушених кар'єрами земель, що використовували колгоспи під посіви сільськогосподарських культур, Камиш-Бурунський комбінат здійснює з 1964

р. [85]. Для рекультиваційних робіт спочатку була створена спеціальна виробнича діляниця, оснащена бульдозерами, скреперами і драглайнами з ковшем місткістю 2 м<sup>3</sup>. У 1969 р. ця діляниця була ліквідована, а роботи з відбудови порушених земель покладені на кар'єри. Відвали з перепадами гребенів висотою 5...15 м, відсипані транспортно-відвальними мостами, вирівнювали драглайнами, а потім бульдозерами. Крім того, для вирівнювання поверхні відвалу автосамоскидами доставляли розкривну породу. На сплановані ділянки перевозили чорноземний ґрунт у період розкривного сезону. Для рекультивації 1 га поверхні переміщали 4200...9800 м<sup>3</sup> порід і близько 3500 м<sup>3</sup> ґрунту. Відновлено більше 600 га площі відвалу, де врожайність 1 га склала 17 ц пшениці, 280 ц зеленої маси кукурудзи або 60 ц кормових трав.

Перший досвід з роздільного складування родючого рослинного шару і розкривних порід отриманий на одній з ділянок Південно-Заозерської копальні комбінату «Уралзолото» [86]. Ділянки розробляли екскаваторно-гідравлічним способом, причому розкривні роботи виконували з великим випередженням стосовно видобувних. Екскаватор перевалював розкривні породи у вироблений простір і гумусовий шар розташовували на спланованій поверхні внутрішнього відвала.

На Іршанському ГЗК розкривні породи розробляли за ускладненою безтранспортною схемою [85]. При вирівнюванні поверхні відвалу бульдозером міжгребневні западини заповнювали хвостами збагачення. Поверхню використовували під посадку лісу (170 га в 1973 р.).

Відновлення порушених кар'єрами земель на Новорайському кар'єрі Дружківського рудоуправління включало вирівнювання поверхні відвалів, укладання шару сприятливих для рекультивації порід (ПРШ) потужністю 1,5 м і ґрунтового шару потужністю 0,5 м [86]. Ґрунт і ПРШ відвантажували екскаватором ЕКГ - 4,6 і доставляли на сплановану поверхню автосамоскидами КрАЗ-256. На кар'єрі впроваджена технологія роздільного формування відвалів, при цьому гірничотехнічна рекультивация була технологічним процесом видобутку вогнетривкої глини.

Виходячи з досвіду гірничотехнічної рекультивації, накопиченого вище переліченими та іншими підприємствами з видобутку мінеральної сировини, а також результатів науково-дослідницьких робіт [87, 88], на марганцевих кар'єрах ОГЗК роз-

роблена і впроваджена трьох уступна комбінована система розкривних робіт, яка задовольняє вимогам гірничотехнічної рекультивації для створення земельних площ під сільськогосподарське виробництво. Технологія рекультивації базується на використанні роторних комплексів, які розробляють передовий уступ розкривних порід. Ця технологія містить такі операції.

Загалом гірничотехнічну рекультивацію на марганцевих кар'єрах виконують в умовах розробки родовища за технологічними схемами, де верхній уступ розкривних порід розробляють частіше роторними комплексами, а також крокуючими екскаваторами - драглайнами, ніжній надрудний уступ – лише драглайнами [89]. Це створює складні умови для виробничих процесів зняття та переміщення потенційно - родючого шару до місця його складування та наступного вирівнювання.

Досвід роботи Орджонікідзевського ГЗК відбиває, що технологія гірничотехнічної рекультивації базується на застосуванні потужних крокуючих екскаваторів ЕШ-6/60 (зрізання й вирівнювання гребенів відвалів), бульдозерів (чистове вирівнювання). Всі роботи з рекультивації виконують розкривним устаткуванням кар'єрів, що забезпечує мінімальні витрати на її виробництво. До тепер комбінат здійснює рекультиваційні роботи як за рекреаційним (Олександрівський ландшафтний парк та Богданівський заповідник), так і за сільськогосподарським напрямками [90]. Якщо вказане устаткування добре підходить для рекультивації відпрацьованих земель за рекреаційним напрямом, то для створення сільськогосподарських угідь воно мало придатне.

Терміни окупності витрат на рекультиваційні роботи вважаються великими (до 10...15 років), оскільки при визначенні їх ефективності враховують лише госпрозрахунковий ефект. Але цей ефект у структурі загального ефекту від охорони довкілля і природних ресурсів складає лише 20%, а решта 80% - це відвернений еколого-економічний та соціальний ущерб. За комплексною оцінкою ефективності рекультивації госпрозрахунковий термін окупності витрат буде знижуватися до 2,5...3,5 років.

Таким чином, гірничодобувні підприємства виконують значні обсяги рекультиваційних робіт з метою повернення використаних земельних ресурсів до сільськогосподарського виробництва, але ці ресурси за родючістю не завжди відповідають вимогам

названого виробництва. До того ж, окремі рекультивовані ділянки підприємства повертають для використання за іншим напрямом (рекреаційним, лісогосподарським тощо).

У науково-технічній літературі, наприклад, [91, 92], що присвячена технології відкритих гірничих робіт, гірничотехнічна рекультивація розглядається як заключний етап розробки родовища. Звідси виходять усі наукові й практичні рішення питань відновлення порушених земель за залишковим принципом. При цьому приймається такий порядок відпрацьовування родовища мінеральної сировини, в якому спочатку підготовляють поверхню кар'єру (проведення спеціальних інженерних робіт з відведення річок, вирубці лісу, зняття і складування ґрунтового шару, створення монтажних площадок, спорудження під'їзних колій та ін.). Потім здійснюють гірничо-капітальні роботи, спрямовані на будівництво кар'єру. Ці роботи містять видалення покриваючих порід, створення капітальних, розрізних траншей і котлованів, а також створення насипів, що дозволяють почати систематичне виробництво розкривних і видобувних робіт відповідно до проекту.

По закінченні гірничо-будівельних робіт починають етап експлуатації родовища, тобто безпосередній видобуток рудної сировини. До складу експлуатаційних гірничих робіт входять розкривні роботи (виймання й переміщення у відвали некорисних порід) і видобувні роботи (виймання й доставка видобутої руди на склади або до споживача). Експлуатація родовища також включає зачищення розкритих запасів корисної копалини, створення транспортних комунікацій, проведення додаткових відрізків розрізних траншей для збільшення довжини фронту видобувних і розкривних робіт. При переході з одного етапу гірничих робіт на інший відповідно до проектного графіку здійснюють заміну гірничого і транспортного устаткування, а також реконструкцію розкривних виробок і відвалів. Заключним етапом відкритої розробки родовища, що звичайно зв'язана з виснаженням запасів або з необхідністю переходу на підземний спосіб розробки, є етап «загасання» (погашення) гірничих робіт, що продовжується іноді кілька років. Практика свідчить, що при проведенні відкритих гірничих робіт під відвали розкривних порід, які вміщують родовище мінеральної сировини, та шламосховища відводять площі земель, які значно перевищують території, зайняті безпосередньо гірничими виробками та промисловими майданчиками [60].

Технологія відпрацювання пласта марганцевої руди, потужність якого змінюється від одного до двох метрів, у головному співпадає з технологією зняття чорноземного шару, хоча його потужність складає 0,6...0,8 м. Тому характеристики технологічних поверхонь, що отримані у результаті досліджень [68] контактів рудного пласта з породами, що підстиляють, різними засобами механізації видобутку руди, автором використані як теоретичні підходи до вибору технологічного устаткування рекультиваційних робіт.

Аналіз даних, наведених у табл. 4.3, дозволяє стверджувати, що для відпрацювання чорноземного шару доцільно застосовувати засоби механізації, які мають жорсткий зв'язок з робочим органом та гідравлічний привід. Драглайни з гнучким зв'язком робочого органу з приводами характеризуються гіршими властивостями для селективної виїмки. Засоби механізації з електричним приводом не дозволяють здійснювати управління робочим органом з точністю, характерною для гідравлічних приводів.

Загальна потужність ґрунтового профілю після рекультивації повинна бути не менша 150 см, причому насипаний шар та підстиляючі породи повинні вмщати певну кількість фізичної глини. Виймання з поверхні передового уступу потенційно родючого шару потужністю 1,5 м роторним колесом великого діаметру та розміщення цього шару у верхньому ярусі відвалу на поверхні гребне видної форми без змішування з іншими породами практично неможливо. Тому, якщо приймається дана технологія для створення ПРШ, то треба погоджуватися з тим, що підстилати чорноземний шар будуть різні породи, що є у передового уступу.

Підстиляючий шар має бути складений із суглинку, і цю вимогу може повністю задовольнити технологія зняття й транспортування на відвал чорноземної маси за допомогою скреперів або екскаваторів чи навантажувачів і автосамоскидів. Однак названа технологія у порівнянні з вище наведеною призведе до значно більших витрат на рекультиваційні роботи. Зазначене положення щодо вибору технології і механізації створення ПРШ впливає таким же чином на щільність чорноземної маси у насипаному шарі та ступінь засолення його та підстиляючих порід. При прийнятті раціонального рішення з питання, що розглядається, необхідно виходити з того, якого ефекту від рекультивації хоче досягти підприємство. Якщо досягаються

Таблиця 4.3 – Параметри технологічних поверхонь при відпрацюванні рудного пласта різними засобами механізації

Параметр	Засоби механізації видобувних робіт				
	драг-лайн Е-2503	мехлопа-та ЕКГ -4,6	буль-дозер Д-572	одно-но-ківш . на-ван-таж. Д-660	скрепер Д-567
Середнє відхилення при встановленні робочого органу в початковий момент копання, мм	84,84	24,3	9,5	9,5	9,5
Середня амплітуда коливання ріжучої кромки робочого органу, мм	-	-	16,6	16,6	<u>91,2</u> 16,6

найменші витрати безпосередньо на рекультиваційні роботи, то ці роботи слід здійснювати за технологією, яка базується на використанні роторного комплексу передового уступу. Однак вказана технологія призводить до низької якості відновлених земельних ресурсів. З метою забезпечення цієї якості підприємство має вкладати в технологію і механізацію відновлення відпрацьованих земель значно більші кошти.

Раціональний спосіб (стосовно механізації і технології) відновлення відпрацьованих земель при поверненні їх землевласникам природно має передбачати досягнення найменших виробничих витрат на гірничотехнічну рекультивацію. Причому треба враховувати крім витрат, що безпосередньо пов'язані з самим процесом рекультивації, витрати на ремонт рекультивованих ділянок. Унаслідок виконання рекультиваційних робіт з відхиленням від проекту, що призводить до низької якості цих робіт, можуть бути скорочені виробничі витрати на саму рекультивацію, проте у подальшому може виникнути потреба витратити більші кошти на ремонтні роботи.

На підставі вищенаведеного можна сформулювати системний підхід до вибору рекультиваційного устаткування і технології відновлення земель, порушених

кар'єрами. Засоби, що вибрані, повинні: 1) створювати техногенні ґрунти, родючість яких забезпечує використання відновлених земель за напрямом, що встановив землевласник; 2) мінімізувати суму витрат на виконання рекультиваційних робіт, відведення непорушених земель і відшкодування втрат сільськогосподарського виробництва. Рішення стосовно комплексу устаткування, що прийняте, має формувати такий бонітет відновлених земель, при якому виконуватиметься умова:

$$B_3 = (B_{рек}(B_p) + B_{рем}(B_p) + B_{в.з}(B_p) + K_{вир}(B_p)) \rightarrow \min, \quad (4.14)$$

де  $B_3$  - собівартість гірничотехнічної рекультивації, грн./га;

$B_{рек}(B_p)$ ,  $B_{рем}(B_p)$ ,  $B_{в.з}(B_p)$ ,  $K_{вир}(B_p)$  - виробничі витрати, грн./га, відповідно на самі рекультиваційні роботи, ремонт відновлених земельних ділянок, відведення непорушених земель під відкриту розробку родовища та компенсація втрат сільськогосподарського виробництва як функції балу  $B_p$  бонітету рекультивованих земель.

Для досягнення цільової функції (4.14) технічні засоби й технологію відновлення порушених земель приймають, орієнтуючись на можливість забезпечення умов проведення гірничотехнічної рекультивації, передбачених системою цільових локальних функцій:

$$G_p = f(B_p) \rightarrow \max; \quad (4.15)$$

$$B_p = f(B_3) \rightarrow \max; \quad (4.16)$$

$$B_3 = f(T) \rightarrow \min; \quad (4.17)$$

$$B_p = f(T) \rightarrow \max; \quad (4.18)$$

$$K = f(B_3, B_p) \rightarrow \min, \quad (4.19)$$

де  $G_p$  – грошова оцінка рекультивованої земельної ділянки, грн./га;

$T$ ,  $B_p$  – відповідно прийнята до розгляду технологія рекультивації та бал бонітету техногенного ґрунту, що може бути створений комплексом устаткування з використанням цієї технології.

Окремі етапи рекультивації можна здійснювати з використанням різних технічних засобів, які мають різні конструктивні характеристики [93, 94]. Ці засоби визначають певний варіант гірничотехнічної рекультивації. Вирішення завдання, що може бути відбито цільовою функцією  $B_3 = f(T) \rightarrow \min$ , пов'язано з поступовим переглядом всіх можливих варіантів технології та встановленням найменших сумарних витрат на всі етапи рекультивації.



На цій підставі за критерієм найменших витрат згідно з цільовою функцією (4.14) вибрано устаткування і технологія рекультиваційних робіт стосовно умов марганцевих кар'єрів ОГЗК. Розглянуто чотири схеми гірничотехнічної рекультивації, що застосовують на сучасних кар'єрах при відкритій розробці горизонтальних родовищ (рис. 4. 1) [95, 96].

**Схема 1** (рис. 4.12,а). Чорноземний шар 10 потужністю 0,55 м знімають скрепером 6 і складують на покрівлі передового розкривного уступу буртами 11 висотою 8-10 м. Далі чорнозем підбирають роторним екскаватором 7 та переміщують конвеєром 8 на відвал, де складують за допомогою відвалоутворювача 9 на спланованій поверхні відвалу в окремі конуси (бурти) 11. З наступним просуванням відвалів (через 2-3 роки) конуси чорнозему вирівнюють екскаваторами-драглайнами 4 та бульдозерами 2. Потім бульдозери здійснюють чистове вирівнювання рекультивованої площі.

Шар потенційно-родючих суглинків потужністю 1,5 м також знімають роторним екскаватором 7 і транспортують конвеєром 8 на відвал, де складують відвалоутворювачем 9 в конуси, які потім вирівнюють драглайном 4 та бульдозером 2.

**Схема 2** (рис. 4.12,б). Чорнозем 10 знімають драглайнами 4. За допомогою кратної перевалки чорноземну масу складують в бурти 11 за фронтом робіт або в знижених місцях рельєфу з наступним відвантаженням в автосамоскиди 3, які перевозять її безпосередньо на поверхню відвала 13, де нанесено шар потенційно родючої породи. Верхню частину передового розкривного уступу, що складає ПРШ, відробляють роторним екскаватором 7, транспортують та складують на поверхні відвала 12 за схемою, яка прийнята за схемою 1.

**Схема 3** (рис. 4.12,в). Чорноземний ґрунт 10 знімають бульдозерами 2. Вони складують цей ґрунт в бурти 11. Звідси екскаватори 1 типа механічна лопата відвантажують чорнозем в автомобільний транспорт 3, який його переміщує на відстань до трьох кілометрів та складає на борту кар'єра. По мірі підготовки ділянки 12 до нанесення чорноземного шару (цю ділянку треба покрити шаром потенційно родючих порід та вона повинна знаходитися в стані відстою певний час) чорноземну масу зі складу 11 на борту кар'єра доставляють на підготовлену ділянку 13 за допомогою одноковшевих навантажувачів 5 та вирівнюють бульдозерами 2.

Шар потенційно родючих порід знімають та буртують на поверхні розкривного уступу також за допомогою бульдозерів 2 і відвантажують в автосамоскиди 3 також механічними лопатами 1. Автосамоскиди доставляють ПРШ безпосередньо на поверхню відвала, яка попередньо вирівняна драглайном 4 і бульдозером 2 на ділянці 12.

**Схема 4** (рис. 4.12,г). Чорнозем 10 і потенційно-родючі суглинки знімають скреперами 6, які й переміщують та складують ці породи на поверхні відвала. Поверхню чорнозему і ПРШ вирівнюють бульдозерами 2, а відвальні гребені зрізають драглайнами 4. На відвалі спочатку створюють поверхню 12, де наносять ПРШ, а потім на цей шар після певного часу відстою наносять шар чорноземного ґрунту. На розкривному уступі фронт робіт зі зняття чорнозему має випереджати фронт робіт зі зняття потенційно родючих порід, а на відвалі - навпаки фронт робіт з нанесення ПРШ має бути попереду фронту робіт з формування чорноземного шару.

Організація робіт при виконанні гірничотехнічної рекультивації залежить від варіанту її здійснення. Проте за кожною схемою необхідно передбачати наступне.

1. На відвалі спочатку утворюють рівну площадку, на ній розташовують потенційно-родючі породи, вирівнюють їх та залишають сформований ПРШ для відстоювання протягом 3...5 років.

2. В період відстоювання за необхідністю потенційно-родючий шар ремонтують, вирівнюють, виправляють у відповідності до проектних параметрів рекультивації.

3. На поверхню ПРШ після його відстою наносять чорноземний ґрунт.

4. Цикл гірничотехнічної рекультивації визначається переліком робіт, які треба виконати для відновлення порушених земель в масштабі однієї рекультивованої ділянки.

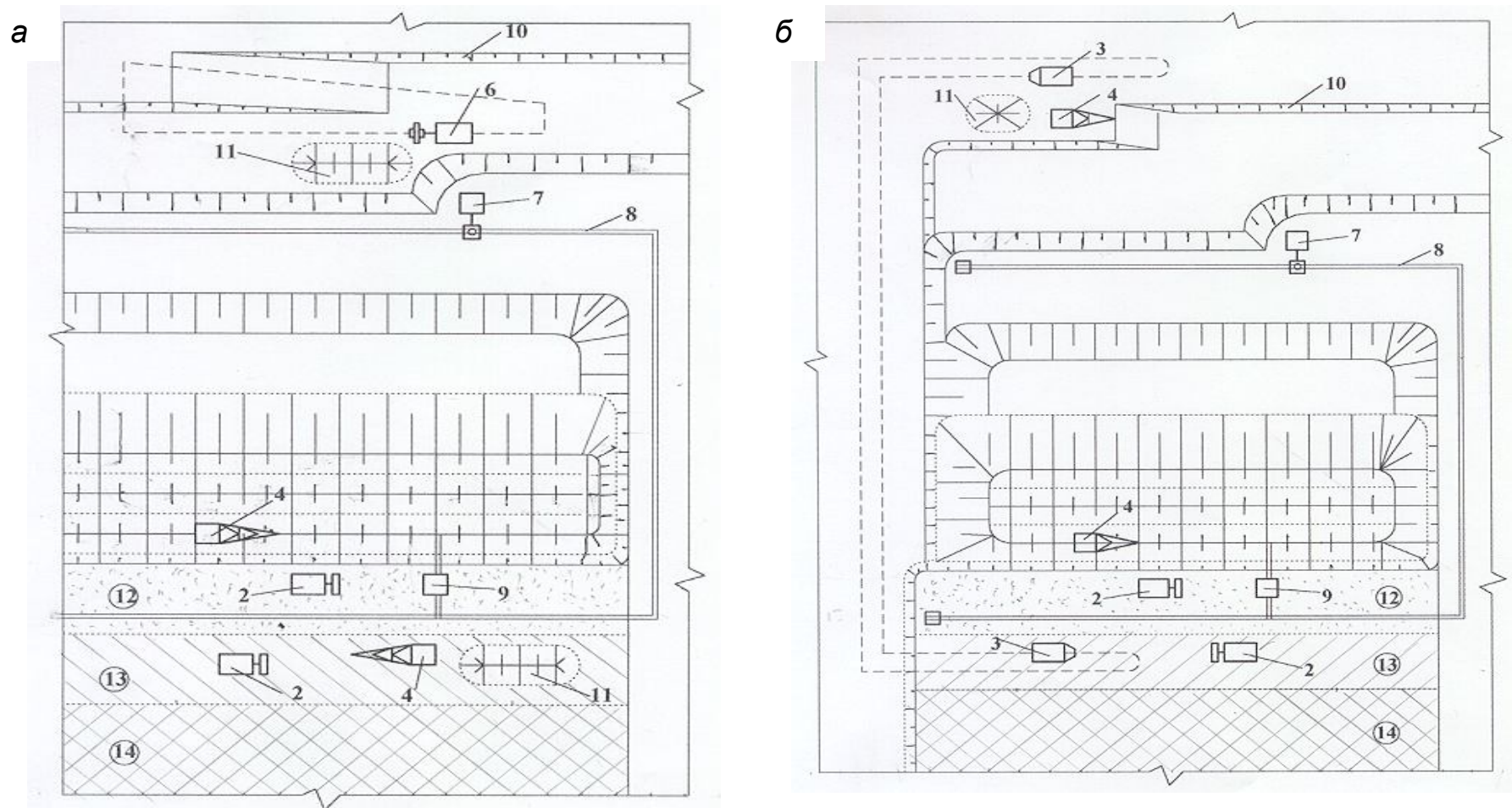
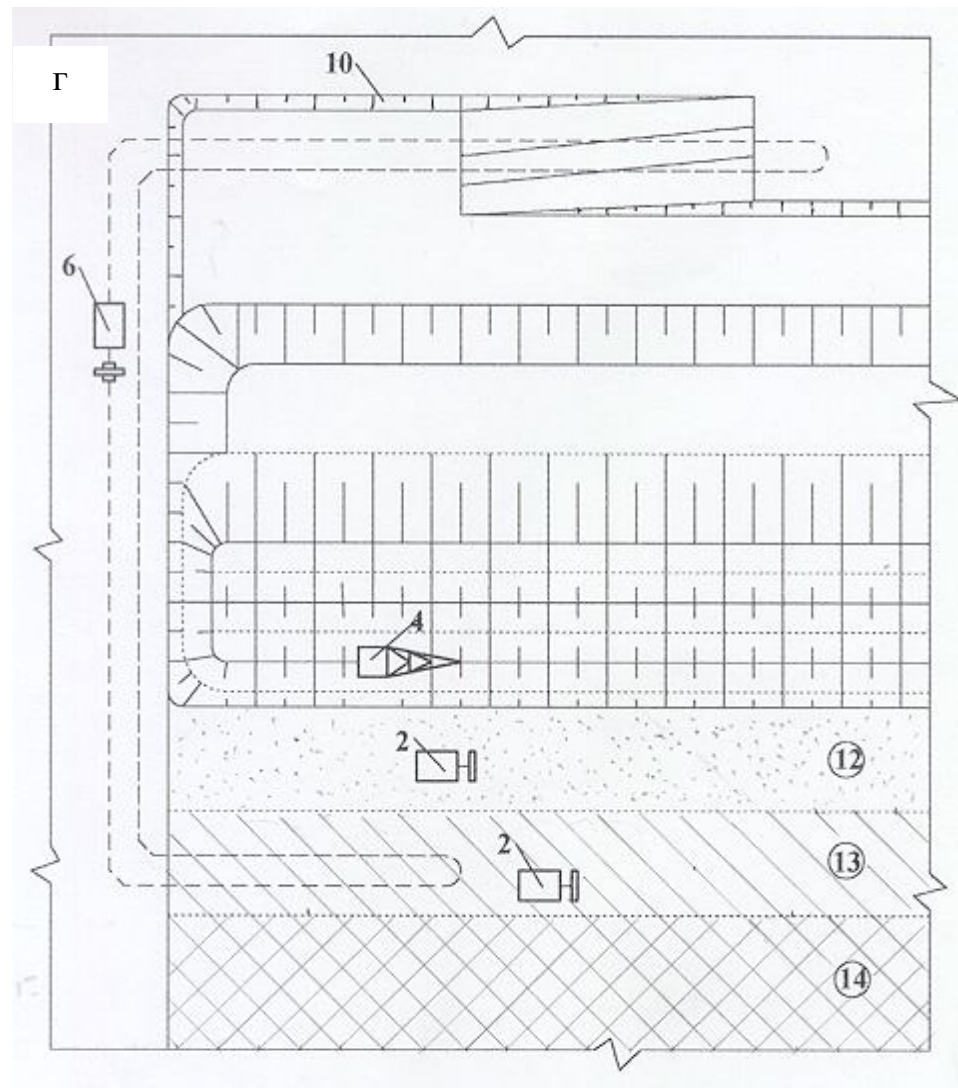
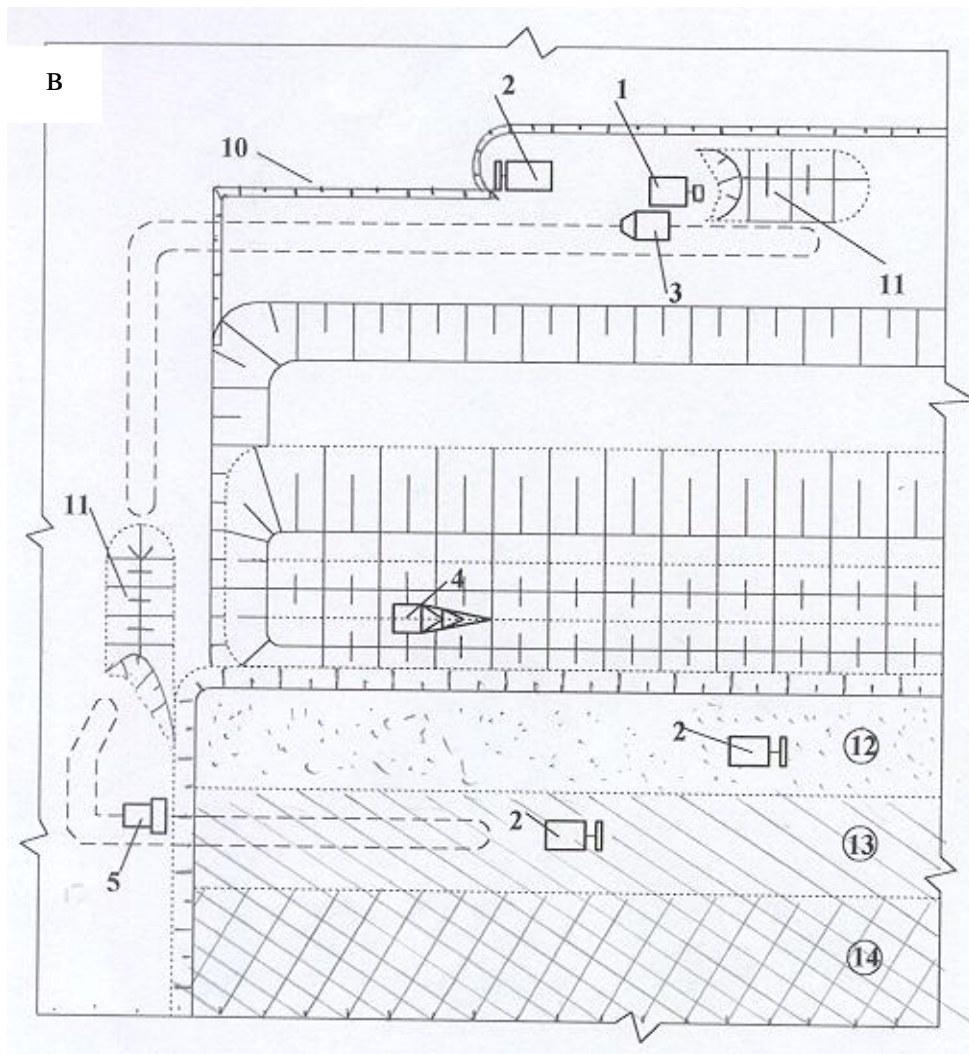


Рисунок 4.12 – Технологічні схеми гірничотехнічної рекультивації:

1 - екскаватор - механічна лопата; 2 - бульдозер; 3 - автосамоскид; 4 - драглайн; 5 - одноківшовий навантажувач; 6 - скрепер; 7 - роторний екскаватор; 8 - стрічковий конвеєр; 9 – консольний відвалоутворювач; 10 - уступ чорнозему; 11 - склад (бурт) чорнозему; 12 - ділянка вирівнювання потенційно - родючих порід; 13 - ділянка вирівнювання чорноземного ґрунту; 14 - рекультивована ділянка;

а, б, в, г – технологічні схеми відповідно до комплексів рекультиваційного устаткування



Додаток до рисунку 4.12

Порядок виконання цього переліку робіт слід представляти у вигляді сітьового графіка (рис. 4.13). Фіктивні зв'язки показують, що ущільнення від валь-

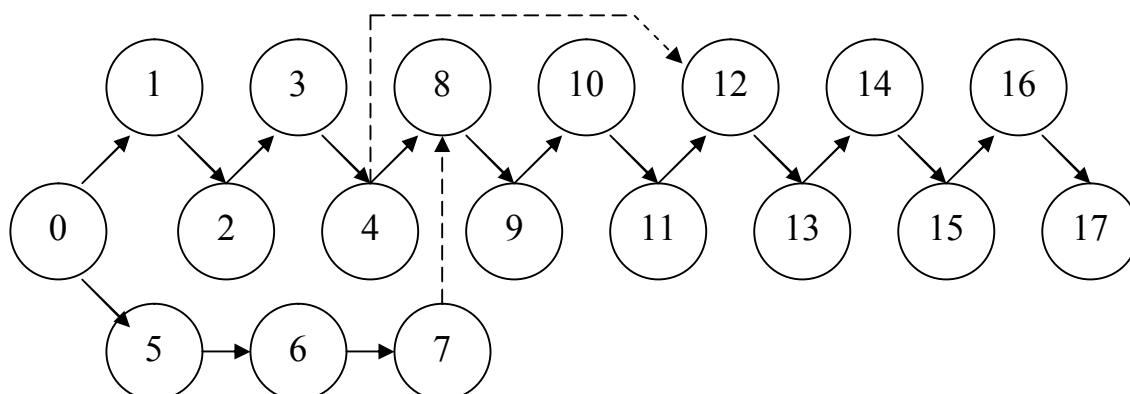


Рис. 4.13. Сітьовий графік рекультивації земельної ділянки, порушеної марганцевим кар'єром

ної поверхні має бути закінчено до початку відвантаження ПРШ, а складування чорнозему на борті кар'єру має забезпечувати відвантаження його необхідного обсягу. Використання різного устаткування для забезпечення перелічених схем за окремими етапами рекультиваційних робіт надає можливість скласти раціональні комплекси засобів механізації цих робіт. Так, найбільші питомі витрати на зняття чорноземного шару та ПРШ (на  $1 \text{ м}^3$ ) виникають при застосуванні екскаваторів – механічних лопат у комплексі з бульдозером ( $1,0 \text{ грн./м}^3$ ), а найменші - при застосуванні скреперів ( $0,4 \text{ грн./м}^3$ ). Однак, скрепери викликають найбільші витрати на переміщення знятих порід ( $2,0 \text{ грн./м}^3$ ).

Цей етап рекультивації доцільно виконувати стрічковими конвеєрами у комплексі з роторним екскаватором, що забезпечує найменші витрати за цим етапом -  $1,4 \text{ грн./м}^3$ . Найбільш ефективним для проміжного складування чорноземної маси та ПРШ (етап 3) є консольний відвалоутворювач. Для зрізання відвальних гребенів (етап 4) слід застосовувати драглайни. Бурти чорнозему і суглинку на поверхні відвала з невеликими витратами ( $0,4 \text{ грн./м}^3$ ) варто вирівнювати бульдозерами, що добре підтверджується існуючою практикою.

Проаналізовані схеми гірничотехнічної рекультивації за критеріями (3.28)-(3.30). Загальний бал бонітету техногенних ґрунтів потужністю 55 см, створених за

тим чи іншим варіантом рекультивациі, виходить з балу бонітету непорушених природних ґрунтів, який дорівнює 89 (при вмісті гумусу 3,5%).

Обґрунтування грошової оцінки та компенсаційних витрат у залежності від балу бонітету за критеріями (4.15) і (4.16). Аналіз дозволяє встановити наступне. Широко розповсюджена технологія відновлення земель, порушених марганцевими кар'єрами, з використанням роторних комплексів (варіант 1) спричиняє значне зниження родючості земель (цільова функція  $B_p = f(T) \rightarrow \max$  не виконується), що насамперед пов'язане з незадовільною технологією зачистки контакту та формування підстилаючого шару бал (бонітету – 74), хоча уможливорює значно скоротити витрати на рекультивацийні роботи (функція  $B_s = f(T) \rightarrow \min$  виконується у значній мірі). Це скорочення витрат не компенсуватиме збільшення витрат гірничо-збагачувального комбінату на відведення земель під розробку родовища (ціль  $G_p = f(B)_p \rightarrow \max$  не буде досягнута), а також компенсацію втрат урожаю сільськогосподарських культур (не досягатиметься ціль  $K = f(B_s, B_p) \rightarrow \min$ ). Схема 2 гірничотехнічної рекультивациі дозволяє знизити втрати чорнозему за рахунок зняття його шару з поверхні розкривного уступу драглайном та засмічення техногенного шару в процесі його планировки бульдозерами. Завдяки цим технологічним рішенням рекультивовані землі можуть досягати рівня бонітету у 78 балів (табл. 3.6). Потенційно родючі породи доставляють на відвал стрічковими конвеєрами, що забезпечує найменші витрати на формування ПРШ, а в цілому виконання цільової функції  $B_s = f(T) \rightarrow \min$ . З цією схемою рекультивациі може успішно конкурувати схема 4, яка серед схем рекультивациі, що розглядаються, має найвищий бал бонітету (82) та достатньо невеликі витрати на рекультивацийні роботи (72 тис. грн./га).

На підставі вищенаведених результатів досліджень щодо вибору раціональної технології і механізації рекультивацийних робіт проектно-конструкторським відділом Орджонікідзевського ГЗК за участю автора розроблена технологічна схема рекультивациі відпрацьованих земель, що наведена на рис. 4.14 і 4.15. Схема побудована згідно з раціональною схемою 2 гірничотехнічної рекультивациі, яка представлена на рис. 4.12,б.



В розробленій схемі фронт відвальних робіт розташований по діагоналі до торцевих бортів кар'єру, що дозволяє збільшити довжину фронту, продуктивність консольного відвалоутворювача, поліпшити розташування розкривних порід на відвалі, а головне, утворити сприятливі умови для гірничотехнічної рекультивації. Крокуючий екскаватор-драглайн має менший обсяг робіт із зрізання відвальних гребенів і чорнового вирівнювання поверхні відвала, утворюється значних розмірів площа, де можна складувати знятий на передовому уступі чорнозем, виконувати чистове вирівнювання відвальної поверхні й складувати на ній чорноземний шар. Шляхом поступового повороту відвального конвеєру може бути в найбільшому ступені підготовлена поверхня відвала до виконання повного циклу рекультиваційних робіт.

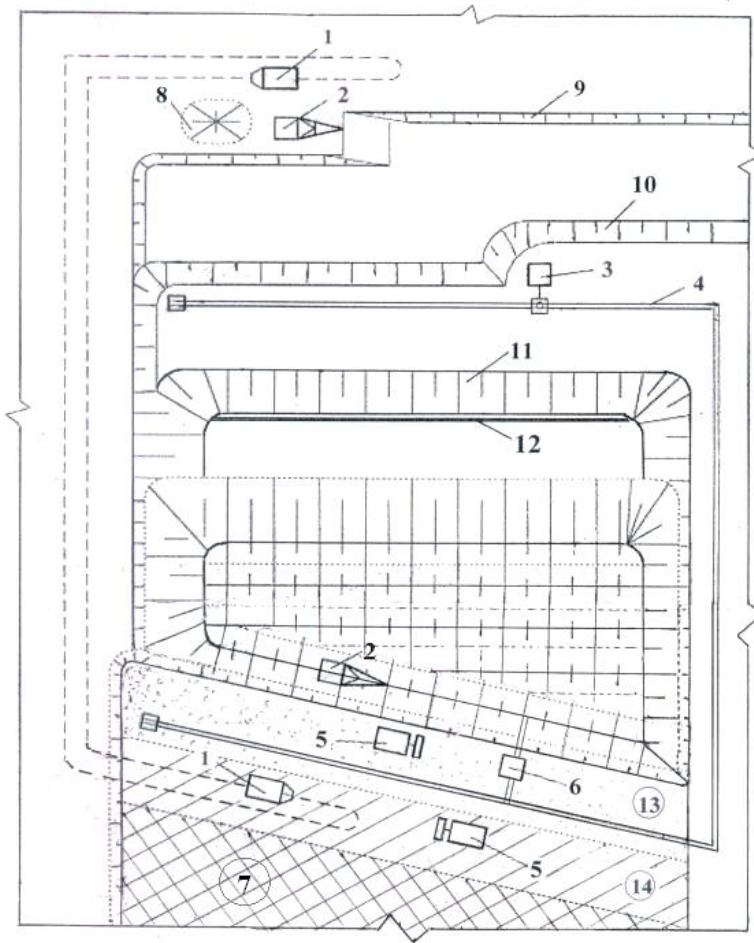


Рисунок 4.15 – Рекомендована схема гірничотехнічної рекультивації:

1 – автосамоскид; 2 – драглайн; 3 – роторний екскаватор; 4 – стрічковий конвеєр; 5 – бульдозер; 6 – консольний відвалоутворювач; 7 – рекультивована ділянка; 8,9 – уступ і склад (бурт) чорнозему; 10, 11 – верхній та надрудні уступи розкриву; 12 – рудний пласт; порід; 13, 14 – ділянки вирівнювання потенційно-родючих порід та чорноземного ґрунту



## ВИСНОВКИ

1. Виконано аналіз традиційної методології обґрунтування кондицій мінеральної сировини та виявлені її основні недоліки:

- запропоновані методики орієнтовані на власника-користувача мінеральних ресурсів - держави, тому вони передбачали пріоритет так званих народногосподарських пріоритетів над госпрозрахунковими;

- директивно встановлювалася (постійно орієнтована на досягнення максимального рівня) виробнича потужність підприємства, а в розрахунках використовувалися директивно встановлювані оптові ціни, що замикають витрати;

- при обґрунтуванні мінімального промислового вмісту в блоці застосовувалася критерій нульової рентабельності, і в економічних розрахунках не враховувалася фактор часу;

- промислова оцінка родовища здійснювалася в межах усього тривалого терміну відпрацювання запасів родовища (термін міг досягати 30 років), що впливало на точність економічних результатів розрахунків, а самі встановлені кондиції розглядалися, як постійний параметр.

- на стадіях обґрунтування розвідницьких і проектних кондицій широко застосовувалися економічні показники-аналоги, розрахунки носили укрупнений характер, що також вносило погрішність у результати оцінки;

- у цілому методики не містили послідовно структурованих технологічних і економічних задач із їхньою однозначною інтерпретацією.

2. Визначені техніко-економічні умови зміни кондицій на руду, та обґрунтовані основні положення розрахунку економічної ефективності зміни бортового вмісту заліза в руді.

3. Встановлені та досліджені залежності зміни прибутку гірничозбагачувального комбінату при зменшенні і збільшенні бортового вмісту заліза в руді.

4. Встановлені та досліджені залежності технологічних параметрів відкритої розробки від бортового вмісту заліза в руді:

- коефіцієнта розкривних порід;
- ширини робочої площадки уступа;
- швидкості переміщення фронту гірничих робіт та швидкості поглиблення гірничих робіт.

5. Розроблені методи, які дозволяють визначати економічні та технологічні показники роботи кар'єру в залежності від бортового вмісту заліза в руді:

- метод побудови та використання графоаналітичної моделі визначення техніко-економічних показників відкритих гірничих робіт;
- метод врахування динаміки внутрішніх та зовнішніх чинників впливу при підрахунку можливої зміни прибутку при зміні бортового вмісту заліза в руді;
- метод розрахунку можливої зміни прибутку після зміни бортового вмісту заліза в руді.

6. Розроблено та апробовано методику, яка дозволяє обґрунтовувати раціональні значення бортового вмісту заліза в руді з урахуванням динаміки внутрішніх та зовнішніх чинників впливу за заданими вихідними даними.

7. Доведено, що розробка екологічно і соціально-економічно прийнятних техногенних ландшафтів на стадії проектування кар'єру є більш ефективною від теперішнього підходу, при якому спрямованість рекультиваційних робіт визначається виходячи з аналізу стану порушених земель на момент доопрацювання родовища, що не дозволяє створити оптимальний техногенний рельєф території ГПР, оскільки його формування вже в основному завершилося.

8. При створенні соціально-екологічно прийнятних ландшафтів необхідно дотримуватись наступних вимог: 1) видобуток корисних копалин повинен бути найменш землеємним; 2) розрив в часі між порушенням і відновленням земель повинен бути мінімальним; 3) формування виробленого простору і відвалів повинні відповідати вимогам рекультивації згідно прийнятому напряму подальшого використання порушених земель.

9. Обґрунтуванні показники оцінки ступеня зміни техногенного рельєфу на територіях гірничого і земельного відводів з урахуванням зміни як по глибині (по вертикалі), так і за площею (по горизонталі), що забезпечує ідентифікацію існую-

чих типів ТЛТ (в т.ч. і природного), а також потенційно можливих при цілеспрямованому їх формуванні.

10. Встановлена залежність збільшення та пониження поверхні внутрішнього відвала (відносно дотехногенного рівня поверхні кар'єрного поля) від потужності розкриття і корисної копалини для рівнинного, висотного і котловинного типів ТЛТа, що дозволяє використовувати єдиний методологічний підхід при визначенні умов їх формування.

11. Розроблена методика вибору раціонального (екологічно і соціально-економічно прийняттого) техногенного ландшафту на території гірничого і земельного відводів, що враховує вже встановлені залежності, а також результати раніше виконаних в НГУ досліджень з даної проблеми.

12. При розробці положозалягаючого родовища, площа поверх залишкових гірничих виробок змінюється в залежності від геометричних розмірів виробленого простору кар'єру, змінюється на 45...103 га у порівнянні з площею виробок, що погашаються за прямокутного з'єднання виїзної траншеї та виробленого простору. Повернути сільському господарству землі, що зайняті залишковими виробками кар'єру за найменших витрат на гірничотехнічну рекультивацію порушених земель є можливим шляхом зміни порядку відпрацювання кар'єрних полів. Використання земельних ресурсів гірничодобувним підприємством у якості просторового базису освоєння родовища на сучасному етапі ринкових перетворень повинне ґрунтуватись на розробці власної системи земельного менеджменту, здатної долати можливі конфлікти при відчуженні земель і привести задачі відновлення відпрацьованих угідь у відповідність до необхідності підвищення ефективності ресурсозберігаючих технологій. Відновлення земельних ресурсів повинне мати цілеспрямований характер відносно можливості забезпечення їх максимальної ринкової вартості за умови найбільшої відповідності сформованих споживацьких властивостей техногенних ґрунтів запитам майбутніх землекористувачів.

13. Аналітичні вирази прогнозування обсягів природоохоронних заходів при доопрацюванні горизонтального родовища, причому заходи передбачають повне або часткове відновлення використаних земель, або облаштування відпрацьова-

них земель, що не відновлюють. Обсяг чорноземної маси, знятої з поверхні кар'єрного поля, забезпечує рекультивацію відвалів розкривних порід (надлишок чорнозему 25...30%). Втрати земель для сільськогосподарського виробництва в залежності від розмірів кар'єрних полів знаходяться на рівні 280...460 га, що дорівнює 53...26% загальної площі земельного відводу. Ці втрати, спричинені формуванням залишкового відпрацьованого простору кар'єру, а також терасуванням і закріпленням укосів відвала, мають бути спрямовані на лісогосподарську (водогосподарську) рекультивацію, створення рекреаційних зон, заповідників та ін., що відповідатиме прийнятому в регіоні ландшафту.

14. Режим рекультивації варто оцінювати за графіком, на якому відбиті показники родючості ґрунтів на використаних і відновлених земельних ділянках, що контролює землевласник (потужність шару чорнозему і порід, що його підстиляють, вміст гумусу, фізичної глини тощо), по періодах просування фронту розкривних робіт. Складено типовий графік режиму рекультиваційних робіт при відпрацьовуванні горизонтального родовища, наведено аналітичні формули розрахунку вихідних даних цього графіку з урахуванням втрат і засмічення чорноземного ґрунту при його знятті, транспортуванні та збереженні. Виходячи з графіку визначають календарний план відновлення земель, який погоджують з планом гірничих робіт кар'єру в цілому.

15. На відпрацьованих ділянках кар'єрного поля можливо утворення техногенного шару з постійним за величиною вмістом гумусу, зміна якого забезпечується при послідовному змішуванні чорноземної маси, знятої з площі двох, трьох, ... розкривних заходок, доки не буде досягнутий необхідна (проектна) величина вмісту гумусу.

16. Застосування крокуючих екскаваторів, а також механічних лопат призводить до значних втрат чорноземної маси та її засміченню. Скрепер не може чітко пристосуватися до мінливого контакту шару чорнозему з підстиляючою породою, що спричиняє втрату ґрунту і його засмічення. Зняття чорноземного шару бульдозерами та однокішшевіми колісними навантажувачами сприяє істотному поліпшенню зазначених показників.

17. Вибір устаткування і технології рекультиваційних робіт треба здійснювати виходячи з їх якості, що забезпечує структуру (родючість) техногенних ґрунтів, при якій досягається найменша сума витрат (грн./га) на самі рекультиваційні роботи, ремонт відновлених земельних ділянок, відведення непорушених земель під розробку родовища та компенсацію втрат сільськогосподарського виробництва. Технологія рекультивації з роздільним переміщенням чорноземної маси (автосамоскидами) і суглинку (конвеєрами) на поверхню відвала забезпечує найменші витрати на 1 га ділянки, що рекультивують (64 тис. грн.), втрати чорнозему за рахунок зняття його шару драглайном та засмічення техногенного ґрунту в процесі його вирівнювання бульдозерами (досягається рівень бонітету у 78 балів).

18. Технологічна схема рекультивації відпрацьованих земель, де розкривні породи на відвалі відсипають діагональними заходками до торцевих бортів кар'єру, дозволяє збільшити довжину фронту відвальних робіт і продуктивність консольного відвалоутворювача, поліпшити розташування розкривних порід на відвалі, зменшити обсяг робіт із зрізання відвальних гребенів і чорнового вирівнювання поверхні відвала й, таким чином, утворити сприятливі умови для гірничотехнічної рекультивації.

19. При відкритій розробці родовищ корисних копалини зберігати земельні ресурси за площею і якістю слід не лише шляхом рекультивації порушених ділянок земної поверхні, але і шляхом запобігання їх порушенню, приймаючи технічні і технологічні засоби гірських робіт, виходячи з критеріїв землесбереження. Це досягається шляхом прийняття вказаних засобів для кожного етапу експлуатації родовища з врахуванням її подальших етапів.

## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. – М.: Недра, 1980. – 336 с.
2. Соболевский Т.Ф. Экономическая оценка рудных месторождений. – М.: Недра, 1976. – 143 с.
3. Погребницкий Е.О., Терновой В.И. Геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых. – Л.: Недра, 1974. – 304 с.
4. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых: Учебник для ВУЗов / М.Г. Новожилов, В.С. Хохряков, Г.Д. Пчелкин, В.С. Эскин. – М.: Недра, 1971. – Том 2. – 552 с.
5. Горштейн К.М. Экономическое обоснование проектов железорудных предприятий. – М.: Недра, 1978. – 139 с.
6. Астахов А.С. Экономическая оценка запасов полезных ископаемых. – М.: Недра, 1981. – 287 с.
7. Кац А.Я., Кочетков Б.В., Регентов С.Н. Методические положения по экономической оценке месторождений полезных ископаемых. – М.: Изд-во ВИЭМС, 1990. – 96 с.
8. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В. Проектирование карьеров: Учебник для ВУЗов. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. – Т.2. – 535 с.
9. Арский Ю.М. Экономическая оценка минеральных ресурсов. – Л.: Изд-во ЛГИ, 1984. – 45с.
10. Інструкція про зміст, оформлення і порядок подання на розгляд Державної комісії України по запасах корисних копалин матеріалів геолого-економічних оцінок родовищ металічних і неметалічних корисних копалин / Затверджено наказом Державної комісії України по запасах корисних копалин № 35 від 04.09.95 р.
11. Положення про стадії геологорозвідувальних робіт на тверді корисні копалини // Затверджено наказом Геолком України № 19 від 15.02.2000 р.
12. Інструкція із застосування Класифікації запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр до родовищ уранових руд. / Затверджено наказом ДКЗ України від 14 грудня 1998 р. N 100.
13. Каганович С.Я. Экономика минерального сырья. – М.: Недра, 1985. –

168 с.

14. Гомбосурен Я. Главные параметры кондиций при групповом освоении месторождений полезных ископаемых // Горный журнал. – 1995. - №10. –С. 6-8.

15. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ: Учебник для ВУЗов. – М.: Недра, 1980. – 631 с.

16. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых / Е.О. Погребницкий, С.В. Парадеев, Г.С. Поротов и др. – М.: Недра, 1977. – 405 с.

17. Методические рекомендации по геолого-экономической оценке и обоснованию кондиций для подсчета запасов рудных месторождений / А.Я. Кац, В.А. Медведев, С.Н. Регентов и др. – М.: Изд-во ВИЭМС, 1981. – 96 с.

18. Инструкция о содержании, оформлении и порядке предоставления в ГКЗ СССР технико-экономических обоснований кондиций на минеральное сырье. – М.: Изд-во ГКЗ СССР, 1984. – 34 с.

19. Кац А.Я., Денисов М.Н., Регентов С.Н. Геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых (методические рекомендации). – М.: Изд-во ВИЭМС, 1986. – 226 с.

20. Загиров Н.Х., Ковалев В.К. Расчет кондиций на рудоминеральное сырье. – Красноярск: Изд-во КИЦМ, 1989. – 67 с.

21. Временная типовая методика экономической оценки месторождений полезных ископаемых. – М.: Изд-во ГОСКОМЦЕН СССР, 1980. – 30 с.

22. Методические положения по экономической оценке месторождений полезных ископаемых цветной металлургии. – М.: Изд-во ЦНИИЦВЕТМЕТ, 1989. – 30 с.

23. Хрущов Н.А. Методы оценки месторождений твердых полезных ископаемых и определения эффективности геологоразведочных работ в странах-членах СЭВ. – М.: Изд-во ВИЭМС, 1973. – 47 с.

24. Стефанович В.В. Экспрессная оценка технико-экономических показателей освоения месторождений // Горный журнал. – 1994. - №10. – С. 12-15.

25. Методические указания по технико-экономическому обоснованию постоянных кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых

емых. – М.: Изд-во ГКЗ СССР, 1986. – 36 с.

26. Салманов О.Н. Определение оптимального бортового содержания при оценке рудных месторождений в рыночных условиях // Горный журнал. – 1993. - №4. - С. 10-13.

27. Салманов О.Н. Экономическое обоснование кондиций для подсчета запасов рудных месторождений // Известия ВУЗов. Горный журнал. – 1992. - №12. – С. 51-55.

28. Салманов О.Н. Установление кондиций при переменных сроках отработки рудных месторождений // Изв. ВУЗов. Горный журнал. – 1993. - №8. – С. 21-26.

29. Овсейчук В.А., Вахрушев В.А. Методика формирования сырьевой базы уранодобывающего предприятия в условиях рыночной экономики // Горный журнал. – 1998. – №1. – С. 12-14.

30. Міщенко В.С., Снісар В.П. Вартісна оцінка родовищ та поняття гірничого капіталу як продукції геологорозвідувальної галузі // Мінеральні ресурси України. – 1998. - №3. – С. 30-32.

31. Обоснование кондиций для подсчета запасов железистых кварцитов КМА на примере Михайловского месторождения // С.Э. Мининг, С.И. Кретов, П.З. Завьялов, А.А. Кузовлев, С.С. Мининг / Горный журнал. – 2001. – №8. – С. 6-9.

32. Курнаев А.Д. Оценка эффективности инвестиционных проектов в алмазодобывающей промышленности в период становления рыночной экономики // Горный журнал. – 1994. - №9. – С. 19 – 22.

33. Гергет О.Д. Оперативная технико-экономическая оценка месторождения // Горный журнал. – 2001. – №1. – С. 24-27.

34. Липсиц И.В., Коссов В.В. Инвестиционный проект: методы подготовки и анализа. - М.: БЭК, 1998. - 804 с.

35. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов и их отбору для финансирования. - М.: Изд-во Госстроя, 1994.–80с.

36. Волков И.М., Грачева М.В. Проектный анализ: Учебник для ВУЗов. – М.: Банки и биржи, ЮНИТИ, 1998. – 423 с.



37. 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.
38. Богачев А.Ф. Управление запасами горной массы и надежность работы карьера. – М.: Недра, 1979. – 200 с.
39. Зверевич В.В., Перов В.А. Основы обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 1971. – 216 с.
40. Арсентьев А.И. Законы формирования рабочей зоны карьера. – Ленинград, 1986. - 54 с.
41. А.Н. Морев. Возможности повышения и жизнеспособности горных предприятий за счет маневрирования качеством добываемого сырья // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2001. - №5. – С. 192 - 196
42. Горлов В.Д. Рекультивация земель на карьерах. - М.: Недра, 1981. - 260 с.
43. Наукове обґрунтування та дослідження стратегічних напрямків підвищення ефективності відкритої розробки родовищ України. Отчет о НИР (заключительный)/НГУ; Руководитель Гуменик И.Л. - №ГР 0106U001378. - Днепропетровск, 2007. – 173 с.
44. Хохряков А.В. Теория зон влияния как научная основа решения комплексных горно-экологических задач// Известия вузов Горный журнал. – 1991. - № 2(91). – С. 26-31.
45. 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.
46. Техника и технология рекультивации на открытых разработках / Полищук А. К., Михайлов А. М., Заудальский И. И. и др. М.: Недра, 1977.
47. Певзнер М.Е. Горная экология – новое направление в горной науке// Проблемы охраны недр, геомеханики и геотехнологии в горнохимической промышленности. - М., 1977.- Вып. 41.- С. 20-23.

48. Теоретическое обоснование создания устойчивой экосистемы в горно-промышленных регионах при консервации и закрытии карьеров. Отчет о НИР (заключительный)/НГУ; Руководитель Гуменик И.Л. - №ГР 0103U001276. - Днепропетровск, 2005. – 153 с.

49. Кононенко Ю.В. Влияние геоморфологических процессов на техногенный рельеф// Горный информационно-аналитический бюллетень. - М. 2000. - № 9. – С. 95-97.

50. Томаков П.И. Экология и охрана природы при открытых горных работах. Вопросы теории открытых горных работ // Сборник научных трудов. Вопросы теории открытых горных работ. - М., Издательство МГУ, 1994.- с. 51-61.

51. Коваленко В.С. Технологические аспекты экологизации открытых горных работ при освоении перспективных угольных месторождений Кузбасса // Сборник научных трудов. Вопросы теории открытых горных работ. - М.: Издательство МГУ, 1994.- с.106-121.

52. Томаков П.И., Коваленко В.С, Рациональное землепользование при открытых горных работах. - М.: Недра, 1984. – 213 с.

53. Теоретическое обоснование создания устойчивой экосистемы в горно-промышленных регионах при консервации и закрытии карьеров. Этап I «Обоснование и разработка научной концепции и информационного обеспечения основ создания устойчивой экосистемы в горнопромышленных регионах при консервации и ликвидации карьеров». Отчет о НИР (промежуточный)/НГУ; Руководитель Гуменик И.Л. - №ГР 0103U001276. - Днепропетровск, 2003. – 89 с.

54. Розвиток наукових засад раціонального надрокористування та створення екологічно прийнятних ландшафтів при розробці родовищ. Етап II «Теоретичне обґрунтування і створення методологій вибору екологоорієнтованих технологій формування техногенних ландшафтів і їх відтворення при розробці пологоспадних родовищ, та управління кондиціями на мінеральну сировину при відкритій розробці крутоспадних родовищ». Звіт по НДР (проміжний)/НГУ; Керівник Гуменик І.Л. - №ДР 0108U000554. - Днепропетровск, 2009. – 198 с.

55. Горлачук В.В. Розвиток землекористування в Україні.- Київ: Вид-во “До-

віра”, 1999.- 254 с.

56. Domschke, Wolfgang: Grundlagen der Betriebswirtschaftslehre: Eine Einführung aus entscheidungsorientierter Sicht / verb. Aufl.–Berlin: Springer, 2003.

57. Весел Н.Н., Мормуль Т.Н. Усовершенствование технологии открытых горных работ в режиме землесбережения:/ Под ред. В.И. Прокопенко. – Днепропетровск: Наука і освіта, 2008. – 268 с.

58.Фененко В.І. Методика прогнозування втрат земельних ресурсів при відкритій розробці марганцевих родовищ / Екологія і природокористування. –2004.- Вип.7.- С. 111-116.

59. Барсуков М.И., Барсуков И.М. Охрана земель при открытой разработке месторождений. – К.: Техніка, 1987. – 150 с.

60. Чайкина Г.М., Обьедкова В.А. Использование и рекультивация земель на горнорудных предприятиях черной металлургии Урала // Горн. информ.- аналит. бюллетень. – 2001. - №1. - С.176-184.

61. Оптимизация агроландшафтов рекультивированных земель / Забалуев В.А., Тариха А.Т., Фененко В.И., Кулинич В.В., Постоловский В.В. // Матер. второй Межд. науч.-техн.конф. "Проблемы природопользования, устойчивого развития и техногенной безопасности регионов". - Днепропетровск: Изд-во. - 2003.- С. 127-129.

62. Чабан І.П., Забалуєв В.О., Фененко В.І., Кулініч В.В. Оптимізація агроландшафтів та раціональне землекористування в Дніпропетровській області // Вісник Дніпропетровського держ. аграр. ун-ту. - 2003.-№2.-С.7-12.

63. Основные направления развития Никопольмарганцевого бассейна с учетом социально-экономических интересов Украины / раздел "Сельскохозяйственное производство" / Отчет о НИР /ДФИЗ; Руководитель А.И.Новикова. – Днепропетровск, 1992. -20с.

64. Фененко В.І., Кириченко О.О. Методичні засади управління режимом гірничотехнічної рекультивації при розробці горизонтальних покладів / Наук. вісник НГУ.- 2005.

65. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Учеб. для вузов. Часть 2. Техно-

логия и комплексная механизация. – М.: Недра, 1985. – 549 с.

66. Научно-техническая документация по почвенно-агрохимическому обследованию земель рекультивированных участков карьеров Орджоникидзевского ГОКа Никопольского района Днепропетровской области. - Днепропетровск: Институт землеустройства Укр. акад. аграрн. наук, Днепрпетр. филиал, 2003.-120с.

67. Кириченко О.О. Шляхи зниження збитковості відтворення земельних ресурсів, використаних марганцевими кар'єрами: Дис....канд. екон. наук: 08.08.01.- Дніпропетровськ: 2003.- 167 с.

68. Шапар А.Г., Беляков В.М. Повышение полноты выемки полезных ископаемых на карьерах. – Киев: Наук. думка, 1991. – 136 с.

69. Горлов Г.Д., Петров Н.А. Создание высокопродуктивных сельскохозяйственных угодий при рекультивации нарушенных земель // Горный журнал.- 1995.- №10.- С. 39-41.

70. Порядок грошової оцінки земель сільськогосподарського призначення та населених пунктів: Затверджено наказом Держкомзему України, Держкоммістобудування України, Мінсільгосппроду України та Української академії аграрних наук від 27 листопада 1995 року №76/230/325/150.

71. Крупейников И.А., Холмецкий А.М. Некоторые проблемы рекультивации земель создание новых культурных ландшафтов/. – М.: Знание, 1979. – 48 с. /Новое в жизни, науке, технике. Серия «Наука о земле» - №7.

72. 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)/НГУ; руководитель Гуменик И.Л. - №ГР 0100U001799 – Днепропетровск, 2002. – 218 с.

73. Горлачук В.В., В'юн В.Г., Сохнич А.Я. Управління земельними ресурсами. Навч. посіб.- Миколаїв: Вид-во МДГУ ім. П. Могили, 2002.- 314 с.

74. Управління землями з особливим режимом використання в контексті стратегії збалансованого розвитку природокористування / За заг. ред. В.В. Горлачука. – Миколаїв: Вид-во ПП “Шамрай”, 2003. – 148 с.

75. Рыжов П.А. Математическая статистика в горном деле. - М.: Высш. шк., 1973. - 287 с.
76. Фененко В.И. Использование почвенных ресурсов Днепропетровской области // Матер. междунар. науч. конф. «Земельні ресурси України: рекультивация, раціональне використання та охорона»- Днепропетровск: Днепропетр. гос. аграр. ун-тет.- 1996.- С.51.
77. Бекаревич Н.Е. Некоторые результаты исследований по сельскохозяйственной рекультивации за период с 1962 по 1982 годы в черноземной зоне УССР // Эколог. пробл. аграрн. производства. – Днепропетровск, 1992. - С.29.
78. Бекаревич Н.Е., Масюк Н.Т., Сидорович Л.П. К вопросу о плодородии почв и пород // В кн. Освоение нарушенных земель. - М.: Наука, 1987. - С.56-70.
79. Лесников С.В., Никифоров М.Н. Опыт повторного промышленного использования земель на Орджоникидзевском ГОКе // Горный журнал. – 1981. - №2. – С. 28-29.
80. Фененко В.І., Кулініч В.В. Оптимізація землекористування в Дніпропетровській області // Матеріали міжнар. наук.практ. конф. "Оптимізація агроландшафтів: раціональне використання, рекультивация охорона".– Дніпро-петровськ: Изд-во.- 2003.- Вип. - С. 17-19.
81. Фененко В.І. Методика прогнозування втрат земельних ресурсів при відкритій розробці марганцевих родовищ / Екологія і природокористування. –2004.- Вип.7.- С. 111-116.
82. Горлачук В.В. Розвиток землекористування в Україні.- Київ: Вид-во “Довіра”, 1999.- 254 с.
83. Салли В.И., Кухарев В.Н., Эрперт А.М. Экономико-математические методы и модели в планировании и управлении.–Киев: Выща шк., 1991.–304 с.
84. Новожилов М.Г. Открытые горные работы. – М.: Недра, 1965. – 553с.
85. Коломийцев Н.М. Рекультивация земель, нарушенных открытыми горными работами. – М: Центр. н.-т. ин-т информации и технико-экономических исследований цветной металлургии /ЦНИИТЭИцветмет/. – 1973. – 71с.

86. Охрана окружающей среды в горной промышленности /В.И. Николин, Е.С.Матлаш и др. – К: Выща шк., 1987. – 192 с.

87. Серета Г.Л. Рекультивация земель, нарушенных открытыми горными работами при добыче марганцевой руды на Орджоникидзевском горно-обогатительном комбинате // Тр. Днепропетровского сельскохозяйственного института "Рекультивация земель". - Днепропетровск: РИО Днепропетр. СХИ. -1974.- Т. XXVI.- С. 180-190.

88. Лесников С.В., Никифоров М.Н. Опыт повторного промышленного использования земель на Орджоникидзевском ГОКе // Горный журнал. – 1981. - №2. – С. 28-29.

89. Схема рекультивации нарушенных земель, снятия и использования плодородного слоя почвы Никопольского марганцеворудного бассейна Днепропетровской области. Книга 1. Пояснительная записка. ДФИ "Укрземпроект". - Днепропетровск, 1983.

90. Булахов В.Л., Романенко В.Н., Тарасов В.В. Організація заповідно-охоронних територій у вторинних екосистемах - шлях до відновлення екологічного розвитку індустріальних регіонів // Зб. наук. пр. "Екологія і природокористування". - Дніпропетровськ. - 2000.- Вип. 2. - С.161-139.

91. Земельний кодекс України від 25.10.2001 № 2768-III. – Спосіб доступу: [www.rada.gov.ua](http://www.rada.gov.ua).

92. Гуменик И.Л. Проблемы комплексного использования минерального сырья в Украине // Проблемы комплексного освоения недр: Сб. научн. тр. НГА Украины №2. – Днепропетровск: РИК НГА Украины, 1998. – С.25-31.

93. Разработка теоретических основ создания экологически чистых карьеров на базе Орджоникидзевского ГОКа: Отчет о НИР / Госуд. горн. акад. Украины (ГГАУ); Руководитель В.И. Прокопенко. - № ГР 0193U33420. – Днепропетровск, 1994. - 76 с.

94. Прокопенко В.И., Фененко В.И. Исследование почвенно-агрохимического состава и урожайности зерновых культур рекультивированных земель // Придніпровський науковий вісник. -1996.- №5.- С.12.

95. Тимошенко Л.В., Фененко В.И. Оценка стоимости рекультивации земель на карьерах // Матер. межвуз. науч.-техн. конф. "Эколого-экономические проблемы разведки, разработки и обогащения полезных ископаемых Украины". - Днепропетровск: Наука и образование. - 1997.-С.24-26.

96. Фененко В.І. Науково-практичні засади вибору технології і механізації гірничотехнічної рекультивації земель з урахуванням сучасних вимог // Матер. міжнар. конф. "Форум гірників-2005", том 4.- Дніпропетровськ: НГУ, 2005. – С.167-176.

## Додаток А

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛУ № 10  
засідання кафедри відкритих гірничих робіт

м. Дніпропетровськ

« 13 » грудня 2010 р.

ПРИСУТНІ: зав. кафедри ВГР, проф. Гуменик І.Л., проф. Пчолкін Г.Д., проф. Дриженко А.Ю., проф. Панченко В.В., проф. Симоненко В.І., проф. Корсунський Г.Я., доц. Лягутко А.С., доц. Богданов В.М., доц. Маєвський А.М., доц. Несвітайло М.В., п.н.с. Панасенко А.І., ст.лаб. Огеєнко Н.М.

СЛУХАЛИ: інформацію д.т.н. проф. Гуменика І.Л., наукового керівника теми ГП-411 “Розвиток наукових засад раціонального надрокористування та створення екологічно прийнятних ландшафтів 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. Симоненко В.І. 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

Н.М. Огеєнко



## Додаток Б

## Витяг з протоколу № 11

**засідання секції науково-технічної ради  
за науковим напрямом «Захист довкілля»  
ДВНЗ “Національний гірничий університет”**

*м. Дніпропетровськ*

*14 грудня 2010 р.*

**ПОРЯДОК ДЕННИЙ:** розгляд заключного звіту про виконання НДР ГП-411 «Розвиток наукових засад раціонального надрокористування та створення екологічно прийнятних ландшафтів при відкритій розробці родовищ»

**ПРИСУТНІ:** заступник голови секції, зав. кафедри екології, д.б.н., проф. Горова А.І., вчений секретар секції, директор Центру з проблем підривних робіт НДЧ Стрілець О.П., члени секції: д.т.н., проф. кафедри екології Долгова Т.І., керівник центру гірничих інформаційних технологій, д.т.н., с.н.с. Зберовський О.В., зав. Кафедри гідрогеології та інженерної геології, д.т.н., проф. Садовенко І.О., професори кафедри відкритих гірничих робіт, к.т.н., доцент Панченко В.В., д.т.н., доцент Симоненко В.І.

**СЛУХАЛИ:**

1 Повідомлення відповідального виконавця НДР ГП-411, кандидата технічних наук, доцента Панченко В.В. про результати виконання роботи «Розвиток наукових засад раціонального надрокористування та створення екологічно прийнятних ландшафтів при відкритій розробці родовищ».

Доповідач відзначив, що робота виконана в повному обсязі, згідно з технічним завданням. В дослідженні приймали участь: штатних співробітників – 10; сумісників – 13; молодих учених з оплатою – 15; студентів з оплатою, які брали участь у виконанні НДР – 9.

За матеріалами досліджень за період виконання НДР підготовлена докторська дисертація Панасенка А.І. та кандидатські дисертації Літучого В.В., Ложнікова О.В., Мормуля Т.М. Опубліковано 3 монографії, 25 наукових доповідей і статей, отримано 1 патент.

**ВИСТУПИЛИ:** проф. кафедри екології Долгова Т.І., керівник центру гірничих інформаційних технологій, д.т.н., с.н.с. Зберовський О.В., д.т.н., зав. кафедри гідрогеології та інженерної геології, д.т.н., проф. Садовенко І.О.

Виступаючі позитивно оцінили результати роботи виконаної НДР ГП-411 та вказали на достатній рівень отриманих результатів. Відзначили, що в роботі досягнуто поставленої мети, отримані результати відповідають вимогам

технічного завдання і календарного плану, рекомендували затвердити заключний звіт НДР ГП-411.

**УХВАЛИЛИ:**

1 Розглянута НДР ГП-411 виконана в повному обсязі, на достатньому науковому рівні, відповідно до ТЗ на НДР.

2 Науково-технічний рівень розробок НДР ГП-411 відповідає сучасному рівню науки і техніки.

3 Заключний звіт по НДР ГП-411 схвалити і затвердити.

Заступник голови секції,  
зав. кафедри екології,  
д.б.н., професор

А.І. Горова

Вчений секретар

О.П.Стрілець

## Додаток В

## Рецензія

на виконану науково-дослідну роботу ГП-411

“РОЗВИТОК НАУКОВИХ ЗАСАД РАЦІОНАЛЬНОГО  
НАДРОКОРИСТУВАННЯ ТА СТВОРЕННЯ ЕКОЛОГІЧНО ПРИЙНЯТНИХ  
ЛАНДШАФТІВ 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 консервації і ліквідації кар’єрів, які визначені на основі системного аналізу, коли всі технічні техногенні об’єкти та технологічні процеси розглядаються як єдина геотехнічна система, що знаходиться в постійній взаємодії і взаємозв’язку з навколишнім природним середовищем.

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 екологічно та соціально-економічно прийнятних техногенних ландшафтів, обґрунтовані методичні принципи визначення параметрів елементів їхнього рельєфу. Теоретично обґрунтовані і створені методології вибору еколого-орієнтованих технологій формування таких ландшафтів і їх відтворення при розробці пологоспадних родовищ.

Практична значимість роботи полягає в розроблених методиках і практичних рекомендаціях з встановлення раціональних кондицій на мінеральну сировину, вибору раціонального напрямку формування екологічно- та соціально-економічно прийнятних техногенних ландшафтів та управління режимом гірничотехнічної рекультивації порушених земель.

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 ВГР,  
д.т.н.

В.І. Симоненко