

УДК 622.271.32

№ держреєстрації 0116U004620

Інв.№ _____

**Міністерство освіти і науки України
Державний вищий навчальний заклад
«Національний гірничий університет»
(Державний ВНЗ «НГУ»)**

49005, м. Дніпро, пр. Дмитра Яворницького, 19; тел./факс (0562) 47-32-09;
телекс 143457 "AGAT-SU"; E-mail: Nikitenkoi@nmu.org.ua



ЗАТВЕРДЖУЮ

Проректор з наукової роботи
чл.-кор. НАН України, проф.

 О.С. Бешта

" " _____ 2016 р.

З В І Т

**Комплексне використання бурого вугілля та супутніх
порід при відкритій розробці родовищ України над
сольовими штоками**

**Етап. ВСТАНОВЛЕННЯ ЗАКОНОМІРНОСТЕЙ РОЗПОДІЛУ БУРОГО
ВУГІЛЛЯ ТА СУПУТНІХ КОРИСНИХ КОПАЛИН В УМОВАХ РОДОВИЩ
НАД СОЛЯНИМИ ШТОКАМИ**

(проміжний)

ГП-483

Начальник НДЧ
д-р. техн. наук, проф.



Р.О. Дичковський

Науковий керівник теми
професор кафедри ВГР,
д-р техн. наук, проф.




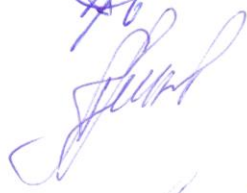
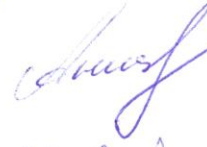
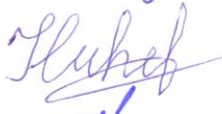


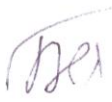




А.Ю. Дриженко

2016

Рукопис закінчено 26 грудня 2016 р.

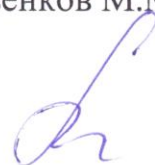
Результати цієї роботи розглянуто секцією науково-технічної ради,
протокол №__ від «__» _____ 2017 р.

СПИСОК АВТОРІВ

Науковий керівник теми, головний науковий співробітник, д-р. техн. наук, проф.		Дриженко А.Ю. (керівництво роботою)
Провідний науковий співробітник, д-р. техн. наук, проф.		Бондаренко А.О. (розд. 3.3, 3.5-3.8)
Провідний науковий співробітник, канд. техн. наук, доц.		Анісімов О.О. (висновки)
Старший науковий співробітник, канд. техн. наук, доц		Нікіфорова Н. А. (розд. 4.3, 4.5)
Старший науковий співробітник, канд. техн. наук		Шустов О.О. (розд. 1; 2; 3.1-3.2; висновки)
Старший науковий співробітник		Чернорай А.М. (розд. 1)
Старший науковий співробітник		Белов О.П. (розд. 4.1- 4.4)
Старший науковий співробітник		Токар Л.О. (розд. 1.1)
Молодший науковий співробітник		Адамчук А.А. (розд. 2; 3.4; 4.5)
Фахівець I категорії		Черняєва О.В. (вертска, друк звіту)
Фахівець I категорії		Носенко Л.А. (побудова графіків, номограм, рисунків)

У дослідженнях приймали участь студенти групи ГРг-13-7 Захаренко С.Д., Глазкова К.О., Пустовар М.С., Волченко Д.С., Савенков М.М.

Нормоконтролер



Шломіна Л.С.

РЕФЕРАТ

Звіт про НДР: 170 с., 64 рис., 27 табл., 33 джерела, 2 додатки.

Об'єкт дослідження: нові буровугільні родовища над сольовими штоками (Північно-Західний Донбас).

Мета роботи: створення методології й концептуальних підходів до високопродуктивних, економічних й екологічно безпечних технологій з розробки бурого вугілля відкритим способом в умовах надсольових депресійних западин.

Використані методи: аналітична оцінка ресурсів буровугільних покладів, геологічний та інженерно-гідротехнічний аналіз, системне і техніко-економічне обґрунтування показників добувних і розкривних робіт.

Результати НДР: довивчені геологічні та інженерно-технічні особливості родовищ бурого вугілля України. Встановлені їх геологічні будови, вугленосність та якість вугілля, загальні запаси і промислове значення. Обґрунтовані параметри уступів і робочих площадок, що дають змогу зменшити поточні обсяги виймання порід розкриву та перенести максимальні їх значення на завершальний період розробки кар'єру. Обґрунтовані раціональні комплекси гірничо-транспортного обладнання для розробки кар'єрного поля за критеріями потужності, продуктивності, енергоємності з урахуванням різних вантажопотоків переміщення гірничої маси в кар'єрах і на поверхні. Видані рекомендації на проектування розробки Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля. На базі досліджених родовищ Північно-Західного району Донбасу доцільно створити єдиний вугледобувний комплекс з переробки бурого вугілля та супутніх корисних копалин, які будуть використовуватись у якості основної сировини заводами будівельних матеріалів і конструкцій, підприємствам хімічної та металургійної промисловості.

БУРЕ ВУГІЛЛЯ, ПОРОДИ РОЗКРИВУ, КОМПЛЕКСНЕ ВИКОРИСТАННЯ ГІРНИЧОЇ МАСИ, ПАРАМЕТРИ РОЗКРИТТЯ ТА СИСТЕМИ РОЗРОБКИ, ЗАВДАННЯ НА ПРОЕКТУВАННЯ БУРОВУГІЛЬНОГО КАР'ЄРУ

ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
1 АНАЛІЗ УМОВ ЗАЛЯГАННЯ ТА ВСТАНОВЛЕННЯ ЯКОСТІ БУРОГО ВУГІЛЛЯ Й ПОРІД РОЗКРИВУ У МЕЖАХ КАР'ЄРНОГО ПОЛЯ	7
1.1 Геологічна характеристика Північно-Західного району Донбасу.....	7
1.1.1 Ново-Дмитрівське родовище.....	10
1.1.2 Берекське родовища.....	11
1.1.3 Степківське родовище.....	12
1.1.4 Бантишевське родовище.....	13
1.2 Закономірності зміни якості та властивостей бурого вугілля.....	13
1.3 Потужність вугільних шарів та порід розкриття.....	17
1.4 Дослідження умов розробки Ново-Дмитрівського родовища.....	18
1.4.1 Зольність бурого вугілля.....	20
1.4.2 Сірчаність бурого вугілля.....	22
2 ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ УСТУПІВ І РОБОЧИХ ПЛОЩАДОК ПРИ РОЗРОБЦІ КАР'ЄРНОГО ПОЛЯ.....	27
2.1 Особливості розробки похилих і крутопохилих родовищ.....	27
2.2 Аналіз головних параметрів глибоких кар'єрів.....	36
2.3 Технології відпрацювання порід розкриття високими уступами.....	41
2.4 Формування виймальних панелей етапами при залізничному транспорті.....	51
2.5 Формування робочої зони глибокого кар'єру широкими панелями.....	55
2.6 Технологія розробки крутоспадних родовищ етапами з тимчасово неробочими бортами.....	57
2.7 Технологія відпрацювання кар'єрних полів крутонахиленими шарами.....	63
2.8 Взаємозв'язок параметрів робочої зони й елементів системи розробки.....	69
2.9 Обґрунтування параметрів розвитку робочої зони глибокого кар'єру.....	73
2.10 Планування роботи екскаваторно-автомобільних комплексів.....	81
2.11 Область застосування екскаваторно-транспортних систем на глибоких кар'єрах.....	87
3 ОБҐРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ КОМПЛЕКСІВ ГІРНИЧО-ТРАНСПОРТНОГО ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ РОЗРОБКИ КАР'ЄРНОГО ПОЛЯ...	93
3.1 Промислово-генетична класифікація бурого вугілля Дніпровського басейну	93

3.2 Обґрунтування технологічної концепції виконання розкривних та видобувних робіт на Ново-Дмитрівському кар'єрі.....	99
3.3 Огляд і аналіз технічних засобів для гідромеханізованих видобувних робіт...	102
3.4 Схеми обладнання потужних днозаглиблювальних землесосних снарядів	105
3.5 Обґрунтування й вибір типу ґрунтового насосу.....	109
3.6 Обґрунтування й вибір кількості видобувних та перекачувальних ґрунтових насосів.....	112
3.7 Обґрунтування й вибір типу ґрунтозабірного пристрою.....	119
3.8 Обґрунтування й вибір типу пульпопроводу.....	123
4 ВИДАННЯ РЕКОМЕНДАЦІЙ НА ПРОЕКТУВАННЯ РОЗРОБКИ НОВО-ДМИТРІВСЬКОГО РОДОВИЩА БУРОГО ВУГІЛЛЯ.....	124
4.1 Економічна доцільність відкритої розробки Ново-Дмитрівського родовища	124
4.2 Методика фінансово-математичного усереднення видатків на виробництво бурого вугілля.....	128
4.3 Рекомендації щодо підвищення економічної ефективності гірничого підприємства при розробці Ново-Дмитрівського родовища.....	131
4.4 Застосування методики визначення ціни на паливо для подальшого вивчення промислового освоєння родовища.....	132
4.5 Огляд нових технічних рішень щодо використання виробленого простору глибоких кар'єрів для складування відходів гірничого виробництва.....	137
4.5.1 Формування неробочих площадок при відпрацюванні глибоких кар'єрів.....	138
4.5.2 Складування порід розкриву у межах відпрацьованих ділянок крутоспадних родовищ.....	140
4.5.3 Складування відходів збагачення на непродуктивних земельних площах та у виробленому просторі кар'єрів.....	150
ВИСНОВКИ	156
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	165
ДОДАТОК А. Витяг з протоколу кафедри відкритих гірничих робіт НГУ.....	168
ДОДАТОК Б. Витяг з протоколу засідання науково-технічної ради.....	169

ВСТУП

Одним із ключових питань стратегічного розвитку паливно-енергетичного комплексу України є промислове освоєння нових вугільних родовищ. Якщо в структурі світових запасів вуглеводневої сировини вугілля становить 67%, а нафта і газ відповідно 18% і 15%, то в Україні їх обсяги розподіляються по іншому – вугілля 95,4%, нафта – 2%, газ 2,6%. При цьому лише вугілля, завдяки уже розвіданим запасам, здатне у майбутньому знизити енергозалежність України від закордонної сировини. За оцінкою фахівців роль вугілля в теплоенергетиці України, як і у світі в цілому, буде постійно зростати.

В 2012 р. розпочато першу стадію проектування металургійного комплексу з виготовлення металізованих залізних окотишів. Основним енергетичним носієм передбачено використання бурого вугілля з Ново-Дмитрівського родовища. Оскільки значна потужність порід розкриття на цьому родовищі передбачає строк будівництва кар'єру не менше 3 – 4 років, альтернативою на першочергове постачання палива можуть бути менш потужні родовища, що розташовані поряд у промисловій зоні. Проте на цих родовищах проведено лише перший етап пошуково-розвідувальних робіт. Отримані дані дозволяють дати лише загальну оцінку цих родовищ, що не є достатнім для їх повної промислової економічної оцінки.

Метою роботи є створення методології й концептуальних підходів до високопродуктивних, економічних й екологічно безпечних технологій з розробки бурого вугілля відкритим способом в умовах надсольових депресійних западин.

Науково-практичні результати досліджень полягають в аналізі сучасного стану добування бурого вугілля в Україні; геолого-промислової характеристики нового генетичного типу вугілля в Україні; обґрунтуванні параметрів відкритої розробки родовищ бурого вугілля на базі Ново-Дмитрівського гірничо-промислового району; обґрунтуванні комплексного використання різнотипової гірничої маси у народному господарстві.

Дана робота виконується на підставі наказу Міністерства освіти і науки України № 158 від 25.02.2016 р згідно з рішенням науково-технічної ради Державного ВНЗ “НГУ” № 1 від 26.02.2016 р.

Початок виконання роботи – 01.01.2016 р. Закінчення – 31.12.2017 р.

1. АНАЛІЗ УМОВ ЗАЛЯГАННЯ ТА ВСТАНОВЛЕННЯ ЯКОСТІ БУРОГО ВУГІЛЛЯ Й ПОРІД РОЗКРИВУ У МЕЖАХ КАР'ЄРНОГО ПОЛЯ

1.1 Геологічна характеристика Північно-Західного району Донбасу

Геологічна характеристика вугільних родовищ у межах південно-східної частини Дніпровсько-Донецької западини та північно-західних околиць Донбасу характеризується складною і різноманітною будовою. Докайнозойська поверхня похило знижуються зі сходу на захід та північний захід. На загальному фоні цієї поверхні спостерігаються знижені локальні ділянки, які розташовані над ядрами соляних діапїрів. Саме з ними пов'язані поклади бурого вугілля та інших корисних копалин. Найбільш відомі з цих утворень – Ново-Дмитрівська, Степківська, Берекська, Лозовеньківська, Біляївська, Миронівська западини. В геологічній історії формування родовищ бурого вугілля виділяються два етапи. На першому, допалеогеновому етапі – утворились структури, сприятливі для накопичення продуктивного комплексу. На другому, кайнозойському – здійснена акумуляція та формування пластів бурого вугілля, піщано-глинистих і хемогенних порід.

За особливостями формування та генезису буровугільні родовища південно-східної частини Дніпровсько-Донецької западини та північно-західних околиць Донбасу розподіляються на три групи [1]. До першої входять Бантишевське, Ново-Дмитрівське, Степківське, Берекське, Лозовеньківське, Біляївське та Миронівське родовища. Вони сформувались у западинах над соляними штоками. Для них характерна відносно невелика площа розповсюдження вугленосних фацій (до 20 км²) та значна потужність палеоген – неогенових утворень (до 1000 м) і вугільних покладів (30; 40; 74 м).

До другої групи відносяться родовища, пов'язані з компенсаційними прогинами, що утворились у результаті перерозподілу соляних мас і відтоку останніх в області розвантаження, тобто до соляних куполів. Найбільш відомим представником з них являється Сула-Удайське буровугільне родовище, а також Камишевахське та Картамишське родовища. Відмінними рисами цієї групи стали значний площинний розвиток вугленосних фацій (іноді сотні км), відносно мала потужність кайнозойсь-

кої товщі (десятки, рідше – перші сотні метрів) і буровугільних покладів (перші метри).

До третьої групи слід віднести родовища та проявлення бурого вугілля прилягаючі до заболочених ділянок (старорічищ) давніх річних долин. Вони відрізняються невеликими розмірами (до 2 – 6 км²), витягнутою у одному напрямку вигнутою формою, малою потужністю вугленосної товщі (десятки метрів), незначною потужністю вугільних шарів (до 2 – 3 м), низькою якістю вугільних покладів, що не мають промислового значення.

Найбільш різноманітною за масштабами, численною та добре вивченою є група родовищ, яка формувалась протягом палеогену та нижнього неогену над деградуєчими соляними штоками. Вугленосні поклади приурочені до верхньої частини кайнозойської товщі – верхньому олігоцену та нижньому міоцену. У межах Харківської області до цього типу відносяться такі родовища та проявлення бурого вугілля: Ново-Дмитрівське, Степківське, Берекське, Біляївське, Миронівське, Олексіївське, Медведівське. У межах Донецької області до цього типу відносяться такі родовища та проявлення бурого вугілля як Бантишевське.

В 60 – 70 рр. минулого століття на території Північно-Західного Донбасу геолого-пошуковими роботами було виявлено більше десяти соляних діапірових структур. Всі вони мають притаманну їм тектонічну будову, свої масштаби та комплекс корисних копалин. Але їх об'єднує безпосередній зв'язок з процесами сольового діагенезу та геологічний час формування.

Детальний аналіз тектонічної будови та умов формування родовищ дозволяють класифікувати їх та виділити три морфологічні типи діапірових структур [2]. Перший тип – Ново-Дмитрівський, характеризується наявністю чітко визначеного грабену над соляним штоком з крутими (70 – 80°) бортами корінних порід верхнього карбону та нижньої пермі (рис. 1.1). Западина заповнена осадовими породами палеогену і неогену потужністю до 900 – 1000 м. За уламком фауни брахіоподи франкського ярусу верхнього девону можна датувати вік соляного діапіру як середньодевонський.

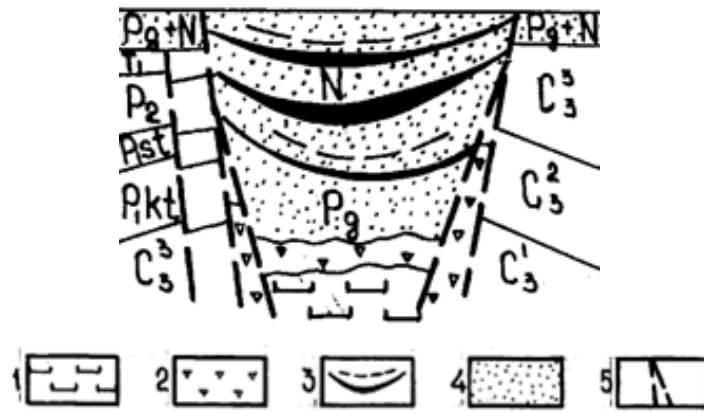


Рисунок 1.1 – Схематичний геологічний переріз Ново-Дмитрівської діапірової структури: 1 – сіль; 2 – брекчія; 3 – вугілля; 4 – піщані відкладення; 5 – розривні порушення

Другий тип – Бантишевський, відрізняється від попереднього меншими розмірами, а також тим, що поклади палеогену підстиляються не тектонічною брекчією, а теригенними утвореннями верхньої пермі потужністю біля 300 м (рис. 1.2). Вони, у свою чергу, залягають на тектонічній брекчії потужністю (60 – 100 м) та зі складом, аналогічно описаному вище. Потужність кайнозойських покладів на родовищах цього типу не перевищує 360 м. Представником цього типу є Бантишевська структура [3].

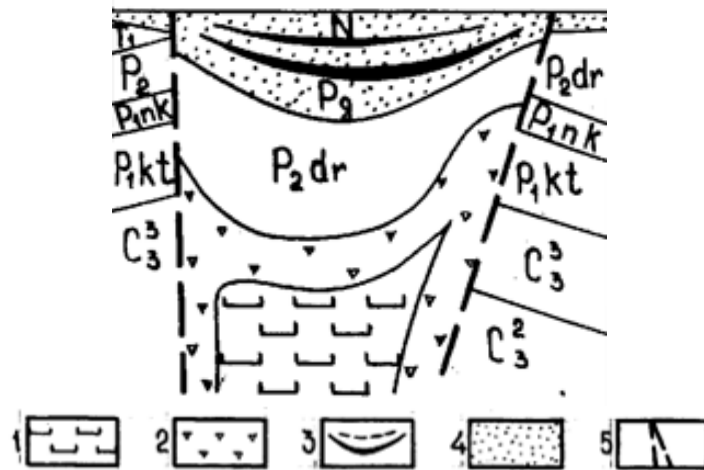


Рисунок 1.2 – Схематичний геологічний переріз Бантишевської діапірової структури: 1 – сіль; 2 – брекчія; 3 – вугілля; 4 – піщані відкладення; 5 – розривні порушення

Третій тип – Адамівський, відрізняється від попередніх відсутністю над соляним ядром депресійної вирви (грабену) і системного покрову брекчії над сольовою поверхнею (рис. 1.3). Вуглепроявлення з цим типом структур не відмічаються.

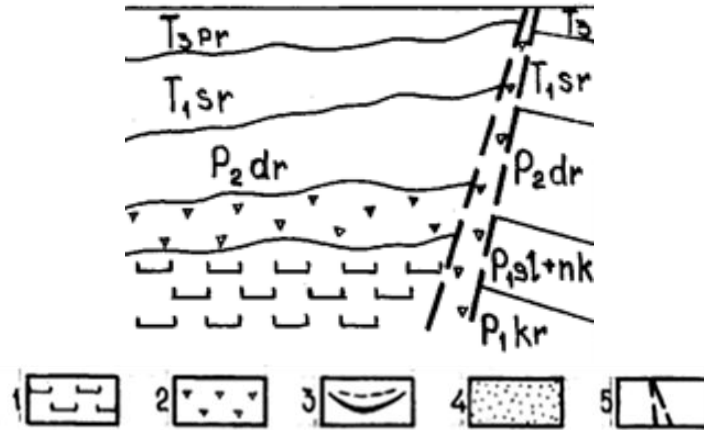


Рисунок 1.3 – Схематичний геологічний переріз Адамівської діапирової структури: 1 – сіль; 2 – брекчія; 3 – вугілля; 4 – піщані відкладення; 5 – розривні порушення

Для розуміння тектонічних особливостей родовищ цього типу наведена коротка геологічна характеристика основних буровугільних структур.

1.1.1 Ново-Дмитрівське родовище

Ново-Дмитрівське родовище розташоване поблизу с. Ново-Дмитрівка Барвенківського району Харківської області. У плані структура має еліпсоїдальну форму з розмірами $5,4 \times 2,4$ км і простяганням у північно-західному напрямку. Кут нахилу бортів западини складає $60 - 75^\circ$.

Накопичення осадових порід та буровугільних лінз відбувалося протягом кайнозойського періоду, а саме еоценового і олігоценного віку палеогену та міоценового віку неогену. У середині западини докайнозойський фундамент представлений породами діапирової брекчії. Верхня частина бортів складена породами верхнього карбону та пермі. Падіння порід змінюється зі стратиграфічною глибиною. В нижніх стратиграфічних горизонтах кути падіння складають $30 - 45^\circ$, в верхніх – зменшуються до $3 - 6^\circ$. Це може свідчити про зменшення глибини занурення дна западини у зв'язку з накопиченням осадових порід [4]. Родовище формувалося у межах западини над соляним штоком девонської солі. Зосереджу-

ється у місці сполучення південної та центральної антиклінальних зон Бахмутської котловини. Соляний шток прориває карбонові та нижньопермські породи і ускладнює західну перикліналь Корульського куполу.

Докайнозойський фундамент по периферії западини розбитий системами скидів, що обмежують структуру. Розвідувальним бурінням зафіксовані розривні порушення з південної та північної сторін, які клиноподібно наближаються один до одного і пересікаються поблизу склепінної частини Корульського куполу. В структурному плані товща палеоген-неогенових покладів представляє собою конседиментаційну синклінальну складку, формування якої відбувалося одночасно з накопиченням осадових порід. У центральній частині розрізу глибина западини по підшві палеогену досягає 900 – 1000 м, глибина по підшві третього продуктивного вугільного горизонту складає 340 м. У розрізі вугленосної товщі встановлено біля 20 прошарків бурого вугілля, згрупованих у 5 витриманих за потужністю лінз. Найбільш продуктивна з них третя – Основна лінза. За петрографічними даними вугілля гелітового, атритового, в меншій мірі – ліпоідо-гелітового складу.

1.1.2 Берекське родовище

Берекське родовище розташоване між селами Петриківське та Мала Камишуваха Барвенківського району Харківської області у межах заболоченої пойми р. Берека. У плані структура має еліпсоїдальну форму з розмірами $10 \times 2,8$ км і простяганням у північно-західному напрямку. Накопичення осадових порід та буровугільних лінз відбувалося протягом кайнозойського періоду, а саме еоценового і олігоценного віку палеогену та міоценового віку неогену. У середині западини докайнозойські породи підстилаються діапировою брекчією. Верхня частина бортів складена породами карбону, пермі та мезозою. Схили западини асиметричні. Фіксуються численні поздовжні розривні порушення у вигляді скидів. Кути нахилу південно-східного та північно-східного бортів складають $40 - 45^\circ$, південно-західного – $20 - 25^\circ$. Крім цього, падіння крил западини збільшується за стратиграфічною глибиною. В породах полтавської свити кути падіння складають $2 - 5^\circ$, в породах бучакської свити – $45 - 60^\circ$. Родовище формувалося у межах конседиментаційної западини над соляним штоком у місці сполучення південної та північної антиклінальних зон Бахмутської котловини між Велико-Камишевахським підняттям та Петрівським куполом. На заході від

останнього відділяється глибинним скидом. В структурному плані товща палеоген-неогенових покладів представляє собою конседиментаційну, дуже розлогу синклінальну складку, формування якої відбувалося одночасно із накопиченням осадових порід. В центральній частині розрізу глибина западини по підшві палеогену досягає 400 – 420 м і поступово знижується до 15 – 20 м у напрямку периферійних ділянок.

За геологічною будовою Берекське родовище подібне охарактеризованим раніше родовищам цього типу. Представлене 10 – 15 прошарками, які добре групуються у 4 лінзи. Продуктивними являються два нижні горизонти. За петрографічними даними вугілля гелітового і атритового складу.

1.1.3 Степківське родовище

Степківське родовище бурого вугілля розташоване на західній околиці с. Секретарівка Барвенківського району Харківської області у долині р. Берека. У плані структура має еліпсоїдальну, майже ізометричну форму з розмірами $1,6 \times 1,2$ км і простяганням у північно-західному напрямку. Накопичення осадових порід та буровугільних лінз відбувалося у кайнозойському періоді, а саме з кінця еоценового і протягом олігоценного віку палеогену та міоценового віку неогену. У середині западини докайнозойський фундамент представлений породами діапирової брекчії. Верхня частина бортів складена породами пермі та триасу. Породи докайнозойського фундаменту розбиті серією розривних порушень у вигляді скидів. Кут нахилу бортів западини коливається у межах $40 - 65^\circ$. Окрім цього, падіння крил западини збільшується за стратиграфічною глибиною. В породах полтавської свити кути падіння складають $4 - 6^\circ$, в породах бучакської свити – $35 - 40^\circ$.

Родовище формувалося у межах западини над соляним штоком, який ускладнює південно-західне крило Степківської антикліналі. В структурному плані товща палеоген-неогенових покладів представляє собою конседиментаційну синклінальну складку, формування якої відбувалося одночасно з накопиченням осадових порід. Потужність порід палеогену та неогену зменшується від центру до периферії западини. В центральній частині розрізу глибина западини досягає 550 – 600 м. Степківське родовище характеризується найбільш складною морфологічною будовою. Тут налічується до 20 прошарків бурого вугілля,

з яких продуктивні тільки три. За петрографічними даними вугілля відноситься до класу гумітів, представленого атритовим (телоатринітогелітовим) типом з підтипом ліпоідогеліту.

1.1.4 Бантишевське родовище

Бантишевське родовище розташоване поблизу с. Бантишево і залізничної станції Слов'янського району Донецької області у долині р. Сухий Торець. У плані структура має еліпсоїдальну, майже ізометричну форму з розмірами $0,85 \times 0,9$ км і простяганням у північно-західному напрямку. Кут нахилу бортів западини складає $40 - 45^\circ$. Западина утворена породами бучакської, київської, харківської і берекської свит палеогену та полтавської свити неогену. В центральній частині розрізу глибина западини досягає 270 м. В структурному плані товща палеоген-неогенових покладів представляє собою конседиментаційну синклінальну складку з підстилаючими пісковиками і гравелітами дронівської свити верхньої пермі, формування якої відбувалося одночасно з накопиченням осадових порід. Наявність порід верхньої пермі поверх надсоляної брекчії суттєво вирізняє цю структуру серед подібних.

Бантишевське родовище представлене двома буровугільними лінзами. За петрографічними даними вугілля гелітового і атритового складу.

1.2 Закономірності зміни якості та властивостей бурого вугілля

Загалом, якість та властивості викопного вугілля залежить від багатьох причин. У межах родовищ північно-західного Донбасу вони в першу чергу визначаються умовами формування. Метаморфізму на цій стадії вуглефікації представлених буровугільних покладів не зафіксовано. Сліди процесів вивітрювання вугілля відсутні. За кількістю вологи на робоче паливо більше 40% покладів досліджуваної території відносяться до групи Б-1 (рис 1.4). Значна природна волога призводить до рихлості бурого вугілля, високого обводнення вміщуючих порід та низького ступеню вуглефікації. Об'ємна вага покладів бурого вугілля змінюється від 1,14 до 1,28 г/см³.

Усі солянокупольні структури приурочені до тектонічно слабких ділянок у вузлах пересічення північної і центральної антиклінальних зон району з лінією антиклінальних структур на продовженні головної антиклінали Донбасу (рис.1.5).

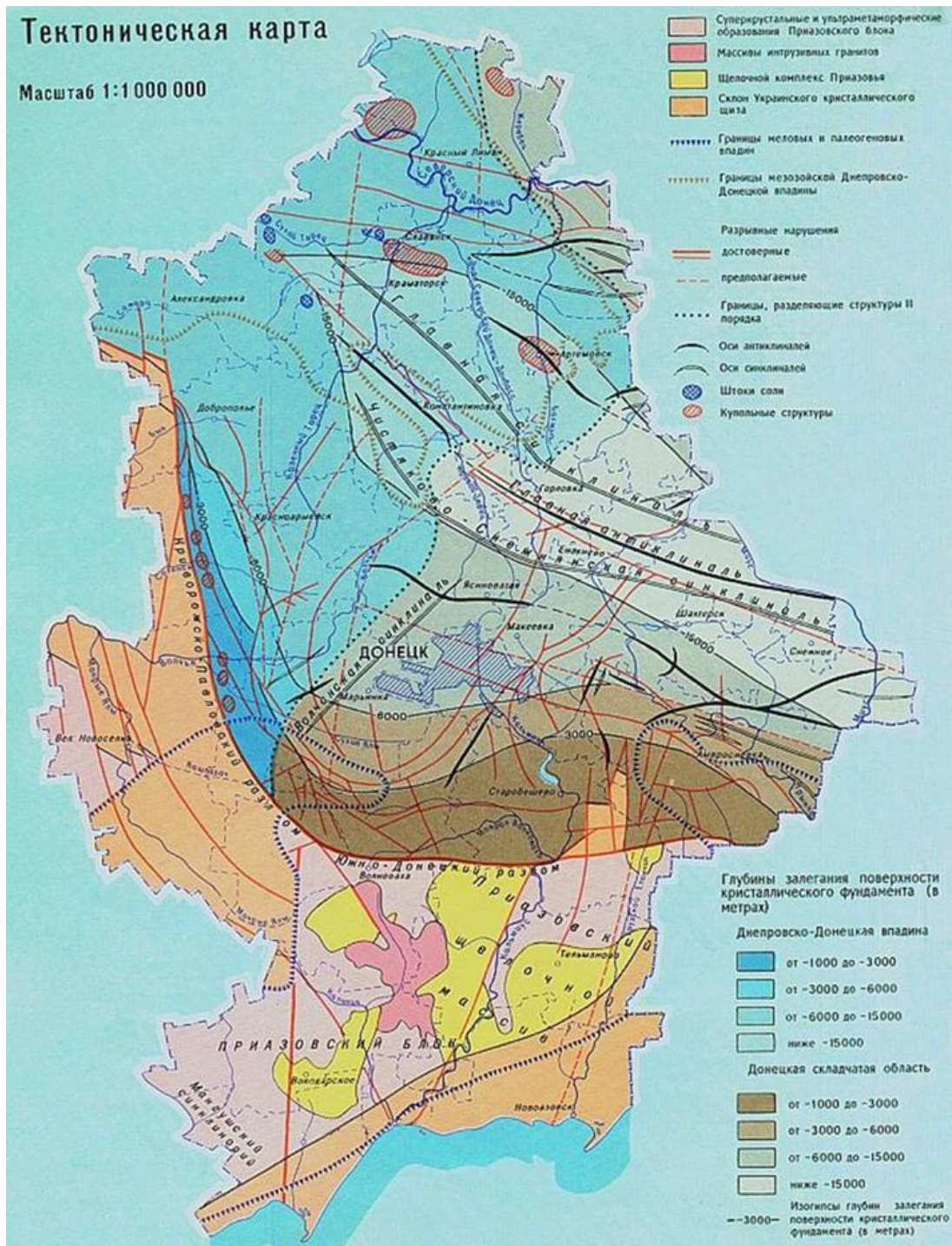


Рисунок 1.5 – Схематична тектонічна карта Донецького басейну

Дослідження геолого-структурної карти району приводить до висновків, що проникнення штоків солі відбувалося по тектонічним зонам, у вузлах пересічення розрив-

них структур різного напрямку. Проникнення Ново-Дмитрівського сольового штоку відбулося у місці пересічення розривних структур та сполучення Центральної антиклінальної зони зі Слов'янсько-Артемівською і Мечєбіловською зонами. Проникнення Петрівського і Берекського сольових штоків відбулося у місці пересічення розривних структур та сполучення Центральної антиклінальної зони зі Степківсько-Біляївською зоною.

Усі буровугільні поклади північно-західного Донбасу відносять до автохтонних. Вони утворилися в умовах життєдіяльності верхових лісних торф'яників. Поклади не були перенесені водою в інші місця, а залишились на місці їх походження. Це підтверджується:

1. Наявністю залишків коріння рослин у вугільних лінзах та підстилаючих породах, заповненого темною гумусовою речовиною;
2. Відсутністю значних коливань зольності у розрізі та присутністю чіткої закономірності розподілу мінеральних домішок по простяганню покладів від центру до периферії;
3. Наявністю залишків стебел та листя у лінзах та прошарках бурого вугілля;
4. Знаходженням добре збережених формених елементів та відсутність пошкоджень деревної структури лігнітів;
5. Відсутністю обкатаних уламків вугілля та вміщуючих порід у вугільних покладах.

Для родовищ цього типу характерна відсутність слідів окислення, що мало б бути при переносі вугільних покладів до інших понижених ділянок рельєфу. Незважаючи на це, не виключається наявність локального переносу рослинного матеріалу на короткі відстані у межах окраїнних ділянок родовищ, спричинені, наприклад, притоками паводкових вод [5].

В умовах формування бурого вугілля слід виділити три стадії.

Перша, **первинна стадія**, включає період вимирання та накопичення рослинних решток. У цей час відбувалося інтенсивне біологічне та механічне розкладання органічних тканин.

Друга, **торф'яна стадія**, відрізняється гуміфікацією та бітумізацією рослинних тканин. Біохімічні реакції набирають широкого розвитку. На процеси перетворення сут-

тево впливає кількість і склад мінеральних домішок. Накопичуються гумінові жирні кислоти та стійкі рослинні елементи.

Третя, **буровугільна стадія**, починається появою стійкої покрівлі пластів. Цей період характеризується процесами дегідратації та ущільнення органічних речовин. Біохімічні процеси з часом переходять у геохімічні, що стимулюється наявністю непроникної покрівлі у вигляді глин [6].

Вугільні лінзи різних родовищ відрізняються за елементарним складом та теплотворною здатністю. Основна лінза Ново-Дмитрівського родовища, поклади Бантишевського та Степківського родовищ мають теплоту згоряння у межах 6600 – 7370 ккал/кг. Складна та Верхня лінзи Ново-Дмитрівського покладу мають трохи менший вміст водню порівняно з лінзами Берекського та інших родовищ і таким чином меншу теплоту згоряння ($Q_6^r = 6500 - 6700$ ккал/кг). За умови стійкого складу горючої маси, теплота згоряння може знаходитися у зворотному зв'язку від його зольності.

Вихід летючих речовин залежить від умов формування, речовинного складу та зольності вугільних покладів. Вугілля району характеризується високим виходом летючих речовин. Середній вихід летючих речовин Берекського родовища складає 58%, Ново-Дмитрівського – 60%, Бантишевського – 61,8%.

1.3 Потужність вугільних шарів та порід розкриву

За потужністю та складом осадової товщі порід усі западини району класифікуються у три групи. **Перша** – Ново-Дмитрівська структура, характеризується потужністю до 400 м берекської та полтавської свит, наявністю потужних лінз бурого вугілля та сульфатно-карбонатних порід у лінзах діатомітів. У верхній частині берекської свити відмічаються тонкі прошарки горючих сланців.

Друга – Берекська, Степківська западини – представлені берекською та полтавською свитами потужністю 200 – 300 м, відносно великими за площею буровугільними лінзами потужністю у межах перших метрів – десятків метрів. Характерна наявність прошарків глинистих діатомітів невеликої потужності. Порівняно з першою групою, характерна більш розвинутими породами піщаного складу.

Третя – Бантишевська, Картамишська, Біляївська, Лозовенівська структури відрізняються потужністю до 200 м осадових порід, малою потужністю високозольних буровугільних лінз. У розрізі відмічається істотна перевага піщаних порід, за рахунок привносу уламкового матеріалу річними водами.

На всіх буровугільних родовищах району найбільша потужність вугленосної товщі розташована у центрі та співпадає з найбільш зануреною частиною западин. Буре вугілля зазвичай представлене двома або декількома пластами (лінзами) простої або складної будови. У напрямку віддалення від центру до периферійних частин западин спостерігається поступове зменшення потужності вугільних покладів до повного їх виклинювання. Усі родовища представлені або пластоподібними покладами (Берекське, Миронівське та інші родовища), або лінзоподібними (Ново-Дмитрівське, Степківське та інші родовища).

Як приклад зміна потужності у межах западин над соляними штоками розглянуті особливості залягання Основної лінзи Ново-Дмитрівського родовища.

1.4 Дослідження умов розробки Ново-Дмитрівського буровугільного родовища

За даними розвідувальних свердловин в центральній частині Ново-Дмитрівського родовища Основна лінза відрізняється простою будовою, рівною підосвою та покрівлею і дуже пологою кривизною залягання. Тут не встановлено вторинних деформацій, а також істотних розщеплень пластів. У напрямку до бортів западини спостерігається більш інтенсивне стоншення прошарків вугілля, ускладнене бічними флексурами, первинними розщепленнями та розмивами. На геологічній карті при вивченні бортів западини можливо відзначити більш круте північно-східне крило, порівняно з південно-західним.

Потужність Основної лінзи знаходиться в прямій залежності від потужності вугленосної товщі, що свідчить про більш або менш рівномірному прогинання території і сприятливих умов для накопичення бурого вугілля значної потужності (73,8 м в центрі западини). Мінімальна потужність 1,35 м – зафіксована на північно-західній околиці Основної вугільної лінзи (рис. 1.6). Від центру до країв спостерігається поступове зменшення потужності лінзи до повного виклинювання.

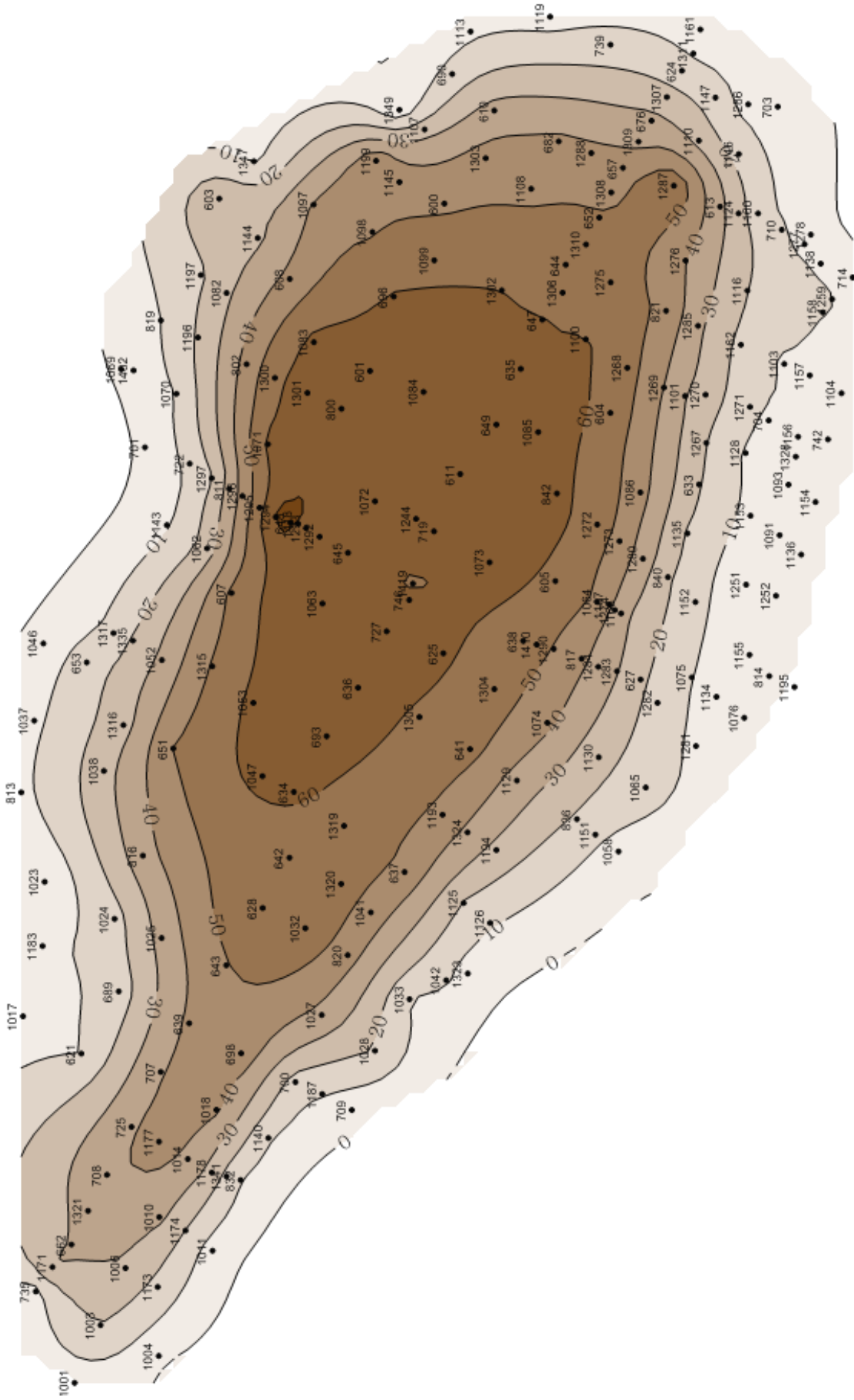


Рисунок 1.6 – Закономірності зміни потужності Основної лінзи Ново-Дмитрівського буровугільного родовища

Поклади незначної потужності або складної морфологічної будови мають збільшену зольність і у напрямку простягання переходять у вуглисті глини.

1.4.1 Зольність бурого вугілля

За хімічним складом зола бурого вугілля досліджуваного району (Ново-Дмитрівське, Бантишевське, Степківське, Берекське та інші родовища) дуже подібна до золи вугілля Кансько-Ачинського басейну. Вона характеризується значним вмістом CaO, який рівномірно розподіляється по всій вугільній масі й пов'язаний з мінеральними включеннями, супутніми породами та органічною масою у вигляді гуматів кальцію. Результати хімічного аналізу виявили різке збільшення SO₃, у той час як CaSO₄ у вугіллі дуже мало. Наприклад, для Ново-Дмитрівського родовища кількість SO₃ складає 0,09%, а CaSO₄ досягає 30,9%.

Як приклад зміни зольності у межах западин над соляними штоками розглянуті особливості формування Основної лінзи Ново-Дмитрівського родовища. Тут фіксується чітке й закономірне збільшення зольності у напрямку від центру до периферійних частин усіх покладів бурого вугілля. Цей факт добре ілюструється на прикладі Основної лінзи, де мінімальна зольність у центральній частині становить 12,8%, а максимальна – 48,6% – відмічена на північно-східному крилі (рис. 1.7).

Встановлений чіткий зворотній зв'язок між зольністю та потужністю буровугільних покладів, що підтверджується високим розрахунковим коефіцієнтом кореляції – 0,652 (рис. 1.8). Виявлений рівномірний характер розподілу мінеральних речовин в органічній масі покладів. Вірогідно, період вуглеутворення характеризувався стабільними умовами накопичення первинного матеріалу з мінеральних речовин рослин, принесених механічних домішок, випадіння мінералів з розчинів торф'яних вод або з розчинів серед прошарків та тріщин вугілля, циркулюючих після його формування [7].

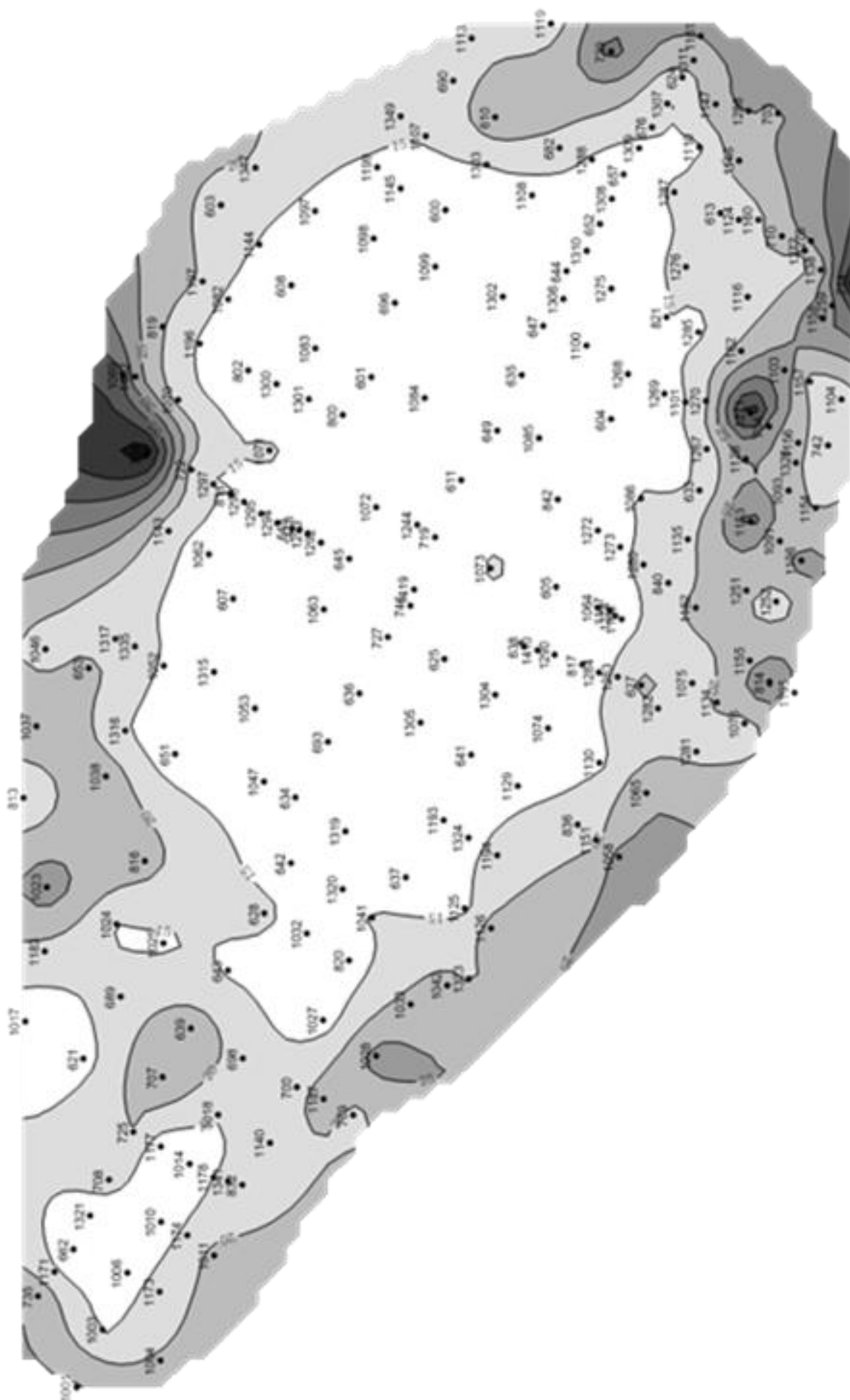


Рисунок 1.7 – Закономірності зміни зольності Основної лінії Ново-Дмитрівського буровугільного родовища

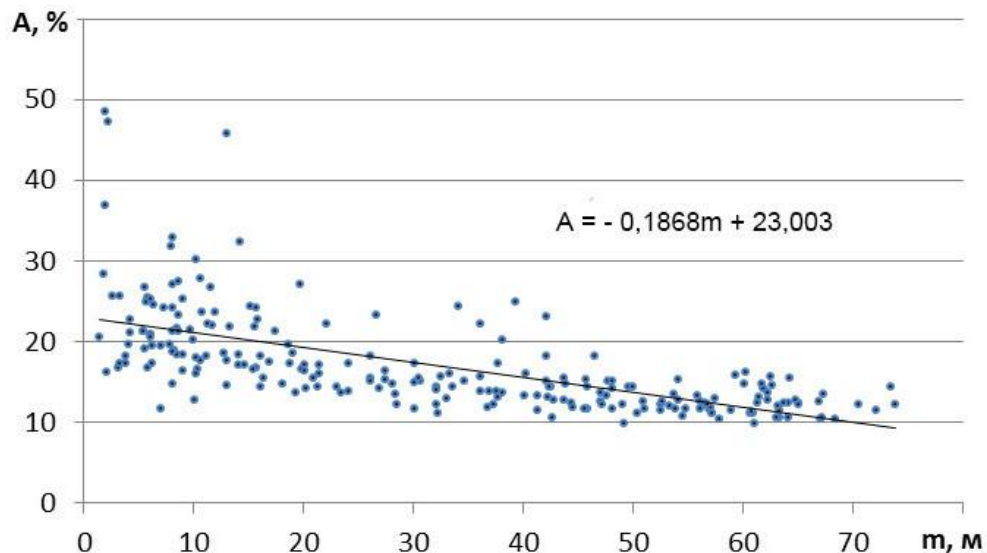


Рисунок 1.8 – Рівняння залежності зольності та потужності Основної лінзи Ново-Дмитрівського буровугільного родовища

1.4.2 Сірчаність бурого вугілля

Буре вугілля досліджуваного району характеризуються середнім (1,6 – 4%) і високим (4 – 6%) вмістом сірки. Для бурого вугілля Берекського родовища фіксується стабільний вміст сірки – $S_{об}^c = 1,6 – 2,4\%$, для вугілля Бантишевського та Степківського родовищ – $S_{об}^c = 1,4 – 2,2\%$. Найбільших значень сірка загальна досягає у вугіллі Основної лінзи Ново-Дмитрівського родовища ($S_{об}^c = 7,2\%$). В цілому для цієї лінзи характерна різко підвищена сірчаність порівняно з іншими горизонтами і вугіллям інших родовищ району.

Як приклад, зміна сірчаності у межах западин над соляними штоками розглянута особливість формування Основної лінзи Ново-Дмитрівського родовища. У вугіллі Основної лінзи спостерігається закономірність в розподілі сірки як за простяганням, так і у вертикальному розрізі. Високосірчане вугілля приурочене до центральної, найбільш зануреної частини Ново-Дмитрівського родовища. Максимальні значення сірки виявлено в свердловинах на рівні 4,8 – 4,6%. Мінімальне значення 0,6% зафіксовано на північно-західній околиці покладу (рис. 1.9).

Встановлена пряма залежність між вмістом сірки у вугіллі та потужністю пласта. Коефіцієнт кореляції становить 0,522 (рис. 1.10).

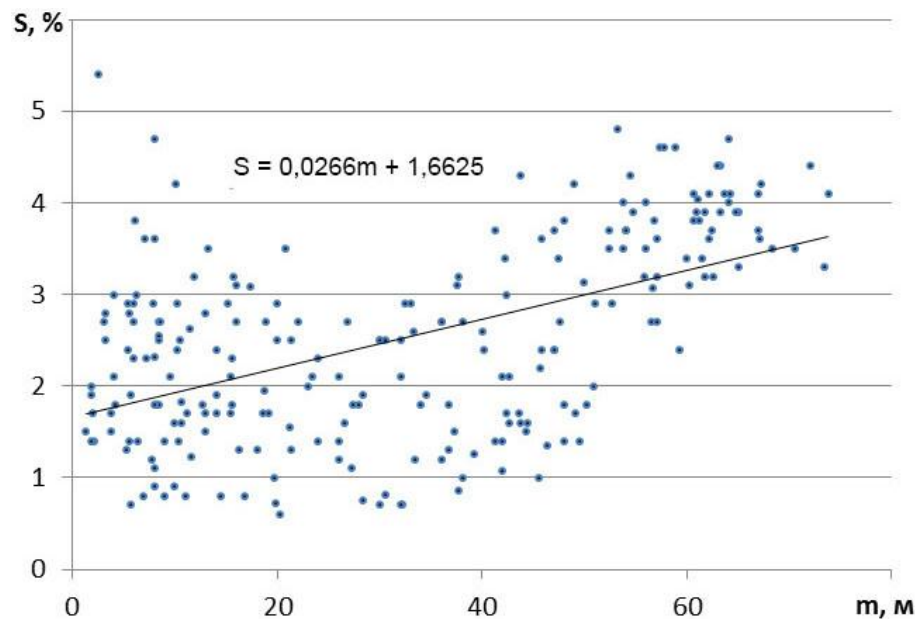


Рисунок 1.10 – Рівняння залежності сірчаності від потужності Основної лінзи Ново-Дмитрівського буровугільного родовища

На площі поширення Основної лінзи, а саме на північно-західному крилі западини, мінімальні значення вмісту сірки у вугіллі практично збігаються з найменшою потужністю покладу. Наведені спостереження вказують на переважну присутність органічної сірки.

При вивченні закономірностей поширення сірки і зольності в Основній вугільній лінзі кореляційного зв'язку між цими показниками не спостерігається. Коефіцієнт кореляції становить -0,217. Таке порівняння дозволяє зробити висновок про низький вміст сульфатної сірки у вугіллі.

Безпосередньо в покрівлі Основної лінзи залягає товща сульфатно-карбонатних порід, які містять самородну сірку. При суміщенні плану ізоліній вмісту сірки в сірчаному горизонті та в підстилаючої його Основної вугільної лінзи спостерігається чітка відповідність у розподілі сірки обох горизонтів. Характерним є закономірне зниження сірчаності вугілля в напрямку зверху вниз – від покрівлі покладу до її підшови.

Наведені спостереження, а також істотне переважання саморідної сірки в загальному балансі вказує на те, що значна частина сірки у вугіллі Основної лінзи була перенесена туди водами вже після утворення покладу і є, таким чином, епігенетичною [8].

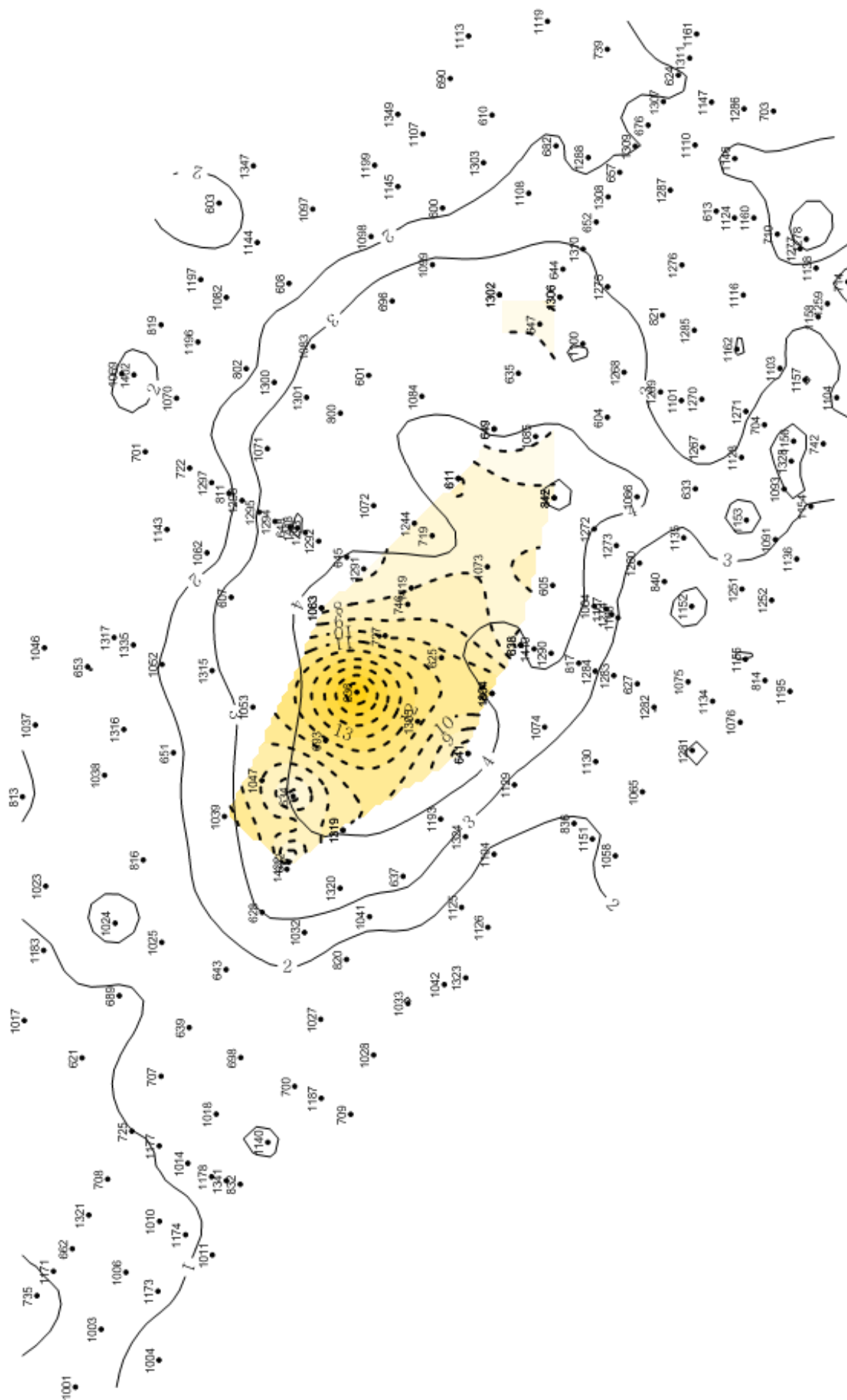


Рисунок 1.11 – Закономірності зміни сірки в Основній лінзі Ново-Дмитрівського буровугільного родовища

Джерелом складу сірки послужив сірчаний горизонт, що залягає безпосередньо вище основного покладу вугілля (див. рис. 1.11). У розподілі сірки з інших вугільних пластів Ново-Дмитрівського та інших родовищ району, такої закономірності не спостерігається.

При визначенні якості самородної сірки за типами встановлений дуже низький вміст сульфатної сірки у межах 0,06 – 0,16 % для вугілля Ново-Дмитрівського родовища і трохи вищий, у межах 0,067 – 0,178 % – для вугілля Берекського та Бантишевського родовищ. Кількість колчеданної та органічної сірки змінюється значніше. Для Основної лінзи Ново-Дмитрівського родовища вміст колчеданної сірки складає 1,2%, органічної – 2,8%. Для вугілля Берекського родовища середній вміст колчеданної сірки складає від 1,26% до 3,53%, а сірки органічної – від 0,33% до 1,38%. Для Ново-Дмитрівського родовища такий вміст органічної сірки може свідчити про формування вугілля у відновлювальних умовах.

2. ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ УСТУПІВ І РОБОЧИХ ПЛОЩАДОК ПРИ РОЗРОБЦІ КАР'ЄРНОГО ПОЛЯ

2.1 Особливості розробки похилих і крутих родовищ

За статистичними даними дотепер відкритим способом щорічно розробляють понад 20 млрд т гірських порід. З них на території Співтовариства Незалежних Держав (СНД) Євразійського континенту відкритим способом добувається 86 % залізної руди, 96% гірничої маси кольорових металів, 42 % вугілля, понад 75 % гірничохімічної сировини, близько 100% флюсових вапняків і алмазів. Родовища цих корисних копалин залягають у надрах Землі під кутом від 31 до 90° й істотно відрізняються за технологією розробки від пологих покладів. За генетичними типами залізородні родовища поділяють на магматичні – 12,3 %; контактено-метасоматичні – 9 %; гідротермальні – 3,1 %; осадові – 13,6 %; метаморфічні – 61,7%, з яких 84,9% представлені залізістими кварцитами.

У промисловому відношенні метаморфізовані залізісті кварцити становлять переважну частину світових запасів залізної руди і добуваються переважно відкритим способом. Вміст заліза в них становить 25 – 40%. Ці родовища являють собою потужні товщі смужкуватих залізісто-кременистих порід, у яких гематитові або магнетитові прошарки чергуються із кременистими потужністю 10 – 15 м та перекриваються шарами вміщуючих порід висотою від 20 – 50 до 150 – 400 м. Основними з них є конгломерати; пісковики; кварцити; філіти; сланці різного складу з вмістом тальку, хлориту, амфіболіту, магнезиту й серпентину в різних співвідношеннях між собою. На магматичних родовищах вміщуючими є габро й габро-амфіболітові породи, а також гнейсограніти. Покриваючі породи представлені покладами алевролітів, аргілітів, мергелів, крейди, пісковиків, вапняків, туфів, трапів, піску, глини й суглинків. Кути падіння як покладів корисних копалин, так і супутніх порід змінюються від 31 до 90°, у більшості випадків становлячи 60 – 85°. Глибина їх занурення у надра Землі перевищує 1000 – 1200 м.

Аналіз роботи залізорудних підприємств країн СНД показує, що найкращі показники у галузі були досягнуті в 1989 р., коли відкритим способом було добуто понад 86 % сирової руди. У наступні роки абсолютний обсяг видобутку залізної руди зменшується. Крім того, питома вага заліза у сирій руді знизилася із 34,7 до 32 %, внаслідок чого витрати її на виробництво 1 т концентрату зросли до 2,42 т. Обсяг розробленої гірничої маси на кар'єрах в 1989 р. перевищував 1,5 млрд т, з яких залізничним транспортом перевозилося 43,2 %, автомобільним – 48,6 %; стрічковими конвеєрами – 7,2 % і гідравлічним транспортом – 0,8 %. Середньодобова продуктивність одного робітника на відкритих розробках досягла 7923 т, проти 2494 т – на підземних роботах.

Гірничі роботи велися на 58 кар'єрах, які відрізнялися один від одного як продуктивністю по руді й породах розкриву, так і глибиною розробки в досить широких межах. Основний же обсяг виробництва припадав на 22 кар'єра з річною продуктивністю кожного по руді 5 – 35,6 млн т, які функціонували в складі 16 гірничозбагачувальних комбінатів (ГЗК). Виймання гірничої маси на цих кар'єрах у загальному обсязі перевищувало 85 %. Видобуток залізної руди на найближчу перспективу планується вести на експлуатованих нині родовищах. Проектна глибина їхньої розробки переважно становить 500 м, в окремих випадках досягаючи 700 – 1000 м.

Родовища руд кольорових металів, гірничохімічної сировини й алмазів, які розробляють відкритим способом, за морфологічними ознаками, в основному, відносяться до типу штокверкових, лінзоподібних і шароподібних покладів складної форми з низьким вмістом корисних компонентів. До показових кар'єрів такого типу відносяться Кальмакирський, Коунрадський, Азбест, "Центральний" комбінату Апатит, Ювілейний та інші. Вони розташовані переважно у віддалених районах Євразійського континенту, характеризуються пагорбкуватою й гористою місцевістю з вічною мерзлотою або посушливим кліматом. Слід зазначити, що розроблювальна на цих кар'єрах гірнича маса у порівнянні з породами залізорудних родовищ має меншу щільність і міцність. Менша їх тріщинуватість обумовила можливість фор-

мувати неробочі борти кар'єрів під більшими кутами укосу (до 45°) при відносно великій глибині розробки (600 – 800 м).

Вугільні родовища країн СНД представлені шарами пологого, похилого й крутого падіння. За якісними показниками вони підрозділяються на коксівні, кам'яні й бурі. В 1990 р. на території колишнього СРСР в експлуатації перебувало 85 вугільних кар'єрів із середньорічною продуктивністю 4,5 млн т. Більшість кар'єрів (66) мало щорічну виробничу потужність менше 5 млн т. На частку підприємств, що експлуатують родовища з кутом падіння $20 - 90^\circ$, припадало 41,2 % кар'єрів. Вони добували 46,6 % вугілля й розробляли 42,6 % напівскельних порід розкриву. Сумарний обсяг виймання гірничої маси становив 1,1 млрд т, потоковий коефіцієнт розкриву складав $3,43 \text{ м}^3/\text{т}$ проти $4,12 \text{ м}^3/\text{т}$ на кар'єрах, що розробляють пологі родовища. До найбільш потужних в аналізованій групі вугільних кар'єрів відносяться Кедрівський й Чорнігівський в Кузбасі; Нерюнгрінський в Якутії; Коркінський на Уралі; Північний, Богатир і Східний (Екібастуське родовище) – у Казахстані. Окремі кар'єри мали глибину понад 200 м, а Коркінський – перевищив 500 м. Перспективи розвитку вугільної промисловості пов'язані з подальшим ростом глибини кар'єрів і збільшенням обсягу розкривних робіт.

Транспорт на відкритих розробках є сполучною ланкою між процесами виймання гірничої маси та її переробки, має велике значення у загальному комплексі видобутку корисних копалин, споживає більшу частину виділених виробничих ресурсів. За П.І. Томаковим у структурі витрат на розкривні роботи домінуючими є витрати на переміщення порід розкриву до зовнішніх відвалів. Так, станом на 2005 р. на вугільних кар'єрах транспортували залізничним транспортом 27,5 % породи, автомобільним – 34,6 %, автомобільно-конвеєрним – 4 %. Безпосередньо до внутрішніх відвалів розміщували 24,4 % порід розкриву. Найбільша вага у загальному обсязі перевезень на потужних кар'єрах припадає на залізничний транспорт, що дотепер є самим економічним і надійним при роботі в різноманітних кліматичних умовах. Його домінуюча роль як самостійного виду транспорту, так і у комплексі з автомобільним або конвеєрним, буде зберігатися й у майбутньому.

Аналіз досвіду роботи залізничного транспорту на глибоких кар'єрах показує, що техніко-економічні показники електровозної тяги значно вище, ніж тепловозної. Тепловози реалізують відносно невеликі тягові зусилля й внаслідок цього застосовуються тільки для розробки верхніх горизонтів глибоких кар'єрів. Область їх застосування по глибині звичайно становить 70 – 90 м, і тільки в окремих випадках, при розробці потужних родовищ зі значними розмірами поверхнею, досягає 125 – 132 м. Глибокі горизонти цих кар'єрів розробляють з використанням автомобільного транспорту, яким гірничу масу доставляється до внутрішньокар'єрних складів, звідки екскаваторами перевантажується у залізничні вагони. Витрати на переміщення гірничої маси у загальній собівартості добутої сировини перевищують 50 %.

Кар'єрні електровози й тягові агрегати спеціально виготовляють для експлуатації в тяжких умовах відкритих робіт на великих глибинах. Завдяки кращим тяговим характеристикам їх застосовують для перевезень гірничої маси з глибини до 250 – 360 м. Незважаючи на більш важкі умови роботи, річна продуктивність одного середньосписочного електровоза становить 1,6 – 1,77 млн т, а тягового агрегату 3,1 – 3,25 млн т проти тепловоза, яким переміщується 0,92 – 1,63 млн т зі значно меншої глибини. Автосамоскиди на таких кар'єрах застосовують тільки для обслуговування 4 – 6 нижніх уступів. Обсяг автомобільних перевезень невеликий і становить 15 – 18,6 % у загальному вантажопотоці. Електрична тяга в порівнянні з тепловозною забезпечує підвищення продуктивності робочого поїзда у 2 – 3 рази й зменшення витрат на перевезення гірничої маси на 60 – 70 %.

Залізничним транспортом як самостійно, так і у комплексі з автомобільним в основному перевозять породи розкриву. Тенденція розширення області застосування стрічкових конвеєрів у комплексі з автомобільним і залізничним транспортом стосується тільки переміщенню корисних копалин на поверхню. Проте у всіх комбінованих схемах транспорту значний вплив на рівень експлуатаційних і капітальних витрат спричиняє ступінь механізації перевантажувальних робіт, обсяг яких досягає 30 – 46 %.

Останнім часом перевантаження скельних порід з автосамоскидів до вагонів повсюдно здійснювалося кар'єрними екскаваторами з ковшами місткістю 4,6 – 12,5 м³. У такий спосіб тільки на залізородних кар'єрах щорічно перевантажується понад 600 млн т гірничої маси. На таких роботах зайнято 27 % екскаваторів, продуктивність яких вище продуктивності вибійних усього на 23 %. При комбінованому автомобільно-конвеєрному транспорті перевантаження руди в кар'єрі здійснюється через дробарку – невід'ємну частину технологічного комплексу. Пропускна здатність комплексу досягає 20 – 22 млн т/рік. Однак, на поверхні при значній відстані кар'єрів від збагачувальних фабрик гірнична маса доставляється залізничним транспортом після перевантаження її екскаваторами. У Криворізькому басейні обсяг таких вторинних перевантажень щорічно перевищує 65 млн т.

При розробці глибоких кар'єрів за умовою застосування різних видів транспорту можна виділити дві технологічних зони. Верхня, глибиною до 200 – 360 м – область застосування залізничного й комбінованого автомобільно-залізничного транспорту. Нижня, глибиною понад 200 – 360 м – область застосування комбінованого автомобільно-конвеєрного й автомобільно-скіпового транспорту. Розкриття робочих горизонтів у верхній технологічній зоні здійснюють внутрішніми капітальними траншеями з підйомом 30 – 40 % при залізничному транспорті й 80 – 120 % – при автомобільному. Застосування залізничного транспорту обумовлює будівництво горизонтальних площадок примикання на кожному робочому горизонті, внаслідок чого коефіцієнт подовження траси становить 1,4 – 1,6 і більше, а відстань транспортування на поверхню досягає 6 – 10 км. Внутрішні траншеї обладнують найчастіше двоколієюною залізницею. Загальні ж траншеї зовнішнього закладення в окремих випадках мають до шести виїзних колій. Робочі горизонти другої технологічної зони розкривають похилими й крутими траншеями або шахтними стволами, кут нахилу яких для стрічкових конвеєрних підйомачів становить 15 – 16°, для спеціальних конвеєрів і скіпів – 39 – 42°.

При збільшенні глибини розробки різко ускладнюються умови експлуатації гірничотранспортних систем, зменшуються розміри робочих площадок, довільно здвоюються й строюються уступи, збільшується кут укосу робочих бортів. У цьому зв'язку заслуговує на увагу досвід експлуатації й проектування низки вугільних, ру-

дних і нерудних кар'єрів з великою глибиною розробки. Так, Коркінський кар'єр за проектом інституту УРАЛДІПРОШАХТ спочатку повинен був розробляти вугільне родовище до глибини 470 м. Потім був запропонований варіант "великого кар'єру" глибиною до 735 м. Річна потужність підприємства з видобутку вугілля становить 5,5 млн т, по породах розкриття – 28 млн т. Родовище являє собою мульду довжиною біля 5 км і шириною 2,5 км. Кути падіння вугільних шарів змінюються від 20 – 45°, на західному крилі, до 60 – 80° – на східному. Світа вугільних шарів, що містить майже 100 вугільних пачок, характеризується загальною потужністю від 90 м на півдні, до 715 м – у центрі мульди. Корисна потужність шарів змінюється від 1,45 до 116,7 м. Потужність прошарків пустої породи досягає 40 – 50 м. Добуте вугілля видається на поверхню двома стрічковими конвеєрами, розташованими під кутом 14 – 16° до горизонту. Для вивозу порід розкриття застосовують електрифікований залізничний транспорт. Підйом виїзних траншей 40%. Породи розкриття розробляють із застосуванням підривних робіт. Висота уступів 10 – 15 м, ширина робочих площадок рідко перевищує 25 – 30 м, транспортних – 15 м.

Для збільшення кута укосу робочого борту й зниження обсягу виймання порід розкриття на кар'єрі практикують здвоювання суміжних уступів і роботу декількох кар'єрних розкривних екскаваторів по висоті на один транспортний горизонт. Для цього тимчасово консервують три суміжних уступи із залишенням загальних для них верхньої й нижньої робочих площадок шириною до 40 м, а між ними на кожному горизонті – площадок, шириною по 15 м. Спарена робота екскаваторів з верхнім (ЕКГ-4у) і нижнім (ЕКГ-8І) навантаженням думпкарів дозволяє збільшити загальну висоту уступу до 30 м. При цьому після відпрацювання першої західки екскаватором ЕКГ-8І створюються умови для проведення підривних робіт на всю висоту уступу. Нижні розкривні горизонти розробляють драглайном ЕШ-10/70, що підвдає породу на верхній уступ до екскаватора ЕВГ-6, який працює з верхнім навантаженням на залізничний транспорт. У кар'єрі немає автомобільних доріг. Всі допоміжні перевезення здійснюють залізничним транспортом і тракторами. Зазначені заходи дають можливість збільшувати на окремих ділянках кар'єру кут укосу робочого борту до 40 – 42°. Незважаючи на велику глибину й складну організацію робо-

ти гірничотransпортного устаткування витрати на виймання 1 м³ порід розкриву в 1990 році становили 0,698 руб.

Соколовсько-Сарбайським гірничозбагачувальним комбінатом розробляють шароподібні поклади залізної руди потужністю 80 – 120 м з кутами падіння до 65 – 90°, покритих товщею піщано-глинистих відкладень висотою до 135 м. Проектна глибина Сарбайського кар'єру 650 м, Соколовського – понад 500 м. Товщу м'яких порід відпрацьовують уступами висотою 10 – 13 м, руду й корінні породи розкриву – уступами висотою 15 м на Соколовському кар'єрі і 20 м – на Сарбайському. Застосування такої висоти уступів дозволило зменшити кількість робочих горизонтів на Сарбайському кар'єрі, завдяки чому кут укосу робочого борту був збільшений до 23°. Крім того, підвищилася продуктивність гірничого устаткування, скоротилися довжина транспортних комунікацій і обсяг путьових робіт, зменшилася кількість площадок безпеки в кінцевих контурах кар'єру, збільшився вихід гірничої маси з 1 м свердловини. За рахунок зменшення непродуктивних їх перебудів – знизився обсяг бурових робіт. Наприкінці ХХ століття на Сарбайському кар'єрі експлуатувалося одинадцять горизонтів висотою по 20 м. Спочатку для їх розробки застосовували екскаватори ЕКГ-4, потім – ЕКГ-8І, ЕШ-14/55 і ЕКГ-6,3УС. При розробці обводнених і м'яких порід широко застосовують драглайни з навантаженням породи безпосередньо до залізничних поїздів.

Найбільша глибина з кар'єрів країн СНД запроектована інститутом УРАЛДІП-РОШАХТ при розробці Баженівського родовища азбесту. Особливістю розробки є розташування з боку західного борту кар'єру м. Азбест, а на флангах і східному борті – промислових споруд. Для збереження цих об'єктів, зниження обсягів гірничих робіт з розносу бортів, а також вирівнювання поточного коефіцієнта розкриву здійснюють поетапне відпрацювання родовища, що передбачає довгострокову консервацію одного із бортів для розміщення на ньому залізничних транспортних комунікацій, у той час як інший борт перебуває в активній розробці. Гірничі роботи ведуть на кар'єрах “Південний”, “Центральний” і № 1 – 2. Між “Південним” і “Центральним” кар'єрами залишена перемичка із законсервованих гірничих порід, на якій розміщені транспортні й інженерні комунікації. Дані кар'єри розкриті трьома зовнішніми тра-

ншеями, кожна із прямими заїздами на глибину 70 – 90 м від поверхні. Середня частина горизонтів висотою до 100 м розкрита системою ковзних тупикових з'їздів. Нижня зона потужністю 45 – 120 м – розкривається автомобільними з'їздами, які мають виходи на західний борт до пунктів перевантаження. Всі внутрішньокар'єрні станції й пости розташовані у робочій зоні кар'єру.

На кар'єрах експлуатуються екскаватори ЕКГ-4,6; ЕКГ-8І і ЕКГ-12,5. Висота уступів 15 м, ширина робочих площадок при роботі у комплексі із залізничним транспортом – 30 – 44 м. Кут укосу робочого борту 22 – 23°. Кут погашення неробочих бортів, рівний 37°, відбудовують шляхом здвоювання уступів і формуванням транспортних площадок шириною 10 м. Кут довгострокової консервації борту для поновлення гірничих робіт становить 27°. Середня річна продуктивність екскаватора при навантаженні до залізничних вагонів перевищує 3 млн т. Проектними рішеннями в перспективі передбачається об'єднання окремих кар'єрів і злиття їх транспортних комунікацій. Загальна довжина кар'єру поверхнею при цьому складе 13 км, кінцева глибина розробки – 750 м. Річна потужність по гірничій масі 220 млн т, по руді – 33,5 млн т.

Середня ширина робочих площадок при автомобільному транспорті прийнята 40 м, при залізничному – 54 – 63 м. Довжина екскаваторного блоку при автомобільному транспорті – 0,8 – 0,9 км, при залізничному – 1,2 км. Кут довгострокової консервації бортів у майбутньому планують збільшити до 31°. Річне поглиблення гірничих робіт у середньому складе 5 м. Навантаження гірських порід у вибоях виконують екскаваторами ЕКГ-8І, ЕКГ-6,3УС і ЕКГ-12,5. При розконсервації борту з довжиною фронту робіт 2 – 3 км і річному переміщенні вибоїв до 100 м переважно будуть застосовувати екскаватори ЕКГ-12,5 з наступною заміною на ЕГ-12. Зменшення ширини робочої площадки несприятливо позначається на умовах експлуатації вантажно-транспортного устаткування. Збільшення ж висоти уступів при збереженні ширини робочої площадки в межах 60 – 80 м дозволить крім зазначених вище переваг поліпшити умови виконання буропідривних робіт.

Робочі горизонти в нижній технологічній зоні на низці кар'єрів розкривають похилими або крутими траншеями, обладнаними стрічковими конвеєрами. Уперше

в СРСР дослідний конвеєрний підіймач для переміщення міцних скельних порід був побудований в 1972 р. в Україні на кар'єрі № 1 НКГЗК. Потім досвід експлуатації стрічкових конвеєрів був розповсюджений на усіх залізрудних кар'єрах галузі. У 1973 р. на Сарбайському кар'єрі Башкирського мідно-сірчаного комбінату був побудований крутопохилий скіповий підіймач. Він був розміщений у траншеї, проведеній по борту кар'єра під кутом 39° . Довжина траншеї 275 м, ширина подошви 10 м, вертикальна висота підйому 372 м. Скіповий підіймач складався з нижнього перевантажувального пункту, залізничних колій, підіймальної машини з електропідстанцією, копра з похилою естакадою й бункерами для руди й порід розкриву місткістю відповідно 150 і 300 м³. Два скіпи вантажопідйомністю по 40 т переміщуються по залізничних коліях шириною 3 м. Відстань між вісями колій 4,6 м. Ланку з рейок Р-50 довжиною 12,5 м укладали на чотирьох дерев'яних й одній металевій шпалах, які встановлювали на металевих опорах, закріплених шпурами на подошві траншеї. Підрейкова основа була забетонованою. Траншея й колії будувалися у напрямку зверху донизу. Уздовж колії з кроком 20 м були встановлені канатопідтримуючі роликоопори. Скіпи переміщувалися за допомогою двох канатів діаметром 54 мм закритого типу. Стінки й днище скіпів були футеровані металевими плитами. Навантаження скіпів велося через розсувні прорізи у мостовому перекритті перевантажувального пункту. Місткість автосамоскиду відповідала вантажності скіпа. Максимальний розмір куска переміщуваної породи – 1,2, руди – 0,8 м. Кожний скіп розвантажувався у розвантажувальних кривих через підйомну задню стінку до відповідного акумулюючого бункеру. Верхня перевантажувальна станція влаштована на копрі висотою 35,2 м. Гірнична маса з бункерів вивантажувалася до автосамоскидів віброживильниками. Піднімальна машина двохбарабанна, циліндрична, безредукторна з електродвигуном постійного струму потужністю 2,4 тис. кВт. Швидкість руху піднімальних посудин 7 м/с. Годинна продуктивність підйому 1430 т. Витрати на будівництво піднімального комплексу склали 4,6 млн руб.

Наведений досвід роботи глибоких різнотипових кар'єрів показує, що на сучасному етапі розвитку економіки, коли велика увага приділяється питанням захисту навколишнього середовища від негативного впливу гірничодобувних галузей і, у

першу чергу, раціонального використання земельних ресурсів, розкриття горизонтів нижньої технологічної зони варто здійснювати з урахуванням впливу всіх виробничих факторів на загальні показники відкритої розробки родовищ. До основного з них відносяться обґрунтування кінцевих контурів відкритої розробки й продуктивності кар'єру по корисній копалині й гірничій масі, способу розкриття робочих горизонтів й параметрів виймання порід розкриву, засобів транспортування гірничої маси за встановленими різновидами, а також можливості складування у виробленому просторі відходів виробництва: пустих порід і хвостів збагачення. Проведення й експлуатація виробок розкриття повинні забезпечувати не тільки мінімальні витрати на переміщення гірських порід, але й максимальний прибуток від експлуатації кар'єра у цілому.

2.2 Аналіз головних параметрів глибоких кар'єрів

Головними параметрами відкритої розробки крутоспадних родовищ корисних копалин є глибина кар'єру, розміри його в плані – довжина й ширина на земній поверхні, річна продуктивність з виймання гірничої маси. Залежно від величини цих параметрів визначають виробничу потужність кар'єру з видобутку руди й порід розкриву, напрямок відпрацювання кар'єрних полів, інтенсивність порушення земної поверхні, параметри розкриття й системи розробки глибоких горизонтів, вид механізації виробничих процесів. Як правило, основні техніко-економічні показники роботи гірничих підприємств перебувають у функціональній залежності від головних параметрів кар'єрів і, насамперед, від глибини розробки.

Відомо, що для досить глибоких кар'єрів характерне систематичне поглиблення гірничих робіт і зменшення розмірів нижніх горизонтів у плані. Внаслідок цього на робочих і неробочих бортах протягом тривалого періоду експлуатують транспортні комунікації, а через неможливість складування у виробленому просторі – породи розкриву вивозять з кар'єру й розміщують у зовнішніх відвалах. При розробці горизонтальних і пологих родовищ такого чіткого взаємозв'язку між розкривними, транспортними й відвальними роботами не спостерігається, а пусті породи, як правило, в основний період експлуатації кар'єру розміщують у виробленому просторі.

Виробнича потужність надглибоких кар'єрів залежить від гірничо-геологічних умов залягання родовища, величини запасів корисної копалини в контурах кар'єрного поля, рівня технічного прогресу, оснащення підприємств високопродуктивними гірничими машинами, потреби в добуваємі сировині тощо. У загальному випадку продуктивність видобутку корисної копалини визначається двома факторами: гірничими можливостями й економічними доцільними показниками. У першому випадку враховується величина річного поглиблення гірничих робіт, що характеризує інтенсивність розробки родовища. До економічних факторів відносять витрати на придбання гірничотранспортного обладнання, величину питомих і абсолютних витрат на будівництво підприємства, собівартість видобутку корисних копалин, розмір відшкодування за порушення земельних площ, продуктивність праці, розмір гірської ренти тощо.

Зазначені фактори детально досліджені й широко застосовують на стадії проектної оцінки виробничої потужності кар'єру. При цьому на підставі вихідних геологічних даних у кожному конкретному випадку проектна організація обґрунтовує продуктивність кар'єру з видобутку корисної копалини, попутного виймання порід розкриття й цілої низки інших показників. Цей процес досить тривалий і трудомісткий. Тому на стадії досліджень і проектних рішень доцільно визначати виробничу потужність підприємства з достатнім ступенем надійності за аналогією з відомими показниками, залежно від установлених меж кар'єрного поля поверхнею: довжини L_k , км; ширини B_k , км і глибини H_k , м [9, 10].

Аналіз проектних показників і досвіду експлуатації понад 350 вітчизняних і закордонних кар'єрів, що розробляють крутоспадні родовища на глибину понад 200 м показують, що їхня продуктивність по гірничій масі перебуває у тісному взаємозв'язку з кінцевими контурами кар'єрного поля (табл. 2.1). Залежно від форми розглянуті кар'єри об'єднані в групи: малої ($L_k = 0,3 - 1,9$ км), середньої ($L_k = 2,0 - 4,2$ км) і великої ($L_k = 4,3 - 11$ км) довжини, а також вузькі ($\frac{L_k}{B_k} = 2,01 - 14,4$) та округлі ($\frac{L_k}{B_k} = 1,0 - 2,0$). Вузькими кар'єрами звичайно розробляють крутоспадні ро-

довища невеликої потужності, округлими – мультіподібні або ізометричні потужні поклади.

Установлено, що серед обстежених кар'єри малої довжини становлять 44,4%, середньої – 40,6%, великої – 15%. При цьому вузьких кар'єрів – 60,5%, округлих – 39,5%. Серед закордонних (44,8%) переважають кар'єри малої довжини – 56,3%, середньої та великої – відповідно 31,1 і 7,6%. Вітчизняні кар'єри (55,2%) відрізняються

Таблиця 2.1 – Параметри показових надглибоких кар'єрів

Показники	Типові кар'єрні поля					
	1	2	3	4	5	6
Показові кар'єри	Зирянівський Карагайлинський Ковдорський Курган-Шинканський	Сорський Михайлівський Лебединський НКГЗК №2-біс Західний КачГЗК	Коркінський НКГЗК №3 Тагорський Коршунівський Першотравневий	Соколовський Південний ВО "Азбест" ЦГЗК №1 Стойлинський	Джетигаринський Центральний ВО "Азбест" Полтавський Сарбайський	"Богатир" Баженівський об'єднаний Качарський об'єднаний ПівдГЗК - АМКР
Горизонтальна потужність шарів корисних копалин, м	370	300	875	300	350	1300
Кінцева глибина розробки, м	300	400	500	500	600	800
Розміри кар'єрного поля, м:						
довжина по кінцевій глибині	150	900	1620	2680	4350	3800
ширина по кінцевій глибині	370	300	875	300	350	1300
– довжина поверхнею	1000	2000	3000	4000	5000	6000
– ширина поверхнею	1000	1200	2000	1200	2500	3000
Висота зони шарів корисних копалин, м	280	370	460	460	550	740
Обсяг породи в кар'єрі, млн.м ³ :						
– гірничої маси	108,5	374,5	1393	1193	2730	7139
– корисних копалин	58,2	153	891	452	1014	4574
– порід розкриву	50,3	222	502	741	1416	2566
Площа кар'єрного поля, га	82,6	195	487	476	826	1510
Середній коефіцієнт розкриву, м ³ /м ³	0,86	1,45	0,56	1,64	1,69	0,56
Річна продуктивність з видобутку, млн м ³ :						
– корисних копалин	2,6	4,0	6,8	6,0	9,0	12,4
– гірничої маси	4,84	9,8	10,61	15,84	24,21	19,34
Термін експлуатації кар'єру, роки	25	25	53	40	61	110

більшими у порівнянні з закордонними співвідношеннями: малої довжини – 34,7%, середньої – 38,3%, великої – 21%. Кар'єрами великої довжини розробляють переважно вугільні родовища – 58%. Як правило, рудні кар'єри великої довжини утворені внаслідок об'єднання локальних кар'єрів малої й середньої довжини.

Досвід роботи досить глибоких кар'єрів показує, що їхня продуктивність по гірничій масі в окремі проміжки часу збільшується у порівнянні з середньою проектною величиною на 30%, в інші – знижується на 20%. Це обумовлено специфікою відкритої розробки міцних гірських порід із застосуванням буропідривних робіт, неритмічною роботою дробильно-збагачувальних комплексів, транспорту та інших причин. Кореляційним аналізом визначений взаємозв'язок між річною продуктивністю кар'єру по гірничій масі $A_{2,}$ млн т і його головними параметрами. Велике значення коефіцієнтів множинної кореляції та їхньої надійності свідчать про високу збіжність отриманих залежностей з вихідними даними.

Установлено, що кар'єри малої довжини мають невеликий обсяг виймання порід розкриву й характеризуються застосуванням комбінованих видів транспорту з автомобільною внутрішньокар'єрною ланкою. Для перевезення гірських порід денною поверхнею експлуатують переважно залізничний транспорт. Річна продуктивність цієї групи кар'єрів по гірничій масі $A_{2,м}$ млн. т становить

$$A_{2,м} = 6,39 L_k + 12,48 B_k + 0,08 H_k - 20,6. \quad (2.1)$$

Кар'єри середньої довжини мають значно більшу продуктивність і характеризуються, як правило, застосуванням залізничного транспорту в робочій зоні як самостійно, так і в комплексі з автосамоскидами. Продуктивність цієї групи кар'єрів по гірничій масі $A_{2,с}$, млн т. становить

$$A_{2,с} = 13 L_k + 17,2 B_k + 0,061 H_k - 34,43. \quad (2.2)$$

Кар'єри великої довжини характеризуються повсемісним застосуванням залізничного транспорту для переміщення основного обсягу гірських порід. Продуктивність цих кар'єрів по гірничій масі $A_{2,б}$, млн т дорівнює

$$A_{2,б} = 7,92L_k - 8,01 B_k + 0,07 H_k - 7,64. \quad (2.3)$$

Продуктивність кар'єрів по гірничій масі при розробці вугільних родовищ становить

$$A_{2,в} = 9,24 L_k + 44 B_k + 0,093 H_k - 102 \quad (2.4)$$

Для кар'єрів руд чорних і кольорових металів

$$A_{z.p.} = 7,068L_k + 16,76 B_k + 0,078 H_k - 24,64. \quad (2.5)$$

Загальна залежність для всіх розглянутих різновидів кар'єрів A_z , млн.т має вигляд

$$A_z = 7,45L_k + 19,45 B_k + 0,069 H_k - 25,6. \quad (2.6)$$

Річна продуктивність кар'єру з добування корисної копалини A_p , млн.т устанавлюється за формулою

$$A_p = \frac{A_z}{1 + K_{cp}}; \text{ по розкриву } - A_6 = A_z - A_p. \quad (2.7)$$

Техніко-економічні показники підприємства визначаються у відповідності з встановленими глибиною розробки, відстанню транспортування гірничої маси, досконалістю техніки, технології й організації комплексу гірничотранспортних робіт. Оскільки гірничотехнічні умови розробки кар'єрних полів досить різноманітні, а їх розміри суттєво впливають на обґрунтування доцільності застосування того чи іншого виду транспорту, а також їх сполучень між собою, представляється можливим на основі обстежених кар'єрів виділити типові (див. табл. 2.1) і на їхньому прикладі визначити основні техніко-економічні показники й області застосування конкретних гірничотранспортних систем, параметри розкриття й розробки крутих родовищ на великих глибинах. При цьому основна увага повинна приділятися обґрунтуванню умов відпрацювання порід розкриву, оскільки зі зростаючою глибиною розробки їх обсяг суттєво збільшується, а умови обслуговування гірничотранспортного обладнання з їх видалення погіршуються. Як відзначалося раніше, позитивні результати нормалізації планомірного посування фронту робіт з виймання порід розкриву можливо здійснювати шляхом збільшення кутів укосів робочих бортів до максимального значення за умовами стійкості та відпрацювання їх уступами підвищеної висоти.

2.3 Технології відпрацювання порід розкриву високими уступами

Під **високими уступами** розуміють такі, які не можуть бути відпрацьовані на всю висоту за один прохід екскаватора через обмеженість його робочих параметрів. Найчастіше розробка високих уступів ведеться з поділом їх на підступи. Іноді для розробки уступів підвищеної висоти застосовують драглайни й розкривні мехлопати. Досвід роботи глибоких кар'єрів показує, що основним напрямком зі збільшення результуючого кута укосу робочого борту є зміна ширини робочих площадок і висоти уступів. Зменшення ширини робочої площадки несприятливо позначається на умовах експлуатації виймально-транспортного устаткування. Збільшення ж висоти уступів при збереженні достатньої ширини робочої площадки у межах 50 – 60 м дозволяє, крім зазначених вище переваг, поліпшити також і умови ведення буропідривних робіт.

В Україні експериментальне підривання уступів висотою до 45 м проводилося в 1960 – 1965 рр. на кар'єрах ПівдГЗК і ЦГЗК у Кривбасі. Спочатку свердловини бурили верстатами канатно-ударного буріння типу СБО-1,2. Встановлено, що при задовільній якості дроблення погано пророблялася подошва вибою. На той час високопродуктивне бурове устаткування було відсутнє. Трохи пізніше на кар'єрах почали експлуатувати потужні бурові верстати СБШ-250МН, у результаті чого глибина буріння свердловин суттєво збільшилася. Так, уже в 1976 р. на кар'єрі № 1 ЦГЗК підривали уступи висотою 30 м з міцністю гірських порід 8 – 12 за шкалою М.М. Протодьяконова. Одночасно підривали 5 – 9 рядів свердловин у затиснутому середовищі. Було відбито понад 3 млн м³ гірничої маси. В 1982 – 1983 рр. на кар'єрі ІнГЗК підривали уступи висотою 24 м, а на кар'єрі № 3 НКГЗК – 30 м. Дроблення й проробка подошви вибою були задовільними. Розвал розпушених порід відпрацьовували шляхом поділу товщі подрібнених порід на підступи із самостійним навантаженням на кожному з них екскаваторами ЕКГ-4,6 або ЕКГ-8І при автомобільному виді транспорту, а також з переєкспавацією на нижній підступ при залізничних перевезеннях.

На вугільних кар'єрах Черемхівського родовища, Естонського родовища горючих сланців та іншої породи міцністю до 8 – 10 за шкалою проф. М.М. Прото-

дьяконова після дроблення вибухом розробляли драглайнами з ковшом місткістю 4 – 20 м³. Висота уступів досягала 30 м. При залізничному транспорті використання думпкарів вантажністю 95 і 105 т потребувало деякої реконструкції екскаваторів. Так, на екскаваторі ЕШ-6/60 для зменшення зони розвантаження ковша була зменшена довжина піднімального тросу. На ЕШ-15/90 зменшили довжину стріли до 55 м. Як показав досвід, драглайни з ковшами місткістю 15 м³ і більш задовільно працюють при вийманні дроблених скельних порід. Зношування ковшів і канатів було у допустимих межах.

За кордоном при розробці будівельних скельних порід висота уступів у низці випадків досягає 55 – 60 м. Підривні свердловини бурять круто й вертикально. Так, кар'єр фірми "Вінтерберг" (ФРН) експлуатує родовище міцного вапняку. Розробка ведеться двома уступами висотою по 60 м. Кожний уступ після вибуху розбивають на підступи висотою 21 м (нижній) і 39 м (верхній), які відпрацьовують самостійно. За один вибух підривають до 50 крутих під кутом 75° свердловин, розташованих у два ряди. Одночасно з підосви уступу на відстані 2 – 3 м одна від одної пробурюють ряд горизонтальних свердловин для пророблення підосви вибою. Вибухом відбивається 70 – 120 тис. т породи. На гранітному кар'єрі Нью-Джерсі (США) висота уступу при видобутку діабазу досягає 55 – 58 м. Гарну якість дроблення одержують за рахунок застосування комбінованих зарядів. Причому, вибухові речовини розташовують у порядку зменшення їх потужності по висоті свердловини знизу догори. Експлуатується ще багато кар'єрів, де висота уступів становить 50 – 60 м.

Відомо, що зі збільшенням висоти уступу знижуються обсяг буріння, тривалість підготовчих і допоміжних операцій за рахунок зменшення величини перебуру свердловин і кількості переїздів бурових верстатів між ними. Однак буріння глибоких свердловин викликає зниження продуктивності верстатів. Збільшення лінії найменшого опору по підосві уступу й зниження висоти розвалу розпушених порід вимагає підвищеної витрати вибухових речовин. Для роботи в цих умовах необхідні потужні бурові верстати з можливістю буріння похилих свердловин.

За правилами безпеки, при розробці високих уступів по одній зі схем, що зображені на рис. 2.1, висота розвалу подрібнених скельних порід допускається не більше за максимальну висоту копання екскаватора. Це викликано тим, що при більшій висоті вибою й незадовільному дробленні гірських порід у верхній його частині утворюються нависи, які є причиною раптових обвалень і становлять небезпеку для навантажувального й транспортного устаткування, а також обслуговуючого персоналу.

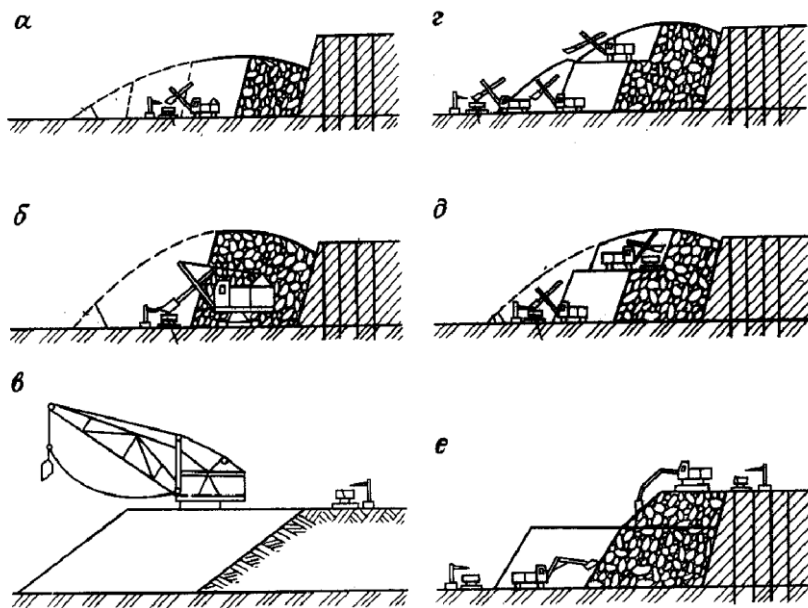


Рисунок 2.1 – Схеми відпрацювання високих уступів кар'єрними екскаваторами зі зниженням висоти розвалу до $0,7h_y$ (а), розкривними екскаваторами (б), драглайнами (в), з поділом на підступи й переекскавацією порід верхнього підступу на нижню площадку (г), з самостійним відпрацюванням підступів кар'єрними екскаваторами (д) й гідравлічними – типу прямої й зворотної лопат (е)

Установлено, що в умовах глибоких кар'єрів для забезпечення компактного розвалу підірваних порід у межах не більше за максимальну висоту копання екскаватора й формування робочої площадки помірної ширини варто застосовувати, як основну, схему з поділом підіраного уступу на підступи з використанням для навантаження кар'єрних мехлопат типу ЕКГ-8І, ЕКГ-12,5, ЭКГ-20. Зниження висоти розвалу до $0,7h_y$ (див. рис. 2.1, а) вимагає формування робочих площадок шириною до 120 – 150 м. Переекскавація гірничої маси з верхнього підступу на нижній (див. рис.2.1, г) приводить до збільшення витрат на навантаження до 30 – 40 %. Поділ розвалу на два самостійних уступа (див. рис.2.1, д) виключає цей надолік. У перспективі широке впровадження навантажувальних машин зі збільшеними робочими параметрами (див. рис.2.1, б), а також гідравлічних екскавато-

рів ЕГ-12,5 і ЕГ-20 типу прямої й зворотної лопат дозволить ефективно розробляти розвал підірваної породи без розміщення вантажно-транспортного устаткування на проміжній площадці (див. рис. 2.1, е).

Аналіз зміни витрат на навантаження гірничої маси показує, що застосування кар'єрних прямих мехлопат у 2,5 – 3 рази економічніше розкривних екскаваторів і драглайнів. Застосування гідравлічних екскаваторів типу прямої лопати сприяє зниженню витрат на виймання й навантаження на 20-30 % у порівнянні з однотипними кар'єрними екскаваторами. Відповідно до цього на глибоких кар'єрах при навантаженні скельних порід до залізничних вагонів доцільно застосувати екскаватори ЕКГ-8І, ЕКГ-12,5, ЕГ-12,5А та ЕГО-8. Максимальна ширина західки для цих екскаваторів відповідно становить 20 і 25 м.

При відпрацюванні м'яких порід на верхніх горизонтах кар'єру можливість збільшення висоти уступів досягається за рахунок застосування драглайнів (див. рис. 2.1, в). Одночасно зі зменшенням інтенсивності відчуження земель і роздільного виймання суглинків ефективність збільшення висоти уступів по м'яких породах забезпечує також спрощення схеми транспортних комунікацій у кар'єрі й зниження обсягів робіт з переукладання рейкової колії при залізничних перевезеннях. Так, на більшості глибоких кар'єрів України середня потужність наносів становить 30 – 40 м. Як правило, їх відпрацьовують кар'єрними екскаваторами ЕКГ-5 або ЕКГ-8І з навантаженням до залізничних вагонів. Фронт робіт перебуває в межах 1 – 5 км. Одночасно експлуатується від одного до чотирьох уступів висотою 10 – 12 м. Внаслідок малої висоти уступів і використання екскаваторів з невеликими лінійними параметрами при посуванні фронту робіт 60 – 80 м/рік необхідно виконувати великий обсяг робіт з переукладання залізничної колії. При цьому розвиток залізничної колії кар'єрів складний, а первинний обсяг розкривних робіт при введенні кар'єру до експлуатації досить великий. На деяких кар'єрах практикують відпрацювання наносів драглайнами з навантаженням у залізничний транспорт, у результаті чого збільшується висота уступу до 30 – 40 м, спрощується схема колійного розвитку, зменшується обсяг колієпересувних робіт. Наприклад, на кар'єрі Михайлівського ГЗК екскаватором ЕШ-10/50 відпрацьовується вибій висотою до 30 м і шириною до 70 м. Протягом року виконують усього одне

переукладання рейкової колії. Одночасно з вийманням породи виконують і заукіску борту кар'єру, внаслідок чого підвищується його стійкість. Навантаження поїздів труднощів не викликає [10].

Висота уступу є визначальною при оцінці техніко-економічних показників схеми з виймання наносів. Первинний обсяг порід розкриття при будівництві кар'єру A_c , млн м³ визначається за формулою

$$A_c = 10^{-6} \left(\frac{H_n}{n_y} \right) \cdot \epsilon_{p.n} \cdot L_n; \quad (2.8)$$

де H_n – потужність наносів, м; n_y – кількість уступів по наносам, од; $\epsilon_{p.n}$ – ширина робочої площадки, м; L_n – довжина фронту робіт по наносах, м.

Довжина фронту робіт визначається залежно від схем розкриття й відпрацювання родовища. Настилення залізничної колії виконують на кожному горизонті з улаштуванням відповідних станцій і роз'їздів. У загальному випадку довжина колії на горизонті ℓ_n , км становить

$$\ell_n = 2 K_{n.p} (L_k + B_k) K_\phi, \quad (2.9)$$

де $K_{n.p}$ – коефіцієнт складності колійного розвитку.

Кількість переукладань колії за рік $n_{n.e}$, од. визначається за формулою

$$n_{n.e} = \frac{A_n}{L_n h_n \epsilon_e}; \quad (2.10)$$

де A_n – продуктивність кар'єру з виймання наносів, м³/рік; ϵ_e – ширина західки екскаватора, м.

За даними криворізьких ГЗК, трудомісткість пересування й ремонту 1 км залізничної колії становить 80 – 100 чел./зм. Аналіз техніко-економічних показників розробки наносів потужністю до 40 м кар'єрними екскаваторами показує, що драглайни ЕШ-6/45М і ЕШ-10/70А можуть істотно поліпшити економіку й організацію гірничих робіт. Незважаючи на те, що драглайни характеризуються більшими експлуатаційними й капітальними витратами їх експлуатація, замість прямих мехлопат, дозволяє знизити кількість переукладань колії в 10 – 30 разів, зменшити первинний обсяг розносу бортів на 2 – 3 млн м³ у розрахунку на 1 км фронту робіт, значно спростити колійний розвиток залізниць у кар'єрі. Оскільки продуктивність робіт в економічних розрахунках є визначальною, при розробці

наносів потужністю до 20 м варто орієнтуватися на застосування драглайнів ЕШ-6/45М, а при потужності 30 – 40 м – драглайнів ЕШ-10/70А. При збільшенні потужності наносів до 25%, у порівнянні з нормативною глибиною копання, драглайни можна використовувати за схемою з одночасним нижнім і верхнім черпанням. У остаточному підсумку, застосовуючи драглайни для виймання наносів, можна знизити витрати на розробку порід розкриву на 15,5 – 17% і спростити роботи із завідкошення бортів у порівнянні з прямими мехлопатами.

Незважаючи на значні економічні переваги, високі уступи до останнього часу не знайшли широкого застосування на кар'єрах СНД з видобування руд чорних і кольорових металів. Це можна пояснити тим, що існує ціла низка невирішених або недостатньо висвітлених питань з технології їх відпрацювання й організації робіт. До них варто віднести обґрунтування оптимальних параметрів системи розробки, організацію буропідривних робіт у міцних породах, розробку відповідних засобів буріння й виймання порід, а також удосконалення чинних Правил експлуатації й безпеки.

Поряд з цим для вугільних кар'єрів інститутом ЦЕНТРДІПРОШАХТ створені типові технологічні схеми ведення гірничих робіт із застосуванням високих уступів, які широко впроваджені на виробництві. Елементи систем розробки й розрахункових показників основних з них наведені на рис. 2.2 – 2.5 і в табл. 2.2 – 2.5.

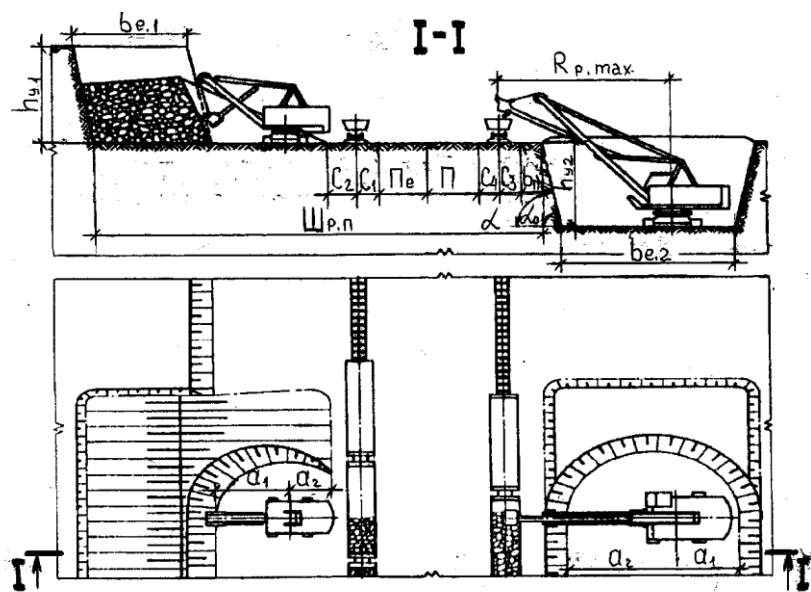


Рисунок 2.2 – Технологічна схема розробки уступів з верхнім навантаженням і навантаженням на рівні стояння екскаваторів ЕКГ-8І й ЕКГ-6,3ус

Таблиця 2.2 – Елементи системи розробки й показники відпрацювання високого уступу з одним транспортним горизонтом

Найменування	Позначення	Показник	
Тип екскаватора, верхній/нижній		ЕКГ-4,6/ЕКГ-4у	ЕКГ-8І/ ЕКГ-6,3ус
Висота підступу, м	h_1/h_2	15/11,0	19/18
Ширина західки, м	b_e	12,2/23,0	19,8/28,8
Відстань від вісі руху екскаватора до нижньої брівки західки, м:			
- внутрішня	a_1	7,5/13,0	14,8/17,0
- зовнішня	a_2	4,7/10,0	7,2/11,8
Відстань від вісі залізничної колії, м:			
- до нижньої брівки розвалу	z_2	3,5	4,5
- до лінії електропостачання	z_1	2,5	2,5
- до додаткового устаткування	z_4	2,5	2,5
- до смуги безпеки	z_3	2,5	2,5
Ширина смуги для розміщення, м:			
- приладів електропостачання	P_e	6,0	6,0
- додаткового оснащення	P	6,0	6,0
Мінімальна ширина робочої площадки, м	$Ш_{p.n}$	48,5	59,6
Продуктивність екскаватора:			
- змінна, м ³	$Q_{e.зм}$	1700/1440	2360/1680
- річна, тис.м ³	$Q_{e.рік}$	1300/1080	1770/1230

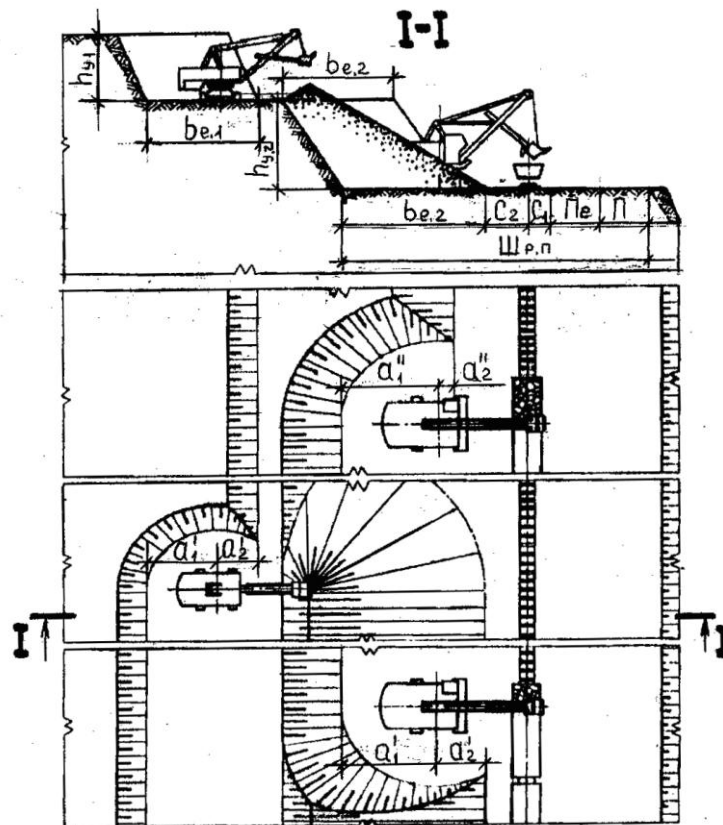


Рисунок 2.3 – Технологічна схема розробки високого уступу двома мехлопатами ЕКГ-8І й ЕКГ-12,5

Таблиця 2.3 – Елементи системи розробки й показники відпрацювання високого уступу з переєккавацією породи з верхнього підступу на нижній

Найменування	Позначення	Показник	
Тип екскаватора, верхній/нижній		ЕКГ-4,6/ ЕКГ-8І	ЕКГ-8І / ЕКГ-12,5
Висота підступу, м	h_1, h_2	10/12,5	12,5/15,5
Ширина західки, м	b_{e1}, b_{e2}	14/18	18/22
Відстань від вісі залізничної колії, м:			
– до нижньої брівки уступу;	z_2	7,0	8,0
– до лінії електропостачання	z_1	2,5	2,5
Ширина смуги для розміщення, м:			
– приладів електропостачання	$П_e$	6,0	6,0
– додаткового оснащення	$П$	6,0	6,0
Ширина смуги безпеки між підступами, м	B	3,0	3,0
Мінімальна ширина робочої площадки, м	$Ш_{p.n}$	35,5	40,5
Продуктивність екскаватора			
– змінна, м ³	$Q_{e.зм}$	3700/3600	5470/3450
– річна, тис.м ³	$Q_{e.рік}$	2840/2700	4100/4000

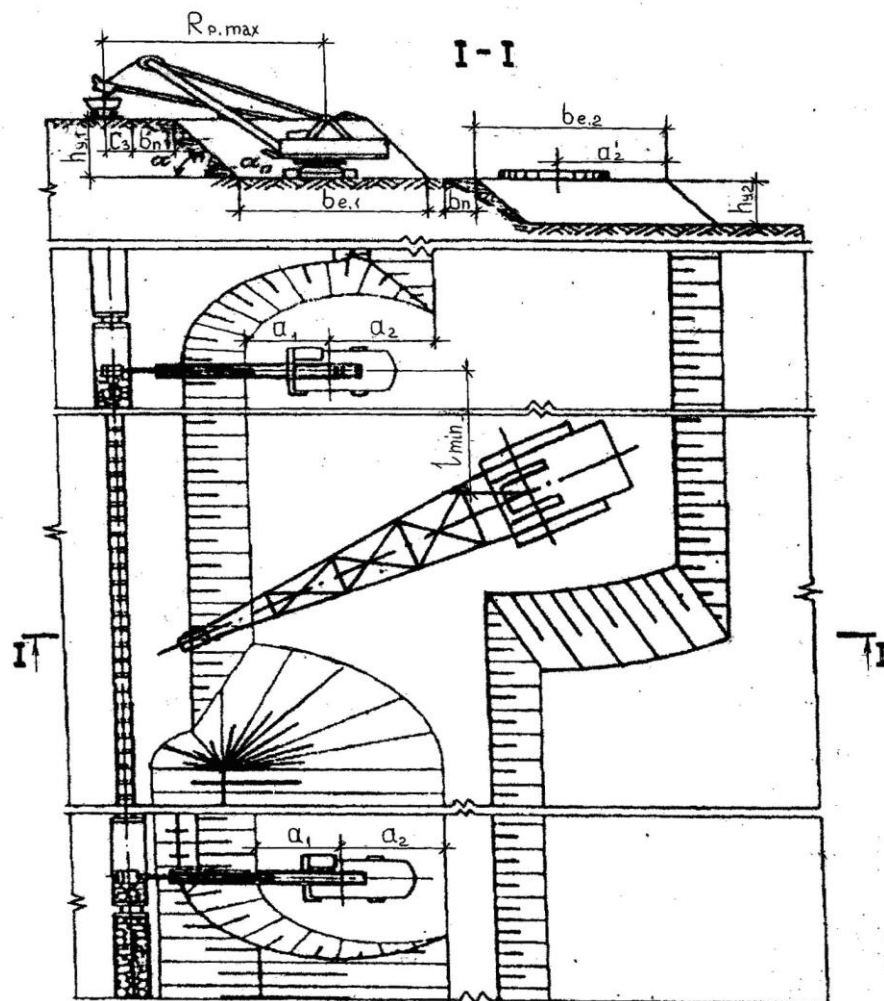


Рисунок 2.4 – Технологічна схема розробки високого уступу драглайном ЕШ-10/70 і розкривним екскаватором ЕКГ-4у

Таблиця 2.4 – Елементи системи розробки й показники відпрацювання високих уступів драглайном і розкривним екскаватором

Найменування	Позначення	Показник	
Тип екскаватора, верхній/нижній		ЕКГ-4,6у/ ЕШ-10/70	ЕКГ-6,3у/ ЕШ-10/70
Висота підступу при роботі, м:			
– розкривного екскаватора	h_1	10,0	12,5
– драглайна.	h_2	8,0	10,0
Кут укосу підступу, град.	α_6	60,0	60,0
Ширина західки екскаватора, м	b_{e1}, b_{e2}	17,5	23,0
Відстань від вісі ходу мехлопати до нижньої брівки західки, м:			
– внутрішня;	a_1	7,5	9,0
– зовнішня	a_2	10,0	14,0
Відстань від вісі ходу драглайна до верхньої брівки уступу, м	a'_2	11,0	11,0
Відстань від вісі залізничної колії до смуги безпеки, м	z_3	2,5	2,5
Мінімальна відстань між вісями повороту екскаваторів	L_{min}	88,0	100,0
Продуктивність екскаваторів:			
– змінна, м ³	$Q_{e.зм}$	2060/4220	2480/4220
– річна, тис.м ³	$Q_{e.рік}$	1540/3100	1820/3100

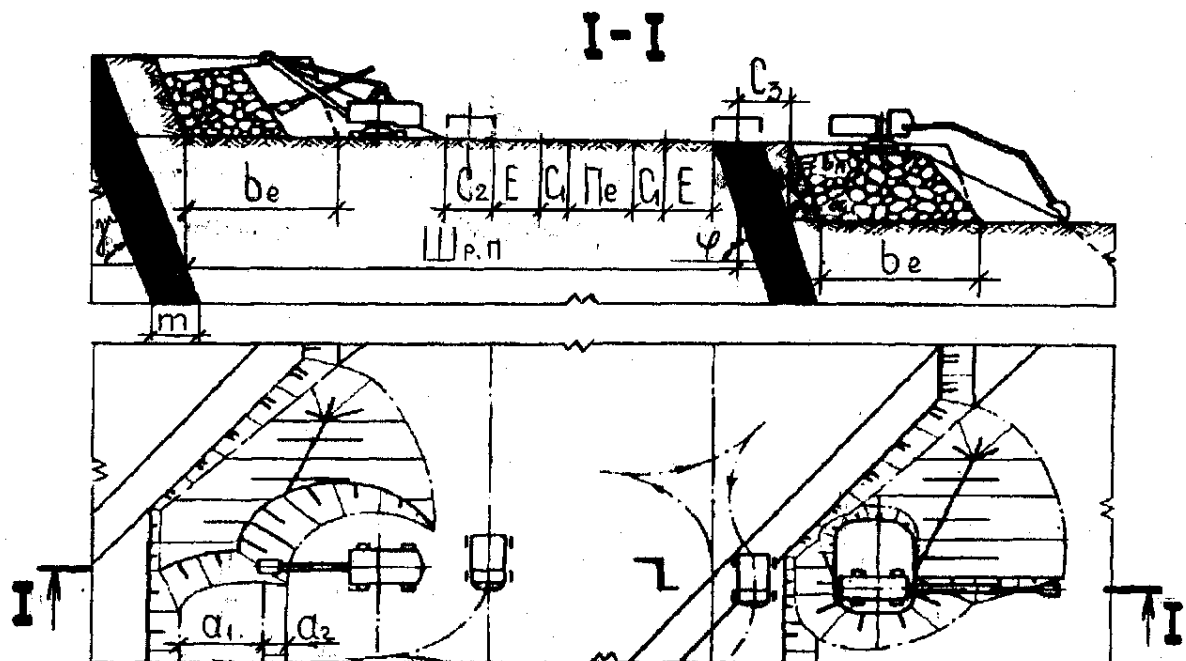


Рисунок 2.5 – Технологічна схема розробки високого уступу прямою та зворотною мехлопатами ЕКГ-8І й ЕГО-6 з навантаженням на один транспортний горизонт

Таблиця 2.5 – Елементи системи розробки й показники відпрацювання високих уступів прямою й зворотною мехлопатами

Найменування	Позначення	Показник	
Тип екскаватора, верхній/нижній		ЕКГ-4,6Б/ ЕГО-5	ЕКГ-8І/ЕГО-6
Горизонтальна потужність шару корисної копалини, м	m_2	5	5
Кут падіння шару, град	φ	75	75
Висота підступу, м	h_1	8	10
Ширина західки по цілику	e_e	14/14	18/14
Відстань від осі ходу екскаватора до нижньої брівки західки, м:			
- внутрішня;	a_1	8,0	10,0
- зовнішня	a_2	6,0	8,0
Відстань від осі автодороги, м:			
- до нижньої брівки розвалу	z_2	3,5	4,5
- до лінії енергопостачання	z_1	3,0	3,0
- до смуги безпеки	z_3	3,5	3,5
Відстань між осями автодоріг, м	E	5,0	5,5
Ширина смуги для розміщення приладів енергопостачання, м	Pe	6,0	6,0
Мінімальна ширина робочої площадки, м	$Ш_{p,n}$	51,0	55,5
Продуктивність екскаватора:			
- змінна, м ³	$Q_{e,зм}$	1258/1304	1806/1616
- річна, тис.м ³	$Q_{e,рік}$	966/1001	1354/1241

Слід зазначити, що для нормалізації режиму гірничих робіт висоти підступів повинні бути скореговані за швидкістю посування фронту робіт з продуктивністю відповідних екскаваторів, тобто

$$\frac{Q_{e_1}}{Q_{e_2}} = \frac{h_1}{h_2}; \quad (2.11)$$

де Q_{e_1} , Q_{e_2} – продуктивність екскаваторів, які працюють відповідно на верхньому й нижньому підступах, м³; h_1 , h_2 – висоти верхнього й нижнього підступів, м.

Ширина західки мехлопати, що працює на верхньому підступі, визначається відповідно до лінійних розмірів її робочого устаткування. На нижньому підступі може бути прийнята така ж ширина західки або збільшена відповідно до параметрів верхнього екскаватора. Ширина робочої площадки розраховується відповідно до встановлених елементах безпечного розміщення гірничотранспортного устаткування на уступі.

Рівномірне посування підступів між собою легше забезпечити при однаковій ширині заходок на підступах. Проте при цьому висота нижнього підступу у схемах з переєкспавацією розраховується невеликою через малу місткість західки верхнього подуступу для розміщення на її площі навалу породи. Параметри навалу на нижній площадці обмежуються шириною її основи, яка не повинна перевищувати ширину нормативної західки екскаватора. Збільшення висоти нижнього підступу при збереженні параметрів навалу за рахунок зменшення ширини західки екскаватора призводить до порушення рівномірності посування фронту робіт на підступах і значно ускладнює організацію робіт. Технологія відпрацьовування нижнього подуступу драглайнами й зворотними мехлопатами дозволяє зменшити відстань перевезення порід й поліпшити організацію розробки обводнених порід.

2.4 Формування виймальних панелей етапами при залізничному транспорті

Розглянута вище технологія успішно реалізується при залізничному транспорті, із застосуванням якого породи розкриву переміщуються безпосередньо з вибоїв на значні відстані до місця складування у відвал. Для вдосконалення схеми формування робочої зони крутопохилими шарами запропонована нова технологія, по якій один з торців і прилеглі до нього ділянки фронтальних бортів по лежачому й висячому боках родовища на довжину залізничних розподільних пунктів відпрацьовують відразу ж у граничне положення (рис. 2.9).

При цьому виймальні панелі формують по скельних породах розкриву на фронтальних бортах, починаючи від виходу корисної копалини під нижній розкритий уступ по лежачому й висячому боках родовища у поперечному розрізі; орієнтують їх уздовж простягання родовища; довжину робочих площадок на них приймають не більше довжини екскаваторних блоків $l_{e.б}$, м. Ширина уступу понизу додатково включає уловлювальні площадки v_{gl} , м, ширину яких визначають за формулою

$$v_{gl} \geq v_{\delta} (n + 1); \quad (2.12)$$

де v_{δ} – ширина площадок безпеки на розкритих уступах, м; n – кількість уступів у етапі, од.

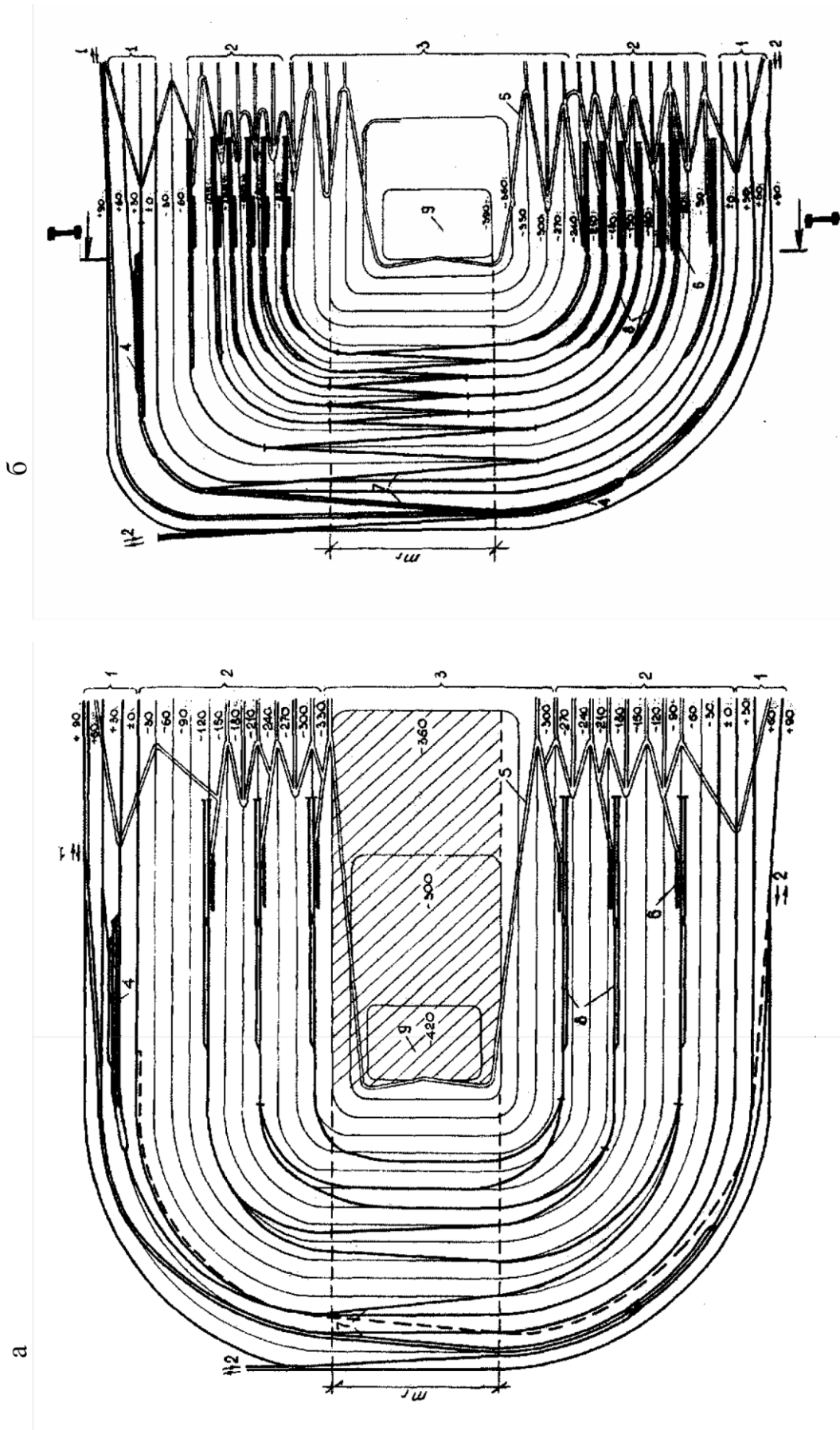


Рисунок 2.9 – Схема формування постійних транспортних комунікацій у відпрацьованому торці кар'єру з виїздом на керівному підйомі по кривій (а) і на прямолінійних ділянках (б): 1 – 3 – зони експлуатації тепловозів, тягових агрегатів і автосамоскидів; 4 – кар'єрні залізничні станції; 5 – автодороги; 6 – перевантажувальні екскаваторні пункти; 7 – пологі залізничні колії; 8 – розподільні пункти

Нижні робочі площадки перших знизу крутопохилих шарів $A_{н.л}$, м по лежачому й висячому боках родовища $A_{н.в}$, м виконують шириною відповідно

$$A_{н.л} = h_p \operatorname{ctg} \alpha_\delta + \epsilon_\delta (n+1) + 2h_3 \operatorname{ctg} \beta + \epsilon_{mp}; \quad (2.13)$$

$$A_{н.в} = h_p (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \alpha_\gamma) + \epsilon_\delta (n+1) + 2h_3 \operatorname{ctg} \beta_3 + \epsilon_{mp}; \quad (2.14)$$

де h_p – висота уступів по породам розкриву, м; γ , α_δ , β_3 – відповідно кути нахилу покладу корисної копалини, укосів уступу й захисного валу, м; ϵ_{mp} – ширина транспортної площадки, м.

Верхні робочі площадки на етапах устанавлюють не менше за ширину площадок буропідривних робіт $\epsilon_{\delta n}$, м. Результиуючі кути укосу фронтальних бортиів кар'єру по скельним породам відповідно по лежачому $\alpha_{р.л}$ (град.) й висячому боках родовища $\alpha_{р.в}$ (град.) визначають із залежностей

$$\alpha_{р.л} = \operatorname{arctg} \frac{Nnh_y}{A_{н.л} + (N-2)\epsilon_{\delta n} + N[\epsilon_{\delta n} + n(\epsilon_\delta + h_y \operatorname{ctg} \alpha_\gamma)]}; \quad (2.15)$$

$$\alpha_{р.в} = \operatorname{arctg} \frac{Nnh_y}{A_{н.в} + (N-2)\epsilon_{\delta n} + N[\epsilon_{\delta n} + n(\epsilon_\delta + h_y \operatorname{ctg} \alpha_\gamma)]}, \quad (2.16)$$

де N – кількість етапів у вертикальному перерізі кар'єру, од.

Фронтальні робочі борти по скельним породам розкриву формують від контактів покладу корисної копалини по лежачому й висячому боках з нижніми робочими площадками розкривних уступів, які з верхніми площадками утворюють етапи з декількох тимчасово законсервованих уступів I – V (рис. 2.10). Між ними, відповідно до Правил охорони праці, залишають площадки безпеки. На площадках уступів торця, відпрацьованих у граничному положенні, обладнують залізничні станції й розподільні пункти. Вихід залізничних поїздів на поверхню здійснюють по загальній виїзній траншеї.

Для забезпечення стійкості укосів тимчасово законсервованих ділянок робочих бортиів кожний з уступів I – V у межах етапу під час ведення буропідривних робіт заукосяють шляхом попереднього підривання екрануючих свердловин. Бурять їх під кутом $60 - 70^\circ$ до вертикалі на всю висоту уступів. Вибухом свердловин розпушені породи частково розміщують на нижніх площадках безпеки, за рахунок чого формується контур розвалу в початковому положенні. Подальше підривання свердловин розпушування на уступах I – V ведеться у “зати-

снутому середовищі”, завдяки чому зруйновані породи спучуються догори й утворюють постійний контур розвалу.

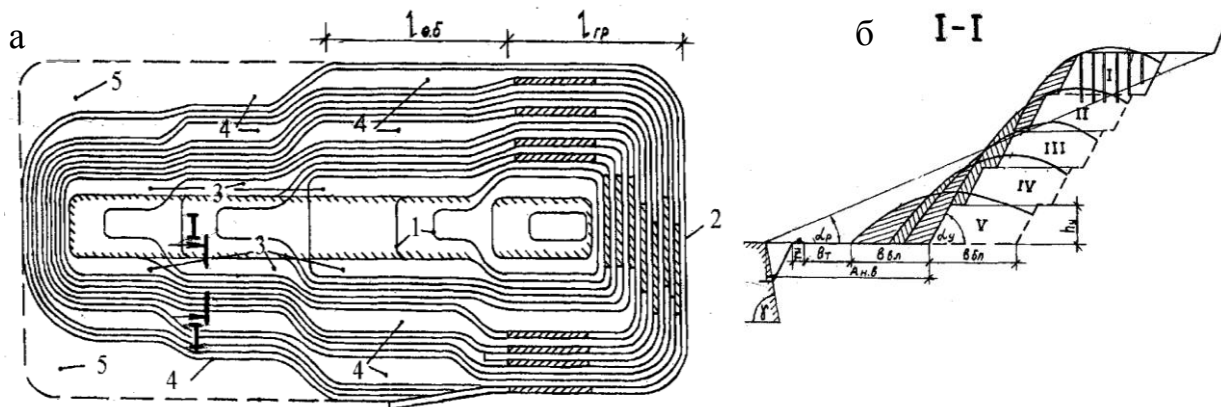


Рисунок 2.10 – Схема формування робочої зони кар'єру крутопохилими шарами (а) і відпрацювання уступів у межах етапу по висячому боку залізорудного поклада (б): 1 – добувні уступи; 2 – торець кар'єру з постійними транспортними комунікаціями; 3 – нижні робочі площадки в етапі; 4 – верхні площадки у етапі; 5 – ділянки порід розкриття, розробка яких перенесена на заключний період відпрацювання родовища; I – V – номери послідовного відпрацювання уступів у межах етапу

Запобігання засмічуванню руди зруйнованими породами розкриття досягається за рахунок систематичного відновлення нижніх робочих площадок достатніх розмірів при посуванні борту й попереднього підривання екрануючих свердловин закоси укоси уздовж верхнього добувного уступу по лежачому боку поклада корисної копалини або огороження нижньої брівки робочої площадки захисним валом на відстані a , м від виходу поклада корисної копалини на висячому боку

$$a = h_y \cdot (ctg\gamma + ctg\alpha_y). \quad (2.17)$$

Група уступів I – V у межах кожного етапу підривається зверху донизу послідовно одна за одною. Після формування розвалу виймальний екскаватор проходить західку уздовж довжини блока етапу поблизу нижньої брівки знов утвореної робочої площадки на уступі II і скидає породу убік виробленого простору. Потім на утвореній смузі споруджується автомобільний з'їзд з виходом до ближнього перевантажувального пункту.

Поступове переміщення фронту розкривних робіт у поздовжньому й поперечному напрямках призводить до попередження відпрацювання обсягу скельних порід розкриву V , м³/рік і перенесення його на завершальний строк експлуатації кар'єру. При цьому обсяги розкривних робіт з кожного боку родовища визначають за формулою

$$V = Nnh_y h_n (ctg \alpha_{pn} - ctg \alpha_p) \sum_1^K l_o ; \quad (2.18)$$

де h_n – темп поглиблення гірничих робіт, м/рік; α_{pn} – кут укосу робочих бортів кар'єру по скельних породах розкриву, град; l_o – довжина етапу розробки, м; K – кількість етапів по довжині кар'єру, од.

2.5 Формування робочої зони глибокого кар'єру широкими панелями

При використанні екскаваторів великої потужності інтенсифікацію виймання порід розкриву ведуть широкими панелями (рис. 2.11). При цьому підризна підготовка порід розкриву здійснюється блоками з такою шириною по цілику, що забезпечує відпрацювання розвалу при груповому розміщенні екскаваторів. Після проведення буропідризних робіт один з екскаваторів починає відпрацювання зовнішньої західки. У міру руху вибою до роботи вводиться другий, а потім і третій екскаватори. Для забезпечення безпеки робіт відстань між екскаваторами в панелі повинна бути понад 50 м.

Раціональна довжина панелі складається з довжини екскаваторного й бурового блоків, а також транспортної й резервної зон. Довжина екскаваторного й бурового блоків дорівнює між собою й становить 450 – 500 м. Транспортна зона панелі повинна забезпечувати безпечну й продуктивну роботу автосамоскидів на уступі. З урахуванням радіуса повороту автосамоскидів величина цієї зони становить 70 – 80 м. Резервна зона необхідна для пом'якшення жорсткої залежності при відпрацюванні панелями суміжних уступів. Її розміри визначаються ступенем нерівномірності роботи гірничотранспортного устаткування в панелі. Досвід показує, що раціональну довжину такої зони варто приймати в межах 110 – 200 м. Таким чином, раціональна довжина панелі становить 1100 – 1300 м.

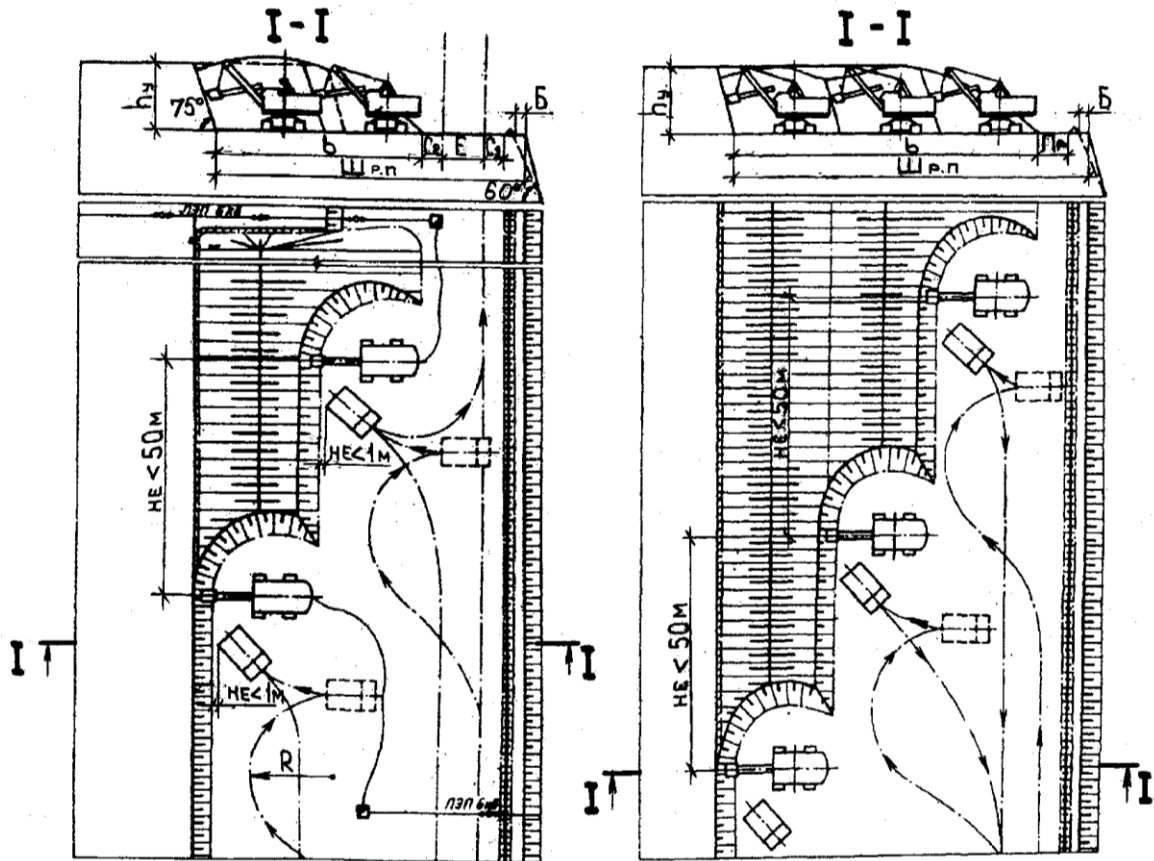


Рисунок 2.11 – Схема розробки уступів широкими панелями: а – двома екскаваторами при наскрізному русі автосамоскидів; б – трьома екскаваторами при маятниковому русі автосамоскиди

Ширина панелі $Ш_n$ (м) розраховується по формулі

$$Ш_n = B_p + 3_2 + E + 3_1 + Б + П_6 + П_3; \quad (2.19)$$

де B_p – ширина розвалу підірваних порід, м; приймається кратною ширині заходок, які формують панелі екскаваторами; 3_2 , 3_1 – відстань між вісями автодоріг і нижньою брівкою розвалу та захисним валом, м; E – відстань між вісями автодоріг, м; $Б$ – ширина площадки безпеки, м; $П_6$ – ширина захисного валу, м; $П_3$ – смуга для розміщення устаткування електропостачання, м.

Ширину панелі приймають такою, щоб забезпечити максимальний кут укосу робочого борту. Це досягається при збереженні середньої ширини робочих площадок. Так, для умов кар'єру “Нерюнгрінський” максимальна ширина робочої площадки не перевищує 106 м, що дає можливість відпрацьовувати панелі шириною до 52 м. Слід зазначити, що умови роботи екскаваторів по окремих заходках нерівноцінні. Найбільш низька продуктивність екскаватора в пер-

шій західці, де невелика висота вибою вимагає повторного наповнення ковша. Тому в першу західку потрібно ставити екскаватор меншої потужності, чим до інших. Нерівномірність роботи екскаваторів в одній панелі може бути компенсована наявністю резервної зони між ними. Її розміри визначають продуктивністю екскаваторів і становлять 28 – 45 тис.м³, відповідно для мехлопат типу ЕКГ-12,5 і ЕКГ-20. Без виділення резервної зони рівномірність експлуатації екскаваторів по західках регулюється зміною їх ширини. Розробка розкривних уступів широкими панелями була реалізована на вугільному кар'єрі “Нерюнгрінський” при експлуатації екскаваторів ЕКГ-12,5, ЕКГ-20 і “Моріон-201М”. При відпрацюванні панелі двома екскаваторами продуктивність комплексу зростає на 8,4 – 8,6 %, а при роботі трьох – на 11,8 %.

Перевагою розробки уступів широкими панелями у комплексі з автосамоскидами є підвищення продуктивності устаткування за рахунок кращого транспортного обслуговування екскаваторів, зменшення їх простоїв при підготовці й веденні буропідривних робіт, скорочення довжини автодоріг і підвищення їх якості, зменшення відстані перегонів бульдозерів між екскаваторами та їх кількості. Таку технологію доцільно застосовувати на потужних кар'єрах в умовах концентрації гірничих робіт при короткому фронті робіт і високій швидкості його посування.

2.6 Технологія розробки крутоспадних родовищ етапами з тимчасово неробочими бортами

Одним з ефективних способів керування режимом гірничих робіт є розробка кар'єрного поля етапами. При цьому в граничних контурах планується встановлювати проміжний контур з кутами укосу тимчасово неробочих бортів 25 – 32° (рис. 2.12). Завдяки цьому частину порід розкриву за його межами тимчасово консервують. Коли поточний обсяг розкривних робіт починає зменшуватися або зменшення довжини фронту добувних робіт буде утрудняти видобуток корисної копалини у запланованих обсягах, починають рознос тимчасово неробочого борту до кінцевих контурів кар'єру або наступного проміжного контуру.

Такий порядок ведення гірничих робіт дозволяє переносити розробку частини порід розкриву на більш пізні періоди, за рахунок чого одержувати рівномірний режим ведення розкривних робіт на запланований період розробки родовища.

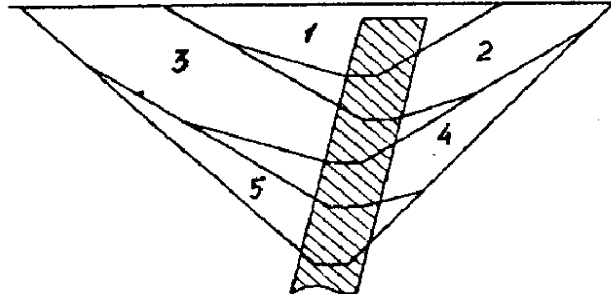


Рисунок 2.12 – Схема поетапного розвитку гірничих робіт у контурах кар'єрного поля: 1 – 5 – етапи гірничих робіт

Для своєчасного розносу тимчасово неробочого борту швидкість поглиблення по розносу кожного етапа повинна бути більшою, ніж по дну кар'єра у цілому. На підставі цього при вертикальному темпі поглиблення основного кар'єру Y_o , м/рік і розносі тимчасово неробочого борту Y_e , м/рік можливо записати рівняння

$$\frac{H_o}{Y_o} = \frac{H_e}{Y_e}, \text{ звідки } H_e = \frac{Y_e H_o}{Y_o}; \quad (2.20)$$

де H_o , H_e – висота зони поглиблення гірничих робіт по основному кар'єру й при розносі тимчасово неробочого борту відповідно, м.

На глибоких кар'єрах можливо здійснювати поетапний розвиток гірничих робіт з послідовним виділенням декількох етапів по глибині та у плані (рис. 2.13), розташування й параметри яких залежать від кінцевої глибини кар'єрного поля, його розмірів і конфігурації. Розташування тимчасово неробочого борту в торці кар'єру доцільно на витягнутих кар'єрних полях при транспортуванні гірничої маси автосамоскидами (рис. 2.13, а). При цьому можливо консервувати в тимчасовому цілику значні обсяги порід розкриву на великий термін. Висота тимчасового неробочого борту може досягати половини кінцевої глибини кар'єру, а ширина – половини довжини кар'єрного поля.

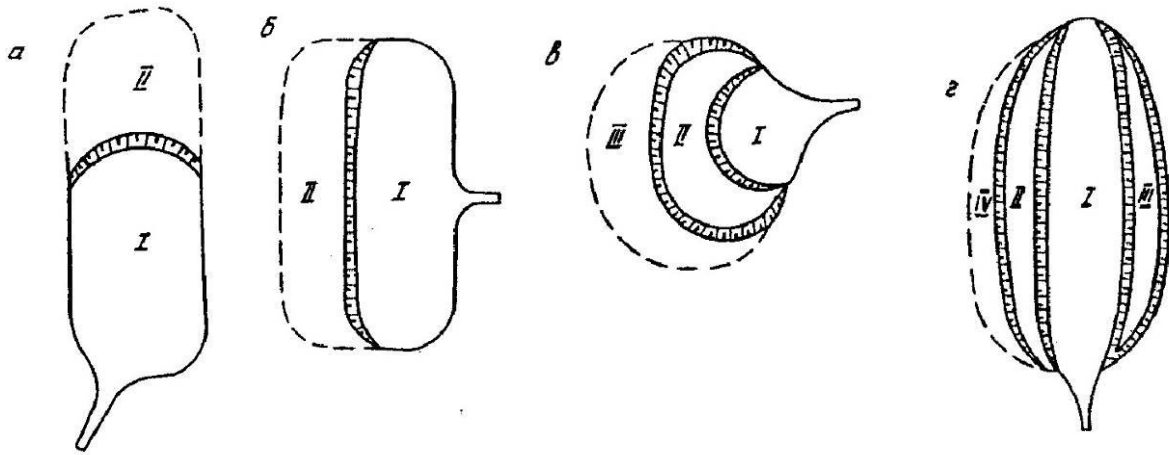


Рисунок 2.13 – Схеми поділу кар'єрного поля на етапи з формуванням тимчасово неробочого борту: I, II, III – етапи відпрацювання кар'єрного поля

При поздовжніх покладах доцільно формувати тимчасово неробочий борт уздовж довгої вісі кар'єру (рис. 2.13, б). У такому випадку довжина цілика достатня для консервації в ньому значних обсягів порід розкриву. При округлих кар'єрних полях і розміщенні тимчасово неробочого борту на одному з кінцевих контурів кар'єру невелика довжина цілика не дозволяє законсервувати в ньому великі обсяги порід розкриву. У такому випадку цілик можливо розмістити уздовж периметра робочої зони, збільшивши за рахунок цього його довжину (рис. 2.13, в). На деяких кар'єрах можливо формувати тимчасово неробочі борти поперемінно зі сторони висячого й лежачого боків покладу, як це показано на рис. 2.13, г.

Розробку родовищ етапами раціонально застосовувати при кутах падіння покладів понад 25 – 30°. Найбільш ефективна етапна розробка при падінні покладів під кутами понад 55 – 60°. Кількість виділених етапів, обсяги законсервованих порід розкриву й період консервації залежать від глибини кар'єрного поля. Так, при кінцевій глибині розробки родовища 200 – 300 м можлива консервація окремих ділянок на період 4 – 5 років; при глибині 300 – 400 м – виділяються 2 – 3 етапи з періодом консервації порід розкриву на 5 – 10 років, а при глибині 400 – 500 м можливе виділення 4 – 5 етапів з періодом консервації порід розкриву до 20 років.

Оскільки на глибоких кар'єрах з великою висотою робочої зони на кожному з горизонтів поточний обсяг виймання порід розкриву невеликий, на них ви-

діляються ділянки з пасивним фронтом, на яких гірничі роботи тимчасово не ведуться. Це можливо за рахунок чергування ділянок активних і пасивних фронтів на кожному робочому горизонті, послідовно на суміжних по висоті двох або декількох уступів. Формування ділянок борту по висоті тільки з пасивним (тимчасовий цілик) і тільки активним фронтами робіт практично ведеться на всіх великих рудних кар'єрах.

Суть проведення гірничих робіт з **тимчасовими ціликами** полягає в тому, що на окремій по довжині й висоті частині робочої зони кар'єра тимчасово припиняється відпрацювання порід розкриття зі зменшенням ширини робочих площадок до розмірів транспортних або берм безпеки, як показано на рис. 2.14. За рахунок сформованого цілика частина порід розкриття в контурі кар'єра тимчасово консервується. Для подальшого поглиблення робочої зони цілик потрібно вчасно ліквідувати або перенести по висоті.

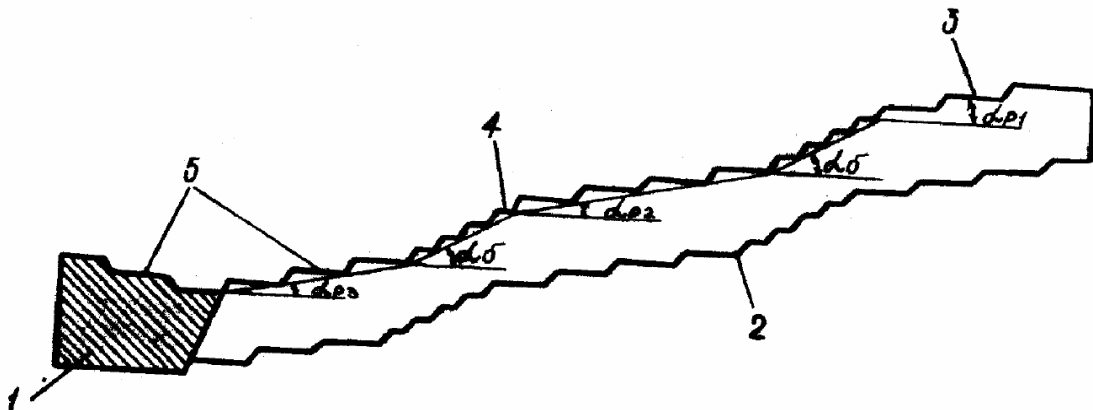


Рис. 2.14 – Схема формування робочого борту кар'єра з тимчасовими ціликами: 1 – корисна копалина; 2 – граничний контур кар'єра; 3 – робочі уступи по наносам; 4 – тимчасово законсервовані уступи (цілики); 5 – робочі уступи по вміщуючим породах і корисній копалині

Сумарна довжина пасивного розкривного фронту в тимчасовому цілику повинна забезпечувати доцільну довжину активного фронту для ефективної роботи розкривних екскаваторів. Таким чином, повинна забезпечуватися умова

$$L_{\phi.a} = L_{\phi} - L_{\phi.n} = f \cdot n_{e.e} \cdot L_{e.б}; \quad (2.21)$$

де $L_{\phi.a}$ – сумарна довжина активного розкривного фронту гірничих робіт, м; L_{ϕ} – загальна довжина розкривного фронту кар'єра, м; $L_{\phi.n}$ – довжина пасивного фронту робіт, м; f – коефіцієнт резерву, $n_{e.e}$ – кількість розкривних екскаваторів.

Формування тимчасового цілика показано на рис. 2.15. Воно починається при положенні робочого борту по лінії АВ за рахунок зупинки гірничих робіт у точці В. Поглиблення гірничих робіт ведеться відповідно контуру з рудним тілом по лінії АС на величину Y_2 . Тимчасовий цілик формується по лінії ВД з вертикальною швидкістю Y_4 . Для забезпечення цього річна швидкість посування фронту гірських робіт v_ϕ , м/рік визначається за формулою

$$v_\phi = Y_2 (\operatorname{ctg} \alpha_p \pm \operatorname{ctg} \phi). \quad (2.22)$$

Річне поглиблення цілика становить

$$Y_4 = Y_2; \quad (2.23)$$

де Y_2 – річне поглиблення гірничих робіт по рудному тілу, м; β_p – кут укосу робочого борту, град; β_4 – кут укосу цілика, град. Знак (–) приймається при формуванні цілика на робочому борті зі сторони лежачого боку покладу, а знак (+) – зі сторони висячого.

При ліквідації (відпрацюванні) тимчасового цілика гірничі роботи з положення АВС (рис. 2.16), переміщуючись по контакту з рудним тілом лінією СД, досягають точки Д. При цьому формується робочий борт під кутом α_p . Поглиблення гірничих робіт з основної ділянки становить H_1 , а при відпрацюванні цілика – H_2 . Причому поглиблення гірничих робіт на величину H_1 і H_2 повинно здійснюватися одночасно.

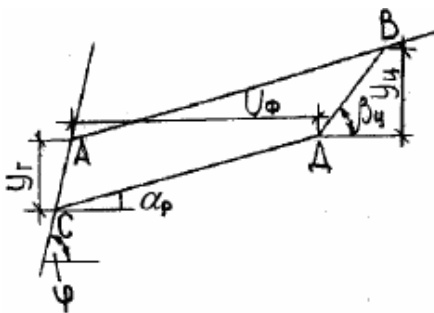


Рисунок 2.15 – Схема до розрахунку параметрів формування тимчасового цілика

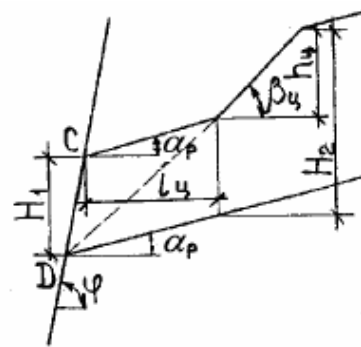


Рисунок 2.16 – Схема до розрахунку параметрів відпрацювання тимчасового цілика та його висоти

Період поглиблення гірничих робіт по основному кар'єру T_1 , рік становить

$$T_1 = \frac{H_1}{Y_2}. \quad (2.24)$$

Період поглиблення гірничих робіт при підробці цілика буде на протязі

$$T_2 = \frac{h_u + H_1}{Y_x}; \quad (2.24)$$

де H_u – висота цілика, м;

$$H_u = H_1 \left(\frac{Y_u}{Y_z} - 1 \right). \quad (2.25)$$

Оскільки H_1 визначається положенням цілика щодо контакту рудного тіла на відстань l_u , м і кутів укосу α_p і β_u , град то висота цілика дорівнює

$$H_u = l_u \left(\frac{Y_u}{Y_z} - 1 \right) \frac{\text{tg} \beta_u - \text{tg} \alpha_p}{1 \pm \text{ctg} \varphi \text{tg} \beta_u}. \quad (2.26)$$

Обсяг законсервованих порід розкриву в цілику V_u , м³ становить

$$V_u = n_u \cdot h_y L_u \left(\frac{n_u h_y}{2} + H_u \right) (\text{ctg} \alpha_p - \text{ctg} \beta_u); \quad (2.27)$$

де n_u – кількість уступів у тимчасовому цілику; м; L_u – середня довжина цілика у плані, м; H_u – глибина закладення цілика, м.

При роботі кар'єру з тимчасовими ціликами по породам розкриву вони перебувають у динаміці відповідно темпу зниження добувного фронту гірничих робіт: одні формуються, другі спрацьовуються. При цьому висота ціликів також змінюється. Тому обсяги законсервованих порід розкриву характеризують кожний окремий момент розвитку гірничих робіт. Загальні ж обсяги консервації порід розкриву по кар'єру складаються із суми всіх тимчасових ціликів у робочій зоні. Досвід роботи гірничих підприємств показує, що при налагодженому контролі за гірничими роботами кар'єр нормально функціонує при наявності до 40 – 50 % вузьких площадок (транспортних і безпеки). Більше скорочення довжини активного фронту робіт може привести до зменшення обсягу готових до виймання запасів корисної копалини й довжини екскаваторного блоку. Все це веде до неритмічної роботи кар'єру, зменшенню обсягів виймання порід розкриву й видобутку сирової руди.

2.7 Технологія відпрацювання кар'єрних полів крутонахиленими шарами

Практика експлуатації глибоких кар'єрів, де тимчасово неробочі ділянки досягли критичних розмірів, показує, що для підтримки виробничої потужності потрібне систематичне переміщення їх у нове положення етапами. Доведено, що для ефективного керування режимом гірничих робіт у таких умовах тривалість етапу не повинна перевищувати 5 років, висота зони запасів корисної копалини, що розкриваються – 45 м, ширина робочої зони по породам розкриття – 50 м [9]. Такі параметри при формуванні тимчасово неробочих ділянок бортів кар'єру висотою 65 – 150 м характерні для **способу поетапної розробки кар'єрних полів крутонахиленими шарами**. Суть його полягає в тому, що крутоспадаюче родовище відпрацьовується поетапно, шляхом формування й освоєння частини запасів корисної копалини, що утворює зону поглиблення (рис. 2.17). Вміщуючі породи при цьому виймаються послідовно зверху донизу у контурах діючого й знову сформованого неробочого борту, які утворюють крутопохилий виймальний шар. Гірничі роботи у межах зони поглиблення й крутопохилого шару ведуться незалежно між собою. У той же час для утворення розкритих запасів у зоні поглиблення необхідно повністю відробити не менше одного крутопохилого шару.

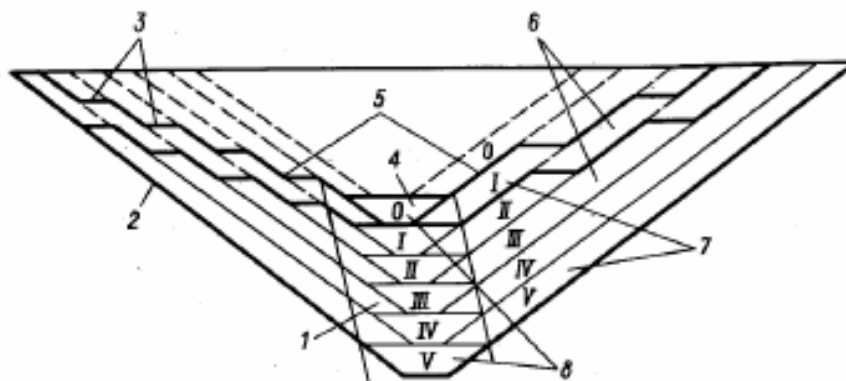


Рисунок 2.17 – Схема поетапного розвитку кар'єра крутонахиленими шарами:
 1 – поклад корисної копалини; 2 – кінцевий контур кар'єрного поля; 3 – робочі ділянки борту; 4 – зона поглиблення; 5 – тимчасово неробочі ділянки борту; 6 – крутонахилені шари; 7,8 – відповідно послідовність відпрацювання крутопохилих шарів й поглиблення

Спосіб відрізняється тим, що виймання порід у крутопохилому шарі ведеться одночасно по усій ширині одним уступом. Горизонтальна ширина шару становить 30 – 60 м. Ширина робочої площадки формується між контурами

тимчасово неробочих ділянок суміжних шарів і дорівнює 50 – 70 м (рис. 2.18). Взаємозв'язок між висотою запасів корисної копалини, що розкривається у зоні поглиблення H_p , м і горизонтальною шириною крутонахилого шару з боку лежачого $B_{c.l}$, м і висячого $B_{c.в}$, м боків покладу визначається за формулами

$$H_p = \frac{B_{c.l}}{\operatorname{ctg} \alpha_\phi - \operatorname{ctg} \beta}; H_p = \frac{B_{c.в}}{\operatorname{ctg} \alpha_\phi + \operatorname{ctg} \beta}; \quad (2.27)$$

де α_ϕ – кут укосу тимчасово неробочого борту, град; β – напрямок поглиблення кар'єру, град.

Кут укосу крутонахилених шарів залежить від конструктивних параметрів борту: висоти й кута укосу уступів, ширини транспортних площадок і площадок безпеки, а також кількості автомобільних і залізничних з'їздів у межах поперечного профілю тимчасово неробочої ділянки. В умовах діючої технології гірничих робіт кут укосу тимчасово неробочого борта дорівнює куту укосу крутонахилого шару й становить 27 – 32°, не змінюючись на всіх етапах розвитку кар'єра.

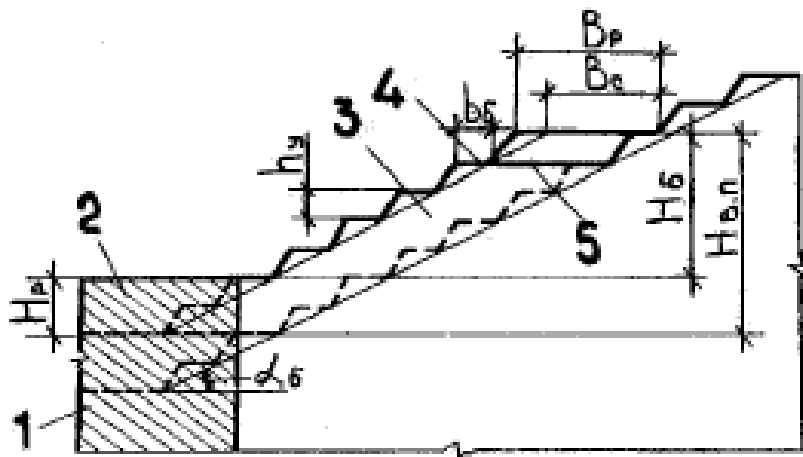


Рисунок 2.18 – Конструкція робочого борту кар'єра: 1 – поклад корисної копалини; 2 – зона поглиблення; 3 – крутонахилений шар; 4 – тимчасово неробоча площадка; 5 – робоча площадка

Максимально припустима висота тимчасово неробочої ділянки H_ϕ , м становить

$$H_\phi = \left(\frac{v_z}{h_\phi} - 1 \right) H_p; \quad (2.28)$$

де v_Γ і h_ϕ – швидкість посування гірничих робіт у межах шару й поглиблення у вертикальному напрямку, м/рік.

Висота шару $H_{\epsilon.n}$, м, на яку він повинен бути відпрацьований протягом етапу, становить

$$H_{\epsilon.n} = \frac{Q_{e.p} H_p k_{mp}}{B_c l_{e.\delta} v_z}; \quad (2.29)$$

де $Q_{e.p}$ – річна продуктивність екскаватора при розробці крутопохилого шару, м³; k_{mp} – коефіцієнт, що враховує інтенсивність розвитку гірничих робіт за транспортними можливостями; при залізничному транспорті $k_{m.ж} = 0,8$; при автомобільному – $k_{m.a} = 0,95$; $l_{e.\delta}$ – довжина екскаваторного блоку, м.

Завдання щодо встановлення залежності між обсягами виймання порід розкриву в кар'єрі й параметрами поетапного розвитку його робочої зони базуються на основі гірничо-геометричного аналізу кар'єрного поля з використанням математичної моделі формування виробленого простору на поперечних розрізах, де основним елементом є значення параметра $H_{\delta.n}$, м. Якщо позначити глибину кар'єру при переході на поетапну розробку або початок розрахункового періоду через $H_{n.p}$, м, а максимально можливу глибину поетапної розробки через H_{δ} , м то в інтервалі цих глибин буде визначена кількість крутонахилених шарів n_c , од.

$$n_c = \frac{H_{\delta} - H_{n.p}}{H_p} - \frac{v_y - m_z}{2H_p \operatorname{ctg} \alpha_{\delta}}; \quad (2.30)$$

де v_y – ширина зони поглиблення кар'єру на початок розробки етапу, м; α_{δ} – кут укосу крутопохилого шару, град.

Отримане значення n_c округляється до цілого числа в меншу сторону. Дана формула справедлива для умов, коли напрямок поглиблення збігається із серединою шару за падінням. Якщо ж поглиблення кар'єру виконується не по центрі покладу, то значення n_c розраховується окремо для висячого й лежачого боків. Для типових кар'єрів параметри поетапної розробки, що забезпечують мінімально необхідні поточні коефіцієнти розкриву на кожному етапі, наведені в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Параметри крутонахилених шарів при експлуатації типових глибоких кар'єрів

Найменування	Позначення	Показник					
		1	2	3	4	5	6
Тип кар'єру							
Кут укосу крутопохилого шару, град	α_b	30 - 32	30 - 32	30 - 32	30 - 32	30 - 32	30 - 32
Швидкість поглиблення кар'єру, м/рік	v_b	9,5 - 16	9 - 12	4 - 7	7 - 10	5 - 8,3	2 - 6,3
Глибина переходу на поетапну розробку, м	$H_{n,p}$	90	105	105	105	105	105
Максимально можлива глибина поетапної розробки, м	H_d	222	295	370	370	443	590
Ширина крутопохилих шарів, м	B_c	38 - 67	38 - 67	38 - 67	38 - 67	38 - 67	38 - 67
Максимальна висота тимчасово неробочого борту, м	H_{bn}	57 - 95	75 - 100	130 - 225	90 - 130	108 - 180	145 - 450
Середньозважена по глибині довжина бортів кар'єру, м	$L_{к.в}$	575	1420	2300	2710	5165	4900
Кількість шарів, виділених у кар'єрному полі	n_c	6	9	12	12	16	22
Максимальна кількість шарів, що відпрацьовуються одночасно	n	4	5	3	5	4	5
Річний обсяг розкривних робіт, млн м ³	V_p	6,45	15,65	15,28	27	49	43,3
Термін відпрацювання етапу, роки	t	2	2,5	4,3	3	3,6	4,8
Коефіцієнт керування режимом гірничих робіт	k_y	0,763	0,793	0,873	0,834	0,863	0,892

На основі геометричного взаємозв'язку кутів укосу робочого борту $\alpha_{p,в}$ і $\alpha_{p,л}$, град) зі сторони боку висячого й лежачого боків рудного тіла відповідно і кута падіння шару корисної копалини γ , град при відпрацюванні порід розкриву крутонахиленими шарами, ширина етапу B_e , м при поглибленні кар'єру на величину H_e , м має вигляд (рис. 2.19):

$$- \text{зі сторони висячого боку покладу } B_{e,в} = H_e (\text{ctg } \alpha_{p,в} + \text{ctg } \gamma); \quad (2.31)$$

$$- \text{з боку лежачого боку покладу } B_{e,л} = H_e (\text{ctg } \alpha_{p,л} + \text{ctg } \gamma). \quad (2.32)$$

Шари в етапі мають різні по ширині зі сторони висячого й лежачого боків покладу робочі площадки $v_{p,в}$, м і $v_{p,л}$, м, які формують робочі борти кар'єру під кутами нахилу зі сторони висячого й лежачого боків покладу $\alpha_{p,в}$ і $\alpha_{p,л}$, град. Відповідно, кількість шарів в етапі n_c , од. визначається за формулою $n_c = \frac{B_e}{v_p} + 1$.

$$\quad (2.33)$$

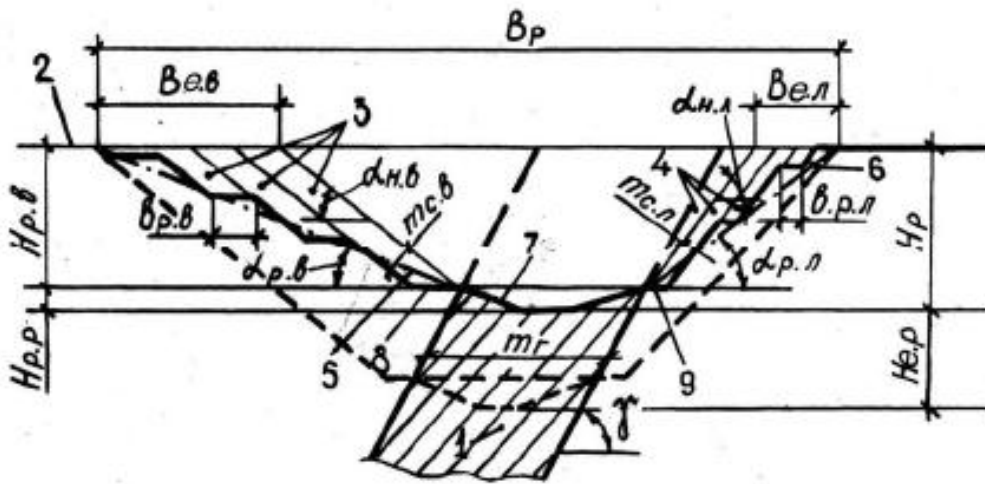


Рисунок 2.19 – Схема до визначення параметрів робочої зони кар'єру по породам розкриву: 1 – шар корисної копалини; 2 – земна поверхня; 3, 4 і 5, 6 – крутонахилені шари й робочі борти кар'єру зі сторони висячого й лежачого боків шару; 7 – робочий борт кар'єру по корисній копалині; 8, 9 – нижні робочі площадки в етапі

З рис. 2.20 видно, що збільшення кроку поетапного поглиблення H_e приводить до досить нерівномірного числа сформованих крутонахилених шарів в етапі зі сторони висячого й лежачого боків покладу. Прагнення збільшити кут нахилу шару α_c , град до максимально можливого значення за стійкістю (до 40°) приводить до одночасного формування 2 – 3 робочих площадок по висячому й 1 – 2 – по лежачому бокам покладу при $H_e = 45 - 75^\circ$.

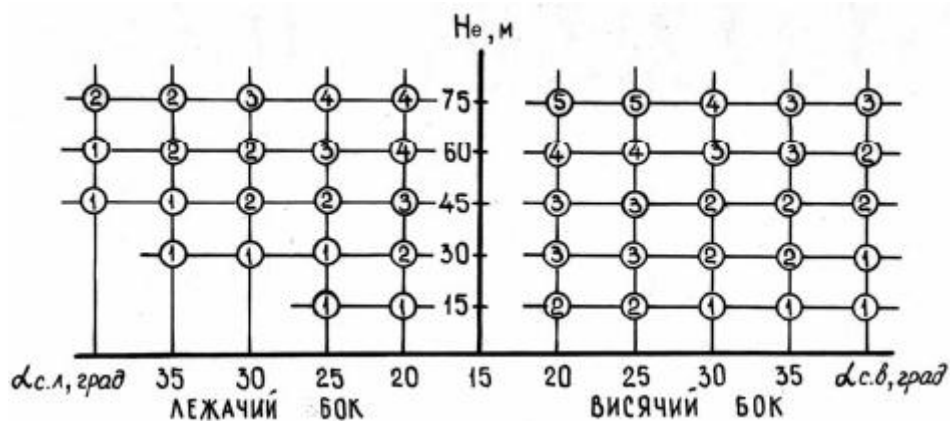


Рисунок 2.20 – Номограма залежності кількості крутопохилих шарів в етапі розробки 1 – 5 від кутів їхнього укосу у висячому $\alpha_{с.в}$ і лежачому $\alpha_{с.л}$, град боках рудного покладу, а також кроку поглиблення H_e , м.

Кут укосу робочого борту α_p , град залежить від висоти робочої зони кар'єру по породам розкриву $H_{p.в}$, м, кількості крутонахилених шарів в етапі n_c , од. та їхньої ширини e_p , м, що зв'язані між собою залежністю

$$\alpha_p = \operatorname{arctg} \frac{H_{p.в}}{n_c e_p + H_{p.в} \operatorname{ctg} \alpha_c}. \quad (2.34)$$

Як видно з рис. 2.21, формування шарів із шириною робочих площадок 45 – 50 м приводить до різкого збільшення кутів укосів робочих бортів кар'єру в інтервалі висоти робочої зони 100 – 200 м при всіх розглянутих їх конструкціях. Наступне збільшення поточної глибини кар'єру характеризується прямолінійним збільшенням кутів укосу робочих бортів у всіх представлених конструкціях з кількістю крутонахилених шарів в етапі від одного до п'яти.

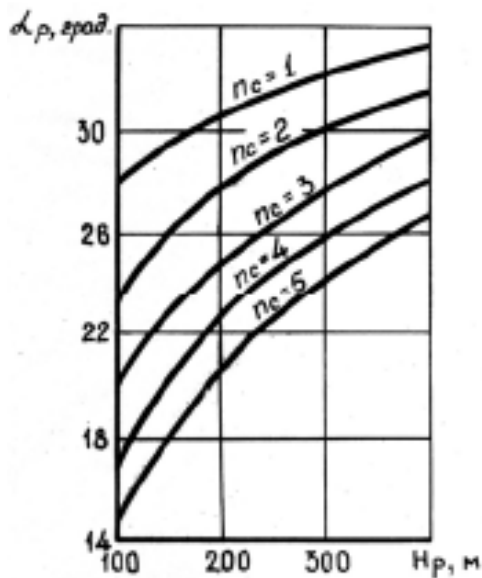


Рисунок 2.21 – Графіки зміни кута нахилу робочого борту кар'єра α_p , град від висоти розкривної робочої зони $H_{p.в}$, м і кількості крутопохилих шарів в етапі розробки n_c , од.

Слід зазначити, що формування етапу з 2 – 3 шарів дозволяє не тільки збільшити кут укосу робочого борту до 28 – 30 і 30 – 32° при висоті розкривної робочої зони у межах 300 – 400 м відповідно, але й упорядкувати розміщення необхідної кількості екскаваторних блоків у просторі для виконання заданого плану обсягу розкривних робіт. При цьому висота тимчасово неробочих ділянок в етапі $H_{e.н}$, м має максимальне значення при співвідношенні $H_{e.н} = \frac{H_{p.в}}{n_c - 1}$.

Розглянута технологія відпрацювання порід розкриву в робочій зоні передбачає уведення до експлуатації кожного наступного етапу при зниженні ро-

бочої площадки першого зовнішнього крутонахилоного шару в групі до початкового положення зони поглиблення у межах поперечного перерізу рудного покладу. При цьому відпрацювання етапу здійснюється з формуванням неробочих ділянок бортів кар'єру великої висоти, що вимагає додаткових досліджень по їхній стійкості в масиві та при їх розконсервації.

2.8 Взаємозв'язок параметрів робочої зони й елементів системи розробки

Формування робочої зони глибоких кар'єрів крутонахиленими шарами припускає підготовку одного-трьох добувних уступів шляхом розносу розкривних уступів по фронтальним бортам зі сторони лежачого й висячого боків рудного покладу в напрямку до проектного контуру (рис. 2.22). При цьому висота зони поглиблення H_p , м визначається однаково, як зі сторони лежачого, так і висячого боків покладу відповідно до параметрів крутонахилених шарів. Зони дії кар'єрного транспорту розподіляють по глибині залежно від конструктивних особливостей залізничних поїздів і автосамоскидів з улаштуванням постійних доріг і перевантажувальних пунктів на площадках відпрацьованих уступів у торцях кар'єру (див. рис. 2.9).

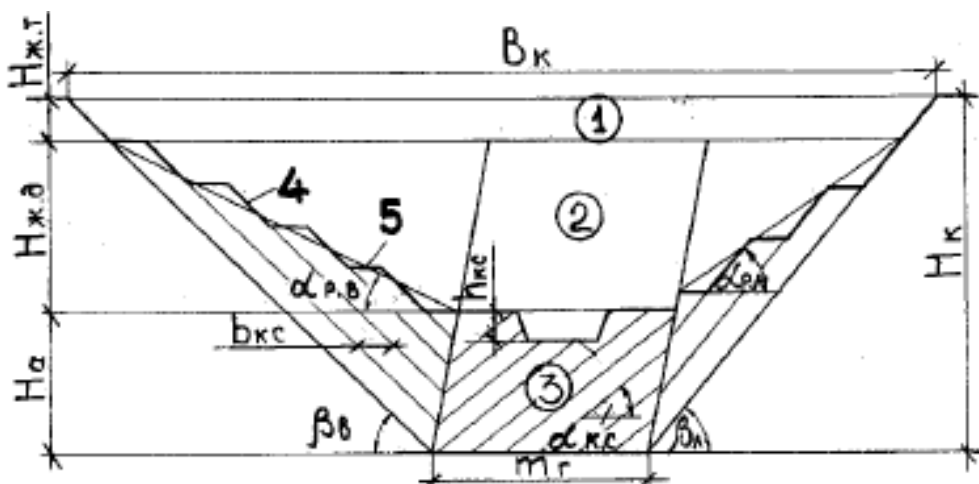


Рисунок 2.22 – Схема формування робочої зони кар'єру крутонахиленими шарами: 1, 2, 3 – зони експлуатації тепловозів, тягових агрегатів і автосамоскидів; 4 – тимчасово неробочі уступи у межах виймальних шарів; 5 – робочі площадки у крутопохилому шарі; 6 – підготовча виробка

Горизонтальна ширина крутонахиленого шару зі сторони лежачого боку покладу буде меншою у порівнянні з шириною по висячому боці на величину

$$K_{к.с} = \frac{\text{ctg } \alpha_{п.в} - \text{ctg } \gamma}{\text{ctg } \alpha_{п.л} + \text{ctg } \gamma}; \quad (2.35)$$

який змінюється у межах 0,4 – 1,0 при збільшенні γ від 60 до 90°. При збереженні рівної потужності шарів по обидва боки рудного покладу кут нахилу робочого борту по лежачому боці покладу зменшується на аналогічну величину.

Кут укосу крутонахилених шарів залежить від кількості виділюваних концентраційних горизонтів у межах глибини застосування залізничних поїздів, їхньої ширини, а також порядку відпрацювання уступів в етапі. На рис. 2.23 показана організація відпрацювання групи уступів у концентраційному горизонті. При цьому етап може розглядатися на стадії підготовки до відпрацювання верхнього уступу, переміщенні уступу, що відпрацьовується, у середню частину й повне завершення відпрацювання усіх уступів.

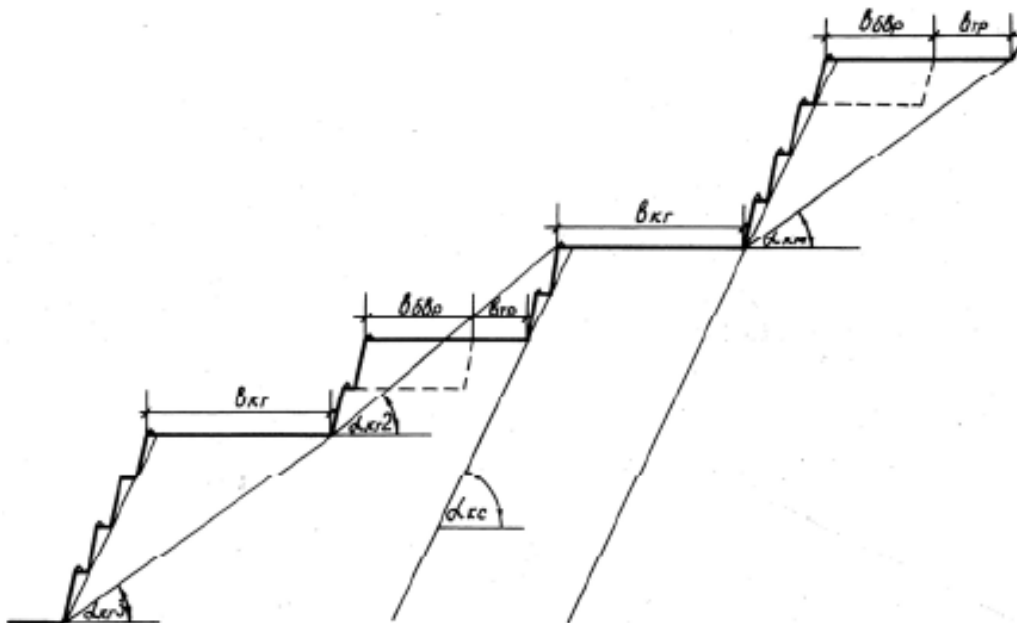


Рисунок 2.23 – Схема відпрацювання уступів у крутонахиленому шарі: $\alpha_{кн}$ – кут нахилу крутонахиленого шару; $\alpha_{к21}$, $\alpha_{к22}$, $\alpha_{к23}$ – укоси етапів кар'єру при відпрацюванні уступів з виділенням концентраційного горизонту

Між суміжними тимчасово неробочими уступами відбудовують берми безпеки шириною 5 м при $h_y = 15$ м і 10 м – при $h_y = 30$ м. Ширина блоку, що підривається, $b_{бвр}$, м визначається параметрами сітки й кількістю підривних сверд-

ловин і може змінюватися у межах 21 – 35 м. Ширина транспортної смуги v_{tr} , м для двоколійної залізниці становить 21 м. Ширина нижньої площадки концентраційного горизонту $v_{к.2}$, м може бути рівною сумі v_{tr} і $v_{бвр}$ або ж визначатися параметрами перевантажувального пункту. При екскаваторному перевантаженні гірничої маси ширина верхньої площадки ПП повинна бути у межах 36 – 40 м, нижня – до 20 – 25 м.

Конструкція неробочого борту у відпрацьованій торцевій частині кар'єру представлена на рис. 2.24. З нього видно, що збільшення кутів укосів неробочого й тимчасово неробочого бортів можливо здійснювати за рахунок зменшення кількості ПП у зоні роботи залізничних поїздів, зниження їхньої ширини, а також шляхом переводу відпрацювання глибинної зони з використанням автосамоскидів меншої ширини.

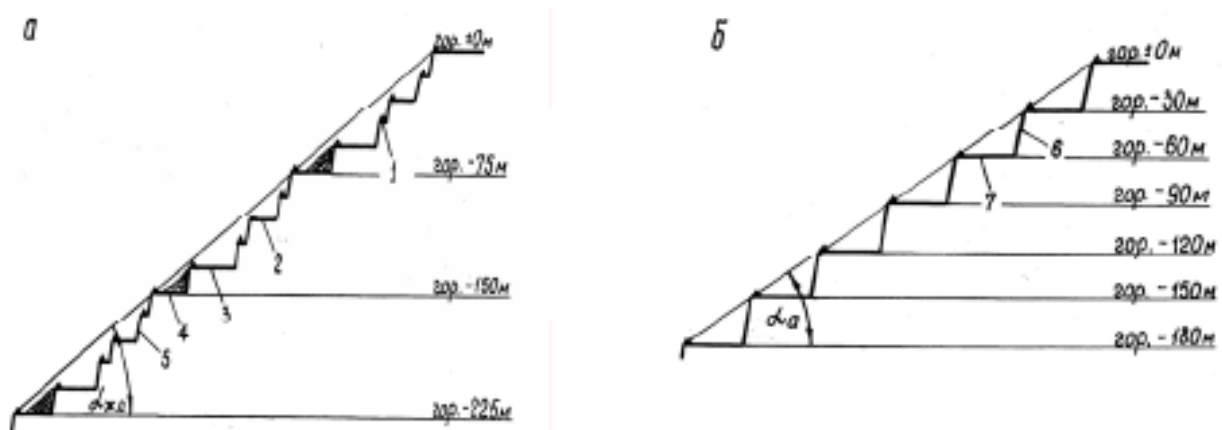


Рисунок 2.24 – Схема формування постійних (а) і тимчасових (б) бортів кар'єру: 1 – берми безпеки; 2 – транспортні площадки для залізниці; 3 – верхня площадка ПП для розвантаження автосамоскидів; 4 – нижня площадка ПП для роботи екскаваторів; 5 – уступи висотою 15 м; 6 – уступи висотою 30 м; 7 – транспортні площадки для автосамоскидів

Обсяг порід розкриву й руди у межах крутопохилого шару визначається за формулами

$$V_{e,i} = \sum_1^{n_{p,n}} \delta H_{e,i} (v_{к.21} - v_{к.26}) v_{p,n} + v_{n,2}; \quad (2.36)$$

$$P_e = \delta m_e h_{p,3} (H_{e,i} - h_{e,i}) \text{ctg } \alpha_{pn} + v_{n,2}; \quad (2.37)$$

де $v_{p,n}$, $v_{p,n}$ – ширина крутопохилого шару по лежачому та висячому боках покладу корисної копалини, м; δ – коефіцієнт форми площі робочої зони кар'єру в плані; $\delta = 0,85 - 0,9$; $H_{e,i}$, $h_{e,i}$ – висота i -го етапу розробки в торцях зони поглиб-

лення й посування гірничих робіт, м; $H_{ei} = h_{c.ni} n_{cp}$; $h_{c.ni}$ – висота тимчасово неробочих уступів у шарі, м; n_{cp} – кількість розроблювальних шарів, од; n_{pn} – кількість робочих площадок по довжині рудного покладу, од;

$$n_{pn} = \frac{(H_{e.i} - h_{e.i}) \operatorname{ctg} \alpha_{pn}}{e_{pn}}; \quad (2.38)$$

де α_{pn} – кут нахилу робочого борту за простяганням рудного покладу, град, $\alpha_{pn} = 8 - 12^\circ$; $e_{p.n}$ – ширина робочої площадки за простяганням рудного покладу, м, $e_{p.n} = 50 - 60$ м; $e_{n.z}$ – ширина підготовчої виробки за простяганням рудного покладу, м; $e_{nodz} = 30$ м.

Слід зазначити, що кількість робочих добувних площадок $n_{p.ne}$, од може бути зменшена у залежності від необхідної продуктивності кар'єру й місткості ковша добувного екскаватора. У цьому випадку

$$n_{p.ne} = \frac{A_{p.z}}{Q_{e.p}} \leq n_{p.n}; \quad (2.39)$$

де $A_{p.z}$, $Q_{e.p}$ – річна продуктивність кар'єру й робочого екскаватора по видобутку залізної руди, м³.

Поточний коефіцієнт розкриву K_m (м³/м³) визначається із співвідношення

$$K_m = \frac{V_{e.i}}{P_e}. \quad (2.40)$$

При заданій величині $A_{p.z}$ час відпрацювання руди в межах етапу T_{ep} , роки становить

$$T_{ep} = \frac{P_e}{A_{p.z}} = \frac{\delta m_z h_{p.z} [(H_{e.i} - h_{e.i}) \operatorname{ctg} \alpha_{p.n} + e_{n.z}]}{A_{p.z}}. \quad (2.41)$$

Відповідно до цього поточний темп поглиблення добувних v_∂ , м/рік і розкритих v_p (м/рік) робіт визначається за формулами

$$v_\partial = \frac{A_{p.z}}{\delta m_z [(H_{e.i} - h_{e.i}) \operatorname{ctg} \alpha_{p.n} + e_{n.z}]}; v_p = \frac{A_{p.z}}{\delta (e_{k.zl} + e_{k.zv}) [(H_{e.i} - h_{e.i}) \operatorname{ctg} \alpha_{p.n} + e_{n.z}]}. \quad (2.42)$$

Аналізуючи наведені залежності, можна затверджувати, що при збільшенні глибини кар'єру для підтримки встановленої продуктивності по видобутку руди темп поглиблення гірничих робіт буде збільшуватися. У цих умовах експлуатація автомобільного транспорту дозволяє забезпечити зростаючі обсяги вий-

мання порід розкриву більш ефективно. Розташування перевантажувальних пунктів у нижній частині робочої зони й розосередження їх по її периметру дає можливість істотно знизити відстань переміщення гірничої маси автосамоскидами й одержати високі техніко-економічні показники у цілому по кар'єру. Застосування ж більш швидкохідних і менш широких автосамоскидів сприяє, крім відзначеного, зниженню поточних обсягів виймання порід розкриву в основний період розробки кар'єрного поля за рахунок зменшення ширини транспортних площадок.

Як показує досвід проектування й експлуатації досить глибоких кар'єрів, планування режиму гірничих робіт доцільно вести на встановлені періоди з урахуванням конкретних економічних і гірничотехнічних умов розробки. Ефективність такого планування визначається можливістю керування у необхідних межах обсягами виймання порід розкриву, які залежать від прийнятої гірничотранспортної системи й параметрів розробки кар'єрного поля. При цьому критерієм оцінки рівня проектних рішень може служити коефіцієнт керування режимом гірничих робіт K_y , долі од., який визначається із співвідношення

$$K_y = \frac{K_{c.e}}{K_{y.m}}; \quad (2.43)$$

де $K_{c.e}$ – середньоексплуатаційний коефіцієнт розкриву, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

$K_{y.m}$ – усереднений поточний коефіцієнт розкриву за періоди розробки, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

2.9 Обґрунтування параметрів розвитку робочої зони глибокого кар'єру

Виймання гірничої маси при розробці глибоких кар'єрних полів ведеться на уступах робочої зони, що динамічно розвивається в плані й по глибині. Розміри її залежать від проектної потужності й конструкції гірничотранспортної системи кар'єру. Гірничогеологічні характеристики родовищ й прийнятні умови переміщення виймальних панелей обумовлюють необхідне співвідношення обсягів і параметрів розробки корисних копалин та порід розкриву. При цьому висота уступів є одним з головних параметрів системи, за допомогою якого можливо регулю-

вати інтенсивність виймання гірських порід по висоті робочої зони й на її горизонтах, особливо по породах розкриву. На переважній більшості кар'єрів нижні горизонти у робочій зоні відпрацьовують із застосуванням автотранспорту та використовують його також і при розкритті й підготовці нижніх уступів до експлуатації. Підготовка вважається закінченою при введенні до роботи першого екскаватора з розширення розрізного котлована. Збільшення глибини розробки обумовлює перехід на нові, більш ефективні види транспорту.

Практика експлуатації й проектування кар'єрів зі скельною гірничою масою призводить до необхідності забезпечення готових до виймання запасів як корисних копалин, так і порід розкриву. Їх величина залежить від частоти виконання масових вибухів і їх обсягів. Загальний запас готової до виймання породи для кожного екскаватора складається з обсягів у підірваному блоці й у підготовленому до підривання. Їх сумарний обсяг для кожного екскаватора повинен бути не менше обсягу породи, що відвантажується екскаватором за період між масовими вибухами. Завдяки цьому забезпечується безперервна робота екскаваторів у найрізноманітніших ситуаціях.

Згідно з практичними даними перехідний обсяг підірваної породи для кожного екскаватора повинен забезпечити йому роботу протягом не менш 2 – 3 діб. Для прикладу, на кар'єрі у роботі перебуває 20 екскаваторних блоків. Буропідривні роботи виконують один раз на два тижні, тобто через 0,5 міс. За один масовий вибух здійснюється дроблення породи на п'яти блоках. Тому на кожному з них потрібно виконувати нове дроблення гірничої маси через час $t_3 = \frac{20 \cdot 0,5}{5} = 2$ місяці, що відповідає забезпеченості готовими до виймання запасами 2.1 міс.

Зменшення кількості масових вибухів у кар'єрі, з одного боку, призводить до збільшення продуктивності гірничотранспортного устаткування за рахунок зменшення простоїв під час їх проведення, а з іншого боку – до заморожування витрат на буропідривні роботи й виположування робочого борту за рахунок розширення робочих площадок, що веде до росту поточного коефіцієнта розкриву. Рациональна частота масових вибухів установлюється проектом за умови мінімальних сумарних витрат на підготовку й проведення буропідривних робіт, а та-

кож ліквідацію їх наслідків з урахуванням виймання запланованих обсягів гірничої маси. За даними інституту ГППРОРУДА, нормативи забезпечення готовими запасами t_3 , міс. при автомобільному й залізничному транспорті відповідно становлять: при річному обсязі виймання гірничої маси в кар'єрі до 30 млн т $t_3 = 1,5 - 2$ міс; 30 – 60 млн т $t_3 = 2,5 - 3$ міс; 60 – 100 млн т $t_3 = 4 - 4,5$ міс.

Обсяг перехідних запасів підірваної породи V_n (м³) у кар'єрі, що необхідний для безперебійної роботи екскаваторів між черговими масовими вибухами, становить

$$V_n = K_{m.з} K_{p.з} t_3 Q_{e.м} n_e; \quad (2.44)$$

де $K_{m.з}$ – коефіцієнт поточного запасу ($K_{m.з} \approx 0,5$); $K_{p.з}$ – коефіцієнт резерву ($K_{p.з} = 1,05 - 1,1$); $Q_{e.м}$ – місячна продуктивність екскаватора, м³; n_e – кількість робочих екскаваторів.

Для зменшення витрат на створення перехідних запасів підірваної гірничої маси й збитків, пов'язаних з простоем устаткування при підготовці й проведенні буропідричних робіт, збільшують обсяг масових вибухів і зменшують їх кількість. На потужних кар'єрах обсяги одноразових масових вибухів досягають 500 – 700 тис. м³ і більше. Проводяться вони 1 – 2 рази на місяць.

Готові до виймання запаси розміщують уздовж екскаваторного блока l_0 , м, значення якого при **поздовжній системі** становить

$$l_0 = \frac{Q_{e.м} \cdot t_3}{v_{p.з} h_y}; \quad (2.45)$$

де $v_{p.з}$ – ширина резервної смуги готових до виймання запасів породи, м;
 $v_{p.з} = v_p t_3$; v_p – швидкість посування вибою, м/міс.

З урахуванням цього ширина робочої площадки v_p , м становить

$$v_p = v_{min} + v_p t_3; \quad (2.46)$$

де v_{min} – мінімальна ширина робочої площадки, м.

За О.І. Арсентьєвим й В.П. Линьовим

$$v_p = \frac{h_2 [v_{min} + h_y (ctg \alpha_y \pm ctg \beta)]}{h_y - h_2 t_3}; \quad (2.47)$$

де β – кут напрямку поглиблення кар'єру вхрест простягання, град; h_z – темп поглиблення кар'єру, м/рік; знак “+” ставиться при однобортній системі, знак “–” – при двобортній.

За темп поглиблення h_z варто приймати швидкість переміщення по вертикалі дна кар'єру, що являє собою розкритий і підготовлений до експлуатації нижній горизонт (рис. 2.25). Для цього повинні бути пройдені виїзний з'їзд і розрізний котлован або траншея, довжина якої складається з мінімальної довжини екскаваторного блоку $l_{\delta.min}$, м і ділянки l_0 , м, що забезпечує можливість одночасного розносу й подальше посування підготовленого горизонту. Крім того, до початку експлуатації горизонту необхідно на верхньому сформувати робочу площадку необхідних розмірів.

Період підготовки горизонту $t_{z.n}$, міс визначається за формулою

$$t_{z.n} = \frac{(\ell_m + \ell_c + \ell_{\delta.min} + \ell_o) v_{mp} h_y}{Q_{e.m}}; \quad (2.48)$$

де ℓ_m – довжина площадки примикання, м; ℓ_c – довжина з'їзду на підготовлюваний горизонт, м; v_{mp} – усереднена ширина з'їзду й розрізної траншеї, м.

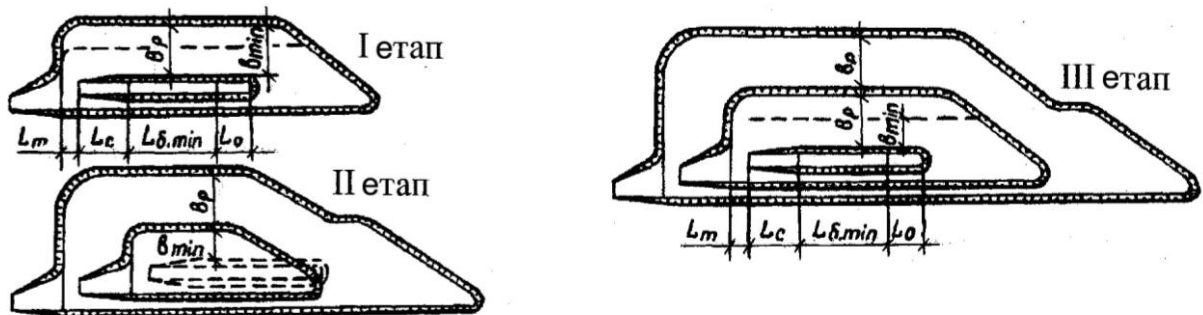


Рисунок 2.25 – Схема поэтапного розкриття й підготовки горизонтів при заглиблювальній гірничотранспортній системі з поздовжнім переміщенням фронту робіт

Співвідношення значень t_c і $t_{z.n}$ дає можливість керувати швидкістю посування робочого борту кар'єру й темпом його поглиблення. Так, при $t_c \geq t_{z.n}$ темп поглиблення обмежується швидкістю посування уступу на обмежуючому горизонті. Для його встановлення визначається можлива швидкість посування уступу

v_i , м/рік, що не повинна перевищувати максимальну, якщо екскаватори відпрацьовують блоки мінімальної довжини

$$v_i \leq \frac{Q_{ei}}{\ell_{\text{б.мін}} h_{yi}}; \quad (2.49)$$

де Q_{ei} – продуктивність екскаватора на i -му горизонті, м³/рік; h_{yi} – висота уступу на i -му горизонті, м.

При $t_c < t_{2.n}$ до початку розширення розрізної траншеї на підготовленому горизонті ширина робочої площадки на верхньому може бути збільшена у порівнянні з v_p . При цьому темп поглиблення досягає максимальної величини, якщо екскаватори працюють на блоках з мінімальною довжиною, чим забезпечується найбільша швидкість розширення розрізної траншеї. Крім того, темп поглиблення може бути збільшений за рахунок зростання швидкості посування робочого борту, а також заміни екскаваторів на більш потужні або переходу на транспортування породи автосамоскидами.

При **поперечній системі** (рис. 2.26) для зменшення виймання поточних обсягів порід розкриву при посуванні уступів вхрест простягання покладу на більшій частині їх довжини залишають мінімальні або вузькі робочі площадки. Довжину уступів з вузькими робочими площадками встановлюють за умов забезпечення заданого темпу поглиблення кар'єру. При цьому швидкість посування фронту добувних робіт v , м/рік становить

$$v_p = \frac{(\epsilon_p - \epsilon_{\text{мін}})}{t_3}; \quad (2.50)$$

і не повинна перевищувати значення

$$v_p \leq \frac{Q_e}{m_e h_y}; \quad (2.51)$$

де m_e – горизонтальна потужність покладу корисної копалини, м.

Для забезпечення можливості посування фронту робіт зі швидкістю v_p , м/рік діагональний фронт по породах розкриву повинен переміщуватися у напрямку простягання з такою ж швидкістю v_{nl} , тобто

$$v_{nl} = \frac{v'_n}{\sin \psi} = v_p; \quad (2.52)$$

де v'_n – швидкість посування породних уступів у напрямку, перпендикулярному фронту розкривних робіт, м/міс; ψ – кут між лінією простягання й діагональним фронтом розкривних, град.

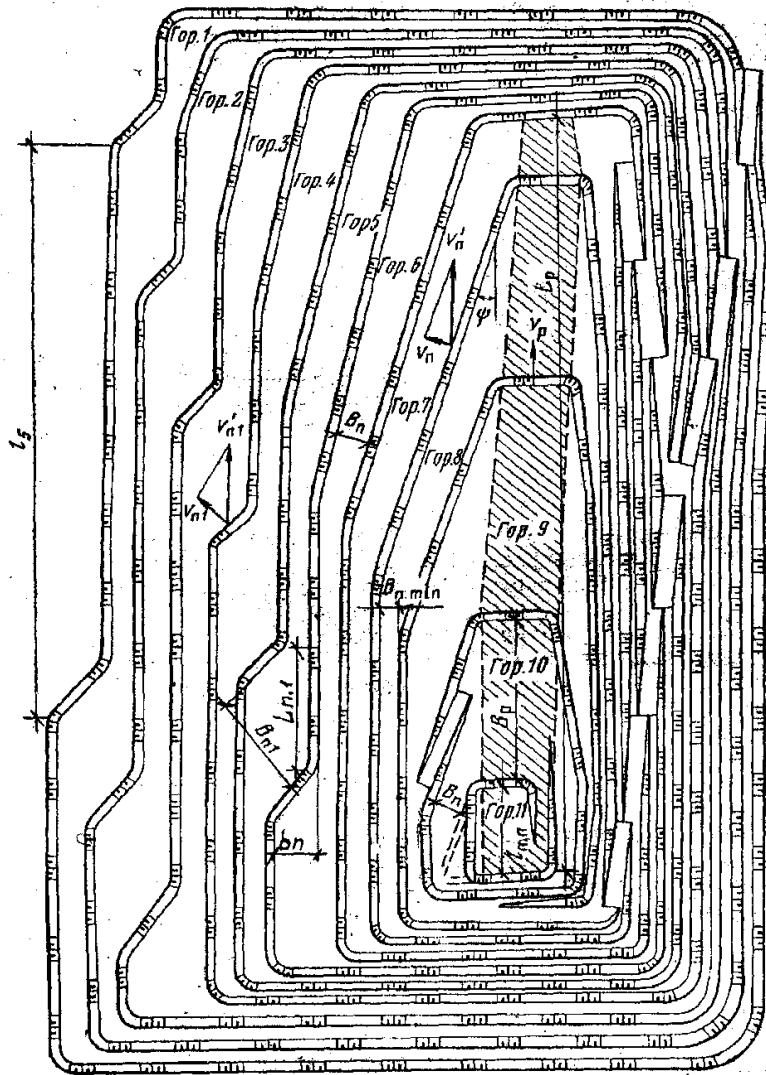


Рисунок 2.26 – Схема розкриття й підготовки горизонтів при заглиблювальній гірничотранспортній системі з поперечним переміщенням фронту робіт

За умови дотримання однакових швидкостей посування фронтів добувних і розкривних робіт, а також коефіцієнтів резерву готових до виймання запасів, ширина робочої площадки по породам розкриття v_n , м визначається за формулою

$$v_n = (v_p - v_{p \min}) \sin \psi + v_{n \min}; \quad (2.53)$$

де $v_{p \min}$, $v_{n \min}$ – мінімальна ширина робочих площадок відповідно по руді й пустій породі, м.

Ширину робочих площадок по руді e_p , м визначають із співвідношення

$$e_p = \frac{(\ell_p - \ell_{n.n})}{n_{e.z}}; \quad (2.54)$$

де ℓ_p – середня довжина рудного покладу за простяганням у робочій зоні, м;
 $\ell_{n.z}$ – довжина початкової панелі, м; $n_{e.z}$ – необхідна кількість добувних екскаваторів, од.

За період циклу поглиблення на один горизонт величина посування у напрямку поглиблення кар'єру за простяганням ℓ_{pn} , м становить

$$\ell_{pn} = e_p + h_y (\text{ctg } \alpha_e + \text{ctg } \gamma). \quad (2.55)$$

Темп поглиблення кар'єру h_z , м при **однобортовій системі** визначається за формулою

$$h_z = \frac{12h_y}{T_z}; \quad (2.56)$$

при **двубортовій**

$$h_z = \frac{12h_y (e_p - e_{\min})}{[e_p + h_y (\text{ctg } \alpha_y + \text{ctg } \gamma) t_{p.p.ez}]}. \quad (2.57)$$

де $t_{p.p.ez}$ – коефіцієнт готових до виймання запасів руди.

При **поперечно-поздовжній системі** (рис. 2.27, а) ширина робочих площадок по руді й максимальний темп поглиблення кар'єру визначаються аналогічно системам з поперечною розробкою. Ширина робочих площадок по породі на борту, що посувається вхрест простягання покладу й у діагональному напрямку, визначається аналогічно системам з поздовжньою розробкою.

При **кільцевій системі** здійснюється багатобічне посування фронтів добувних і розкривних робіт. Підготовку нових горизонтів ведуть переважно по центру покладу за допомогою початкових панелей і траншей розкриття (рис. 2.27, б). При цьому розрахунки швидкості посування уступів у різних напрямках виконують аналогічно системам з поздовжньою розробкою. Проте внаслідок різних розмірів покладу в плані значення v_{pj} , м/рік за простяганням й вхрест його повинні бути різними.

Їх величина визначається за формулою

$$v_{pj} = \frac{h_z}{h_y} [e_{pj} + h_y (\text{ctg } \alpha_y + \text{ctg } \beta_j)]; \quad (2.58)$$

де v_{pj} – ширина робочої площадки в j -му напрямку, м; β_j – кут j -го напрямку поглиблення кар'єру, град

$$v_{pj} = v_{min} + \frac{t_3 Q_e}{l_{oj} h_y}; \quad (2.59)$$

l_{oj} – довжина j -го екскаваторного блока, м.

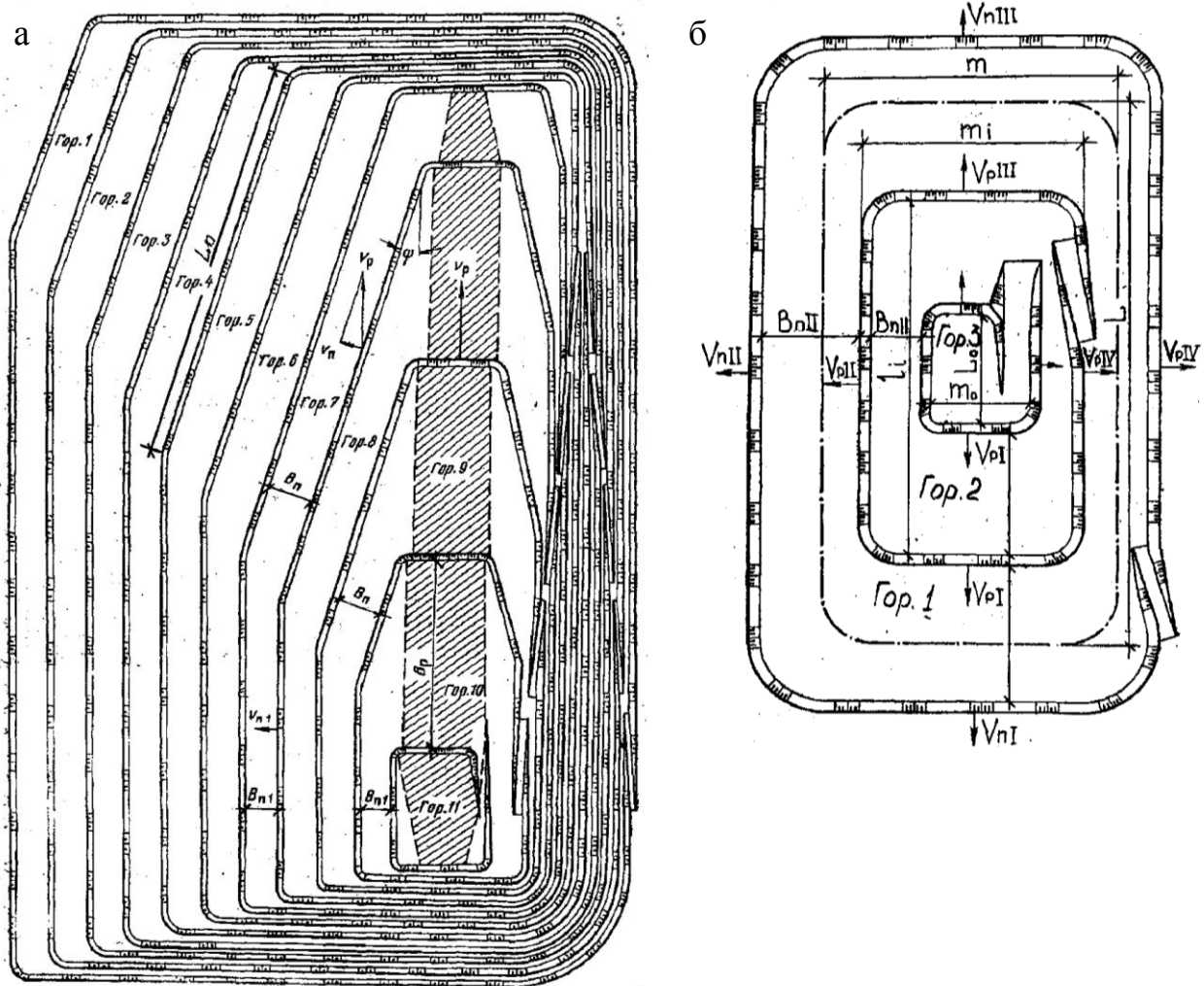


Рисунок 2.27 – Схема розкриття й підготовки горизонтів при заглиблювальній гірничотранспортній системі з поперечно-поздовжнім (а) і кільцевим (б) переміщенням фронту робіт

Слід відзначити, що для всіх зазначених систем при виході рудних уступів з рудної зони їх швидкість посування різко зменшується. У зв'язку зі зростанням кількості породних уступів у робочій зоні швидкість їх посування з метою регулювання обсягів поточного виймання порід розкритву періодично змінюється. Це

досягається тимчасовою консервацією одних та інтенсивним посуванням інших уступів по висоті робочої зони.

2.10 Планування роботи екскаваторно-автомобільних комплексів

Розроблювані кар'єрами України й країн СНД глибокі родовища представлені шарами метаморфізованих залізистих кварцитів і руд кольорових металів, які падають углиб землі під кутами 60 – 90°. Більшість із них мають горизонтальну потужність 100 – 300 м і довжину за простяганням 2 – 6 км. Річна продуктивність з видобутку руди визначена з урахуванням площі родовища й темпу поглиблення гірничих робіт, що звичайно становить 3,5 – 8 м/рік. З метою зниження поточних обсягів виймання порід розкриву прийнята однобортна система розробки з поздовжнім переміщенням фронту добувних робіт від одного з торців до протилежного й попутнім поперечним розносом фронтальних бортів. Виймально-навантажувальні роботи ведуть в основному екскаваторами ЕКГ-8І. Транспорт комбінований: автомобільно-залізничний і автомобільно-конвеєрний. Експлуатуються автосамоскиди вантажністю 120 – 160 т виробництва Білоруського автомобільного заводу й низки закордонних фірм. Висота підйому гірничої маси автосамоскидами до перевантажувальних пунктів становить 100 – 200 м, середня відстань перевезення 1,5 – 2,5 км. Продуктивність комплексів не перевищує 40 – 50 % від нормативної. Витрати на переміщення гірничої маси становлять понад 53 % від загальної вартості розробки.

Підвищення ефективності експлуатації екскаваторно-автомобільних комплексів ведуться у напрямку удосконалювання конструкції гірничотранспортного устаткування, збільшенні його одиничної потужності, повного завантаження по місткості кузова, а також у зниженні відстані транспортування шляхом зменшення висоти підйому гірничої маси й розосередження пунктів перевантаження за периметром кар'єру. Разом з технологічними й організаційними заходами склад комплексів у основному визначається гірничогеологічними умовами розробки родовища. На закордонних кар'єрах при розробці міцних порід широко застосовують комплекси у складі прямих мехлопат з місткістю ковшів 10 – 25 м³,

автосамоскидів у діапазоні вантажопідйомності до 290 т і бульдозерів потужністю до 574 кВт. Тенденції будови кар'єрних автосамоскидів особливо великої вантажності передбачені на Білоруського автомобільного заводу. Причому витрати на їх придбання приблизно в 2 рази нижче у порівнянні із закордонними.

Відомо, що комплектація комплексів побудована на співвідношенні місткості кузова автосамоскида й ковша екскаватора у межах 1:4 – 6. При цьому бульдозер приймається такої моделі, щоб спланувати вивантажену породу за 1 – 2 проходи. Крім того, довжина екскаваторного блока повинна забезпечувати ефективну роботу виймально-навантажувального устаткування протягом нормативного часу (1 – 2,5 міс.). Розраховується довжина екскаваторного блока $l_{e.б}$, м за формулою:

$$l_{e.б} = \frac{Q_e t_n}{b_{e.з} h_y}; \quad (2.60)$$

де Q_e – продуктивність екскаватора, м³/добу; t_n – нормативний час забезпеченості екскаватора підірваною породою, днів; $b_{e.з}$ – ширина екскаваторної західки, м; h_y – висота уступу, м.

Установлено, що при зміні місткості ковша екскаватора у межах 8 – 25 м³ довжина екскаваторного блока при стандартній висоті уступу 15 м і $t_n = 30$ днів становить 450 – 1000 м (табл. 2.7). При нормативній продуктивності екскаватора у межах блока за рік варто відпрацювати 12 західок шириною 20 – 26 м.

У цьому зв'язку застосування великотоннажного устаткування дає суттєвий економічний ефект, що підтверджується практикою роботи закордонних кар'єрів, де експлуатуються потужні пологі родовища. Однак в умовах вітчизняних надглибоких кар'єрів і країн СНД у поперечному напрямку щорічно відпрацюють не більше 4 – 6 західок, що забезпечує розкриття й підготовку нового нижнього горизонту.

Таблиця 2.7 – Основні показники до розрахунку показників екскаваторно-автомобільних комплексів

Показники	Од. виміру	Місткість ковша екскаватора, м ³					
		8	10	12	15	20	25
Вантажність автосамоскида	т	110 - 120	120 - 136	154 - 177	180 - 197	200 - 238	270 - 290
Потужність бульдозера	кВт	171	212	212	302	388	574
Кількість навантажень ковша до автосамоскиду	од.	6	5	5	5	4	4
Продуктивність екскаватора:							
- годинна	м ³	247	309	370	463	617	771
- змінна	тис.м ³	1,70	2,16	2,59	3,24	4,32	5,40
- середньодобова по вибою	тис.м ³	4,50	5,60	6,00	8,10	10,50	12,90
- річна	млн.м ³	1,65	2,03	2,17	2,92	3,80	4,65
Кількість автосамоскидів у комплексі при $l_a = 2$ км	од./зм	3,3	2,7	3,1	3,1	3,7	3,7
Ширина екскаваторної західки	м	20	21	22	26	26	26
Довжина екскаваторного блоку	м	450	530	550	630	820	1000
Значення коефіцієнта K_n при $m_z = 100$ м		1,75	2,15	2,25	2,65	3,60	4,50
$m_z = 200$ м	од.	0,63	0,83	0,88	1,08	1,55	4,00
$m_z = 300$ м		0,25	0,38	0,42	0,55	0,87	1,17
Кількість рудних уступів при $m_z = 200$ м і продуктивності $A_p = 6$ млн м ³ /рік	од.	7	8	8	9	11	20
$A_p = 9$ млн м ³ /рік		10	11	12	13	16	30
Ширина проїзної частини автодороги	м	18	18	23	23	28	32
Сумарна довжина автодоріг у кар'єрі при $m_z = 200$ м і продуктивності:							
$A_p = 6$ млн м ³ /рік,	км	17,90	20,13	20,68	22,88	28,05	55,00
$A_p = 9$ млн м ³ /рік		32,10	36,10	37,00	41,00	50,20	98,50
Тип шини автосамоскида		30.00R51	33.00R51	36.00R51	37.00R57	40.00R57	50.00R57
Тиск повітря у задніх колесах	кПа	620	725	725	725	760	760
Макс. зусилля руху на ободі колеса	т	64	72	78	80,2	102,6	148
Потужність дорожнього полотна	м	1,1	1,1	1,2	1,5	1,6	1,9
Додатковий рознос бортів при $m_z = 200$ м і продуктивності $A_p = 6$ млн м ³	тис.м ³	-	-	559,3	893,9	1255,9	2814,9
$A_p = 9$ млн м ³		-	-	1272,6	1408,0	2879,7	4700,5
Витрати на навантаження й транспортування 1 м ³ руди	у.о.	3,724	3,06	3,713	3,525	3,619	4,12

У поздовжньому ж напрямку посування фронту гірничих робіт, як правило, більш значне. Тому кількість добувних уступів $n_{y.д}$, од. формують в основному за умов забезпечення планової продуктивності кар'єру з видобутку сирової руди A_p , м³/рік і визначають за формулою

$$n_{y.д} = \frac{A_p(1+K_n)\sin\omega\ell_{e.б}}{m_2Q_{e.2}K_2}; \quad (2.61)$$

де K_n – коефіцієнт навантаження на екскаватор при добуванні руди, $K_n = \frac{\ell_{e.б} - m_2}{m_2}$;

ω – кут нахилу фронту гірничих робіт до простягання рудного тіла, град; m_2 – горизонтальна потужність рудного тіла, м; $Q_{e.2}$ – річна продуктивність екскаватора, м³; K_2 – коефіцієнт забезпеченості екскаватора автосамоскидами, частки од.

Зазначена схема розвитку гірничих робіт у кар'єрі (рис. 2.28) забезпечує мінімально необхідну величину поточного коефіцієнта розкриття K_m , м³/м³. При $\omega = 20 - 30^\circ$ довжина рудного фронту збільшується вдвічі. При цьому необхідна довжина фронту з добування руди $L_{ф.р}$, м і порід розкриття $L_{ф.в}$, м становить

$$L_{ф.р} = \frac{A_p(1+K_n)\ell_{e.б}}{Q_{e.2}}; \quad L_{ф.в} = \frac{A_p(1+K_n)\ell_{e.б}}{Q_{e.2}}(1+K_m). \quad (2.62)$$

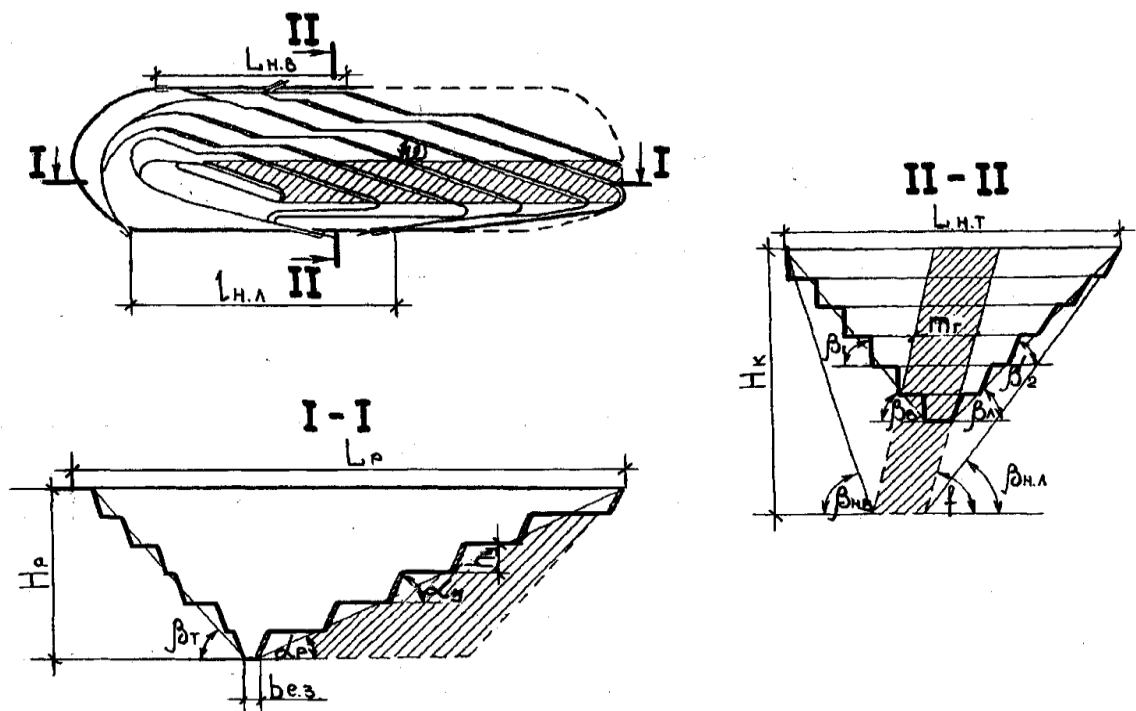


Рисунок 2.28 – Схема розвитку гірничих робіт у залізородному кар'єрі

Визначення продуктивності й кількості автосамоскидів у комплексі виконують відповідно до висоти H_p , м і довжини L_p , м робочої зони кар'єру. При визначенні витрат на експлуатацію комплексу крім гірничотранспортного устаткування варто також урахувувати вартість спорудження й обслуговування кар'єрних автодоріг, ширину яких установлюють відповідно до інтенсивності руху й габаритів автосамоскидів, а довжина залежить від параметрів робочої зони кар'єру. Тут виділяють автодороги I, II й III категорій. До них відносяться автодороги, які розташовані по торцях робочої зони, на ділянках тимчасово неробочих фронтальних бортів і у добувних вибоях. Довжина їх визначається за формулами:

– I категорія (по неробочому торцю кар'єру)

$$L_{a.m} = \frac{n_{y.p} K_y}{i_a}; \quad (2.62)$$

– II категорія (фронтальні ділянки кар'єру)

$$L_{a.\phi} = 0,5 (L_{n.l} + L_{n.v} + \frac{m_z}{\sin \omega}); \quad (2.63)$$

де $L_{n.l}$ – довжина транспортних площадок на фронтальному борту зі сторони лежачого боку покладу, м;

$$L_{n.l} = L_p - n_{y.p} h_y [ctg \beta_n + (ctg \beta_l - ctg \varphi) ctg \beta_m], \quad (2.64)$$

$L_{n.v}$ – довжина транспортних площадок зі сторони висячого боку покладу, м,

$$L_{n.v} = L_p - n_{y.p} h_y [ctg \beta_n + (ctg \beta_l + ctg \varphi) ctg \omega]; \quad (2.65)$$

– III категорія (вибійні дороги у кар'єрі)

$$\text{– лежачий бік } L_{a.l} = \frac{n_{y.p}^2 h_y (ctg \beta_l - ctg \varphi)}{\sin \omega}; \quad (2.66)$$

$$\text{– висячий бік } L_{a.v} = \frac{n_{y.p}^2 h_y (ctg \beta_v + ctg \varphi) + m_z}{\sin \omega}, \quad (2.67)$$

де i_a – керівний нахил автодоріг, частки од.; K_y – коефіцієнт подовження траси автодоріг, частки од.; L_p – довжина робочої зони кар'єру по верхньому горизонту, м; $\beta_n, \beta_m, \beta_l, \beta_v$ – кути укосів бортів кар'єру на ділянках без автодоріг, у торці, лежачому й висячому боках, град; φ – кут падіння рудного тіла, град.

Додатковий рознос бортів кар'єру при будівництві автодоріг ΔV , м³ визначають за формулами:

$$\text{– у торці кар'єру} \quad \Delta V_m = 0,5(n_{y,p} h_y)^2 (ctg \beta_n - ctg \beta_m)L_{n,m}; \quad (2.68)$$

$$\text{– на фронтальних ділянках} \quad \Delta V_l = 0,5(n_{y,p} h_y)^2 (ctg \beta_1 - ctg \beta_2)(L_{n,в} + L_{n,л}); \quad (2.69)$$

де $L_{n,m}$ – довжина неробочого торця кар'єру, м,

$$L_{n,m} = m_2 + \pi n_{y,p} h_y ctg \beta_m; \quad (2.70)$$

β_1, β_2 – кути укосів тимчасово неробочих бортів з автодорогами мінімальної й нормативної ширини, град.

Дорожнє полотно кар'єрних автодоріг споруджують із місцевих матеріалів шляхом готування щебеню зі скельних порід розкриву й ущільненням насипного шару котками. Зерновий склад щебеню приймають за умови повного заповнення порожнечі між крупними й дрібними фракціями. Потужність шару становить 30 – 40 см. Кількість шарів вибирається з урахуванням навантаження на заднє колесо, тиску в шинах, діаметра кола, рівновеликої площі сліду від колеса, інтенсивності руху й гальмування автосамоскида. При цьому автодороги повинні мати поперечний двосхилий профіль, по якому спливає вода за межі дорожнього полотна.

Відповідно до технологічних параметрів комплексу розраховують витрати на виймально-навантажувальні й транспортні роботи. Структура витрат приймається аналогічно діючим на кар'єрах. При цьому первинні амортизаційні відрахування на навантаження становлять 15%, транспорт – 25%. Відповідно, зарплата з нарахуваннями – 14,7 і 7,6%; електроенергія – 25%; паливо – 30%; ремонт – 56,8 і 20%; гума – 23%. Витрати на додаткову розробку порід розкриву й будівництво автодоріг приймають за звітними даними кар'єрів і технічних проектів. Амортизація їх передбачається протягом 10 років.

Із проведених досліджень слідує:

– визначення комплектності екскаваторно-автомобільного комплексу виконується за мінімумом сумарних витрат на експлуатацію гірничотранспортного

устаткування, будівництво внутрішньокар'єрних доріг і виймання порід розкриву для їхнього спорудження;

– довжина екскаваторного блоку повинна забезпечувати нормативну роботу комплексу з високими техніко-економічними показниками;

– параметри робочої зони кар'єру розраховують відповідно продуктивності кар'єру з видобутку руди за мінімально необхідним поточним коефіцієнтом розкриву;

– при розробці протяжних залізородних родовищ потужністю 100 – 300 м найбільша ефективність відповідає комплексам у складі екскаватора з місткістю ковша 10 м³ і автосамоскидів вантажністю 120 – 136 т;

– зазначений комплекс устаткування забезпечує найменший рознос бортів кар'єру при спорудженні автодоріг.

2.11 Область застосування екскаваторно-транспортних систем на глибоких кар'єрах

Розробка крутоспадних пластових родовищ на глибину до 500 – 1000 м від земної поверхні характерна можливістю застосування різноманітних видів транспорту як самостійно, так і у сполученнях між собою. Їх техніко-економічні показники залежать не тільки від глибини розробки, але й значною мірою від довжини кар'єрів. Тому вибір раціональної гірничотранспортної системи доцільно проводити не тільки за критерієм мінімального рівня собівартості видобутку корисних копалин, але й за супутніми натуральними показниками, такими як кількість задіяних працівників, металомісткість устаткування, встановлена його потужність, загальні й питомі витрати електроенергії та палива, фондвіддача, продуктивність працюючих і розміри порушених відкритими розробками земель.

Як було встановлено вище, розміри кар'єрних полів впливають на зміну техніко-економічних показників виймально-навантажувального й транспортного устаткування та визначають їх раціональне застосування на базових кар'єрах. З рис. 13.10 видно, що автомобільний транспорт відрізняється значними капітальними, експлуатаційними, матеріальними й трудовими витратами, внаслідок чого

його можливо застосовувати самостійно лише у верхній технологічній робочій зоні кар'єрів або у комплексі з іншими видами транспорту на глибину до 100 – 150 м. При розробці кар'єрів 1 і 2 типів на верхні горизонти заводять залізничний транспорт до глибини 100 – 200 м. Нижні уступи відпрацьовують із застосуванням автотранспорту. Експлуатація на цих кар'єрах комбінованого автомобільно-конвеєрного транспорту ефективна на глибині 200 – 250 м і нижче.

На кар'єрах 3 і 4 типів залізничний транспорт із мотор-вагонною тягою доцільно застосовувати у комплексі з автосамоскидами на глибину 250 – 300 м. Більш глибокі горизонти ефективно допрацьовувати з використанням конвеєрних і скіпових підйомників у комплексі з внутрішньокар'єрним автомобільним або залізничним транспортом. На кар'єрах 5 і 6 типів є можливість експлуатувати залізничний транспорт до кінцевої глибини самостійно. Однак сполучення його з конвеєрними або скіповими підйомниками при глибині 350 – 400 м і нижче дозволяє суттєво спростити розвиток залізничних колій у кар'єрі, поліпшити використання усіх виробничих ресурсів у 1,2 – 1,5 рази.

Слід зазначити значну метало- й енергоємність залізничного транспорту, яка у 10 – 12 разів перевищує відповідні показники автомобільно-конвеєрного. За вартісними показниками застосування залізничного транспорту на кар'єрах 3 – 6 типів ефективніше, що дозволяє не тільки раціонально експлуатувати його для переміщення гірничої маси, але й підвищувати ефективність виконання сумісно з ним виймально-навантажувальних, відвальних і рекультиваційних робіт.

Оцінюючи ефективність застосування розглянутих транспортних систем за умов землезбереження, необхідно вказати на можливість вписування залізничних комунікацій у неробочі борти кар'єрів з кутами укосів до 42° , тобто без додаткового розносу їх за умови стійкості. Автомобільний транспорт з ростом вантажності автосамоскидів характеризується формуванням неробочих бортів під менш пологими кутами – від 39° , при експлуатації 40-тонних автомашин і до 34° – при експлуатації 180-тонних.

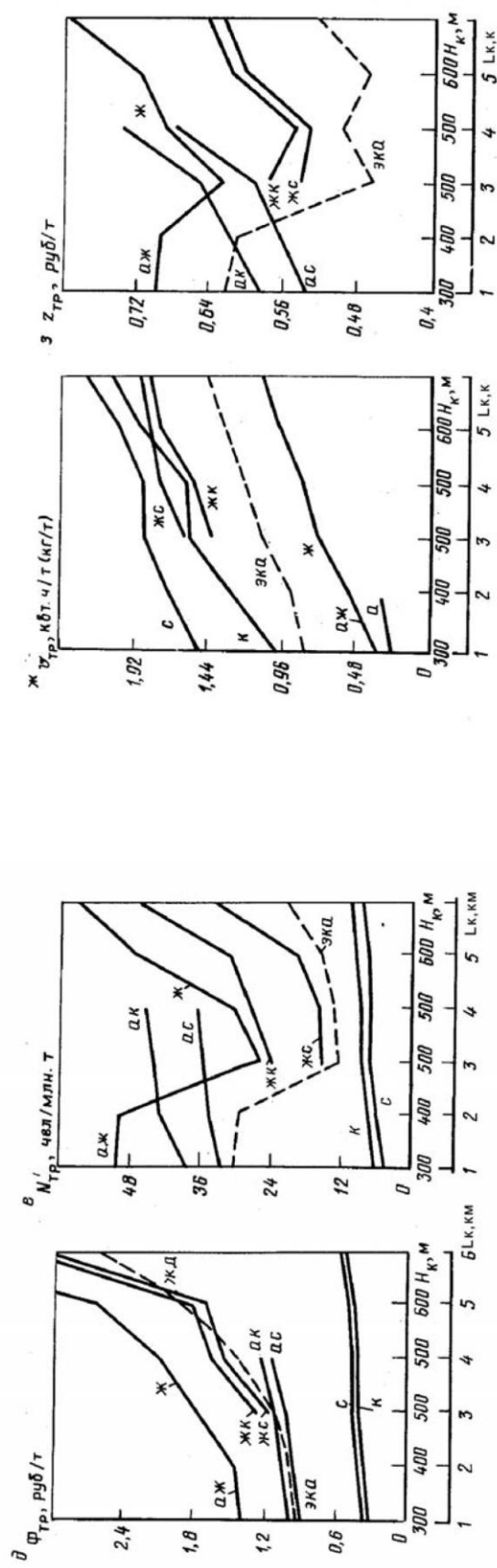
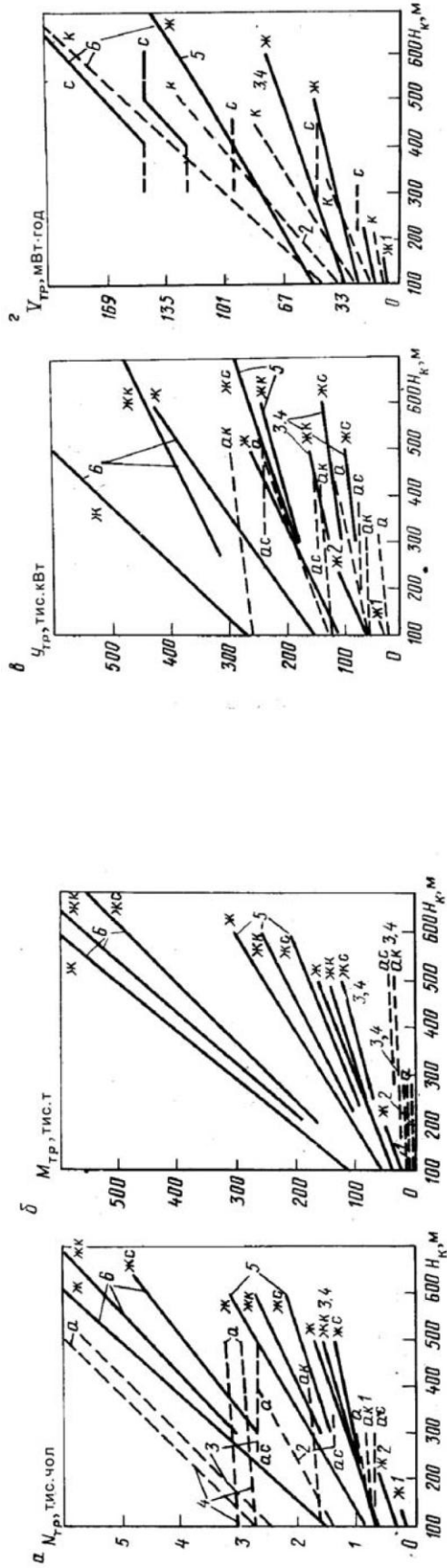


Рисунок 2.29 – Графіки залежності чисельності працівників $N_{тр}$ (а), металомісткості $M_{тр}$ (б), встановленої потужності $U_{тр}$ (в), споживання електроенергії $U_{тр}$ і палива (г), фондоемності $\Phi_{тр}$ (д), продуктивності працівників $N_{тр}'$ (е), питомого споживання електроенергії й палива $v_{тр}$ (ж), витрат на переміщення гірничої маси $Z_{тр}$ (з) від глибини розробки H_k для базових кар'єрів з довжиною поверхнею $L_{кз}$ км

З рис. 2.30 видно, що додатковий рознос неробочих бортів для розміщення автодоріг призводить до збільшення обсягу вантажопотоку на ΔA_n , %. Величина ΔA_n мінімальна для кар'єрів середньої довжини (3 і 4 типи). Оскільки інтенсивність вантажопотоків у розрахунках техніко-економічних показників екскаваторно-транспортних комплексів приймається з коефіцієнтом нерівномірності не менше 1,2; на кар'єрах 1 і 2 типів, без істотного погіршення вартісних показників, для перевезення гірничої маси доцільно застосовувати автосамоскиди вантажністю до 75 т. У зв'язку з більшими обсягами вантажопотоків на кар'єрах 3 – 6 типів для забезпечення високих техніко-економічних показників варто застосовувати автосамоскиди вантажністю 120 – 180 т. Однак у результаті цього за рахунок виположення борту з автодорогами додатково порушується 30 – 120 га земної поверхні.

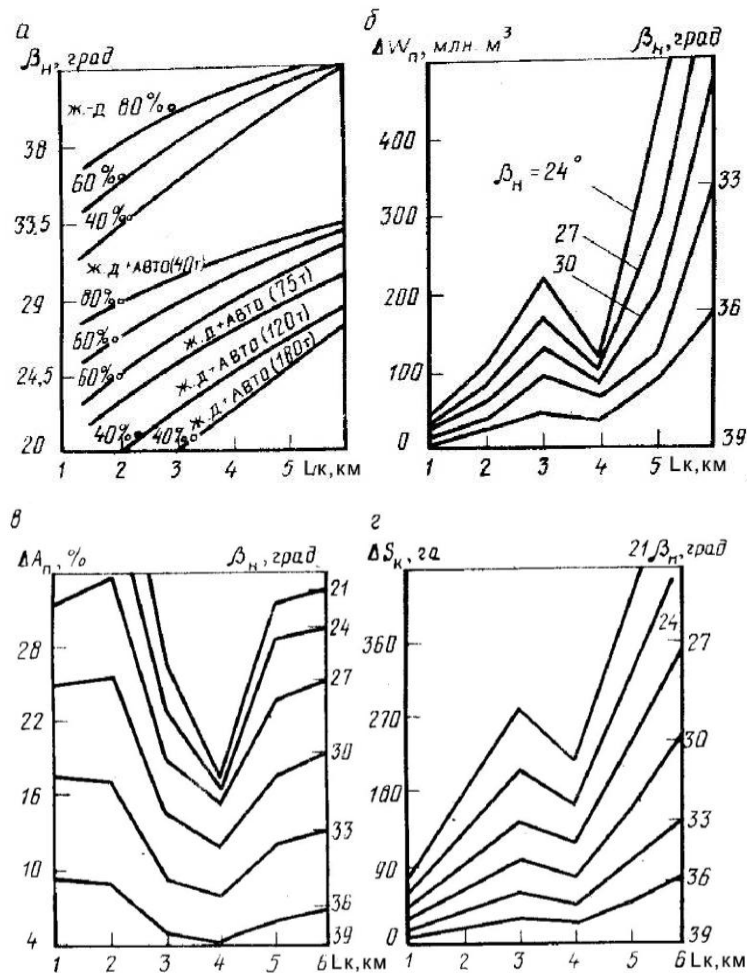


Рисунок 2.30 – Графіки зміни кутів укосу неробочих бортів кар'єру β_n (а), обсягів їх розносу для спорудження транспортних комунікацій ΔW_n (б), збільшення обсягів перевезення порід розкриття ΔA_n (в) та інтенсивності порушення земель ΔS_k (г) для базових кар'єрів довжиною L_k , км

При комбінованому автомобільно-залізничному транспорті на неробочих бортах розміщують як залізничні колії, так і автодороги. Тому для таких транспортних систем кут укосу неробочих бортів може становити $20 - 30^\circ$. З метою мінімального порушення земель при таких системах необхідно значні обсяги вантажопотоків планувати для перевезень залізничним транспортом. Автосамоскиди варто застосовувати тільки для переміщення частини обсягів гірничої маси при розкритті й розробці 4 – 6 нижніх горизонтів. Досить високі показники екскаваторно-автомобільних комплексів у цих умовах будуть забезпечені при вантажопідйомності автосамоскидів 40 – 75 т.

Впровадження бункерних перевантажувальних пунктів замість екскаваторних і розосередження їх по периметру неробочих або тимчасово неробочих бортів у нижній частині кар'єру сприятиме зменшенню відстані транспортування автосамоскидів та підвищенню їх продуктивності. Порушення земної поверхні у цьому випадку буде мінімальним.

Комбінований залізнично-конвеєрний або залізнично-скіповий транспорт крім високих техніко-економічних показників характеризується також і найменшою землеємністю. Однак застосування вертикальних скіпових підйомників переважніше за умови можливості видачі на поверхню різнотипових порід. Перевантажувальні пункти у кар'єрі при скіповому підйомі більш прості й займають меншу площу в порівнянні з конвеєрним. Впровадження крутопохилих конвеєрів замість експлуатованих дотепер стрічкових дозволить у майбутньому переглянути ефективність розкриття глибоких горизонтів вертикальними стволами. У цьому випадку проведення похилих стволів по лежачому боці покладу корисної копалини забезпечить надалі не тільки можливість переходу на підземну розробку, але й значне скорочення відстані переміщення гірничої маси з високою продуктивністю.

Заведення залізниць на глибокі горизонти найбільш ефективно для кар'єрів 3 і 4 типів. Збільшення довжини кар'єрних полів (5 і 6 типів) не вимагає обов'язкової постановки неробочих бортів у кінцеве положення по всьому їх периметру. Питомий видобуток кар'єрів 5 і 6 типів у розрахунку на величину порушеної площі нижче, ніж кар'єрів малої й середньої довжини. У цьому зв'язку без істот-

ного зменшення обсягів видобутку корисних копалин кар'єрні поля великої довжини доцільно розробляти поетапно з виділенням кар'єру першої черги. Сформований у процесі розробки вироблений простір можливо використовувати для складування порід розкриву до внутрішніх відвалів. У цих умовах мінімальна відстань доставки гірничої маси й найменша землемісткість будуть характерні при експлуатації кар'єрів другої й наступної черг.

3. ОБҐРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ КОМПЛЕКСІВ ГІРНИЧО-ТРАНСПОРТНОГО ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ РОЗРОБКИ КАР'ЄРНОГО ПОЛЯ

3.1 Промислово-генетична класифікація бурого вугілля Дніпровського басейну

Буре вугілля Дніпровського басейну поряд з використанням у якості енергетичного палива може бути задіяне у процесі технологічної переробки для:

– екстрагування бітумів органічними розчинниками з метою отримання буровугільного воску (Семенівський завод гірського воску);

– брикетування без сполучних речовин (Дмитрівська, Байдаківська, Юрківська і Коростишівська брикетні фабрики);

– отриманню вуглелужних реагентів для обробки глинистих розчинів при бурінні глибоких свердловин (Семенівський завод гірського воску, Волгоградський завод обтяжувачів);

– використанню для випалу (часткове відновлення) окислених кварцитів кар'єрів Криворізького Центрального гірничо-збагачувального комбінату.

З метою комплексного використання бурого вугілля розроблені споживчі стандарти, що направлені на брикетування, виробництво вуглелужних реагентів і пиловидне спалювання. Якість вугілля для екстрагування і відновлення руд регламентується технічними умовами. Параметрами споживчих класифікацій як в державних стандартах, так і в технічних умовах прийняті зольність і вологість вугілля. У них регламентується вихід гумінових кислот і вихід первинної смоли.

Різноманіття областей промислового використання бурого вугілля викликає досить жорсткі й різноманітні вимоги до них. Так, в вугіллі, що поставляється для виробництва вуглелужних реагентів, важливий вихід гумінових кислот, а в вугіллі, що використовується для екстрагування буровугільного воску, основним показником є вихід бітумів. Вугілля, що направляється для випалу руд, повинне бути неокисленим і характеризуватися високою реакційною здібністю, яка визначається як хімічними властивостями, так і внутрішньої поверхнею вугілля та розміром його пор.

У вугіллі Дніпровського басейну виділені гуміт і гуміт-ліптобіоліти. Гуміт об'єднує землісті, щільні, лігнітові та зольні різновиди вугілля, а гуміт-ліптобіоліти – землісті й щільні. До гумітів відносять види вугілля, в яких переважають залишки рослин. Гуміт-ліптобіолітове вугілля характеризується приблизно однаковим вмістом залишків рослинних тканин і ліпоїдних (жовтих) тіл. Іноді останні переважають над першими (табл. 3.1).

Землисте й щільне вугілля класу гумітів містить до 75 % мікрокомпонентів групи вітриніту. Землисте вугілля характеризується перевагою структурних геліфіцированих компонентів (дрібні шматки геліфіцированих рослинних тканин), а щільне вугілля - безструктурної геліфіцированої маси. На частку кутнізованих елементів в землистому вугіллі приходиться 4 – 5 %, а в щільних – 2 – 3 %. Зольне вугілля відрізняються від інших різновидів значним вмістом дрібноуламкового кварцу, каолініту та інших мінеральних домішок (табл. 3.2, 3.3).

У гуміт-ліптобіолітовому вугіллі міститься до 40 % жовтої смолоподібної речовини. Смолоподібна речовина і смоляні тіла цементуються мікстоаттрітовою речовиною. До цієї ж групи належать смоляні тільця (гума). Землисте і щільне гуміт-ліптобіолітове вугілля розрізняється більшою геліфікацією обривків рослинних тканин.

Якісна характеристика вугілля Дніпровського басейну отримана за систематизованими даними дослідження, а також деякими результатами товарного випробування вугілля. Різниця у виходах летючих речовин і первинної смоли, а також в теплоті згоряння у гумітовому і гуміт-ліптобіолітовому вугіллі настільки значна, що за цими показниками представляється можливим визначити один з двох генетичних класів вугілля. Виходи первинної смоли і летючих речовин на горючу масу для вугілля Дніпровського басейну є альтернативними показниками, що визначають технологічну цінність палива для напівкоксування і екстрагування. Вони залежать від петрографічного складу вугілля (табл. 3.4).

Таблиця 3.1 – Якісна характеристика різних типів бурого вугілля Дніпровського басейну

Клас, тип	Родовище, ділянка	W ^p , %	A ^c , %	V ^r , %	Q ^r _б , ккал/кг	C ^r	H ^r	O ^r + N ^r	Вихід бітумів на горючу масу, %	Вихід на суху масу			Пачка
										первинної смоли, %	газул/кг	напів-коксу, %	
Гуміти землісті	Верболозівське	-	19	60	6610	62,4	5,1	27,8	4,86	10	148	63,8	Верхня
	Семенівсько-Головківське	58,6	7,4	60,8	6907	68,16	5,98	21,9	6,85	16	153	55,5	»
	Санжарівське	-	13,8	59,1	6612	66,97	5,10	24,0	4,19	13,5	169	58	»
	Бандурівське	-	13,3	60,4	6730	63,50	6,1	27,2	4,20	17,2	122	57,8	»
Гуміти щільні	Семенівсько-Головківське	58,6	8,1	59,2	6716	68,06	5,64	20,95	7,22	15,9	140	59,6	Середня
	Бандурівське	-	14,4	59,3	6950	63,50	6	28,14	6,5	16,0	146	56,6	
	Михайлівське	-	21,5	61,5	6800	65,74	5,58	23,50	5,89	14,0	140	62,8	
Гуміт-ліптобіоліти, землісті	Балаховське	-	8,7	65	7121	65,70	6,1	25,56	12,24	29,4	112	45,3	Нижня
	Верхньо-дніпровське	-	13,9	64,93	-	65,40	6,2	25,73	12,3	23,7	134	55,9	
Гуміт-ліптобіоліти, щільні	Верболозівське	-	10,5	65,1	-	62,90	6,2	28,4	10,2	22,2	130	52	Середня
	Балаховське	-	8,9	67,5	7300	69,50	6,9	21,4	12,42	28,9	104	53	Нижня
	Верхньо-дніпровське	-	11,7	65,12	-	69	5,9	22,52	9,9	21,9	147	54	

Таблиця 3.2 – Характеристика компонентів бурого вугілля природного складу Дніпровського і Донецького басейнів

Марка вугілля	Дійсна щільність, г/см ³	Удавана щільність, г/см ³	Вологість свіжо добутого вугілля, %	Зольність А ^c , %	Об'єм вугілля, см ³	Об'єм води, см ³	Повітря		Об'єм рідкої і твердої фаз, см ³	Разом всіх компонентів	
							маса, г	об'єм, см ³		маса, г	об'єм, см ³
Б	1,37	1,14	58,2	10,4	0,476	0,664	–	–	1,0	1,14	1,0
Б	1,52	1,17	55,2	20,0	9,524	0,646	–	0,010	0,990	1,17	1,0
Б	1,36	1,10	58,5	9,9	0,455	0,645	–	0,020	0,980	1,10	1,0
Б	1,43	1,14	57,0	14,9	0,490	0,650	–	0,007	0,993	1,14	1,0
Д	1,35	1,26	18,0	3,4	1,033	0,227	–	0,008	0,992	1,26	1,0
Г	1,35	1,33	10,0	8,2	1,17	0,133	–	-	1,020	1,30	1,02
Ж	1,29	1,26	8,0	2,1	1,159	0,101	–	0,001	0,999	1,26	1,0
К	1,35	1,29	8,0	4,5	1,187	0,103	–	0,018	0,982	1,29	1,0
ОС	1,33	1,31	4,0	8,6	1,258	0,0524	–	0,003	0,997	1,31	1,0

Таблиця 3.3 – Ситовий склад рядового бурого вугілля Дніпровського басейну

Клас, мм	Вихід, %	A ^c , %	W ^p , %
+ 150	2,0	23,4	55,2
100-150	3,3	23,6	55,3
50-100	9,2	25,1	54,8
25-50	7,3	18,4	56,2
13-25	9,3	24,0	54,2
6-13	13,0	21,0	55,66
3-6	15,2	19,2	55,7
0-3	40,7	21,6	55,3
Вихідний	100	21,5	55,6

У якості класифікаційного параметру доцільно прийняти вихід летючих речовин, так як цей показник простіше і швидше визначається, ніж вихід первинної смоли. Він входить також в обов'язкову характеристику товарної продукції (табл. 3.5). Виходи гумінових кислот і летючих речовин знаходяться в зворотній залежності й характеризуються підвищеним вмістом мікрокомпонентів групи вітриніту, мають знижений вихід летючих речовин і вміст водню та підвищений вміст гумінових кислот.

Таблиця 3.4 – Шкала ступеня окислення покладів бурого вугілля за теплою згоряння

Басейн, родовище	Ступінь окислення	O ^r , %	Шкала по Q ^r ₆ , ккал/кг	Атомне відношення O:C, %
Дніпровський і Південно-Уральський (гумітоліптобіоліти) і гуміти	Відновлені	Менше 18	Більше 7100	Менше 18,0
	Маловідновлені і слабоокислені	18-27	7100-6700	0,18-0,29
	Середньо і сильноокислені	Більше 27	Менше 6700	Більше 0,29
Підмосковний, Кансько-Ачинський, Райчихинське і Харанорське	Відновлені	Менше 18,5	Більше 7100	Менше 0,185
	Маловідновлені і слабоокислені	18-26	7100-6250	0,185-0,28
Вугілля Східного Сибіру, Північного Уралу, Челябінського і Карагандинського, Середньої Азії	Середньо- і сильноокислені	Більше 26	Менше 6250	Більше 0,28

Таблиця 3.5 – Промислова класифікація бурого вугілля

№ групи	Параметри групи	Номер по коду					№ під групи	Параметри підгрупи
	Вихід летючих речовин на горючу масу V^r , %							Теплота згоряння на горючу масу, ккал/кг
4	Більше 62	-	-	-	Б24*	Б141 Б142 Б143	1 2 3	Більше 7100 7100-6700 Менше 6700
3	У межах 55-62	-	-	-	Б333	Б131 Б132 Б133	1 2 3	Більше 7100 7100-6700 Менше 6700
2	У межах 45-55	Б521 Б522	Б421 Б422 Б423	Б321 Б322 Б323	Б221 Б222 Б223	- -	1 2 3	Більше 7100 7100-6250 Менше 6250
1	У межах 30-45	Б511 Б522	Б411 Б412 Б413	Б311 Б312 Б313	Б211 Б212 Б213	-	1 2 3	Більше 7100 7100-6250 Менше 6250
Номер класу		Б5	Б4	Б3	Б2	Б1		
Параметри класу: загальний вміст вологи свіжовидобутого вугілля на беззолну масу, %		Менше 20	Більше 20-30	Більше 30-40	Більше 40-60	Більше 60-70		
* Гуміт-сапропеліти								

Теплота згоряння гуміт-ліптобіолітового вугілля вища за гумітового. Проте вона схильна до коливань, особливо у гумітовому вугіллі, що обумовлено різним ступенем їх окислення. Таким чином, теплота згоряння може бути другим класифікаційним параметром при дослідженні якості вугілля Дніпровського басейну, що включає його петрографічний склад вугілля і ступінь окислення.

Кам'яне вугілля характеризується теплотою згоряння більш 5700 ккал/кг, буре – менш 5700 ккал/кг. Дніпровський басейн $W^e > 60 - 70$, %. Класифікація побудована по кодовому принципу. Кожен тип вугілля в даній класифікації позначений буквою Б

(марка) і тризначним індексом. Перша цифра виражає ступінь вуглефікації, друга – петрографічний склад і третя – ступінь окислення.

3.2 Обґрунтування технологічної концепції виконання розкривних та видобувних робіт на Ново-Дмитрівському кар'єрі

Відомо [10-12], що Ново-Дмитрівське родовище складається з багат шарових осадових утворень покриваючих і вміщуючих порід, до яких відносяться: піщані глини, суглинки та супісі загальною потужністю до 60 м; сірі й темно-сірі монтморилонітові глини потужністю до 50 м; бітумінозні глини потужністю до 81 м; корисної копалини у вигляді буровугільних лінз, згрупованих у 5 продуктивних горизонтів. Ці лінзи характеризуються підвищеною потужністю, широким розповсюдженням по площі родовища й відносно неглибоким заляганням. Два нижні горизонти через малу потужність і високу зольність вугілля, а також велику глибину залягання промислового значення не мають. **Верхня лінза** залягає на глибині від 64 до 119 м, характеризується простою будовою й потужністю 5-6 м при максимальному значенні 7,2 м. **Складна лінза** залягає на глибині від 51 до 210 м і складається з 4 вугільних прошарків, загальна потужність яких досягає 36,6 м при переважній 22-30 м. Потужність окремих лінз змінюється від 0,8 до 15,6 м. Потужність поділяючих породних прошарків, що складаються із бітумінозних глин і піску, змінюється від декількох сантиметрів до 22 м.

Основна лінза залягає на глибині від 45-50 м до 330 м, характеризується переважно простою будовою і великою потужністю. Характерна потужність 40-60 м, максимальна 66,8 м. Крім бурого вугілля у перерізі вугленосної свити зустрінуті бітумінозні глини (горючі сланці) і гіпсово-карбонатні породи із самородною сіркою. Бітумінозні глини присутні також у центральній частині родовища і стратиграфічно належать до інтервалу залягання між Складною й Основною лінзами.

Відповідно до загальної класифікації гірських порід за міцністю та відносною складністю руйнування, значення міцності гірських порід розкриву та корисної копалини не повинна перевищувати 1. Відповідно до прийнятої класифікації гірських

порід при їх видобутку засобами гідромеханізації розкривні породи та корисну копалину слід віднести до V та VI найвищої категорії. Слід зазначити також, що окремі розкривні породи, наприклад, піски які мають потужність до 22 м, слід віднести до II категорії.

У гідрогеологічному відношенні товща палеоген-неогенових відкладень, що утворює Ново-Дмитрівське родовище, умовно може бути поділена на дві частини: верхню, приурочену до надвугленосної товщі і складену переважно водотривкими глинистими породами, та нижню, що включає вугленосну і міжвугільну частини геологічного перерізу, складену здебільше в тій чи іншій мірі водопроникними породами. Саме ж буре вугілля, як це було визначено у процесі буріння, також суттєво обводнене. Відповідно до цього, у межах родовища можуть бути виділені два водоносні комплекси. Перший супроводжує вугленосні товщі й являє собою серію водоносних горизонтів, що приурочені до шарів бурого вугілля та рідких прошарків піску. Другий, що пов'язаний з підвугленосною товщею пісків бучакської, київської та харківської свит, є основним на родовищі. Потужність водоносних комплексів зростає від периферії до центру мульди і становить відповідно 70-455 та 37-515 м.

Живлення підземних вод відбувається за рахунок інфільтрації атмосферних опадів, що стікають до периферії мульди, де водоносні породи виходять близько до денної поверхні під четвертинний покрив. За даними метеорологічних спостережень максимальна річна кількість опадів на території складає 898 мм, середньорічна – 515 мм. Ця обставина, а також мульдopodobне залягання порід і наявність покриваючого водоупору сприяє формуванню високонапірних підземних вод по глибині кар'єрного поля нижче позначки + 60 м. Величини напорів зростають від периферії до центру родовища у зв'язку із зануренням шарів водовмісної товщі. За даними розвідувального буріння величина напору досягає 282 м на крилах мульди й до центру родовища значно збільшується. На підставі загальної вивченості родовища зроблений висновок, що під час його розробки надходження води до гірничих виробок очікується з товщі вугільних пластів, які є водоносними. Але основні припливи будуть формуватися із підстилаючих вугільну товщу пісків (рис. 3.1).

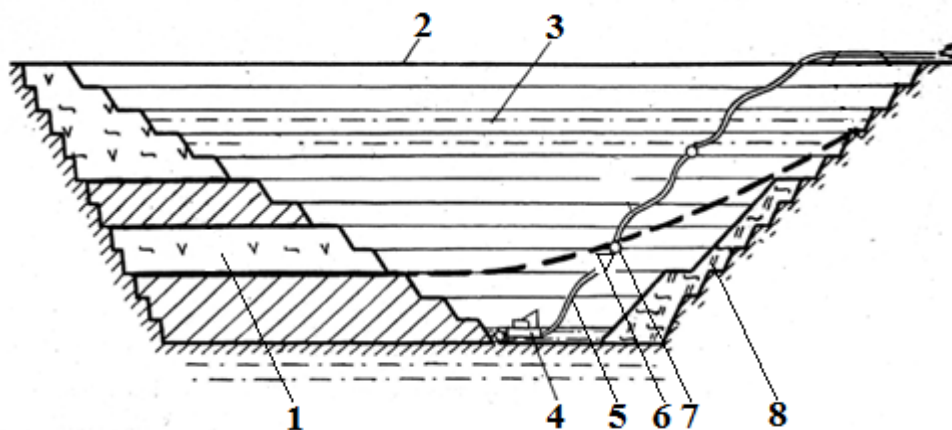


Рисунок 3.1 – Технологічна схема видобувних і транспортних робіт засобами гідромеханізації: 1 – буровугільні горизонти; 2 – денна поверхня; 3 – рівень підземних вод; 4 – землесосний снаряд; 5 – напірний пульпопровід; 6 – згущувальна установка; 7 – перекачувальні станції; 8 – внутрішній відвал розкривних порід.

Оцінка гідродинамічного режиму підземних вод у моделюємій області при розкритті й відпрацюванні родовища відкритим способом виконана за результатами чисельного моделювання в умовах нестационарного режиму фільтрації. Отримані рішення відповідають тимчасовим періодам відпрацювання родовища протягом 1, 6, 8, 11, 14, 17 і 20 років. Так величини водопритоків у відповідності до періоду експлуатації складають: на 1 рік – 2420 м³/добу; на 6 рік – 19407 м³/добу; при заглибленні до 110 м на 8 рік – 52386 м³/добу; при заглибленні до 160 м на 11 рік – 72534 м³/добу; при заглибленні до 200 м на 14-17 роки – 76 тис. м³/добу, маючи тенденцією до поступового зниження; на 20 рік – 65 тис. м³/добу [11].

Маючи такі складні гідрогеологічні умови виконання розробки родовища відомими технологічними комплексами з використанням одно- або багатоківшевих екскаваторів з попутним осушенням гірського масиву на робочих горизонтах технічно складне, а головне економічно недоцільне. У таких умовах, з точки зору технології ведення гірничих робіт, раціональним представляється виконання розкривних та видобувних робіт з використанням комплексів на базі плавучих землесосних снарядів, рефулерних та стаціонарних пульпопроводів з можливим використанням згущувальних установок та бустерних перекачувальних станцій (див. рис. 3.1). Актуальність використання такої загальної технології може бути обґрунтована також ймовірним зменшенням собівартості розробки й транспортування за межі гірничої виробки гірської маси з попутним по-

ниженням рівня води шляхом виконання супутнього водовідливу. Таким чином, в умовах відкритого освоєння Ново-Дмитрівського буровугільного родовища використання гідромеханізованих комплексів для видобутку й транспортування гірських порід, у тому числі за рахунок поєднання транспортних і дренажних робіт у одному процесі, ймовірно дозволить отримати значну економію матеріальних і грошових ресурсів, а також значно покращити умови праці обслуговуючого персоналу при проведенні дренажних і транспортних робіт.

3.3 Огляд і аналіз технічних засобів для гідромеханізованих видобувних робіт

До сучасних механізмів для виробництва підводних гірничих робіт слід віднести гідравлічні: землесосні ерліфтні і ежекторні снаряди (рис. 3.2, а), механічні: багаточерпакові снаряди і драги (рис. 3.2, б), грейферні (рис. 3.2, в) та штангові снаряди (рис. 3.2, г) [13-22]. Менш розповсюджені екскаватори-драглайни, скреперні драги, скреперні канатні установки та ін. При роботі в кар'єрах, внутрішніх водоймах, а також в захищених від хвилювань ділянках моря використовують плавзасоби понтонного типу. Серед усіх перелічених видів видобувних машин при відкритому освоєнні Ново-Дмитрівського буровугільного родовища для гідромеханізованого видобутку й транспортування гірничих порід найбільш прийнятним варіантом є гідравлічні (землесосні) снаряди, які за типом гідротранспортної системи поділяють на гідравлічні, ежекторні й ерліфтні. У цілому землесосними снарядами називають плавучі землерийні машини, які видобувають ґрунт з-під води у вигляді водогрунтової суміші-пульпи і транспортують цю суміш поверхнею на ту чи іншу відстань.

Найбільш масовим класом для підводної розробки родовища є земснаряди з відцентровими ґрунтовими насосами. В їх можливості входять способи:

- ґрунтозабору за рахунок усмоктування ґрунту без попереднього рихлення або із механічним або гідравлічним розпушуванням вибою;
- транспортування ґрунту плавучим рефулерним, підвісним, стаціонарним донним і напівпогружним пульпопроводами;
- управління: ручне, полуавтоматичне і автоматичне;

- енергопостачання автономне (частіше використовують при роботах у відкритих водоймах) і з живленням від зовнішніх джерел (розповсюджені при розробці обводнених континентальних родовищ);
- робоче переміщення у вибої: траншейне, паралельне, віялове, ямкове;
- розташування основного насосного обладнання: палубне, трюмне, погрузне, напівпогрузне;
- кількість видобувних насосів: однонасосні, двохнасосні при послідовній або паралельній установці.

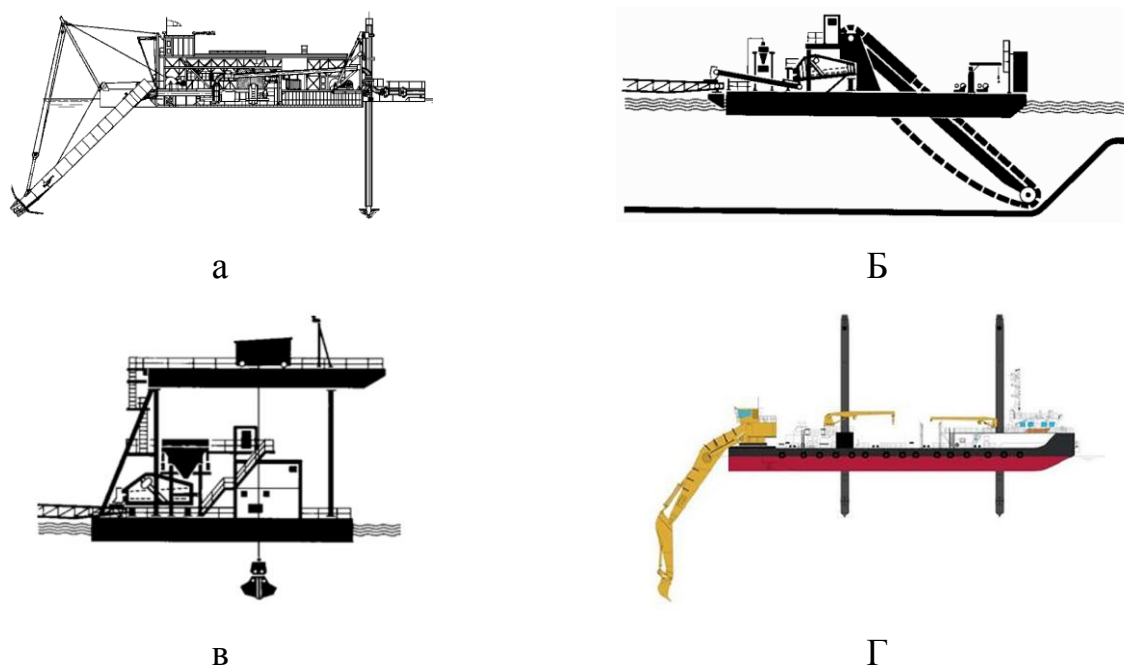


Рисунок 3.2 – Основні машини для виробництва підводних гірничих робіт

Серед відомих виробників техніки для підводних видобувних і гідротехнічних робіт є фірми ІНС Holland (Голландія), Appeledore Ferguson Shipyard (Велика Британія), Merre (Франція), Wartsila (Фінляндія), Ellicott Dredge (США), Heinrich Dopke, HABERMANN (Німеччина). Відомі також виробники земснарядів з України: Сумський ремонтно-механічний завод, ВВВ Спецтехніка (м. Херсон) [21–23]. Натепер цими підприємствами виготовляються земснаряди з глибиною розробки ґрунтів від 3 до 50 м і продуктивністю за ґрунтом – від 1,5 до 900 м³/год.

Землесосний снаряд (земснаряд) (рис. 3.3) представляє собою плавучу землерийно-транспортуючу машину безперервної дії. До його основного обладнання входить тип, виконання якого безпосередньо впливає на його технологічні властивості.

До нього відносять ґрунтовий насос, ґрунтозабірний пристрій, напірний пульпопровід. Все основне та допоміжне обладнання земснаряду монтують на понтонах.

Ґрунтові насоси мають обмежену висоту усмоктування. Тому при збільшенні глибини розробки часто використовують погрузні ґрунтові насоси, які розташовують в спеціальному герметичному корпусі разом з електродвигунами. Іноді ґрунтові насоси спускають нижче рівня води, а двигуни залишають на понтоні й з'єднують з ґрунтовими насосами валами з карданными шарнірами. Часто на усмоктувальній трубі встановлюють інжектуючі пристрої з насосами струминного типу.

Основним функціональним призначенням ґрунтозабірних пристроїв земснарядів є руйнування порід і відділення їх від масиву. Це може здійснюватися під дією енергії потоку води, яка усмоктується насосом, а також гідравлічних, механічних фрезерних, роторно-ковшових, гвинтових, ковшових, ланцюгових, вібраційних та інших розпушувачів.

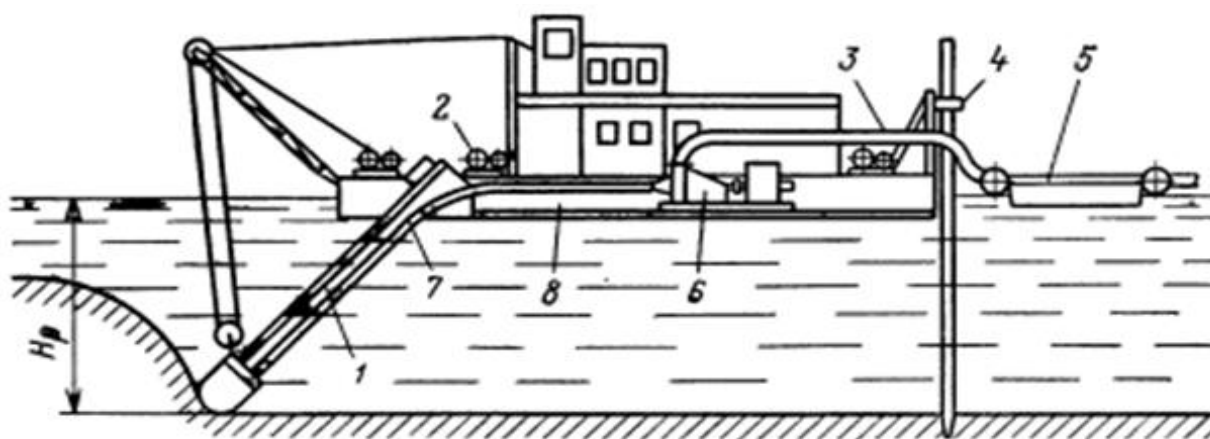


Рисунок 3.3 – Схема землесосного снаряду: 1 – ґрунтозабірний пристрій; 2 – лебідка; 3 – напірний пульпопровід; 4 – пальовий хід; 5 – плавучий пульпопровід; 6 – ґрунтовий насос; 7 – усмоктувальний трубопровід; 8 – понтон

При рихленні незв'язних ґрунтів часто використовують гідравлічні розпушувачі. Вони відрізняються простотою конструкції й технологічністю. Однак у підводних вибоях, складених в'язкими щільними глинами, прошарками піщаників і сланців використовують земснаряди, які обладнані фрезерними розпушувачами (див. рис. 3.3) або роторно-ковшовими пристроями, які встановлюють на усмоктувальному патрубку. Порода, яка руйнується фрезами, засмоктується через усмоктувальну трубу. Фрези можуть мати різне

конструктивне виконання і, в залежності від фізико-механічних властивостей породи, обладнуються змінними зубцями.

Земснаряди виконуються двох типів: несамохідні й самохідні. Самохідними бувають морські установки. Земснаряди кар'єрного типу зазвичай виготовляють несамохідними.

3.4 Схеми обладнання потужних днозаглиблювальних землесосних снарядів

Для розвитку гірничих робіт в умовах значного притоку води можуть бути застосовані також днозаглиблювальні снаряди. Днозаглиблювальні снаряди – це плавучі засоби, що призначені для виймання гірських порід з-під води та перенесення їх у відвали. Ознаками, які відрізняють їх від земснарядів, є виймання порід та їх підйом над рівнем води; доставка порід у відвали; переміщення снаряду у межах робочого місця. За способом транспортування у межах водойми днозаглиблювальні снаряди поділяють за типом двигуна і водоймища, в умовах якого працює снаряд, та видом робочого органу й плавучої бази [23].

За способом виймання порід та їх підйомом над рівнем води снаряди розрізняють за гідравлічною, механічною та механіко-гідравлічною дією робочого органу. За способом доставки порід у відвали їх розділяють на рефулерні, шаландові, трюмні й лоткові. За способом транспортування у межах робочого місця снаряди розділяють на якірні, пально-якірні та самохідні (рис. 3.4).

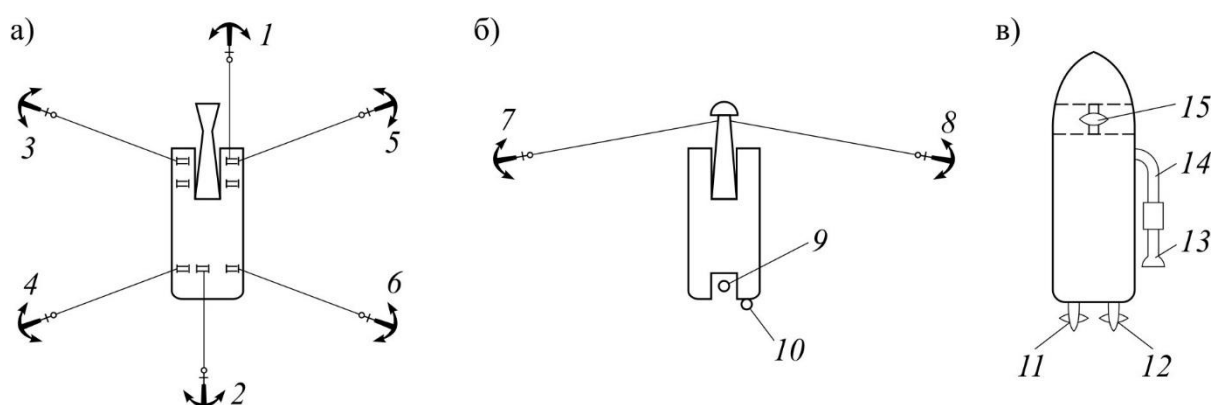


Рисунок 3.4 – Схеми днозаглиблювальних снарядів: а – якірний снаряд; б – свайно-якірний снаряд; в – рушійний снаряд; 1 – становий носовий оперативний якір; 2 – кормовий якір; 3, 4 – бокові якорі лівого борту; 5, 6 – бокові якорі правого борту; 7, 8 – носові бокові якорі; 9 – головна робоча свая; 10 – допоміжна робоча свая; 11, 12 – рушійні гвинти; 13 – ґрунтозабірне устаткування, 14 – забортний всмоктувальний трубопровід; 15 – керуючий пристрій

За способом транспортування між робочими місцями снаряди розділяють на самохідні та несамохідні. За типом двигуна – на дизельні, електричні та дизель-електричні. За типом водойми, в умовах якої ведуться роботи, снаряди поділяють на морські, озерні та річкові. За видом робочого органу – на землесосні, одночерпакові та багаточерпакові. Одночерпакові, в свою чергу, розділяють на ковшеві з канатним та гідравлічним напором, драглайнові й грейферні (рис. 3.5). За видом плавучої бази снаряди розділяють на понтонні, баржеві, корпусні та понтонно-гусеничні.

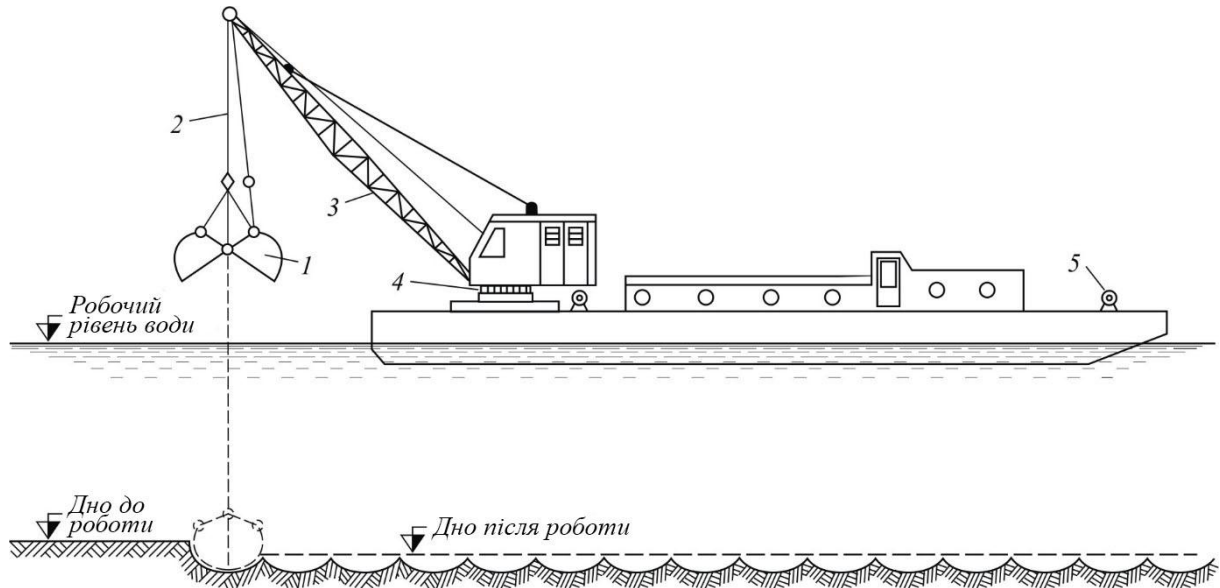


Рисунок 3.5 – Схема роботи грейферного земснаряду: 1 – ківш; 2 трос; 3 – стріла; 4 – поворотний механізм; 5 – лебідка

Днозаглиблювальні снаряди складаються з корпусу, робочого органу, головного двигуна, рушійних механізмів та засобів управління. Продуктивність їх по гірській породі $Q_{з.зн}$, м³/год визначається за формулою:

$$Q_{з.зн} = \frac{Q_{см}P}{100} = 9\pi P v_{см} D_n^2; \quad (3.1)$$

де: $Q_{см}$ – продуктивність землесосу по пульпі, м³/год; P – доля породи в пульпі, %; $v_{см}$ – швидкість руху пульпи в напірному ґрунтопроводі, м/с; D_n – діаметр напірного ґрунтопроводу, м.

Нормативна продуктивність багаточерпакового снаряду по гірській породі $Q_{з.гп}$, м³/год визначається за формулою:

$$Q_{з.гп} = \frac{60V_u n_u k_3}{k_p}; \quad (3.2)$$

де: V_q – об'єм черпака, м^3 ; n_q – кількість черпаків, що проходять через верхній барабан за одну хвилину, од.; k_s – коефіцієнт заповнення черпака породою ($k_s = 0,65 \div 0,8$); k_p – коефіцієнт розпушення породи в черпаку (пісок – $k_p = 1,08 \div 1,28$, глина – $k_p = 1,3 \div 1,45$).



Рисунок 3.6 – Екскатор-драглайн WILCO Amphibious Dragline з понтонно-гусеничним приводом

Екскатор на понтонно-гусеничному ході призначений для роботи в болотній місцевості, будівництві та реконструкції гідротехнічних споруд, підготовки або очищенні рельєфу водоймищ на глибину до 5-6 м, а також для будівельних та рекультивацийних робіт [24]. Понтонно-гусеничний екскаватор здатний для пересування по слабким породам та по воді. Він складається із поворотної платформи, шасі, робочого органу і понтонно-гусеничного рушія. Понтонно-гусеничний привід представляє собою два герметичних понтони із вмонтованими катками і направляючим колесом (див. рис. 3.6). Рух на суші та воді забезпечується гусеничною стрічкою, при чому її траки стрічки слугують лопатями під час роботи у водоймищі.

Стандартний понтонно-гусеничний привід забезпечує роботу екскаватора в умовах водоймища глибиною 1,5 – 2 м. Для роботи на більшій глибині його обладнують додатковими понтонними секціями та опірними палями, які дозволяють ви-

конувати виймальні роботи у водоймищах глибиною до 4 м. Тип робочого органу залежить від призначення екскаватора. Найбільш поширеним обладнанням є наддовгі стріла та рукоять, що шарнірно з'єднані між собою та рухомі за рахунок системи гідравлічних насосів. Навісне робоче обладнання екскаватора являє собою ковші різних конструкцій, у тому числі для роботи під водою, захвати для м'яких та скельних порід, дерев, труб, гідроніжці, гідромолоти, ґрунтозабірне обладнання тощо.

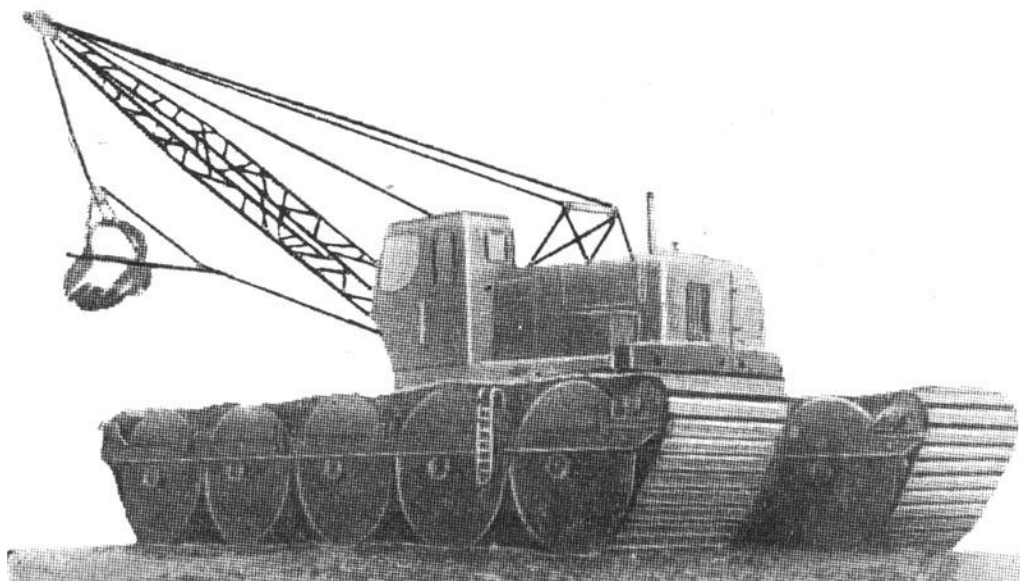


Рисунок 3.7 – Екскаватор ЕПГ-1 з понтонно-гусеничним рухом

Для розробки нафтових родовищ Сибіру у 1960-х роках СКБ «Газстроймашина» було сконструйоване промислово-експериментальне устаткування ЕПГ-1 на понтонно-гусеничному ході (див. рис. 3.7) [25]. Устаткування представляє собою поворотну платформу драглайна Е-302 серійного виробництва, встановлену на понтонну підставу, що складається з двох понтонів, кожен з яких має п'ять пустотілих герметичних котків, на які натягнута гусенична стрічка. Опорні, натяжний та рушійний котки з'єднані поздовжньою балкою.

Екскаватор призначений для робіт у болотній місцевості та на водоймищах глибиною 0,9 м. Довжина стріли складає 10,5 м, ємність ковша – 0,35 м³; довжина екскаватора (без стріли) – 8,47 м; ширина – 5,53 м; висота – 3,5 м; маса – 19 т. В разі необхідності машина може виконувати функції драглайна, грейфера або підйомного крана.

У зв'язку з тим, що при розробці породи необхідно переміщувати робочий орган вибоєм, несамохідні земснаряди оснащуються простими механізмами переміщення, такими, як канатний, пальово-канатний та пальовий. Канатна система є простою, але не забезпечує точності виводу земснаряда на потрібну точку вибою і достатньо трудомістка. Часта зміна точок кріплення канатів знижує загальну продуктивність земснаряда. При пальово-канатному способі пересування трудомісткість значно зменшується, простоті обладнання скорочуються, зростають точність руху вибоєм і продуктивність, що обумовило його широке використання. Пальовий спосіб з примусовою подачею земснаряда за його повздовжньою віссю допускає відпрацювання вузьких траншей, але при цьому необхідно забезпечити поперечне переміщення усмоктувача. У самохідних земснарядів переміщення робочого органу здійснюється при русі усього судна за рахунок його двигунів або канатним підтягуванням.

Підсумовуючи загальну класифікацію землесосних снарядів у якості землерійної видобувної та транспортної машини для відкритого освоєння Ново-Дмитрівського буровугільного родовища у складі гідромеханізованих комплексів для видобутку й транспортування гірських порід слід обґрунтувати вибір основного обладнання земснаряду для його комплектації, а саме: ґрунтовий насос, ґрунтозабірний пристрій та напірний пульпопровід. У зв'язку зі значною глибиною залягання порід Ново-Дмитрівського родовища актуальним також є питання обґрунтування й вибору типу й кількості перекачувальних насосних станцій для видалення гірських порід.

3.5 Обґрунтування й вибір типу ґрунтового насосу

Для виконання напірного гідравлічного транспорту видобутої гірничої маси у вигляді пульпи з підводного вибою застосовують лопатеві і об'ємні насоси, гідроелеватори, ерліфти й завантажувальні апарати. Найбільше розповсюдження для подачі гідросуміші знайшли відцентрові лопатні насоси, що призначені для перекачування абразивних гідросумішей (рис. 3.8). У залежності від типу перекачуваної гідросуміші, умов експлуатації та призначення відцентрові насоси підрозділяють на ґрунтові, піскові, шламові, землесосні та вуглесосні. Широке їх застосування пояс-

нюється порівняно високим коефіцієнтом корисної дії, великим напором, простотою конструкції, невеликими розмірами і маси та малою вартістю. Основними особливостями конструкції, які відрізняють їх від водяних відцентрових насосів, є широкі прохідні канали робочого колеса й відводів, пристосованість вузлів і деталей до умов інтенсивного гідроабразивного зносу, висока зносостійкість деталей, легкозмінювані захисні елементи, висока ремонтпригодність тощо.

Для гідротранспорту абразивних матеріалів найбільше застосування отримали ґрунтові насоси, які замінили старі конструкції машин (землесоси). Ґрунтові насоси призначені для перекачування гравійних, піщано-гравійних, шламових, золошлакових вугільних та інших абразивних гідросумішей. Зазвичай технічні характеристики ґрунтових насосів обмежуються оцінкою перекачування пульпи з такими показниками як водородний показник рН – від 6 до 12; щільність – до 2200 кг/м^3 ; температура – від 278 до 343 К (від 5 до 70°C), об'ємна концентрація твердих включень – до 30 %; мікротвердість – до 11000 МПа. В окремих випадках можливе використання насосів для транспортування гідросумішей щільністю вище 2200 кг/м^3 та об'ємною концентрацією твердих включень до 35 % з розміром понад 6 мм.

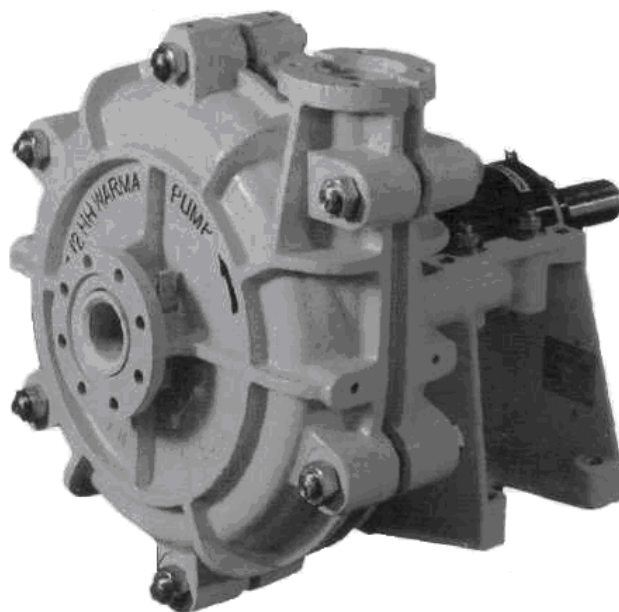


Рисунок 3.8 – Насос конструкції Weir Warman

Грунтові насоси зазвичай мають широкі канали проточної частини для переміщення великих кусків породи. Головними конструктивними відмінностями ґрунтових насосів від водяних є мала кількість лопастей і велика ширина каналів робочого колеса й відводу. Ґрунтові насоси забезпечують подачу пульпи від 27 до 16000 м³/год. і напір від 9,5 до 100 м.

Сучасна промисловість пред'являє до насосів такі основні вимоги як висока надійність, зносостійкість і економні витрати електроенергії при експлуатації, зниження витрат при ремонті й експлуатації, економічна ефективність тощо. Натепер для важких умов експлуатації застосовують переважно поверхневі насоси, погрузні та напівпогрузні, які працюють з пульпою, що вміщує відносно невелику кількість твердих частинок (гравійно-піщана суміш, дренажні води, шлами металургійних підприємств тощо).

За відомими історичними причинами, самими росповсюдженими поверхневими надводними насосами на підприємствах України залишається обладнання виробництва Бобруйського машинобудівного заводу (Білорусь). Однак, за останні роки вітчизняною промисловістю також почали виготовляти якісні ґрунтові насоси для використання як в легких, так і у самих важких умовах експлуатації. Так, Полтавський ливарно-механічний завод спеціалізується на виготовленні ґрунтових, пульпових, шламових, шлакових і піскових насосів продуктивністю від 160 до 2600 м³/год. За якістю ґрунтові насоси виробництва ПЛМЗ значно перевищують інші аналогічні вироби вітчизняного виробництва і суттєво наближаються до закордонних аналогів.

Одною із ведучих закордонних компаній з виробництва ґрунтових насосів є група «Weir Group», яка поставляє насоси конструкції «Warman», «Ash pump» і «Galigher» (див. рис. 3.8). Діапазон робочих умов цих насосів достатньо широкий. Для важких умов експлуатації призначена модель АН з розмірами усмоктувального і напірного патрубків до 20 і 18 дюймів відповідно. Компанія «Weir Warman» декларує, що зношувані частини насосів пропонується виготовляти як з твердих високохромистих сплавів, так і з різних литих еластомерів. Ідентифікаційний код насосів «Warman» складається з цифр і букв, наприклад, 8/6ЕАН, 8/6ЕЕАН, 8/8FG. Крупними закордонними компаніями, які виробляють насосне обладнання, призначене для

робіт у важких умовах експлуатації, також являються Metso Minerals, Svedala, Krebs, GIW, KSB, Zulser, Habermann, Damen Dredging, та інші.

Резюмуючи викладене вище для подальшої роботи з обґрунтування параметрів та вибору видобувних і перекачувальних ґрунтових насосів слід звернути увагу на апарати вітчизняного виробництва ПЛМЗ або на насосне обладнання світового лідера Weir Warman. Попередній вибір декількох типів насосів різних компаній з необхідними технічними показниками і аналіз їх пропозицій по гарантованим строкам експлуатації зношуваних деталей і економічним показникам дозволить уникнути прорахунків при вирішенні водовідливів із кар'єрів.

3.6 Обґрунтування й вибір кількості видобувних та перекачувальних ґрунтових насосів

Обґрунтування й вибір кількості видобувних та перекачувальних ґрунтових насосів складається з таких етапів проектування як визначення:

- продуктивності ґрунтових насосів землесосних снарядів за пульпою, ґрунтом та водою при валовому видобутку порід розкриву і корисної копалини;
- кількості гідротранспортних комплексів, необхідних для виконання водовідливних заходів з одночасним транспортуванням гірничої породи;
- продуктивності насосного обладнання видобувних землесосних снарядів у складі комплексів видобутку й транспортування відповідно порід розкриву та корисної копалини;
- типу та кількості насосного обладнання комплексів видобутку й транспортування порід розкриву та корисної копалини;
- термінів уведення до експлуатацію насосного обладнання комплексів видобутку й транспортування порід розкриву та корисної копалини.

При освоєнні Ново-Дмитрівського родовища виконано обґрунтування та розрахунки за відомими вихідними даними (табл. 3.1) із аналітичними залежностями для визначення гідравлічних параметрів систем гідромеханізації [13-16] та їх обмеженнями [26-27].

Таблиця 3.6 – Орієнтовний календарний план освоєння Ново-Дмитрівського родовища

Рік освоєння	Заглиблення дна кар'єру, м	Продуктивність по породам розкриття, млн. т/рік	Продуктивність по вугіллю, млн. т/рік	Притоки води, м ³ /добу
1	30	2	1	2420
6	60	4	2	19407
8	110	7	3	52386
11	160	9	4,5	72534
14	200	11	6	76000
17		13	17	
20	300			

Для визначення загальної технічної продуктивності землесосних снарядів при розробці порід розкриття та корисної копалини $Q_{тех}$, м³/рік прийнята відома формула:

$$Q_{тех} = \frac{Q_p}{T_p K_{г.з}}; \quad (3.3)$$

де Q_p – загальна річна продуктивність землесосного снаряду по гірській масі, м³/рік; T_p – річний фонд календарного часу роботи снаряду, $T_p = 2880$ годин; $K_{г.з}$ – коефіцієнт використання земснаряда у часі.

На етапі початкового розрахунку приймається $K_{г.з} = 0,6$. У подальшому його значення слід уточнювати відповідно до гідрогеологічних та гірничотехнічних умов експлуатації гідромеханізованого комплексу.

Для визначення типорозмірів видобувних та перекачувальних ґрунтових насосів слід розрахувати продуктивність земснарядів за пульпою, яка залежить від фізико-механічних властивостей розроблюємих порід. Годинну продуктивність ґрунтового насоса земснаряду за пульпою Q_n , м³/год визначають за формулою [13]:

$$Q_n = \frac{Q_{тех}}{K_3} [q_в + (1-m)]; \quad (3.4)$$

де k_3 – коефіцієнт, який урахує зменшення технічної продуктивності земснаряда при великій висоті уступа; для попереднього розрахунку приймається $k_3 = 0,9$; $q_в$ – питомий розхід води на розробку й транспортування 1 м³ породи, м³/м³; m – пористість породи; попереднє значення приймається $m = 0,5$.

Відповідно до відомих значень стосовно категорії видобуваємих порід, показник $q_в$, м³/м³ відповідно для порід розкриття та корисної копалини складе 14 та 22 [14, 15].

Вибір ґрунтового насосу зазвичай виконують за значенням необхідної продуктивності по чистій воді, $Q_в$, м³/рік:

$$Q_в = \frac{Q_n \rho_n}{\rho_в}; \quad (3.5)$$

де $\rho_в$ – щільність води, кг/м³; ρ_n – щільність пульпи, кг/м³.

Для визначення щільності пульпи на попередньому етапі встановлюють орієнтовне значення щільності пульпи у залежності від категорії ґрунту. Для порід розриву та корисної копалини орієнтовні значення знаходяться у межах ρ_n – 1110 та 1070 кг/м³. Розрахункові значення продуктивності ґрунтового насосу землесосного снаряду відповідно до орієнтовних показників календарного плану освоєння Ново-Дмитрівського родовища приведені в табл. 3.7 і 3.8.

Таблиця 3.7 – Розрахункові значення продуктивності землесосних снарядів $Q_в$, м³/рік при вийманні порід розриву

Рік освоєння	Продуктивність з виймання порід розриву, млн. т/рік	Продуктивність земснаряду		
		Технічна $Q_{тех}$, т/год	Експлуатаційна Q_n , т/год	По воді $Q_в$, м ³ /год
1	2	1157,4	18325,6	20341,4
6	4	2314,8	36651,2	40682,9
8	7	4050,9	64139,7	71195,0
11	9	5208,3	82465,3	91536,5
14	11	6365,7	100790,9	111877,9
17	13	7523,1	119116,5	132219,3
20				

Таблиця 3.8 – Розрахункова продуктивність землесосних снарядів при добуванні бурого вугілля

Рік освоєння	Продуктивність по розриву, млн.т/рік	Продуктивність земснаряду		
		Технічна $Q_{тех}$, т/год	Експлуатаційна Q_n , т/год	По воді $Q_в$, м ³ /год
1	1	578,7	13985,3	14964,3
6	2	1157,4	27970,7	29928,6
8	3	1736,1	41956,0	44892,9
11	4,5	2604,2	62934,0	67339,4
14	6	3472,2	83912,0	89785,9
17	17	9838,0	237750,8	254393,3
20				

Як визначалося раніше, доцільність використання для освоєння Ново-Дмитрівського буровугільного родовища гідромеханізованих комплексів з видобутку й транспортування гірничих порід, визначається можливістю поєднання їх з одночасним відливом води з виробленого простору. Кількість гідротранспортних комплексів, необхідних для виконання водовідливних заходів при середній об'ємній концентрації транспортуємої пульпи прийнята $C = 30\%$ (табл. 3.9). Значення концентрації обмежено технічними можливостями ґрунтових насосів.

Таблиця 3.9 – Розрахункові значення продуктивності гідротранспортної системи Ново-Дмитрівського кар'єру

Рік освоєння	Притоки води, м ³ /добу	Притоки води, м ³ /год.	Продуктивність за ґрунтом, т/год.	Продуктивність за ґрунтом, т/рік
1	2420	100,8	28,0	48538,3
6	19407	808,6	225,2	389249,0
8	52386	2182,8	608,0	1050713,5
11	72534	3022,3	841,9	1454824,8
14	76000	3166,7	882,1	1524342,9
17				
20	65000	2708,3	754,4	1303714,3

Виходячи з розрахункових доцільних значень продуктивності гідротранспортної системи гідромеханізованого комплексу визначається продуктивність насосного обладнання видобувних землесосних снарядів відповідно для видобутку розкривних порід та корисної копалини. З урахуванням обґрунтованих раніше технологічних параметрів гідромеханізованих видобувних систем отримані розрахункові значення видобувної системи (табл. 3.10).

Таблиця 3.10 – Розрахункові значення продуктивності видобувної системи Ново-Дмитрівського кар'єру

Рік освоєння	Продуктивність ґрунтового насоса земснаряда по породам розкриву, м ³ /год.		Продуктивність ґрунтового насоса земснаряда по корисній копалині, м ³ /год.	
	пульпа	вода	пульпа	вода
1	205,3	227,8	313,3	335,2
6	1646,1	1827,2	2512,5	2688,4
8	4443,5	4932,2	6782,1	7256,9
11	6152,4	6829,2	9390,6	10047,9
14	6446,4	7155,5	9839,3	10528,0
17				
20	5513,4	6119,9	8415,2	9004,2

Базуючись на отриманих попередніх даних з визначення продуктивності насосного обладнання земснаряда за умов його використання при видобутку порід розкриву і корисної копалини, та беручи до уваги значення номінальної продуктивності серійних землесосних снарядів, визначається їх загальна кількість. Для цього вводиться значення питомої продуктивності роботи гідромеханізованого комплексу у вигляді відношення продуктивності за розкривними породами і корисною копалиною до загальної продуктивності кар'єру. Значення продуктивності ґрунтових насосів земснарядів за водою та одночасного її використання при видобутку порід розкриву і корисної копалини приведені в табл. 3.11.

Таблиця 3.11 – Розрахункові значення продуктивності видобувної системи гідромеханізованого комплексу Ново-Дмитрівського кар'єру

Рік освоєння	Питома продуктивність обладнання, м ³ /м ³		Продуктивність ґрунтового насосу земснаряда за водою, м ³ /год.	
	по породам розкриву	по вугіллю	по породам розкриву	по вугіллю
1	0,67	0,33	152,6	110,6
6	0,67	0,33	1224,2	887,2
8	0,7	0,3	3452,5	2177,1
11	0,67	0,33	4575,6	3315,8
14	0,65	0,35	4651,1	3684,8
17	0,43	0,57	3076,9	6001,0
20			2631,6	5132,4

Розрахунковим значенням продуктивності земснарядів водою та одночасним її використанням при видобутку порід розкриву і вугілля відповідає ґрунтовий насос типу 16/14W-II-(7)-1070R-140-PEТ виробництва Полтавського ливарно-механічного заводу, робоча характеристика якого приведена на рис. 3.9.

Насоси такого типу застосовують у важких і надважких умовах експлуатації з можливістю перекачування зернистих ґрунтів різних класів при нестабільному живленні. Зазвичай їх використовуються для комплектації землесосних снарядів та систем гідравлічної механізації видобутку й переробки корисних копалин. Має хорошу ремонтпригодність. Виконання насосу дводискове (усмоктувальний та напірний) з виготовленням дисків зі сплаву ІМЧ. У залежності від умов експлуатації й вихідних

технологічних параметрів може комплектуватися робочим колесом різного діаметру з 3-ма та 4-ма лопастями, а також усмоктувальних та напірних патрубків різних розмірів. Технічні характеристики насосу приведені у табл. 3.12.

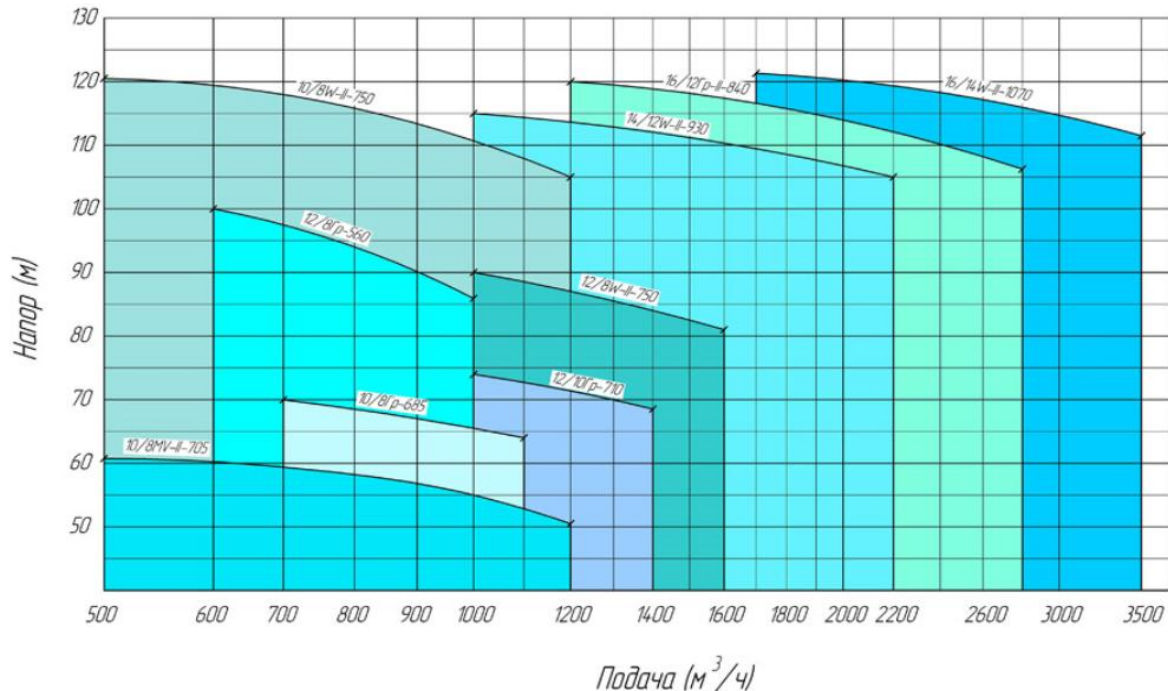


Рисунок 3.9 – Видатково-напірна характеристика насосів ПЛМЗ

Таблиця 3.12 – Технічні характеристики насосу 16/14W-II-(7)-1070R-140-PET

Параметр	Розмірність	Значення
Діаметр робочих коліс	мм	до 1070
Продуктивність (за водою)	м ³ /год.	до 3400
Напір	м.вод.ст.	до 125
Частота обертання імелера	об/хв.	750
Потужність	кВт	до 1000
Щільність пульпи	т/м ³	до 1,75
Максимальний розмір частинок	мм	до 70
Маса	кг	8420

Для виконання розкривних та видобувних робіт знадобиться по 2 землесосних снарядів, обладнаних насосами 16/14W-II-(7)-1070R-140-PET. Земснаряди виробни-

цтва ПЛМЗ призначені для видобувних робіт у закритих акваторіях (кар'єр, річка, канал, озеро, шламівідстійник тощо) (рис. 3.10). Вони оснащуються дизельними або електричними приводами, гідравлічними або механічними розпушувачами. Для полегшення доставки до місця призначення і транспортування земснаряди розбираються на секції, які розташовуються в 2-3 автопричепах або 20-ти чи 40-ка футові контейнери.



Рисунок 3.10 – Загальний вигляд земснаряду виробництва ПЛМЗ

Таблиця 3.13 – Попередні розрахункові характеристики гідротранспортних систем для умов експлуатації Ново-Дмитрівського кар'єру

Рік освоєння	Темпи заглиблення, м	Продуктивність ґрунтового насоса по воді, м ³ /год.		Кількість ґрунтових насосів, шт.	
		породи розкриву	буре вугілля	породи розкриву	буре вугілля
1	30	67,5	33,3	1	1
6	60	541,8	266,8	1	1
8	110	1528,0	654,8	2	2
11	160	2025,0	997,4	2	2
14	200	2058,4	1108,3	2	2
17		1361,7	1805,0	2	2
20	300	1164,6	1543,7	3	3

Дослідами встановлені терміни уведення до експлуатації земснарядів по розкривним роботам на 1-й рік – 1 земснаряд; з 8-го року – 2 земснаряди; по видобувним роботам на 1-й рік – 1 земснаряд; з 11-го року – 2 земснаряди. Виконання розкривних та видобувних робіт раціонально виконувати окремими гідротранспортними системами з попередніми розрахунковими видатковими характеристиками (див. табл. 3.13). Для комплектації гідротранспортних систем гідромеханізованого комплексу доцільно використовувати ґрунтові насоси 14/12W-II-(7)-930R-130-PEТ. Технічні характеристики насосу приведені у табл. 3.14.

Кількість послідовно встановлених насосів при номінальних режимах роботи гідротранспортних систем обґрунтована відповідно до розрахункової глибини виробки (див. табл. 3.13).

Таблиця 3.14 – Технічні характеристики насосу 14/12W-II-(7)-930R-130-PEТ

Параметр	Розмірність	Значення
Діаметр робочих коліс	мм	до 930
Продуктивність (по воді)	м ³ /год.	до 2200
Напір	м.вод.ст.	до 100
Частота обертання імелера	об/хв.	800
Потужність	кВт	до 800
Щільність пульпи	т/м ³	до 1,75
Максимальний розмір частинок	мм	до 60
Маса	кг	6980

Обґрунтування параметрів та вибір трубопроводів і запірної арматури слід виконувати за результатами розрахунку та побудови видаткових характеристик окремо для видобувних та гідротранспортних систем гідромеханізованих комплексів з видобутку й транспортування порід розкриву і бурого вугілля.

3.7 Обґрунтування й вибір типу ґрунтозабірного пристрою

Ґрунтозабірні пристрої землесосних снарядів принципово відрізняються від подібних параметрів усіх інших сухопутних землерійних машин насамперед тим, що їхнє завдання полягає не тільки у відділенні ґрунту від масиву у вибої й передачі його-

го іншим органам чи механізмам для переміщення, а також і в приготуванні пульпи, тобто змішуванні відділеного ґрунту з водою для гідротранспортування. Інтенсивність, з якою ґрунтозабірний пристрій може відокремлювати ґрунт від масиву у вибої, а також пропорція, з якою змішується цей ґрунт з водою, визначають ефективність роботи земснаряду в цілому. Таким чином, ґрунтозабірному пристрою властива дуже важлива функція постачання землесосному снаряду розроблювального ґрунту в процесі приготування пульпи.

Існує велика різноманітність конструктивних рішень ґрунтозабірних пристроїв землесосних снарядів, які можна розділити на два основних види [13-22, 26, 27]:

– ґрунтозабірні пристрої, при роботі яких відокремлення ґрунту від масиву у вибої здійснюється тільки внаслідок того, що поблизу вхідного отвору усмоктувальної труби утворюються деякі достатні швидкості течії водного потоку (безпосереднє усмоктування);

– ґрунтозабірні пристрої, у яких для інтенсифікації ґрунтозабору застосовуються спеціальні пристрої. У ролі останніх застосовують гідравлічні та механічні розпушувачі.

Пристрої з інтенсифікацією ґрунтозабору поділяють на дві великі групи: механічні, у яких розпушування вибою й інтенсифікація ґрунтозабору досягаються в результаті примусових переміщень того чи іншого різального органу, і гідравлічні, у яких розпушування й ефект інтенсифікації транспортування досягаються шляхом впливу на ґрунт води, що підводиться під відповідним напором.

Вільне усмоктування ґрунту являє собою відділення часток ґрунту від масиву й перенесення їх до усмоктувальної кінцівки, що здійснюється потоком води, яка переміщується поверхнею вибою під дією різниці тисків на поверхні у водоймі та на вході у робоче колесо ґрунтового насосу. Тобто, вільне усмоктування за своєю фізичною природою є процесом ерозійного розмиву і перенесення ґрунту в підводних умовах [13]. Гірські породи з яких складається Ново-Дмитрівське родовище, слід віднести до зв'язних. Тому використання ґрунтозабірного пристрою без розпушувачів буде недоцільним, оскільки навіть слабка зцементованість пісків чи наявність яких-небудь прошарків зв'язних ґрунтів можуть у багато разів знизити інтенсивність ґрунтозабору. При великій висоті вибою вільне всмоктування також не забезпечує рівномірності

грунтозабору. Зовсім не керовані обвали ґрунту здатні приводити до різких стрибків консистенції пульпи і порушувати нормальний режим роботи землесосного снаряду.

До групи гідравлічних ґрунтозабірних пристроїв відносяться розмивні та звужуючі. Розмивний робочий орган призначений для інтенсифікації розробки ґрунтів, яка досягається за рахунок впливу на вибій компактного водяного струменю, що розмиває і транспортує ґрунт. Гідравлічні розпушувачі для поверхневого розмиву виготовляють різної конструкції з однією або декількома насадками. Найвищу ефективність застосування ґрунтозабірні пристрої з гідравлічними розпушувачами показали при розробці незв'язних гірських осадових порід, засмічених дрібнодисперсними домішками. Однак, застосування таких ґрунтозабірних пристроїв при освоєнні Ново-Дмитрівського родовища, складеного в основному з прошарків зв'язних ґрунтів, призведе до зниження ефективності видобувних робіт за рахунок зниження концентрації утворюваної у підводному вибої пульпи.

Механічні пристрої, для інтенсифікації ґрунтозабору, тобто такі, у яких розпушування вибою здійснюється в результаті застосування того чи іншого різального органа, поділяють на обертові, ланцюгові та вібраційні. До обертових органів відносять фрезерні, роторно-ковшові та гвинтові. Найбільш розповсюдженим представником обертових ґрунтозабірних пристроїв є фрезерні розпушувачі. Форма ножів фрези вибирається відповідно до темпу подачі зрізаного ґрунту до вхідного отвору усмоктувальної труби. Фреза являє собою тіло обертання з прямолінійною або, частіше, криволінійною утворюючою, у внутрішню порожнину якої введена усмоктувальна труба. Існує велика різноманітність фрез як за формою, так і за конструктивним рішенням. Загальним для усіх фрез є наявність різального ножа, крайка якого, обертаючись навколо деякої вісі, зрізує ґрунтову стружку. Товщина стружки визначається швидкістю обертання фрези і швидкістю переміщення її вісі щодо вибою. Фрезерні розпушувачі є найбільш універсальним засобом, застосовуваним для руйнування ґрунтів при підводному видобутку корисних копалин, і можуть бути використані, у залежності від типу фрези, для розробки різних за своїми властивостями ґрунтів.

Роторно-ковшовий ґрунтозабірний пристрій за принципом дії аналогічний роторному екскаватору й відрізняючись від нього тим, що ґрунт, який зачерпується та ви-

сипається в бункер, транспортується не стрічковим конвеєром, а водою за допомогою ґрунтового насосу. Роторно-ковшові розпушувачі знайшли застосування при розробці важких, зв'язних, у тому числі завалених камінням і колодами ґрунтів. Ґрунтозабірні пристрої з гвинтовими розпушувачами призначаються для розробки зв'язних ґрунтів, вкритих рослинністю. Істотною перевагою ковшового пристрою є відсутність обертових частин. Однак, негативною особливістю є необхідність використання складної системи папільонування, що забезпечує постійну товщину стружки, що знімається.

Пересувні ґрунтозабірні пристрої являють собою своєрідний підводний скрепер чи лопату. При цьому зрізаний ґрунт надходить безпосередньо в усмоктувальну трубу. На цьому принципі засновані загальновідомі ґрунтозабірні пристрої, якими обладнують ґрунтовідвізні днопоглиблювальні землесосні снаряди. Виймання ґрунту здійснюється при переміщенні землесосного снаряда. Перевага в застосуванні такого робочого органу віддається при днопоглибленні й розробці підводних осадових порід із глибин до 300 м.

До ланцюгових ґрунтозабірних пристроїв відносять два типи: з багатоковшевим ланцюгом, що черпає ґрунт і подає його в зумпф ґрунтового насосу для подальшого переміщення у вигляді пульпи та з ланцюгом, який оснащений зубцями і рухливими ґратами. Ґрати захищають усмоктувальну трубу від великих включень, здатних завалити ґрунтовий насос. Пристрої першого типу широко відомі в днопоглиблювальній практиці. Земснаряди, що працюють за таким принципом, одержали назву черпаково-рефулерних. У вітчизняній практиці та за кордоном розпушувачі подібного типу не одержали широкого поширення через низьку надійність і високу металоємність. Для інтенсифікації розробки ґрунтів також використовують і вібраційні ґрунтозабірні пристрої, що здійснюють порушення міцності ґрунтів за рахунок вібраційних впливів.

Враховуючі необхідність розробки зв'язних різноструктурних ґрунтів, з яких утворене Ново-Дмитрівське родовище, доцільним буде використання декількох універсальних типів механічних розпушувачів, якими можна оснащувати видобувні землесосні снаряди. До таких розпушувачів слід віднести фрезерні й роторно-ковшові,

які зазвичай використовують при розробці щільних піщаних, глинистих, гравійних та комбінованих ґрунтів.

3.8 Обґрунтування й вибір типу пульпопроводу

У тих випадках, коли до ґрунтозабірного пристрою земснаряду поступає пульпа, широко застосовують рефулерні, підвісні, напівзатоплені та стаціонарні пульпопроводи, які виконані з металевих, полімерних та гумових труб. Рефулювання – це процес транспортування пульпи плавучим пульпопроводом. Практикується зазвичай при розробці ґрунтів земснарядами. Основним типом плавучого пульпопроводу є рефулер, складений з окремих секцій – понтонів, що несуть сталеві або полімерні труби, гнучко з'єднані між собою шаровими шарнірами або гумовими компенсаторами (рис. 3.11).



Рисунок 3.11 – Секція рефулерного пульпопроводу

Для гідротранспортування пульпи до місця складування корисної копалини або до збагачувальної фабрики застосовують стаціонарні сталеві або полімерні трубопроводи.

4 РОЗРОБКА РЕКОМЕНДАЦІЙ НА ПРОЕКТУВАННЯ ОСВОЄННЯ НОВО-ДМИТРІВСЬКОГО РОДОВИЩА БУРОГО ВУГІЛЛЯ

4.1 Економічна доцільність відкритої розробки Ново-Дмитрівського родовища

Станом на 2017 р. Україна має вкрай обмежені можливості добування вугілля для забезпечення своєї незалежності у розвитку важкої індустрії. Особливо це стосується бурого вугілля. Олександрійський басейн не має довгострокової перспективи підтримки своєї продуктивності. Інші родовища знаходяться в стадії пошуку і детальної розвідки. В той же час, Ново-Дмитрівське родовище детально розвідане, має значні запаси і може бути прикладом для початку відновлення вугільної промисловості у найближчий термін.

Ново-Дмитрівське родовище бурого вугілля відрізняється від родовищ Олександрійського басейну не тільки значними запасами різноманітних корисних копалин, а й складними умовами залягання: значною глибиною та великими водопритоками, що може істотно вплинути на економічну доцільність видобутку сировини. Тому для його освоєння потрібна попередня оцінка родовища на предмет економічної доцільності будівництва гірничого підприємства. При цьому, поряд з вище розглянутою технологією розробки родовищ корисних копалин із застосуванням напору води, доцільно виконати аналіз гірничотранспортних систем, які довгі роки експлуатуються при добуванні марганцевих руд і бурого вугілля в Україні. У якості критерію ефективності розглянутих систем використовують мінімальне значення приведених витрат на добування основної корисної копалини, тобто 1 т сирого бурого вугілля.

На підставі досвіду розкривних робіт, розкриття кар'єрного поля можливо здійснювати двома високопродуктивними роторно-конвеєрними комплексами.

1-й комплекс – у складі роторного екскаватора СРС-2000, з теоретичною продуктивністю 4900 м³/год., конвеєрного транспорту, міжступного перевантажувача і відвалоутворювача типу ARs-B 5000.60. Даний комплекс експлуатується з початкової фази будівництва і поступово пересувається на нижні робочі горизонти кар'єру.

2-й комплекс – розкривні роботи планується виконувати із застосуванням більш потужного роторного екскаватора SRs-6300 з теоретичною продуктивністю 14000 м³/год. та навантаженням породи на стрічковий конвеєр у складі з міжступним перевантажувачем та відвалоутворювачем.

Добувні роботи доцільно виконувати одноківшевою прямою мехлопатою з ємністю ковша не менше 12 м³ в комплексі з автосамоскидами. Склад такого комплексу відповідає підвищеній міцності бурого вугілля у масиві.

Попередня оцінка капітальних вкладень для придбання й монтажу гірничотранспортного устаткування становить 680,7 млн. дол. США (табл. 4.1).

Таблиця 4.1. – Капітальні вкладення на придбання гірничотранспортного обладнання для експлуатації Ново-Дмитрівського кар'єру

Найменування основного обладнання	Кількість, од.	Вартість, тис. дол. США	Вартість з ПДВ, тис. дол. США
Екскаватор з ковшем не менше 12 куб м	1	3 754	4 505
Роторний екскаватор SRs-2000	1	36 993	44 392
Роторний екскаватор SRs-6300	2	177 878	213 454
Відвалоутворювач типу ARs-B 5000.60	1	16 614	19 937
Відвалоутворювач типу Spreader ARs- (K) 8800.195	3	144 078	172 894
Перевантажувач типу BRs (K) 1800.65	1	4 543	5 452
Перевантажувач типу BRs 1600.47/72	2	23 364	28 037
Конвеєр забійний	2	23 665	28 398
Конвеєр торцевий	1	14 732	17 678
Конвеєр магістральний	2	29 446	35 335
Конвеєр відвальний	2	36 265	43 518
Автосамоскиди	5	4 358	5 230
Невраховане гірниче устаткування (10 %)		51 569	61 883
Разом		567 260	680 712

Експлуатаційні витрати на видобуток вугілля визначалися оціночно на базі рекомендацій німецького «Майстер-плану розвитку буровугільної промисловості України». За даною методикою собівартість добування відрізняється від експлуатаційних або операційних витрат на рівень амортизації гірничотранспортного обладнання. На основі застосовуваного устаткування визначають експлуатаційні витрати. Потреба в персоналі залежить від встановленого технічного оснащення кар'єру й режиму його роботи (керування й технічне обслуговування устаткування – однозмінне, виробничий процес – трьохзмінний). Значення коефіцієнту відносини виробничого персоналу до других категорій розраховано по українських мірках. Потреба у персоналі для виконання допоміжних и проміжних робіт оцінювалася на досвіді вугільних підприємств Східної Європи. Для обраних видів витрат розраховані наступні передумови їх оцінки:

- термін експлуатації родовища 36 років;
- видобуток вугілля очікується на 6-й рік від початку монтажу обладнання й виконання гірничих робіт з будівництва кар'єру та розкриття вугільного шару.

Вартість технічного обслуговування приймається від встановленої суми інвестиції на рік:

- пристрої інфраструктури – 2 %;
- екскаватори ланцюгові, роторні – 3 %;
- стрічкові відвалоутворювачі – 3-3,5 %;
- екскаватори драглайни, прямі мехлопати – 4 %;
- автосамоскиди – 6 %;
- допоміжна техніка – 3 %;
- електроенергія – 80 дол./МВт годин без ПДВ; прогноз роздрібного тарифу на потребу електроенергії для промислових споживачів встановлюється на рівні першого класу станом на 01.2009 р.;
- витрати на заробітну плату одного робітника становить в середньому 850 дол. США/місяць;
- нарахування на заробітну плату прийняті у розмірі 22 %;
- адміністративні та загальнозаводські витрати становлять 3 млн. дол. на рік;

– податок на землю, рентні платежі та інші витрати віднесені на невраховані витрати.

Додаткові експлуатаційні витрати по гірничому підприємству розраховані на період виходу на проектну потужність (9 млн. тонн на рік) і в процентному відношенні складають 4,71 дол./т (табл. 4.2).

Таблиця 4.2 – Додаткові експлуатаційні витрати на добування бурого вугілля в умовах Ново-Дмитрівського кар'єру

Елементи витрат	За весь період моделювання млн. дол.	На од. основної продукції дол./т
Матеріали, послуги сторонніх організацій	37,2 %	1,75
Ел.енергія, паливо	20,8 %	0,98
Фонд основного виробництва	21,2 %	1,00
Нарахування на фонд основного виробництва	4,7 %	0,22
Загальнозаводські витрати, адміністративні витрати	7,1 %	0,33
Невраховане на загальні витрати 10 %	9,1 %	0,43
Разом	100 %	4,71

Дані щодо вказаних капітальних вкладень і експлуатаційних витрат показують, що, не дивлячись на великі витрати на придбання гірничої техніки, експлуатаційні витрати на видобуток 1 т бурого вугілля, при виході кар'єру на проектну потужність очікуються на рівні 4,7 дол. США. При теплотворній здатності бурого вугілля в 2527 ккал/кг вартість видобутку 1-ї тонни умовного палива складає 13,1 дол. без ПДВ.

Однак, статичні дані, такі як CAPEX і OPEX, не дозволяють судити про ефективність експлуатації того чи іншого родовища в цілому. Такого роду оцінки прийнято виконувати на базі прогнозування руху грошових коштів або кеш-флору (від англ. Cash Flow).

4.2 Методика фінансово-математичного усереднення витратів на виробництво бурого вугілля

Для можливості обґрунтування розвитку окремих ділянок кар'єру прийнята методика, що надійно зарекомендувала себе при розрахунку доцільності розвитку буровугільної галузі та енергетики, що застосовується в Німеччині й представлена в «Майстер-плані розвитку буровугільної промисловості України», виконаному німецькими буровугільними і енергетичними концернами. Відповідно до неї, варіанти розвитку проектів оцінюються загальними міжнародно-визнаними методами динамічного економічного розрахунку. При цьому визначаються щорічні витрати і доходи на повний період експлуатації родовища, або на термін планування гірничих робіт.

Витрати й доходи порівняні один з одним в фінансово-математичних усереднених витратах і визначені показниками:

- фактична вартість при різних калькуляційних процентних ставках;
- фінансово-математичні усереднені витрати (ФМУВ);
- внутрішня процентна ставка.

Передумовою для застосування методів динамічного економічного розрахунку є те, що всі витрати реєструються, як для інвестицій, так і для поточного виробництва по роках експлуатації на весь аналізований період у вигляді платіжного ряду. Амортизаційні відрахування і відсотки не враховуються. Можлива процентна ставка по кредиту або вартість інвестованого капіталу враховані в долях при прогнозуванні грошових потоків. Амортизаційні відрахування не є витратами. Якщо є невраховані доходи, то вони обробляються аналогічно. При розрахунку передбачено щорічне перевищення доходів над витратами, а також перевищення доходів над витратами за весь період експлуатації родовища.

Оплати здійснюються, як правило, в певні дати і окремі роки у різному розмірі. Щоб зробити їх, порівнянними між собою, вони оцінюються на певну дату експлуатації за допомогою калькуляційної процентної ставки. Внаслідок цього гарантується, що оплати, які за часом мають бути здійснені пізніше, незначні у розрахунку з

тими, які мають бути виконані раніше. Використовувана калькуляційна процентна ставка встановлюється в залежності від відсотка для довго- та середньострокового кредиту та прийнятого розміру нарахування відсотків. Якщо прогнози для можливої майбутньої процентної ставки та очікуваного ризику інвестицій небезпечні, працюють, як правило, з більш високими процентними ставками. Для розгляду вибирається, як правило, початок усього періоду експлуатації або початок виробництва продукції. Сума всіх відповідних на цю дату оплат вказується як балансова вартість.

Реалізація проектів виробничо-економічно раціональна, якщо при заявленій калькуляційній процентній ставці (дисконтна процентна ставка) різниця між балансовою вартістю і внеском, щонайменше, дорівнює нулю, а ще краще - позитивна. Як правило, поряд з балансовою вартістю при твердо заявленій калькуляційній процентній ставці встановлюється така, при якій балансова вартість буде прагнути до нуля. Ця процентна ставка називається внутрішньою.

Застосування названих методів передбачає, що поряд з виробничими витратами також відомі очікувані ціни за кінцеву продукцію і досягаються доходи за весь проектний період. Часто буває так, що ціни на товарну продукцію ще невідомі, не затверджені й не вивчені. У цьому випадку встановлюються фінансово-математичні усереднені витрати, які можуть бути розглянуті у якості спеціальних форм представлення вартості капіталу. Розраховані витрати підприємства відповідають фінансово-математичній вартості одиниці продукції, яка повинна бути визначена на весь період експлуатації. Або, інакше кажучи, балансова вартість перевищення доходів над витратами буде прагнути до нуля. Перевищення доходів над видатками при цьому встановлюється виходячи з витрат і очікуваних доходів від продажу кінцевої продукції й прирівнюється до вартості на рівні ФМУВ.

Для того щоб розглянути і оцінити нове родовище у порівнянні з іншими, з'ясовують значення вартості та фінансово-математичні витрати по цих підприємствах окремо. У результаті розрахунку ФМУВ отримані наступні значення фінансової оцінки експлуатації підприємства на базі Ново-Дмитрівського кар'єру (табл. 4.3).

Таблиця 4.3 – Фінансова оцінка експлуатації Ново-Дмитрівського кар'єру

Показник	Од. виміру	Витрати на добування 1 т рядового вугілля	Витрати на виробництво 1 т умовного палива
Капітальні витрати	дол./тонна	10,5	29,0
Експлуатаційні витрати	дол./тонна	7,0	19,4
Загальні витрати	дол./тонна	17,5	48,3

Дані табл. 4.3 вказують, що для реалізації прийнятої відсоткової ставки рентабельності інвестованого капіталу в 10 %, ціна на видобуток рядового бурого вугілля повинна скласти не менше 17,5 дол./т без ПДВ, або 48,3 дол./т умовного палива. Розрахована ціна на паливо цілком порівнянна з ціною на добування кам'яного вугілля. Оскільки розрахунок виконувався з деякою часткою припущень, то для визначення стійкості наведеної ціни на базі ФМУВ, потрібно виконувати аналіз її чутливості за такими параметрами: зміна процентної ставки на капітал - $\pm 25\%$; зміна операційних витрат – $\pm 25\%$; зміна капітальних вкладень – $\pm 25\%$. Результати моделювання наведені на рис 4.1.

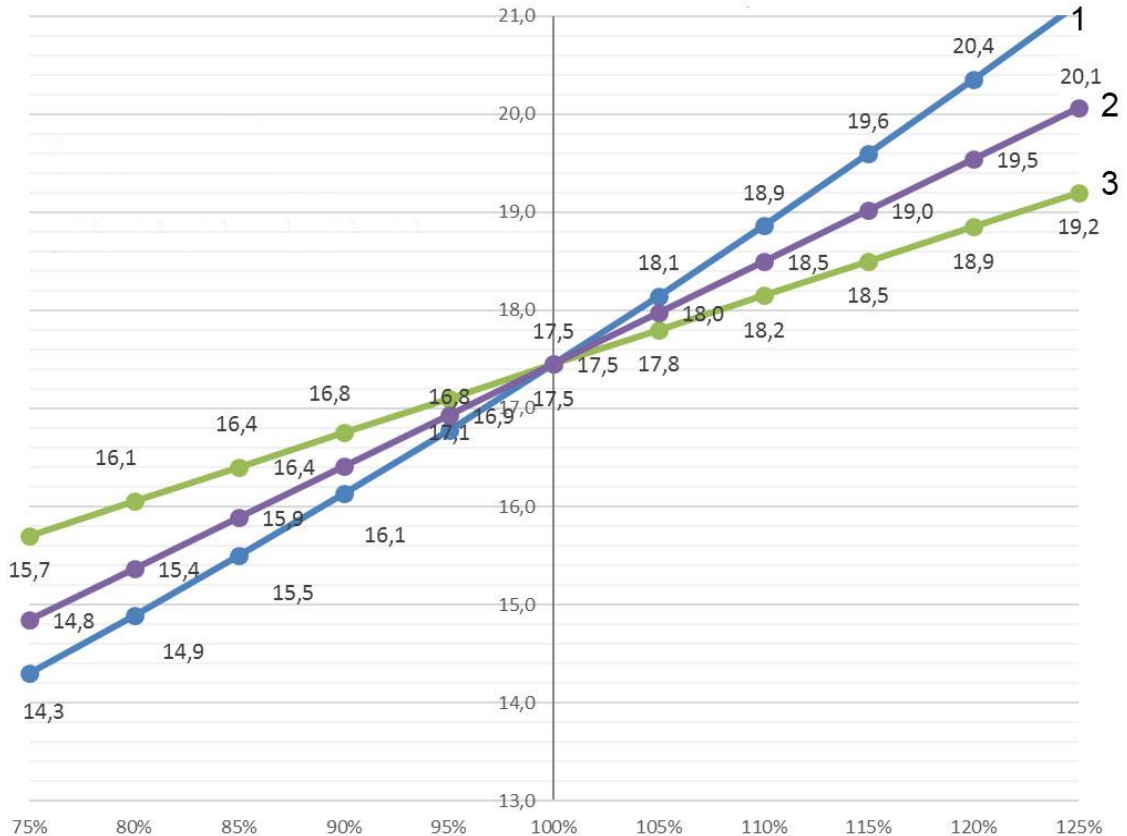


Рисунок 4.1 – Аналіз чутливості ФМУВ ціни палива, дол./т: 1 – зміна % ставки; 2 – зміна суми інвестицій; 3 – зміна операційних витрат на виробництво

З даних рис. 4.1 видно, що проект по розробці Ново-Дмитрівського родовища найбільш чутливий до вартості капіталу і, в найменшій мірі, до експлуатаційних витрат на виробництво. Це означає, що для підвищення фінансової стійкості гірничого підприємства на базі Ново-Дмитрівського родовища потрібно: залучення необхідного капіталу за якомога нижчим значенням процентної ставки й оптимізація капітальних вкладень в сторону зменшення. Зниження експлуатаційних витрат можливо тільки за рахунок власної генерації ел.енергії (будівництво власної технологічної ТЕЦ) та підвищення рівня доходів від реалізації продукції.

4.3 Рекомендації щодо підвищення економічної ефективності гірничого підприємства на базі Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

У структурі запасів по Ново-Дмитрівському родовищу присутні вуглисті глини, які віднесені до нижнього пліоцену (над V вугільним покладом) и до полтавської свити міоцену (між IV та V вугільними покладами) й розповсюджені на площі понад 6 км². При середній потужності глин 75 м попередні їх запаси перевищують 450 млн. м³, що при питомій вазі 1,35 т/м³, перевищує 600 млн. т. Вуглисті глини у якості енергетичної сировини раніше не вивчались. Зольність їх і теплота згоряння, за аналогією з Дніпровським буровугільних басейном, у розрахунку на горючу масу і на робоче паливо відповідно дорівнюють 4500-5600 і 700-900 ккал/кг. Характерна зольність змінюється в межах 55 – 65 % (табл. 4.4).

Таблиця 4.4 – Розрахункові значення якісних характеристик вуглистої гірничої маси Ново-Дмитрівського кар'єру

Показник	Од. виміру	Робоча	Суха	Горюча
Вологість	%	46,1	—	—
Зольність	%	21,5	40	—
Сірка	%	1,2	2	4
Вихід летючих	%	20,0	37	62
Теплота згоряння вища	МДж/кг	—	—	28,2
Теплота згоряння нижча	ккал/кг	1 825,5	—	—

Дослідженнями встановлено, що вуглисті глини перекривають Верхній і Складний вугільні горизонти [4, 8]. Беручи до уваги їх високу зольність і низьку теплотворну здатність, використання всього їх обсягу в якості окремої попутної сировини не представляється можливим. Проте, в суміші з рядовим бурим вугіллям, гірнична маса (рядове буре вугілля + вуглиста глина) представляють собою вже енергетичну сировину, придатну для подальшого використання.

Для порівняння, нижча теплота згоряння гірничої маси зі значенням 1825,5 ккал/кг відповідає так званому енергетичному вугіллю, яке раніше спалювали на буровугільних ТЕЦ №1-3 в м. Олександрія. Спільний видобуток рядового бурого вугілля і вуглистої глини дозволяє збільшити обсяг корисної копалини на рівень більше, ніж 20 млн. тонн на рік з високими економічними показниками (табл. 4.5).

Таблиця 4.5 – Дані розрахунку ФМУВ, дол. США/тонну

Показник	Видобуток рядового вугілля, млн. т/рік		Видобуток вуглистої глини, млн. т/рік	
	значення	на т.у.п.	значення	на т.у.п.
Капітальні витрати	10,5	29,0	4,7	18,0
Операційні витрати	7,0	19,4	3,2	12,1
Разом	17,5	48,3	7,9	30,1

Дані табл. 4.5 показують, що спільне видобування рядового бурого вугілля з вуглистими глинами дозволяє досягти зниження розрахункової ціни на паливо на 60 %. Аналіз чутливості показників за розрахунком ФМУВ виконаний аналогічно як і для видобутку рядового бурого вугілля.

4.4 Застосування методики визначення ФМУВ для подальшого вивчення промислового освоєння Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля

З метою перевірки зроблених висновків, виконаний фінансово-економічний розрахунок комерційної оцінки проекту із застосуванням «Стандартного методу оцінки інвестицій Міжнародного Центру промислових досліджень при ЮНІДО» Світового банку, що дозволяє зменшити вплив рівня компетентності експертів на

якість аналізу та забезпечити порівнянність показників фінансової заможності й ефективності для різних проектів. У якості критеріїв оцінки інвестиційного проекту розглянута його комерційна привабливість: фінансова заможність (фінансова оцінка) та ефективність інвестицій (економічна оцінка).

Обидва зазначених критерія взаємодоповнюють один одного. У першому випадку показується ліквідність (платоспроможність) проекту в ході його реалізації. У другому – потенційна його здатність, що дозволяє зберегти купівельну цінність вкладення коштів і забезпечити достатній темп їхнього приросту. Фінансова частина проекту повинна бути представлена трьома основними документами:

- звіт про прибутки та збитки, які показують операційну діяльність підприємства у періодах певного часу;
- баланс фінансового стану підприємства в певний момент часу;
- план руху вкладених коштів (Кеш-Фло).

На додаток до цього встановлюють графік повернення інвестицій, а також додаються прогнозовані показники ефективності проекту. До них відносять:

- чистий дисконтний дохід (ЧДД); або чиста наведена вартість чи чистий наведений дохід підприємства, Net Present Value (NPV);
- внутрішня норма прибутковості (ВНД); або внутрішня норма рентабельності повернення інвестицій, Internal Rate of Return (IRR);
- строк окупності – простий та дисконтний (Discounted payback period; (PBP) міс./років).

Норма дисконту в розрахунках прийнята мінімальною для добувної та енергетичної галузі й дорівнює $E = 5\%$. Для того, щоб проект міг бути визнаний ефективним, необхідне виконання будь-яких із наступних умов:

1. $\text{ЧДД} > 0$. З погляду інвестора, для визнання проекту ефективним необхідно, щоб значення його ЧДД було позитивним. При порівнянні альтернативних проектів перевага повинна віддаватися проекту з більшим значенням ЧДД. Чим більше ЧДД, тим ефективніше впровадження проекту.

2. $\text{ВНД} > E$ за умови, що розрахунок його в проекті існує. Проекти, у яких $\text{ВНД} > E$, мають позитивне значення ЧДД і тому ефективні, а ті, у яких $\text{ВНД} < E$,

мають негативне ЧДД і тому неефективні. ВНД повинно бути більшим, ніж у випадку безризикового вкладення капіталу.

3. Строк окупності з обліком дисконтування $T_d < T$ (строку тривалості проекту). При цьому, якщо виконано умову 2, то решта умов також будуть виконуватися. Якщо ж виконана кожна із умов 1-3, то будуть виконані й інші на тих же умовах, хоча ВНД проекту може й не існувати.

Таблиця 4.6 – Прогнозовані показники ефективності проекту

Показник	Од. виміру	Значення видобутку рядового вугілля	Значення видобутку вуглистої маси
Термін розгляду	роки	36	36
Капітальні вкладення з урахуванням виконання гірничо-капітальних робіт	млн.\$	777,6	777,6
Поточна потреба в капіталі	млн.\$	575,6	575,6
Ставка дисконтування	%	5,0 %	5,0 %
Накопичений чистий грошовий потік (ЧДП)	млн.\$	972,7	2 363,8
Чиста приведена вартість NPV	млн.\$	628,8	1 646,6
Внутрішня норма прибутковості IRR	%	10,8 %	17,4 %
Простий період окупності РВ	роки	13,6	10,4
Дисконтований період окупності РВР	роки	16,0	11,0
Рентабельність підприємства	%	51,3 %	69,6 %

Аналіз чутливості проекту, що виступає як ступінь стійкості проекту стосовно можливих змін умов реалізації товарної продукції, може бути охарактеризований показниками границь беззбитковості (граничних рівнів) обсягів виробництва, цін на вироблену продукцію, витрат виробництва та інших параметрів. З огляду на специфіку ринку й галузі, проведений аналіз стійкості проекту до можливих змін ціни на продукцію, валових витрат на виробництво та капітальних вкладень. У якості результуючих показників обрані накопичений чистий дисконтний дохід і внутрішня норма прибутковості, а також простий період окупності. Діапазон розгляду змін ціни, валових та капітальних витрат на продукцію прийнятий від 75 до 125 % із кроком в 5 % (рис. 4.2, 4.3). Результати розрахунків за варіантами згідно методики ЮНІДО (див. табл. 4.6).

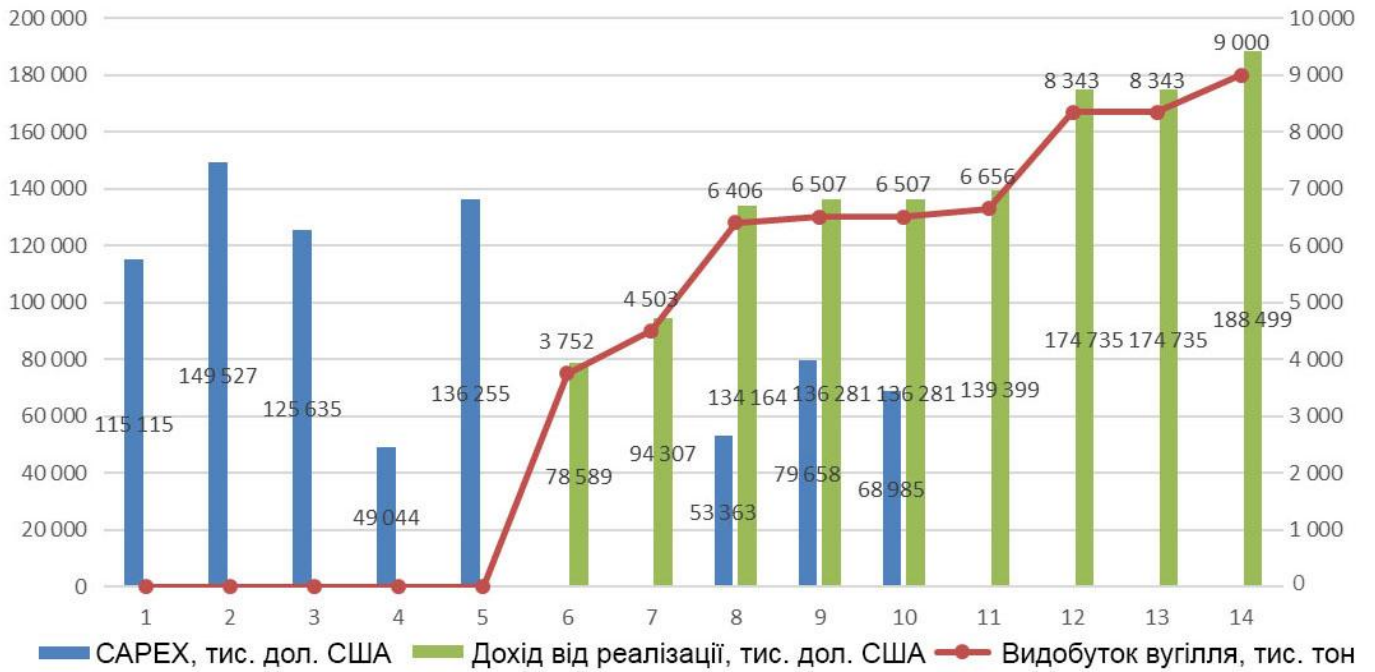


Рисунок 4.2 – Рух грошей по варіанту видобутку рядового бурого вугілля:

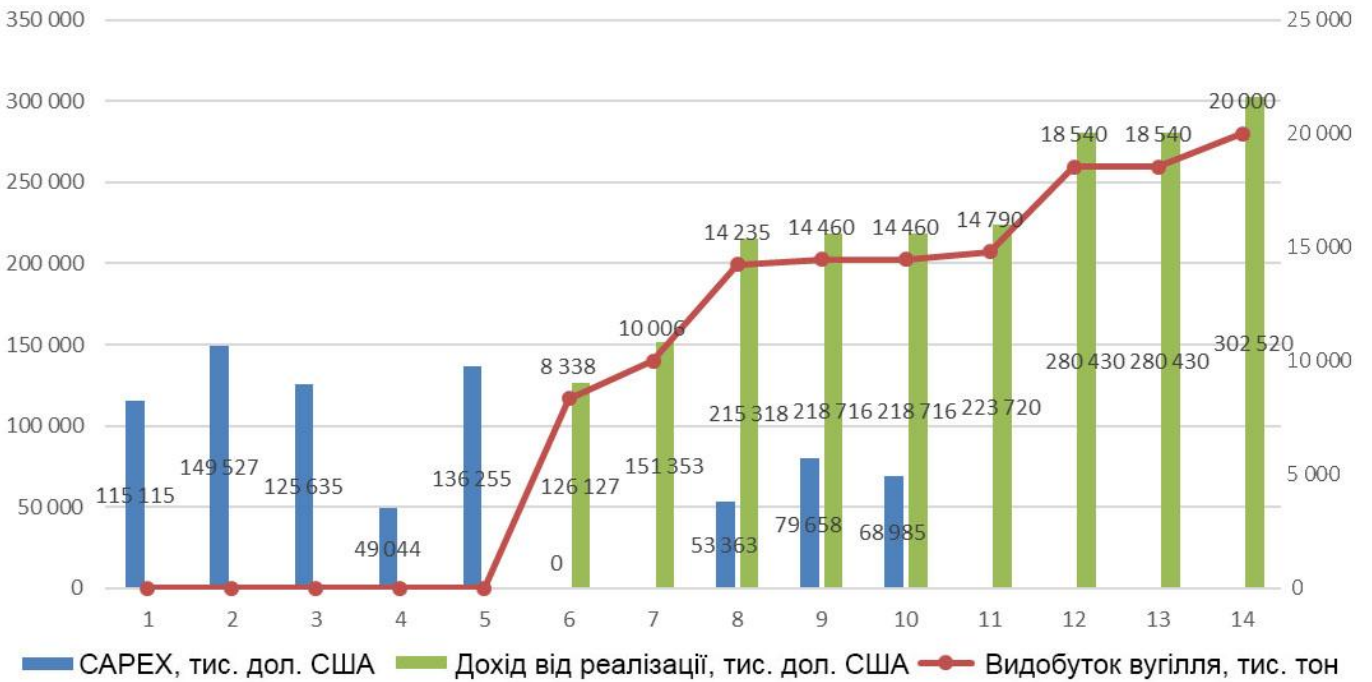


Рисунок 4.3 – Рух грошей по варіантам видобутку гірничої маси

Аналіз чутливості по внутрішній нормі прибутковості наведено на графіках 4.4 і 4.5.

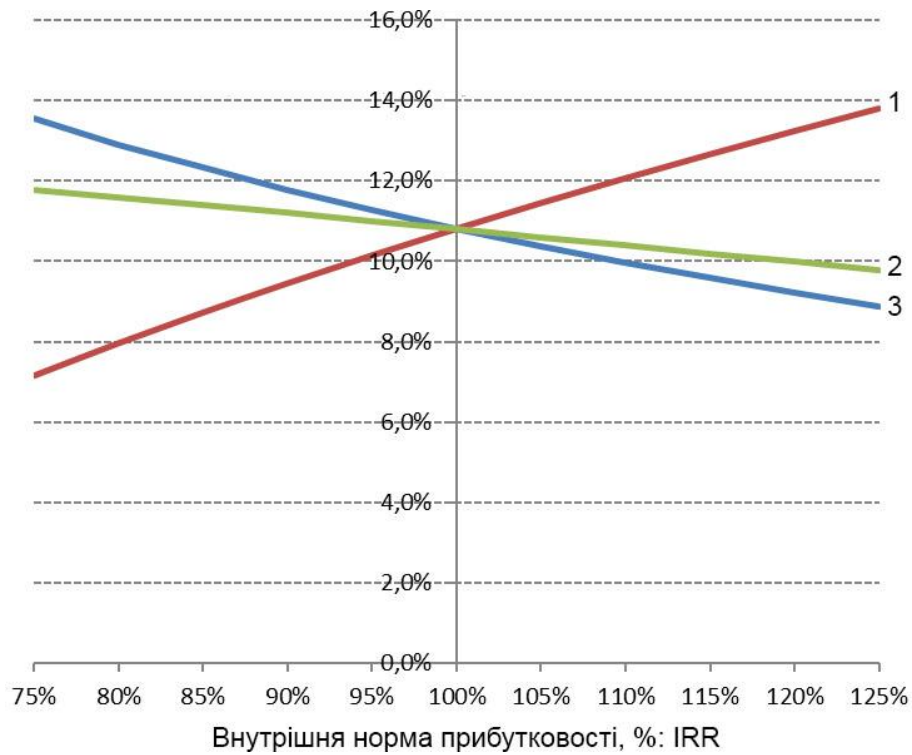


Рисунок 4.4 – Аналіз чутливості для варіанту видобутку рядового бурого вугілля:
1 – зміна виручки; 2 – зміна витрат виробництва; 3 – зміна капітальних витрат

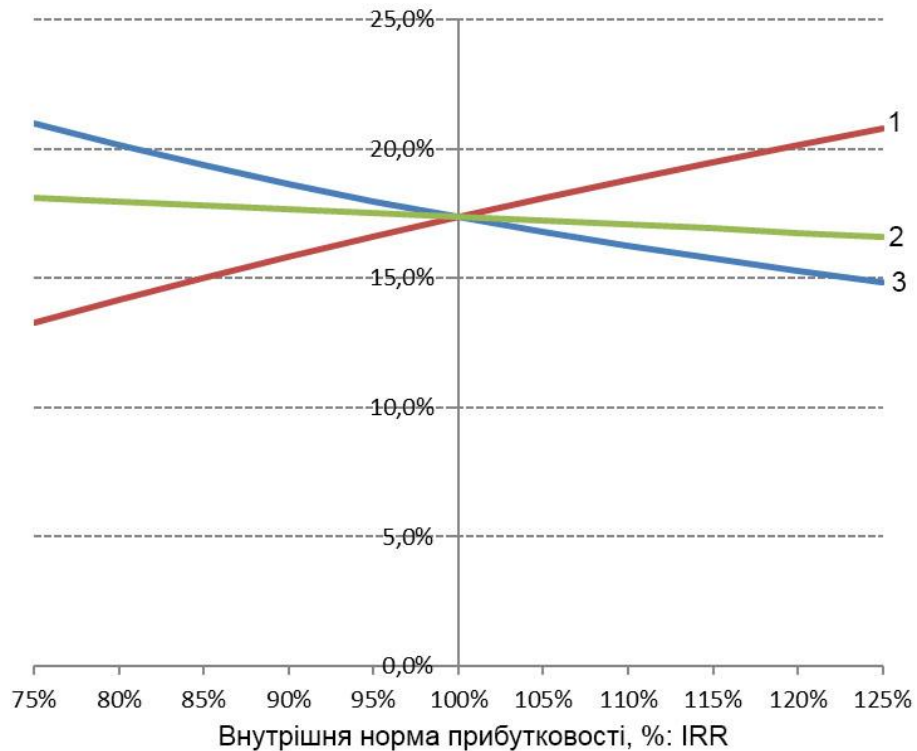


Рисунок 4.5 – Аналіз чутливості для варіанту видобутку вугільної маси:
1 – зміна виручки; 2 – зміна витрат виробництва; 3 – зміна капітальних витрат

Дані графіків 4.2-4.5 і табл. 4.6 вказують на абсолютну перевагу варіанта видобутку гірничої маси у порівнянні з видобутком тільки рядового бурого вугілля.

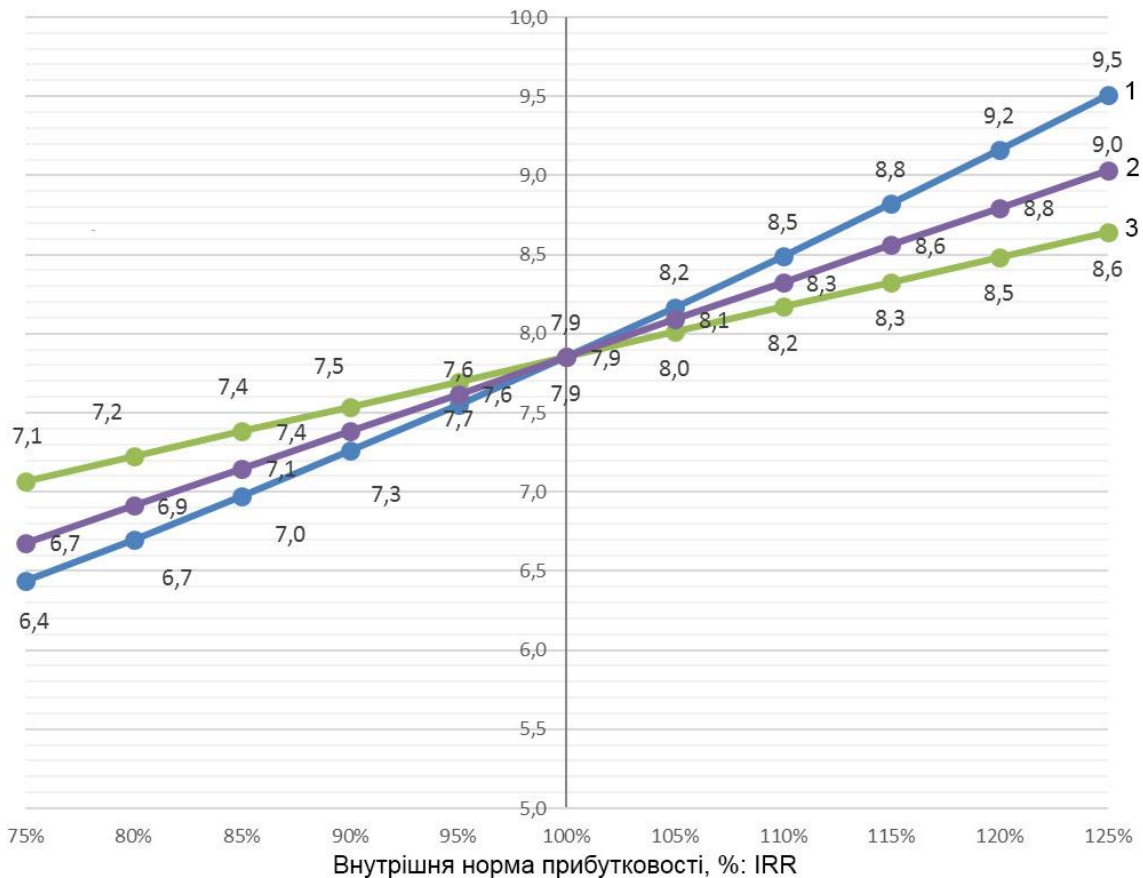


Рисунок 4.6 – Аналіз чутливості ФМУВ ціни палива, дол./тонна: 1 – зміна % ставки; 2 – зміна суми інвестицій; 3 – зміна операційних витрат на виробництво

Варіант видобутку вугільної маси у порівнянні з видобутком бурого вугілля, як показують графіки 4.4 і 4.5, більш прибутковий. Так, якщо діапазон коливань значень ФМУВ в точці 75 % від базисного, за першим варіантом складає 1,4 дол./т для вугілля, то при видобутку вугільної маси цей діапазон становить 0,6 дол (див. рис 4.6).

4.5 Огляд нових технічних рішень щодо використання виробленого простору глибоких кар'єрів для складування відходів гірничого виробництва

Відпрацювання нахилених і крутонахилених родовищ супроводжується вийманням значних обсягів порід розкриву, які складують у зовнішній відвал на певній відстані від кар'єрів. Збагачення корисних копалин характеризується поряд зі збіль-

шенням їх вмісту в товарній продукції суттєвим порушенням земної поверхні складованими відходами. Все це призводить до порушення довілля й зросту витрат на відкриті гірничі роботи. Тому для їх зменшення доцільно вести видобуток корисних копалин із формуванням кар'єру першої черги й використовувати його для подальшого складування відходів виробництва [10-12]. Нові технологічні рішення, що відповідають поставленому завданню, опробовані на деяких родовищах і можуть бути застосовані й на Ново-Дмитрівському із певним економічним ефектом.

4.5.1 Формування неробочих площадок при відпрацюванні глибоких кар'єрів

Пристрій для захисту площадки кар'єру під час поглиблення гірничих робіт (рис. 4.7) може бути реалізований наступним чином [28]. На площадці кар'єру 1, що захищається від падіння крупних шматків породи 2, упритул до нижньої брівки укусу вищележачого уступу 3 проходять уловлюючу канаву 4, на зовнішньому борту якої встановлюють металеву сітку 5, окантовану рамою 6 по усіх її боках, що у неробочому стані розміщується на двох стояках 7 з основами 8, розташованими на деякій відстані до укусу вищележачого уступу 3 та можливістю рухатися під дією ваги шматків породи 2, які скочуються зверху й накопичуються в уловлюючій канаві 4. Після розвантаження металева сітка 5 з окантованою рамою 6 під дією противаги 9, що сполучена з нею металевими канатами 10, вертається у початкове положення перпендикулярно до укусу вищого уступу 3. Переміщення металевої сітки 5 до нового положення на площадці 1 виконують шляхом пересування її бульдозером чи ківшовим навантажувачем на двох полозах 11, що скріплені між собою металевими поперечними балками 12. У міру накопичення, крупні шматки породи 2 видаляються із уловлюючої канави 4 ківшовим навантажувачем (екскаватором). Для його нормальної роботи відстань L , м між двома стояками 7 повинна бути більшою за ширину ковшу навантажувача, а висота H , м від поверхні робочої площадки до металевої сітки 5 з рамою 6 бути більшою за його висоту у робочому стані. Загальна висота H , м стояків 7 розраховується конструктивно з можливістю вільного руху металевої сітки 5 з противагою 3 та їх розмірів.

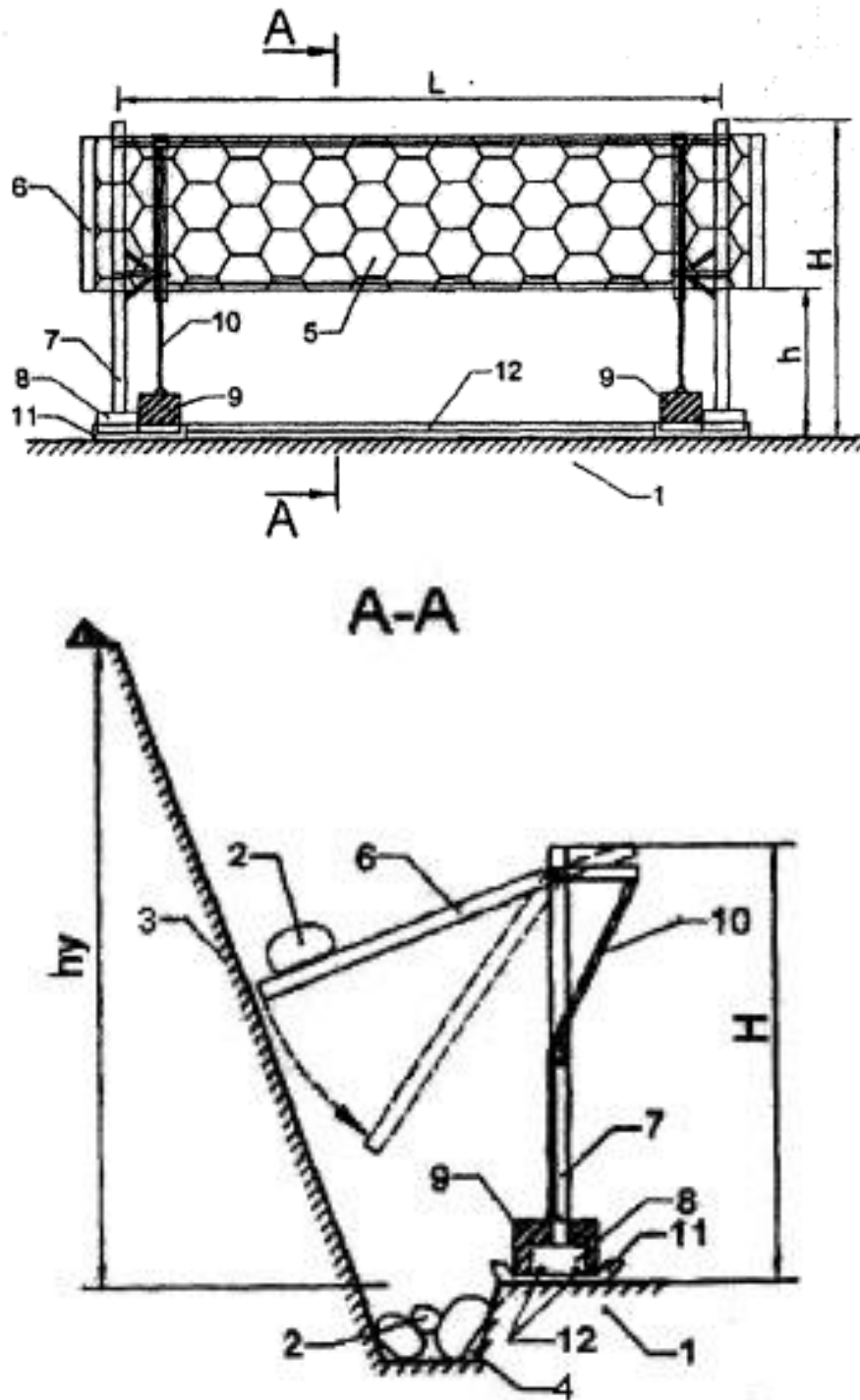


Рисунок 4.7 – Пристрій для захисту площадки кар'єру

Запропонована конструкція для захисту перевантажувальної площадки кар'єру дозволяє отримати у сукупності значну економію матеріальних і грошових ресурсів. Так, при розробці кар'єра № 3 ПАТ “АрселорМіттал Кривий Ріг” автомобільним транспортом у кар'єрі обслуговують 4 перевантажувальних пункти, довжина кожного з яких складає по 300 м. Для запобігання утворенню обвалів на вищих уступах у зоні

дії перевантажувальних площадок виконують запобіжну закуску укосів та вкривають їх захисною металевою сіткою. При висоті уступу 15 м площа укріплення укосу складає 4500 м^2 , у розрахунку на один перевантажувальний пункт. Собівартість укріплення 1 м^2 становить $C_n = 600$ грн. Тоді зменшення собівартості виконання протиобвальних заходів C , грн. на перевантажувальних площадках за рахунок використання запропонованого захисного пристрою визначається за формулою

$$C = n \cdot (S_y \cdot C_n - l_{nn} / l_c \cdot Z_s) = 4 \cdot (4500 \cdot 600 - 60 / 10 \cdot 30000) = 360000 \text{ грн. (4.1)}$$

де n – кількість перевантажувальних пунктів у кар'єрі, од.; S_y – площа уступу, що вкривається захисною сіткою з анкеруванням, м^2 ; $l_{nn} = 60$ м; $l_c = 10$ м – відповідно довжина перевантажувальної ділянки, де розвертаються автосамоскиди та довжина однієї секції захисного пристрою, м; $Z_s = 30000$ грн – вартість однієї секції захисного пристрою.

Як видно із наведених розрахунків, використання запропонованого пристрою для захисту перевантажувальних площадок від обвалення шматків породи з укосу вищого уступу є достатньо ефективним і дозволяє безпечно використовувати рух автосамоскидів на площадках менших розмірів порівняно з існуючим на практиці.

4.5.2 Складування порід розкриву у межах відпрацьованих ділянок крутоспадних родовищ

Вироблений простір глибокого кар'єру або його частки може слугувати об'єктом для складування відходів виробництва. Такі виробки, як правило, затоплені підземними водами й не мають безпосереднього доступу до дна кар'єру. Тому на початку відвальних робіт до відпрацьованого кар'єру з дном 1, що затоплений підземними водами, земною поверхнею 2 прокладають комунікації технологічного транспорту 3 і поряд із верхньою брівкою першого зверху уступу 4 на неробочому борту 5 по породах непорушеного масиву 6 обладнують приймальний бункер 7 [29]. Скельні відвальні породи доставляють технологічним транспортом (залізницею, автосамоскидами або стрічковим конвеєром) з діючих поряд гірничих підприємств земною поверхнею 2 по комунікаціях 3 і розвантажують до приймального бункера 7 (рис. 4.8).

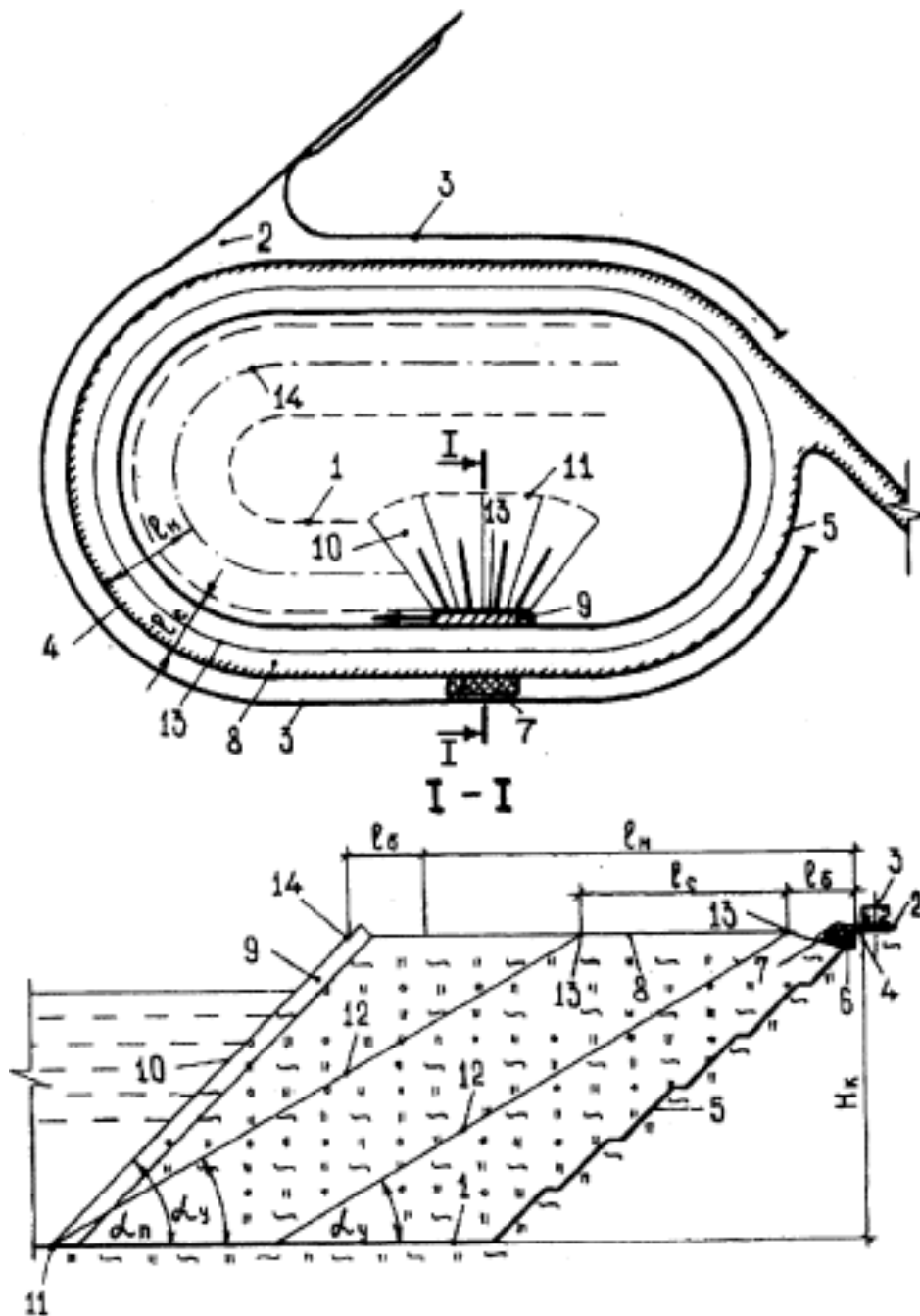


Рисунок 4.8 – Спосіб засипки відробленого кар'єру

Спочатку відвальну породу з приймального бункера 7 зіштовхують під уклін неробочого борту кар'єру 5 бульдозером з формуванням відвалу під початковим кутом укосу α_n (градуси) на економічно прийнятливій відстані l_c м поверхнею внутрішнього відвалу 8. Ширина відвальної західки 9 становить 2-3 м. У міру її заповнення приймальний бункер 7 переміщують уздовж верхньої брівки неробочого борту кар'єру 5 на протязі усього фронту відробленого кар'єру із застосуванням технологічного економічно доцільного транспорту доставки відвальної породи поверхнею.

Після послідовного формування 4-6 відвальних західок 9, коли відстань переміщення породи бульдозером l_b , м стає економічно не вигідною, до її транспортування додатково вводять колісний навантажувач, яким доцільно перевозити породу на відстань l_n , м, що може досягати 1500 м. Це виключає застосування важкої техніки та дає можливість здійснення безперервного процесу відвалоутворення шляхом використання технологічно доцільних транспортних засобів з урахуванням заданих гірничо-гідрогеологічних даних.

З теорії і практики відкритих гірничих робіт відомо, що відвальні скельні породи у підводному стані мають кут природного укосу α_y (градуси) у межах не менше за $17-20^\circ$. Тому стійка відстань поверхні внутрішнього відвалу поверхнею l_c , м від непорушеного масиву визначається з рівняння:

$$L_c = H_k \cdot (\operatorname{ctg}\alpha_y - \operatorname{ctg}\alpha_n), \quad (4.2)$$

де H_k – глибина відробленого кар'єру, м; α_y і α_n – кути укосу відсипаних відвальних порід у стійкому і початковому положенні відповідно, градуси.

Після досягнення нижньої брівки відвалу 11 дна відробленого кар'єру 1 і формування стійкої поверхні 12 шириною I_c , у межах її границі по поверхні 13 переносять на безпечну відстань приймальний бункер 7 і комунікації технологічного транспорту. Одночасно колісним навантажувачем відвальну породу з приймального бункера 7 продовжують транспортувати до відвальної західки 9 і зіштовхують її з верхньої брівки 14 бульдозером. Безпечний рівень межі 13, що переміщується, регулярно виявляють і контролюють маркшейдерськими вимірами. Виявлені просадки поверхні внутрішнього відвалу 8 засипають відвальною породою за допомогою колісного навантажувача. І так до повної засипки відробленого кар'єру 1.

При цьому технічний результат можливо досягти за рахунок можливості засипки відробленого глибокого кар'єру відвальними породами з використанням у сукупності бульдозера і різновидів колісного навантажувача як транспортного засобу для переміщення вантажу нестійкою свіжонасипаною поверхнею внутрішнього відвалу з подальшим переміщенням комунікацій технологічного транспорту сумісно із приймальним бункером у межах ущільненого масиву у наведеній послідовності.

Запропонована технологія засипки відробленого глибокого кар'єру дозволяє отримати у сукупності значну економію матеріальних і грошових ресурсів, а також зробити поверхню кар'єру придатною до рекультивації або подальшого складування пустих порід у відвал над рівнем земної поверхні. Так в умовах відкритої розробки родовищ залізистих кварцитів ВАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг" є можливість складувати скельні породи розриву до відробленого кар'єру №1 глибиною 300 м, що затоплений підземними водами.

Формування внутрішнього відвалу західками шириною 2-3 м уздовж усього контуру відробленого кар'єру на протязі 4800 м буде продовжуватись протягом не менше за 3-5 років. За цей час масив відсипаної породи достатньо ущільнюється і під контролем маркшейдерських вимірів дозволяє перекладати залізничну колію сумісно із перевантажувальним бункером у межах безпечної відстані від верхньої брівки, яка становить $l_c = 300 \cdot (ctg20^\circ - ctg40^\circ) = 465$ м. Засипка відробленого кар'єру пустими породами порівняно із транспортуванням їх до зовнішнього відвалу дозволяє вивільнити частину рухомого складу і зменшити собівартість відвалоутворення. Економічна ефективність полягає у відновленні для сільськогосподарського користування понад 1200 га поверхні відвалу шляхом складування $75,4$ млн.м³ порід розкриття до виробленого простору глибиною 300 м.

Новий спосіб засипки відробленого глибокого кар'єру [30] включає доставку відвальної породи технологічним транспортом до борту кар'єру, розвантаження їх до приймального бункеру, утвореного у непорушеному масиві верхнього уступу на борту відпрацьованого кар'єру нижче рівня транспортних комунікацій, подальше переміщення породи транспортним засобом поверхнею внутрішнього відвалу з визначеного торця кар'єру з формуванням його відвальними західками, попередньо на протилежних стійких фронтальних бортах кар'єру улаштовують відповідну привідну й натяжну опори баштового екскаватора, далі в процесі укладання породи в першу відвальну західку, ковшовим скрепером баштового екскаватора формують її нижній шар до змикання по дну виробленого простору з нижніми брівками протилежних фронтальних бортів та з одним із торців кар'єру, нарощують далі відвальну західку до денної поверхні, продовжують послідовно одна за одною засипку відповідними

відвальними західками з попереднім формуванням і нарощуванням їх висоти до денної поверхні й засипкою між ними та одним із торців кар'єру породою, яку доставляють технологічним транспортом та укладають відвальним устаткуванням, а потім покривають м'якими породами розкритву для виконання наступної рекультивациї, або нарощують породу відвалом (рис. 4.9).

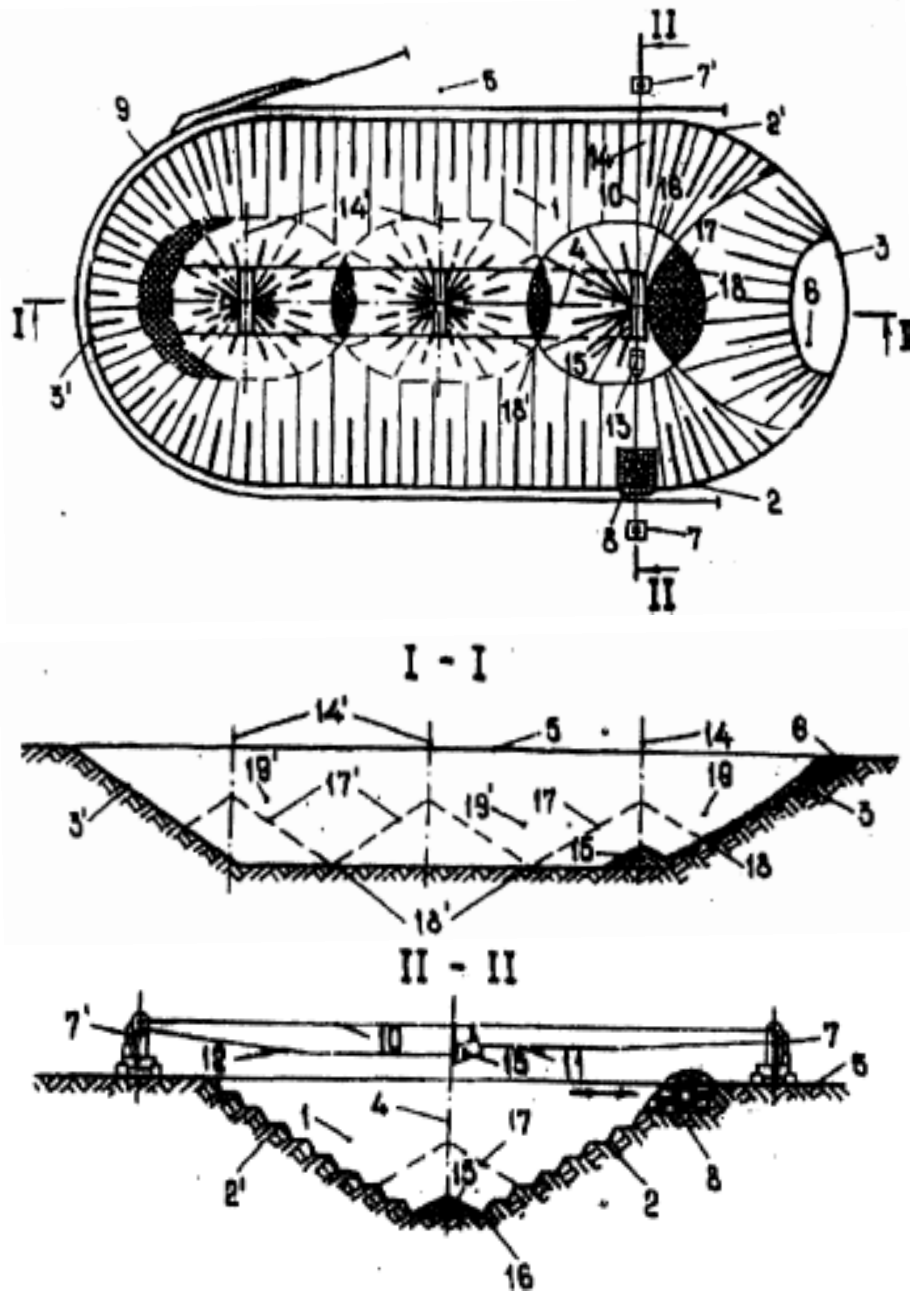


Рисунок 4.9 – Спосіб засипки відробленого кар'єру

Спосіб засипки відробленого глибокого кар'єру 1 (див. рис. 4.9), що переважно затоплений підземними водами, характеризується положенням фронтальних 2 і 2' та торцевих 3 і 3' бортів з поздовжньою центральною віссю 4 між ними, може бути ре-

алізований так. На початку відвальних робіт до відробленого кар'єру земною поверхнею 5 доставляють породи розкриву автосамоскидами і складують їх у одному з торців 3 зі стійким улаштуванням відвального насипу 6, що характеризується мінімальною відстанню транспортування порід. На непорушеній стійкій основі одного з фронтальних бортів 2 встановлюють привідну опору 7 баштового екскаватора і на безпечній відстані від неї формують приймальний бункер 8 для накопичення порід розкриву, які доставляють залізничними поїздами колією 9 та зіштовхують до бункера 8 бульдозером або одноківиювим екскаватором. Одночасно на непорушеній стійкій основі поблизу протилежного фронтального борту 2' відробленого кар'єру 1 встановлюють хвостову опору 7' цього ж баштового екскаватора. Опори 7 і 7' баштового екскаватора з'єднують підвісним 10, хвостовим 11 і тяговим 12 металевими канатами, якими переміщується скрепер 13.

Відвалування ведуть шляхом занурення під своєю вагою ковшового скрепера 13 до навалу породи у приймальному бункері 8 і подальшого його переміщення по підвісному канату 10 уздовж першої відвальної західки 14 під дією тягового каната 11 до місця розвантаження над дном виробленого простору кар'єра 1. Шляхом керування натягом тягового 12 і хвостового 11 канатів здійснюють укладання породи до нижнього шару 15 першої відвальної західки 14, яким перекривають нижні уступи кар'єру до змивання по дну кар'єра. Його внутрішньої нижньої брівки 16 з укосом неробочого торця 3 або з укосом внутрішнього відвалу 6. Потім кожен наступний шар 17 і 17' відповідних відвальних західок 14 і 14' нижніми внутрішніми брівками 18 і 18' суміщають із зовнішнім укосом відвального насипу та кожної відповідної попередньої західки 14 і 14', після чого внутрішню ємність 19 між торцем відпрацьованого кар'єру 3 й внутрішнім укосом першої відвальної західки 14, а потім і між наступними суміжними західками 14' повністю засипають відвальними породами до рівня земної поверхні 5. Для надання відсипаній поверхні родючості її покривають шаром м'яких порід й рекультивують у сільськогосподарському напрямку або ж продовжують укладати відвальний насип до стійкої висоти.

При цьому технічний результат можливо здобути за рахунок можливості повної засипки відробленого глибокого кар'єру відвальними породами з використанням

баштового екскаватора та бульдозера як транспортного засобу для складування порід розкриву суміжними відвальними західками з подальшим їх переміщенням сумісно з приймальним бункером у наведеній послідовності.

Запропонована технологія засипки відробленого глибокого кар'єру дозволяє отримати у сукупності значну економію матеріальних і грошових ресурсів, а також зробити придатною площу до рекультивації або подальшого складування пустих порід у відвал над рівнем земної поверхні. Так, в умовах відкритої розробки родовищ залізистих кварцитів ВАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг" є можливість складувати скельні породи розкриву до відробленого кар'єру № 1 глибиною 300 м, що затоплений підземними водами. Впровадження технології засипки показало, що формування відвальних західок шириною 2-3 м уздовж усього контуру відробленого кар'єру на протязі 4800 м технологічно здійснювати складно. Виконання постійного маркшейдерського контролю за зсувом поверхні внутрішнього відвалу та доволі часте переукладання залізничної колії сумісно із перевантажувальним бункером й відвальним екскаватором суттєво знижує приймальну здатність ділянки, значно здорожує собівартість відвалювання. Засипка відробленого кар'єру породами розкриву із застосуванням баштового екскаватора дозволяє своєчасно сформувати підпірну призму на дні виробленого простору доволі значної ширини, що забезпечує безпечну експлуатацію потрібної чисельності відвальних залізничних тупиків.

Оскільки продуктивність баштового екскаватора відносно невелика, застосовують його тільки для формування нижнього упорного шару, об'єм якого V (м³) визначають за формулою:

$$V = \frac{K_p \varepsilon_\delta}{6 \text{ctg} \beta} (S_\delta + \sqrt{S_\delta \cdot S_n} + S_n), \quad (4.3)$$

де K_p – залишковий коефіцієнт розпушення відвальної породи у насипу, частки од.; ε_δ – ширина дна відробленого кар'єру, м; β – кут нахилу укосів уступу у нижній зоні кар'єру, град; S_δ , S_n – площа підпірної призми по дну та поверхні, м; $S_\delta = \frac{\varepsilon_\delta^2 \text{ctg} \gamma}{\text{ctg}^2 \beta}$:

$S_n = \varepsilon_c \cdot l_c$, γ – кут укосу бортукар'єра, град.; ε_c , l_c – ширина і довжина ківшового скрепера, м.

Встановлено, що при ширині дна відробленого кар'єру $v_d = 60$ м висота упорного шару становить 26 м, а об'єм породи у його контурах $\gamma = 66,9$ тис. м³. Наступні шари відвальної західки доцільно відсипати за допомогою екскаваторів або бульдозерів, що більш технологічно та продуктивніше. В умовах кар'єру № 1 засипка виробленого простору у цілому дозволяє вивільнити значну частину рухомого складу і зменшити собівартість відвалування. Економічна ефективність полягає у відновленні для сільськогосподарського користування понад 1200 га поверхні внутрішнього відвалу шляхом складування 75,4 млн. м³ порід розкриву до виробленого простору глибиною 300 м.

Спосіб підготовки основи відвалу для складування окислених залізистих кварцитів може бути реалізований наступним чином [31]. На початку відвальних робіт попередньо визначають ступінь природного ущільнення скельних порід розкриву, якими повністю заповнюють вироблений простір відпрацьованого кар'єру з дном 1 і бортами 2 та захищеного нагірною канавою 3 прокладають комунікації технологічного транспорту й готують основу відвалу 4 шляхом повної засипки виробленого простору скельною породою до рівня 5, що забезпечує подальше ущільнення розпушеної породи до рівня прилеглої земної поверхні 6 під дією часу та подальшим при вантаженням зверху відвальними уступами 7 окислених залізистих кварцитів. Для попередження підтоплення відвальних уступів 7 у межах їх нижніх брівок 8 zostавляють незасипаною нагірну канаву 3, яка існує з початку експлуатації кар'єру (рис 4.10).

При розширенні межі відвалу 8 у нових її контурах 9 проходять нагірну канаву 10, знімають потенційний шар родючих земель 11. Для захисту подошви відвалу від випирання м'яких порід 12 у його подошві проводять ряд підпірних канав 13 для формування зубів упору із скельних порід зі складуванням поряд з ними вийнятої породи у насипи 14. Потім засипають підготовлену територію скельними породами розкриву до рівня їх поверхні 15, що ураховує подальший ступінь природного ущільнення Δh_e , м величину якого розраховують по формулі

$$\Delta h_e = H_e \cdot (K_{p.n} - K_{p.o}), \quad (4.4)$$

де H_e – висота основи відвалу у стійкому положенні заскладованих порід, м; $K_{p.n}$, $K_{p.o}$ – коефіцієнти розпушення породи у відвалі початковий і остаточний відповідно, част. од.

Після цього на утворену основу в безперервному процесі формування відвалу складають окислені залізисті кварцити з контуром поверхні 16, виключаючи їх втрати при просадці м'яких порід у підшві.

При цьому технічний результат можливо здобути також за рахунок можливості складування порід розкриву для формування надійної основи під відвал окислених залізистих кварцитів, що забезпечує високу їх якість й спрощує у подальшому повторну розробку для виготовлення товарної залізної руди.

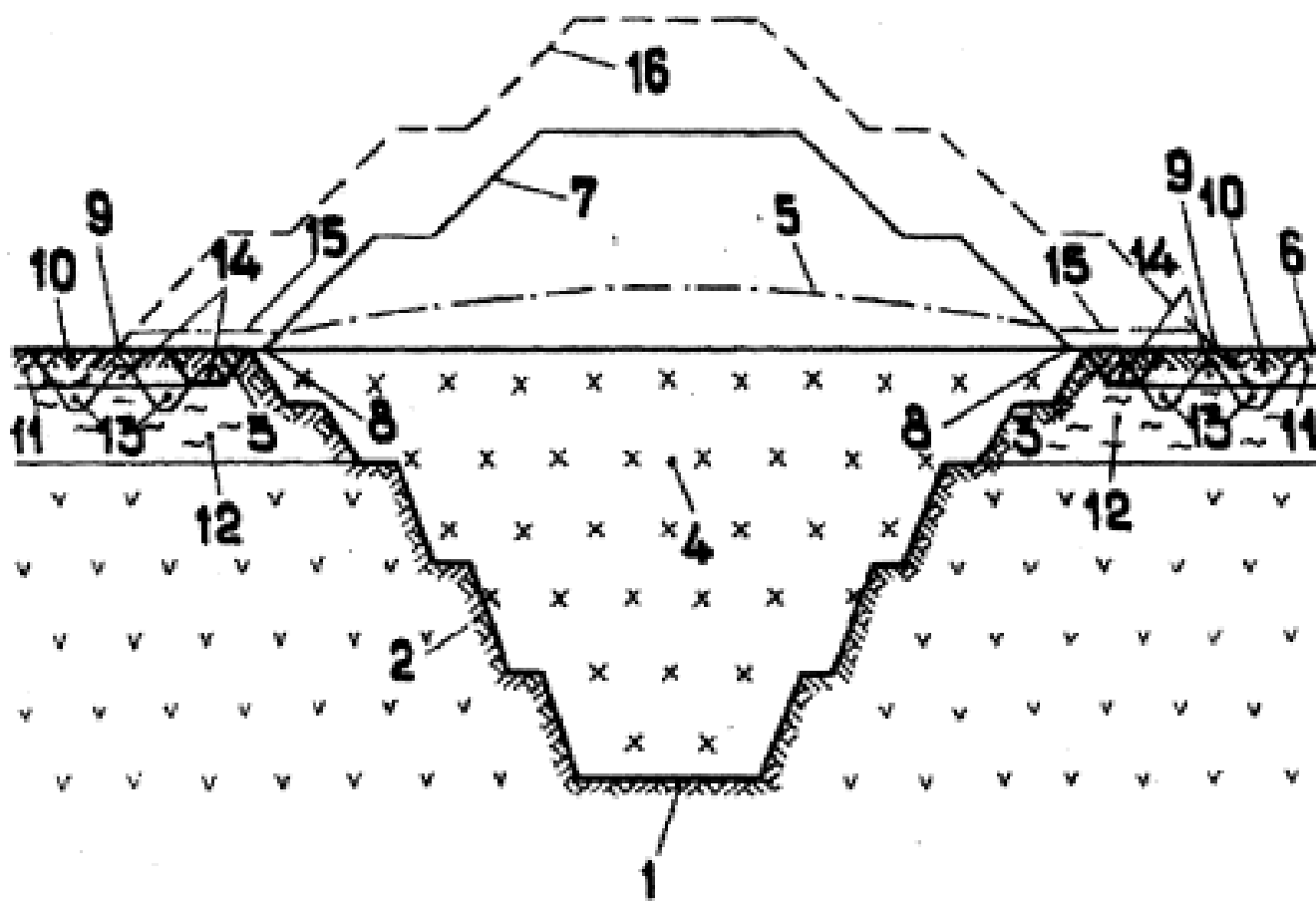


Рисунок 4.10 – Спосіб складування окислених кварцитів

Для зменшення втрат і засмічення окислених залізистих кварцитів запропоновано відсипати у безперервному процесі складування поперед них по фронту скельну породну подушку, висоту якої приймають за наведеною у формулі винаходу залежністю, що складає орієнтовно біля 5 м. Запропонована технологія підготовки основи відвалу для складування окислених залізистих кварцитів дозволяє отримати у сукупності значну економію матеріальних і грошових ресурсів, а також зберегти зе-

мну поверхню від порушення окремими відвалами різнотипових порід розкриву. Так, в умовах відкритої розробки залізистих кварцитів ПАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг" є можливість складувати сумісно скельні породи розкриву і окислені залізисті кварцити, що видобуваються у кар'єрі № 3, на площі між відвалом "Степний" і відвалом відробленого кар'єру "Ілліча".

Відвалування ведуть з певним випередженням планування відвалу бульдозером. Ємність остаточної площі 7-9 млн. м³. У результаті цього сумарна ємність відвалу і відпрацьованого кар'єру "Ілліча" складе 22 млн. м, що дозволить розмістити практично весь обсяг пустих порід з кар'єру № 3 до кінця його експлуатації із застосуванням виключно автомобільного транспорту замість автомобільно-залізничного.

Очікуваний річний економічний ефект від утворення породної основи під відвал окислених залізистих кварцитів визначається за формулою

$$E = C_1 - C_2, \quad (4.5)$$

де C_1 витрати на складування скельних порід за базовим варіантом, млн. грн.;

$$C_1 = 10^{-6} V_3 [(C_a \cdot \gamma \cdot l_{a.1}) + C_{n.n} + (C_3 \cdot \gamma \cdot l_3) + C_{e.e}] + V_{al} (C_a \cdot \gamma \cdot l_{a.2}), \quad (4.6)$$

де V_3 , V_{al} – обсяг порід, доставлених на відвал залізницею і автосамоскидами відповідно, м³; C_a , C_3 , $C_{n.n}$, $C_{e.e}$ – відповідно витрати на транспортування 1 м³ породи автосамоскидами, залізницею та з екскаваторним і бульдозерним відвалуванням, грн.; γ – щільність скельних порід, т/м³; $l_{a.1}$, $l_{a.2}$, l_3 – відстань доставки скельних порід автосамоскидами з кар'єру до перевантажувального пункту та відвал, а також залізницею, км; C_2 – витрати на складування скельних порід розкриву для утворення основи відвалу окислених залізистих кварцитів, млн. грн.;

$$C_2 = 10^{-6} V_{a2} (C_a \cdot \gamma \cdot l_{a.3} + C_6), \quad (4.7)$$

V_{a2} – обсяг порід доставлених до основи відвалу автосамоскидами, млн. м³; $l_{a.3}$ – відстань доставки скельних порід автосамоскидами для утворення основи відвалу, км; C_6 – вартість складування 1 м³ породи бульдозером, грн.

Відповідно до техніко-економічних показників кар'єра № 3 за 2012 р. при витратах на перевезення скельних порід зі щільністю $\gamma = 3$ т/м³ автосамоскидами $C_a = 5,79$ грн./т; залізницею $C_3 = 7,25$ грн./т; перевантаження їх екскаваторами $C_{n.n} = 6,5$ грн./м, а також екскаваторне й бульдозерне відвалування $C_{e.e} = 7,87$ грн./м³

і $C_0 = 9,1$ грн./м³ відповідно, очікуваний економічний ефект від утворення породної основи під відвал складе

$$E = C_1 - C_2 = 91,93 - 52,94 = 38,99 \text{ млн. грн.},$$

У тому числі витрати по базовому варіанту становлять

$$\begin{aligned} C_1 &= 10^{-6} \cdot 1440000[(5,79 \cdot 3) + 6,56 + (7,25 \cdot 3) + 7,87] + 560000(5,79 \cdot 3 + 9,1) = \\ &= 77,11 + 14,82 = 91,93 \text{ млн. грн.} \end{aligned}$$

Витрати по заявленій схемі

$$C_2 = 10^{-6} \cdot 2000000(5,79 \cdot 3 + 9,1) = 52,94 \text{ млн. грн.}$$

Досягнута економія витрат на відвальні роботи дозволить раціонально використовувати площу земельного відводу, зменшити витрати на добування залізородної сировини й забезпечити високу рентабельність підприємства.

4.5.3 Складування відходів збагачення на непродуктивних земельних площах та у виробленому просторі кар'єрів

Спосіб формування хвостосховища у кар'єрі може бути реалізований наступним чином [32]. Кар'єрне поле 1, що виділене для розробки корисних копалин, характеризується м'якими породами розкриття з вміщенням прошарків піскової маси, похилою поверхнею дна та пересікається балкою 2. Гірничі роботи ведуть у робочій зоні кар'єру і утворюють вироблений простір, у межах якого з нижчими позначками дна 4 планують розміщувати внутрішнє хвостосховище, а у межах з вищими позначками дна – внутрішній відвал 5. Кар'єрне поле розкривають і готують до експлуатації проведенням виробок розкриття по тальвегу балки 2. Хвостосховище 4 утворюють з декількох різновидів ділянок (рис 4.11).

Попередньо, на початку освоєння родовища, за межею кар'єрного поля 1 на схилі поверхні у балці 2 улаштовують акумулюючу ділянку 6 хвостосховища 4 з плавучою насосною станцією 7. Дамби обвалування 8 акумулюючої ділянки 6 формують з порід розкриття, що видобувають у робочій зоні з кар'єру.

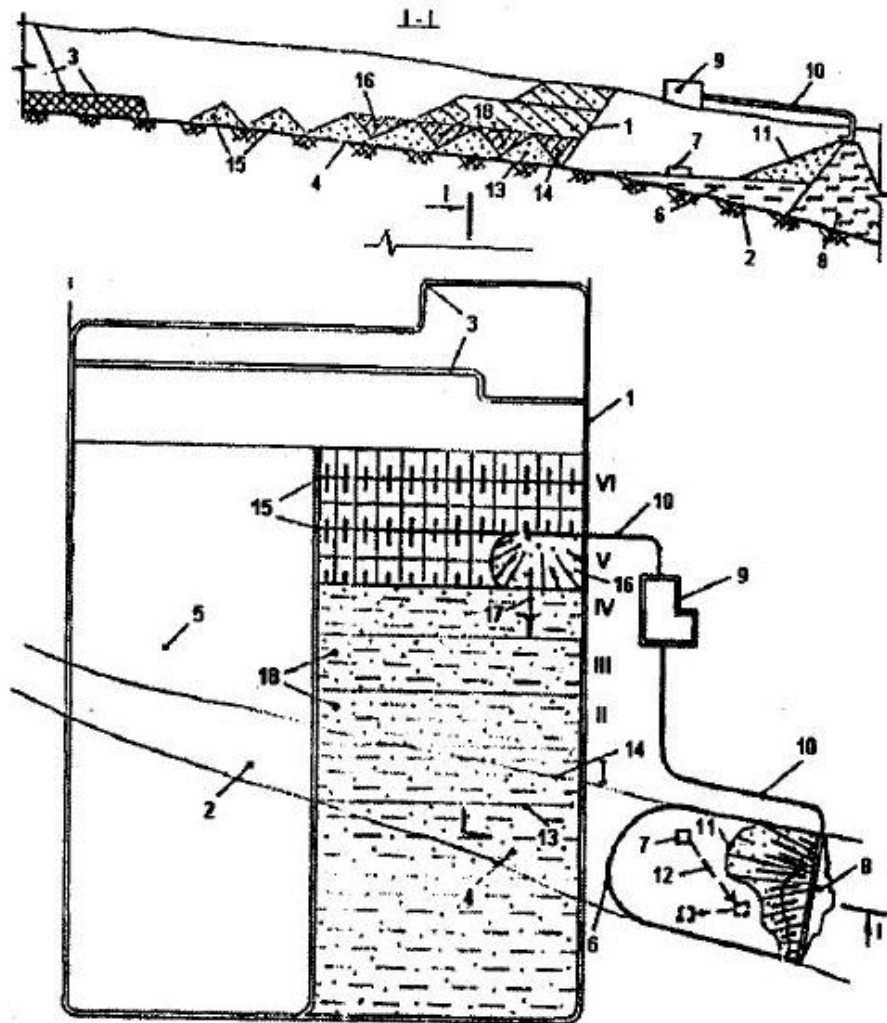


Рисунок 4.11 – Спосіб формування хвостовища у кар'єрі

Після спорудження дамб обвалування 8 до акумулюючої ділянки 6 хвостосховища 4 скидають рідкі відходи збагачення корисних копалин, які перероблюють на прибортовому збагачувальному устаткуванні 9 та транспортують по пульпроводу 10 з торцевим випуском на дамбі обвалування 8. При цьому уздовж дамби обвалування 8 утворюють зону замулювання 11 зі хвилястою конфігурацією урізу пляжу, яка залежить від кроку переміщення та часу роботи торцевого випуску пульпроводу 10 на одному місці. Прояснену воду з акумулюючої ділянки 6 подають до прибортового збагачувального устаткування 9 з плавучої насосної станції 7, яку послідовно перемищують по трасі 12 у залежності від розвитку зони замулювання 11. Породи розкриву і відходи збагачення розміщують у дамбах обвалування 8 та акумулюючій ділянці 6 хвостосховища 4 на протязі усього процесу будівництва і експлуатації кар'єру першої черги.

При достатньому розмірі виробленого простору з піскової маси, яку роздільно виймають з порід розкриву, формують фільтруючу дамбу 13 першої приймальної ділянки 14. При цьому рівень води у акумулюючій ділянці хвостосховища 4 підтримують нижче позначки дна внутрішнього відвалу за допомогою плавучої насосної станції 7, внаслідок чого дренажні води самопливом відводяться за межі робочої зони кар'єру 3 і тіла внутрішнього хвостосховища 4. Після цього акумулююча ділянка 6 виконує функції тільки для приймання профільтрованих дренажних вод та атмосферних опадів. Далі, при переміщенні робочої зони 3, послідовно з кожної приймальної ділянки 15 утворюють робочу 16 шляхом замулення згущеними відходами збагачення.

Відходи збагачення згущають у фільтрах і складують з торцевим наливом послідовно при формуванні робочої ділянки 16 хвостосховища 4. Оскільки балка 2 є природним водостоком, налив згущених відходів збагачення ведуть у напрямку 17 до відробленої частини її тальвегу. Одночасно виключається затоплення профільтрованими водами робочої зони 3 кар'єру попереджувальним формуванням послідовних приймальних ділянок 15 під час посування фронту гірничих робіт, які використовують також і для додаткового дренажу розроблюваного родовища корисних копалин. Відроблені раніш робочі ділянки 18 хвостосховища 4, при потребі, замивають згущеними відходами збагачення до потрібної висоти. Заповнене повністю внутрішнє хвостосховище рекультивують шляхом покриття його поверхні шаром родючих порід. Таким чином формують внутрішнє хвостосховище 4 із послідовних ділянок, що виключає порушення земельної площі зовнішнім хвостосховищем.

Реалізація наведеної технології на Мотронівському кар'єрі дозволяє зберегти від порушення зовнішнім хвостосховищем понад 1200 га земної площі та отримати економічний ефект у розмірі, який розраховано по формулі:

$$E = S \cdot (K_p + K_e - C_p) = 1200 \cdot (82,87 + 20,64 - 5,7) = 67836 \text{ тис.грн}, \quad (4.8)$$

де S – площа рекультивованих земель, га; K_p , K_e – вартість 1 га земель під ріллею і вигонами, грн; C_p – собівартість рекультивації 1 га порушених земель, грн.

Наведені показники підготовки виробленого простору Мотронівського кар'єру до рекультивації за новою технологією, підтверджують високу ефективність заявленого технічного рішення.

Формування ємності ділянок хвостосховища можуть також споруджуватися із захисними водотривкими екранами та заповнення їх пульпою з відходами збагачення корисної копалини, відведення профільтрованої води, згідно із винаходом, ємності ділянок хвостосховища споруджують в процесі складування порід розкриву на верхньому відвальному уступі відповідно між вершинами суміжних західок, на нахиленій поверхні кожною з яких основним робочим обладнанням формують захисний водотривкий екран шляхом покриття суглинками, які доставляють з вибою у кар'єрі, а кожную наступну ємність для подальшого заповнення пульпою визначають у межах внутрішнього контура відвалу з урахуванням попередньо визначеної лінії депресійної воронки від профільтрованої води, і так здійснюють це заповнення до повного відпрацювання кар'єрного поля [33].

На кресленні (рис 4.12) показана технологічна схема будування хвостосховища у виробленому просторі діючого кар'єру. Спосіб будування хвостосховища на внутрішньому відвалі в діючому кар'єрі при розробці пологих родовищ корисних копалин з м'якими породами розкриву може бути реалізовано так. Розробку пологого шару корисної копалини в кар'єрі ведуть уступом 1 на повну потужність з попереднім відпрацюванням порід розкриву основним 2, верхнім 3 і передовим 4 уступами та складуванням їх до виробленого простору 5 у внутрішній відвал. Як робоче обладнання на основному і верхньому уступах 2 і 3 зазвичай використовують потужні роторні екскаватори сумісно з консольними відвалоутворювачами, розташованими на їх нижніх площадках (на кресл не показано). Виймання корисної копалини на уступі 1 і розкривних 2 і 3 ведуть паралельними західками.

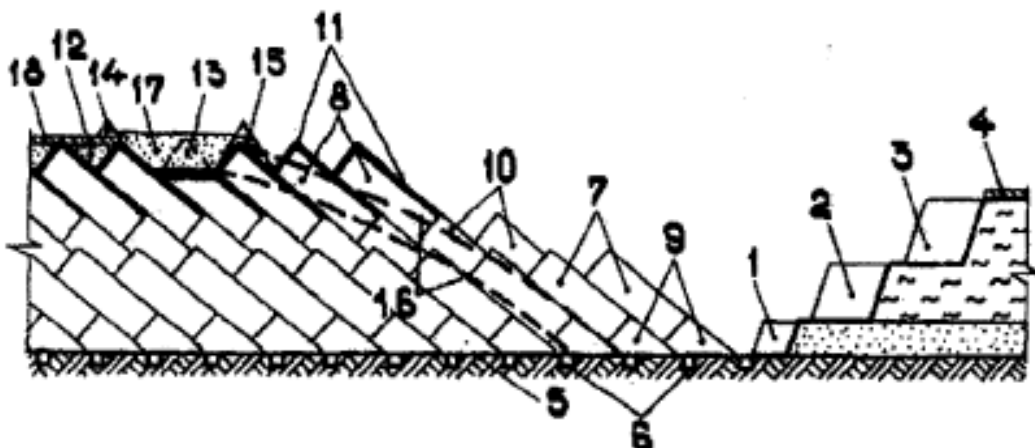


Рисунок 4.12 – Спосіб будування хвостовища на внутрішньому відвалі в кар'єрі

Верхня частина уступу 3 представлена суглинками, які є основною продуктивною масою для будівництва захисного екрана хвостосховища й виймаються роздільно у міру потреби основним виймальним обладнанням кар'єру. Передовий уступ 4 складається з потенційно родючих порід, які використовують для нанесення на замулену поверхню ділянки хвостосховища у процесі його рекультивації. Одночасно з відпрацюванням добувного уступу 1 паралельно йому по підшві виробленого простору 5 проводять дренажну траншею 6, яку готують до пропуску кар'єрних I відвальних вод шляхом заповнення крупнозернистим піском, гравієм, щебенистою скельною породою тощо.

Породи розкриті виймають з кар'єру і складають до виробленого простору західками в одному циклі з формуванням ємностей хвостосховища для складування відходів збагачення корисної копалини відповідно двома відвальними уступами, нижнім 7 і верхнім 8. Для підвищення їх стійкості попередньо у основі кожного з них основним відвальним обладнанням відсипають передвідвали 9 і 10. Вершину кожної відвальної західки верхнього уступу 8 на завершальній стадії відсипки покривають шаром суглинків до контакту з поверхнею перед відвалом у 10. За рахунок падіння з висоти розвантажувальної консолі відвалоутворювача суглинки ущільнюються й утворюють захисний водотривкий екран 11 по всій верхній площі поперечного перерізу між суміжними вершинами відвальних західок верхнього відвального уступу 8, утворюючи таким чином ємність для складування відходів збагачення 12. Для збільшення об'єму таких ємностей вершини суміжних верхніх відвальних західок 13 зрізають бульдозерами, породу розкрити й суглинки водотривкого екрана II рівномірно розподіляють до насипів з боку зашламованої ділянки 14 хвостосховища та у напрямку до робочого простору кар'єра 15. Площу екрана 11 ущільнюють бульдозерами та спеціальними котками.

У процесі експлуатації підприємства відходи збагачення подають сумісно з водою у вигляді пульпи послідовно до ємностей накопичувачів 12, 17 тощо. Під час складування відходів збагачення освітлену воду відкачують з ємності 12, 17 насосами й відводять за межі хвостосховища для подальшого використання. Частина води профільтровується через екран 11 і тіло відвалу до його основи 5 й відводиться за

межі робочого простору кар'єра дренажними траншеями 6. Наряду з цим для попередження затоплення добувного уступу 1 для кожної відвальної західки визначають проектне положення лінії депресійної воронки 16 при заповненні кожної робочої ємності 12,17, таким чином, щоб воронка була у межах нижніх брівок відвальних уступів нижнього ярусу 7, 9 і 10. Далі, з урахуванням контуру цієї воронки, заповнюють відповідну ємність, наприклад 17. У міру заповнення ємності 12 до граничних контурів кар'єрного поля їх рекультивують шляхом покриття зашламованої поверхні шаром потенційно родючих порід 18, які видобувають у кар'єрі передовим уступом 4 і транспортують до місця призначення колісною технікою, і так до повного відпрацювання кар'єрного поля у безперервному циклі у встановлених межах.

Запропоноване технічне рішення буде реалізовано при експлуатації Мотронівського кар'єру Вільногірського гірничо-металургійного комбінату по видобуванню титановмісних пісків. Впровадження наведеної технології дозволяє зберегти від порушення зовнішнім хвостосховищем понад 1200 га земної площі та отримати економічний ефект у розмірі понад 67,08 млн. грн., який розраховано по формулі:

$$E = S \cdot (K_p + K_g - C_p) = 1200 \cdot (82,87 + 20,64 - 5,7) = 67836 \text{ тис. грн.},$$

де S – площа рекультивованих земель, га; K_p , K_g – вартість 1 га земель під ріллею і вигонами, грн.; C_p – собівартість рекультивації 1 га порушених земель, грн.

Наведені показники підготовки виробленого простору Мотронівського кар'єру до рекультивації за новою технологією, підтверджують високу ефективність заявленого технічного рішення.

ВИСНОВКИ

1. Одним із ключових питань розвитку теплової енергетики України є промислове освоєння нових вугільних родовищ. Якщо в структурі світових запасів вуглеводневої сировини вугілля складає 67%, а нафта і газ – відповідно 18 та 15%, то в Україні, навпаки, це співвідношення становить: вугілля – 95,4%; нафта – 2% й газ – 2,6%. Таке становище утримується на протязі тривалого часу й має стійку тенденцію до збільшення ролі вугілля у паливному балансі держави. Слід відмітити, що експлуатація вугільних родовищ Донбасу пов'язана з вкрай складними гірничо-геологічними умовами, насамперед із постійно зростаючою глибиною розробки та високою й важкопрогнозованою газоносністю. З поважних причин готується закриття десятків вугільних шахт Донецького й Львівсько-Волинського басейнів. Добування бурого вугілля на підприємствах ДХК “Олександріявугілля” призупинено. Тому в цих умовах особливу актуальність набуває промислове освоєння родовищ бурого вугілля нового генетичного типу, запаси яких приурочені до депресійних вирв над сольовими штоками у північно-західній частині Донецького басейну.

Найбільш потужне із них – Ново-Дмитрівське, детально розвідане. Його промислові запаси у обсязі 390 млн. т затверджені ГКЗ СРСР ще в 1972 р. На відстані 10 – 30 км від нього виявлені ще декілька родовищ і проявів бурого вугілля. Масштаби їх значно менші, геологічні запаси становлять десятки або перші сотні млн. т (Бантішевське – 6,85 млн. т; Степківське – 20,4 млн. т; Берекське – 161 млн т).

2. На підставі проведених пошуково-розвідувальних робіт на Бантішевському, Степківському і Берекському родовищах бурого вугілля встановлено доцільність виконання подальших етапів до розвідки для детального обґрунтування їх промислового освоєння. Отримані дані дозволяють дати лише загальну оцінку цих родовищ, що не є достатнім для їх повної промислової економічної оцінки – розробки ТЕО постійних кондицій та підрахунку запасів за промисловими категоріями. Для більш детального дослідження групи родовищ потрібен незначний, але достатній обсяг пошуково-оцінювальних робіт.

3. Встановлено, що вугленосні поклади відносяться до берекської і полтавської свит і розповсюджені тільки в депресійних структурах над сольовими діапірами. На під-

ставі аналізу літолого-фаціального складу окремих свит, їх потужності та площі розповсюдження відтворені палеографічні обставини, умови накопичення цієї товщі осадових утворень і досліджені закономірності цього процесу. Масштаби розчину сольових ядер не залежать від форми і розміру діапирових структур. Так, найбільша за площею Берекська депресія має значно меншу глибину ніж Ново-Дмитрівська. Глибина депресій визначається конкретними умовами: масштабами тріщинуватості порід, потужності водонесних горизонтів, терміном та активністю тектонічних процесів. Аналіз потужності утворень київської свити в депресійних западинах показує, що поверхня сольового ядра Берекської структури за цей час знизилась на 50 – 70 м, Степківської на 80 – 100 м, Бантишевської – на 30 – 40 м

4. На підставі досліджень літологічного складу континентальних утворень на занурених ділянках докайнозойської поверхні встановлені умови формування продуктивних покладів. Так, формування продуктивних горизонтів Берекського, Степківського, Бантишевського і Ново-Дмитрівського родовищ починається з середини берекського віку. Повільне та поступове занурення дна депресії супроводжується наростанням потужності торф'яної маси, що забезпечило в подальшому формування шару торфу потужністю до десятків і сотень метрів.

5. Виконано прогнозування об'ємів виробництва вугілля і порід розкриву на розглядаємих родовищах. Встановлено, що річна продуктивність з видобування вугілля становить для Бантишевського родовища 0,5 млн. т; Степківського – 1 млн. т; Берекського – 2,7 млн. т при середньому коефіцієнті розкриву 1,09; 8,8; 28,4 м³/м³ і терміну експлуатації 22 і 25 і 62 років відповідно. На близьку перспективу доцільно ввести до експлуатації Ново-Дмитрівське родовище з промисловими запасами 390 млн. т і середнім коефіцієнтом розкриву 4 м³/т. Для підтримки його продуктивності та на період будівництва в першу чергу слід розробляти Бантишевське родовище бурого вугілля. Степківське Берекське і родовища будуть задіяні у міру дорозвідки і служитимуть підставою для нарощування продуктивності паливно-енергетичного комплексу у майбутньому.

6. Обґрунтовані границі кар'єрного поля Ново-Дмитрівського буровугільного родовища. З урахуванням куту укосу неробочих бортів, які збігаються з кутом падіння буровугільних покладів в межах 25 – 15° та глибиною майбутнього кар'єру 380 м довжина

кар'єрного поля буде становити по поверхні 5250 м, а ширина у центральній частині – 2700 м. Форма майбутнього кар'єра по поверхні овальна, що пов'язано з процесами утворення родовища. У межах родовища визначені запаси бурого вугілля за категоріями для кожного вугільного покладу, які затверджені ДКЗ СРСР. При відпрацьовуванні промислових запасів з виділенням етапів річна продуктивність кар'єра може досягати 9 – 10 млн. т.

7. Центральна частина буровугільних шарів у родовищі має значну потужність приблизно 115 м, а на периферійних ділянках зменшується до 2 – 8 м. Така мінлива потужність призвела до того, що коефіцієнт вугленості по родовищу коливається в межах $34 \pm 4,5\%$. Буре вугілля характеризується високою природною вологістю, яка у середньому по родовищу становить від 10 до 56 – 65%. Теплота згоряння на органічну масу і на робоче паливо відповідно дорівнює 4500 – 5500 і 700 – 900 ккал/кг.

8. Дослідження гідрогеологічних умов родовища призводять до висновку, що для створення безпечних умов розкриття та розробки родовища потрібно проведення комплексу дренажних заходів основною метою яких являється осушення харківського водоносного горизонту на крилах мульди, зниження його напору до підшови основної вугільної лінзи, а також обмеження надходження води до видобувних вибоїв з порід розкритої товщі.

9. Гідрогеологічні умови Ново-Дмитрівського родовища характеризуються наявністю значних запасів підземних вод, що приурочені до четвертинних відкладень, потужної товщі вуглевмісних покладів і підвугільних пісків у межах мульдоподібної структури. Їхнє формування відбувається як за рахунок інфільтраційного живлення по площі родовища, так і внаслідок припливів з боку суміжних територій. До особливостей гідровлічного взаємозв'язку вказаних водоносних горизонтів слід віднести наявність у межах крайових ділянок мульдоподібної структури великих зон заміщення слабкопроникних глинистих відкладень піщаними породами.

10. Різноманітність умов залягання родовищ корисних копалин зумовило систематизацію кар'єрних полів по глибині розробки з п'яти груп в межах від 20 (вельми дрібні) до 1000 м (дуже глибокі). Як правило, кар'єри глибиною до 100 – 150 м відпрацьовують пологі родовища по суцільним системам розробки з внутрішнім відвалуванням сипучих

і м'яких порід розкриття, відрізняються постійною висотою робочої зони і найменшою собівартістю видобутку корисних копалин. У міру збільшення глибини на них широко експлуатуються бульдозери, скрепери, одно- і багатоковшові екскаватори з безпосереднім переміщенням порід розкриття у вироблений простір або застосуванням автосамоскидів і стрічкових конвеєрів у комплексі з консольними відвалоутворювачами. На деяких потужних кар'єрах для переміщення гірничої маси на великі відстані використовують залізничний та гідравлічний транспорт. Перспективи розвитку відкритих розробок пологих родовищ невеликі, оскільки всі відомі поклади експлуатуються протягом тривалого часу, а нові не виявлені.

11. Група заглиблювальних систем розробки найбільш поширена і продовжує розширюватися. Вона характеризується систематичним зниженням гірничих робіт і складуванням порід розкриття в зовнішніх відвалах. Корисні копалини і породи розкриття представлені міцними різновидами і розробляються з застосуванням буропідричних робіт. Для переміщення гірничої маси повсюдно використовуються комбіновані види транспорту. Умови гірничих робіт і економічних показники кар'єрів з часом систематично погіршуються. Низька якість корисних копалин вимагає складного збагачувального переділу, в результаті якого під хвостосховища відводяться значні земельні площі. Круте падіння і величезні запаси родовищ в умовах розвитку нових високопродуктивних технічних засобів і технологій їх застосування надає вирішальне значення на перегляд проектної глибини Кар'єрів та їх продуктивність у бік збільшення. У цих умовах перехід роботи підприємств на комбіновані заглиблювально-суцільні системи розробки найбільш перспективний в економічному і природоохоронному відношенні.

12. Представлені результати наукових досліджень, апробація їх при проектуванні й впровадженні на потужних кар'єрах дозволяють намітити наступні вдосконалення гірничотранспортних робіт, як найбільш трудомістких і вагомих у собівартості товарної продукції. Так, зниження витрат на розробку порід розкриття досягається при впорядкованій реалізації зростаючого графіка режиму гірничих робіт. В умовах крутого падіння покладів це можливо шляхом відпрацювання порід розкриття крутопохилими шарами з підшвоуступним переміщенням вибоїв і розсередженням по висоті робочих площадок, що дозволяє збільшити кут укосу робочих бортів до 35 – 40° на всьому протязі фронту

гірничих робіт. За рахунок цього виїмка максимальних обсягів розкриття зміщується на завершальний період експлуатації родовища при виході верхньої бровки кар'єра на проектні контури по земній поверхні.

13. При досягненні кар'єром граничної глибини розробки в одному із торців кар'єрного поля з подальшим переміщенням фронту гірничих робіт в протилежному напрямку з'являється можливість організації внутрішнього відвалування. Для зменшення обсягів транспортування порід розкриття до відвалів певну її частину слід використовувати в якості сировини для виробництва будівельних матеріалів, зокрема, піску, щебеню та бутового каменю з постачанням стороннім споживачам. Для потреб гірничозбагачувального комбінату породи розкриття використовуються в дорожньому будівництві, при зведенні огорожуючих дамб і екранів хвостосховищ та стабілізації зсувів бортів у кар'єрах. Позитивний досвід використання порід розкриття слід розширювати. Це призводить не тільки до отримання додаткового прибутку, а й повсюдно знизить роботи кар'єрного транспорту, а також порушення земельних площ відвалами.

14. Експлуатація електрифікованого залізничного транспорту з тяговими агрегатами на кар'єрах Росії і Казахстану, а також на Південному ГЗК і ПГЗК в Україні показує великі його переваги у порівнянні з тепловозною тягою. Можливість спорудження виїзних доріг в глибоких кар'єрах з ухілами 55 – 60 % дозволяє відпрацьовувати гірничу масу з безпосередньої навантаженням в думпкери на глибині до 300 – 450 м. Автомобільний транспорт, як найбільш мобільний і маневрений, слід використовувати тільки при розробці від 4-х до 6-ти нижніх горизонтів з подальшим перевантаженням гірничої маси в думпкери або на стрічкові конвеєри. Переважно слід експлуатувати автосамоскиди вантажопідйомністю 90 – 108 т, які мають меншу ширину і дозволяють зменшити розміри транспортних площадок на 2 – 3 м, за рахунок чого збільшити кути укосів неробочих бортів кар'єрів.

15. Перевантаження гірничих порід в процесі переміщення на поверхню є повсюдним на всіх глибоких кар'єрах при автомобільно-залізничному транспорті. Виконується вона кар'єрними екскаваторами з місткістю ковша 5 – 12,5 м³, що призводить до тривалих простоїв поїздів при навантаженні. Частина борту кар'єру з пристроєм перевантажувальних пунктів на окремих уступах довжиною до 200 – 300 м і шириною 40 – 60 м має

кут укосу не більше 20° , що стримує необхідну інтенсивність поглиблення кар'єру. Великі обсяги гірничої маси, яку закладовано на перевантажувальному складі, ведуть до заморожування коштів і підвищення терміну на навантаження поїздів. Розроблені конструкції бульдозерних і безекскаваторних перевантажувальних пунктів з віброживильниками, які позбавлені цих недоліків. Однак акумулююча ємність бункерів невелика (до 5 – 10 тис. т), що стримує їх промислове освоєння. У той же час запас гірської маси на перевантажувальному пункті можна розширити за рахунок обсягів підірваних порід у вибоях і, при необхідності, поповнювати ними поточні потреби перевантажувальних робіт по заданому плану. При автомобільно-конвеєрному транспорті на перевантажувальних площадках біля дробарок крупного дроблення слід створювати аварійні ємності з кар'єрними екскаваторами і віброживильниками, що істотно збільшить коефіцієнт використання установки, особливо у міжзмінних перервах.

16. У відповідності зі специфікою експлуатації розглянута динаміка розвитку робочої зони кар'єрів, обґрунтовані основні закономірності її формування, показано взаємозв'язок з елементами системи розробки. Вперше встановлені параметри системи розробки порід розкриття підшоуоступними вибоями в крутонахилених шарах з розосередженими по висоті робочими площадками. Розроблені пропозиції щодо вдосконалення гірничих робіт реалізовані при проектуванні на типових кар'єрах з різними розмірами і продуктивністю по корисній копалині, а зниження поточного обсягу виймання порід розкриття по кожному з них на найближчі 10 – 15 років обґрунтовані у межах 2 – 4 млн. м³/рік.

17. На підставі вивчення досвіду експлуатації зовнішніх відвалів висотою 300 – 600 м створений типовий ряд технічних рішень, обґрунтована область їх застосування при засипці відпрацьованих кар'єрів на певну глибину безпосередньо із земної поверхні. Вперше у світовій практиці на відпрацьованому кар'єрі №1 ВАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг" глибиною 300 м реалізовані пропозиції щодо формування відвальних західок безпосередньо з верхнього горизонту екскаваторами ЕКГ-6,3УС, ЕКГ-4У і ЕШ-6/60 як самостійно, так і при спільній роботі. Безпека виконання відвальних робіт розрахована теоретично і систематично контролюється інструментально. Їх результати враховані в паспортах експлуатації відвальних екскаваторів при доставці виключно скельних порід розкриття автомобільним і залізничним транспортом з урахуванням можливих обвалень і

усадки поверхні свіжовідсипаних західок. У період 1979 – 2008 рр. інтенсивного обвалювання поверхні внутрішнього відвалу не спостерігалось. За рахунок скорочення відстані перевезення порід розкриву автосамоскидами і залізничними поїздами для складування у внутрішній відвал, у порівнянні із зовнішнім, отримано значий економічний ефект, вивільнена з експлуатації частина транспортного обладнання.

18. Оскільки породи розкриву мають різні характеристики і практичну цінність, розроблені пропозиції щодо їх спільного складування у відвал з подальшою можливістю відпрацювання. В районі кар'єрів №2-біс, №1 та прилеглої площі можливо окреме складування окислених залізистих кварцитів об'ємом до 10 млн м³ на висоту до 100 м при суміщенні верхньої площадки з Бурщіцкім відвалом. Подальше розширення відвалу в напрямку відпрацьованої частини кар'єру №2-біс дозволяє повністю вирішити проблему складування порід розкриву і окислених кварцитів до завершення відпрацювання балансових запасів гірничо-збагачувального комплексу ВАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг".

19. Наведені результати дослідження з розкриття буровугільних родовищ шляхом проведення внутрішніх траншей зі складуванням порід розкриву поряд з кар'єрним полем висотою, що дозволяє рекультивувати прилягаючі угіддя й порушену відкритими розробками поверхню у сільськогосподарському напрямку. Залишковий об'єм виробленого простору пропонується підготувати для розміщення культивуємої водойми.

20. Попередня підготовка Бантишевського родовища до експлуатації супроводжується проведенням обвідного каналу довжиною біля 2 км. Гірничі роботи виконуються двома драглайнами ЕШ-6/45, які потім будуть задіяні на проведенні розкривної траншеї й подальшого виймання гірничої маси у період експлуатації. Невелика потужність порід розкриву обумовлює їх розробку одним уступом середньою висотою 20 м.

21. Степківське і Берекське вугільні родовища характеризуються значною потужністю порід розкриву, розробка яких пропонується роторними екскаваторами ЕРГ-1600 сумісно зі стрічковими конвеєрами з шириною стрічки 1600 мм і консольними відвалоутворювачами ОШ-1600/110. Перспективною схемою проведення розкривних робіт є застосування спеціалізованих роторних екскаваторів ЕРГН-5000, перевантажувачів ПГН-5000 і від валоутворювачів ОГН-5000 для виймання порід розкриву шарами під кутом 10 – 15°. Добувні роботи ефективно проводити драглайнами ЕШ-6/45. Річна продуктив-

ність по породам розкриву відповідно становить 1,7; 9,0 і 20,5 млн. м³. Для кожного з кар'єрів кількість їх становить по дві одиниці. Кількість автосамоскидів коливається у межах від 4 – 5 (Бантисhevський к-р) до 10 на Берекському кар'єрі. Застосування драглайнів дозволить побудувати кар'єри за 0,5; 2,7 і 3,5 роки відповідно.

22. Розглянуті технологічні схеми будівництва відвалів, які рекомендується відсипати двома ярусами уздовж торця кожного з кар'єрів. Висота кожного з відвальних ярусів 10 м. Ширина автодоріг по 15 м з двома виїздами з відвалу. Планування розвантаженої породи передбачено бульдозерами. Рациональна гірничотранспортна система передбачає використання транспортних засобів для перевезення вугілля на ст. Гусарівку і золи – у зворотному напрямку.

23. Обґрунтовані параметри схем відсипки внутрішніх відвалів з подальшою рекультивациєю у сільськогосподарському напрямку. Залишкову траншею рекомендується облаштувати у водоймище на кожному із кар'єрів.

24. Розробка вугілля на Бантисhevському родовищі дозволить у короткий термін побудувати кар'єр і використати його у якості ділянки першої черги для будівництва і експлуатації потужного вугледобувного Ново-Дмитрівського комплексу. Попередні висновки щодо Берекського і Степківського родовищ свідчать про їх невисокі технологічні і технічні показники, на підставі чого можна стверджувати про їх передчасне освоєння у промислових масштабах на близький термін розвитку вітчизняної енергетики.

25. Розкривні роботи супроводжуються значними обсягами виймання порід розкриву. Для їх використання у якості попутних корисних копалин поряд з бурим вугіллям потрібно провести дорозвідку вивчаємих родовищ, у першу чергу – Бантисhevського. Це дозволить взяти на баланс певну частину різнотипових корисних копалин і провести їх техніко-економічну оцінку в процесі проектування розробки Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля.

26. Розроблені календарні плани відпрацювання буровугільних родовищ. Обґрунтовані основні техніко-економічні показники їх промислового освоєння. На базі досліджених родовищ доцільно створити єдиний вугледобувний комплекс з переробки бурого вугілля, виготовлення гірського воску та твердого палива.

27. Всі відомі буровугільні родовища України над сольовими штоками є комплексними, тобто окрім бурого вугілля містять інші корисні копалини. В різних родовищах їх перелік змінюється – від діатоміту і вогнетривких глин до будівельних та скляних пісків. Крім основного призначення бурого вугілля для використання в енергетичному напрямку з нього також можна формувати брикети та виділяти гірський віск, що є цінною сировиною для багатьох галузей промисловості. Вуглисті глини придатні для теплоенергетики шляхом спалення у котлах циркулюючого киплячого шару.

Соціальний ефект полягає у створенні методології та концептуальних підходів до екологічно безпечної технології з розробки родовищ бурого вугілля відкритим способом в умовах надсольових депресійних западин. Результати досліджень у порівнянні з показниками роботи ДХК “Олександріявугілля” забезпечать нові робочі місця лише на гірничих роботах у кар’єрі 1520 чол.; продуктивність праці 1 робочого 716 т/місяць проти 203,1 т/місяць.

28. Розроблені принципово нові технології й обладнання для роздільного виймання пластів вугілля і попутних корисних копалин, їх транспортування і тимчасового складування. Час їх повторного використання і обсяги постачання споживачам дозволяє на довгий термін забезпечити суміжні галузі промисловості (будівництво, хімічну, сільське господарство) цінною мінеральною сировиною. Її видобування з техногенних родовищ буде виконуватися з застосуванням тих же комплексів обладнання, що і на основних процесах розробки буровугільного родовища. На базі виконаних досліджень видані рекомендації щодо впровадження отриманих результатів при проектуванні кар’єрів бурого вугілля.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Ласьков В.А. Типы солянокупольных структур СЗ окраин Донбасса и условия их образования / В.А. Ласьков // Сб. матер. конф. “Степановские чтения”: тезисы докл., 1969. – С. 12 – 14.
2. Левенштейн М.Л. Северо-западные окраины Донбасса. В кн. “Геология месторождений угля и горючих сланцев СССР” / М.Л. Левенштейн, В.А. Соколов, т.1, Госгеолтехиздат, 1963. – 243 с.
3. Китык В.И. Соляная тектоника Днепровско-Донецкой впадины., К., Изд-во “Наукова думка”, 1970. – 176 с.
4. Отчет о детальной разведке Ново-Дмитровского месторождения бурого угля: отчет о НИР / Фонды треста “Артемгеология”. – Славянск, 1972. – 263 с.
5. Сафронов И.Л. Закономерности угленакопления в палеоген-неогеновых отложениях на территории северо-западных окраин Донбасса: автореф. дис. на соискание науч. степени канд. геол.-мин. наук: спец. 040016 “Геология горючих полезных ископаемых” / И.Л. Сафронов. – Дн-ск., 1970. – 16 с.
6. Сафронов І.Л. Умови формування родовищ бурого вугілля на території північно-західного Донбасу та південно-східної частини Дніпровсько-Донецької западини / І.Л. Сафронов, А.М. Чернорай // Збірник наукових праць НГУ. – Д.: НГУ, 2009, Т.1, №33. – С. 43 – 50.
7. Сафронов И.Л. Причины и условия формирования буроугольных месторождений над соляными штоками (северо-западные окраины Донбасса) / И.Л. Сафронов, А.М. Чернорай // Збірник наукових праць НГУ. – Д.: НГУ, 2012, №39. – С. 269 – 276.
8. Сафронов И.Л. Качество и технологические свойства углей Ново-Дмитровского месторождения / И.Л. Сафронов, А.М. Чернорай // Збірник наукових праць НГУ. – Д.: НГУ, 2013, №40. – С. 34 – 40.
9. Бизов В.Ф. Відкриті гірничі роботи: підручник / В.Ф. Бизов, А.Ю. Дриженко; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Кр. Ріг: КТУ, 2004. – Т. XIII. – 341 с.
10. Дриженко, А.Ю. (2011) *Карьерные технологические горнотранспортные системы*. Днепропетровск, НГУ.
11. Дриженко, А.Ю., Шустов О.О. (2015) *Буре вугілля України: умови залягання та перспективи освоєння*. Дніпропетровськ: НГУ
12. Дриженко, А.Ю. (2014) *Відкриті гірничі роботи*. Дніпропетровськ: НГУ.

13. Бондаренко А.О. Гірничі машини для підводних гірничих робіт: навч. посіб. / А.О. Бондаренко. – Д.: НГУ, 2003. – 90 с.
14. Uren J.M. The marine sand and gravel dredging industry of the United Kingdom/ J.M. Uren //Marine mining. – 1988. – Vol. 7, № 1. – P. 69 – 88.
15. Volker Patzold, Gunter Gruhn, Carsten Drebenstedt. Der Nassabbau. Erkundung, Gewinnung, Aufbereitung, Bewertung/ Springer-Verlag Berlin Heidelberg. 2008. 428 p.
16. Pavol Rybar, Henrich Hamrak, Jan Kosco, Lucia Domaracka, Dusan Domaracky, Maria Rybarova. Polymetalicke konkracie bohatstvo na dne mori a oceanov/ Kosice. TU v Kosiach, Fakulta BERG, Dekanat-Edicne pracovisko, 2011. 257 p.
17. Peter Albers. Motion control in offshore and dredging. Springer Science Business Media B.V.2010. 316 p.
18. Bray R.N. A guide to cost standards for dredging equipment. / R.N. Bray. – London: CIRIA. 2009.
19. Environmental Aspects of dredging. Edited by R.N. Bray. Taylor & Francis/Balkema. Leiden. 2008. 386 p.
20. The dynamics of dredging. Mort J. Richardson, Editor: Steve L. Richardson/Plaser Management Corp. Irvine, California, USA, 2001. 413 p.
21. Добрецов В.Б. Освоение минеральных ресурсов шельфа / В.Б. Добрецов. – Л.: Недра, 1980. – 272 с.
22. Производство земснарядов в Украине [Электронный ресурс] / ООО "ВВВ Спецтехника". – Режим доступа : [www/URL : http://zemsnaryad.in.ua](http://www.zemsnaryad.in.ua) / – 17.09.2012 г. – Загл. с экрана.
23. Водные пути и гидротехнические сооружения: Учебник для вузов / Г. Л. Гладков, М. В. Журавлев, А. В. Москаль и др.– СПб, СПГУВК, 2011.– 440 с.
24. «Земноводные» экскаваторы на понтонно-гусеничном ходу [Электронный ресурс] / Основные средства. – Режим доступа: <http://os1.ru/article/8857-ekskavatory-na-pontonno-gusenichnom-hodu-zemnovodnye/> (дата звернення 26.12.16). – Загл. с экрана
25. Экскаватор понтонный ЭПГ-1. Описание и технические характеристики [Электронный ресурс] / WWW.TECHSTORY.RU. – Режим доступа: http://www.techstory.ru/techinfo/epg1_tech.htm (дата звернення 26.12.16). – Загл. с экрана

26. Döpke-Suction dredger and cutter dredger / for sand- and gravel winning resp. waters cleaning [Электронный ресурс] / Heinrich Döpke GmbH. – Режим доступа: www/URL : http://doepke-gmbh.de / – 17.09.2012г. – Загл. с экрана.

27. New standards in suction dredger technology [Электронный ресурс] / Arthur Habermann GmbH & Co. KG. – Режим доступа : www/URL : http://habermann-gmbh.de / – 17.09.2012г. – Загл. с экрана.

28. Патент на корисну модель № 102008 Україна, МПК E21C 41/00, E01F 7/00. Пристрій для захисту площадки кар'єру / А.Ю. Дриженко, О.О. Анісімов, С.К. Молдабаєв; НГУ. – u 2015 03681; заявл. 20.04.2015; опубл. 12.10.2015, бюл. № 19/2015.

29. Патент на винахід № 100176 Україна МПК E21C 41/26, МПК E21C 41/32. Спосіб засипки відробленого кар'єру / А.Ю. Дриженко, Н.А. Нікіфорова; НГУ. – № а 2011 02701; заявл. 09.03.2011; опубл. 26.11.2012; Бюл. № 22. – 4 с.

30. Патент на винахід № 111289 Україна МПК E21C 41/26. Спосіб засипки відробленого кар'єру / А.Ю. Дриженко, Н.А. Нікіфорова, В.А. Ропай, Є.К. Бабець; НГУ. – № а 2015 00523; заявл. 23.01.2015; опубл. 11.04.2016; Бюл. № 7. – 4 с.

31. Патент на винахід № 106308 Україна МПК E21C 41/00. Спосіб складування окислених кварцитів / А.Ю. Дриженко, О.В. Дремлюга, Є.К. Бабець, О.А. Сова; НГУ. – № а 2013 02966; заявл. 11.03.2013; опубл. 11.08.2014; Бюл. № 15. – 4 с.

32. Патент на винахід № 78020 Україна МПК E21C 41/26. Спосіб формування хвостовища у кар'єрі / А.Ю. Дриженко, В.П. Воловик, Ю.Д. Баранов, О.М. Лазніков; НГУ. – № 20040907672; заявл. 21.09.2004; опубл. 15.02. 2007; Бюл. № 2. – 3 с.

33. Патент на винахід № 107586 Україна МПК E21C 41/26. Спосіб будування хвостовища на внутрішньому відвалі в кар'єрі / А.Ю. Дриженко, О.М. Лазніков, Н.А. Нікіфорова, В.Г. Заєць; НГУ. – № а 2012 12577; заявл. 05.11.2012; опубл. 26.01.2015; Бюл. №2 – 3 с.

ДОДАТОК А

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛА №9
Засідання кафедри відкритих гірничих робіт
Державного вищого навчального закладу
«Національний гірничий університет»

м. Дніпро

"28" листопада 2016 р.

БУЛИ ПРИСУТНІ: зав. кафедри, д.т.н., проф. Собко Б.Ю., заст. зав. кафедри, к.т.н., проф. Пчолкін Г.Д., д.т.н., проф. Дриженко А.Ю., д.т.н., проф. Симоненко В.І., к.т.н., проф. Корсунський Г.Я., к.т.н., доц. Несвітайло М.В., к.т.н., доц. Череп А.Ю., к.т.н., доц. Ложніков О.В., к.т.н., ас. Шустов О.О., ст. викл. Стрілець О.П. та ін.

СЛУХАЛИ: повідомлення наукового керівника д.т.н., проф. Дриженка А.Ю. про результати досліджень по темі ГП-483 “Комплексне використання бурого вугілля та супутніх порід при відкритій розробці родовищ України над сольовими штоками”.

ВИСТУПИЛИ: проф. Пчолкін Г.Д., проф. Симоненко В.І., доц. Череп А.Ю., які відзначили наукове й практичне значення НДР, її актуальність і новизну, суттєві результати, що полягають у розробці нових технологій освоєння родовищ над сольовими штоками.

Виступаючі запропонували звіт схвалити й рекомендувати до затвердження.

УХВАЛИЛИ:

1. Вважати, що робота виконана в повному обсязі, відповідно до ТЗ і календарного плану.

Наукова новизна досліджень полягає у встановленні раціональної послідовності формування системи розкриття й підготовки обводнених горизонтів буровугільних родовищ, визначенні зон застосування засобів гідромеханізації, драглайнів і роторних комплексів; їх взаємодії при поглибленні та розширенні підготовчих виробок. Вперше визначені раціональні параметри зон розкриття при поглибленні нижньої обводненої частини кар'єру та можливість застосування внутрішнього відвалування порід розкриття у його виробленому просторі, за рахунок чого можливо зменшити площі земель, що порушені зовнішнім відвалом. Обґрунтовані загальні та потокові обсяги переробки корисних копалин та супутніх корисних копалин за різновидами відповідно горизонтів їх залягання у межах родовищ.

Робота відповідає технічному рівню вітчизняних і закордонних розробок, виконана на високому науковому рівні, має теоретичне й практичне значення.

2. Матеріали звіту не містять відомості, які можуть бути предметом винаходу й не є Державною таємницею.

3. Звіт по темі схвалити й рекомендувати до затвердження.

Зав. кафедрою ВГР,
д.т.н., проф.

Б.Ю. Собко

Секретар каф. ВГР

Я.С. Орлова

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛУ № 1

засідання секції науково-технічної ради за науковим напрямком
"Прогресивні технології видобутку і переробки корисних копалин"
Державного вищого навчального закладу
"Національний гірничий університет"

м. Дніпро

19 січня 2017 р.

ПОРЯДОК ДЕННИЙ: розгляд звітів за результатами виконаних у 2016 році науково-дослідних робіт за рахунок бюджетного фінансування.

ПРИСУТНІ: голова секції, зав. кафедри збагачення корисних копалин, д-р техн. наук, проф. Пілов П.І.; заступник голови секції, зав. кафедри підземної розробки родовищ, д-р техн. наук, проф. Бондаренко В.І.; проректор з міжнародних зв'язків, д-р техн. наук, проф. Шашенко О.М., декан гірничого факультету, д-р техн. наук, проф. Бузило В.І., вчений секретар секції, н.с. Кабакова Н.Г.; зав. кафедри аерології та охорони праці, д-р техн. наук, проф. Голінько В.І.

СЛУХАЛИ: повідомлення наукового керівника, докт. техн. наук, проф. Дриженка А.Ю. про результати виконання роботи ГП-483 "Комплексне використання бурого вугілля та супутніх порід при відкритій розробці родовищ України над сольовими штоками".

В ході обговорення звіту виконавцям теми були поставлені запитання, на які вони дали вичерпні відповіді.

УХВАЛИЛИ:

1. Робота виконана відповідно до календарного плану і технічного завдання у повному обсязі.

2. Виконана робота є прикладною.

3. Основні наукові результати:

– наукова новизна досліджень полягає у встановленні раціональної послідовності формування системи розкриття й підготовки обводнених горизонтів буровугільних родовищ, визначенні зон застосування засобів гідромеханізації, драглайнів і роторних комплексів; їх взаємодії при поглибленні та розширенні підготовчих виробок. Вперше визначені раціональні параметри зон розкриття при поглибленні нижньої обводненої частини та можливість застосування внутрішнього відвалування порід розкриву у виробленому просторі, за рахунок чого можливо зменшити площі земель, що порушені зовнішнім відвалом. Обґрунтовані загальні та потокові обсяги переробки корисних копалин та супутніх корисних копалин за різновидами по горизонтах їх залягання у межах родовищ;

– річна продуктивність з видобування вугілля становить для Бантишевського родовища 0,5 млн. т; Берекського – 2,7 млн. т, Степківського – 1 млн. т при середньому коефіцієнті розкриву 1,09; 28,4; 8,8 м³/м³ і терміну експлуатації 22, 62 і 25 років відповідно. Встановлено, що на близьку перспективу доцільно ввести до експлуатації Ново-Дмитрівське родовище з промисловими запасами 390 млн. т і середнім коефіцієнтом розкриву 4 м³/т;

– розроблені принципово нові технології й обладнання для роздільного

виймання пластів вугілля і попутних корисних копалин, їх транспортування і тимчасового складування. Час їх повторного використання і обсяги постачання споживачам дозволяє на довгий термін забезпечити суміжні галузі промисловості (будівництво, хімічну, сільське господарство) цінною мінеральною сировиною. Її видобування з техногенних родовищ виконується із застосуванням тих же комплексів обладнання, що і на основних процесах розробки буровугільного родовища;

– нові технології забезпечать ефективний видобуток високоякісного енергетичного бурого вугілля обсягом до 10 млн т/рік. У порівнянні з показниками роботи ДХК “Олександріявугілля” будуть досягнуті наступні результати: освоєння промислових запасів вугілля 446,5 млн т проти 106,6 млн т; загальні обсяги розкривних порід 43,7 млн м³ проти 71,2 млн м³; коефіцієнт розкриву тільки по вугіллю 2,3 м³/т проти 10,54 м³/т; зольність вугілля 17,1% проти 26,9%;

– на підставі виконаних досліджень опубліковано надруковано 6 наукових статей у фахових виданнях та 5 у матеріалах конференцій;

– отримано 3 патенти та оформлено 5 заявок на винахід, які вже отримали позитивне рішення;

4. Результати наукових досліджень відповідають світовому рівню в напрямку розробки нових технологічних рішень по освоєнню унікальних комплексних родовищ та створення на їх базі потужного паливно-енергетичного комплексу.

5. Матеріали звіту не містять відомостей, що складають державну таємницю.

6. Науковому керівнику теми і відповідальному виконавцю звернути увагу на відповідність календарного плану цілям і завданням, що поставлені в роботі.

7. Затвердити проміжний науковий звіт по темі “Комплексне використання бурого вугілля та супутніх порід при відкритій розробці родовищ України над сольовими штоками”. Дослідження по НДР продовжити .

Голова секції,
д-р техн. наук, проф.



П.І. Пілов

Вчений секретар секції



Н.Г. Кабакова