

УДК 622.271.32

№ держреєстрації 0110U000532

Інв.№ _____

Міністерство освіти і науки, молоді та спорту України
Державний вищий навчальний заклад
“Національний гірничий університет”
(Державний ВНЗ «НГУ»)

49005, м. Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19; тел (056) 47-32-09;
телекс 143457 "AGAT-SU"; E-mail: Shevchsergey@gmail.ru

ЗАТВЕРДЖУЮ

Проректор з наукової роботи,
д-р техн. наук, професор
_____ О.С.Бешта
" ____ " _____ 2011 р.

ЗВІТ

ПРО НАУКОВО-ДОСЛІДНУ РОБОТУ

РОЗРОБИТИ ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСНОВИ ЕКОЛОГО-
Й ЕНЕРГОЗБЕРІГАЮЧОГО ВИРОБНИЦТВА ПРИ ВИДОБУТКУ
ТВЕРДОЇ НЕРУДНОЇ СИРОВИНИ В МЕЖАХ САНІТАРНО-ЗАХИСНИХ ЗОН
(заключний)
ГП-439

Начальник НДЧ
канд. техн. наук, доц.

Р.О. Дичковський

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

В.І. Симоненко

Рукопис закінчено 20 грудня 2011 р.

Результати роботи розглянуті науково-технічною радою.
Протокол № 4 від 23 грудня 2011р.

СПИСОК АВТОРІВ

Науковий керівник теми, головний науковий співробітник, д-р. техн. наук, проф.	В.І. Симоненко (керівництво роботою) (Вступ, розд. 1.1.1, 1.1.4, 1.2.1, 1.2.3, 1.3.3, 1.3.4, 1.4, 3.1, 3.2, 4.2.4)
Провідний науковий співробітник, канд. техн. наук	В.Ю. Швець (розд. 1.1.2, 1.4.1)
Науковий співробітник	О.В. Черняєв (розд. 1.4.2, 1.4.3, 4.2.1-4.2.3)
Науковий співробітник	А.В. Мостика (розд. 1.1.4, 1.3.4, 2.1, 2.2, 3.1, 3.2)
Науковий співробітник	С.В. Пацьора (розд. 1.1.2, 1.3.1, 1.4.1)
Фахівець I категорії	О.В. Черняєва (розд. 1.2.3, 2.1, 4.1.4)
Молодший науковий співробітник	М.В. Левченко (розд. 1.3.2, 1.3.3, 2.3)
Молодший науковий співробітник	Л.С. Гриценко (розд. 1.1.3, 1.2.2, 2.3, 3.3, 4.1.4)
Молодший науковий співробітник	Н.І. Ярошик (розд. 1.13, 4.1.1-4.1.3)
Нормоконтролер	Л.С. Шломіна

РЕФЕРАТ

Звіт про НДР: 315 стор., 68 рис., 46 табл., 54 джерела, 6 додатків.

Об'єкт дослідження: кар'єри твердих нерудних корисних копалин

Мета роботи: розробка нових ефективних технологічних схем еколого- й енергозберігаючого виробництва з видобутку та переробки твердих нерудних корисних копалин на родовищах України, що розташовані в умовах зменшених санітарно-захисних зон, а також створення на їх основі технологічних заходів щодо зменшення негативного впливу на навколишнє середовище при видобутку і переробці нерудних корисних копалин для розробки доповнення до діючих норм технологічного проектування таких підприємств.

Використані методи: аналітичний, статистичний, графоаналітичний, експериментальні дослідження в умовах діючих кар'єрів, лабораторних експериментальних досліджень, техніко-економічний аналіз і прогнозування.

Результати НДР: Проведені дослідження впливу метеорологічних умов та клімату регіону проведення робіт на швидкість розповсюдження пилогазової хмари під час виконання буровибухових робіт; встановлений вплив вибухових речовин на зменшення пилогазових викидів в атмосферу відповідно до застосовуваних конструкцій свердловинних зарядів, схем їх комунікації, параметрів блоку та кар'єрів. Розроблені та теоретично обґрунтовані за технологічними параметрами та областю застосування нові екологоощадні технологічні схеми видобутку і переробки нерудних твердих корисних копалин. Для нових екологоощадних схем створені технологічні заходи з еколого- й енергозберігаючого видобутку і переробки твердих нерудних корисних копалин на родовищах в умовах зменшеної СЗЗ та їх вплив на довкілля

ТВЕРДІ НЕРУДНІ КОРИСНІ КОПАЛИНИ, САНІТАРНО ЗАХИСНА ЗОНА, ДЖЕРЕЛА ПИЛОУТВОРЕННЯ, ШКІДЛИВІ РЕЧОВИНИ, БУРОПІДРИВНІ РОБОТИ, ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ, СЕЙСМІЧНИЙ ЕФЕКТ МАСОВОГО ВИБУХУ, ПИЛОПОДАВЛЕННЯ, ПРИРОДНЕ СЕРЕДОВИЩЕ, ПИЛОГАЗОВА ХМАРА.

ЗМІСТ

ВСТУП	8
1 РОЗРОБЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ВИДОБУТКУ, ПЕРЕРОБКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН, ВІДВАНТАЖЕННЯ ГОТОВОЇ ПРОДУКЦІЇ ДЛЯ ГРУП СИСТЕМАТИЗОВАНИХ РОДОВИЩ, ОЦІНКА ЇХ ВПЛИВУ НА ДОВКІЛЛЯ ТА РОЗРОБКА ВІДПОВІДНИХ ЗАХОДІВ ЕКОЛОГІЧНОЇ БЕЗПЕКИ І ОХОРОНИ ПРАЦІ ПРИ РЕАЛІЗАЦІЇ ЗАПРОПОНОВАНИХ СХЕМ.....	10
1.1 Технологічні схеми видобутку нерудних корисних копалин в умовах зменшених санітарно-захисних зон.....	10
1.1.1 Загальні підходи до розроблення раціональних технологічних схем.....	10
1.1.2 Розроблення технологічних схем провадження буро підричних робіт для подрібнення гірських порід на кар'єрах із зменшеною СЗЗ.....	11
1.1.2.1 Загальні відомості щодо розроблення технологічних схем.....	11
1.1.2.2 Розрахунок параметрів буропідричних робіт.....	15
1.1.2.3 Конструкції вертикальних свердловинних зарядів.....	30
1.1.3 Технологічні схеми виконання виймально-навантажувально-транспортних робіт на нерудних кар'єрах.....	46
1.1.4 Схеми навантажувально-транспортних робіт з перепуском гірничої маси на концентраційні горизонти.....	73
1.2 Обґрунтування раціональних технологічних схем переробки мінеральної сировини на нерудних родовищах в умовах зменшеної СЗЗ.....	81
1.2.1 Характеристика можливих технологічних схем переробки корисних копалин при експлуатації нерудних родовищ.....	81
1.2.2 Технологічні схеми переробки нерудної мінеральної сировини на стаціонарних заводах.....	89
1.2.3 Технологічні схеми переробки нерудної мінеральної сировини на мобільних (пересувних) установках (заводах).....	92

1.3 Оцінка впливу на довкілля розроблених технологічних схем видобутку і переробки твердих нерудних корисних копалин.....	94
1.3.1 Дослідження екологоощадних технологічних схем підривних робіт на кар'єрах з урахуванням найвпливовіших чинників.....	94
1.3.2 Обґрунтування технічних рішень по зниженню пилових викидів в процесі переробки нерудної мінеральної сировини.....	127
1.3.3 Вплив екологоощадних технологічних схем розробки нерудних родовищ на довкілля (на кар'єрах великої і середньої площі).....	138
1.3.4 Вплив технологічних схем видобутку й переробки твердих нерудних корисних копалин на довкілля при розробці кар'єрів малої площі.....	164
1.4 Розробка заходів екологічної безпеки й охорони праці та здоров'я людей при реалізації рекомендованих технологічних схем.....	174
1.4.1 Заходи екологічної безпеки, охорони праці і промсанітарії при провадженні процесів видобутку корисних копалин в зменшеній СЗЗ.....	176
1.4.2 Заходи екологічної безпеки та охорони праці і здоров'я при переробці видобутої нерудної сировини на кар'єрах із зменшеною СЗЗ.....	186
1.4.3 Протиаварійний захист на кар'єрах при їх функціонуванні в умовах зменшення СЗЗ.....	196
2 ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ФОРМУВАННЯ ТЕХНОГЕННИХ СКЛАДІВ ПОПУТНОЇ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ (ПМС), УТИЛІЗАЦІЇ І СКЛАДУВАННЯ ВІДХОДІВ ВИРОБНИЦТВА ТА РЕКУЛЬТИВАЦІЇ ПОРУШЕНИХ ЗЕМЕЛЬ ДЛЯ СИСТЕМАТИЗОВАНИХ РОДОВИЩ ТА ОЦІНКА ЇХ ВПЛИВУ НА НАВКОЛИШНЄ СЕРЕДОВИЩЕ, РОЗРОБКА ВІДПОВІДНИХ ЗАХОДІВ ЕКОЛОГІЧНОЇ БЕЗПЕКИ І ОХОРОНИ ПРАЦІ ПРИ РЕАЛІЗАЦІЇ ЗАПРОПОНОВАНИХ СХЕМ.....	209
2.1 Формування техногенних складів ПМС, складування відходів виробництва і їх утилізація при розробці нерудних родовищ.....	209
2.2 Технологічні схеми рекультивації кар'єрів нерудних твердих корисних копалин.....	242

2.3 Розробка заходів екологічної безпеки і охорони праці при реалізації раціональних технологічних схем складування відходів виробництва, їх утилізації і формуванні техногенних складів ПМС на кар'єрах.....	244
3 СТВОРЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ЗАХОДІВ З ЕКОЛОГО- Й ЕНЕРГОЗБЕРІГАЮЧОГО ВИДОБУТКУ І ПЕРЕРОБКИ ТВЕРДИХ НЕРУДНИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН НА РОДОВИЩАХ В УМОВАХ ЗМЕНШЕНОЇ СЗЗ.....	247
3.1 Технологічні заходи при експлуатації нерудних родовищ великої площі.....	247
3.2 Технологічні заходи при експлуатації нерудних родовищ середньої площі..	249
3.3. Технологічні заходи при експлуатації нерудних родовищ малої площі.....	250
4. АПРОБАЦІЯ ЗАПРОПОНОВАНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ЗАХОДІВ НА НЕРУДНИХ РОДОВИЩАХ В УМОВАХ ЗМЕНШЕНОЇ СЗЗ В ОРГАНАХ САНІТАРНОГО, ТЕХНІЧНОГО І ЕКОЛОГІЧНОГО НАДЗОРУ. КОРИГУВАННЯ АПРОБОВАНИХ»ТЕХНОЛОГІЧНИХ ЗАХОДІВ...» І ПІДГОТОВКА ЇХ ДЛЯ ПЕРЕДАЧІ ДО РЕАЛІЗАЦІЇ В ДОДАТКУ ДО НОРМ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЕКТУВАННЯ (НТП).....	252
4.1 Апробація розроблених технологічних заходів на кар'єрах, які експлуатують ділянки Капітанківського родовища гранітів Миколаївської обл. та в відповідних обласних органах експертизи і надзору.....	252
4.1.1 Короткі відомості про Капітанківське родовище гранітів.....	252
4.1.2 Сутність технологічної розробки гранітів на кар'єрі середньої площі (Довгопристанська ділянка), яка апробована в проекті.....	258
4.1.3 Сутність апробованої схеми в проекті технологічної схеми розробки гранітів на кар'єрі малої площі (Побужська ділянка).....	261
4.1.4 Коригування технологічних заходів з еколого- й енергозберігаючого видобутку і переробки корисних копалин на Капітанківському родовищі гранітів в умовах зменшеної СЗЗ згідно зауважень експертів.....	263
4.2. Апробація запропонованих технологічних заходів в робочому проекті розробки Одарівського родовища мігматитів.....	266

4.2.1. Короткі відомості про Одарівське родовище мігматитів.....	266
4.2.2 Технологічна еколого- й енергозберігаюча схема розробки корисної копалини на Одарівському кар'єрі та заходи, які апробовані в проекті.....	270
4.2.3 Технологічна схема та заходи з екологозберігаючої переробки мігматитів на кар'єрі, яка апробована в проекті.....	275
4.2.4. Удосконалення екологоощадної технології відвантаження готової продукції споживачам на Одарівському кар'єрі.....	283
ВИСНОВКИ.....	293
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	298
ДОДАТОК А Витяг з протоколу №14 Засідання кафедри відкритих гірничих робіт Державного ВНЗ «НГУ».....	304
ДОДАТОК Б Витяг з протоколу №14 Засідання секції науково-технічної ради за науковим напрямом «Захист довкілля» Державного ВНЗ «НГУ».....	305
ДОДАТОК В Довідка про впровадження в робочому проекті «Будівництво кар'єру...».....	306
ДОДОТОК Г Рецензія на заключний звіт по науково-дослідній роботі.....	310
ДОДАТОК Д Довідка про впровадження в робочому проекті «Розробка Побужської та Довгопристанської ділянок...».....	312
ДОДАТОК Е Довідка про впровадження на Новомиколаївському кар'єрі.....	315

ВСТУП

Україна багата на родовища твердих нерудних корисних копалин (розвідано понад 580 родовищ). Це родовища таких корисних копалин як вапняки (флюсові, доломітні та доломітизовані), доломіти, мергелі, граніти, гранодіорити, мергелі, ліпарити, андезити, мігматити, пісковики, крейда, гіпси та інші. Більшість цих родовищ знаходиться в розробці кар'єрами, значна частина яких (понад 35%) розташована неподалік від населених пунктів (в межах санітарно захисної зони). Ведення гірничих робіт на цих кар'єрах негативно впливають на екологічну обстановку регіону і особливо близько розташованих населених пунктів. Тому розроблення технологічних основ еколого- й енергозберігаючого виробництва при видобутку твердої нерудної сировини в межах санітарно захисних зон необхідне для розробки нових екологічнозберігаючих технологій та рекомендацій щодо зменшення негативного впливу на прилягаючі населені пункти так і на екологію регіону в цілому.

Метою даної НДР є розробка нових ефективних технологічних схем еколого- й енергозберігаючого виробництва з видобутку та переробки твердих нерудних корисних копалин на родовищах України, що розташовані в умовах зменшених санітарно-захисних зон, а також створення на їх основі технологічних заходів щодо зменшення негативного впливу на навколишнє середовище при видобутку й переробці нерудних корисних копалин для розробки доповнення до діючих норм технологічного проектування таких підприємств.

Метою етапу є розроблення технологічних схем (і на їх основі технологічних заходів) видобутку, переробки і відвантаження готової продукції для систематизованих родовищ за розмірами СЗЗ, визначення інтенсивності викидів при транспортно-складських процесах на кар'єрах, оцінка їх впливу на довкілля та розробка відповідних заходів екологічної безпеки і охорони праці, а також апробації запропонованих технологічних заходів на нерудних родовищах в умовах зменшеної СЗЗ та в охрані санітарного, технічного і екологічного надзору.

Наукова новизна досліджень полягає в вивченні взаємодії можливих технологічних параметрів і характеристик (виробничих складових) з екологічними складовими довкілля і створення на її основі раціональної економічно вигідної технології еколого- і енергозберігаючого видобутку та переробки твердих нерудних корисних копалин на гірничодобувних підприємствах із зменшеною санітарно-захисною зоною, що забезпечує можливість ефективної розробки близько 250 проблемних родовищ із запасами понад 125 млн. м³ щебеневої сировини для якісного виконання Державних будівельних програм і пов'язаних з Євро-2012 р., а також сприяє покращенню соціально-промислового відновлення регіонів за рахунок довготермінового працевлаштування понад 20-21 тис. чол. місцевого населення.

Робота виконується за напрямом розвитку науки та техніки «Захист довкілля», відповідно з наказом по державному ВНЗ «НГУ» №365 від «18» грудня 2009 р. зі строком виконання 02.01.2010 – 31.12.2011рр.

1 РОЗРОБЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ВИДОБУТКУ, ПЕРЕРОБКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН, ВІДВАНТАЖЕННЯ ГОТОВОЇ ПРОДУКЦІЇ ДЛЯ ГРУП СИСТЕМАТИЗОВАНИХ РОДОВИЩ, ОЦІНКА ЇХ ВПЛИВУ НА ДОВКІЛЛЯ ТА РОЗРОБКА ВІДПОВІДНИХ ЗАХОДІВ ЕКОЛОГІЧНОЇ БЕЗПЕКИ І ОХОРОНИ ПРАЦІ ПРИ РЕАЛІЗАЦІЇ ЗАПРОПОНОВАНИХ СХЕМ

1.1 Технологічні схеми видобутку нерудних корисних копалин в умовах зменшених санітарно-захисних зон

1.1.1 Загальні підходи до розроблення раціональних технологічних схем

При видобутку скельних нерудних корисних копалин відкритим способом в умовах зменшених санітарно-захисних зон необхідно виділити основні технологічні процеси, які в найбільшій мірі впливають на довкілля. Дослідженнями [1] виявлено, що серед цих технологічних процесів на стан навколишнього середовища досить великий вплив мають ті, що супроводжуються утворенням та виділенням в атмосферу пилу, газів і викидів різних шкідливих хімічних речовин та елементів. На кар'єрах біля 65-70% пилових викидів утворюється під час масових висаджень твердих гірничих порід [2]. Крім цього при підриванні порід аміачно-селітряними вибуховими речовинами (ВР) в повітря виділяється досить значна кількість шкідливих газоподібних речовин, особливо: оксиду вуглецю CO та азоту NO₂. За даними [2, 3] на кар'єрах з річною потужністю 450-500 тис. м³ гірничої маси (по видобутку корисної копалини) при здійсненні одного масового вибуху в атмосферу викидається близько 215 л/кг CO і 237 л/кг NO₂.

Другим джерелом досить значних пилових викидів на нерудних кар'єрах є виробничі ділянки чи цехи з переробки корисної копалини на щебенево-піщану продукцію: дробильно-щебеневі заводи (ДЩЗ); дробильно-сортувальні заводи (ДСЗ) чи установки (ДСУ); дробильно-сортувальні фабрики (ДСФ). Дані ділянки і цехи нерудних кар'єрів впливають на природне середовище шляхом викиду в атмосферу неорганічного пилу, що осаджується на території промайданчика та близько розташованих землях, об'єктах тощо.

Не меншим пилоутворюючим джерелом кар'єрів є також екскавація підірваної гірничої маси та її транспортування до ДСЗ, ДСУ чи ДСФ, а також до відвалів. Крім цього транспортні засоби з дизельними та бензиновими двигунами а також екскаватори і колісні навантажувачі з аналогічним приводом викидають в повітря вихлопні гази. В цілому ж об'єктами впливу кар'єрних промислових комплексів є геологічне середовище, водне і повітряне середовища, соціальне і техногенне середовища [1]. З урахуванням зазначеного при розробці раціональних еколого- й енергозберігаючих технологічних схем видобутку і переробки нерудної мінеральної сировини слід орієнтуватися на наступні:

- вибухові роботи в вибоях кар'єрів необхідно виконувати з застосуванням сучасних передових засобів підривання, ВР та схем комутації зарядів, правильного спрямування напрямку відбивання гірничої маси, проваджувати масові вибухи з урахуванням існуючих метеорологічних умов;

- навантажувально-транспортні роботи в кар'єрах доцільно планувати таким чином, щоб вантажопотоки гірничої маси засобами з дизельними двигунами були якомога меншими, що сприятиме мінімізації пилових та газових викидів;

- подрібнення гірничої маси в дробарках та сортування готової продукції на грохотильних пристроях є незамінними процесами переробки гірничих порід, отже мінімізація їх впливу на довкілля повинна здійснюватись шляхом удосконалення пилоуловлювального та пилоподавлювального устаткування , а також розміщенням ДСЗ, ДСУ, по можливості, в кар'єрному просторі, що дозволить локалізувати викиди подалі від житлових забудов.

1.1.2 Розроблення технологічних схем провадження буро підривних робіт для подрібнення гірничих порід на кар'єрах із зменшеною СЗЗ

1.1.2.1 Загальні відомості щодо розроблення технологічних схем. Згідно з метою та завданням на виконання даної НДР необхідно забезпечити виконання буропідривних робіт (БПР) за умови зменшення СЗЗ при відпрацюванні кар'єрів з

різними геометричними параметрами з видобутку мінеральної сировини для будівельних матеріалів та інших видів продукції.

Якість вибухопідготовки мусить забезпечувати мінімальний вихід фракцій 800 – 900 мм і повну відсутність фракцій понад 1000 мм. Також необхідно передбачити розпушення негабаритів розміром понад 1000 мм.

Проведення буропідливних робіт повинно бути організовано так, щоб забезпечити:

- зменшення розмірів СЗЗ;
- необхідну якість вибухопідготовки скельних ґрунтів;
- необхідну інтенсивність відпрацювання кар'єрів;
- безпеку персоналу, який проводить підривання гірничих порід, працівників суміжних професій, населення;
- збереження будівель та устаткування в межах охоронної зони.

Послідовність процесів розробки скельного масиву, в якому проваджуються буропідливні роботи, на нерудних родовищах наступна.

Скельні породи, що знаходяться в проектному контурі кар'єру, будуть відпрацьовуватися відкритим способом з застосуванням транспортної системи розробки. Розпушена за допомогою буропідливних робіт гірнича маса буде відвантажуватися наявними у виробників екскаваторами ЕЖГ–4,6; 5,0 з місткістю ковша 5,0 м³, ЭО–5124, ЭО–2503 з місткістю ковша 1,6-2,5 м³; обернена мехлопата Zaxis-330 з місткістю ковша 1,5-2,6 м³ та колісних навантажувачів БЕЛАЗ-88021, L-34, GSB та інших з місткістю ковша до 6 м³. При цьому лінійний розмір негабаритного шматка буде складати 1,0 м. Таким чином передбачена розробка скельних порід. Зокрема, передбачено розпушення і відвантаження та транспортування гірничої маси з коефіцієнтом міцності за класифікацією проф. М.М. Протод'яконова f 6-16. При цьому висота уступу буде різнитися.

При проектуванні технологічних карт на виконання буропідливних робіт враховується також орієнтація основних систем природної тріщинуватості скельного масиву. Це дозволить поліпшити якість вибухового руйнування та

мінімізувати негативний вплив на існуючі житлові забудови, що знаходиться за межами кар'єру на незначній відстані.

Виходячи з цього буде доцільним прийняти в технологічних схемах БПР поперечне відносно рози вітрів розташування вибухових блоків та діагональну і врубово-діагональну схеми комутації свердловинних зарядів з таким розрахунком, щоб напрямок відбивання був перпендикулярним до напрямку основної системи субвертикальних тріщин, азимут простирання якої в межах родовищ змінюється. При цьому кожен уступ відпрацювання в плані повинен бути розбитий на поперечні ділянки по 4 ряди свердловинних зарядів. Кожна ділянка залежно від поперечного розміру кар'єрів в плані буде складатися з 1-го або з 2-ох окремих блоків довжиною понад 30 м. Якщо наявний парк бурових верстатів дозволяє вчасно підготувати блок, довжина якого буде відповідати всій ширині кар'єру, тобто, 1-й блок буде дорівнювати 1-ій ділянці, це буде найбільше задовольняти технологічні потреби виробництва, покращить його організацію, сейсдобезпеку та сприятиме мінімізації виходу крупних фракцій в розпушеній гірничій масі.

В кожній ділянці в першу чергу необхідно висаджувати східний блок за врубово-діагональною схемою комутації, що передбачає розміщення врубу також зі східного боку. Після цього підлягає висадженню західний блок, при цьому свердловинні заряди необхідно комутувати за чисто діагональною схемою, і відбивання гірничої маси має бути орієнтоване за азимутом падіння основної системи тріщин. При відпрацюванні решти уступів в наступних етапах розміщення вибухових блоків має бути аналогічним.

Спосіб провадження буропідривних робіт на нерудних кар'єрах здійснюється наступним чином, розпушення скельних порід виконується буропідривним способом методом вертикальних свердловинних зарядів. Діаметр свердловинних зарядів приймається, виходячи з наявного бурового устаткування, на підприємствах.

Для створення умов стабільного стану укосів кар'єрів по їх периметрам слід застосовувати контурне (гладке) підривання шляхом буріння похилих свердловин діаметром 105 мм та підриванням в них гірляндних зарядів зменшеної маси. Для

руйнування негабаритних шматків, які можуть бути в гірничій масі після масового висадження, а також необхідності підпрацювання підшви нижнього уступу передбачають в основному застосування методу шпурових зарядів діаметром 40 мм. В останні роки все більшого застосування отримує подрібнення негабариту за допомогою бутобою.

Вибір типу вибухової речовини. З огляду на значну обводненість порід, що підриваються на нерудних кар'єрах, категорію міцності за ДБН А.2.2–3.99, а також прийнятий діаметр свердловинних зарядів, в якості вибухових речовин (ВР) для заряджання повністю обводнених свердловин передбачається застосування водостійких ВР типу грамоніт 50/50, гранулотол, або емульсійних ВР. У випадку часткового обводнення, відсутності протічної води в свердловинах та витримки ВР в них до моменту підривання не більше 6 год. можна застосовувати грамоніт 79/21 ГС. В разі відсутності водостійких ВР для заряджання обводнених свердловин можна використовувати неводостійкі ВР шляхом розміщення їх в поліетиленових рукавах, або в патронуваному вигляді (грамоніт 79/21, грануліти, ігданіт). Останні можна застосовувати також в розсипному вигляді для заряджання сухих свердловин. У випадку частково обводнених свердловин слід використовувати комбіновані заряди, коли нижня обводнена частина буде заряджатися водостійкою ВР, а верхня – неводостійкою. З метою економії дорогих водостійких ВР можна залишати частину стовпа води у вигляді водяного проміжку, який має ефективну дію в процесі вибухового руйнування скельного масиву [4]. В разі відсутності наведених ВР можна застосовувати інші ВР які є в «Переліку вибухових матеріалів промислового призначення, допущених до постійного виробництва і застосування» (Додаток до Наказу Держгірпромнагляду України від 05.02.2007 р., № 21) з врахуванням їх потужності та умов застосування.

При розрахунку свердловинних зарядів з застосуванням різних вибухових речовин необхідно користуватися перевідним енергетичним коефіцієнтом – (відношення повної ідеальної роботи вибуху ВР, що застосовується $A_{ВР}$, до еталонної ВР (амоніту №6 ЖВ) $A_{ет.}$).

$$e = A_{ВР}/A_{ет.} \quad (1.1)$$

Значення енергетичного коефіцієнту наведені в табл. 19-3 [5] і відповідно до деяких ВР, що передбачені до застосування, мають наступні величини e :

Амоніт №6 ЖВ – 1,0; Грамоніт 79/21 – 1,0; Грамоніт 50/50 – 0,88; Гранулотол водонаповнений – 0,84; Грануліт АС-4 – 1,02; Грануліт АС-8 – 1,12; Ігданіт – 0,89.

Для проміжних детонаторів передбачено використання тротилових шашок Т-400Г, ТГ-500, патронуваного амоніту № 6 ЖВ або інших проміжних детонаторів, які допущені до застосування з капсулями-детонаторами неелектричної системи ініціювання. Порошкоподібний амоніт № 6 ЖВ може також бути використаний для шпурових зарядів та формування пробок над водяними проміжками в свердловинних зарядах.

1.1.2.2 Розрахунок параметрів буропідривних робіт. Для технологічних схем конкретного підприємства розрахунок параметрів БПР виконується згідно з вимогами замовника. Головними з них є: мінімальний вихід кондиційних кусків породи фракції 800 – 900 мм та повна відсутність негабариту (кусок породи розміром більше 1000 мм). Вихід кондиційних фракцій в значній мірі залежить від тріщинуватості і блочності масиву, що підлягає вибуховому висадженню.

В зв'язку з тим, що породи на родовищах є різнотипними за тріщинуватістю і структурою, а значення величин коефіцієнту міцності за шкалою проф. М.М.Протод'яконова знаходяться в достатньо широкому діапазоні від 3÷6 для перешарувань скельних та напівскельних порід до 7÷10 для пісковиків та гранітів, величину питомої витрати ВР в кожному конкретному випадку для досягнення вимог замовника можна розраховувати за формулою [6].

$$K = 0.27 \cdot K_6 \cdot K_{BP} \cdot \sqrt[3]{f}, \text{ кг/м}^3, \quad (1.2)$$

де: K_6 – коефіцієнт, який характеризує блочність гірничих порід; дорівнює відповідно: для дрібноблочних – 0,8, середньоблочних – 1,0, великоблочних – 1,2;

K_{BP} – коефіцієнт, що характеризує працездатність застосовуваних ВР, $K_{BP}=1/e$;

f – коефіцієнт міцності гірничих порід за шкалою проф. М.М. Протод'яконова.

В цілому для подальших розрахунків параметрів БПР з дотриманням заданої фракції кусків породи в проекті прийнято нормативне значення питомих витрат на підставі даних табл. 3-6 [5] відповідно до групи порід за ДБН А.2.2-3-99. В табл. 1.1 наведений приклад вибору питомої витрати ВР.

Таблиця 1.1 – Питомі витрати вибухових речовин

Етап робіт	Характеристика порід що висаджуються				Питома витрата ВР*К, кг/м ³
	Породи	Категорія за ДБН Д.2.2-3-99	Коефіцієнт міцності за шкалою М.М.Протод'яконова, f	Щільність γ , т/м ³	
I	Перешарування скельних та напівскельних порід	VI	6	2,2	0,45
II	Граніти тріщинуваті, різного ступеня вивітрілості	VIII	9	2,7	0,55

*На початку робіт проводяться контрольні висадження, на підставі яких величина питомих витрат уточнюється.

Розрахунок параметрів шпурових зарядів. Виходячи з можливої потреби підпрацювання чи доопрацювання уступів, коли прийдеться мати справу з незначною потужністю скельного шару (0 – 2,0 м) буде раціональним використання методу шпурових зарядів. Оскільки потужність шару, що буде відпрацьовуватися шпуровими зарядами, буде змінюватися від 0 до 2,0 м, розрахунок ведеться відповідно до п.п. 2.7; 2.8 [7]. При цьому спосіб розрахунку залежить від того, менше або більше потужність цього шару Н від величини Н_{гр}, що обчислюється за формулою:

$$H_{гр.} = \sqrt{\frac{2 \cdot P}{K \cdot (3 - K)}}, \text{ м} \quad (1.3)$$

де: P – місткість 1 погонного метру шпура (для d_ш=0,04 м, P=1,2 кг/м.п.);

K – нормативна питома витрата ВР, кг/м³; для гранітів $K = 0,55$; для перешарувань скельних та напівскельних порід $K = 0,45$.

Тоді значення $H_{гр.}$ відповідно для гранітів буде:

$$H_{гр1.} = \sqrt{\frac{2 \cdot 1,2}{0,55 \cdot (3 - 0,55)}} = 1,33, \text{ м} \quad (1.4).$$

а для перешарувань скельних та напівскельних порід

$$H_{гр2.} = \sqrt{\frac{2 \cdot 1,2}{0,45 \cdot (3 - 0,45)}} = 1,44, \text{ м} \quad (1.5).$$

У нашому випадку, коли $H < H_{гр.}$, заряди залежно від потужності висаджуваного шару H розраховуються в такий спосіб:

$$\text{якщо } H < 1,0 \text{ м, то } Q = K \cdot H \cdot \sqrt{H}, \text{ кг,} \quad (1.6)$$

$$\text{якщо } H_{гр.} > H > 1,0 \text{ м, то } Q = K \cdot H^3, \text{ кг,} \quad (1.7)$$

Довжина заряду

$$l_{зар.} = Q/P \quad (1.8)$$

Глибина шпура

$$l = H + l_{пер.}, \quad (1.9)$$

де $l_{пер.}$ - глибина перебуру, м,

$$l_{пер.} = 0,5 \cdot K \cdot l_{зар.} \quad (1.10)$$

Відстань між шпуровими зарядами в ряду

$$a = m \cdot H, \text{ м,} \quad (1.11)$$

де m – відносна відстань між зарядами в ряду, прийнята в межах $0,7 \div 1,2$; у цьому випадку $m = 1$.

Відстань між рядами. Для порядного короткоуповільненого висадження приймається в межах

$$b = (0,7 \div 1,0) \cdot H, \text{ м,} \quad (1.12)$$

Приймається

$$b = a.$$

Довжина набійки

$$l_{наб.} \geq \frac{l_{шп.}}{3}, \text{ м} \quad (1.13)$$

Якщо потужність шару $H > H_{гр}$ і висадження проводиться при одній оголеній поверхні, розрахунок шпурових зарядів здійснюється в такий спосіб.

Відстань між шпурами

$$a = m \cdot \sqrt{\frac{P}{K}}, \quad (1.14)$$

тобто для пісковиків і гранітів

$$a_1 = 0,9 \cdot \sqrt{\frac{1,2}{0,55}} \approx 1,3, \text{ м}, \quad (1.15)$$

а для перешарувань скельних та напівскельних порід

$$a_2 = 0,9 \cdot \sqrt{\frac{1,2}{0,45}} \approx 1,5, \text{ м} \quad (1.16)$$

Довжина набійки

$$l_{\text{наб.}} = (15 \div 20) \cdot d = 0,60 \div 0,80, \text{ м} \quad (1.17)$$

Глибина перебуру

$$l_{\text{пер.}} = 0,5 \cdot K \cdot a; \text{ м} \quad (1.18)$$

$$l_{\text{пер1.}} = 0,5 \cdot K \cdot a = 0,5 \cdot 0,55 \cdot 1,3 = 0,35 \text{ м}$$

$$l_{\text{пер2.}} = 0,5 \cdot K \cdot a = 0,5 \cdot 0,45 \cdot 1,5 = 0,34 \text{ м}$$

Глибина шпура

$$l = H + l_{\text{пер.}}, \text{ м} \quad (1.19)$$

Маса заряду в шпурі

$$Q = K \cdot V, \text{ кг} \quad (1.20)$$

де V – обсяг породи, відбиваний одним шпуровим зарядом.

Відстань між рядами

$$b = (0,9 - 1,0) \cdot a, \text{ м}, \quad (1.21)$$

Приймаємо

$$b = a.$$

Результати розрахунку наведені в табл. 1.2, 1.3.

Розрахунок параметрів свердловинних зарядів. Розрахунок параметрів БПР проводиться виходячи з того, що на кар'єрах можливе застосування різних діаметрів свердловинних зарядів.

В зв'язку з тим, що з урахуванням сучасного рельєфу поверхні та ізогіпсів залягання скельних порід, які підлягають буропідривному розпушенню з застосуванням свердловинних зарядів, та допускаючи можливу необхідність підпрацювання та доопрацювання уступів з застосуванням методу свердловинних зарядів, потужність шару, що розробляється, може змінюватися від 2,0 до 15 м. Тому порядок розрахунку параметрів БПР буде різним, тобто, він має враховувати можливий діапазон висот уступів (шарів порід).

У випадку, коли висота уступу є меншою за оптимальну, параметри розраховуються наступним чином (п.3.10) [5]:

Маса заряду

$$Q = (L - l_{\text{наб}}) \times P, \text{ кг}, \quad (1.22)$$

де L – глибина вертикальної свердловини, м

$$L = H + l_{\text{пер}} \quad (1.23)$$

H – висота уступу, м;

$l_{\text{пер}}$ – глибина перебуру, яка не повинна перевищувати 15 діаметрів свердловини; $l_{\text{пер}}$ приймається в межах 10÷15 діаметрів залежно від висаджуваності порід. При наявності в підшві уступу прошарків м'яких порід або горизонтальних тріщин глибина перебуру може бути скорочена до 2÷3 діаметрів свердловин. З метою більшої сейсмобезпеки масових висаджень та зменшення СЗЗ у нашому випадку перебур необхідно робити якомога меншим;

$l_{\text{наб}}$ – довжина набійки, м;

Довжина набійки повинна бути в межах $(15 \div 20) \cdot d_{\text{зар}}$. Для покращення руйнування верхньої частини уступу обмежується висота набійки 15-ма діаметрами заряду.

P – місткість 1 м свердловини; для діаметра $d = 0,160$ м і щільності $\Delta = 0,9$ т/м³, $P = 18$ кг/м.п.

Таблиця 1.2 – Розрахункові параметри розташування шпурів і величини зарядів для невеликих висот товщі тріщинуватих гранітів

№№ шпура.	Висота уступу, м	Глибина шпура, м	Глибина перебуру, м	Діаметр шпура, м	Відстань між шпурами, м		Об'єм породи з одного шпура, м ³	Питома витрата ВР, кг/м ³	Маса заряду в шпурі, кг	Довжина заряду, м	Довжина набійки, м	Розрахунковий радіус розльоту шматків породи, м
					в ряду	між рядами						
1	2	4		3	6	7	8	9	10	11	12	14
	0,20	0,21	0,01	0,04	0,20	0,20	0,01	5,00	0,05	0,04	0,17	226
	0,25	0,26	0,01	0,04	0,25	0,25	0,02	3,50	0,07	0,06	0,20	245
	0,30	0,32	0,02	0,04	0,30	0,30	0,03	3,00	0,09	0,08	0,24	242
	0,35	0,37	0,02	0,04	0,35	0,35	0,04	2,80	0,11	0,09	0,28	218
	0,40	0,43	0,03	0,04	0,40	0,40	0,06	2,30	0,14	0,12	0,31	234
	0,45	0,49	0,04	0,04	0,45	0,45	0,09	1,90	0,17	0,14	0,35	226
	0,50	0,54	0,04	0,04	0,50	0,50	0,12	1,80	0,19	0,16	0,38	222
	0,55	0,60	0,05	0,04	0,55	0,55	0,17	1,30	0,22	0,18	0,42	215
	0,60	0,66	0,06	0,04	0,60	0,60	0,21	1,20	0,26	0,22	0,44	228
	0,65	0,73	0,07	0,04	0,65	0,65	0,27	1,10	0,29	0,24	0,49	216
	0,70	0,77	0,07	0,04	0,70	0,70	0,34	0,94	0,32	0,27	0,50	222
	0,75	0,83	0,08	0,04	0,75	0,75	0,42	0,86	0,36	0,30	0,53	221
	0,80	0,89	0,09	0,04	0,80	0,80	0,51	0,76	0,39	0,32	0,57	213
	0,85	0,95	0,10	0,04	0,85	0,85	0,61	0,70	0,43	0,36	0,59	218
	0,90	1,01	0,11	0,04	0,90	0,90	0,73	0,64	0,47	0,39	0,62	216
	0,95	1,07	0,12	0,04	0,95	0,95	0,86	0,59	0,51	0,42	0,65	214
	1,00	1,12	0,12	0,04	1,00	1,00	1,00	0,55	0,55	0,46	0,66	218
	1,10	1,27	0,17	0,04	1,10	1,10	1,33	0,55	0,73	0,61	0,66	243
	1,20	1,42	0,22	0,04	1,20	1,20	1,73	0,55	0,95	0,79	0,63	269
	1,30	1,58	0,28	0,04	1,30	1,30	2,20	0,55	1,21	1,00	0,58	294
	1,40	1,64	0,34	0,04	1,30	1,30	2,37	0,55	1,30	1,08	0,56	306
	1,50	1,86	0,36	0,04	1,30	1,30	2,54	0,55	1,40	1,17	0,69	293
	1,60	1,96	0,36	0,04	1,30	1,30	2,70	0,55	1,48	1,23	0,73	292
	1,70	2,06	0,36	0,04	1,30	1,30	2,87	0,55	1,58	1,32	0,74	298
	1,80	2,16	0,36	0,04	1,30	1,30	3,04	0,55	1,67	1,39	0,77	299
	1,90	2,26	0,36	0,04	1,30	1,30	3,21	0,55	1,76	1,47	0,79	303
	2,00	2,36	0,36	0,04	1,30	1,30	3,38	0,55	1,86	1,55	0,81	305

Таблиця 1.3 – Розрахункові параметри розташування шпурів і величини зарядів зарядів для невеликих висот товщі перешарувань скельних і напівскельних порід

№№ шпура.	Висота уступу, м	Глибина шпура, м	Глибина перебуру, м	Діаметр шпура, м	Відстань між шпурами, м		Об'єм породи з одного шпура, м ³	Питома витрата ВР, кг/м ³	Маса заряду в шпурі, кг	Довжина заряду, м	Довжина набійки, м	Розрахунковий радіус розльоту шматків породи, м
					в ряду	між рядами						
1	2	4		3	6	7	8	9	10	11	12	14
	0,20	0,21	0,01	0,04	0,20	0,20	0,01	4,00	0,04	0,03	0,18	138
	0,25	0,26	0,01	0,04	0,25	0,25	0,02	3,00	0,06	0,05	0,21	167
	0,30	0,31	0,01	0,04	0,30	0,30	0,03	2,33	0,07	0,06	0,25	153
	0,35	0,37	0,02	0,04	0,35	0,35	0,04	2,25	0,09	0,08	0,29	158
	0,40	0,42	0,02	0,04	0,40	0,40	0,06	1,83	0,11	0,09	0,33	147
	0,45	0,48	0,03	0,04	0,45	0,45	0,09	1,56	0,14	0,12	0,36	161
	0,50	0,53	0,03	0,04	0,50	0,50	0,12	1,33	0,16	0,13	0,40	150
	0,55	0,58	0,03	0,04	0,55	0,55	0,17	1,06	0,18	0,15	0,43	151
	0,60	0,64	0,04	0,04	0,60	0,60	0,22	0,95	0,21	0,18	0,46	157
	0,65	0,69	0,04	0,04	0,65	0,65	0,27	0,89	0,24	0,20	0,49	156
	0,70	0,75	0,05	0,04	0,70	0,70	0,34	0,76	0,26	0,22	0,53	152
	0,75	0,80	0,05	0,04	0,75	0,75	0,42	0,69	0,29	0,24	0,56	150
	0,80	0,86	0,06	0,04	0,80	0,80	0,51	0,62	0,32	0,27	0,59	152
	0,85	0,91	0,06	0,04	0,85	0,85	0,61	0,57	0,35	0,29	0,62	150
	0,90	0,97	0,07	0,04	0,90	0,90	0,73	0,52	0,38	0,32	0,65	151
	0,95	1,03	0,08	0,04	0,95	0,95	0,86	0,49	0,42	0,35	0,68	151
	1,00	1,08	0,08	0,04	1,00	1,00	1,00	0,45	0,45	0,38	0,7	152
	1,10	1,21	0,11	0,04	1,10	1,10	1,33	0,455	0,60	0,50	0,71	171
	1,20	1,35	0,15	0,04	1,20	1,20	1,73	0,45	0,78	0,65	0,7	190
	1,30	1,48	0,18	0,04	1,30	1,30	2,20	0,45	0,99	0,82	0,66	210
	1,40	1,62	0,22	0,04	1,40	1,40	2,74	0,45	1,23	1,03	0,59	233
	1,50	1,84	0,34	0,04	1,50	1,50	3,38	0,45	1,52	1,27	0,57	244
	1,60	1,94	0,34	0,04	1,50	1,50	3,60	0,45	1,62	1,35	0,59	246
	1,70	2,04	0,34	0,04	1,50	1,50	3,82	0,45	1,72	1,43	0,61	248
	1,80	2,14	0,34	0,04	1,50	1,50	4,05	0,45	1,82	1,52	0,62	251
	1,90	2,24	0,34	0,04	1,50	1,50	4,28	0,45	1,93	1,61	0,63	254
	2,00	2,34	0,34	0,04	1,50	1,50	4,50	0,45	2,02	1,68	0,66	254

При $H < 20 d_{\text{зар.}}$, тобто до 3,2 м, масу заряду необхідно розраховувати як для зосереджених зарядів (3-29) [5].

$$Q = 1/3 \cdot K_c \cdot H^3, \text{ кг}, \quad (1.24)$$

де K_c – розрахункова питома витрата ВР для зосереджених зарядів; для грамоніту 79/21 $K_c = 1,9 \text{ кг/м}^3$ (табл. 3-14) [5]. У випадку застосування інших ВР значення K_c варто розділити на енергетичний коефіцієнт e (табл. 19-3) [5].

Розрахунок лінії опору по підшві (ЛОПП), відстані між зарядами і відстані між рядами зарядів виконують за формулою:

$$W = a = b = \sqrt{\frac{Q}{q_\phi \cdot H}}, \text{ м}, \quad (1.25)$$

де q_ϕ – фактична питома витрата ВР, прийнята для низьких уступів на 20-30 % вище нормативної. Приймаємо $q_\phi = 1,25 q = 0,70 \text{ кг/м}^3$.

Для висот уступів більше оптимальної величини розрахунок параметрів роблять у наступному порядку. Розрахунок величини ЛОПП (ф-ла 3.1) [5].

$$W = 53 \cdot k_T \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot e}{\gamma}}, \text{ і}, \quad (1.26)$$

де: k_T – коефіцієнт місцевих геологічних умов (табл. 3-2) [5]; для тріщинуватих порід із частково зяючими тріщинами або заповненими м'якими утвореннями $k_T = 1$; для малоблочних, напівскельних порід $k_T = 1,1$.

d – діаметр свердловинного заряду, $d = 0,160 \text{ м}$;

Δ – щільність ВР, т/м^3 (табл. 19-3) [3], $\Delta = 0,9 \text{ т/м}^3$;

e – енергетичний коефіцієнт – відношення повної ідеальної роботи вибуху застосовуваної ВР до амоніту № 6 ЖВ або грамоніту 79/21 табл. 19-3 [5];

γ – щільність породи, що висаджується; у нашій випадку відповідно для граніту $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$; $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$; напівскельних порід $\gamma = 2,2 \text{ т/м}^3$.

Розрахунок величини ЛОПП для піщаників:

$$W = 53 \cdot k_T \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot e}{\gamma}} = 53 \cdot 1,05 \cdot 0,160 \cdot \sqrt{\frac{0,9 \cdot 1}{2,50}} = 5,34 \text{ і}, \quad (1.27)$$

Розрахунок величини ЛОПП для перешарувань скельних та напівскельних порід:

$$W = 53 \cdot k_T \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot e}{\gamma}} = 53 \cdot 1,1 \cdot 0,160 \cdot \sqrt{\frac{0,9 \cdot 1}{2,2}} = 5,97 \text{ м}, \quad (1.28)$$

Розрахунок величини ЛОПП для граніту:

$$W = 53 \cdot k_T \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot e}{\gamma}} = 53 \cdot 1 \cdot 0,160 \cdot \sqrt{\frac{0,9 \cdot 1}{2,7}} = 4,9 \text{ і}, \quad (1.29)$$

Розраховану величину ЛОПП порівнюють із її безпечним значенням

$$W_{\text{без}} = H \operatorname{ctg} \alpha + b_{\text{без}}, \text{ м}, \quad (1.30)$$

де: α – кут нахилу уступу в напрямку ЛОПП, град.;

$b_{\text{без}}$ – ширина берми безпеки, м, згідно [6] $b_{\text{без}} \geq 2,0 \text{ м}$.

При $W < W_{\text{без}}$ варто застосовувати паралельно-зближені свердловини.

Величина ЛОПП паралельно-зближених свердловинних зарядів W_2 визначається за ф-лою 44 [7]

$$W_2 = \sqrt{\frac{2 \cdot P}{K}}, \text{ і} \quad (1.31)$$

Паралельно-зближені свердловини розташовують у масиві в такий же спосіб, як і одиночні свердловинні заряди. При цьому вони розглядаються, як одиночна свердловина з еквівалентним діаметром d_3 й відповідної йому місткістю 1 м свердловини [п. 1.1.2. Додаток 8 ЕПБ [9]. При цьому

$$d_3 = d \cdot \sqrt{N_c}, \quad (1.32)$$

де N_c – число паралельно-зближених свердловин.

Відстань між зарядами в парі приймається в межах 4 – 6 діаметрів свердловини, що в нашій випадку буде рівнятися 0,64 – 0,96 м.

Маса зарядів для свердловин першого ряду визначається за формулою

$$Q = q \cdot W \cdot a \cdot H, \text{ кг}, \quad (1.33)$$

Для наступних рядів

$$Q = q \cdot a \cdot b \cdot H, \text{ кг}, \quad (1.34)$$

При визначенні маси паралельно-зближеного заряду у формулу 1.33 варто підставляти фактичну величину ЛОПП. Після чого в кожній з паралельно-зближених свердловин заряд розподіляють таким чином, щоб довжина набійки в одній з них була не меншою за мінімально припустиму, тобто $15 \cdot d_{зар}$. Решту частини заряду паралельно-зближених свердловин розміщують в нижній частині решти одної або двох свердловин. Вільні від заряду частини цих свердловин заповнюють набієчним матеріалом.

Збільшенням потужності шару, що відпрацьовується, при фіксованих величинах сітки свердловин і незмінній питомій витраті призводить до зростання висот набієчної частини свердловин. Це збільшує зону нерегульованого дроблення у верхній частині масиву.

Згідно з 3-17 [5] найнадійнішим способом регулювання ступеня розпушуваності масиву для виконання вимог замовника є зміна параметрів сітки розташування зарядів при постійній питомій витраті ВР, або зміна питомих витрат та оптимальний розподіл ВР в масиві. Також зростання відношення довжини заряду до довжини всієї свердловини згідно з формулою 1 додатку 8 до діючих правил [9] прямо пропорційно впливає на дальність розльоту шматків породи. У нашому випадку для нерудних кар'єрів при прийнятій максимальній потужності відпрацьовуемого шару для граніту 15,0 м і відповідній їй сітці свердловин $a = b = W = 5,5$, м радіус небезпечної зони з розльоту шматків породи $R_{раз}$ згідно [9] буде становити 400 м. Виходячи із цього керуючись вимогою забезпечення необхідної якості дроблення гірського масиву зі зростанням потужності відпрацьовуемого шару розміри сітки зростають від 2,3 до 5,5 м при виконанні умови:

$$\left. \begin{aligned} L_{наб} &\geq 15 \cdot d_{зар}. \\ R_{раз} &= 1250 \cdot \eta_3 \cdot \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{наб}} \cdot \frac{d}{a}} \leq 400 \text{ м}, \end{aligned} \right\} (1.35)$$

де: η_3 – коефіцієнт заповнення свердловин вибуховою речовиною;

$$\eta_3 = \frac{l_3}{L} \quad (1.36)$$

l_3 – довжина заряду в свердловині, м;

L – глибина пробуреної свердловин, м;

$\eta_{i\dot{a}\dot{a}}$ – коефіцієнт заповнення свердловин набійкою;

$$\eta_{i\dot{a}\dot{a}} = \frac{l_{i\dot{a}\dot{a}}}{l_i}, \quad (1.37)$$

$L_{наб.}$ - довжина набійки, м;

l – довжина вільної від заряду верхньої частини свердловин, м;

f – коефіцієнт міцності порід за шкалою професора М.М.Протод'яконова;

d – діаметр свердловини, що підривається, м;

a – відстань між свердловинами в ряду або між рядами, м.

Розрахункові параметри вертикальних свердловинних зарядів для різної потужності шару, що відпрацьовується, наведені в табл. 1.4, 1.5.

Розрахунок параметрів похилих свердловинних зарядів для контурного висадження. Для захисту запрофільного масиву від сейсмічної й механічної дії вибухів, запобігання небезпечного тріщиноутворення й скорочення обсягів фізично важких і трудомістких ручних планувальних робіт передбачається контурне висадження за методом попереднього щілиноутворення. Для цього варто використовувати стандартні патрони заводського виготовлення діаметром 32 мм, розташовувані в свердловинах діаметром 0,105 м.

Свердловини варто бурити вздовж лінії брівки проектного укусу із відповідним укусу кутом суворо паралельно одна одній на заданих відстанях [10].

$$a = 22 \cdot d \cdot k_3 \cdot k_y, \text{ м}, \quad (1.38)$$

де: d – діаметр заряду, м;

k_3 – коефіцієнт затиску; повний затиск (оконтурювання котловану й т.п.) – $k_3 = 0,85$; при роботі на косогорі або уступі при числі свердловин більше трьох, а також при контурній відбійці $k_3 = 1,0$; те ж саме при меншому числі свердловин розпушування $k_3 = 1,1$;

k_y – коефіцієнт геологічних умов.

Таблиця 1.4 – Розрахункові параметри розташування свердловин і величини зарядів для різної висоти уступів тріщинуватих гранітів

№№ Сверд.	Висота уступу, м	Глибина свердловини, м	Діаметр свердловини, м	ОПШ, м	Відстань між свердловинами, м		Об'єм породи з однієї свердловини, м ³	Питома витрата ВР, кг/м ³	Маса заряду в свердловині, кг	Довжина заряду, м	Довжина набійки, м	Довжина проміжку, м	Розрахунковий радіус розльоту шматків породи, м
					в ряду	між рядами							
1	2	4	3	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
	2,0	2,5	0,160	1,85	1,85	1,85	6,84	0,70	4,8	0,27	2,23		84
	2,2	2,7		2,0	2,0	2,0	8,8	0,67	5,9	0,33	2,37		92
	2,4	2,9		2,3	2,3	2,3	12,7	0,71	9,0	0,5	2,4		120
	2,6	3,1		2,6	2,6	2,6	17,6	0,72	12,6	0,7	2,4		148
	2,8	3,3		2,9	2,9	2,9	23,5	0,69	16,2	0,9	2,4		170
	3,0	3,6		3,2	3,2	3,2	30,7	0,70	21,6	1,2	2,4		198
	3,2	3,8		3,5	3,5	3,5	39,2	0,64	25,2	1,4	2,4		209
	3,4	4,0		3,6	3,6	3,6	44,1	0,65	28,8	1,6	2,4		224
	3,6	4,2		3,7	3,7	3,7	49,3	0,66	32,4	1,8	2,4		236
	3,8	4,4		3,8	3,8	3,8	54,9	0,66	36,0	2,0	2,4		247
	4,0	4,8		4,1	4,1	4,1	67,2	0,64	43,2	2,4	2,4		262
	4,2	5,0		4,3	4,3	4,3	77,6	0,60	46,8	2,6	2,4		266
	4,4	5,2		4,4	4,4	4,4	85,2	0,59	50,4	2,8	2,4		272
	4,6	5,4		4,5	4,5	4,5	93,1	0,58	54,0	3,0	2,4		278
	4,8	5,6		4,6	4,6	4,6	101,6	0,57	57,6	3,2	2,4		282
	5,0	6,0		4,7	4,7	4,7	110,4	0,59	64,8	3,6	2,4		294
	5,2	6,2		4,8	4,8	4,8	120,0	0,57	68,4	3,8	2,4		297
	5,4	6,4		5,34	4,9	4,9	4,9	129,6	0,56	72,0	4,0	2,4	
	5,6	6,6	4,9		4,9	4,9	134,4	0,56	76,1	4,2	2,4		305
	5,8	6,8	5,0		5,0	5,0	145,0	0,55	79,8	4,4	2,4		307

Продовження табл. 1.4.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	
	6,0	7,1	0,160	5,34	5,0	5,0	150,0	0,55	82,8	4,6	2,5		307	
	6,2	7,3			5,0	5,0	155,0	0,55	86,4	4,8	2,5			312
	6,4	7,5			5,0	5,0	160,0	0,56	90,0	5,0	2,5			316
	6,6	7,7			5,1	5,1	171,7	0,54	93,6	5,2	2,5			317
	6,8	7,9			5,1	5,1	176,9	0,55	97,2	5,4	2,5			321
	7,0	8,3			5,2	5,2	189,3	0,55	104,4	5,8	2,5			325
	7,2	8,5			5,2	5,2	194,7	0,55	108,0	6,0	2,5			328
	7,4	8,7			5,3	5,3	207,9	0,54	111,6	6,2	2,5			328
	7,6	8,9			5,3	5,3	213,5	0,54	115,2	6,4	2,5			331
	7,8	9,1			5,3	5,3	219,1	0,54	118,8	6,6	2,5			334
	8,0	9,4			5,3	5,3	224,7	0,55	124,2	6,9	2,5			338
	8,2	9,6			5,3	5,3	230,3	0,55	127,8	7,1	2,5			341
	8,4	9,8			5,4	5,4	244,9	0,54	131,4	7,3	2,5			340
	8,6	10,0			5,4	5,4	250,8	0,54	135,0	7,5	2,5			342
	8,8	10,2			5,4	5,4	256,6	0,54	138,6	7,7	2,5			344
	9,0	10,5			5,4	5,4	262,4	0,55	144,0	8,0	2,5			348
	9,2	10,7			5,4	5,4	268,2	0,55	147,6	8,2	2,5			350
	9,4	10,9			5,4	5,4	274,1	0,55	151,2	8,4	2,5			352
	9,6	11,1			5,4	5,4	279,9	0,55	154,8	8,6	2,5			354
	9,8	11,3			5,4	5,4	285,8	0,55	158,4	8,8	2,5			355
	10,0	11,5	5,5	5,5	302,5	0,54	162,0	9,0	2,5			354		
	10,2	11,7	5,5	5,5	308,6	0,54	165,6	9,2	2,5			356		
	10,4	11,9	5,5	5,5	314,6	0,54	169,2	9,4	2,5			357		
	10,6	12,1	5,5	5,5	320,6	0,54	172,8	9,6	2,5			359		
	10,8	12,3	5,5	5,5	326,7	0,54	176,4	9,8	2,5			360		

Таблиця 1.5 – Розрахункові параметри розташування свердловин і величини зарядів для різної висоти уступів перешарувань скельних та напівскельних порід

№№ свердловин	Висота уступу, м	Глибина свердловини, м	Діаметр свердловини, м	ОПШ, м	Відстань між свердловинами, м		Об'єм породи з однієї свердловини, м ³	Питома витрата ВР, кг/м ³	Маса заряду в свердловині, кг	Довжина заряду, м	Довжина набійки, м	Довжина проміжку, м	Розрахунковий радіус розльоту шматків породи, м	
					в ряду	між рядами								
1	2	4	3	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	
	2,0	2,5	0,160	2,0	2,0	2,0	8,0	0,5	4,0	0,22	2,28	–	54	
	2,2	2,7		2,1	2,1	2,1	9,7	0,49	4,8	0,27	2,43	–	60	
	2,4	2,9		2,3	2,3	2,3	12,9	0,49	6,2	0,4	2,50	–	79	
	2,6	3,1		3,0	3,0	3,0	23,4	0,46	10,8	0,6	2,50	–	97	
	2,8	3,3		3,3	3,3	3,3	30,5	0,47	14,4	0,8	2,50	–	116	
	3,0	3,6		3,8	3,8	3,8	43,3	0,46	19,8	1,1	2,50	–	136	
	3,2	3,8		4,0	4,0	4,0	51,2	0,46	23,4	1,3	2,50	–	148	
	3,4	4,0		4,2	4,2	4,2	60,0	0,45	27,0	1,5	2,50	–	158	
	3,6	4,2		4,4	4,4	4,4	69,7	0,44	30,6	1,7	2,50	–	167	
	3,8	4,4		4,5	4,5	4,5	77,0	0,45	34,2	1,9	2,50	–	176	
	4,0	4,8		4,8	4,8	4,8	92,2	0,45	41,4	2,3	2,50	–	189	
	4,2	5,0		5,97	4,9	4,9	4,9	100,8	0,45	45,0	2,5	2,50	–	196
	4,4	5,2			5,0	5,0	5,0	110,0	0,44	48,6	2,7	2,50	–	201
	4,6	5,4			5,0	5,0	5,0	116,0	0,45	52,2	2,9	2,50	–	208
	4,8	5,6			5,1	5,1	5,1	124,8	0,45	55,8	3,1	2,50	–	212
	5,0	6,0			5,3	5,3	5,3	140,4	0,45	63,0	3,5	2,50	–	219
	5,2	6,2			5,3	5,3	5,3	146,1	0,46	66,6	3,7	2,50	–	224
	5,4	6,4			5,4	5,4	5,4	157,5	0,44	70,2	3,9	2,50	–	227
	5,6	6,6	5,4		5,4	5,4	164,0	0,45	73,8	4,1	2,50	–	232	
	5,8	6,8	5,4		5,4	5,4	169,1	0,46	77,4	4,3	2,50	–	236	
	6,0	7,0	5,5		5,5	5,5	181,5	0,45	81,0	4,5	2,50	–	237	

При відсутності яскраво вираженої системи нашарувань або тріщинуватості $k_y = 1,0$; при куті між напрямком панівної системи тріщин і щілиною попереднього відколу рівному 90° , $k_y = 0,9$; при куті $20 - 70^\circ$, $k_y = 0,85$; при горизонтальному заляганні порід, а також при збігу геологічних площин із щілиною $k_y = 1,15$.

Позначка дна контурних свердловин збігається з позначкою дна свердловин розпушування. Їхня довжина залежно від кута нахилу (α) і потужності шару що висаджується H , визначається як

$$L = \frac{H}{\sin \alpha}, \text{ і} \quad (1.39)$$

Верстати для буріння контурних свердловин повинні встановлюватися на напрямну балку, закріплену на площадці буріння анкерами в шпурах. Відхилення стовбура свердловин від проектного положення контурної площини не повинне перевищувати 1 см на 1 м глибини свердловини, а відхилення відстані між контурними свердловинами від проектної величини – величини діаметра свердловини, глибина контурних свердловин – величини $\pm 0,3$ м.

Маса ВР на 1 погонний метр свердловини P_1 залежить від властивостей гірничих порід. У породах міцних, не порушених процесами вивітрювання, $P_1 = 0,4 \div 0,6$ кг/м.п.; у породах середньої міцності, зверху вивітрілих, нижня частина свердловини заряджається з $P_1 = 0,4$ кг/м.п, а верхня частина з $P_1 = 0,2 \div 0,3$ кг/м.п.

У якості ВР для контурного висадження слід застосовувати будь-яку патронувану ВР середньої бризантності, водостійку із щільністю $0,9 \div 1,0$ г/см³ (амоніт № 6ЖВ і т.п.).

Конструкція свердловинних зарядів контурного висадження для попереднього відколу породи являє собою гірлянду з патронів ВР, прив'язаних до ДШ (рис. 1.1 а, б).

Для заряджання вертикальних і слабопохилих (більше 55°) свердловин гірлянду опускають на шпагаті, кінець якого прив'язують до дерев'яної поперечини, покладеної поперек устя свердловини (рис. 1.1 а).

Для заряджання похилих свердловин гірлянди прив'язують до дерев'яних рейок (рис. 1.1 б). Верхній патрон заряду гірлянди залежно від збереженості шару

породи повинен розміщуватися від гирла свердловини: у порушених породах на відстані 3 – 4 м у непорушених – 2 м. ДШ і патрони підв'язують до однієї сторони рейки. Рейки вводять у свердловину таким чином, щоб заряд розташовувався по осі свердловини, не торкаючись стінок. Набійкою заповнюються тільки гирло свердловини, яке не зайняте зарядом.

Висадження зарядів попереднього відколу бажано робити завчасно до буріння або, принаймні, до висадження свердловин розпушування.

Допускається також короткоуповільнене підривання свердловинних зарядів розпушування по відношенню до свердловин попереднього відколу. При цьому в слабких породах інтервал уповільнення має бути не менше 75 мс, а в міцних – 50 мс.

У виїмках великої довжини щілина попереднього відколу повинна випереджати межу ділянки, що підривається, не менш чим на 10 м. Вибір найближчого до щілини ряду свердловин розпушування варто розташовувати на відстанях $(10 \div 20)d$ зарядів розпушування, тобто 1,6 ÷ 3,2 м від щілини, утвореної контурним висадженням методом попереднього відколу.

1.1.2.3 Конструкції вертикальних свердловинних зарядів. Згідно завдання на проектування для виконання підривних робіт необхідно передбачати застосування неелектричних систем ініціювання (НСІ) типу NONEL або її вітчизняного аналогу ІМПУЛЬС, що виготовляється в м. Шостка.

Конструкції вертикальних свердловинних зарядів представлені на рис. 1.2 а, б, в, г, д.

Для сухих свердловин конструкція вертикального свердловинного заряду – суцільна колонка з розміщенням проміжного детонатора, що складається із тротилової шашки Т-400Г, ТГ-500 або інших, які можна застосовувати з НСІ, розміщених у нижній частині свердловини на рівні 1,5 м від рівня підосви уступу (рис. 1.2 а, б), та неелектричної системи ініціювання. Передача ініціюючого імпульсу до проміжного детонатора здійснюється за допомогою хвилеводу НСІ. Таким чином, розвиток детонації колонки заряду буде відбуватися в напрямку від дна свердловини до її устя, чим досягається поліпшення розпушувальної і зниження

сейсмічної дії вибуху, а також зменшення дальності розльоту шматків породи під час вибуху.

Для частково або повністю обводнених свердловин необхідно використовувати водостійкі ВР. З метою економії дорогих водостійких ВР в свердловинах можна формувати водні або водно-щебеневі проміжки висотою 1,0 м. Серед них найбільш ефективним для результатів вибуху є застосування в колонках зарядів водних проміжків. Водний проміжок можна формувати як в середині колонки заряду так і в її нижній частині (рис. 1.2 б, в). У цьому випадку, якщо свердловина частково обводнена, і висота стовпа води становить до 1,0 м, на поверхню води можна засипати шар дробленого або гранульованого пінопласту, або порошкоподібного амоніту № 6ЖВ, а потім поверх нього засипати використовувану неводостійку ВР (рис. 1.2 б). Проміжний детонатор розміщують як на рис. 1.2 а.

У випадку, якщо стовп води більше висоти необхідного проміжку, у воду згідно з даними табл. 1.6 засипають водостійкі ВР, частково його перекриваючи й зменшуючи тим самим стовп води до висоти, що відповідає необхідній висоті проміжку й далі заряд формується як в попередньому випадку [4].

При формуванні водних проміжків в зарядах їх маса розділяється на 2 частини. При цьому загальна розрахункова маса заряду буде зменшена на величину, що відповідає висоті водного проміжку. В нижній частині свердловини, тобто нижче водного проміжку, розміщується $2/3$ а над водним проміжком $1/3$ загальної маси заряду, що лишилася. Проміжні детонатори розміщують як в нижній, так і в верхній частинах заряду. Передача ініціюючого імпульсу до проміжних детонаторів здійснюється також за допомогою хвилеводів НСІ (рис. 1.2 в). Також можна розміщувати неводостійкі ВР в поліетиленових рукавах без проміжків суцільною колонкою заряду (рис. 1.3 г). Ініціювання зарядів ВР в цьому випадку аналогічно, як для сухих свердловин.

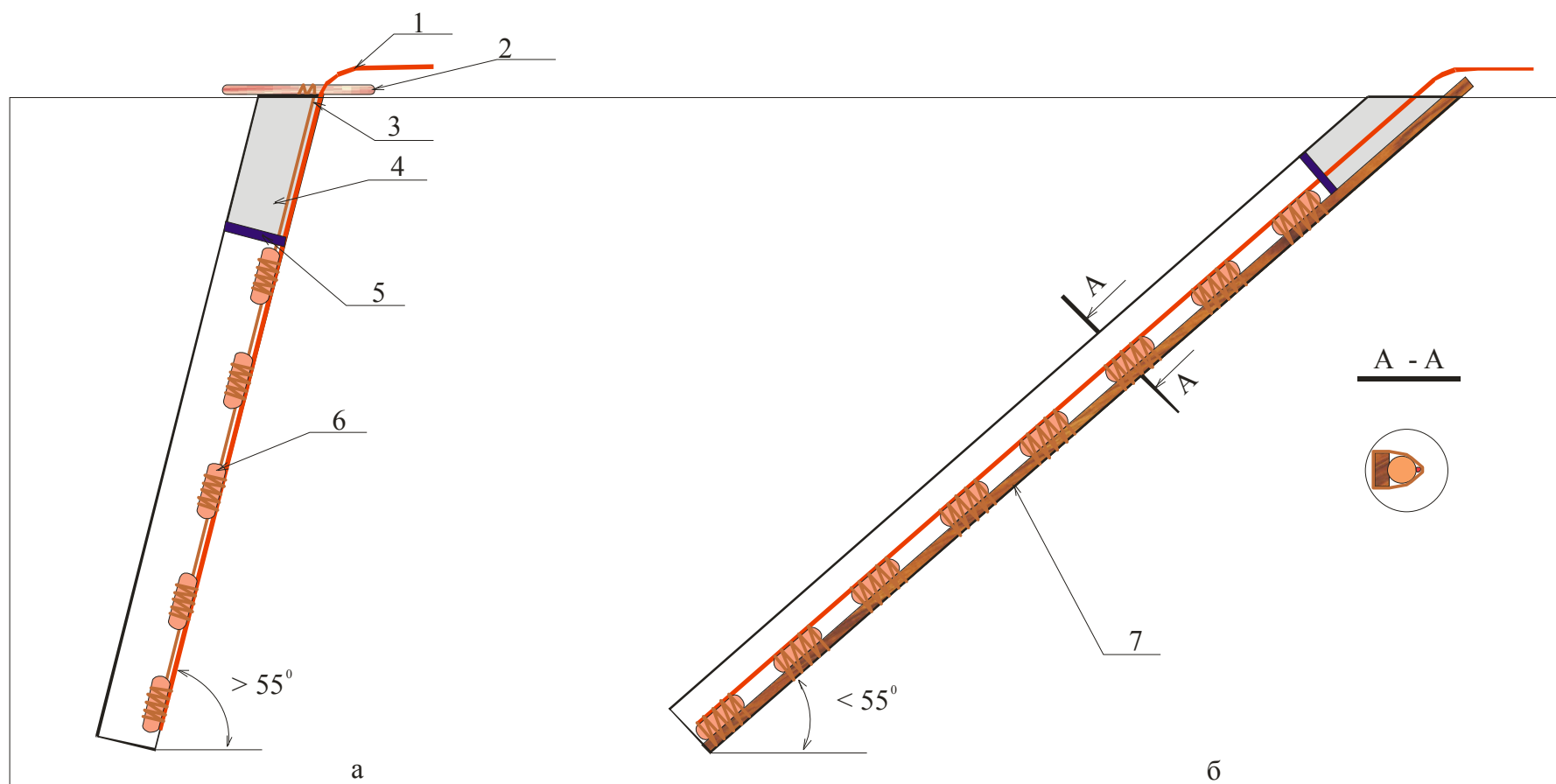


Рис. 1.1 – Конструкції зарядів для контурних свердловин на шпагаті (а) та дерев'яній рейці (б):
 1 – детонуючий шнур; 2 – дерев'яна поперечина; 3 – шпагат; 4 – набійка; 5 – паперова пробка; 6 – патрон вибухової речовини; 7 – рейка дерев'яна.

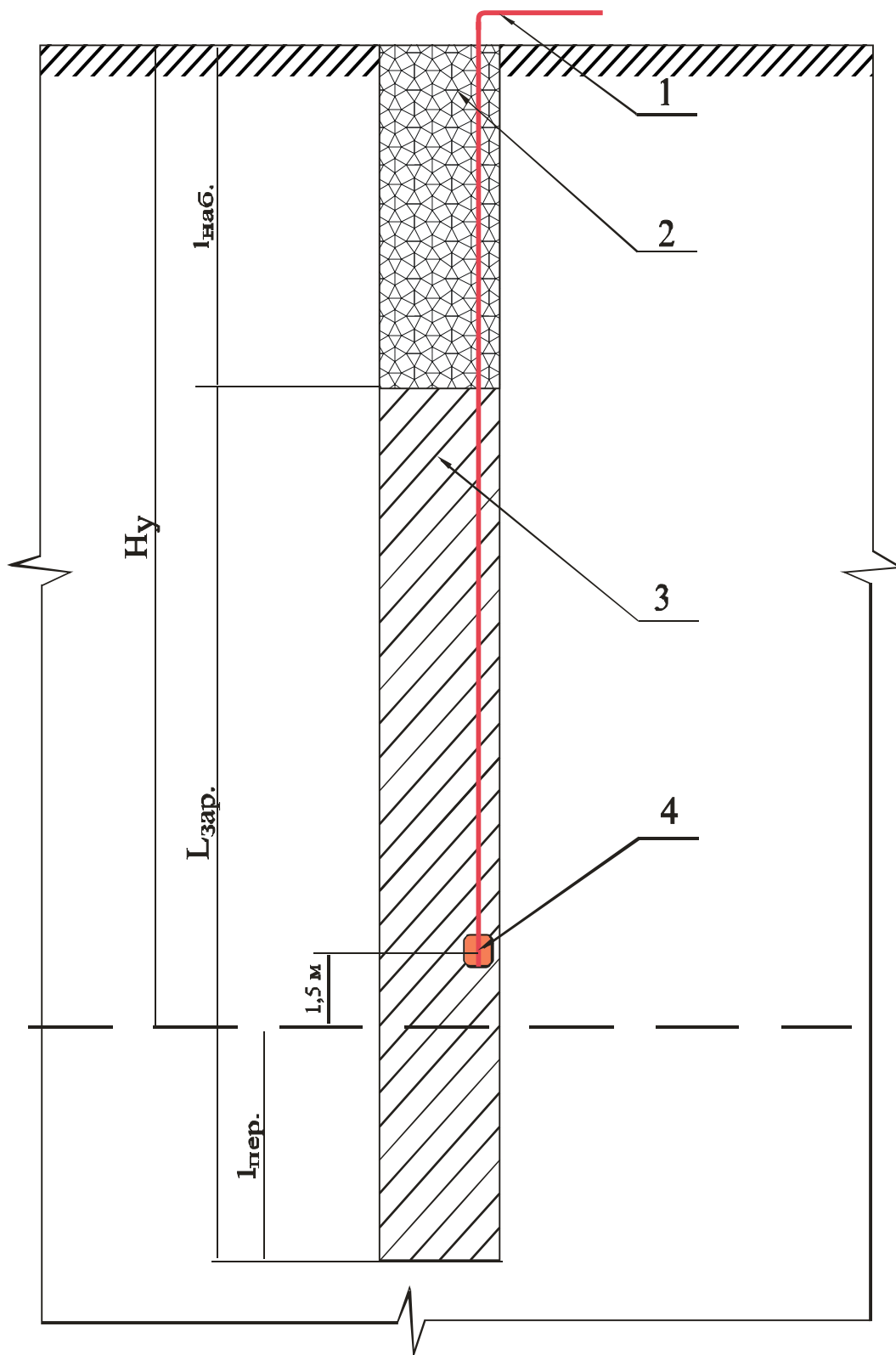


Рис. 1.2 а – Конструкція заряду для необводнених свердловин:

1 – хвилевід неелектричної системи ініціювання; 2 – набієчний матеріал; 3 – заряд вибухової речовини; 4 – проміжний детонатор.

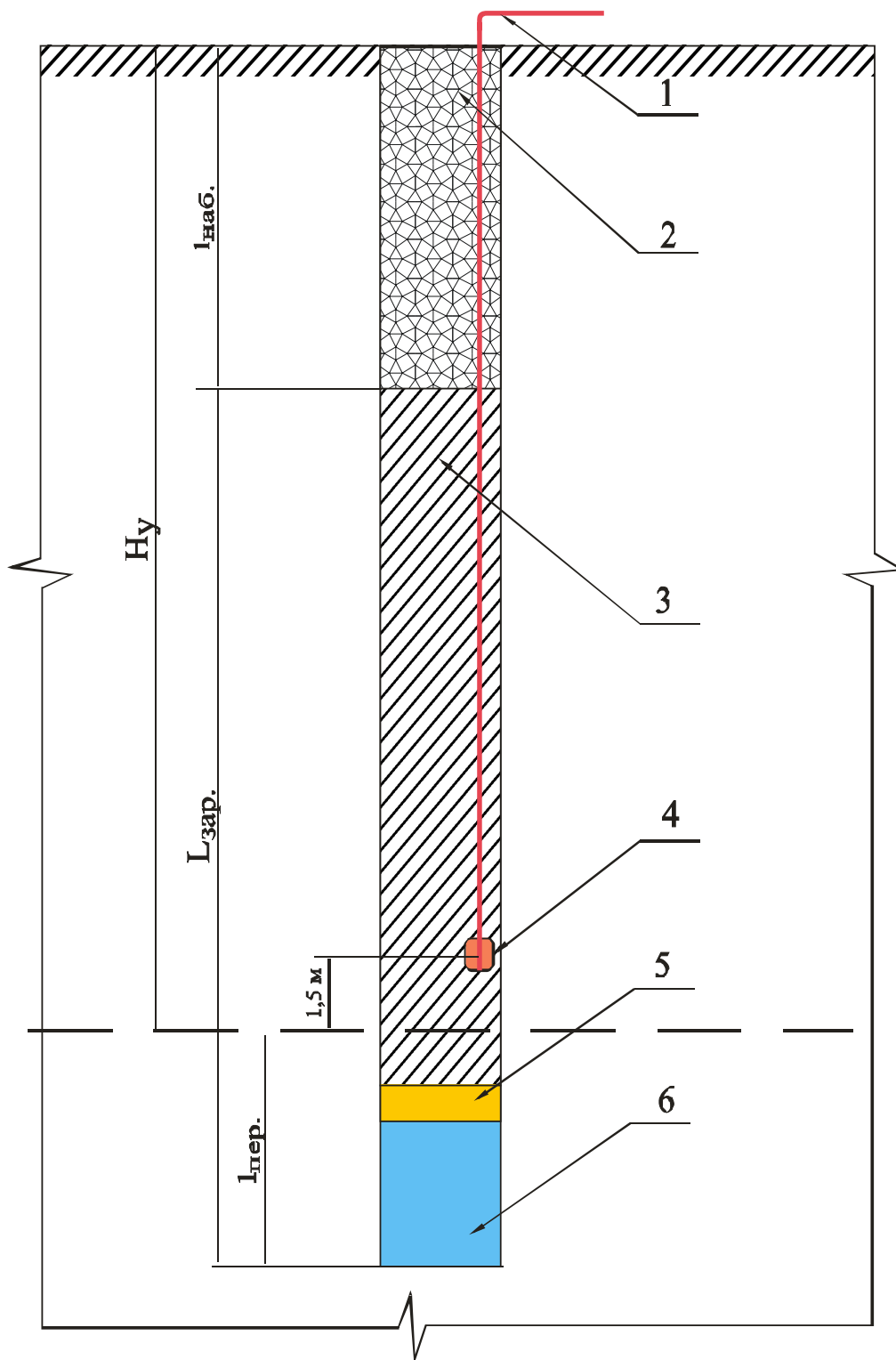


Рис. 1.2 б – Конструкція свердловинного заряду з водяним проміжком в донній частині свердловини з рівнем води до 1 м:

1 – хвилевід неелектричної системи ініціювання; 2 – набієчний матеріал; 3 – заряд неводостійкої вибухової речовини; 4 – проміжний детонатор; 5 – прошарок з подрібненого пінопласту або амоніту № 6 ЖВ; 6 – водяний проміжок.

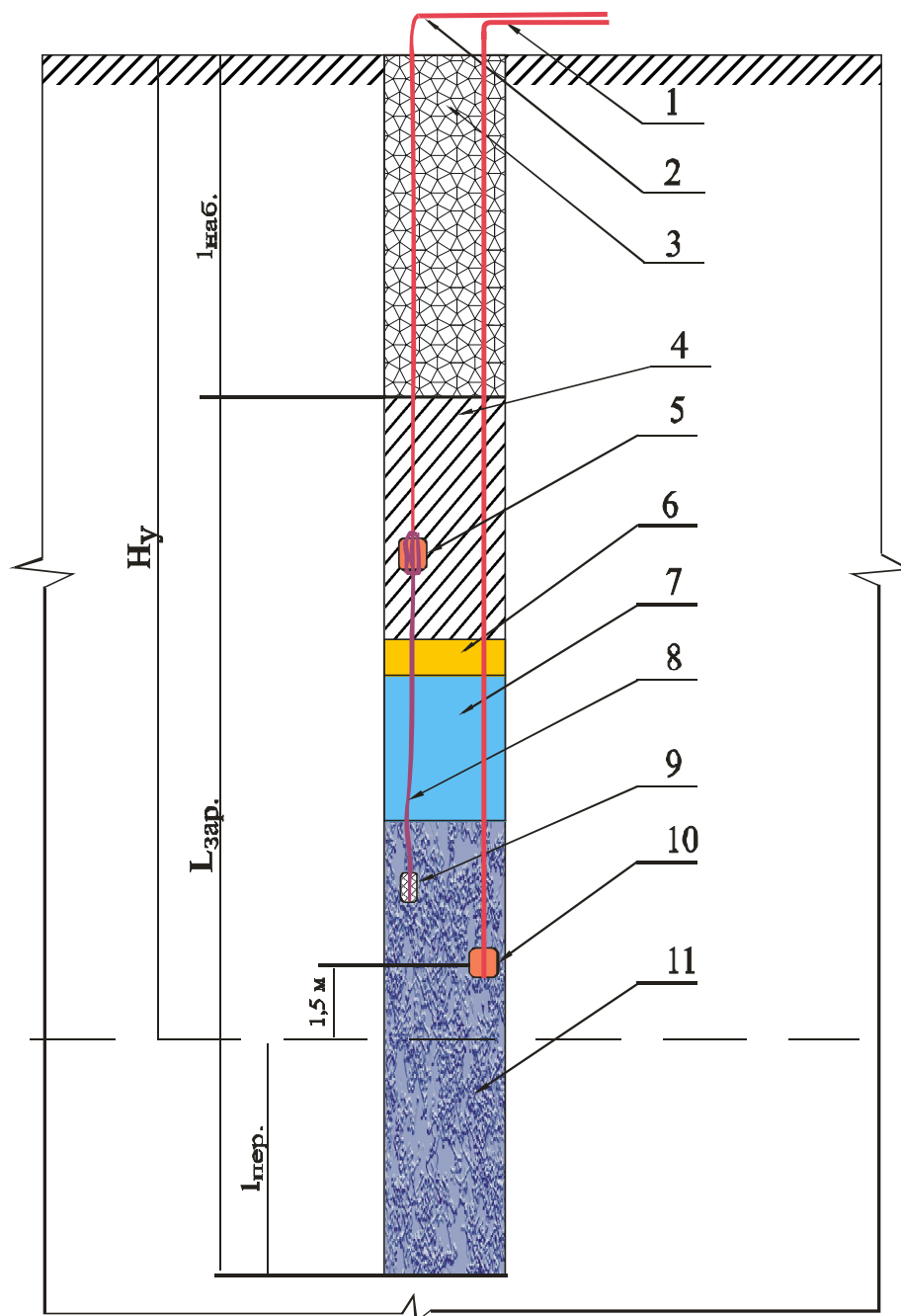


Рис.1.2 в – Конструкція заряду з водяним проміжком в середній частині для частково обводнених свердловин:

1 – хвилевід неелектричної системи ініціювання нижнього проміжного детонатора;
 2 – хвилевід неелектричної системи ініціювання верхнього проміжного детонатора;
 3 – набієчний матеріал; 4 – заряд неводостійкої вибухової речовини; 5 – верхній проміжний детонатор; 6 – прошарок з подрібненого пінопласту або амоніту №6 ЖВ;
 7 – водяний проміжок; 8 – детонуючий шнур; 9 – шматок породи для натягу детонуючого шнура; 10 – нижній проміжний детонатор; 11 – заряд водостійкої вибухової речовини.

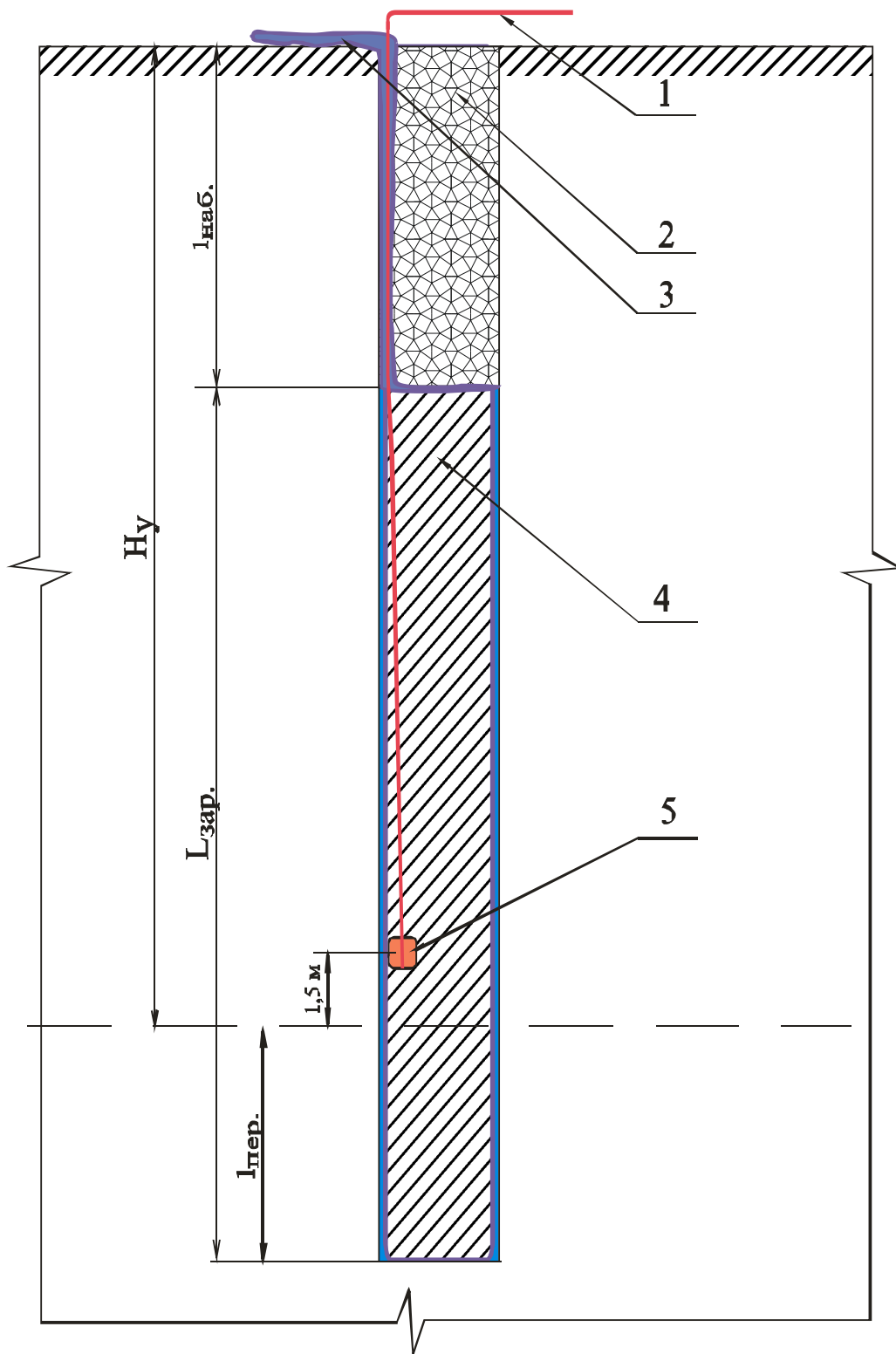


Рис. 1.2 г – Конструкція заряду із неводостійкої вибухової речовини з використанням поліетиленового рукава для частково або повністю обводненої свердловини:

1 – хвилевід неелектричної системи ініціювання; 2 – набієчний матеріал; 3 – поліетиленовий рукав; 4 – заряд вибухової речовини; 5 – проміжний детонатор.

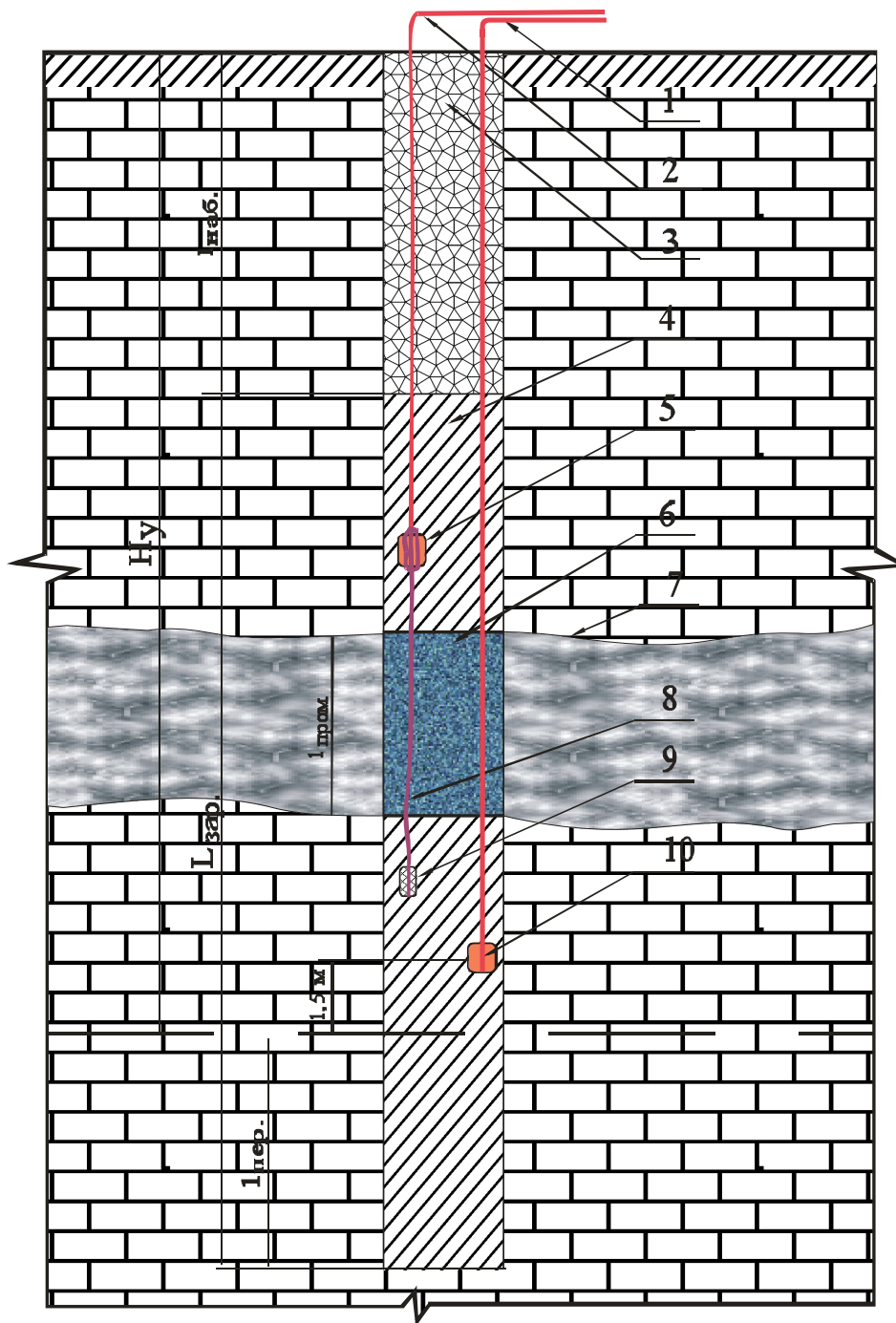


Рис. 1.2 д – Конструкція свердловинного заряду при висадженні масиву з прошарком м'яких порід:

1 – хвилевід неелектричної системи ініціювання нижнього проміжного детонатора;
 2 – хвилевід неелектричної системи ініціювання верхнього проміжного детонатора;
 3 – набісчний матеріал; 4 – заряд вибухової речовини; 5 – верхній проміжний детонатор; 6 – інертний проміжок; 7 – прошарок м'яких порід; 8 – детонуючий шнур; 9 – шматок породи для натягу детонуючого шнура; 10 – нижній проміжний детонатор.

Таблиця 1.6 – Визначення маси заряду водостійких ВР, необхідної для формування водних проміжків у свердловинах діаметром 0,160 м залежно від тріщинуватості гірничих порід

Тріщинуватість гірничих порід	Коефіцієнт тріщинуватості (фільтрації)	Висота стовпа води, м	Маса заряду, кг	
			Тип ВР	
			Гранулотол	Грамоніт 50/50
			Висота проміжку, м	
			1.0	1.0
Слаботріщинуваті	1,01	1,0	–	–
		1,5	20,3	22,0
		2,0	40,6	44,0
		2,5	60,9	66,0
		3,0	81,2	88,0
		3,5	101,5	110,0
		4,0	121,8	132,0
		4,5	142,0	154,0
		5,0	162,4	176,0
Середньотріщинуваті	1,35	1,0	–	–
		1,5	17,0	16,3
		2,0	34,0	32,6
		2,5	51,0	48,9
		3,0	68,0	65,2
		3,5	85,0	80,6
		4,0	102,0	97,8
		4,5	119,0	114,0
		5,0	136,0	130,4
		5,5	153,0	146,7

Формування проміжку певною висотою (до 1 м), а також в сухих свердловинах можна виконувати шляхом розміщення в них відповідно одної або декількох поліетиленових ємкостей з-під напоїв або мінеральної води, заповнених водою. Розміщення проміжних детонаторів та ініціювання зарядів здійснюється аналогічно, як для обводнених свердловин з проміжками.

При висадженні перешарувань скельних та напівскельних порід перед зарядженням свердловин необхідно враховувати наявність слабких порід по їх висоті. У випадках появи таких конструкція заряду має передбачати формування на відповідній їм висоті інертного проміжку з відповідним зменшенням розрахункової маси зарядів (рис. 1.2 д). Ініціювання таких зарядів відбувається аналогічно заряду з водним проміжком.

Конструкція шпурових зарядів. Для шпурових зарядів конструкція являє собою суцільну колонку. Ініціювання здійснюється від електродетонатора при електричному висадженні, від вузла ДШ при передачі детонації за допомогою ниток детонуючого шнура, або за допомогою системи неелектричного ініціювання типу «NONEL».

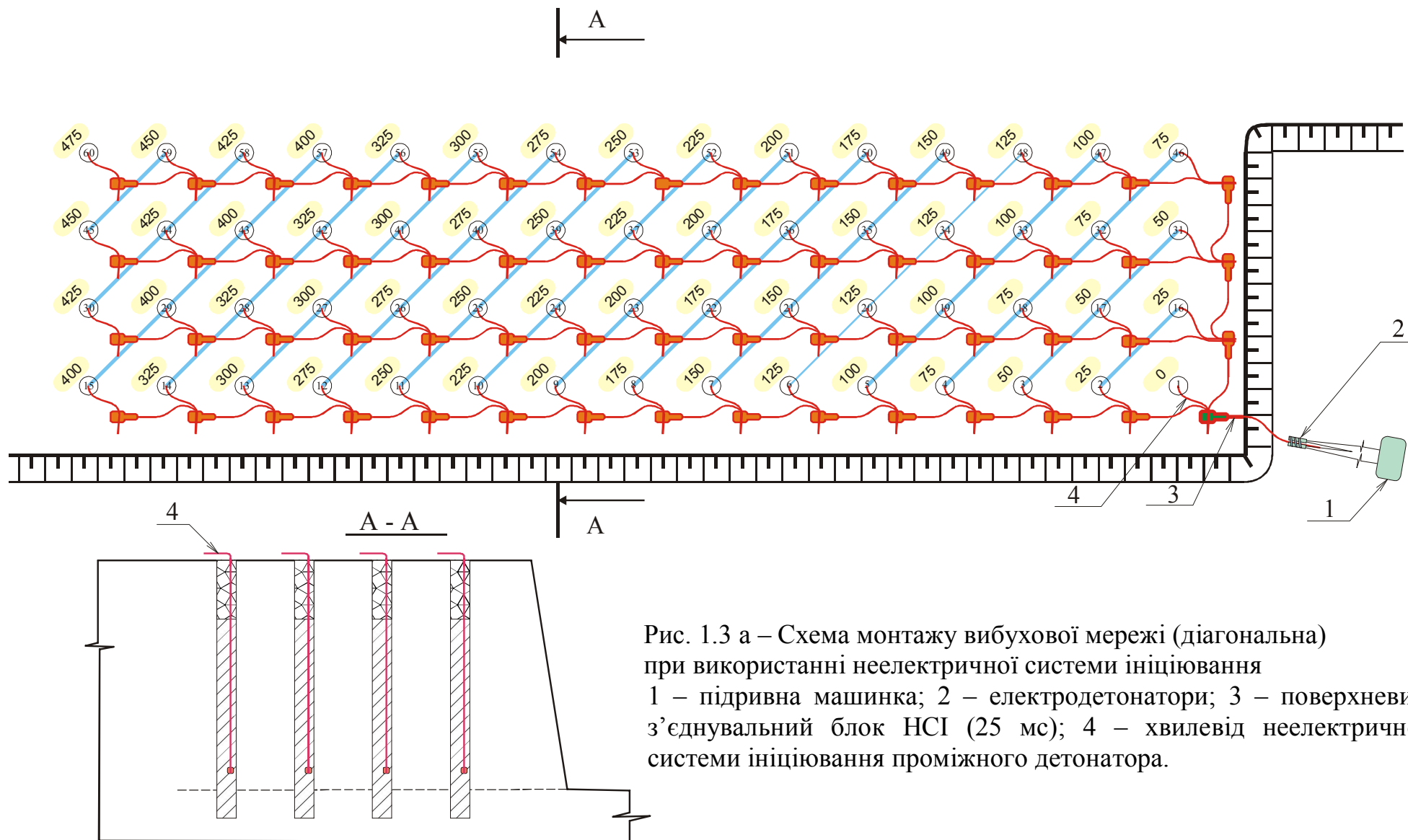
Схеми комутації підривної мережі. З метою зменшення сейсмічного впливу масових вибухів та розмірів СЗЗ на житлові забудови і зниження дальності розльоту шматків висадженої породи в північно-західному напрямку дл цих забудов проектами передбачати діагональні схеми комутації підривної мережі з використанням НСІ типу NONEL або її вітчизняного аналогу ІМПУЛЬС. З метою економії матеріальних ресурсів можливо застосування комбінованої схеми з використанням на поверхні висаджуваного блоку детонуючого шнура. Для цього можна використовувати малопотужний ДШ (від 3 до 6 г ВР на погонний метр). При цьому його бажано засипати валиком піску або відсіву. Приклади комбінованих схем наведено на рис.1.3 в, є. При цьому передбачається використання діагональних схем та діагональних схем зі зміщеним врубом (рис. 1.3). Схеми орієнтовані на відбійку в напрямках (східному і південно-східному), де відсутні об'єкти, для яких необхідний захист від вражаючої дії шматків гірської маси.

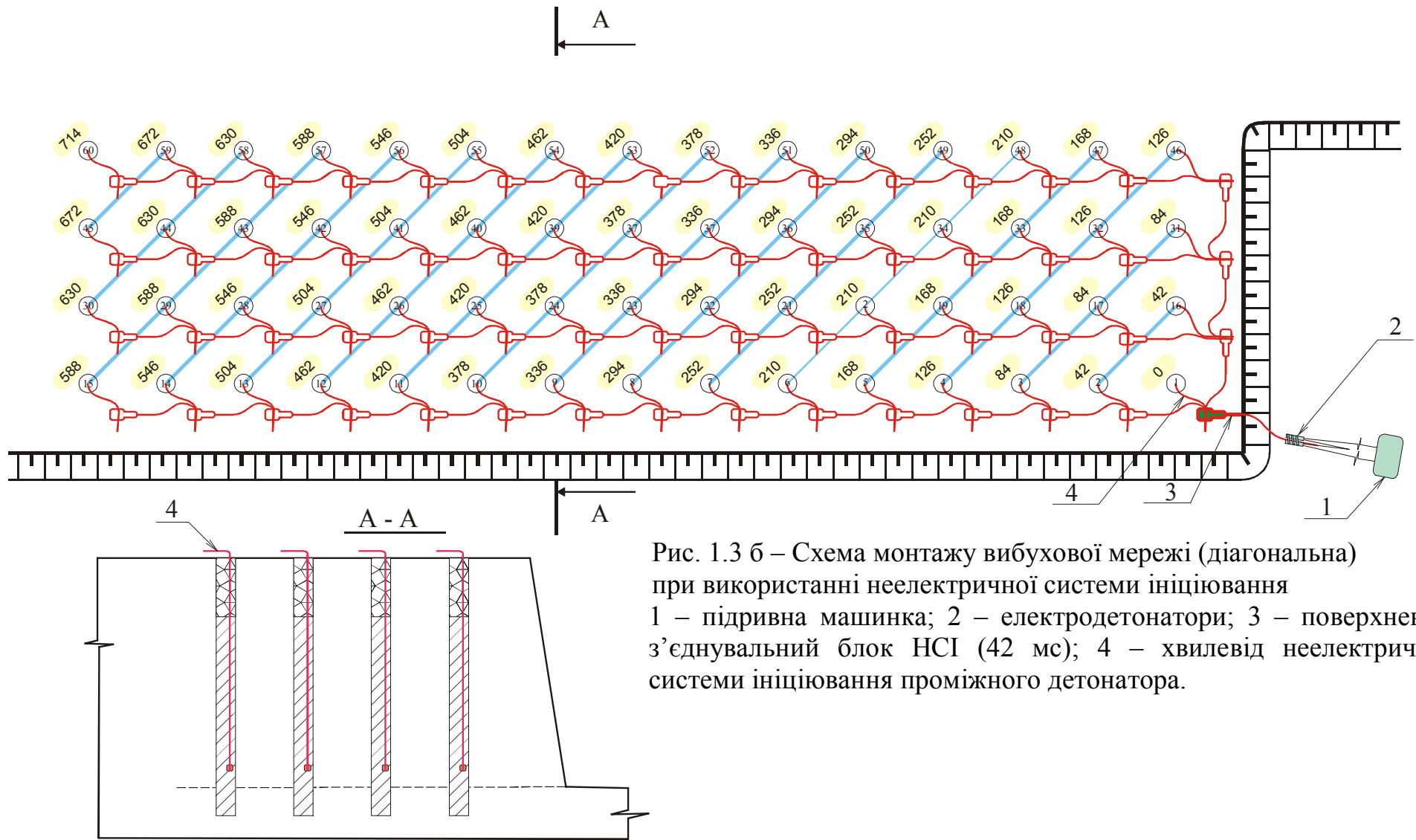
Для підвищення надійності підривної мережі передбачається її дублювання згідно з інструкцією по експлуатації НСІ.

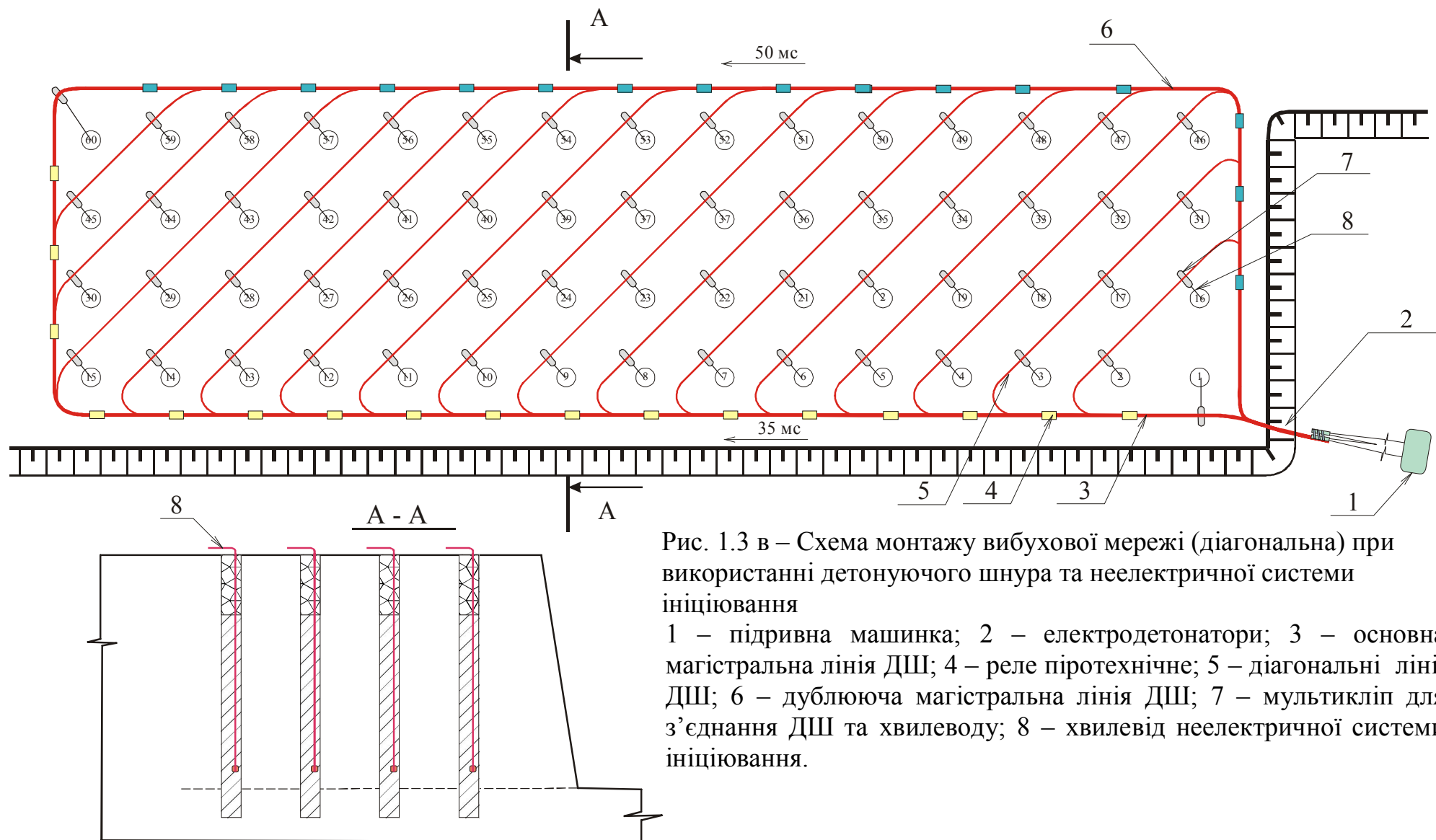
З використанням системи «NONEL» інтервал між свердловинними зарядами має становити $25 \div 42$ мс в ряду та $25 \div 42$ між рядами.

Як показує практика, використання НСІ дозволяє найбільш ефективно виконати нижнє ініціювання свердловинних зарядів, що дає можливість значно зменшити розльот і сейсміку при масових вибухах.

Типова серія масового вибуху. Типова серія масового вибуху встановлюється розрахунковим шляхом виходячи з умов виробництва: обсягу гірничих робіт, висоти уступу, обсягу гірничої маси від вибуху однієї свердловини й т.д.







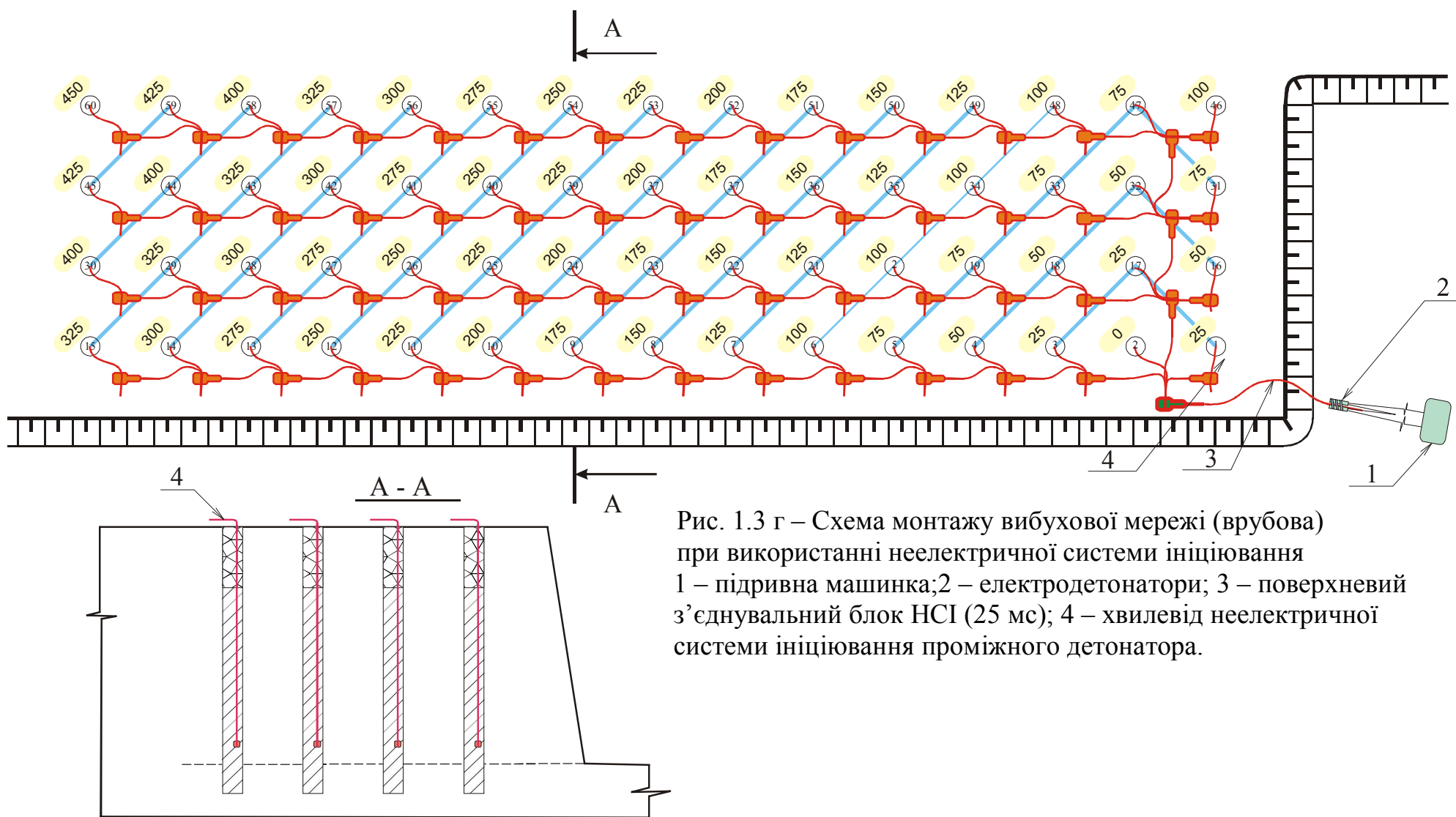
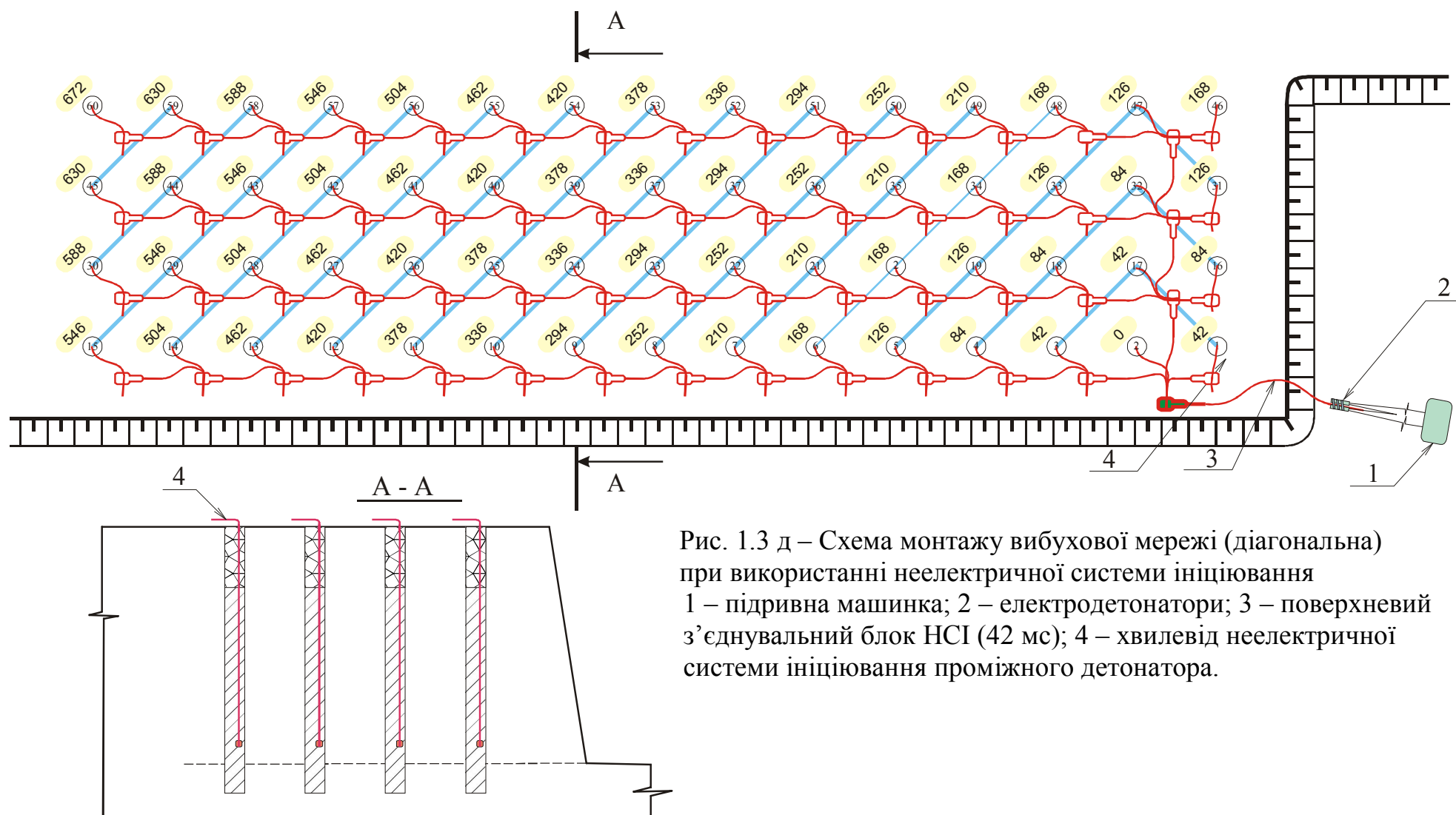
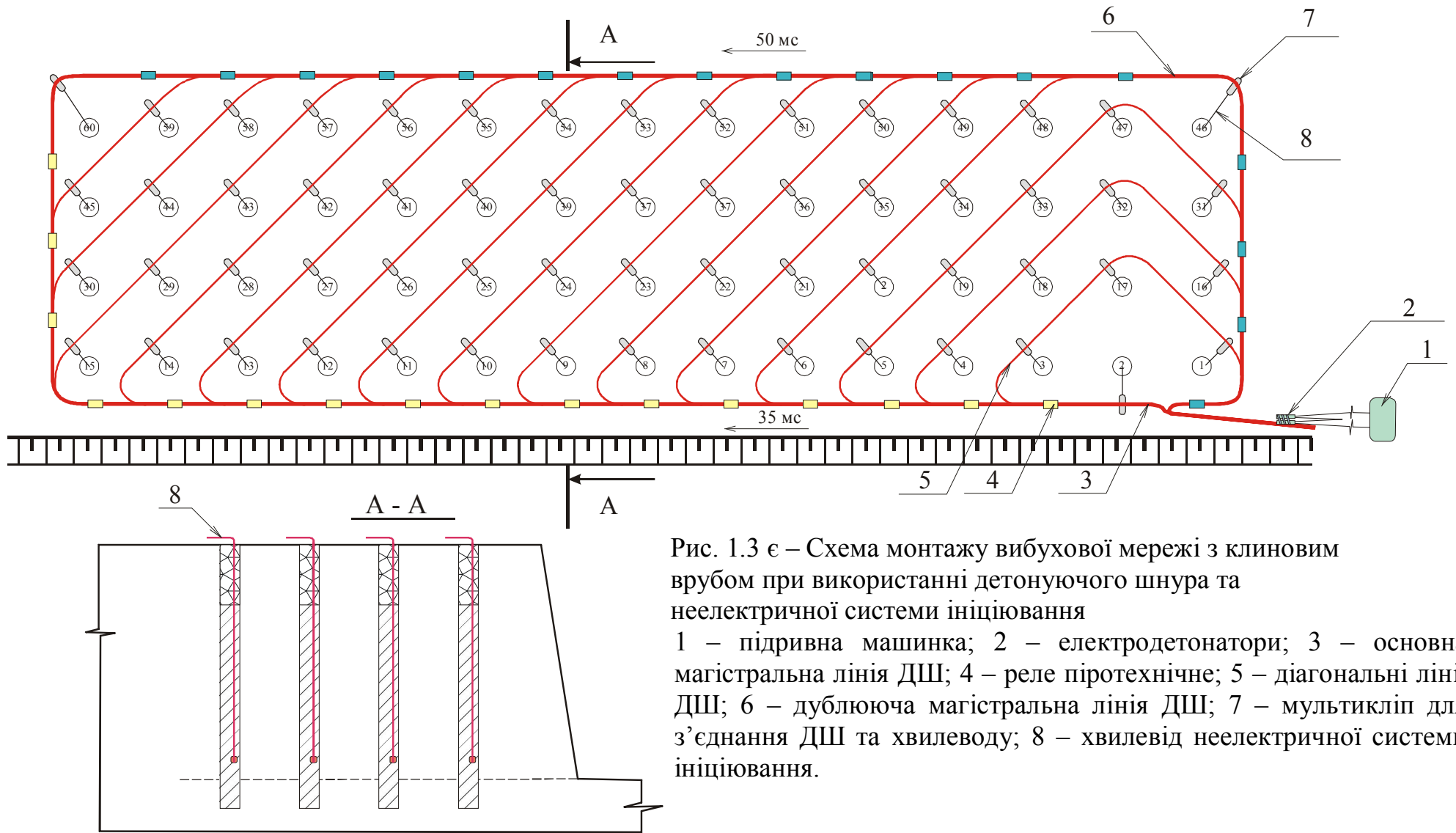


Рис. 1.3 г – Схема монтажу вибухової мережі (врубова) при використанні неелектричної системи ініціювання
 1 – підризна машинка; 2 – електродетонатори; 3 – поверхневий з'єднувальний блок НСІ (25 мс); 4 – хвилевід неелектричної системи ініціювання проміжного детонатора.





Відповідно до розрахункових умов при висоті уступу 10,0 м для свердловинних зарядів діаметром 0,160 м приймаємо:

Кількість свердловин, шт.	–	60,0
Висота уступу (потужність шару, що відпрацьовується)	–	10,0
Опір по підшві, м.	–	5,4
Глибина свердловини, м.	–	11,5
Відстань між свердловинами в ряді, м.	–	5,5
Відстань між рядами свердловин, м... ..	–	5,5
Кількість рядів свердловин, шт.	–	4,0
Вихід гірської маси з 1 свердловини, м ³	–	302,5
Обсяг гірської маси від вибуху серії свердловинних, м ³	–	18150,0
Необхідна маса ВР, кг	–	9982,5

Інтервал часу уповільнення визначається за формулою 3-16 [5]

$$t = A \cdot w, \text{ мс} \quad (1.40)$$

де: w – ЛОПП або відстань між рядами свердловин, м;

A – коефіцієнт, що враховує міцність гірничих порід.

Значення коефіцієнта A в залежності від величини коефіцієнта міцності порід за шкалою професора М.М. Протодьяконова.

Коефіцієнт міцності порід fдо 5,5	5,5÷9	9÷13	13÷20
Коефіцієнт A	6	5	4

Для даних умов висадження оптимальний час буде:

– для гранітів: $t = 5 \cdot 4,9 = 24,5 \text{ мс}$ (1.41)

– для перешарувань скельних та напівскельних гірничих порід:

$$t = 6 \cdot 5,97 = 36 \text{ мс} \quad (1.42)$$

Таким чином, для даних умов висадження враховуючи наявні ступені уповільнення в НСІ номінальний час уповільнення для пісковиків і гранітів становитиме 25 мс, для перешарувань скельних та напівскельних порід – 42 мс.

1.1.3 Технологічні схеми виконання виймально-навантажувально-транспортних робіт на нерудних кар'єрах

Переважає більшість родовищ твердих нерудних корисних копалин розробляється в Україні відкритим способом. Нерудні корисні копалини здебільшого становлять сировинну базу для виготовлення будівельних матеріалів.

Видобуток і переробка цих корисних копалин на будівельні матеріали були і залишаються важливою галуззю промисловості України. Частка цих будівельних матеріалів серед загального обсягу матеріалів для спорудження об'єктів промислового й громадянського будівництва становить 65-70%, а в автодорожньому будівництві – 90% [11].

Робота кар'єрів будівельних матеріалів відбувається в екологічних умовах, які постійно ускладнюються. Так вимогами Державних санітарних правил планування та забудови населених пунктів, затверджених наказом Мінохорони здоров'я України від 19 червня 1996 р. №173 (Додаток №4, клас 1.А.), передбачається необхідність витримування санітарно-захисної зони 1500 м для підприємств по видобування руд та нерудних корисних копалин відкритим способом з використанням вибухових засобів. Цими ж правилами встановлено що розміри санітарно-захисної зони (СЗЗ) можуть бути зменшені коли в результаті розрахунків та лабораторних досліджень встановлено, що на межі житлових забудов концентрації шкідливих речовин та інших негативних факторів виробництва не перевищують гігієнічні нормативи.

Зменшення кількості викидів, а отже і розмірів санітарно-захисної зони, при розробці родовищ твердих нерудних корисних копалин можливо при переході на енерго- та екологізберігаючі технологічні схеми. З метою виокремлення технологічних схем, що дозволять зменшити розміри СЗЗ, в рамках виконання першого етапу цієї роботи [1] були проведені дослідження сучасного стану гірничих робіт на кар'єрах з видобутку нерудних корисних копалин. В результаті цих досліджень було встановлено, що на вітчизняних кар'єрах будівельних матеріалів найпоширенішою є технологічна схема з застосуванням екскаваторів (пряма та обернена механічні лопати), для виймання розпушеної гірничої маси з розвалу, автосамоскидів, для доставки порід до поверхневого дробильно-сортувального заводу. Останнім часом все більшого застосування на кар'єрах набувають колісні навантажувачі для виймання та транспортування підірваної маси на відстань до 0,9 км [12], автосамоскиди виробництва компаній HITACHI, CATERPILLAR, KOMATSU, IVECO та інші зі зменшеними витратами паливно-мастильних матеріалів та нові напівстаціонарні (мобільні) дробильно-сортувальні установки

(НДСУ та МДСУ), які завдяки своїй компактності дозволяють проводити переробку та сортування корисної копалини в виробленому просторі кар'єру.

Розглянемо види обладнання для виймально-навантажувальних робіт детальніше. Одним з найпоширеніших видів являється пряма механічна лопата, як з гідравлічним так і з електричним приводом. Такі екскаватори були безпосередньо розроблені для умов роботи в досліджуваних кар'єрах. Вони мають непогані технічні характеристики, але в застосуванні дещо обмежені, так як можуть ефективно працювати лише верхнім черпанням (див. рис. 1.4). Іншим варіантом обладнання є обернена механічна лопата. До переваг можна віднести універсальність даного типу екскаватора: має великий перелік навісного обладнання, також може працювати верхнім і нижнім черпанням, що збільшує можливості його використання (див. рис. 1.5).

Ще одним видом обладнання, яке відносять до категорії виймально-транспортного є фронтальний одноковшовий навантажувач. Останнім часом такі навантажувачі досить непогано показали себе при відпрацюванні розпушеної вибухом гірничої маси з навантаженням в автосамоскид або в бункер мобільного дробильно-сортувального комплексу (див. рис. 1.6).

В даних дослідженнях розглянуто обладнання різних фірм : *CATERPILAR*, *HYUNDAI*, *ОАО "ВЕРС"*, *KOMATSU*, *LIBHERR*, *KAWASAKI*. За технічними характеристиками та робочими параметрами це обладнання дещо відрізняються один від одного. Тому проведемо порівняння їх по величині змінної продуктивності для цього обладнання з врахуванням завантаження гірничої маси в автосамоскид. Методика розрахунків наводиться в [13, 14].

Всі результати розрахунків по змінній продуктивності виймально-навантажувального обладнання приведені на графіках (див. рис. 1.7, 1.8, 1.9).

З графіків видно що продуктивність збільшується пропорційно об'єму ковша, також видно різницю в продуктивності між видами обладнання та різницю між обладнанням різних фірм. Пряма і обернена механічні лопати є більш продуктивні ніж фронтальний навантажувач.

Недостатня продуктивність фронтального навантажувача не є перешкодою для його використання на видобувних роботах. Він має ряд переваг на відміну від екскаваторів. Це такі: менша металоємкість при однаковій об'ємі ковша, що веде до меншої вартості; відсутність допоміжного обладнання (бульдозер) в вибої, що знов приводить до зменшення собівартості видобутку і простоїв обладнання.

Приймаючи собівартість виймальних робіт основним критерієм для підбору будь якого обладнання, її менша величина буде свідчить про економічну доцільність застосування при певному об'ємі порід, що виймаються [10]. Отже собівартість виймальних робіт по корисній копалині розраховуємо з урахуванням таких витрат: фонду заробітної плати; матеріальних витрат; витрати на утримання і експлуатацію:(амортизацію, витрат на сервісне обслу-говування); відрахувань в пенсійний фонд.

Всі розрахунки по собівартості в залежності від типу обладнання та різних фірм виробників його зведені і представлені на графіках (див. рис. 1.7, 1.8, 1.9).

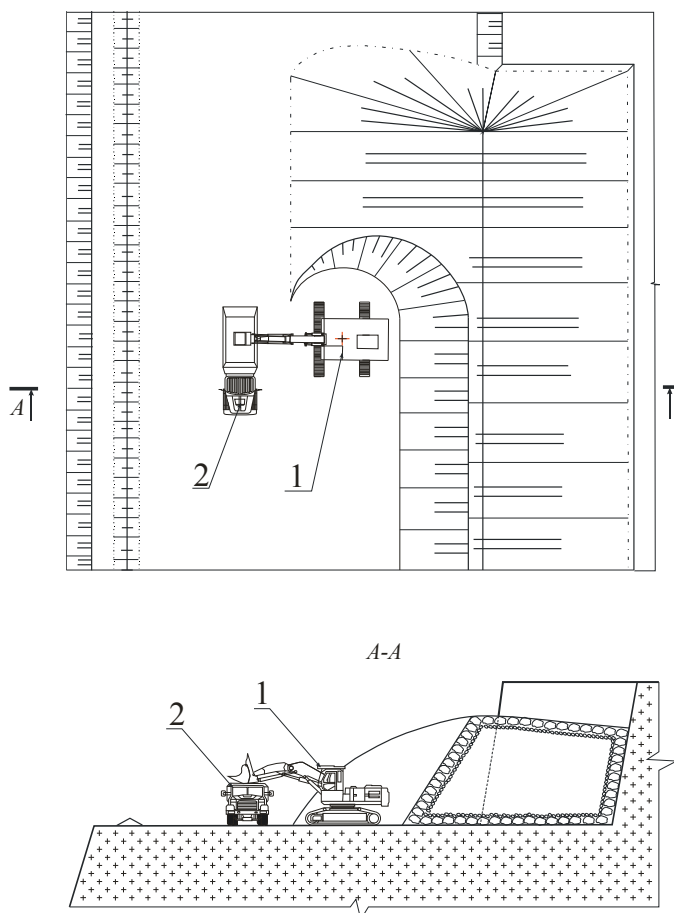


Рис. 1.4 – Схема роботи прямої механічної лопати у вибої скельних порід із завантаженням в автосамоскид:

1 – пряма мехлопата із гідравлічним приводом робочого обладнання;
2 – автосамоскид

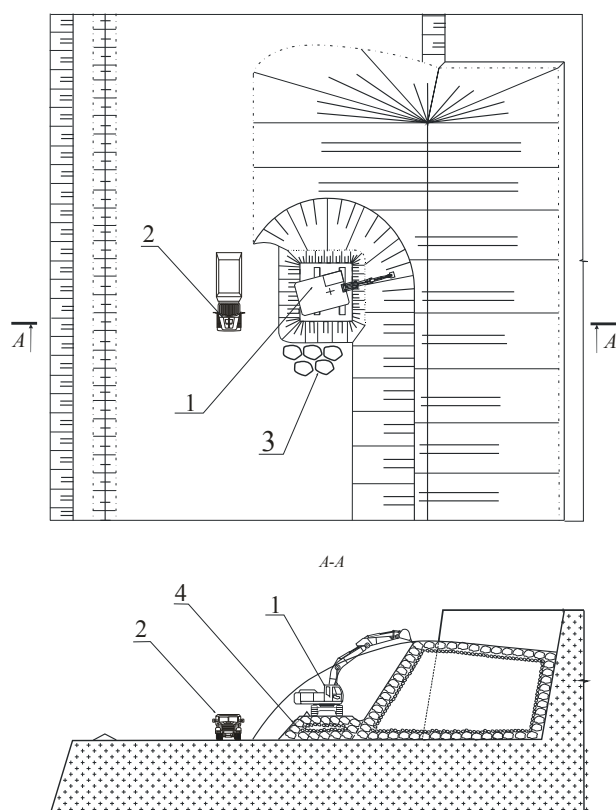


Рис. 1.5 – Схема роботи оберненої мехлопати у вибої при розміщенні на під уступі із завантаженням в автосамоскид:

1 – обернена механічна лопата;
2 – автосамоскид; 3 – підступ із розпушеної скельної породи

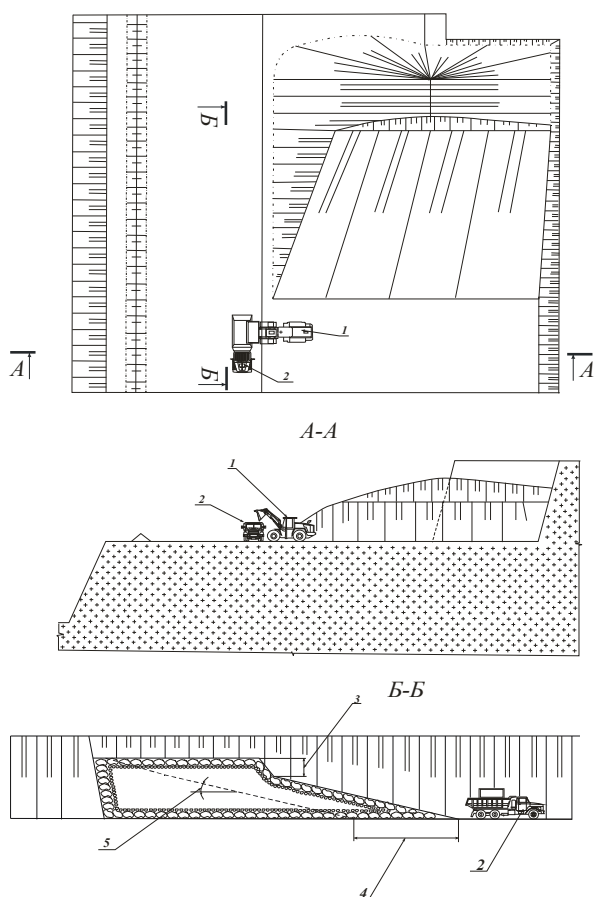


Рис. 1.6 – Схема роботи фронтального навантажувача при відпрацюванні розвалу гірських порід похилими шарами:

1 – фронтальний однокошовий навантажувач; 2 – автосамоскид ;
3 – висота похилого шару;
4 – горизонтальна довжина похилого шару; 5 – кут нахилу похилого шару до горизонтальної площини

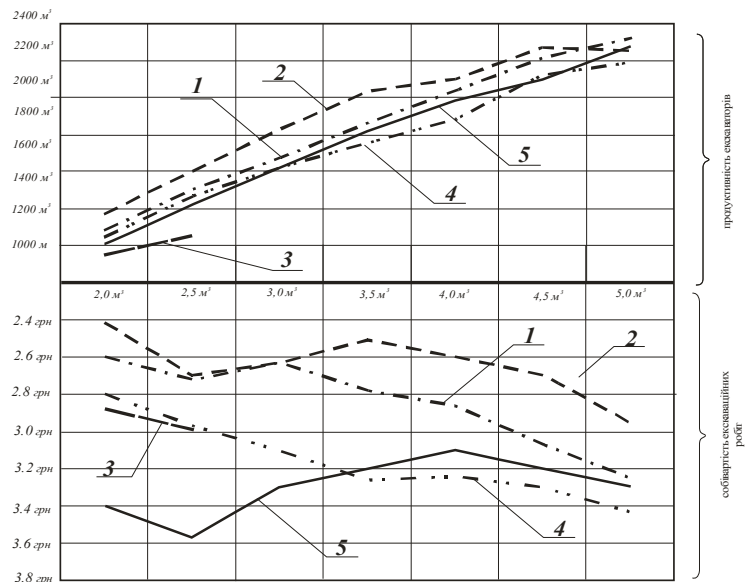


Рис. 1.7 – Номограма залежності змінної продуктивності та собівартості від ємкості ковша для прямої мехлопати розглянутих фірм виробників:

1 – КОМАТСУ; 2 – НУНДА; 3 – ОАО “БЕКС”; 4 – ЛІБХЕРР; 5 – САТЕРПІЛАР

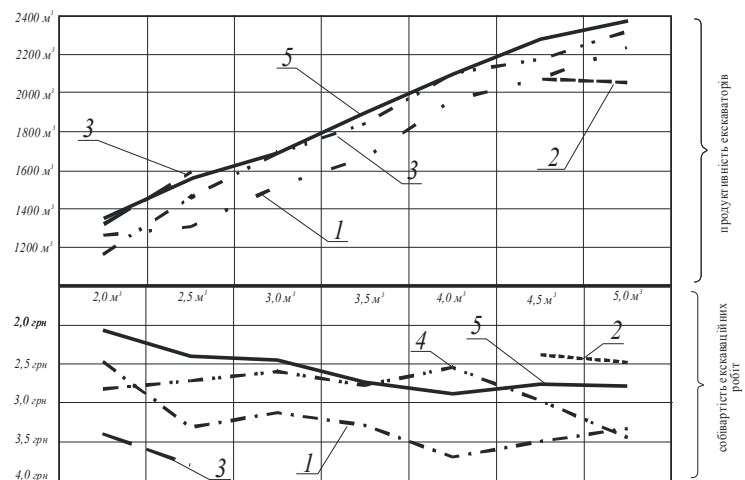


Рис. 1.8 – Номограма залежності змінної продуктивності та собівартості від ємкості ковша для оберненої мехлопати розглянутих фірм виробників:

1 – КОМАТСУ; 2 – НУНДА; 3 – ОАО “БЕКС”; 4 – ЛІБХЕРР; 5 – САТЕРПІЛАР

Аналіз розрахунків показав, що найбільша собівартість 1 м^3 виймально-навантажувальних робіт становить 1,43 грн. для ковшових навантажувачів фірми *CATERPILAR* ($E=2,5 \text{ м}^3$ $H_e=1080 \text{ м}^3/\text{зміну}$) та 1,5 грн. для обернених мехлопат фірми *КОМАТСУ* ($E=2,5 \text{ м}^3$ $H_e=1300 \text{ м}^3/\text{зміну}$). На 2-5 % зазначена собівартість вища в колісних навантажувачах фірми, *LIBHERR*, *КАВАСАКІ САТЕРПІЛАР* ($E=3,5-4,5 \text{ м}^3$ $H_e=1400-1600 \text{ м}^3/\text{зміну}$), ніж у відміченого вище навантажувача та на 20-33% більша в

обернених мехлопат цих же виробників і *HYUNDAI* ($E=2,0,3,0-4,0\text{ м}^3 H_g =1200$ і $1600-2000 \text{ м}^3/\text{зміну}$). Собівартість цих робіт для екскаваторів пряма мехлопата вища на 65-67% порівняно з розглянутим обладнанням при однаковій їх продуктивності.

Якщо поглянути на капітальні вкладення то вони залежать від металоємкості конструкцій обладнання. У фронтальних навантажувачів фірми *CATERPILAR* з об'ємом ковша $4,0 \text{ м}^3$ металоємкість 23,2 тонни, в екскаваторів тієї ж фірми 80,9 т., і 73,3 т. – відповідно обернена і пряма мехлопати. Із збільшенням експлуатаційної маси обладнання вартість теж збільшується. Тому при однакових об'ємах ковша капіталовкладення будуть менші для фронтальних навантажувачів ніж для екскаваторів.

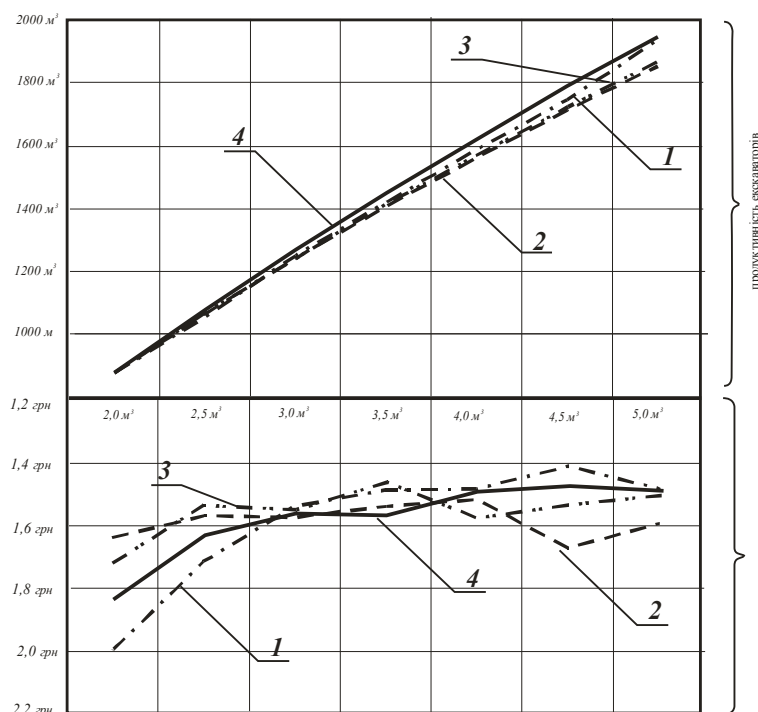


Рис. 1.9 – Монограма залежності змінної продуктивності та собівартості від об'єму ковша для фронтальних навантажувачів різних фірм:
1 – KOMATSU; 2 – KAWASAK; 3 – LIBHERR; 4 – CATERPILARM.

З урахуванням зазначеного можна рекомендувати комплектувати виймально-навантажувальні роботи на нерудних кар'єрах фронтальними однокошовими навантажувачами з вказаними параметрами і екскаваторів обернена мехлопата фірм *KOMATSU*, *CATERPILAR*. Слід зазначити, що найбільшу долю у собівартість 1 м^3 виймально-навантажувальних робіт вносять матеріальні витрати 62% та амортизація до 24% (див. рис. 1.10)

Доцільними в застосуванні на кар'єрах будуть також технологічні схеми виймально-навантажувальних робіт з використанням зазначеного обладнання. Тобто це схема роботи оберненої мехлопати верхнім і нижнім черпанням з завантаженням автосамоскидів на нижній площадці уступу (див. рис. 1.5) та схема відпрацювання уступів фронтальним однокошовим навантажувачем похилими шарами, які формують під кутом $10^{\circ} - 15^{\circ}$ до нижньої площадки (див. рис. 1.6) уздовж фронту уступу.

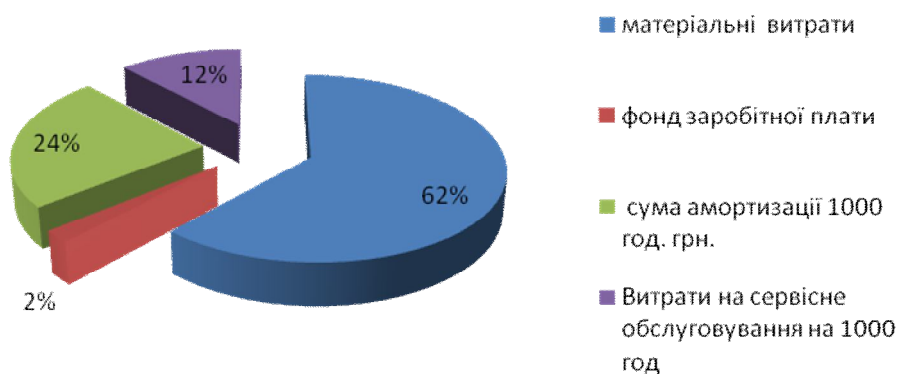


Рис. 1.10 – Схема складу собівартості виймально-навантажувальних робіт у процентному відношенні.

Отже, можна зробити висновок, що найбільш ефективними для впровадження на діючих нерудних кар'єрах є ковшові навантажувачі і гідравлічні обернені мехлопати фірм, *LIBHERR*, *KAWASAKI*, *CATERPILAR*, *HYUNDAI* з параметрами, геометричний об'єм ковша $2,5-4,5 \text{ м}^3$ та $2,0-4,0 \text{ м}^3$; змінна продуктивність $1080-1300 \text{ м}^3/\text{змін}$ і $1400-1600 \text{ м}^3/\text{змін}$ – відповідно навантажувачі, обернені мехлопати.

При терміні експлуатації навантажувачів і обернених мехлопат біля 20 років найменші капітальні вкладення, з врахуванням їх загальної металоємкості, будуть властиві обладнанню фірм виробників, а термін окупності цих капіталовкладень не перевищить 5-5,5 років.

На нерудних кар'єрах будівельних матеріалів впровадження виймально-навантажувальних робіт доцільно виконувати по технологічних схемах: застосування обернених мехлопат з відпрацюванням уступів верхнім і нижнім черпанням та завантаженням автосамоскидів на нижній площадці; застосування фронтальних колісних навантажувачів – з відпрацюванням вибоїв похилими

шарами, що формуються під кутом $10^{\circ} - 15^{\circ}$ до нижньої площадки уступу уздовж його фронту.

На основі досвіду роботи закордонних кар'єрів з видобутку нерудних корисних копалин та вітчизняних залізрудних кар'єрів можна зробити висновок, що зниження економічних витрат та зменшення обсягів шкідливих викидів можливе шляхом застосування стрічкових конвеєрів для транспортування гірничої маси. Застосування конвеєрного транспорту – це один з найбільш перспективних шляхів удосконалення транспортного ланцюга на нерудних кар'єрах будівельних матеріалів. Обмеженням використання є наявність значної кількості підірваної гірничої маси з нетранспортабельними для стрічкових конвеєрів фракціями (більше 250-350 мм), що значно обмежує область їх застосування на кар'єрах, що розробляють родовища твердих нерудних корисних копалин. Тому застосування конвеєрів можливо лише в комплексі з МДСУ та ланками НДСУ, розташованих в виробленому просторі таким чином, щоб транспортування відбувалося уже подрібненої гірничої маси з розміром куска менше 250-350 мм.

З огляду на вищезазначене, при проектуванні кар'єрів перед проектантами постає завдання вибору найбільш доцільної технологічної схеми, яка б відповідала економічним і екологічним вимогам, тобто мала оптимальне співвідношення виробничих, економічних та екологічних критеріїв вибору.

В цьому підрозділі наведені доповнені та оновлені результати розрахунків показників, необхідних для визначення екологічності та економічності технологічних схем та порівняння їх між собою.

Розглянуті наступні варіанти технологічних схем комбінації основного виробничого обладнання:

1. ЕКГ/К.Н. – А.Т. – ДСЗ;
2. ЕКГ – МДСУ/НДСУ – К.Н. – А.Т. – ПСГП;
3. ЕКГ – МДСУ (I стадія) – К.Н. – А.Т. – НДСУ – К.Т.;
4. ЕКГ/К.Н. – А.Т. – МДСУ – К.Н. – А.Т. – МПГП – К.Т.;
5. ЕКГ/К.Н. – МДУ – К.Т. – СЗ;
6. ЕКГ – А.Т. – МДСУ – К.Т. – ПСГП.

Варіант 1 – підірвана гірнича маса з розвалу виймається екскаваторами 1 (ЕКГ) й навантажується в засоби автомобільного транспорту 2 (АТ), який доставляє корисну копалину на поверхневий дробильно-сортувальний завод 3 (ДСЗ) (див. рис. 1.11). На ДСЗ відбувається подрібнення та сортування корисної копалини з розділенням на фракції. Готова продукція формується по фракціям в штабелях чи конусах, звідки й проводиться відвантаження товарної продукції споживачам.

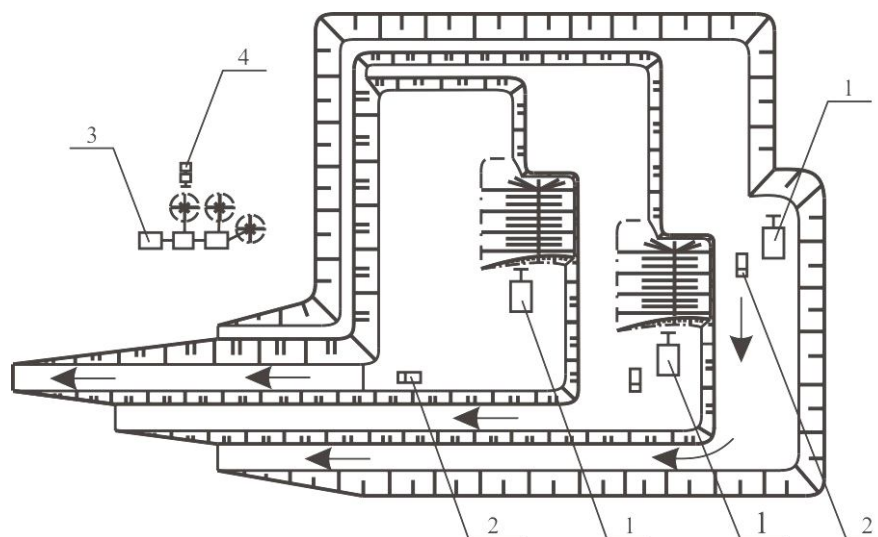


Рис. 1.11 – Технологічна схема виймання підірваних порід із подальшим завантаженням їх в автосамоскиди:

1 – екскаватор (пряма або обернена механічна лопата); 2 – автосамоскид;
3 – поверхневий дробильно-сортувальний завод; 4 – колісний навантажувач.

Варіант 2 – всі виробничі цикли процесу переробки гірничої маси в товарну продукцію виконуються в кар’єрі на робочій площадці (див. рис. 1.12). Екскаватор 4 (ЕКГ) розвантажує ківш в приймальний бункер дробарки 5. Подрібнена й відсортована готова продукція колісними навантажувачами 6 (К.Н.) завантажується в автосамоскиди 7 (А.Т.), які й здійснюють її доставку на поверхню. Завантаження готової продукції з поверхневих фракційних складів (штабелів) 10 здійснюється також колісним навантажувачем 6. Розвантаження корисної копалини в приймальний бункер дробарки дає можливість суттєво збільшити продуктивність екскаватора [16], а транспортування уже подрібненої та відсортованої продукції дозволяє зменшити витрати на внутрішньокар’єрні перевезення вантажів шляхом

збільшення насипної ваги продукції, тобто підвищити продуктивність автосамоскидів. Крім цього, можливий допуск автосамоскидів споживачів безпосередньо в кар'єр до МДСУ. Тут навантажувачем здійснюється завантаження даних автосамоскидів. При цьому витрати на зазначені транспортні перевезення в межах кар'єру не будуть відноситися на витрати кар'єру.

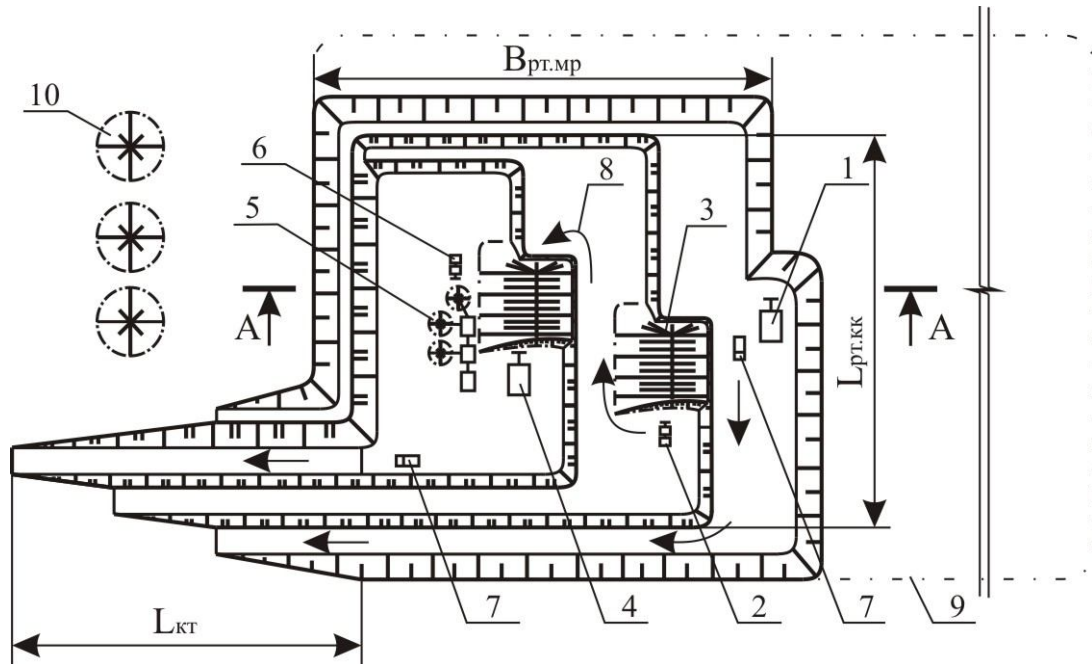


Рис. 1.12 – Технологічна схема кар'єра з транспортуванням готової продукції від МДСУ автосамоскидами:

1 – екскаватор на розкривних роботах; 2 – колісний навантажувач на видобувних роботах; 3 – розвал корисної копалини на уступі після її подрібнення вибухом; 4 – видобувний екскаватор; 5 – МДСУ (МДСУ) на робочій площадці видобувного уступу; 6 – навантажувач готової продукції в автосамоскиди; 7 – автосамоскид; 8 – напрям грузопотоку видобутої корисної копалини на верхньому уступі; 9 – граничний контур кар'єрного поля; 10 – поверхневі фракційні склади (штабеля).

Транспортування переробленої корисної копалини автомобільним транспортом здійснюється на поверхневий склад готової продукції (ПСГП) або безпосередньо споживачам. Гірнична маса з розвалу підірваних порід з верхнього видобувного уступу колісним навантажувачем 2 (див. рис. 1.12) буде перевозитися за напрямком 8 та розвантажуватися під укіс аналогічного розвалу підірваних

корисних копалин на нижньому видобувному уступі. Звідси породи виймаються тим же екскаватором 4.

Варіант 3 – виймання корисної копалини здійснюється екскаватором 1 (ЕКГ), який розвантажує ківш безпосередньо в приймальний бункер МДСУ 2 (перша стадія подрібнення) (див. рис. 1.13).

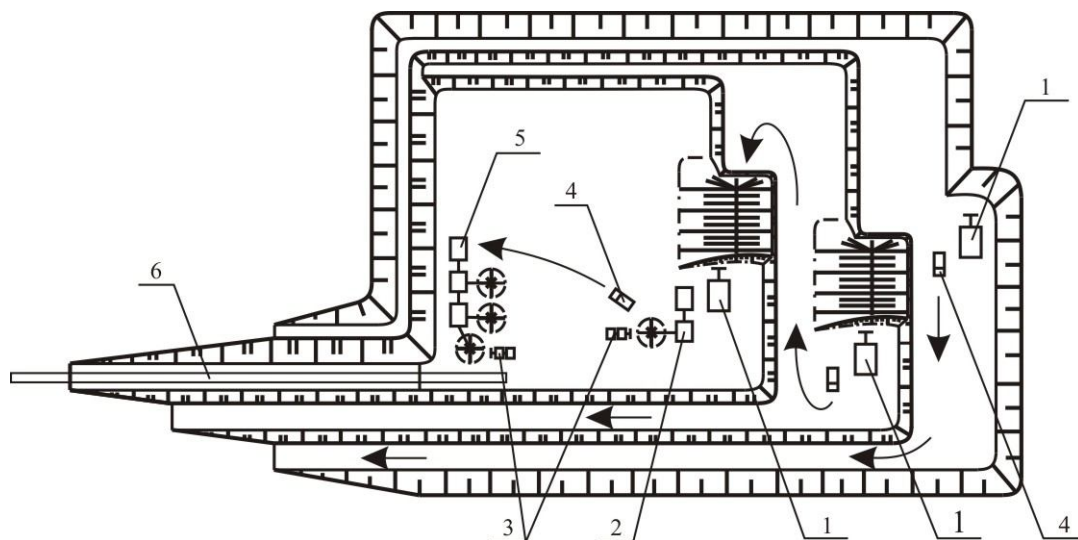


Рис. 1.13 – Технологічна схема виймання підірваних порід із подальшим завантаженням їх в МДСУ (I стадія подрібнення), розташовану в вибої:

1 – екскаватор (пряма або обернена механічна лопата); 2 – мобільна дробильно-сортувальна установка (перша ланка); 3 – колісний навантажувач; 4 – автосамоскид; 5 – напівстаціонарна дробильно-сортувальна установка, розташована біля неробочого борту кар'єра; 6 – конвеєрний підіймач.

Подрібнена продукція колісними навантажувачами 3 (К.Н.) завантажується в автосамоскиди 4 (А.Т.), які доставляють її до приймального бункера МДСУ 5, розташованого біля неробочого борту кар'єра. Для розвантаження автосамоскидів в бункер формуються спеціальні насипні площадки, так як висота бункера зазвичай більша висоти розвантаження автомашин. На МДСУ виконується подальша переробка корисних копалин. Готова фракційна продукція з штабелів завантажується на конвеєр 6 (К.Т.) (колісними навантажувачами 3 або з допомогою підштабелевої галереї) й доставляється на поверхневий склад або завантажується безпосередньо в транспортні засоби споживачів (залізничні потяги, автопоїзди).

В цьому варіанті 3 корисна копалина верхнього уступу відробляється екскаватором 1 (або навантажувачем) в автосамоскиди з доставкою її до розвалу підірваних порід нижнього уступу – аналогічно, як і в варіанті 2. За необхідності завантаження споживачам побутової продукції, така продукція може відвантажуватися безпосередньо в автосамоскиди на верхньому добувному уступі.

Варіант 4 – технологічна схема (див. рис. 1.14) komponується таким же обладнанням як і в варіанті 2 та 3. Характерною відмінністю цієї схеми є те, що підірвана гірнична маса з вибою виймається екскаватором 1 й завантажується відразу в автосамоскиди 4 (АТ), які доставляють її до МДСУ 2 звідки готова фракційна продукція автосамоскидами доставляється на майданчик приймання готової продукції (МПП) 5. Навантаження готової продукції на стрічковий конвеєр здійснюється при допомозі підштабелевої галереї 7 або інших подібних за конструкцією засобів.

Варіант 5 – підірвана гірнична маса екскаватором 4 (ЕКГ) виймається й завантажується безпосередньо в приймальний бункер мобільної дробильно-сортувальної установки 5 первинного або ж первинного і вторинного подрібнення (див. рис. 1.15). Від них повністю роздрібнена, але невідсортована на потрібні фракції, гірнична порода за допомогою пересувних вибійних конвеєрів 6 подається на магістральний підймальний конвеєр 10, яким транспортується на поверхню (див. рис. 1.15). Тобто в даному варіанті реалізовується циклічно-потокowa технологія. На борту кар'єру виконується сортування виданої гірничої маси на потрібні фракції готової продукції. При цьому сортувальне устаткування може використовуватися стаціонарного і напівстаціонарного виготовлення. Доставка гірничих порід з вище розташованих вибоїв (уступів) здійснюється колісними навантажувачами або автосамоскидами (після екскаваторного навантаження) аналогічно, як і в варіантах 2, 3.

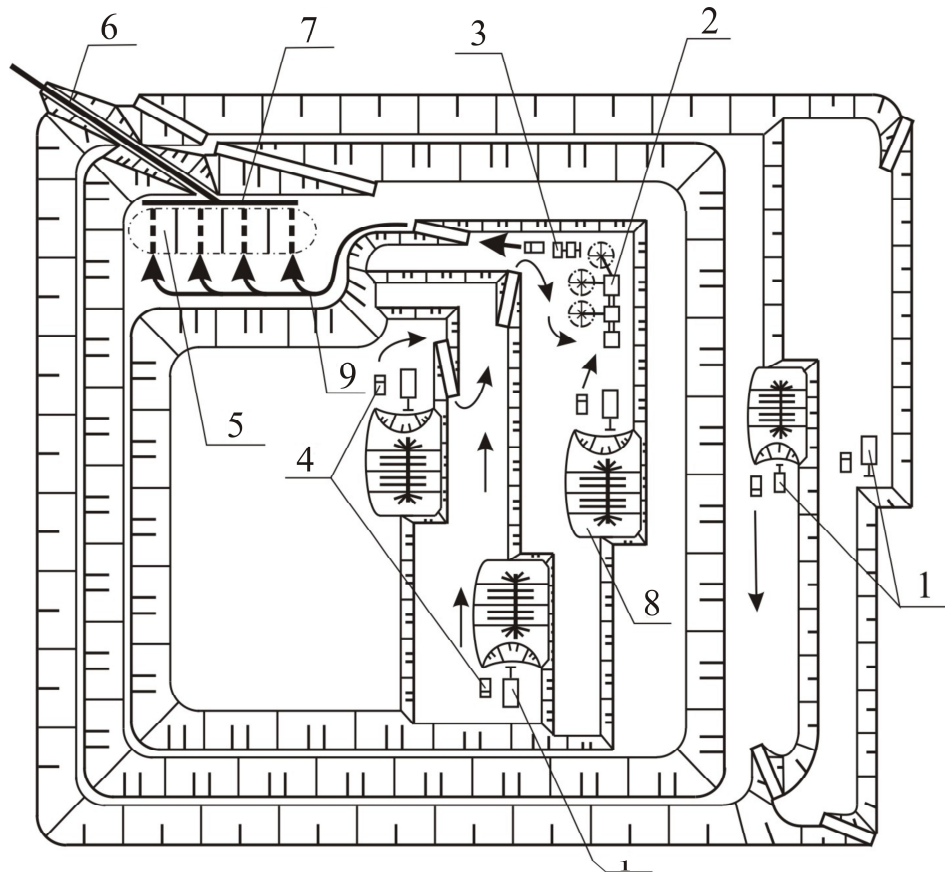


Рис.1.14 – Технологічна схема з облаштуванням внутрішньокар’єрного складу готової продукції і транспортуванням фракційного матеріалу конвеєрним транспортом:

1 – екскаватор (пряма або обернена мех. лопата); 2 – мобільна дробильно-сортувальна установка; 3 – колісний навантажувач; 4 – автосамоскид; 5 – майданчик приймання готової продукції; 6 – стрічковий конвеєр; 7 – підштабелева галерея; 8 – розвал порід, подрібнених вибухом; 9 – напрямок транспортування фракційної продукції, порід розкриття та відходів виробництва.

В технологічній схемі по варіанту 5 (так же як і в варіантах 3 і 4) капітальну траншею на видобувний горизонт на площадці якого розташовують конвеєр та напівстаціонарне або мобільне дробильне устаткування (НДУ, МДУ), доцільно проходити під кутом ухилу $10-12^\circ$ для підйомного магістрального конвеєра. При цьому ширину траншеї понизу необхідно приймати з урахуванням доцільності розташування паралельно конвеєру транспортної полоси для обслуговування його, вибійного конвеєра й екскаватора і дробильного устаткування. Якщо приймати зазначену величину ухилу траншеї, то для обслуговування гірничо-транспортно-

переробного устаткування доцільно застосовувати засоби на гусеничному ході (крани самохідні, тракторні тягачі з причепом тощо). Корисна копалина подається зазначеними конвеєрами на поверхню, де споруджено сортувальний завод (СЗ) для виділення фракційної готової продукції. В усьому іншому варіант 5 не відрізняється від розглянутого вище варіанту 4 за принципом роботи прийнятого устаткування.

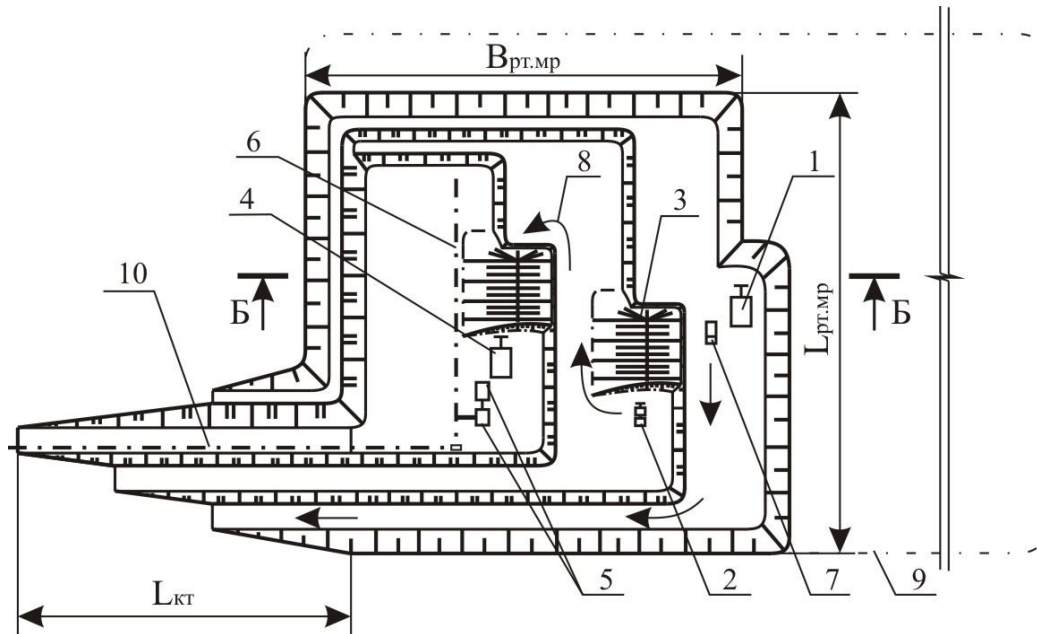


Рис.1.15 – Технологічна схема з розташуванням МДСУ біля екскаватора і транспортуванням подрібненої сировини вибійними й магістральними конвеєрами: 1 – екскаватор на розкривних роботах; 2 – колісний навантажувач на видобувних роботах; 3 – розвал корисної копалини на уступі після її подрібнення вибухом; 4 – видобувний екскаватор; 5 – пересувна чи мобільна дробильна установка(МДСУ/НДСУ); 6 – пересувний вибійний конвеєр; 7 – автосамоскид; 8 – напрям грузопотоку видобутої корисної копалини на верхньому уступі; 9 – граничний контур кар’єрного поля; 10 – магістральний підйомний конвеєр.

Варіант 6 – komponується тим обладнанням що і технологічні схеми за варіантами 3, 4 і 5 (див. рис. 1.16). Характерною особливістю цієї технологічної схеми є те, що НДСУ 4 значний час розташована стаціонарно, доставка з вибою підірваної гірничої маси до НДСУ здійснюється автосамоскидами 2. Подрібнена та відсортована сировина колісним навантажувачем 3 (або з допомогою підштабелевої галереї) навантажувється на підймальний стрічковий конвеєр, яким і

транспортується на поверхневий склад готової продукції (ПСГП). Після поглиблення кар'єру концентраційний горизонт разом з дробаркою переноситься на горизонт, розташований нижче, і відбувається нарощування підйомного конвеєра до нещодавно організованого майданчика прийому та переробки корисної копалини.

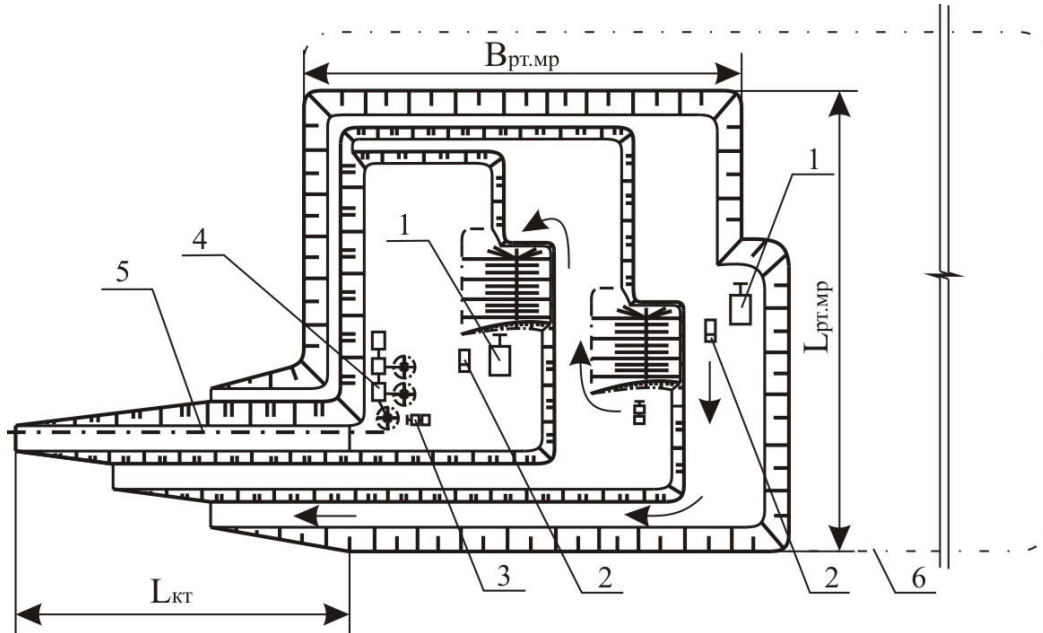


Рис. 1.16 – Технологічна схема з тимчасово-стаціонарним розташуванням НДСУ в виробленому просторі кар'єру і транспортуванням готової продукції стрічковим конвеєром:

1 – екскаватор; 2 – автосамоскид; 3 – колісний навантажувач; 4 – НДСУ; 5 – підйомний конвеєр; 6 – границьний контур кар'єрного поля.

Оцінка доцільності застосування зазначених варіантів технологічних схем може бути виконана за виробничими, економічними та екологічними критеріями. Таким виробничим критерієм може виступати менший термін проходки розкривних траншей на кар'єрі нерудних корисних копалин в тій чи іншій схемі при проведенні гірничо-капітальних робіт обладнанням, яке буде використовуватися на етапі експлуатації ($T_{П}$, днів). Економічні критерії в досліджуваних умовах – мінімальні величини питомих гірничо-капітальних вкладень на проходку ($K_{П}$) і експлуатаційних витрат на видобуток 1 м^3 корисної копалини в початковий період експлуатації кар'єру ($Z_{ЕП}$). До екологічних критеріїв відносять викиди шкідливих речовин та пилоутворення при транспортуванні гірничої маси в кар'єрі.

Визначення критеріїв виконується розрахунковим шляхом за наступними формулами:

$$T_{\Pi} = \frac{V_{KT} + V_{PT\Pi}}{\Sigma Q_{GPP}}, \text{ днів}, \quad (1.43)$$

$$\Sigma Q_{GPP} = 0,7 \cdot \frac{P_K + P_B}{260}, \text{ м}^3/\text{добу}, \quad (1.44)$$

$$K_{\Pi} = C_B \cdot (V_{BKT} + V_{BPT\Pi}) + C_E \cdot (V_{KT} + V_{PT\Pi}) + \frac{L_{CT} \cdot C_T \cdot (V_{KT} + V_{PT\Pi})}{\gamma} + \\ + C_{BV} \cdot (V_{MP} + V_{CP}) + C_{DP} \cdot V_{DP} + C_{ДСУ} \cdot V_{KK} + C_{ЗГП} \cdot V_{ЗГП}, \text{ грн.}, \quad (1.45)$$

$$З_{EP} = C_B \cdot (P_{CP} + P_{KK}) + C_E \cdot (P_{MP} + P_{CP} + P_{KK}) + l_{CT} \cdot P_{KK} \cdot \gamma_{KK} \cdot C_T + \\ L_{GP} \cdot P_{GP} \cdot \gamma_{GP} \cdot C_T + C_{ЗГП} \cdot P_{GP} + C_{ДСУ} \cdot P_{KK} + C_{DP} \cdot Q_{DP} + C_{BV} \cdot (P_{MP} + P_{CP}) + \\ + L_{BV} \cdot (P_{MP} + P_{CP}) \cdot \gamma_{PE} \cdot C_T + L_{PBP} \cdot C_{PBP} + L_{KBP} \cdot C_{KBP}, \text{ грн.}, \quad (1.46)$$

де ΣQ_{GPP} – загальна продуктивність виймального обладнання на проходці траншей, м³/добу;

C_B, C_E – собівартість буропідричних робіт для отримання 1 м³ гірничої маси та її виймання у вибоях, грн;

C_{BV} – собівартість відвалоутворення 1 м³ порід розкриття, грн;

C_T, C_{DP} – собівартість транспортування 1 ткм та допоміжних робіт по ремонту 1 м² площадок і доріг в кар'єрі, грн;

$C_{ДСУ}, C_{ЗГП}$ – собівартість переробки 1 м³ порід на ПДСУ (МДСУ) та завантаження 1 м³ готової продукції в транспортні засоби, грн;

$V_{BKT}, V_{BPT\Pi}$ – об'єми буріння при відпрацюванні скельних порід корисних копалин та розкриття при проходці траншей, пог.м;

L_{CT} – середня відстань перевезень гірничих порід при проходці траншей, км; γ – об'ємна вага порід при перевезеннях, т/м³;

V_{MP}, V_{CP}, V_{KK} – обсяг відповідно м'якого і скельного розкриття та корисних копалин при проходці траншей, м³;

$V_{ДР}$, $V_{ГП}$ – обсяги допоміжних робіт при проходці траншей та готової продукції, що при цьому завантажується споживачам, m^3 ;

$П_{СР}$, $П_{КК}$, $П_{МР}$ – продуктивність кар'єру відповідно по скельному розкриву, корисній копалині та м'яких породах розкриву, $m^3/рік$;

$\gamma_{КК}$ – об'ємна вага корисної копалини, t/m^3 ;

$L_{ГП}$ – середня відстань перевезення готової продукції від ПДСУ (МДСУ) до пункту завантаження споживачам, км;

$\gamma_{ГП}$ – об'ємна вага готової продукції, t/m^3 ;

$П_{ГП}$ – продуктивність кар'єру по готовій продукції, $m^3/рік$;

$Q_{ДР}$ – обсяг допоміжних робіт з планування площадок і доріг при експлуатації, $m^2/рік$;

$L_{ВУ}$ – середня відстань перевезень порід розкриву до відвалу, км; $\gamma_{РВ}$ – об'ємна вага порід розкриву, t/m^3 ;

$С_{РВР}$, $С_{КВР}$ – витрати на переміщення відповідно ПДСУ (МДСУ) та конвеєрів на відстань 1 км, грн;

$П_{К}$, $П_{В}$ – продуктивність екскаваторів відповідно добувного та розкривного при відвантажування гірничої маси в автосамоскиди і колісні навантажувачі, $m^3/рік$.

При виконанні розрахунків показників екологічних критеріїв до уваги бралися викиди газу, шкідливих речовин та пилоутворення при виконанні транспортних робіт. Викиди шкідливих речовин та пилоутворення при вийманні, переробці та складуванні готової продукції до уваги не бралися, так як ці процеси виконуються в усіх розглянутих технологічних схемах однотипним обладнанням і суттєво не вплинуть на визначення раціональної схеми комбінації основного виробничого обладнання.

Розрахунки проведені для 4-х базових типів кар'єрів [12]. Результати проведених розрахунків приведені в табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Розрахункові величини виробничого, економічних та екологічних критеріїв оцінки доцільності застосування технологічних схем розкриття і розробки родовищ

№ п/п	Типи кар'єрів	Технологічні схеми	Виробничий критерій	Економічні критерії		Екологічні критерії			
			Термін прохідки розкривних траншей <i>T_п</i> , діб	Питомі гірничо-капітальні вкладення <i>K_п</i> , грн/м ³	Експлуатаційні витрати на видобуток 1 м ³ корисної копалини <i>З_{еп}</i> , грн/м ³	Викиди шкідливих газів, т/рік			Пилоутворення, т/рік
						Оксид вуглецю CO	Вуглеводень CH	Оксид азоту NO	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Глибокі кар'єри великої площі	- варіант 1;	834	0,3508	34,8	12,51	7,51	3,75	8,12
		- варіант 2;	834	0,3511	31,6	12,51	7,51	3,75	8,12
		- варіант 3;	707	0,2696	31,0	4,0	2,4	1,23	6,2
		- варіант 4;	707	0,2845	31,2	3,9	2,4	1,23	6,0
		- варіант 5;	449	0,1937	30,9	-	-	-	4,72
		- варіант 6	707	0,2995	31,4	4,17	2,5	1,25	7,29
2	Глибокі кар'єри середньої площі	- варіант 1;	399	0,7058	31,1	5,56	3,34	1,67	5,44
		- варіант 2;	399	0,7073	29,1	5,56	3,34	1,67	5,44
		- варіант 3;	302	0,4856	28,5	2,0	1,23	0,61	4,1
		- варіант 4;	302	0,5126	28,7	1,9	1,23	0,61	4,1
		- варіант 5;	179	0,3281	28,4	-	-	-	2,46
		- варіант 6	302	0,5396	28,7	2,09	1,25	0,63	4,47
3	Кар'єри середньої глибини та площі	- варіант 1;	193	0,4940	27,7	2,78	1,67	0,834	4,37
		- варіант 2;	193	0,4948	26,1	2,78	1,67	0,834	4,37
		- варіант 3;	153	0,3554	25,6	1,35	0,8	0,41	3,2
		- варіант 4;	153	0,3752	25,8	1,35	0,8	0,41	3,1
		- варіант 5;	107	0,2831	25,5	-	-	-	2,25
		- варіант 6	153	0,3949	25,9	1,39	0,834	0,42	3,48
4	Кар'єри середньої глибини та малої площі	- варіант 1;	107	1,1857	28,8	1,39	0,834	0,417	3,94
		- варіант 2;	107	1,1857	27,4	1,39	0,834	0,417	3,94
		- варіант 3;	57	0,6220	26,7	1,1	0,75	0,3	2,95
		- варіант 4;	57	0,6565	26,8	1,1	0,75	0,29	3,0
		- варіант 5;	40	0,5262	26,6	-	-	-	2,25
		- варіант 6	57	0,6911	27,0	1,19	0,79	0,31	3,22

Висновки:

Спираючись на дослідження, проведені в цьому розділі, вітчизняний та закордонний досвід роботи можна зробити висновок, що найбільший негативний вплив на навколишнє середовище з обладнання, що застосовується в розглянутих технологічних схемах, має автомобільний транспорт. Це зумовлюється значними обсягами викидів шкідливих газів в наслідок роботи двигунів автосамосвалів та пилоутворення (здебільшого за рахунок пиління з-під коліс).

На основі отриманих результатів досліджень можна зробити висновок, що з точки зору економічності та екологічності при розробці родовищ твердих нерудних корисних копалин найбільш доцільними є технологічні схеми з застосуванням перших ланок НДСУ (МДСУ) в вибої кар'єра, подрібненням та класифікацією корисної копалини на площадці, розташованій на неробочому борті кар'єру та видачею готової продукції на поверхню конвеєрним транспортом (варіанти 3, 4, 5, 6), так як ці схеми мають найоптимальніше співвідношення виробничих, економічних та екологічних критеріїв.

Таким чином термін проходки розкривних траншей в зазначених схемах менший у 1,18-2,6 рази, що посприяло відповідному зниженню величини експлуатаційних витрат на видобуток 1 м³ корисної копалини на 7,7–10,3 %, в порівнянні з технологічними схемами використанням автосамоскидів як основного транспортного обладнання. За рахунок зменшення відстані транспортування та суттєвого зменшення кількості автосамоскидів (варіанти 3, 4, 6) у технологічних схемах з використанням стрічкових конвеєрів (варіанти 3, 4, 5, 6) зменшені обсяги пилоутворення в 1,7-2,53 рази, та викидів шкідливих речовин: оксиду вуглецю, вуглеводню та оксиду азоту – в 1,2-3,1 рази. В технологічній схемі ЕКГ/К.Н. – МДУ – К.Т. – СЗ; (варіант 5) викиди шкідливих речовин відсутні, так як в ній відсутня ланка автомобільного транспорту (при реалізації схеми в кар'єрі з одним уступом у роботі).

Як видно з результатів розрахунків (див. табл. 1.7) викиди шкідливих газів та пилоутворення в технологічних схемах із застосуванням конвеєрного транспорту нижчі ніж у схемах з автомобільним транспортом. Тому застосування стрічкових

конвеєрів дозволяє значно зменшити розміри СЗЗ (до 300 м), що робить можливим розробку родовищ, які розташовані на незначній відстані від населених пунктів.

Враховуючи велику вартість стрічкових конвеєрів (а особливо великі капітальні вкладення на придбання стрічки для транспортування підірваної гірничої маси та щебеню) на початковому етапі розробки кар'єра витрати на придбання обладнання при конвеєрному транспорті вищі, ніж при автомобільному транспорті. По мірі поглиблення кар'єра витрати на придбання транспортного обладнання в варіантах 1 і 2 збільшується більш інтенсивно ніж в варіантах 3, 4, 5 і 6. Це пов'язано, в першу чергу, з різким зростанням кількості автосамоскидів, необхідних для транспортування корисної копалини з розташованих нижче горизонтів в порівнянні з відносно невеликим збільшенням довжини траси конвеєра для транспортування з того ж горизонту.

При розробці родовищ твердих нерудних корисних копалин по технологічних схемах за варіантами 2, 3 і 5 (схеми з розташуванням перших ланок дробарки біля забою екскаватора) виникає ряд труднощів, пов'язаних з необхідністю частого пересування МДСУ (вслід за пересуванням екскаватору), необхідності постійного планування площадки для її розташування бульдозером, необхідності відведення та укриття установки (а в технологічній схемі за варіантом 5 ще й стрічкового конвеєра) під час виконання масового вибуху та витрати часу, необхідного на облаштування площадки під їх розміщення. Застосування на нерудних кар'єрах будівельних матеріалів схем з розташуванням вузлів дробильно-сортувального комплексу в вибої доцільно лише в технологічних схемах з повною конвеєризацією, використання яких без попереднього подрібнення гірничої маси призводить до швидкого виходу з ладу стрічкового конвеєра.

З огляду на вищезазначене в подальших розрахунках будуть розглядатися як найбільш доцільні технологічні схеми з мобільним і напівстаціонарним розташуванням комплексів дробильно-сортувального устаткування в виробленому просторі кар'єру та транспортуванням фракційної продукції на поверхню стрічковими конвеєрами (варіант 1, 4, 5 і 6).

Тому для визначення ефективної області застосування технологічних схем розглянуті наступні комбінації основного виробничого обладнання (згідно їх нумерації, наведеної вище):

1. ЕКГ/К.Н. – А.Т. – ДСЗ;
4. ЕКГ/К.Н. – А.Т. – МДСУ – К.Н. – А.Т. – МПГП – К.Т.;
5. ЕКГ/К.Н. – МДУ – К.Т. – СЗ;
6. ЕКГ – А.Т. – МДСУ – К.Т. – ПСГП.

Методика розрахунку і отримані результати наведені нижче.

Витрати на придбання транспортного устаткування в технологічних схемам з доставкою корисної копалини на поверхню автосамоскидами (варіант 1). Ці витрати залежать, в першу чергу від кількості транспортного обладнання в рухомому парку.

Розрахунок визначення кількості автосамоскидів виконаний згідно «Норм технологічного проектування підприємств промисловості нерудних будівельних матеріалів» [13].

Необхідна кількість автосамоскидів визначається по формулі:

$$n_a = \frac{Q_{зм}}{H_a \cdot K_{m.z.}}, \text{ од.}, \quad (1.47)$$

де $Q_{зм}$ – змінна продуктивність кар'єру по корисній копалині, м³/зміну;
 $K_{m.z.}$ – коефіцієнт технічної готовності автопарку.

Норма виробітку автосамоскидів визначається по формулі:

$$H_e = \frac{T_{зм} - T_{п.з} - T_{o.n.}}{T_{рейса}} Q_a, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (1.48)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни;

$T_{п.з.}$ – час виконання підготовчо-заключних операцій;

$T_{o.n.}$ – час на особисті потреби;

T_p – час рейса, хв;

Q_a – об'єм гірничої маси в одному автосамоскиді, м³.

Розрахунок часу рейса $T_{рейса}$ автосамоскида визначається за формулою:

$$T_{рейса} = 2l_a \frac{60}{v_c} + T_{нав} + T_p + T_{оч} + T_{у.н} + T_{у.р}, \quad (1.49)$$

де l_a – відстань транспортування в один кінець, км;

v_c – середня швидкість руху автосамоскида;

$T_{нав}$ – час навантажування одного автосамоскида;

T_p – час розвантаження одного автосамоскида;

$T_{оч}$ – час очікування автосамоскида екскаватором;

$T_{у.н}$ – час установки автосамоскида під навантаження;

$T_{у.р}$ – час установки автосамоскида на розвантаження.

$$l_a = \frac{H_k}{i \cdot 1000} \cdot K_{р.т.} + \frac{B_k - (n_y - 1) \cdot (B_{р.н.} + B_{б.б.})}{1000} + l_{нов.}, \text{ км} \quad (1.50)$$

де H_k – глибина кар'єру, м;

$K_{р.т.}$ – коефіцієнт розвитку траси;

i – керівний ухил капітальної траншеї;

B_k – ширина кар'єру поверху (відповідно до класифікації [12]);

n_y – кількість розкривних і видобувних уступів;

$B_{р.н.}$ – ширина робочої площадки;

$B_{б.б.}$ – ширина берми безпеки;

$l_{нов.}$ – довжина транспортування корисної копалини від капітальної траншеї до поверхневого дробильно-сортувального комплексу (у розрахунках приймається рівною 0,2 км).

$$H_k = H_p + h_y \cdot n_{в.у.}, \text{ м}, \quad (1.51)$$

де H_p – потужність порід розкриву, м;

h_y – висота видобувного уступу;

$n_{в.у.}$ – кількість видобувних уступів.

На підставі наведеної методики розрахунку були проведені розрахунки по визначенню кількості автосамоскидів і збільшення їхньої чисельності для транспортування корисної копалини при поглибленні кар'єр. Результати розрахунків кількості транспортного устаткування наведені в таблиці 1.8.

Витрати на придбання транспортного обладнання в технологічних схемах з використанням стрічкових конвеєрів та вузлів дробильно-сортувальних установок в виробленому просторі будуть залежати від довжини конвеєра (варіант 5) і від довжини конвеєра та кількості автосамоскидів для внутрішньокар'єрного переміщення корисної копалини (варіанти 4, 6).

Розрахунок виконаний згідно «Норм технологічного проектування підприємств промисловості нерудних будівельних матеріалів» [13] і Довіднику по проектуванню стрічкових конвеєрів [117] для 4-х базових типів кар'єрів.

Ширина стрічки конвеєра визначається виходячи з годинної продуктивності кар'єру по формулі:

$$B = \sqrt{\frac{Q}{C \cdot v \cdot \gamma}} \text{ м,} \quad (1.52)$$

де Q – продуктивність кар'єру, т/год;

C – коефіцієнт, що залежить від кута укосу матеріалу на стрічці й кута нахилу роликів;

v – швидкість руху стрічки;

γ – об'ємна маса вантажу.

Довжина переміщення корисної копалини стрічковим конвеєром визначається за формулою:

$$l_{\text{конв.}} = \frac{H_{\kappa}}{1000 \times \sin \varphi} + l_{\text{нов}}, \text{ км} \quad (1.53)$$

де φ – кут нахилу конвеєра, град;

$l_{\text{нов}}$ – довжина транспортування корисної копалини від капітальної траншеї до поверхневого дробильно-сортувального комплексу.

Розрахунок кількості автосамоскидів, задіяних на внутрішньокар'єрному переміщенні корисної копалини (варіант 4, 6).

Необхідна кількість автосамоскидів визначається згідно методики, наведеної вище (формули 1-5). Відмінністю є лише те, що відстань транспортування автосамоскидами для розрахунків за формулою (1.49) буде розраховуватись:

$$l_{\text{авн}} = \frac{B_{\kappa} - (n_{\gamma} - 1) \cdot (B_{\text{р.н.}} + B_{\text{б.б.}})}{1000}, \text{ км,} \quad (1.54)$$

B_k – ширина кар'єру поверху (відповідно до класифікації [12]);

n_y – кількість розкривних і видобувних уступів;

$B_{p.n.}$ – ширина робочої площадки;

$B_{б.б.}$ – ширина берми безпеки;

Результати розрахунків кількості транспортного устаткування наведені в таблиці 1.8.

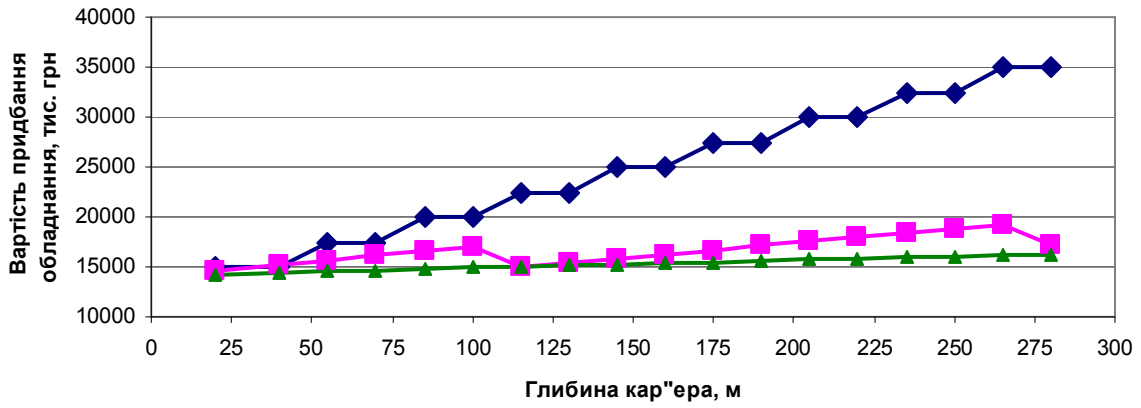
Стримуючим фактором введення стрічкових конвеєрів в вироблений простір кар'єра може виступати вартість придбання обладнання.

На основі розрахунків рухомого парку (результати яких наведені в табл. 1.8) були порівняні затрати на придбання транспортного обладнання, результати яких наведені на рис. 1.17.

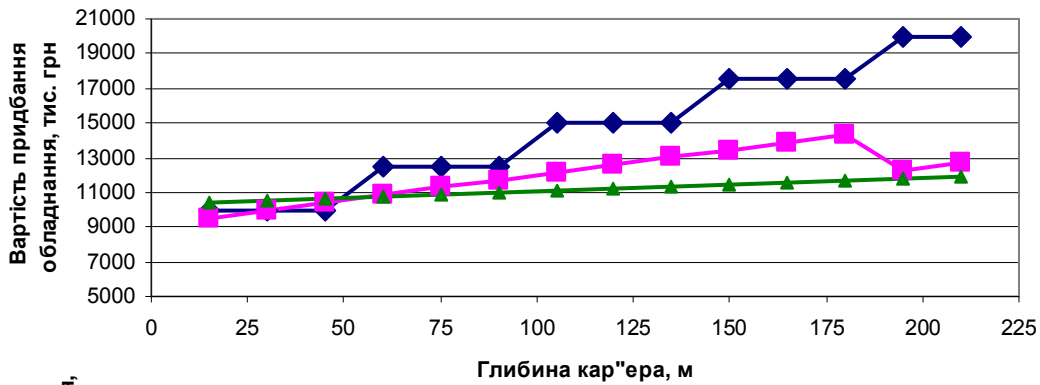
Згідно з результатів розрахунків (див. рис. 1.17), можна стверджувати, що для кар'єрів I та II типів застосування досліджуваних технологічних схем буде доцільним з відмітки 45-50 м. Для кар'єрів, які відносяться до III типу застосування цих технологічних схем можливе на глибині не менше ніж 50 м. Це, в першу чергу, пояснюється невеликою річною продуктивністю кар'єрів, що в свою чергу призводить до незначного збільшення кількості автосамоскидів при поглибленні кар'єра.

Для кар'єрів, що відносяться до IV типу кар'єрів, застосування технологічних схем (варіанти 4, 6) згідно результатів проведених досліджень, недоцільно. Це пояснюється тим, що ці кар'єри мають невелику продуктивність та розміри кар'єрного поля, в зв'язку з чим кількість автосамоскидів у варіанті 1 не відрізняється (або не значно відрізняється) від кількості автосамоскидів для внутрішньокар'єрного переміщення корисної копалини у варіантах 4 і 6 (див. табл. 1.8). Для цих типів кар'єрів можливе застосування технологічних схем з повною конвеєризацією (варіант 5), за умов спорудження укриттів для захисту стрічкових конвеєрів [18 Т.2 Кн.1].

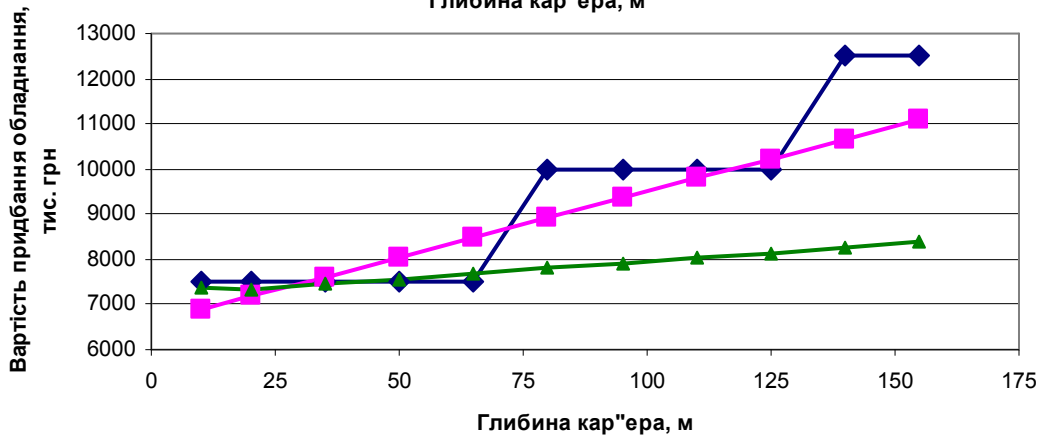
На основі отриманих результатів досліджень слідує, що такі технологічні схеми з використанням стрічкових конвеєрів і ланок МДСУ, ПДСУ, СДА у виробленому просторі ефективно застосовувати на усіх типових нерудних кар'єрах.



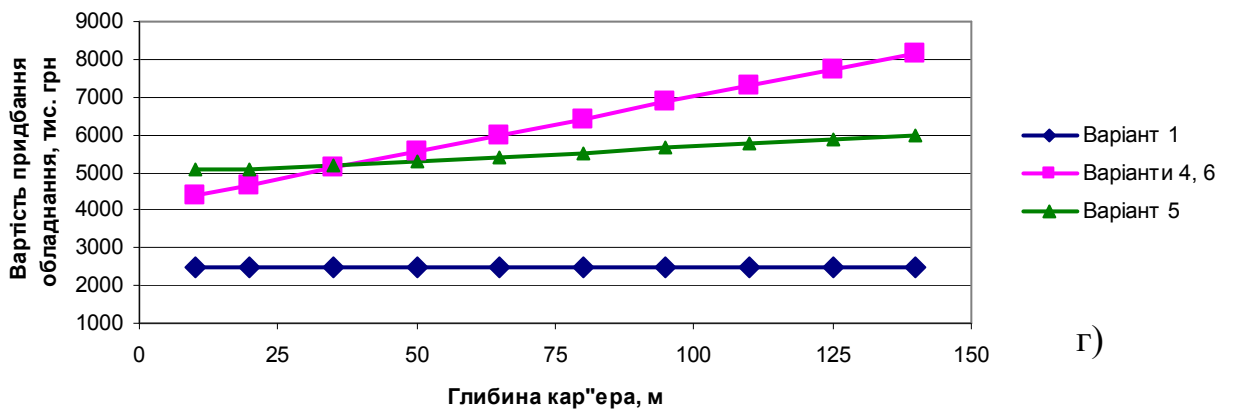
а)



б)



в)



г)

Рис. 1.17 – Графіки змін вартості придбання обладнання від глибини кар'єра:

а) – для I типу кар'єрів; б) – для II типу кар'єрів; в) – для III типу кар'єрів;
 г) – для IV типу кар'єрів;

1.1.4 Схеми навантажувально-транспортних робіт з перепуском гірничої маси на концентраційні горизонти

Попередніми дослідженнями [1, 19, 20] було доведено, що розробку нерудних родовищ для отримання щебеневої продукції економічно доцільно виконувати з вийманням гірничих порід в крутих шарах. Перевагами зазначеної технології розробки родовищ нерудних (будівельних) корисних копалин є: можливість відпрацювання покладів з мінімальним поточним коефіцієнтом розкриву; складування її й інших відходів гірничого виробництва в межах кар'єрного поля без відводу додаткових ділянок землі для розміщення відвалів; маневрування об'ємами вилучення сировини від верхнього до нижнього видобувних горизонтів у кар'єрі; поступове залучення у відпрацювання земель в границях кар'єрного поля з використанням вільних його площ по прямому призначенню (сільськогосподарське виробництво, лісогосподарство, косовиця). Така технологія реалізується шляхом вилучення корисної копалини послідовно в масиві від верхнього уступу до нижнього на глибину $(H_i + H_e)$ уздовж усього фронту гірничих робіт довжиною L_o , у межах обмеженої ширини крутого шару B_c (див. рис. 1.18).

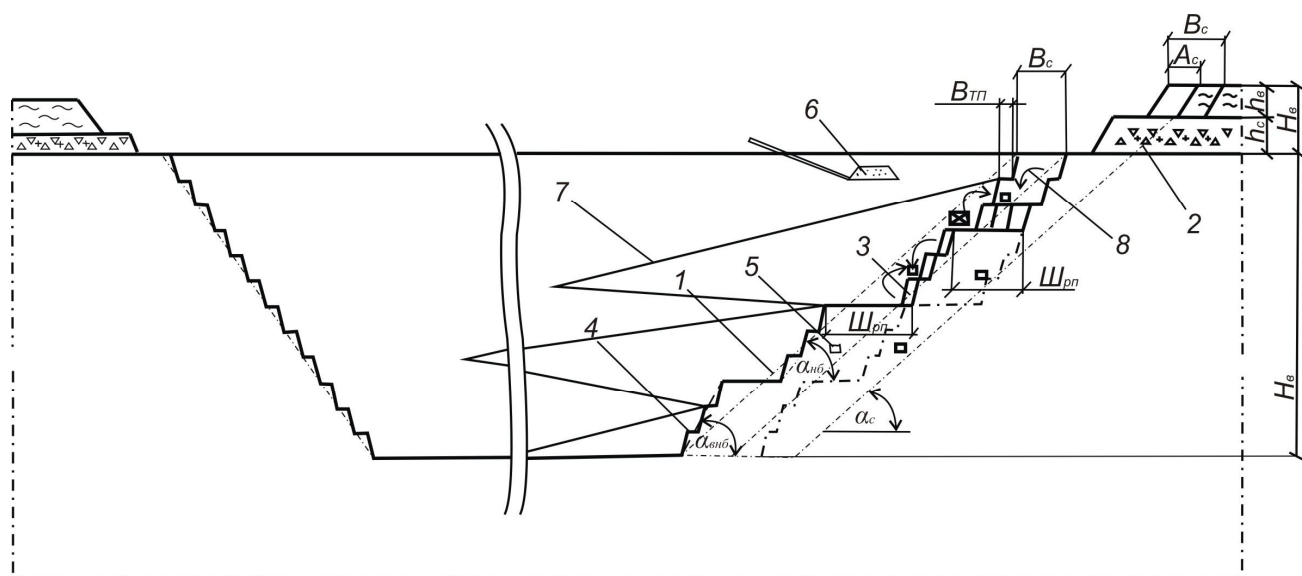


Рис. 1.18 – Схема розробки нерудних родовищ крутими шарами із застосуванням комплексів дробильно-сортувальних установок і транспортною доставкою корисної копалини на майданчик МДСУ:

1 – контур крутого виймального шару по корисній копалині; 2 – контур виймального шару по породам розкриву; 3 – робочі уступи на ділянці виробництва гірничих робіт (розконсервації тимчасово-неробочої ділянки борту); 4 – тимчасово неробоча ділянка борту; 5 – майданчик для розміщення комплексу устаткування МДСУ; 6 – основний склад готової продукції на неробочому борті кар'єру; 7 – стаціонарні розкривні напівтраншеї-з'їзди; 8 – напрямки доставки корисної копалини до МДСУ з інших горизонтів.

Товща порід розкриву загальною потужністю H_6 , включаючи четвертинні наноси потужністю h_n і скельні вивітрені породи h_c , розробляється з випередженням фронту розкривних робіт не менш чим на величину B_c відносно фронту видобувних робіт. У відпрацюванні одночасно може перебувати 1-3 добувних уступу, що залежить від потужності кар'єру й продуктивності одного гірничо-виймальної ланки комплексу видобувного устаткування. За традицією в кар'єрах будівельних матеріалів прагнуть мати не менш двох робочих вибоїв: один в роботі, інший резервно-робочий. Як показали дослідження [19, 21], відпрацювання корисної копалини в крутому виїмковому шарі доцільно виконувати за схемою, в якій гірничо-виймальні механізми розташовуються на суміжних по висоті уступах. Після доробки блоку порід на ширину крутого шару B_c верхнім видобувним горизонтом екскаватор (або інший гірничо-виймальний механізм) переводиться на відпрацювання нижчерозташованого уступу, який перебуває за останнім горизонтом суміжних розроблювальних уступів.

Розкриття кожного з розроблювальних видобувних уступів здійснюється за допомогою стаціонарних напівтраншей-з'їздів, які відбудовані на боковому неробочому борті кар'єру, а також (при необхідності) у торцевій частині робочого борту із застосуванням ковзних насипних з'їздів. Зазначені напівтраншеї-з'їзди формують із такими ухилами, щоб забезпечувалася можливість переміщення по них (униз і нагору) комплексів МДСУ. Такі переїзди МДСУ здійснюють не тільки при їхньому переміщенні з одного уступу на нижчележачий у процесі відпрацювання крутого шару, а й при відводі установки в безпечне місце (за 250-300 м) від місця виробництва підривних робіт на обуреному блоці у вибої.

У наслідок значних капітальних вкладень на придбання мобільних дробильно-сортувальних установок на досліджуваних кар'єрах може застосовуватися тільки одна МДСУ необхідної продуктивності в кар'єрі. З урахуванням зазначеного технологічні схеми гірничих робіт у нерудному кар'єрі для виробництва будівельного щебеню були розділені на наступні: схема 1 – гірничі роботи ведуться тільки на одному горизонті, МДСУ розташоване у вибої, переміщують його слідом за посуванням вибою, готова продукція з конусоподібних складів на робочому майданчику відвантажується в автотранспорт колісними навантажувачами; схема 2 – гірничі роботи ведуться на 2-3-х горизонтах, МДСУ розташоване у вибої верхнього або середнього (якщо у відпрацюванні 3 уступу) горизонту, із суміжних видобувних уступів, що відробляються, корисна копалина доставляється до майданчика із МДСУ автотранспортом або колісними навантажувачами, готова продукція відвантажується й вивозиться аналогічно схемі 1; схема 3 – гірничі роботи ведуться на 2-3-х горизонтах, МДСУ розташоване у вибої нижнього уступу серед суміжних, що відпрацьовуються, (концентраційний уступ), з верхніх розроблювальних горизонтів корисна копалина переєккавується на концентраційний уступ, звідки разом з породою концентраційного уступу відробляється загальним вибоєм і тут же перероблюється в МДСУ, відвантаження й вивезення готової продукції здійснюють аналогічно схемі 1.

У всіх зазначених технологічних схемах комплекс МДСУ розташовується безпосередньо у вибої кар'єру, тут же здійснюється повна переробка корисної копалини, а готова продукція (3-4 фракції щебенів і фракція піщано-глинистої суміші) складається в конусоподібних складах-штабелях на робочому майданчику дробильно-сортувальної установки. Її відвантаження виконують колісними навантажувачами або екскаваторами в засоби автомобільного транспорту. Далі щебінь або піщана суміш доставляється безпосередньо споживачам або ж на кар'єрний склад готової продукції (згідно наприклад рис. 1.14). З такого складу продукцію відвантажують у засоби магістрального транспорту (залізничні вагони, великотоннажні автофургони, на баржі й ін. судна водного транспорту) для доставки основним, далеко розташованим споживачам. Ці склади готової продукції можуть

бути розташованими як на поверхні, так і на майданчику неробочого уступу на глибині 30-50 м усередині кар'єру [22]. Вони обладнаються навантажувальними комплексами, що забезпечують ефективно, ресурсозберігаюче завантаження щебенів і піску в засоби магістрального транспорту, наприклад підштабелевими конвеєрами, грейферними, роторними навантажувачами, абзетцерами, стакерами, конвеєрними навантажувачами й ін. механізмами.

У схемі 2 комплекс МДСУ розміщують, як правило, на середньому уступі групи, що відпрацьовується, 3-х горизонтів або ж на нижньому уступі – при 2-х горизонтах. У цьому випадку забезпечуються мінімальні транспортні витрати на переміщення корисної копалини до майданчика МДСУ: з вибою вищележачого уступу породи автотранспортом або колісними навантажувачами доставляються по транспортному майданчику цього ж горизонту до місця знаходження майданчика МДСУ, потім розвантажуються під укіс висаджених порід нижчележачого уступу – поперед вибою екскаватора, що завантажує бункер первинної дробарки МДСУ; з вибою нижчерозташованого уступу корисна копалина аналогічна доставляється на майданчик МДСУ верхнього уступу, де підвалюється до наявного розвалу порід у вибої.

При реалізації схеми 3 комплекс МДСУ розташовується на концентраційному уступі, до якого корисна копалина підвалюється із двох верхніх горизонтів шляхом безпосередньої переекскавації й підвозу порід до укусу колісним навантажувачем.

У схемі з переекскавацією й підвалкою порід за лінією брівки уступу корисна копалина гравітаційно переспускається на майданчик концентраційного уступу, і нею підвалюється укіс уступу поперед майданчика МДСУ (див. рис. 1.19).

Висота видобувних уступів у кар'єрах повинна відповідати параметрам гірничо-виймального устаткування. При цьому висота вибою (розвалу) не повинна перевищувати максимальну висоту черпання екскаватора H_q^{\max} або підйому ковша навантажувача H_k^{\max} . Виходячи із цих вимог з урахуванням застосування сучасних закордонних і вітчизняних гідравлічних екскаваторів пряма й зворотна мехлопата з ємністю ковша 2,1-2,5 м³, висота уступів може становити 10-12 м. При використанні

ковшових навантажувачів з ковшами ємністю 4,6-5,0 м³ розвал порід не повинен перевищувати 4-5 м.

Ширина розвалу висадженої корисної копалини B_x (див. рис. 1.19) регулюється з урахуванням діаметра свердловинних зарядів, кількості їх рядів в обуреному блоці уступу, схемі висадження, конструкції заряду й ін. При висадженні зарядів діаметром 100-105 мм, кількості рядів свердловин 3-4, повна ширина розвалу становить $B_x=34-36$ м (табл. 4.1). Висота розвалу корисної копалини у вибої: проміжна – $h'=8,4$ м, повна – $h=11,1$ м [13]. З обліком відзначеного вище, ширина бурової заходки $A=15-16$ м, а ширина майданчика з розміщеним комплексом МДСУ $Ш_{pn}=50$ м. Ширина майданчика концентраційного уступу (при реалізації схеми 3) також складе 50 м. Ширина робочого майданчика уступу, на якому екскаватором виймається корисна копалина й автотранспортом або колісним навантажувачем доставляється до майданчика МДСУ суміжного уступу, $B_{pn}=45-46$ м, ширина транспортної смуги на цих уступах $B_{mn}=24$ м (див. табл. 1.9). Ширину крутого виймального шару B_c за результатами досліджень [19, 21] доцільно ухвалювати в межах $B_c=36-50$ м. При ширині бурової заходки $A=16$ м крутий шар приймається $B_c=48$ м, що забезпечує відпрацьовування трьох заходок у межах одного шару.

При реалізації технологічної схеми 3 на тимчасово неробочій ділянці борту між суміжними уступами залишаються берми шириною $b_b=2,5-3,0$ м. У цьому випадку кут нахилу (укоосу) борту на даній ділянці $\alpha_{внб}=72-73^\circ$. Кут нахилу (укоосу) тимчасово неробочої ділянки борту в схемах 1, 2 складе $\alpha_{внб}=29-30^\circ$.

Переєкскавація висадженої корисної копалини на концентраційний уступ здійснюється видобувним екскаватором. Для вищевказаних гідравлічних екскаваторів їх максимальний радіус розвантаження становить 12-12,5 м. При ширині майданчика на видобувному уступі, після висадження бурової заходки $A=16$ м, рівної $Ш_{py}=18$ м, увесь об'єм корисної копалини від першої заходки ($V_{mi}=1280-1300$ м³ на погонний метр уступу) буде переєкскавований за один прохід екскаватора. Породи з розвалу двох інших заходок (у межах $B_c=48$ м) можуть бути переєкскавовані тільки при двох-трьох кратному проході видобувного екскаватора.

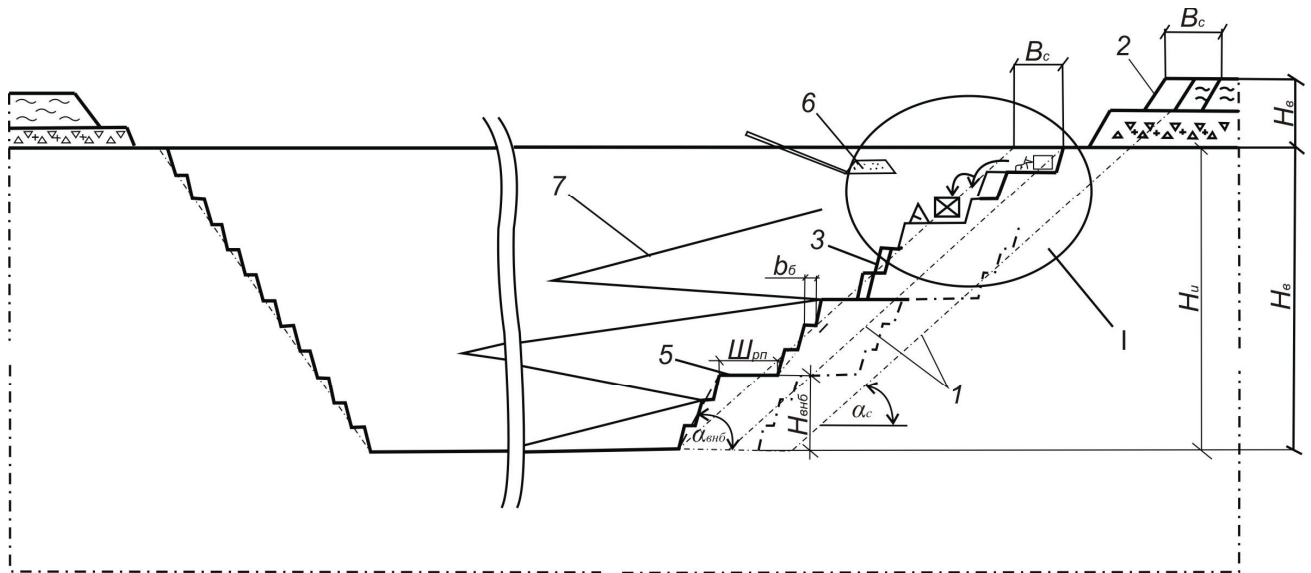
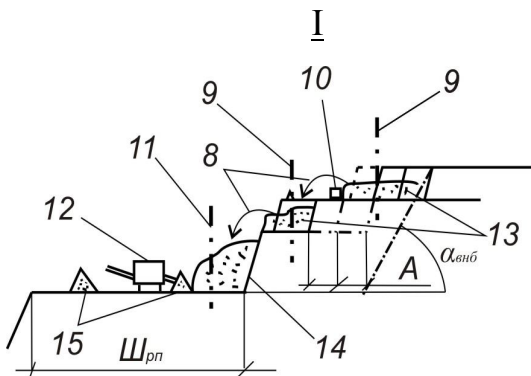


Рис. 1.19 – Схема розробки нерудних родовищ крутими шарами із застосуванням МДСУ, переєккавацією й підвалкою корисної копалини на майданчик МДСУ:

I – переєккавація й підвалка порід; 1-8 – аналогічно рис. 4.1; 9 – видобувні екскаватори; 10 – колісний навантажувач; 11 – екскаватор вилучення корисної копалини й завантаження бункера МДСУ; 12 – комплекс МДСУ; 13 – розвал корисної копалини на уступах; 14 – розвал підвалених порід на майданчику МДСУ; 15 – конусоподібні склади готової продукції.



З метою зниження витрат на переєккавацію пропонується наступна технологія виймання й перевалки корисної копалини на концентраційний уступ. Ту частину розвалу порід, яка має висоту 4-5 м, слід відробити колісними навантажувачами. Навантажувачі після забору породи й наповнення ковша під'їжджають до укосу й виконують підвалку порід під нього. Відстань маневрування колісним навантажувачем при зачерпуванні й розвантаженню в досліджуваних умовах не перевищить 30-40 м. При цьому видобувний екскаватор формує новий розвал для колісних навантажувачів висотою 4-5 м шляхом виймання порід з розвалу й розвантаження ковша в місці роботи навантажувачів.

Для гранітних і кам'яних кар'єрів України [12] різної виробничої потужності Pi (тис. m^3 /рік) досліджена зміна питомих витрат на видобуток, переробку корисної копалини й вивезення готової продукції на поверхневий склад $Z_{дне}$ (грн/ m^3) при реалізації досліджуваних технологічних схем 1, 2 і 3 (див. рис. 1.20).

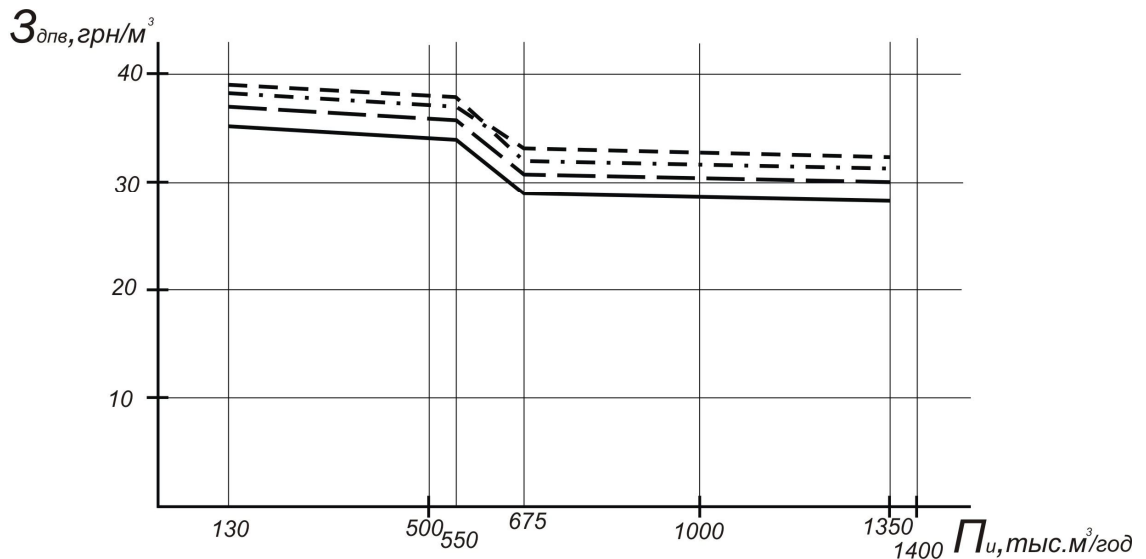


Рис. 1.20 – Зміни питомих витрат на видобуток, переробку корисної копалини й вивезення готової продукції $Z_{оnv}$ на кар'єрах з виробничою потужністю по корисній копалині P_i :

——— – схема 1; - - - - - – схема 2 (з доставкою корисної копалини до МДСУ автотранспортом); - · - · - · - - - – схема 2 (з доставкою корисної копалини до МДСУ колісними навантажувачами); — — — – схема 3.

Результати цих досліджень показали значну ефективність застосування технологічних схем 1 і 3 на всіх кар'єрах. При цьому, витрати у випадку реалізації схеми 1 на 6,5-7,1% нижче, чим у схемі 3 з переєкскавацією й підвалкою корисної копалини на майданчик МДСУ. У цілому ж реалізація цих технологічних схем забезпечує економію експлуатаційних витрат $Z_{оnv}$ на 14,5-14,8% щодо технологічних схем з доставкою корисної копалини із суміжних уступів до МДСУ автотранспортом і колісними навантажувачами. При чому технологічна схема 2 з колісними навантажувачами має перевагу (у порівнянні з доставкою корисної копалини автотранспортом) на кар'єрах потужністю 100-650 тис.м³/рік.

Викладені результати дозволяють рекомендувати ефективне використання на вітчизняних гранітних і кам'яних кар'єрах комплексів мобільних дробильно-сортувальних установок в умовах, коли застосовуються схеми 1 або 3 з технологічними параметрами, наведеними в таблиці 1.9.

Таблиця 1.9 – Технологічні параметри гірничих робіт на кар'єрах із застосуванням МДСУ

№ п/п	Найменування	Позначення	Параметр
1.	Висота добувних уступів, м	h_y	10-12
2.	Ширина крутого виїмкового шару, м	B_c	48
3.	Ширина розробляємої (буровій) заходки, м	A	16
4.	Ширина транспортного майданчика (берми) на робочому уступі, м	B_{mn}	24
5.	Ширина берм безпеки, м	b_b	2,5-3
6.	Ширина майданчика для розміщення МДСУ, м	$Ш_{pn}$	48-50
7.	Ширина розвалу висаджених порід на добувному уступі, м:		
	– неповна	X	20-21
	– повна	B_x	34-36
8.	Висота розвалу висаджених порід, м		
	– проміжна	h'	8,2-8,4
	– повна	h	11-11,1
9.	Ширина частини розвалу порід, що відпрацьовуються колісним навантажувачем для підвалки, м	$B_{под}$	6-6,5
10.	Висота розвалу порід для відпрацьовування колісними навантажувачами, м	H_p^k	4-5
11.	Кут укосу (нахилу) бортів, град:		
	– на тимчасово неробочій ділянці (схеми 1, 2)	$\alpha_{внб}$	29-30
	– на тимчасово неробочій ділянці (схема 3)	$\alpha_{внб}$	72-73
	– робочого борту (схеми 1, 2)	$\alpha_{раб}$	17-20
	– робочого борту (схема 3)	$\alpha_{раб}$	33-35
12.	Кути укосу видобувних уступів, град	α_δ	80-85
13.	Кути нахилу крутих шарів, град:		
	– у схемах 1, 2	α_c	30-31
	– у схемі 3	α_c	72-73

1.2 Обґрунтування раціональних технологічних схем переробки мінеральної сировини на нерудних родовищах в умовах зменшеної СЗЗ

1.2.1 Характеристика можливих технологічних схем переробки корисних копалин при експлуатації нерудних родовищ

В умовах ринкової економіки виробництво щебеню повинне здійснюватися з мінімальними витратами, а сам щебінь повинен випускатися високої якості й строго відповідати діючим стандартам. Тільки дотримання цих умов дозволяє виходити на вітчизняний і закордонний ринки з конкурентною продукцією, забезпечує необхідний рівень рентабельності й гарантований прибуток від виробничої діяльності. Крім того, споживання якісного й недорогого щебеню на внутрішньому ринку разом із заходами в інших галузях буде сприяти виходу з економічної кризи будівельних галузей України.

Аналіз передового вітчизняного й світового досвіду [23] показав, що підвищення ефективності розробки родовищ нерудних корисних копалин для виробництва щебеневої продукції обумовлено багатьма складовими. Забезпечення ефективності булощебеневого виробництва можливо, головним чином, за рахунок: впровадження нової техніки й раціональної технології; високого ступеня механізації виробничих процесів; випуску високоякісного (кубовидного) щебеню; оперативної зміни фракційного складу товарної продукції залежно від потреб ринку; попутного видобутку корисних копалин з розкривних порід; переробки відсіву дроблення гірничих порід у товарну продукцію - штучний пісок і будівельні суміші; застосування заходів щодо захисту навколишнього середовища.

Виробництво щебеню на кар'єрах здійснюється шляхом виконання комплексу наступних технологічних процесів: розкривних і видобувних робіт (буропідривного розпушування скельних порід, екскавації й транспортування гірської маси); дроблення висадженої гірської маси; сортування на товарні фракції й відвантаження готової продукції споживачам.

На основі аналізу вітчизняного й світового досвіду роботи щебеневих кар'єрів технологічні схеми механізації при веденні на них гірничих робіт і переробки сировини можна класифікувати на п'ять принципівих схем (див. рис. 1.21).

Схема 1

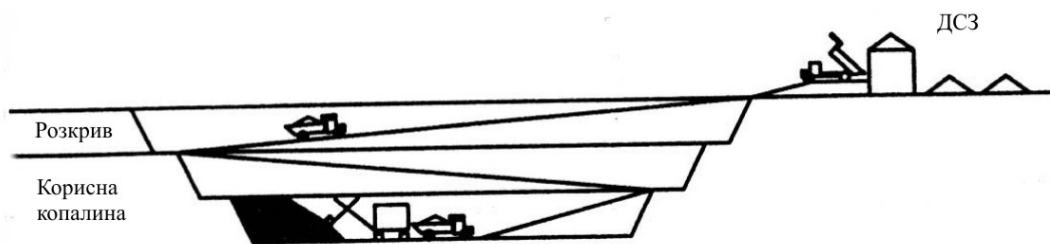


Схема 2



Схема 3

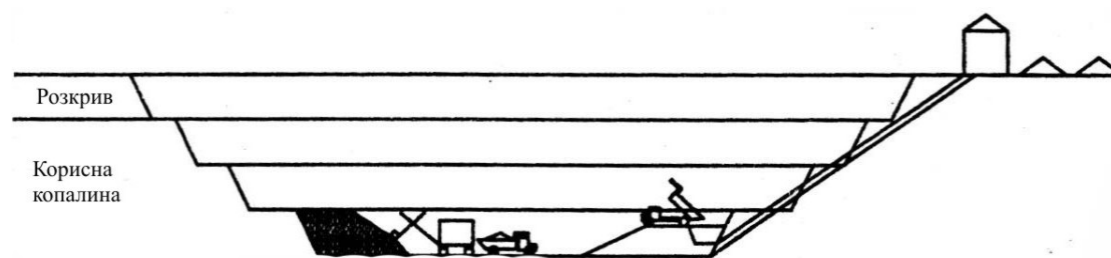


Схема 4

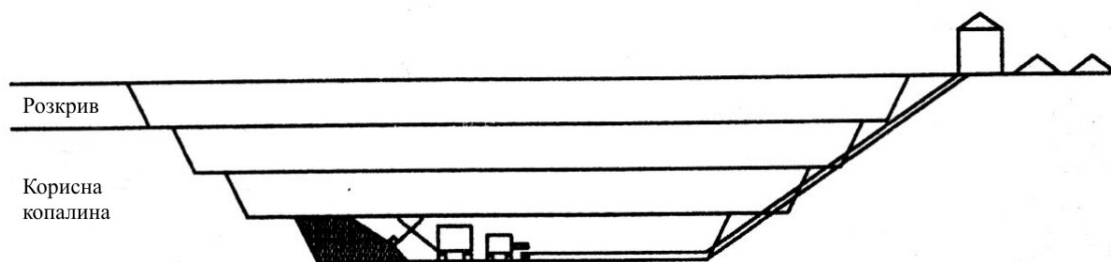


Схема 5

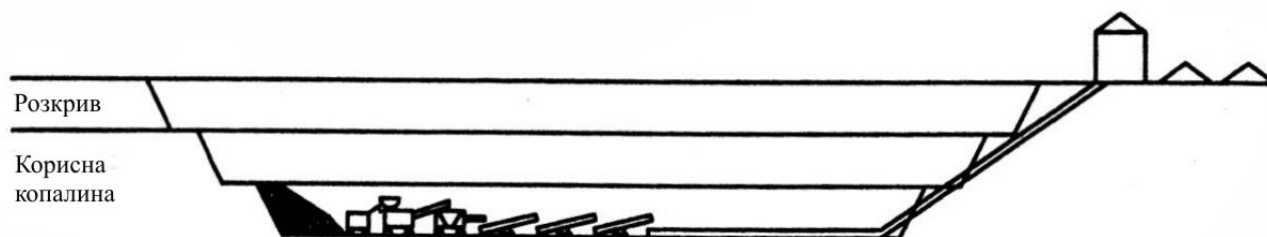


Рис. 1.21 – Технологічні схеми механізації при веденні гірничих робіт й переробці сировини на щебневих кар'єрах

Схема 1 представляє традиційну технологію з доставкою висадженої скельної гірничої маси (корисної копалини) з кар'єру автосамоскидами по розкривним виробітках (траншеям) на стаціонарний ДСЗ (дробильно-сортувальний завод) розташований на поверхні.

На поверхні кар'єру, висаджена скельна гірнична маса піддається, як правило, послідовно трьохстадійному дробленню. Автосамоскидами зі спеціального пандуса гірнична маса завантажується в прийомний бункер шокової дробарки великого дроблення (перша стадія дроблення). Потім стрічковими конвеєрами вона послідовно подається на другу й третю стадію дроблення (у конусні дробарки середнього дроблення й дрібного дроблення або на відцентрову дробарку з вертикальним валом для кубізації щебеню). Далі гірнична маса подається на грохоти для сортування щебеню по крупності на товарні фракції, включаючи відсів, які розміщуються на складі готової продукції окремо. Слід зазначити, що дробарки третьої стадії дроблення, як правило, працюють у замкнутому циклі із грохотами.

Одним з недоліків цієї схеми є застосування потужних автосамоскидів. У собівартості виробництва щебеню транспортування висадженої гірської маси з кар'єру на поверхню потужними автосамоскидами може становити більше половини всіх витрат включаючи буріння, висадження, екскавацію, дроблення й розсів гірничої маси. Така традиційна технологічна *схема 1*, незважаючи на порівняно складні схеми розкриття кар'єру, застосування кар'єрних автосамоскидів, низький ступінь заводської готовності, погану пристосовність до зміни сортаменту й підвищену собівартість товарної продукції, є найпоширенішою на більшості вітчизняних (понад 250) і закордонних кар'єрах. Комплекси встаткування для неї випускаються практично всіма світовими й вітчизняними виробниками. Як показує практика, застосування цієї схеми виправдано на неглибоких кар'єрах значної потужності (більше 2 млн. т у рік) і з високими вимогами до якості щебеню дрібних фракцій. Ліквідність щебеню з підвищеною собівартістю зв'язано, як правило, з дефіцитом щебеню, коли ринкові механізми ослаблені.

Відносно нова технологічна *схема 2* передбачає використання мобільних (самохідних) дробильно-сортувальних агрегатів (МДСА). Вони встановлюються

безпосередньо в кар'єрі на робочих площадках видобувних уступів. Одержання щебеню здійснюється безпосередньо в кар'єрі. Доставка товарної продукції з кар'єру на поверхню здійснюється автосамоскидами або шосейними автомобілями по розкритих виробітках (траншеям) на склад готової продукції. Ця технологія з'явилася в середині 50-х років на кар'єрі цементної сировини у ФРН. У світі число працюючих самохідних дробильних агрегатів вимірюється тисячами (тільки одна компанія Metso minerals, продала, починаючи з 80-х років більше 3000 дробильних установок на шасі), а в Україні й Росії - десятками. Масове застосування цієї технології спостерігається останні 20 років.

Основними причинами поширення цієї схеми виявилася потужна рекламна компанія фірм виробників, високий ступінь заводської готовності встаткування, будівельний бум і відмова від використання потужних кар'єрних автосамоскидів для перевезення скельної висадженої гірської маси на поверхню.

Однак говорити про конкурентоздатність цієї схеми в порівнянні із традиційною (*схема 1*) не доводиться, внаслідок великої витрати дорогого дизельного палива, недостатньої надійності основного встаткування зв'язаного зі складністю й недостатньою надійністю систем з дизельними або дизель-генераторними установками. Областю застосування цієї технологічної схеми є неглибокі (до 50 м) кар'єри, з невеликою продуктивністю (за даними фірми Metso Minerals цю схему доцільно використати на кар'єрах продуктивністю до 0,5 млн. т у рік, а за даними фірми Sandvik - до 1 млн. т у рік). Закордонний досвід показує, що ця схема застосовується в основному для двохстадійного дроблення з використанням самохідної щокової і конусної дробарок і самохідних грохотів для одержання щебеню великих фракцій.

Технологічна *схема 3* представляє технологію видобувних робіт з використанням елементів циклічно-поточної технології (ЦПТ): автомобільно-конвеєрного транспорту, перевантажувального пункту й напівстаціонарної дробарки. Через високу ефективність розкриття глибоких горизонтів похилими конвеєрами вона одержала поширення на рудних вітчизняних і закордонних кар'єрах великої потужності й глибини.

Висаджена скельна гірнича маса вантажиться в автосамоскиди й доставляється до бункера перевантажувального пункту з напівстаціонарною або самохідною дробаркою, а потім дроблений матеріал транспортується конвеєрним транспортом на денну поверхню. Остаточне дроблення гірської маси й поділ її на товарні фракції здійснюється на поверхні кар'єру стаціонарним устаткуванням.

У зв'язку з тим, що кар'єри будівельних матеріалів мають порівняно невелику глибину й незначні обсяги гірничих робіт, ця технологія на досліджуваних щеленевих кар'єрах не одержала широкого поширення.

Технологічна схема 4 представляє технологію видобувних робіт з використанням елементів потокової технології (конвеєрного транспорту). За цією схемою здійснюється навантаження екскаватором (Е) висадженої корисної копалини в забійний мобільний (самохідний) дробильний агрегат (МДА), транспортування дробленої гірничої маси забійними конвеєрами уздовж видобувного уступу, потім передатними конвеєрами до похилого стаціонарного конвеєра для видачі на поверхню. Технологічна схема забезпечує ефективне розкриття видобувних горизонтів за рахунок використання похилих конвеєрів, а з технологічного ланцюга виключається автомобільний транспорт і перевантажувальний пункт із його періодичними переносами на нижні горизонти. Остаточна переробка корисної копалини для одержання товарної продукції здійснюється на поверхні. Однак через ведення підривних робіт у районі забійних конвеєрів і необхідності їхнього переносу на нижні горизонти при нарізці нових уступів ця технологія знайшла застосування лише на декількох кар'єрах (наприклад, Єленовському вапняковому кар'єрі Комсомольського РУ).

Технологічна схема 5 представляє вдосконалену *схему 2*, що передбачає використання мобільної екскаваційно-транспортної машини – фронтального навантажувача (ФН), мобільних (самохідних) агрегатів першої й другої стадій дроблення (МДА1 і МДА2), і мобільних (самохідних) конвеєрних систем (МКС) у кар'єрі, похилого конвеєра на борті кар'єру й напівстаціонарних агрегатів третьої стадії дроблення й сортування (ДСК) на поверхні.

Достоїнствами схеми є: відмова від застосування екскаваторів у вибої й самохідних сортувальних агрегатах у кар'єрі й застосування замість них фронтальних навантажувачів у вибої й стаціонарному сортувальному встаткуванні на поверхні; повне виключення автомобільного транспорту в кар'єрі й застосування замість нього мобільних конвеєрних систем, передатного й похилого конвеєра для доставки гірської маси на поверхню; живлення мобільних дробильних агрегатів від зовнішніх джерел електроенергії.

За цією схемою висаджена корисна копалина колісними навантажувачами вантажиться в кар'єрну самохідну щокову дробарку першої стадії дроблення, потім передається в кар'єрну самохідну конусну дробарку другої стадії дроблення. Після двохстадійного дроблення гірнича маса передається самохідними забійними конвеєрами й передатним конвеєром до похилого стаціонарного конвеєра для видачі її на поверхню. Остаточна переробка корисної копалини (додроблення й просівання) для одержання товарної продукції здійснюється на поверхні напівстаціонарним устаткуванням. Для доставки корисної копалини від самохідних забійних дробарок до похилого конвеєра застосовується група самохідних конвеєрних перевантажувачів і передатний конвеєр. Ці перевантажувачі можна своїм ходом вивести із зони вибуху (при виробництві підривних робіт), а при нарізці нових видобувних уступів своїм ходом перемістити на нижні видобувні горизонти.

Порівняльний аналіз наведених вище схем показав наступне.

Технологічна *схема 2*, з мобільним дробильно-сортувальним комплексом у вибої в порівнянні зі *схемою 1* (стаціонарним дробильно-сортувальним заводом на поверхні) має більше високий ступінь заводської готовності дробильно-сортувального встаткування, дозволяє виключити застосування потужних кар'єрних автосамоскидів при транспортуванні висадженої скельної гірничої маси й зменшити екологічне навантаження на навколишнє середовище. За даними компанії Metso Minerals у *схемі 2* на 20% знижуються витрати на 1 тону продукції в порівнянні зі *схемою 1*. Це пов'язане зі зменшенням витрат на відкатку (транспортування) й навантаження при збереженні витрат на буріння, висадження, дроблення й просівання з незначним збільшенням витрат на додроблення негабаритів.

Застосування при навантаженні висадженої гірничої маси в самохідну дробарку більше ефективного в порівнянні з екскаватором колісного навантажувача дозволяє одержати додаткове зниження витрат на екскавацію. Капітальні витрати на його придбання в 1,5 - 2 рази менше, ніж для екскаваторів з такою ж ємкістю ковша. Експлуатаційні витрати навантажувачів значно (на 30 - 70%) менше витрат на утримання екскаваторів. Висока швидкість пересування, що перевищує в 50 - 80 разів швидкість переміщення екскаваторів, дає можливість обслуговувати одним навантажувачем кілька вибоїв (горизонтів) і використати їх як вантажно-транспортне встаткування.

Тому найбільший ефект може бути досягнутий за схемою 5, у якій використовуються фронтальні навантажувачі, мобільні кар'єрні агрегати першої й другої стадії дроблення, що перебувають на економічно обґрунтованій відстані від вибою, мобільні конвеєрні системи на робочих площадках і стаціонарний похилий конвеєр. Живлення всіх агрегатів, крім фронтального навантажувача, від зовнішніх джерел електроенергії дозволяє досягти відчутної економії витрат. Крім збільшення виробничої потужності кар'єру й зниження собівартості продукції на 30% у порівнянні зі схемою 2 використання перерахованого встаткування забезпечить зниження шумів і шкідливих викидів і підвищення безпеки через зниження інтенсивності дорожнього руху в кар'єрі.

Рішення про доцільність застосування на щебених кар'єрах тієї або іншої технологічної схеми можна зробити за результатами порівняння економічних показників роботи підприємств. Як критерій прийнятий величина питомих витрат Z_y (грн./т) на виконання основних виробничих процесів (розкривні, видобувні роботи, переробка сировини на ДСЗ, транспортування гірничої маси або фракцій готової продукції з кар'єру на поверхню. На рис. 1.22 наведені залежності зміни питомих витрат Z_y (грн. /т) від глибини H_k (м) розробки мінеральної сировини для вітчизняних кар'єрів.

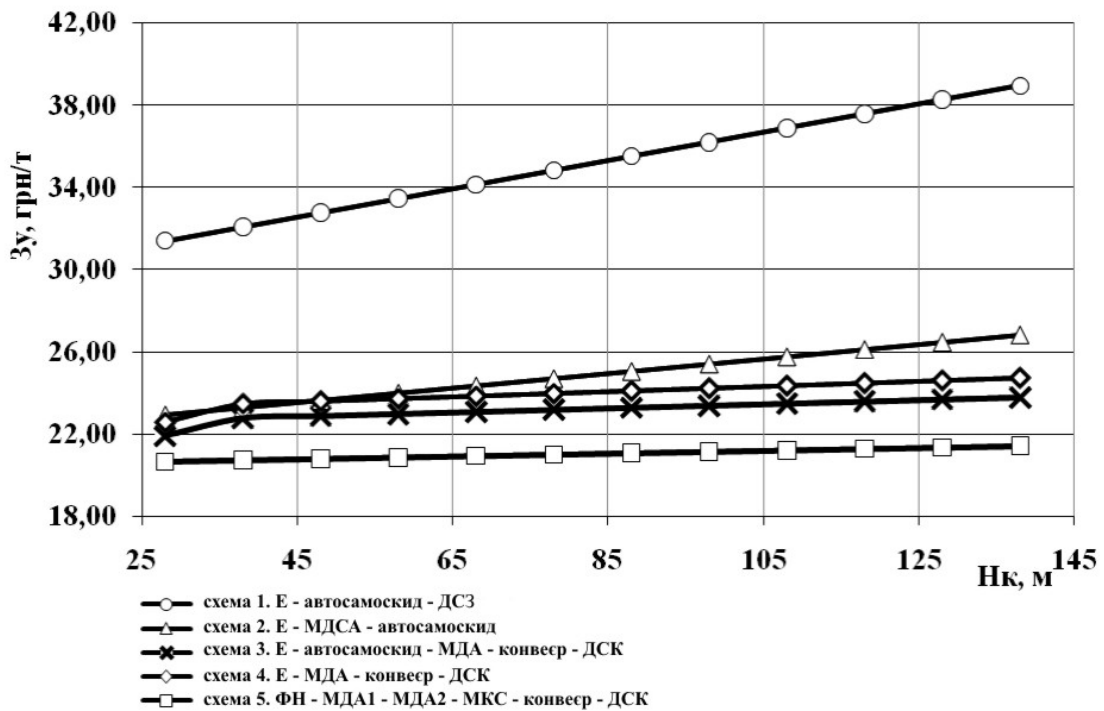


Рис. 1.22 – Залежності питомих витрат Z_y на виконання основних виробничих процесів зі збільшенням глибини щебневих кар'єру H_k

Аналіз залежностей показує, що для кар'єрів середньої й великої потужності (більше 0,5 млн. т у рік) найменші витрати Z_y досягаються при реалізації технологічної *схеми 5* з використанням фронтальних навантажувачів (ФН) у вибої для екскавації доставки й навантаження висадженої гірничої маси, мобільних дробильних агрегатів першої й другої стадій (МДА1 і МДА2) і мобільних конвеєрних систем (МКС), передатного й похилого конвеєрів у кар'єрі й сортувальному комплексі на поверхні.

У порівнянні з технологічною *схемою 2*, де завантаження бункера МДСА виконується екскаватором, а доставка товарної продукції з кар'єру на поверхню здійснюється автосамоскидами або шосейними автомобілями, питомі витрати Z_y в схемі із фронтальним навантажувачем (*схема 5*) нижче на 15 – 20%. У порівнянні з технологічною *схемою 3*, де завантаження бункера МДА виконується внутрішньокар'єрним автосамоскидом, а доставка гірничої маси до поверхневого дробильно-сортувального комплексу похилим конвеєром, питомі витрати Z_y в *схемі 5* нижче на 9 – 10%. *Схема 1* є самої витратною й перевищує показники *схеми 5* в 1,5 – 1,8 рази.

1.2.2 Технологічні схеми переробки нерудної мінеральної сировини на стаціонарних заводах

Будівельні матеріали, які видобуваються на нерудних кар'єрах повинні відповідати технічним умовам і стандартам в залежності від їх призначення.

Переробка і сортування видобутої корисної копалини виконується на спеціальних дробильно-сортувальних заводах і фабриках (ДСЗ і ДСФ), які розташовані за межами виробленого простору кар'єру, але на незначній відстані від нього. ДСЗ і ДСФ входять до виробничого ланцюга технологічних схем виймання корисної копалини екскаватором чи фронтальним колісним навантажувачем, транспортуванням її автосамоскидами до поверхневих ДСЗ чи ДСФ (див. варіант 1 підрозд. 1.1.3 рис. 1.12; схема 1 підрозд. 1.2.1). Завдяки цьому вони мають велику область застосування і використовуються на переважній кількості вітчизняних нерудних кар'єрів.

Найбільше застосування в нерудній промисловості здобули щоківі, конусні та ударні (роторні і молоткові) дробарки. Ці дробарки, в залежності від їх призначення і виконання стадій подрібнення, розділяють на три класи:

- крупного первинного дроблення – щоківі, роторні і конусні дробарки;
- середнього дроблення – конусні, щоківі і роторні;
- дрібного дроблення – короткоконусні і роторні.

Технологічна схема дроблення може бути побудована за принципом замкнутого циклу при одноступінчатому подрібненні і сортуванні чи по принципу гнучкого технологічного процесу при двох-, трьох-, чотирьох- і п'ятиступінчатому подрібненні. Одноступінчаті схеми дроблення використовується виключно на заводах невеликої продуктивності при необхідності отримувати лише рядовий щебінь.

Найбільш раціональними і розповсюдженими вважаються технологічні схеми з двох-, трьох-, чотирьох- і п'ятиступінчатим дробленням, які дозволяють повністю механізувати всі гірничо-видобувні й технологічні процеси, а також організувати виробництво щебеню з розділенням на 5-8 фракцій.

В залежності від необхідної кількості фракцій та виходу тієї чи іншої фракції будуть застосовуватися різні типи дробарок та послідовності їх розміщення в

технологічному ланцюзі. Далі наведені кілька технологічних схем дроблення, які компонується практично одним і тим же обладнанням але в залежності від потреби в виході фракцій це обладнання розміщується в іншій послідовності та може доповнюватися додатковими дробильними та грохотильними агрегатами (СДА і СГА відповідно) (див. рис. 1.24, 1.25, 1.26).

Гірнична маса з вибою з фракцією 0-750 мм доставляється на дробильно-сортувальний завод, де подається на грохот ГИЛ 41 (див. рис. 1.23) на якому відбувається розділення гірничої маси на дві фракції 0-150 мм і 150-750 мм. Фракція 0-150 мм (з виходом 40%) подається на наступний грохот де розділяється на фракції 0-10 мм і 10-150 мм. Фракція 0-10 мм направляється у штабель, фракція 10-150 мм подається на грохот ГИЛ 52.

Гірнична маса після грохота ГИЛ 41 з розмірами куска 150-750 мм направляється на дробарку СМД 111, де відбувається її подрібнення до розмірів 0-130 мм. Подрібнений продукт подається на грохот ГИЛ 52, де відбувається його класифікація на дві фракції 0-90 мм та 90-130 мм. Фракція 90-130 мм подається на дробарку СМД 109, від якої подрібнений матеріал подається на цей же грохот ГИЛ 52. Фракція 0-90 мм з допомогою двох грохотів ГИЛ 52, розташованих послідовно, розділяється на три фракції 0-5 мм, 5-20 мм і 20-90 мм. В результаті переробки отримується 4 фракції 0-10 мм (відсів з виходом 30%), 20-90 мм (з виходом 41%), 5-20 мм (з виходом 7%), і 0-5 мм (з виходом 22%).

У технологічних схемах з додатковим застосуванням самохідних дробильних агрегатів (див. рис. 1.24) гірнична маса з розміром фракції 0-750 мм подається на СДА-1, звідки подрібнений матеріал подається на грохот, де відбувається класифікація на три фракції 0-20 мм (направляється у відвал або штабель), 20-130 мм (направляється на грохот ГИЛ 52), 130-750 мм (направляється на дробарку СМД 111, на якій вона подрібнюється до фракції 0-110 мм і подається на грохот ГИЛ 52). Подальша переробка продукту відбувається на трьох грохотах ГИЛ 52 (розташованих послідовно) і дробарці СМД 109 аналогічно до технологічної схеми наведеної на рис. 1.23.

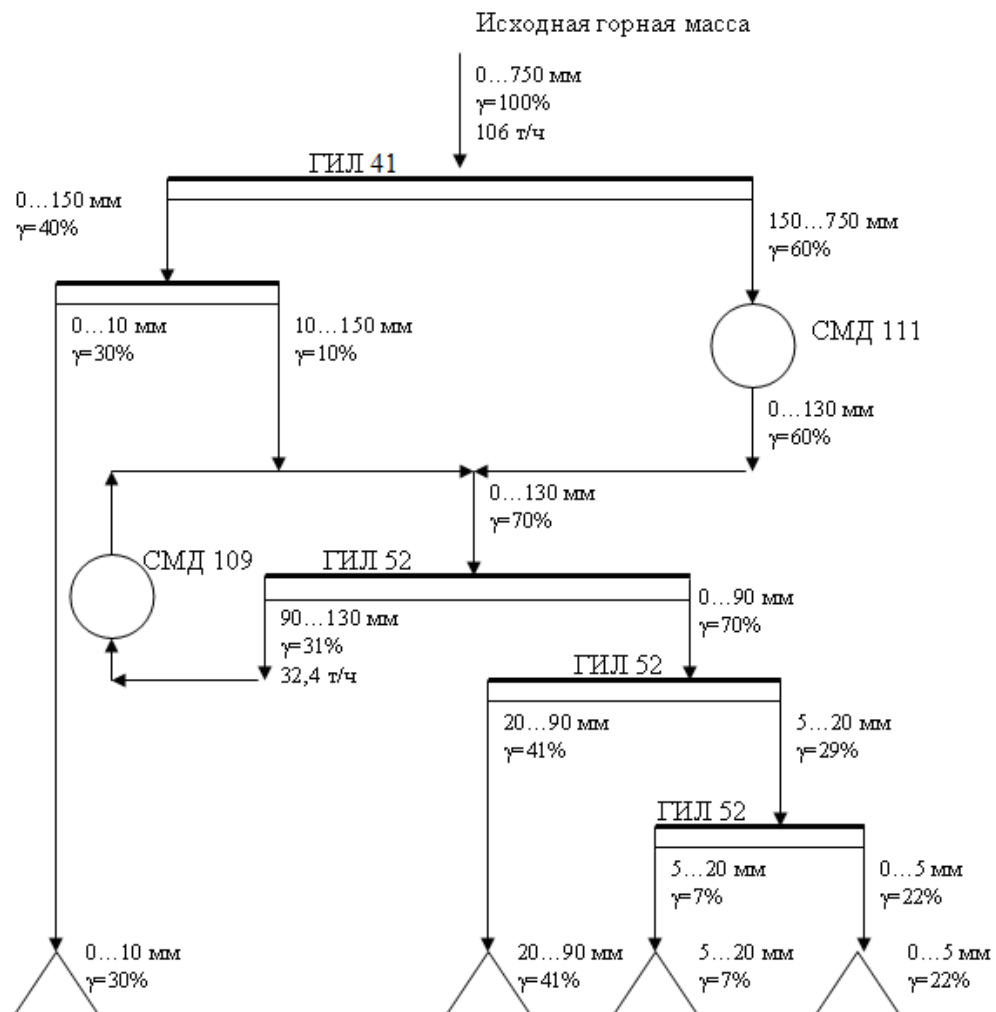


Рис. 1.23 – Технологічна схема переробки гірничої маси на ДСЗ.

В результаті переробки отримується 4 фракції 0-20 мм (відсів з виходом 30%), 20-90 мм (з виходом 48%), 5-20 мм (з виходом 13%), і 0-5 мм (з виходом 9%).

У технологічних схемах з додатковим застосуванням самохідних грохотильних агрегатів (див. рис. 1.25) гірнича маса з розміром фракції 0-750 мм подається на СГА, де відбувається класифікація на дві фракції 0-50 мм (направляється у відвал або штабель), 50-750 мм (направляється на дробарку СМД 111, на якій вона подрібнюється до фракції 0-130 мм і подається на грохот ГИЛ 52). Подальша переробка продукту відбувається на трьох грохотах ГИЛ 52 (розташованих послідовно) і дробарці СМД 109 аналогічно до технологічної схеми наведеної на рис. 1.23.

В результаті переробки отримується 4 фракції 0-50 мм (відсів з виходом 30%), 20-90 мм (з виходом 48%), 5-20 мм (з виходом 13%), і 0-5 мм (з виходом 9%).

1.2.3 Технологічні схеми переробки нерудної мінеральної сировини на мобільних (пересувних) установках (заводах)

Переробка нерудних корисних копалин на МДСУ (НДСУ), які розташовані у внутрішньокар'єрному просторі для кар'єрів України є новим виробничим процесом. У вітчизняній практиці відкритої розробки нерудної мінеральної сировини застосування зазначених установок і пристроїв можна вважати недостатнім. Деякий досвід такого використання МДСУ є на ВАТ «Бихівський гранітний кар'єр» (Житомирська обл.), ЗАТ «Софіївський гранітний кар'єр» (Миколаївська обл.). На цих підприємствах мобільне устаткування (дробарки та грохотильно-сортувальні установки) поки що застосовуються в стаціонарному розміщенні, поблизу виїзду з розкривної траншеї кар'єрів. Проте і в такому стані робота МДСУ має сталі техніко-економічні показники, які дозволяють підприємствам успішно конкурувати з іншими кар'єрами, що збувають аналогічну за видами щєбєневу продукцію.

Дослідженнями ІПГП ДВНЗ «НГУ» теоретично встановлена ефективність застосування МДСУ, НДСУ зарубіжного виробництва на нерудних кар'єрах твердих корисних копалин України [15-18, 25-27]. Вище (див. підрозд. 1.1.3) відмічалось про те, що мобільні дробильно-сортувальні установки доцільно застосовувати в усіх чотирьох типових нерудних кар'єрах [12] в схемах: з облаштуванням МДСУ на площадці концентраційного горизонту (див. рис. 1.14); з стаціонарним розташуванням МДСУ (НДСУ) в виробленому просторі кар'єру на площадці нижнього добувного уступу (див. рис. 1.16); з розташуванням МДСУ безпосередньо в вибої уступу при одному робочому горизонті, який переміщається в крутому виймальному шарі від верхнього добувного уступу до нижнього по всій висоті робочого борту [16]; з розташуванням МДСУ на нижньому уступі у його вибої при доставці корисних копалин з інших 1-2 верхніх видобувальних уступів до вибою МДСУ шляхом перевалки порід та транспортування ковшевим навантажувачем (див. рис. 1.19).

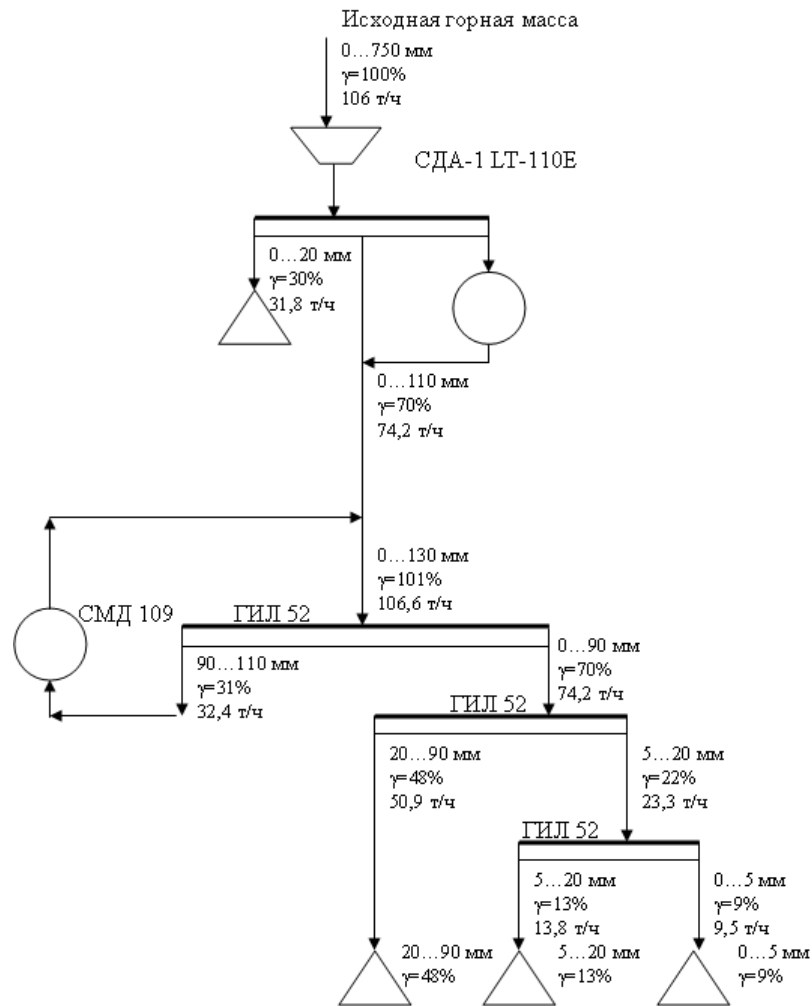


Рис. 1.24 – Технологічна схема переробки гірничої маси на ДСЗ з додатковим застосуванням самохідного дробильного агрегату.

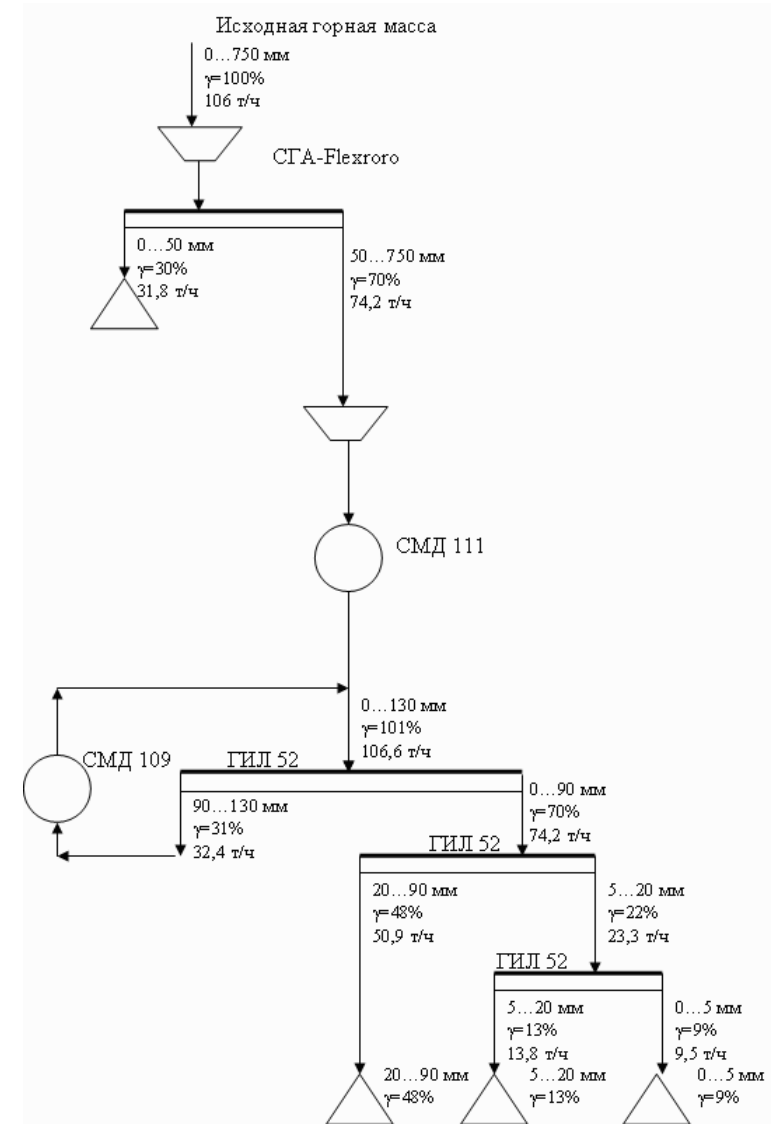


Рис. 1.25 – Технологічна схема переробки гірничої маси на ДСЗ з додатковими грохотильними установками.

В усіх вищезазначених технологічних схемах організація переробки корисної копалини наступна. Гірнична маса завантажується в приймальний бункер самохідної (мобільної) дробильної установки безпосередньо виймальним екскаватором чи колісним навантажувачем. Можливо також завантаження цього бункера з автосамоскидів, при цьому біля бункера необхідно влаштувати естакадний насип. З нього й виконується завантаження. Величина куски породи обмежується 700-800 мм.

Після подрібнення порід в дробарці першого ступеня, вмонтованим в установку конвеєром – стакером гірнична маса подається в бункер дробарки другого ступеня. Тут завершується подрібнення порід до 5-10 мм. Причому більші за розмірами куски повертаються в бункер дробарки спеціальним конвеєром.

В подальшому подрібнена гірнична маса транспортом – стакером подається на третій агрегат: самохідну (мобільну) сортувальну установку, на якій встановлено двохкаскадний грохот та три конвеєрних транспортери – стакери для подачі різнофракційної щебеневої продукції в конусовидні штабелі.

Бункер цього агрегату оснащений колосниковим грохотом, яким формується штабель четвертої фракції щебеню.

Відвантажування отриманих фракцій щебеню на МДСУ здійснюється за допомогою переважно фронтальними колісними навантажувачами з ковшом ємкістю від 2,0 до 4,0-5,6 м³.

1.3 Оцінка впливу на довкілля розроблених технологічних схем видобутку і переробки твердих нерудних корисних копалин

1.3.1 Дослідження екологоощадних технологічних схем підривних робіт на кар'єрах з урахуванням найвпливовіших чинників

У наш час є велика кількість робіт, присвячених способам розрахунку обсягів ПГХ і вмісту в них шкідливих речовин на різних відстанях від місця буропідривного висадження. В основу більшості методик покладені рішення емпіричних рівнянь турбулентної дифузії. Так, наприклад, методика [28] застосовується для розрахунку розсіювання ПГХ за певних обсягів ВР, що підриваються в умовах зміни напряму вітрового потоку в кар'єрі (розвинене конвективне перемішування-небезпечні

значення швидкості вітру, тобто коли має місце вертикальний турбулентний обмін), а це, як відомо, головним чином залежить від геометричних параметрів кар'єрного простору.

Було проаналізовано цілий ряд досліджень, за результатами яких було встановлено, що поширення ПГХ на досліджуваній території дуже добре виражається з врахуванням певних синоптичних ситуацій, зміни яких істотно впливають на рівень забруднення.

Параметри кар'єрного поля та рельєф місцевості на шляху руху ПГХ впливають лише на довжину величини відхилення від рози панівних вітрів на ділянках зіткнення фронтів забруднених повітряних мас. При цьому на процес осідання пилової хмари впливають не тільки сили гравітації, але й параметри кар'єрних полів та метеорологічні умови.

Поширення домішок у кар'єрах, характер і рівні забруднення їх атмосфери визначаються структурою, напрямком, режимом і швидкістю повітряних потоків, що діють при різних схемах природного провітрювання кар'єрів. Тому в основу класифікації (табл. 1.10) покладена аеродинамічна картина руху повітря, що виникає в них під дією природних термічних і динамічних вентиляційних сил в ув'язуванні з параметрами кар'єру.

Табл. 1.10 – Класифікація схем природного провітрювання кар'єрів нерудних корисних копалин.

Схема провітрювання	Характеристика фізичних величин	Основна сила, під дією якої здійснюється повітрообмін у кар'єрі	Визначальні параметри
Інверсійна	$\Delta\gamma < 0$ $v_0 < 0,8 - 1 \text{ м/с}$	Температура	Не залежить від L, H та β
Конвективна	$\Delta\gamma > \frac{1^\circ\text{C}}{100\text{м}}$ $v_0 < 0,8 - 1 \text{ м/с}$	Температура	Не залежить від L, H та β
Рециркуляційна	$\Delta\gamma = \frac{1^\circ\text{C}}{100\text{м}}$ $v_0 > 0,8 - 1 \text{ м/с}$	Вітер	При $\frac{L}{H} < 5 \div 6$, але при $\beta > 15^\circ$
Прямоточна	$\Delta\gamma = \frac{1^\circ\text{C}}{100\text{м}}$ $v_0 > 0,8 - 1 \text{ м/с}$	Вітер	При будь-яких L і H , але при $\beta \leq 15^\circ$ і рівномірному відпрацьовуванню уступів подвітряного борту
Рециркуляційно-прямоточна	$\Delta\gamma = \frac{1^\circ\text{C}}{100\text{м}}$ $v_0 > 0,8 - 1 \text{ м/с}$	Вітер	При $\frac{L}{H} < 8 \div 10$, але при $\beta > 15^\circ$
Прямоточно-рециркуляційна	$\Delta\gamma = \frac{1^\circ\text{C}}{100\text{м}}$ $v_0 > 0,8 - 1 \text{ м/с}$	Вітер	При будь-яких L і H , але при $\beta > 15^\circ$, $\beta_1 \leq 15^\circ$ та $\beta_2 \leq 15^\circ$

Класифікація заснована на узагальненні й аналізі результатів досліджень у різних кар'єрах. Головними фізичними величинами, що визначають виникнення тої або іншої схеми природної вентиляції кар'єру, є швидкість вітру v_0 , м/с, величина та знак вертикального температурного градієнта повітря γ , $\frac{^\circ\text{C}}{100\text{ м}}$. До основних параметрів кар'єру ставляться: розмір кар'єру на рівні поверхні L і в напрямку, перпендикулярному напрямку руху вітру; довжина кар'єру l на рівні поверхні в напрямку руху вітру; глибина кар'єру H ; його відносна довжина $\frac{l}{H}$; кути укосів бортів: підвітряного β ; β_1 та β_2 - відповідно верхньої й нижньої групи уступів цього борта.

Залежно від самотійно або сукупно діючих природних вентиляційних сил, а також і від величини кутів укосів бортів у кар'єрах можуть бути чотири основні якісно й кількісно відмінні схеми природного провітрювання: конвективна, інверсійна, прямоточна й рециркуляційна. Конвективна та інверсійна схеми природного провітрювання виникають у кар'єрах незалежно від їхньої геометрії (форми, глибини, кутів укосів) під впливом термічного фактора. У кар'єрах можуть також виникати й комбінована інверсійно- конвективна схема, що сполучить у собі елементи двох попередніх. Конвективна й інверсійна схеми руху повітря в кар'єрах особливо різко виражені при безвітряній або маловітряній погоді. При слабкому вітрі сталий конвективний або інверсійний рух повітря порушується у верхній частині кар'єру й з посиленням вітру переходять у вітрові схеми провітрювання - прямоточну й рециркуляційну.

У цьому випадку рух повітря в кар'єрах підкоряється законам турбулентних струменів: зона сумісного руху повітря з рухом вітру на поверхні є турбулентним струменем першого, а зона зворотного руху другого роду. При вітрі в кар'єрах можуть виникати й комбіновані схеми провітрювання: рециркуляційно-прямоточна й прямоточно-рециркуляційна. Їх виникнення обумовлено як специфічними для западин рельєфу місцевості зміни параметрів термічних і динамічних природних вентиляційних факторів, так і порядком відпрацьовування кар'єру. Крім того, при виникненні різких поглиблень у дна або при співвідношенні розмірів кар'єру поверху до глибини менше $5 \div 6$, можуть виникати комбіновані схеми, що сполучать

у собі елементи теплових і вітрових схем. При цьому верхня частина кар'єру провітрюється по одній з вітрових, а глибока частина або окремі різкі поглиблення - по одній з теплових схем.

Так, розглядаючи параметри кар'єрних полів під кутом зору відстані розповсюдження ПГХ і впливу її на рослинний і ґрунтовий покрив було встановлено залежність зміни зон забруднення, тобто амплітуди виносу забруднюючих речовин, від зміни місця проведення масового вибуху в кар'єрі. Дослідження поширення ПГХ засновані на наступних вихідних даних: метеорологічні умови, параметри кар'єрних полів, типи застосовуваних ВР, конструкції свердловинних зарядів, та системи їх ініціювання.

За характером впливу на рослинність вищеперерахованих чинників ступінь забруднення НПС можна розділити на три зони:

- зона епізодичного забруднення (низькі концентрації забруднюючих речовин в атмосфері);
- зона помірно-постійного забруднення (середні концентрації забруднюючих речовин в атмосфері);
- зона сильного забруднення (високі концентрації забруднюючих речовин в атмосфері).

Так, розміри зон періодичного забруднення, як показали аналітичні дослідження та відео спостереження, при всіх рівних умовах залежать від зміни конфігурації борту кар'єру, а їх форма і орієнтація залежать від напрямку та швидкості вітру і не перевищують відстані біля 300 м від висадженого блоку. Зони помірно-постійного забруднення в свою чергу залежать від зміни одного з вище згадуваних чинників і знаходяться на віддаленні від висадженого блоку на 150 - 200 м. Зона сильного забруднення не залежить від зміни конфігурації борту кар'єру, не змінює свій напрямок залежно від зміни напрямку та швидкості вітру, а залежить від напрямку відбійки і знаходиться в безпосередній близькості від висадженого блоку (до 50 м). Зміна площі цих зон залежить від схем природного провітрювання, а також від місця розташування блоку в кар'єрному просторі і його параметрів відносно рози панівних вітрів.

При розрахунках зменшення СЗЗ з врахуванням геометричних параметрів кар'єрів приймалися до уваги результати досліджень Симоненко В.І. [12] та інших. Так, параметри типових кар'єрів, що наведені в табл. 1.11, використовувались нами при розрахунку параметрів БПР в кар'єрах, різної потужності та обґрунтуванні поширення ПГХ під час проведення в них масових вибухів.

Табл. 1.11 – Систематизація кар'єрів нерудних корисних копалин за типами та параметрами кар'єрних полів

Параметри кар'єрних полів	Типи кар'єрів (1, 2, . . . , 6 - за систематизацією В.І. Симоненка; 1.1, 1.2, 1.3, 1.4 - за систематизацією С.В. Пацьори)										
	1	2			3		4			5	
Діапазон	Неглибокі (5-20м)		Мілкі (20-50м)			Середньої глибини (50-100м)			Глибокі (100-200м)		>200м
	1.1	1.2	1.3	1.4	1	2	3	4	5	6	
Площа кар'єрних полів, га.	Мала (3-20)		Середня (20-100)	Велика (>100)	Мала (3-20)	Середня (20-100)	Велика (>100)	Середня (20-100)	Велика (>100)	Велика (>100)	
Розміри по поверхні, м:											
- довжина	285,0	330,0	885,0	1915,0	390,0	865,0	2060,0	810,0	2055,0	2440,0	
- ширина	237,0	300,0	390,0	1075,0	325,0	590,0	860,0	555,0	1075,0	1075,0	
Середня річна продуктивність кар'єру, тис.м ³ по:											
- гірничій масі	15,0-820,0	69,0-276,0	17,0-641,0	296,0-2320,0	39,0-521,0	61,0-1590,0	220,0-2600,0	195,0-1970,0	1300,0-5060,0	1180,0-5572,0	
- корисних копалинах	13,0-975,0	27,0-240,0	15,0-536,0	155,0-1500,0	25,0-270,0	50,0-1100,0	170,0-2000,0	180,0-1400,0	308,0-2718,0	980,0-3580,0	
- гірничій масі та корисним копалинам	28,0-795,0	96,0-516,0	32,0-1177,0	451,0-3820,0	64,0-891,0	111,0-2690,0	390,0-4600,0	375,0-3370,0	1608,0-7778,0	2160,0-9152,0	

Розрахунки розсіювання ПГХ проводили з врахуванням наступного:

1. Кількість ВР: приймалась - 5, 10, 25, 50, т.
2. Питома витрата ВР (залежно від міцності гірничих порід і тріщинуватості масиву: сильно тріщинуваті, тріщинуваті, блочні): 0,25, 0,5, 0,75, 1,0 кг/м³.
3. Продуктивність кар'єру $Q_{пр.к.}$, тис. м³. (приймається згідно табл. 1.11, відповідно: 28, 32, 64, 96, 111, 375, 390, 451, 516, 891, 1177, 1608, 1795, 2160, 2690, 3370, 3820, 4600, 7778, 9152).

Масові вибухи плануються проводити 2 рази на місяць.

4. Виходячи з продуктивності кар'єру, розраховано об'єм висадженої гірничої маси $V_{м.в.}$ (тис. м³) за один масовий вибух: $28/24 = 1,17$; $32/24 = 1,33$; $64/24 = 2,67$; $96/24 = 4,00$; $111/24 = 4,63$; $375/24 = 15,63$; $390/24 = 16,25$; $451/24 = 18,79$; $516/24 = 21,50$; $891/24 = 37,13$; $1177/24 = 49,04$; $1608/24 = 67,00$; $1795/24 = 74,79$; $2160/24 = 90,00$; $2690/24 = 112,08$; $3370/24 = 140,42$; $3820/24 = 159,17$; $4600/24 = 191,67$; $7778/24 = 324,08$; $9152/24 = 381,33$.

Табл. 1.12 – Кількість ВР на один масовий вибух в нерудних кар'єрах

$V_{м.в.}$, тис.м ³	Питома витрата вибухової речовини, кг/м ³			
	0,25	0,50	0,75	1,00
1,17	0,293	0,585	0,878	1,17
1,33	0,333	0,665	0,998	1,33
2,67	0,668	1,335	2,003	2,67
4,00	1	2	3	4
4,63	1,158	2,315	3,473	4,63
15,63	3,908	7,815	11,723	15,63
16,25	4,063	8,125	12,188	16,25
18,79	4,698	9,395	14,093	18,79
21,50	5,375	10,45	16,125	21,50
37,13	9,283	18,565	27,848	37,13
49,04	12,26	24,52	36,78	49,04
67,00	16,35	33,50	50,25	67,00
74,79	18,698	37,395	56,093	74,79
90,00	22,5	45,00	67,50	90,00
112,08	28,02	56,04	84,06	112,08
140,42	35,105	70,21	105,315	140,42
159,17	39,793	79,585	119,378	159,17
191,67	47,918	95,835	143,753	191,67
324,08	81,02	162,04	243,06	324,08
381,33	95,333	190,665	285,998	381,33

5. Визначаємо кількість ВР на один масовий вибух, залежно від питомої витрати (табл. 1.12), т.

6. Визначаємо об'єм пилогазової хмари V_o , м³, залежно від питомої витрати ВР (табл. 1.13).

7. Діаметр свердловинного заряду $d_{свердл.}$. Приймаємо для сіток свердловин:

$$3 \times 3 - 105 \text{ мм}; 4 \times 4 - 155 \text{ мм}; 5 \times 5 - 220 \text{ мм}; 5 \times 6 - 250 \text{ мм}.$$

Оскільки діаметр свердловинного заряду значною мірою впливає на висоту підйому пилогазової хмари те розрахунок максимальної її висоти виконуємо по наступній формулі: $H_{\max} = 1160 \times d_{\text{неа}}^2$, м.

Максимальна висота підйому пилогазової хмари залежно від діаметру свердловинного заряду й кількості ВР в свердловині визначена в таблиці 1.14.

Табл. 1.13 – Об'єм пилогазової хмари нерудних кар'єрів в залежності від питомої витрати ВР

Об'єм пилогазової хмари V_0 , м ³ при питомій витраті ВР, т/м ³			
0,25	0,50	0,75	1,00
11704	24640	38236	52140
13288	28336	43912	59884
28468	60148	93280	127116
44000	93016	144144	196680
51568	108944	168828	230296
191840	405328	628144	856900
200200	422782	655028	893684
233948	494648	766260	1045440
270556	571956	886248	1209164
488136	1031932	1598960	2181520
659208	1393612	2159300	2946108
923384	1952104	3024692	4126804
1039896	2198328	3406216	4647324
1270016	2684880	4160200	5675912
1609608	3402740	5272432	7193560
2053304	4340732	6725840	9176640
2350964	4969932	7700880	10506760
2873376	6074332	9412040	12841400
5066776	10711360	16596756	22644204
6039968	12768668	19784600	26993428

Табл. 1.14 – Максимальна висота підйому ПГХ на нерудних кар'єрах

Діаметр свердловинного заряду, мм	105	155	220	250
Максимальна висота ПГХ H_{max} , м	13	28	56	73

Глибина перебуру відповідно для сіток свердловин:

$$3 \times 3 - 1,0 \text{ м}; 4 \times 4 - 1,5 \text{ м}; 5 \times 5 - 2,0 \text{ м}; 5 \times 6 - 2,0 \text{ м}.$$

Тоді довжина свердловини складе $L_{скв.}$ згідно: 16,0; 16,5; 17,0; 17,0 м. Довжина набійки відповідно: 2,5; 3,5; 5,0; 5,5 м. Вага заряду на 1 погонний метр становить: 8,0; 18,0; 36,0; 44,0 кг. Кількість вибухової речовини в свердловині буде дорівнювати: 108; 216; 432; 506 кг. Тоді обсяг гірської маси, що підривається однією свердловиною складе: 135; 240; 375; 450 м³.

8. Знаючи кількість ВР в свердловині, визначаємо потрібну кількість свердловин в одному масовому вибуху залежно від діаметру свердловинного заряду (табл. 1.15).

9. Знаючи обсяг висадженої гірничої маси однією свердловиною визначаємо обсяг висадженої гірничої маси в одному масовому вибухові (табл. 1.16)

10. Визначаємо відстань розповсюдження ПГХ до межі прикордонного шару охоронної смуги за напрямком вітру $X_{с.р.}$ (табл. 1.17). Згідно даних табл. 1.11.

Табл. 1.15 – Кількість свердловин в одному масовому вибухові.

Кількість вибухової речовини, кг	Діаметр свердловинного заряду, мм			
	105	155	220	250
5000	46	24	12	10
10000	94	46	24	20
25000	232	116	58	50
50000	464	232	116	100

Табл. 1.16 – Обсяг висадженої гірничої маси в одному масовому вибухові

Кількість вибухової речовини, кг	Обсяг висадженої гірської маси однією свердловиною, м ³			
	135	240	375	450
5000	6210	5760	4500	4500
10000	12690	11040	9000	9000
25000	31320	27840	21750	22500
50000	62640	55680	43500	45000

Табл. 1.17 – Середні значення абсцис відрізка зовнішньої межі прикордонного шару, охоронної смуги для характерних профілів вітру в кар'єрі

Параметри	Типи нерудних кар'єрів									
	1.1	1.2	1.3	1.4	1	2	3	4	5	6
Відстань Хс.ср., м	140	160	440	850	180	430	1000	390	1000	1200
	115	150	180	500	155	280	400	250	500	500
Довжина кар'єрного поля Lк, м	285	330	885	1915	390	865	2060	810	2055	2440
Ширина кар'єрного поля Вк, м	237	300	390	1075	325	590	860	555	1075	1075
Глибина кар'єру Нк, м	20		50		80		100	200		

11. З розгляду структури рециркуляційної схеми провітрювання слідує, що винесення шкідливих домішок ПГХ від блоку розташованого у зоні рециркуляції повітряного потоку здійснюється кількістю повітря, що протікає в загальмованій частині первісної маси плоско паралельного потоку (між α_1 і α_2). У такий спосіб кількість повітря, що здійснює провітрювання кар'єрного простору при рециркуляційній схемі, дорівнює (табл. 1.18):

$$Q_{кр} = 0,077x_{с.ср.} \theta_0 L, \text{ м}^3/\text{с}$$

де, $x_{с.ср.}$ - середні значення абсцис відрізка зовнішньої границі прикордонного шару ОС для ряду характерних профілів кар'єру, що збігаються з напрямком вітру, м;

L - довжина кар'єру в напрямку перпендикулярному напрямку вітру, м.

Табл. 1.18 – Кількість повітря, що здійснює провітрювання кар'єрного простору при рециркуляційній схемі

Відстань $X_{с.ср.}$, м	Довжина кар'єрного поля L_k , м	Швидкість вітру, м/с		
		3	6	9
140	285	3072,3	6144,6	9216,9
160	330	4065,6	8131,2	12196,8
440	885	29983,8	59967,6	89951,4
850	1915	125336,8	250673,6	376010,4
180	390	5405,4	10810,8	16216,2
430	865	57280,3	114560,6	171840,9
1000	2060	158620,0	317240,0	475860,0
390	810	24324,3	48648,6	72972,9
1000	2055	158235,0	316470,0	474705,0
1200	2440	225456,0	450912,0	676368,0
115	237	2098,6	4197,2	6295,8
150	300	3465,0	6930,0	10395,0
180	390	5405,4	10810,8	16216,2
500	1075	41387,5	82775,0	124162,5
155	325	3878,9	7757,8	11636,7
280	590	12720,4	25440,8	38161,2
400	860	27488,0	52976,0	79464,0
250	555	10683,8	21367,6	32051,4
500	1075	41387,5	82775,0	1245162,5
500	1075	41387,5	82775,0	1245162,5

12. Розрахувавши концентрацію шкідливих газів в ПГХ, визначаємо кількість шкідливих газів, що поступають в атмосферу разом з ПГХ за формулою:

$$Q_1 = c_1 \cdot V_0 \cdot 10^{-6}, \text{ кг}$$

де c_1 - концентрація шкідливих газів в ПГХ; V_0 - об'єм ПГХ, м^3 .

Кількість шкідливих газів, що поступають в атмосферу з ПГХ наведені в табл. 1.19.

Табл. 1.19 – Кількість шкідливих газів, що поступають в атмосферу з ПГХ залежно від типу ВР та коефіцієнту міцності порід (об'ємом ПГХ 11704 м^3 та гірничої маси 62 м^3).

Коефіцієнт міцності за проф. М.М. Протод'яконовим	Тип ВР	Кількість шкідливих газів, кг							
		5	10	25	50	5	10	25	50
		Оксиди вуглецю				Оксиди азоту			
14-16	Грамоніт 79/21	69	138	344	688	45	90	225	450
13-15		59	118	294	588	60	120	300	600
12-13		54	109	272	544	60	120	300	600
10-12		44	88	219	438	120	240	600	1200
9-10		38	76	191	381	125	250	625	1250
13-15	Грамоніт 50/50	148	295	738	1475	50	100	250	500
12-13		133	266	666	1331	58	115	288	575

Кількість шкідливих газів $\text{кг}/\text{м}^3$, що поступають в атмосферу з розпушеної гірської маси з коефіцієнтом розпушення 1,2 залежно від типу ВР та коефіцієнту міцності порід та об'ємом ПГХ 11704 м^3 розрахована в табл. 1.20.

Табл. 1.20 – Кількість шкідливих газів, що поступають в атмосферу кар'єру з розпушеної гірничої маси

Коефіцієнт міцності за проф. М.М. Протод'яконовим	Тип ВР	Кількість шкідливих газів, кг							
		5	10	25	50	5	10	25	50
		Оксиди вуглецю				Оксиди азоту			
14-16	Грамоніт 79/21	141	281	703	1406	93	185	463	925
13-15		113	225	563	1125	116	233	581	1163
12-13		109	219	547	1094	135	270	675	1350
10-12		100	200	500	1000	275	550	1375	2750
9-10		103	206	516	1031	338	675	1688	3375
13-15	Грамоніт 50/50	300	600	1500	3000	103	205	513	1025
12-13		297	594	1484	2969	130	260	650	1300

Кількість шкідливих газів $\text{кг}/\text{м}^3$, що поступають в атмосферу з розпушеної гірської маси з коефіцієнтом розпушення 1,4 залежно від типу ВР та коефіцієнту міцності порід та об'ємом ПГХ 11704 м^3 наведена в табл. 1.21.

Табл. 1.21 – Кількість шкідливих газів, що поступають в атмосферу з розпушеної гірської маси з коефіцієнтом розпушення 1,4.

Коефіцієнт міцності за проф. М.М. Протод'яконовим	Тип ВР	Кількість шкідливих газів, кг							
		5	10	25	50	5	10	25	50
		Оксиди вуглецю				Оксиди азоту			
14-16	Грамоніт 79/21	70	141	352	703	46	93	231	463
13-15		56	113	281	563	58	116	291	581
12-13		55	109	273	547	68	135	338	675
10-12		50	100	250	500	138	275	688	1375
9-10		52	103	258	516	169	338	844	1688
13-15	Грамоніт 50/50	150	300	750	1500	51	103	256	513
12-13		148	297	742	1484	65	130	325	650

13. Обґрунтування зменшення СЗЗ на кар'єрах різної потужності

Оскільки кількість повітря, що здійснює провітрювання кар'єру залежить від його розмірів і швидкості вітру й зростає з їхнім збільшенням. Для того, щоб визначити концентрацію шкідливих домішок у повітрі, що надходить для провітрювання навітряного борту в зоні дії прямих потоків повітря, необхідно знати кількість повітря, що проходить через поперечні перерізи, розташовані на межі зон прямого й зворотного потоків. Кількість повітря, що проходить на межі зон прямого й зворотного потоків в одиницю часу:

$$Q_a = 0,179 x_{\text{ср}} \cdot \theta_0 L, \text{ м}^3/\text{с}$$

де $x_{\text{ср}}$ - середнє значення абсцис межі, що розділяє зони прямого й зворотного потоків для ряду характерних профілів кар'єру, що збігаються з напрямком вітру, м.

За рециркуляційної схеми максимальна кількість повітря, що проходить у струмені другого роду через переріз з абсцисою $x = 0,4x_c$ за одиницю часу, визначається за формулою:

$$Q_{2,max} = 0,0306x_{c,ср} \cdot \vartheta_0 L, \text{ м}^3/\text{с}.$$

Залежність початкової середньої концентрації пилу від кількості ВР:

$$n_{0,ср} = 222,9 \cdot A^{0,67}, \text{ мг/м}^3$$

де A - кількість вибухової речовини, т.

Знаючи початкову середню концентрацію пилу й газів у ПГХ та його обсяг можна визначити загальну кількість пилу і газів, що викидаються, за формулою:

$$N = n_{0,ср} \cdot V_{ПГО}; N_i = n_{i,0,ср} \cdot V_{ПГО}, \text{ мг},$$

де N, N_i - загальна кількість пилу й i - го газу у ПГХ;

$n_{0,ср}, n_{i,0,ср}$ - початкова концентрація пилу й i - го газу, мг/м³.

Винесення шкідливих домішок з кар'єру. При розгляді процесу руху ПГХ у кар'єрі й за його межами, а також його впливу на зменшення концентрацій шкідливих домішок на межі СЗЗ за рециркуляційної схеми варто враховувати розташування блоку, що підривається, і його параметри в просторі кар'єру з урахуванням використання неелектричних систем ініціювання типу "Нонель" або його вітчизняного аналогу "Імпульс", а також засобів пилогазопогашення.

Процес поширення ПГХ після вибуху й участь кожного із зазначених чинників у зменшенні концентрацій шкідливих домішок на межі СЗЗ і негативного впливу на жителів, що мешкають у населених пунктах, розташованих поблизу кар'єру, різні. При цьому слід зазначити, що вибухові блоки, розташовані в кар'єрі в зоні зворотних потоків повітря, навпаки беруть участь у зменшенні концентрацій шкідливих речовин на межі СЗЗ.

Причому ступінь зменшення концентрації на межі СЗЗ прямо залежить від напрямку відбивання й використання неелектричних систем ініціювання, тому що саме останні значною мірою зменшують висоту ПГХ. Внаслідок циркуляції частини ПГХ захоплюваним повітряним потоком всередині кар'єру по замкнутому контуру

відбувається поступове зменшення концентрації забруднюючих речовин, що сприяє зменшенню СЗЗ. Це зменшення тим більше, чим більше захоплення ПГХ у зоні зворотних потоків, а ступінь зменшення концентрації прямо залежить від орієнтації блоку щодо рози панівних вітрів.

Захоплена частина ПГХ на ділянці кар'єру OfPC, заноситься в загальмовану частину за певний проміжок часу. Початкове винесення його залежить від місця розташування блоку в кар'єрному просторі. Якщо блок розташований на ділянці Pf, а ПГХ після вибуху не досягає лінії Of то СЗЗ за інших рівних умов і при розташуванні блоку, що підривається, на ділянці ОС₁P буде орієнтовно на 30 % менше. Цьому сприяє час за який ПГХ переборює певну відстань на ділянці fPC₁, при цьому час зменшення концентрації шкідливих речовин в ПГХ до ГДН буде значно уповільнюватися.

Спостереження за процесом розсіювання ПГХ проводилися на Софіївському кар'єрі та Первомайському ГЦК. Межа поширення домішок всередині потоку є прямолінійною (лінія ОК) і частково збігається із межею ядра постійних швидкостей, а концентрація пилу на зовнішній границі прикордонного шару після проведення масового вибуху (на лінії Of) практично постійна й дорівнює (за даними вимірів МНС) середній концентрації домішок в струмені другого роду, тобто може бути прийнята як середня у всьому кар'єрному просторі, за винятком навітряного борту (ділянка fe).

Дослідження на цих кар'єрах показали, що навіть поза залежністю від місця розташування блоку, що підривається, у зоні зворотних потоків відбувається інтенсивне перемішування забруднюючих речовин у ПГХ й усереднення їхньої концентрації в обсязі зони рециркуляції з деяким зростанням концентрації в центральній її частині.

Практично можна вважати, що за рециркуляційної схеми природного провітрювання концентрації забруднюючих речовин у ПГХ в будь-яких пунктах зони зворотних потоків у поверхні укосів і дна кар'єру є рівними за абсолютним значенням середньої концентрації домішок у кар'єрі.

Повітря, що надходить у кар'єр розподіляється по всьому його перерізі PP_2 с концентраціями, рівними нулю на лінії ОРМ і максимальними на зовнішній межі OP_2 . При подальшій циркуляції частина забруднюючих речовин, які випадають із ПГХ в обсяг повітря, яке проходить через переріз P_1P_2 знову заноситься в загальмовану частину, і зазначений процес повторюється. Протягом певного періоду часу встановлюється рівновага, за якої вся кількість забруднюючих речовин після масового вибуху заноситься в нижню (загальмовану) частину й потім виноситься з кар'єрного простору.

Як відзначалося вище, при розташуванні блоку в обсязі OP_2CDP_3E ПГХ після вибуху безпосередньо надходить у загальмовану частину (застійну зону кар'єру).

При вивченні й розгляді процесу руху ПГХ на Первомайському ГЦК і за результатами відеоспостережень слідує, що за рециркуляційної схеми провітрювання вищі концентрації забруднюючих речовин в атмосфері кар'єру є характерними для зони рециркуляції, а в іншій частині кар'єру (ділянка ВК) поля концентрацій є значно нижчими від ГДК. Отже, якщо після проведення масового вибуху концентрація забруднюючих речовин у ПГХ, що перебуває в зоні рециркуляції, не буде перевищувати ГДК, то в іншому обсязі кар'єрного простору стан повітряного середовища буде відповідати встановленим вимогам. Тому розрахунок забруднення й обґрунтування зниження СЗЗ при проведенні масового вибуху варто вести за її складом в зоні рециркуляції.

Якщо прийняти, що концентрації забруднюючих речовин надходять в кар'єр дорівнюють 0, то згідно можна припустити, що винесення з кар'єру забруднюючих речовин у ПГХ при розташуванні блоку в зоні зворотних потоків дорівнює:

$$G = 0,029x_{\text{ср.}}\vartheta_0L, \text{ мг/сек.}$$

Однак, ця залежність справедлива тільки за встановлення рівноваги між винесенням забруднюючих речовин із ПГХ і його надходженням з неї.

Якщо масовий вибух відноситься до внутрішнього джерела, то час, протягом якого наступить ця рівновага дорівнює:

$$t = 7,86 \frac{V_p}{Q},$$

де: Q - кількість повітря, що здійснює провітрювання кар'єру;

V_p - об'єм зони рециркуляції OBDE.

Об'єм зони рециркуляції дорівнює:

$$V_p = BL_1H_K + H_K^2 \operatorname{ctg} \beta_{\text{ср}} \left(B + L_1 + \frac{2}{3} H_K \right) - \frac{L}{2} (l_{\text{ср}} - x_{\text{ср}})^2 \operatorname{tg} \beta_1 + 0,064 x_{\text{ср}}^2 L, \text{ м, де}$$

B - ширина кар'єру по низу, м;

L - довжина кар'єру по низу, м;

H_K - глибина кар'єру, м;

$\beta_{\text{ср}}$ - середній кут укосів борта кар'єру, град;

$l_{\text{ср}}$ - середнє значення розміру кар'єру на рівні поверхні, певне за рядом профілів, що збігаються з напрямком вітру, м;

β_1 - середній кут укосу навітряного борту кар'єру, град.

$x_{\text{ср}}$ - середнє значення абсцис межі, що розділяє зони прямого й зворотного потоків, для ряду характерних профілів кар'єру, що збігаються з напрямком вітру, м.

Як відзначалося, потік повітря потрапляючи в кар'єр деформується, розширюється в процесі руху й утворює приграничний шар, що охоплює обсяг між лініями ОР і ОР₂. Межа деформації швидкісного поля всередині потоку проходить по лінії ОАК, на якій горизонтальна складова швидкості повітря дорівнює швидкості вітру.

Загальмована частина первинної маси струменя охоплюючи обсяг між лініями ОРА і ОР₁В видаляє з кар'єру шкідливі домішки.

Частина потоку, охоплюючи обсяг між лініями ОР₁В і ОР₂С за перерізом РР₃ з абсцисою $x = 0,5x_c$ повертає на 180°, рухається в протилежному вітру напрямку й на ділянці ОР₂ долучає до основного потоку. У такий спосіб між попутним і зворотним потоками існує безперервний зв'язок за рахунок циркуляції повітря в замкнутому контурі. Ця частина потоку виносить всі шкідливі домішки, які виділяються в глибокій частині кар'єру BCDE й на підвітряному борті EO у приграничний шар.

Кількість повітря в одиницю часу, що здійснює винесення шкідливих домішок з кар'єру, на підставі рівняння дорівнює:

$$Q_{в.п.} = 0,124x'_{ср.} \vartheta_0 L, \text{ м}^3/\text{сек},$$

де $x'_{ср.}$ - середнє значення абсцис x' для ряду характерних профілів кар'єру, що збігаються з напрямком вітру, м.

Так кількість повітря, що надходить у кар'єр, залежить від його розмірів, швидкості вітру й зростає з їхнім збільшенням.

За прямоочної схеми природного провітрювання ПГХ після масового вибуху виноситься прямими потоками, а величина забруднення атмосфери визначається його параметрами. При цьому найбільш несприятливі атмосферні умови й зони з підвищеними концентраціями забруднюючих речовин виникають при розташуванні вибухового блоку в глибокій частині, тому що за цієї схеми швидкість повітряного потоку падає в напрямку поверхні уступів.

Зменшення розмірів СЗЗ є можливо досягти шляхом використання засобів пилогазопогашення і застосування НСІ типу "Нонель" або "Імпульс" і таке інше. При цьому блок, який буде висаджуватися необхідно розташовувати перпендикулярно переважному для даної місцевості напрямку вітру, тому що паралельне орієнтування блоку призведе до накладення викидів від груп уповільнення внаслідок різниць швидкостей у верхній і нижній частині кар'єру. При правильному виборі орієнтування блоку зменшення СЗЗ є максимально можливе не більше, ніж на 25 % без врахування засобів пилогазопогашення.

З аналізу, можна зробити висновок, що здатність винесення пилу, природним потоком орієнтовно може бути визначена за формулою:

$$G' = 0,042x'_{ср.} \vartheta_0 L_{л} C_x, \text{ мг/сек},$$

де $L_{л}$ - довжина лінійного джерела в напрямку, перпендикулярному напрямку вітру (довжина блоку), м;

C_x - концентрація домішок на поверхні уступів (дорівнює середній концентрації в ПГХ), мг/м³.

Час провітрювання кар'єру після проведення масового вибуху орієнтовно може бути визначене за формулою:

$$t = \frac{1.4L_B}{v_a \cos\varphi}, \text{ сек,}$$

де L_B - відстань від місця вибуху до верхньої брівки навітряного борту кар'єру, м.

Дослідження наслідків негативного впливу масових вибухів на рослинність та ґрунтовий покрив та його нейтралізація з урахуванням чинника часу. У даній роботі розглядається розсіювання ПГХ на різних відстанях від об'єкту дослідження (вибухового блоку), а також реакція деяких рослин на впливі різних забруднюючих речовин.

Важливим показником ураженості дерев в зонах періодичного та помірно-постійного забруднення пилом після проведення буропідривного висадження є наявність штучної нейтралізації та випадіння після вибуху атмосферних опадів. Листове поглинання забруднюючих речовин різновидами листяних порід дерев експериментально вивчалось цілим рядом дослідників [29].

Так, наприклад, періодичний вплив оксидів азоту послабляє дерево, знижує його стійкість стосовно несприятливих метеорологічних умов, і в остаточному підсумку повністю вражає його (ракові утворення в кореневій системі й ін.). Знаючи тип ВР, що підривається та його кількість, фактичні параметри кар'єрного поля, рельєф місцевості та метеорологічні умови можливо прогнозувати та керувати поширенням і якщо необхідно, то на деяких ділянках блокувати певні «загрозливі» зони тобто зони з максимальними ураженнями ґрунтового й рослинного покриву.

З урахуванням попередніх досліджень [30], вирішення даної проблеми потрібно вести на основі відомостей про схеми природного провітрювання та висоту викиду.

При забрудненні повітря, як наслідок рослинність і ґрунтовий покрив крім дозових навантажень у край чуттєва до зміни концентрацій у часі. Тимчасові амплітуди руху шкідливих речовин коливаються залежно від параметрів кар'єрних полів, швидкості вітру, рельєфу місцевості та метеорологічних умов у широкому

діапазоні. Так, навколишнє техногенне середовище (відповідно до ДБН А.2.2-1-95) характеризується як штучно створена частина навколишнього середовища, що складається з технічних і природних елементів і включає наступні компоненти: промислові, житлово-комунальні, сільськогосподарські, лісогосподарські й гідротехнічні. Їх охорона має важливе значення.

Якщо кар'єрний простір провітрюється за рециркуляційною схемою (див. рис 1.26), і вже зформована ПГХ набула чітких рис і розмежовується струменем першого та другого роду. Верхня частина ПГХ захоплена прямим вітровим потоком і одразу виноситься за межі кар'єрного простору, а та частина, що захоплена струменем другого роду циркулює певний час в кар'єрному просторі.

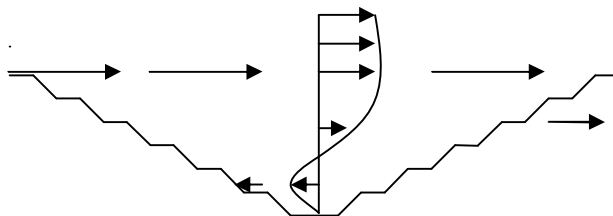


Рис. 1.26 – Рециркуляційна схемі провітрювання кар'єрного простору.

Дивлячись на те, що вибуховий блок розташований повздовж напрямку вітрового потоку, ми спостерігаємо деяке накладання первинної та вторинної ПГХ. В перші хвилини після проведення масового вибуху концентрація шкідливих речовин в ПГХ буде спочатку меншою від ГДК, а після накладення хмар стає в декілька раз менше за розрахункову. Безпечна відстань за дією шкідливих речовин в цьому масовому вибуху складала 400 м, але дослідження розповсюдження ПГХ в кар'єрному просторі показали, що ПГХ виходячи з кар'єрного простору обтікає відвал порід розкритву, висота якого становить приблизно 20 м.

При цьому загальний пройдений шлях ПГХ і буде 400 м згідно з розрахунками, але за рахунок впливу рельєфу місцевості (балки в даному випадку) напрямок її поширення змінюється, і фактична безпечна відстань за дією шкідливих речовин в цьому масовому вибуху не перевищує 200 м.

Тому можна відзначити, що тимчасові підвищення концентрацій в міру руху ПГХ з врахуванням вищеперерахованих умов будуть міняти свій характер, у деяких випадках навіть у протилежному напрямку.

Концентрацію газу (пилу) при прямолінійному розподілі вісі ПГХ з координатами X , Y , Z можна визначити з нелінійного рівняння згідно з даними. Це рівняння використовують для наближеної оцінки забруднення атмосфери й ґрунтів пилом, визначення розмірів території сільськогосподарських угідь із можливим порушенням біологічного режиму ґрунту під впливом масових вибухів.

Практичним вирішенням даного завдання є формулювання розсіювання ПГХ з найменшим негативним впливом на ґрунтовий і рослинний світ.

На ґрунт, а значить і на рослинний покрив, великого шкідливого впливу завдає частота проведення масових вибухів.

Внаслідок поширення ПГХ відбувається забруднення повітря (в нижніх шарах атмосфери), ґрунту та водних джерел в міру руху ПГХ, при цьому утворення підвищених концентрацій буде залежати від характеру «протидії» НПС.

При цьому, змінюються характеристики самих середовищ, а саме: прозорість атмосфери, біологічна активність ґрунтового (рослинного) покриву.

З урахуванням параметрів блоку, що висаджується, типів ВР, що застосовуються, ступеню погіршення (ґрунтового покриву) і ураження рослинності, обсягів викидів [31], і отже ступеня ураження ґрунтового й рослинного середовища в локальному масштабі, для більшості промислових регіонів приймається наступна послідовність токсикантів сірчистий газ, оксиди азоту, пил і ін.

Досить добре вивчені ушкодження рослинності сірчистим газом, оксидами азоту та деякими іншими забруднювачами. У міру впливу шкідливих речовин більшість вчених у цій сфері розрізняють три види ураження рослинності: фізіологічне, хронічне та гостре.

Гостре враження рослинності виникає в результаті впливу на неї високих концентрацій шкідливих речовин і газів протягом короткочасного періоду. Внаслідок цього відбуваються незворотні пошкодження асиміляційних тканин, що призводить до незворотних порушень газообміну, а при тривалому впливі і до

загибелі. Гостре ураження легко діагностується візуально (пригноблений вид рослини).

Знаючи просторові й тимчасові розподіли концентрацій оксидів азоту з урахуванням параметрів кар'єрного поля факторів можна дати прогнозну оцінку поширення ПГХ та ймовірну площу гострого ураження деревної та трав'яної рослинності.

Характерними наслідками хронічного ураження (вплив певної шкідливої речовини невеликих концентрацій) є передчасний листопад, і втрата плодоносіння). Є досить значна кількість досліджень щодо виявлення рівня концентрацій, які призводять до хронічного ураження рослинності.

Посадка деревно-чагарникової рослинності за територією кар'єру дозволяє знизити концентрації пилу до 30 %, SO₂-до 75 %, NO_x-до 35 % [32].

Фізіологічні uszkodження виникають під впливом незначних кількостей шкідливих речовин. При цьому виді впливу відсутні візуальні симптоми uszkodження рослинності, але має місце погіршення життєдіяльності рослин.

Дані залежності при відомих полях концентрацій можуть бути використані для оцінки й прогнозування ураження деревної та трав'яної рослинності в результаті проведення масових вибухів за основними видами uszkodження.

За результатами досліджень [33, 34] було встановлено, що вся рослинність може бути розділена за ступенем газостійкості на три групи концентрацій:

- дуже чутливі (0,02-0,12 мг/м³);
- середньо чутливі (0,5-0,2 мг/м³);
- малочутливі (менш 2-8 мг/м³).

Великою газостійкістю володіють тополя, осика, верба, клен, бузок, ясен, глід і інші. Вони відрізняються більшими адаптаційними здатностями до впливу забруднюючих речовин під час розсіювання ПГХ.

Газостійкість рослинного покриву істотно залежить від умов НПС [29, 33, 34]. Вражаюча дія, наприклад, оксидів азоту на рослинність змінюється залежно від часу доби, відносної вологості й температури повітря. Так у світлий час доби з підвищенням вологості та температури повітря стимулюється розкриття листка,

через які газ проникає в тканину рослини. Максимальна пошкодженість листків і погіршення фотосинтезу спостерігається в полуденні години у зв'язку з підвищеною температурою повітря й відкритістю листя, мінімальна в темний час доби.

Відомо, що при фотосинтезі вода із ґрунту асимілюється через кореневу систему проходячи по стовбурі накопичується в листках, які виділяють кисень поглинаючи вуглекислий газ. Дрібнодисперсний пил абсорбується на поверхні листків, гнітить ріст рослин (у деяких випадках рослини гинуть, якщо пил, що абсорбувався на листах є токсичним або ж містить в своїх мікропорах оксиди азоту).

Зрошення рослин водою в денний час доби з однієї сторони знижує процес фотосинтезу, погіршує поглинання листками вуглекислого газу і, отже, знижує ефективність біологічної перешкоди, а з іншої збільшує площу опіків.

При незначному зниженні температури повітря (до + 5° С) значно скорочуються опіки деревинної рослинності. Так, наприклад при повній відкритості листка у полуденні години може збільшувати площу опіків в 10 разів. По даним [35], на сприятливість до ураження рослин впливає якість ґрунтів, їх кислотність, мінералізація.

В результаті виробництва масових вибухів з використанням ВР, що містять в своїх продуктах детонації значну кількість оксидів азоту, відбувається підкислення ґрунтів і ґрунтових вод.

Нейтралізувати та реанімувати забруднену площу можливо наступним чином: при невеликих домішках вапна, менше 1 ц/га, збільшення урожайності згідно пропорційне кількості внесеної вапняної маси і мало залежить від первісної кислотності ґрунтів.

Приріст урожайності в перерахунку на 1 т вапна за його малих домішок (менше 1ц/га) становить зазвичай кілька центнерів зернових і більше 10 тонн сіна багаторічних трав. Звичайні норми застосування вапна становлять біля 4-5 ц/га. У перерахунку на 1 ц/га вапна збільшення врожаю в середньому по Україні досягалося 0,9 ц/га для зернових і 2,7 ц/га для багаторічних трав.

Змінний вплив шкідливої речовини на рослинний і ґрунтовий покрив влітку, і сніжний і промерзлий ґрунт узимку обумовлений швидкістю проходження (у нашім

випадку в гетерогенній системі) хімічної реакції з перетворенням оксидів азоту. При цьому швидкість реакції, і її тривалість залежать від температури НПС. Прогноз випадання пилоподібних фракцій і кислих опадів з врахуванням вищеперерахованих чинників спрямований на ліквідацію наслідків на ушкоджених ділянках ґрунту та підвищенні родючості (у перші 5 років на 25 %, і вище в наступні роки), у мірах збереження різновиду рослинного ареалу.

При проведенні масового вибуху в зимовий період у малих за розмірами кар'єрах (200-600 м) відсутній вплив оксидів азоту за межею селетечної зони (1500 м) і в її межах. Відсутність впливу обумовлена тим, що при низьких температурах значно уповільнюється швидкість перетворення хімічних реакцій за участю оксидів азоту. У літній період за інших рівних умов в селетечної зоні можуть проявлятися слабкі симптоми хронічного враження деревинно-чагарникової рослинності.

Раціональні елементи технологічних схем при подрібненні гірничих порід та поширенні шкідливих газів в умовах зміни теплового потоку кар'єру та метеорологічних умов. Як зазначалося вище запобігання забрудненню НПС шкідливими домішками може бути досягнуте за рахунок удосконалювання елементів в технології проведення масових вибухів.

Кількість шкідливих домішок і газів у ПГХ залежить, насамперед, від міцності, тріщинуватості й обводненості масиву гірничих порід у взаємодії із продуктами детонації. Зміною конструкції свердловинного заряду можна регулювати вміст шкідливих домішок в ПГХ. Крім регулювання ступеня подрібнення гірничих порід, заміна суцільної конструкції свердловинного заряду на конструкцію з повітряними, інертними, водними проміжками (залежно від обводненості масиву гірничих порід) дозволяє не тільки поліпшити ступеню подрібнення порід у порівнянні із застосуванням суцільного заряду, але й значно знизити викид отруйних шкідливих речовин у НПС.

Необхідно відзначити, що застосування конструкцій свердловинних зарядів, розосереджених повітряними, водними або інертними проміжками, забезпечує окрім зменшення витрати ВР більш ніж на 30 % ще і зменшення заколів в глиб масиву та

сейсмічного ефекту вибуху. Після проведення масового вибуху в зруйнованій під час вибуху гірничій масі, а саме, в шматках породи утворюються пори. В залежності від подрібнення та блочності масиву їх кількість змінюється. Пори в шматках заповнюють гази, що утворюються внаслідок вибуху, та вода за умови висадження обводненого масиву.

Вміст води й газів в гірничій масі залежить від обсягу її пор (подрібненості масиву), так чим більше пори заповнені водою, тим менше в них утримуються газів, і навпаки. При цьому вода й газ є мов би антагоністами, які прагнуть витиснути один одного з пор. Залежно від переважання в гірничій масі води або газів властивості різко змінюються. Особливо різко відрізняється за своїми властивостями гірнича маса більш подрібнена, середньо менш подрібнена (негабарит).

Гази при природному провітрюванні зони висадження проникають у пори гірничої маси. Газообмін між атмосферою й товщею подрібненої гірничої маси виникає під дією наступних чинників:

- дифузійним перемішуванням газів;
- коливанням температури й барометричного тиску;
- атмосферними опадами.

Дифузійне перемішування газів зумовлюється різним складом газоподібної фази в розпушеній гірничій масі та атмосферному повітрі. Б.А. Кін [36] стверджує, що швидкість дифузії газів є пропорційною квадрату пористості гірничої маси або інакше кажучи коефіцієнту розпушення гірничої маси.

Інтенсивність газообміну залежить також і від температури гірничої маси. При нагріванні гірничої маси вдень гази, що утримуються в ній, виділяються в атмосферу, а при охолодженні її в нічний час гази повітряної атмосфери проникають всередину гірничої маси.

Якщо брати до уваги пори року, то можна зробити наступні висновки: із квітня до вересня тепловий потік спрямовується від поверхні кар'єру, а з листопада до березня більше нагрівання нижніх шарів зумовлює зворотний напрямок

теплового потоку. Зміна температури гірничої маси викликає зміну щільності газів і внаслідок цього пересування їх у напрямку, зворотному руху теплового потоку.

Зі збільшенням барометричного тиску рівень газоподібної фази опускається нижче, й у гірську масу проникає атмосферне повітря. Зменшення тиску викликає вихід газів із гірничої маси в атмосферу. Такий газообмін найлегше здійснюється взимку або влітку в суху погоду. В іншу пору року атмосферні опади порушують ритмічність газообміну. Вода, потрапляючи в гірничу масу, може ізолювати гази або витіснити їх з верхніх шарів у нижні. Вітер сприяє газообміну головним чином за наявності позитивних форм рельєфу в кар'єрі. Зустрічаючи на своєму шляху перешкоди у вигляді нерівних бортів, повітря, що рухається, проникає в них.

Газообмін між гірничою масою і атмосферою залежить від структури й мікроструктури шматків гірської породи. У структурних шматках гірничих порід газообмін протікає значно інтенсивніше, ніж у породах, що мають тонкі безструктурні пори. У таких гірничих породах газообмін сповільнений.

Гази в гірничій масі можуть перебувати у вільному, адсорбованому й затисненому стані. Адсорбовані гази втримуються на поверхні розпушеної гірничої маси під впливом молекулярних сил. Завдяки цим силам у сухій розпушеній гірничій масі на поверхні часток утворюються полімолекулярні газові плівки, нижні шари яких перебувають під тиском; верхні шари не так щільно пов'язані із частками при цьому тиск в розпушеній гірничій масі є близьким до атмосферного. Кількість адсорбованих газів залежить від застосованих конструкцій свердловинних зарядів, кількості підірваної ВР в блоці, тріщинуватості масиву та міцності гірничих порід. За своїм складом адсорбовані гази відрізняються від газів, що вільно заповнюють пори ґрунтів.

При проведенні нейтралізації розпушеної гірничої маси та випаданні після вибуху атмосферних опадів відбувається часткове витіснення адсорбованих газів водною плівкою. У тому випадку, коли зволоження пов'язане з капілярним підняттям води (тобто проведення масового вибуху здійснюється при плюсових температурах), гази, що витісняються з відкритих пор шматків породи при більшому коефіцієнті подрібнення, вільно поступають в атмосферу кар'єру. При проведенні масового вибуху

в умовах часткового та повного обводнення блоку і одночасному надлишковому зволоженні розпушеної гірничої маси після висадження газу на окремих ділянках можуть виявитися в замкнутому стані. Затиснені газу можуть займати значні ділянки всередині розпушеної гірничої маси або перебувати тільки в невеликих кількостях у найтонших мікропорах, видалити затиснене повітря, з яких досить важко.

Затиснені газу мають велике практичне значення: ними обумовлюється в цілому якість сировини. Тому в тріщинуватих масивах є доцільним розосередження зарядів, шляхом розташування різного роду проміжків у ослаблених ділянках масиву гірничих порід, що підривається, по його висоті. В якості проміжків можна використовувати також різного роду нейтралізатори. При наявності проміжків у зарядах в масив, що підривається, передаються навантаження з меншою силовою й більшою часовою характеристиками, в результаті чого поряд з інтенсивним руйнуванням масиву кількість пилоподібних фракцій стає значно меншою (табл. 1.22).

Проведені в цьому напрямку дослідження показали, що зменшення кількості пилу можна досягти шляхом створення проміжку між зарядом в поєднанні з замикаючими зарядами, які вибухаючи разом з основними, перешкоджають викиду отруйних шкідливих речовин з гирла свердловини.

Конструкції свердловинних зарядів, що передбачають розосередження водними й повітряними проміжками, істотно впливають не тільки на регулювання ступеня подрібнення, але й на кількість висаджених в атмосферу пилоподібних фракцій. Використання таких конструкцій свердловинних зарядів залежно від гідрогеологічних умов дає можливість широко керувати дією вибуху в масиві. При цьому концентрації шкідливих речовин у ПГХ при ініціюванні свердловинного заряду, розосередженого водним проміжком у тих самих умовах будуть нижче, ніж при використанні свердловинного заряду з повітряним проміжком. Проведені дослідження дозволили встановити, що кількість і дисперсний склад пилу в ПГХ істотно залежать від метеорологічних умов.

Табл. 1.22 – Викид оксидів азоту при застосуванні різних типів ВР, діаметрів та конструкцій свердловинних зарядів в породах різної міцності

Суцільна конструкція свердловинного заряду з діаметром 105 мм								
Міцність порід за проф. М.М. Протод'яконовим, f	Кількість та тип вибухової речовини, кг							
	5000	10000	25000	50000	5000	10000	25000	50000
	Грамоніт 79/21				Грамоніт 50/50			
14-16	8942,4	18273,6	45100,8	90201,6	-	-	-	-
13-15	11923,2	24364,8	60134,4	120268,8	9936,0	20304,0	50112,0	100224,0
12-13	11923,2	24364,8	60134,4	120268,8	11426,4	23349,6	57628,8	115257,6
10-12	23846,4	48729,6	120268,8	240537,6	-	-	-	-
9-10	24840,0	50760,0	125280,0	250560,0	-	-	-	-
Суцільна конструкція свердловинного заряду з діаметром 155 мм								
Міцність порід за проф. М.М. Протод'яконовим, f	Кількість та тип вибухової речовини, кг							
	5000	10000	25000	50000	5000	10000	25000	50000
	Грамоніт 79/21				Грамоніт 50/50			
14-16	9331,2	17884,8	45100,0	90201,6	-	-	-	-
13-15	12441,6	23846,4	60134,4	120268,8	10368,0	19872,0	50112,0	100224,0
12-13	12441,6	23846,4	60134,4	120268,8	11923,2	22852,8	57628,8	115257,6
10-12	24883,2	47692,8	120268,8	240537,6	-	-	-	-
9-10	25920,0	49680,0	125280,0	250560,0	-	-	-	-
Суцільна конструкція свердловинного заряду з діаметром 220 мм								
Міцність порід за проф. М.М. Протод'яконовим, f	Кількість та тип вибухової речовини, кг							
	5000	10000	25000	50000	5000	10000	25000	50000
	Грамоніт 79/21				Грамоніт 50/50			
14-16	9331,2	18662,4	45100,0	90201,6	-	-	-	-
13-15	12441,6	24883,2	60134,4	120268,8	10368,0	20736,0	50112,0	100224,0
12-13	12441,6	24883,2	60134,4	120268,8	11923,2	23846,4	57628,8	115257,6
10-12	24883,2	49766,4	120268,8	240537,6	-	-	-	-
9-10	25920,0	51840,0	125280,0	250560,0	-	-	-	-
Суцільна конструкція свердловинного заряду з діаметром 250 мм								
Міцність порід за проф. М.М. Протод'яконовим, f	Кількість та тип вибухової речовини, кг							
	5000	10000	25000	50000	5000	10000	25000	50000
	Грамоніт 79/21				Грамоніт 50/50			
14-16	9108,0	18216,0	45540,0	91080,0	-	-	-	-
13-15	12144,0	24288,0	60720,0	121440,0	10120,0	20240,0	50600,0	101200,0
12-13	12144,0	24288,0	60720,0	121440,0	11638,0	23276,0	58190,0	116380,0
10-12	24288,0	48576,0	121440,0	242880,0	-	-	-	-
9-10	25300,0	50600,0	126500,0	253000,0	-	-	-	-

Наслідки розповсюдження ПГХ в навколишньому середовищі при традиційних технологічних схемах провадження масових висаджень

Наприкінці минулого століття обсяг масових висаджень в Україні досягав 2 млн.м³ висадженої гірської маси. За один масовий вибух в атмосферу кар'єрів викидалося 100-120 т пилу й 6000-10000 м³ шкідливих газів. Висота ПГХ становила 150-300 м, при цьому тверді частки досягали висоти 16 км (нижні шари тропосфери). Обсяг ПГХ становив 15-20 млн.м³, концентрація пилу в ній під впливом різних чинників змінювалася в межах 680-4250 мг/м³, а питоме виділення на 1 кг підірваної ВР становило 0,043-0,254 кг. У зв'язку зі збільшенням питомої витрати ВР концентрація пилу в ПГХ зростає, однак, при підриванні в обводнених умовах навпаки зменшується.

Дослідження взаємозв'язків екологічних і технологічних факторів гірничих робіт, а також розповсюдження зони поширення пилоподібної фракції внаслідок проведення масових вибухів з поряд із соціальним, економічним, екологічним значеннями повинні враховуватись в значній мірі.

Мінеральний склад пилу, що виділяється при здійсненні масових вибухів, визначається складом гірничих порід і фракційним складом зруйнованої гірничої маси. Розмір пилових часток, які викидаються в атмосферу кар'єру внаслідок здійснення масових вибухів, коливається від 0,01 до 103,0 мкм. Питомий викид пилу при масових вибухах на кар'єрах нерудних будівельних матеріалів, що добувають міцні породи, коливається від 0,03 до 0,17 кг/м³ породи [30, 32].

Інтенсивність пилогазового виділення при проведенні масових вибухів залежить від умов висадження, серед яких можна назвати:

- міцність порід та їх обводненість;
- умови роботи вибуху (висадження на вільну площину або в затиснутому середовищі).

Газоподібні продукти вибуху, що відіграють більшу роль у процесі руйнування блокових тріщинуватих порід, в обводнених породах знижують свою значимість. У цих умовах, як відзначалось, робота газів погіршується, тому що частина енергії продуктів детонації витрачається на подолання опору води та її нагрівання.

Зміна конструкції свердловинного заряду надає широкі можливості окрім керування процесом руйнування гірничих порід також і в регулюванні інтенсивністю пиловиділення й вмісту шкідливих речовин у ньому.

При цьому концентрації забруднюючих речовин у приземному шарі атмосфери можуть бути різними навіть при однакових параметрах викиду й параметрах кар'єрного поля, оскільки вони залежать від температури повітря, а також інтенсивності випадання напередодні масового висадження атмосферних опадів.

Так, із проведених досліджень виходить, що температура навколишнього середовища, сезон року, кількість і тип ВР, що застосовується, метеорологічні умови, а також глибина кар'єру впливають на висоту підйому ПГХ. На рис. 1.27 показане співвідношення висоти підйому ПГХ від маси ВР при температурі навколишнього повітря -8 та $+16$ $^{\circ}\text{C}$ відповідно. Під час вибуху ВР масою 10-30 т тверді частки діаметром 25-50 мкм переносяться на відстань до 5 км [4, 29, 32, 37].

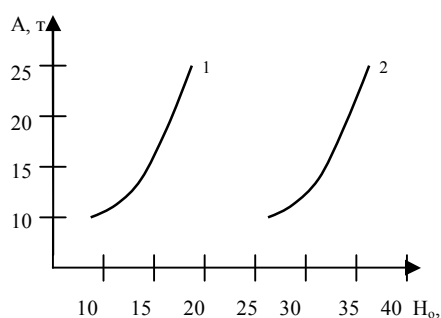


Рис. 1.27 – Зміна висоти підйому ПГХ (H_0) від маси ВР (A). 1, 2 - висота підйому ПГХ відповідно при $+16$ і -8 $^{\circ}\text{C}$

З рис. 1.28 видно, що збільшення кількості ВР, що підривається призводить до збільшення висоти підйому ПГХ на 10-15 %, а збільшення різниці температур на 22 $^{\circ}\text{C}$ збільшує висоту підйому ПГХ до 30 %, що збігається з думкою авторів [4, 35].

Причому на висоту ПГХ буде впливати, як глибина вибухових свердловин, так і тріщинуватість масиву гірничих порід, а на вміст у ній пилових фракцій - обводненість масиву, а також ефективність заходів, спрямованих на поліпшення екологічної обстановки в кар'єрі [32-34].

Під час вибуху зарядів із використанням конструкцій з водними проміжками вода перетворюється в пару, яка активно поглинає тепло й зв'язує пил, що утворюється. Однак, використання таких проміжків без врахування метеорологічних умов і застосування різних нейтралізаторів під час вибуху заряду певна кількість NO_x приводить до підкислення атмосфери кар'єру.

З аналізу літературних джерел слідує, що зі збільшенням градієнтів температури (γ) концентрація забрудненого повітря значно зменшується при $\gamma \leq 0,8$ °C/100 м; при умові $\gamma \geq 0,8 - 1$ °C/100 м в цьому випадку відбувається підйом ПГХ. Очевидно, що швидкість підйому буде збільшуватися при умовах $\gamma \rightarrow 0$. Оскільки існує залежність висоти підйому ПГХ від градієнту температур, а останній, очевидно, буде змінюватися при проведенні підричних робіт зимових та літніх умовах то висота підйому буде різнитися. Загалом висота підйому ПГХ в цих умовах буде змінюватися залежно від типу застосованої ВР без зміни її кількості. Вивчаючи зміну висоти підйому ПГХ та вплив на неї глибини кар'єру, враховуючи зміну градієнтів температури, швидкості вітру, необхідно відзначити, що на її зміну значного впливу завдає не швидкість вітру, а саме різниця позначок дно-поверхня.

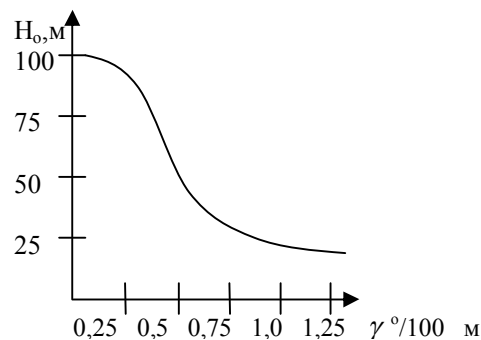


Рис. 1.28 – Зміна висоти підйому ПГХ від зміни градієнту температури

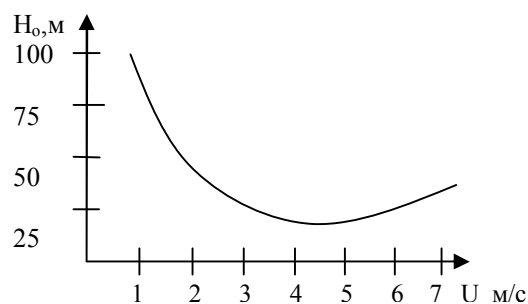


Рис. 1.29 – Зміна висоти підйому ПГХ від швидкості повітря.

Так, при швидкості вітру менше 4 м/с, як показали аналітичні дослідження, підйом ПГХ здійснюється вертикально (рис. 1.29).

При зміні фронтів повітряних мас, при збільшенні швидкості повітря понад 4 м/с ПГХ під дією повітряних потоків підіймається вгору та збільшує концентрацію в верхніх шарах повітря. При цьому відзначимо, що висота її підйому та концентрація пилу і газів при проведенні масових висаджень в зимовий та літній періоди значно змінюється, оскільки збільшується різниця температур між ПГХ та навколишнім середовищем.

При проведенні підричних робіт в зимових умовах (рис. 1.30) висота підйому ПГХ збільшується в порівнянні з літніми, виходячи зі зміни градієнту температури (рис. 1.28) та швидкості вітру відносно позначки, на якій відбуваються БПР, по відношенню до глибини кар'єру.

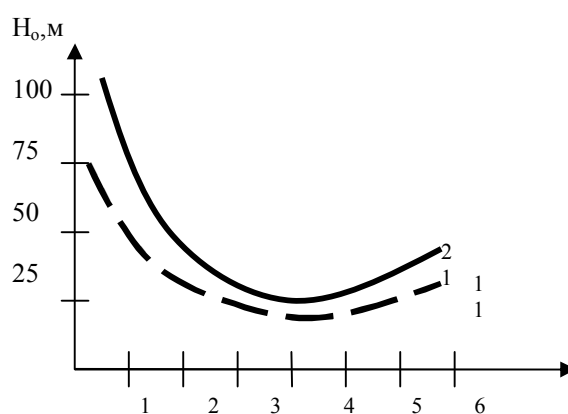


Рис. 1.30 – Вплив швидкості вітру, градієнту температури на висоту ПГХ після проведення масового вибуху: 1– $-0,60 \leq \gamma \leq 0,60$; 2– $0,61 \leq \gamma \leq 1,40$.

З рис. 1.30 видно, що збільшення швидкості вітру на поверхні кар'єру діє на підняття пилогазової хмари як зимою, так і влітку приблизно однаково. При цьому концентрація пилу в ПГХ в діапазоні, вказаному на рис. 1.30, градієнти температури в влітку (крива 2) при всіх швидкостях вітру значно більше чим взимку (крива 1).

Коефіцієнт поглинання оксидів азоту різними типами атмосферних опадів за результатами теоретичних досліджень буде мати величини, наведені в табл. 1.23, 1.24, 1.25.

Табл. 1.23 – Величини коефіцієнту поглинання атмосферними опадами оксиду азоту в зруйнованій гірничій масі при температурі повітря +20°C.

№ п/п	Тип опадів	Коефіцієнт, що враховує стан атмосфери		
		Безвітряна погода	Слабкий вітер	Сильний вітер
1	Опади відсутні	1	1	1
2	Дощ	0,9-0,85	0,86-0,80	0,70-0,65
3	Дощ з грозою	0,86-0,80	0,81-0,75	0,66-0,60
4	Сильний дощ	0,71-0,60	0,66-0,55	0,56-0,45
5	Мряка	0,56-0,40	0,51-0,35	0,36-0,30

Табл. 1.24 – Величини коефіцієнту поглинання атмосферними опадами оксиду азоту в зруйнованій гірничій масі при температурі повітря +10°C.

№ п/п	Тип опадів	Коефіцієнт, що враховує стан атмосфери		
		Безвітряна погода	Слабкий вітер	Сильний вітер
1	Опади відсутні	1	1	1
2	Дощ	0,7-0,65	0,66-0,60	0,50-0,45
3	Дощ з грозою	0,66-0,60	0,61-0,55	0,46-0,40
4	Сильний дощ	0,51-0,40	0,46-0,35	0,36-0,25
5	Мряка	0,36-0,20	0,31-0,15	0,16-0,10

Табл. 1.25 – Величини коефіцієнту поглинання атмосферними опадами оксиду азоту в зруйнованій гірничій масі при температурі повітря +0°C.

№ п/п	Тип опадів	Коефіцієнт, що враховує стан атмосфери		
		Безвітряна погода	Слабкий вітер	Сильний вітер
1	Опади відсутні	1	1	1
2	Дощ	0,5-0,25	0,26-0,20	0,10-0,15
3	Дощ з грозою	0,26-0,20	0,21-0,15	0,06
4	Сильний дощ	0,01	0,06	–
5	Мряка	–	–	–

Зміна метеорологічних умов по шляху руху ПГХ у тому або іншому ступені проявляється безпосередньо на стані ґрунтів, водного середовища, а також рослинного й на стані диких тварин.

В якості нейтралізаторів запропоноване використання на поверхні свердловини теплоснижуючих агентів, які знижують висоту ПГХ та зменшують швидкість її руху, при цьому розсіювання ПГХ відбувається на території кар'єру [38]. Зменшення висоти підйому ПГХ досягалось шляхом тампожу набійки свердловини [39, 40].

У Криворізькому басейні в безпосередній близькості від житлових масивів діє 10 залізорудних кар'єрів, які за даними 2-3 рази на місяць проводять масові висадження гірських порід.

За даними НДІБПГ при підриванні 50-300 т ВР максимальна концентрація пилу в атмосфері кар'єрів через 40-60 хв. становила 510-4250 мг/м³.

Газовиділення з висадженої гірничої маси в окремих випадках тривало біля 10-15 год. Максимальна концентрація оксиду вуглецю у висадженій гірничій масі досягала 15-17 % при цьому концентрація в цьому районі перевищувала ГДК протягом 100 годин і більше. При виймально-навантажувальних роботах газовиділення з висадженої гірничої маси підсилюється за рахунок вивільнення замкнених у міжгранульному просторі та із тріщин шкідливих газів.

Питоме виділення шкідливих речовин залежить від питомої витрати й типу ВР. Так, наприклад при питомій витраті ВР $q=0,5$ кг/м³ грамоніту 79/21 питоме виділення шкідливих речовин склало $q_{\text{вид}}=0,006$ т/т, у свою чергу при питомій витраті $q=0,8-1,0$ і $0,2$ кг/м³ (при руйнуванні негабариту) грамоніту 79/21 питоме виділення шкідливих речовин склало $q_{\text{вид}}=0,006$ т/т і $0,04$ т/т відповідно.

Токсичність газів на території кар'єрів зі збільшенням вологості, а також при зниженні температури (проведення масових вибухів у зимовий час) значно зростає в порівнянні з літнім часом. Очевидно, це пов'язане з протіканням хімічних перетворень під впливом дії на них сонячних променів і метеорологічних умов.

Виділення великої кількості пилу при виконанні масового вибуху зумовлено нераціональною витратою енергії вибухового перетворення.

За даними [34] під час при вибуху лише 6-7 % потенційної енергії ВР витрачається на відрив гірської породи від масиву і її подрібнення. Неповне

використання енергії ВР здійснюється за рахунок неповної детонації ВР, і як наслідок супроводжується утворенням великої кількості шкідливих газів.

В цілому керування дією вибуху зводиться до збільшення корисної частки потенціальної енергії ВР, що досягається декількома способами [35]:

- збільшенням тривалості дії вибуху на масив і спрямуванням її на виконання корисної роботи. Наприклад, висадження високих уступів <30 м, дозволяє зменшити висоту ПГХ в 1,2-1,3 раз у порівнянні з 15 м;

- висадженням у затиснутому середовищі, що різко зменшує обсяг ПГХ;

- розосередженням заряду, що сприяє зменшенню утворення пилу за рахунок зменшення зони пластичних деформацій.

Нейтралізації шкідливих газів можна досягти шляхом попереднього зрошення. Крім цього використанням піногенераторів з товщиною шару на горизонтальних площадках близько 1 м, на укосах - 0,4-0,6 м.

Зменшення процесу газовиділення з висадженої гірничої маси можна досягти при інтенсивному поливанні водою. У випадку здійснення масового вибуху в зимових умовах, за наявності снігу, підірвані блоки покривають шаром снігу, що дає можливість крім зниження концентрації пилу зменшити висоту ПГХ.

Технологічні способи зменшення негативного впливу на НПС при здійсненні масових вибухів:

- використання екологічно чистих ВР;

- застосування набійочного матеріалу й нейтралізаторів у їхньому складі;

- застосування нейтралізаторів у складі ВР;

- застосування спеціальних укриттів блоків;

- зрошення висадженого блоку;

- зрошення ПГХ різними способами;

- штучне провітрювання атмосфери кар'єрів;

- способи активного ударно-хвильового придушення пилогазового викиду, застосування роботизованих технічних систем утилізації пилу в кар'єрі;

- способи практичного керування мікрокліматом у кар'єрі (реактивні й інші двигуни).

Велика кількість природоохоронних рішень щодо проведення масових вибухів виконані для окремих технологічних елементів [37, 44-46].

Екологічна небезпека масових вибухів полягає в тому, що в міру поширення ПГХ від кар'єру, їх накладання (при висадженні не раціонально розміщених відносно геометричних параметрів кар'єру 2 або більше блоків) створюють аномальні зони з підвищеними концентраціями забруднюючих речовин, а також підвищеним вмістом токсичних хімічних елементів. Їхнє накопичення в ґрунтах і рослинах, супроводжується гнобленням біологічної активності ґрунту, фітоценозів, що приводить до зниження врожайності в зонах, що формуються під впливом механічного забруднення.

Підсумовуючи вищевикладене можна зробити висновок, що викид шкідливих речовин у навколишнє середовище під час проведення масових вибухів тісно пов'язаний з фізико-механічними властивостями гірничих порід, а вплив на рослинний світ з обсягами ПГХ та типом і кількістю застосовуваної ВР.

Технологія проведення масових вибухів, що передбачає застосування різних типів ВР та конструкцій свердловинних зарядів із урахуванням метеорологічних умов сезону року та схем природного провітрювання дає можливість широко керувати поширенням ПГХ в кар'єрі та за його межами.

Знаючи особливості впливу перерахованих вище факторів при проведенні масових вибухів легко прогнозувати зміну концентрації шкідливих речовин з віддаленням від місця вибуху та планувати й реалізувати комплекс заходів, спрямованих на зменшення концентрації шкідливих речовин у кар'єрі та на межі санітарно захисної зони.

Для гарантії умов безпеки від надмірного розлітання шматків висадженої гірської маси і одночасно створення безпеки для промислових та житлових об'єктів від дії ударно-повітряних хвиль технологія буропідривних робіт передбачає застосування виключно неелектричної системи ініціювання зарядів типу «Нонель», або якісних вітчизняних аналогів типу «Імпульс» та «Пріма-Ера»; ефект скорочення зони розлітання при цьому досягається в 2-3 рази порівняно з традиційним застосуванням детонуючого шнура та піротехнічних реле (рис. 1.31).

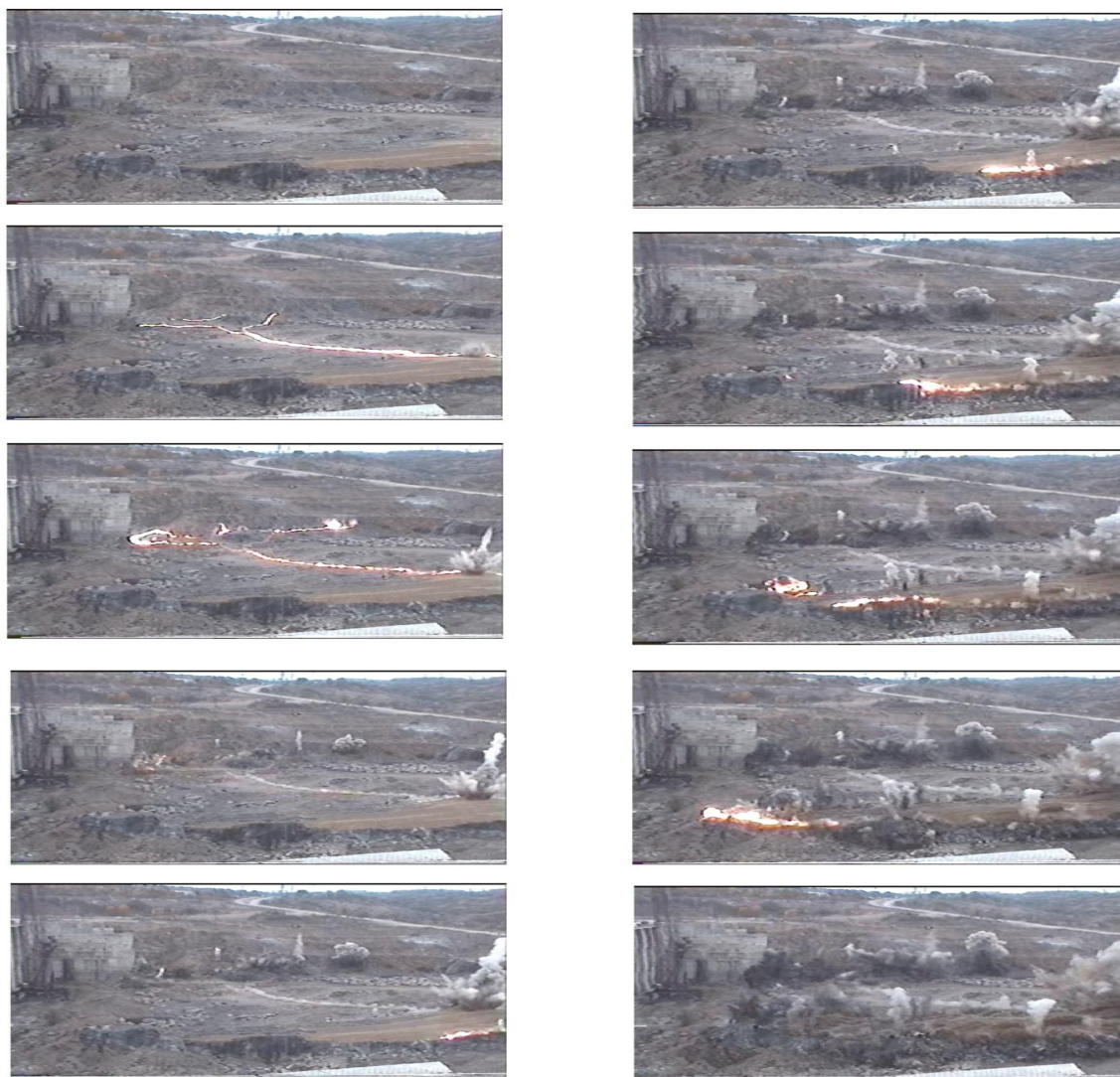


Рис. 1.31. Ефект скорочення зони розлітання при застосуванні виключно неелектричної системи ініціювання зарядів типу «Нонель», або якісних вітчизняних аналогів типу «Імпульс» та «Пріма-Ера»

1.3.2 Обґрунтування технічних рішень по зниженню пилових викидів в процесі переробки нерудної мінеральної сировини

Реальна локалізація актуальна, зокрема, при роботі гірничого обладнання яке сильно порошить (мобільних дробарок, грохотів, конвеєрів), що розташовуються на відкритих майданчиках, пунктів вантаження та перевантаження корисних копалин, викиди яких змінюються циклічно. Рішення завдання попередить розсіювання пилу, наприклад в житловій зоні, часто пов'язаною з промисловим підприємством, і створить передумови до подальшого зниження розмірів СЗЗ, що важливо, зокрема,

для гранітних кар'єрів і кар'єрів інших нерудних корисних копалин, що використовуються в будівництві, які часто працюють в безпосередній близькості від житлових масивів.

Для ефективної локалізації пилового викиду можуть бути використані відомі засоби пилоподавлення, наприклад, гідрозрошувачі. Так, при локалізації викиду пилу в атмосферу з міркувань екологічної безпеки небажано застосування змочувачів на основі СПАР, які широко використовуються в закритих приміщеннях або гірничих виробках. Крім того, як відомо, внесена в повітряний потік краплинна рідина утворює при взаємодії з частинками пилу рідкі аерозолі з твердим ядром (частка пилу занурюється в краплю і обволікається рідиною), забезпечуючи при пилоподавленні в закритому обмеженому просторі швидке їх осідання за рахунок істотного збільшення розміру та маси утворюваних агрегатів. У вільній же атмосфері, у міру перенесення таких частинок в повітрі під дією вітру і турбулентної дифузії, їх рідка оболонка буде випаровуватися або вони будуть коагулювати при перемішуванні в турбулентному потоці. Перший процес призведе до зниження швидкості осідання, а другий - до підвищення. У кожному разі, для визначення реальної картини розсіювання і осідання утвореного при гідрозрошенні аерозолі у вільній атмосфері необхідна оцінка взаємодії частинок пилу з краплями рідини, що розпилюється, в рухомому потоці і ступеня трансформації дисперсного складу пилу та утворених агрегатів, оскільки методики визначення розсіювання, зокрема стандартна [47], враховує крім інтенсивності викиду і середній розмір викидаються частинок.

Проаналізуємо процес взаємодія частинок пилу з краплями рідини в потоці, вважаючи, що краплі внесені в потік без якого-небудь істотного впливу та пилоповітряна суміш викидається без зустрічного опору. У такому випадку можна вважати, що взаємодія частинок і крапель буде носити випадковий характер.

Ймовірність зустрічі частинок пилу радіуса r з краплями води радіуса R пропорційна їх кількості в одиниці об'єму, ефективному перетину їх взаємодії $\pi(r+R)^2$ і ступеня захоплення частинок краплями при певній швидкості їх відносного руху. Тоді для пилових частинок радіуса r_i , що рухаються щодо крапель

розміром R_j зі швидкістю v_{ij} , зміна концентрації частинок $d v_{ij}$ при коефіцієнті захоплення E_{ij} , який враховує ефективність взаємодії кожної частинки і краплі, за проміжок часу dt буде дорівнювати:

$$d v_{ij} = -v_{ij} N_j \pi (r_i + R_j)^2 v_{ij} E_{ij} dt, \quad (1.55)$$

де v_{ij} і N_j - рахункові концентрації частинок пилу в одиниці об'єму, взаємодіючих з краплями рідини j -го розміру, і цих крапель, відповідно.

Розділивши змінні, отримаємо

$$\frac{d v_{ij}}{v_{ij}} = -N_j \pi (r_i + R_j)^2 v_{ij} E_{ij} dt.$$

Інтеграл цього рівняння при початковій (до зрошення) лічильної концентрації частинок пилу $v_{ij} = v_{ij}(0)$ при $t = 0$ має вигляд

$$P_{ij} = \frac{v_{ij}}{v_{ij}(0)} = \exp \left[-\pi (r_i + R_j)^2 \int_0^t N_j v_{ij} E_{ij} dt \right]. \quad (1.56)$$

Вираз (2) подає ймовірність того, що частка радіусом r_i не вловлюється краплями радіуса R_j за час t . Оскільки уловлювання пилових частинок краплями різного розміру i - процес незалежний, ймовірність того, що частинки i -й фракції не будуть вловлюватись краплями всіх розмірів запишеться як добуток відповідних ймовірностей

$$P_i = P_{i1} \cdot P_{i2} \cdots P_{im}$$

або

$$P_i = \frac{v_i}{v_i(0)} = \exp \left[-\pi \sum_{j=1}^m (r_i + R_j)^2 \int_0^t N_j v_{ij} E_{ij} dt \right]. \quad (1.57)$$

Очевидно, що доля частинок i -й фракції пилу, яка дорівнює P_i , продовжує свій рух, осідаючи з потоку, пропорційно швидкості свого осідання (витання) в повітрі. Уловлені ж частинки, доля яких складає $1 - P_i$, утворюють з краплями агрегати у вигляді рідких частинок з твердим ядром. Швидкість їхнього витання у

повітрі визначається розміром і масою частинок-агрегатів, що утворилися, тому інтенсивність їх осідання істотно вище.

Рахункові концентрації частинок пилу звичайно змінюють на масові, а крапель - на об'ємні, вважаючи їх сферичними:

$$v_i = \frac{3n_i}{4\pi\rho r_i^3}; v_i(0) = \frac{3n_i(0)}{4\pi\rho r_i^3}; N_j = \frac{3V_j}{4\pi R_j^3},$$

де n_i – кінцева і $n_i(0)$ початкова масова концентрація i -й фракції відповідно, мг/м³;

ρ – щільність речовини пилу, кг/м³;

V_j – обсяг крапель j -й фракції, дм³/м³ (л/м³).

З урахуванням дисперсного розподілу фракцій пилу і крапель вважають

$$n_i(0) = \xi_i n(0), \text{ а } V_j = \psi_j V. \quad (1.58)$$

де ξ_i – масова частка i -й фракції;

$n(0)$ – початкова загальна масова концентрація часток пилу всіх розмірів, мг/м³;

ψ_j – об'ємна частка крапель j -й фракції;

V – загальна об'ємна концентрація крапель всіх розмірів, дм³/м³ (л/м³).

Оскільки $\frac{v_i}{v_i(0)} = \frac{n_i}{n_i(0)}$, вираз може бути переписано у вигляді

$$P_i = \exp \left[-\frac{3}{4} \sum_{j=1}^m \frac{(r_i + R_j)^2}{R_j^3} \int_0^t V_j v_{ij} E_{ij} dt \right]. \quad (1.59)$$

Тут складова $(r_i + R_j)^2 / R_j^3$ визначає ступінь дисперсності крапель, що впливає на ефективність зустрічі з часткою пилу, а в сумі характеризує питому поверхню диспергованої рідини.

Масова доля частинок пилу всіх k фракцій, не захоплених краплями рідини всіх розмірів, представляється як

$$P = \sum_1^k n_i / \sum_1^k n_i(0) = \sum_1^k P_i n_i(0) / n(0).$$

Підстановка в останній вираз формули (5), з урахуванням (4), дає

$$P = \sum_{i=1}^k \xi_i \exp \left[-\frac{3}{4} \sum_{j=1}^m \frac{(r_i + R_j)^2}{R_j^3} \int_0^t \psi_j V \cdot v_{ij} E_{ij} dt \right]. \quad (1.60)$$

Стосовно до розв'язуваної задачі, формула (6) характеризує відносний вміст маси частинок пилу в одиниці об'єму повітря, не захоплених краплями, тобто пилу, що залишилася сухою, при випадковому характері взаємодії їх з розпорошеною в потоці рідиною. Очевидно, що величина $1 - P$ буде дорівнювати відносному вмісту змоченого пилу. З урахуванням цього, завдання розсіювання частинок в атмосфері після зрошення запиленого потоку формально можна розбити на дві, тобто вирішувати окремо завдання розсіювання для сухої і для змоченою пилу, а загальне рішення представити як суперпозицію цих приватних рішень.

При вирішенні таких завдань за стандартною методикою [47], одне джерело пилового викиду слід замінити двома. При цьому, інтенсивність викиду кожного з них буде пропорційна P і $1 - P$, а середній розмір частинок повинен бути визначений відповідно для сухого пилу та для рідких крапель-агрегатів. Причому слід пам'ятати, що рідка фаза впливає тільки на розмір часток і швидкість їх осідання, а реальна концентрація пилу, обумовлена осадженням крапель-агрегатів повинна розраховуватися тільки по їх твердій фазі, оскільки рідина, зрештою, випарується.

Практичне використання отриманих формул вимагає врахування загальної концентрації всіх крапель диспергованої рідини V , яка визначається продуктивністю зрошувача, оцінки фактичного дисперсного складу крапель і часток пилу у викиді, а також визначення коефіцієнта захоплення частинок краплями.

Дисперсність крапель у факелі зрошувальної форсунки можна оцінити, наприклад, по медіанному діаметру, розрахунковим шляхом, з використанням емпіричних формул або безпосередньо в потоці за методикою, запропонованої і випробуваної авторами. Суть її полягає в пропущенні когерентного (лазерного) пучка світла через контрольовану дисперсну середу, а про середній розмір часток (крапель) судять за розміром центрального світлої плями дифракційної картини, одержуваної на екрані, який розміщується на достатньому видаленні від лазера [48].

Запропонована методика апробована при проведенні випробувань зразків малогабаритних пневматичних гідророзпилювачів, у яких діаметр сопла не перевищував 1 мм [49]. Встановлено, що при зміні тиску стисненого повітря, яке змінювалося від 0,1 до 0,4 МПа (приблизно 1 - 4 атм), середній розмір крапель зменшився від 26 до 9 мкм. Примітно, що основна маса води природного туману, що утворюється в атмосфері, припадає на частинки 5 - 15 мкм, при медіанної діаметрі близько 10 мкм. Як бачимо, отримати штучний туман, який, як відомо, є найбільш ефективним уловлювачем пилу, можна пневматичної форсункою при відносно невеликому тиску повітря (близько 0,4 МПа) і при отворі сопла форсунки вдвічі більшому, ніж звичайно рекомендується для туманоутворювачів, що не вимагає спеціального очищення води.

Після оцінки розмірів крапель можна обчислити необхідну величину $(r_i + R_j)^2 / R_j^3$, що входить у формули (5) або (6), зокрема для характерних розмірів частинок пилу.

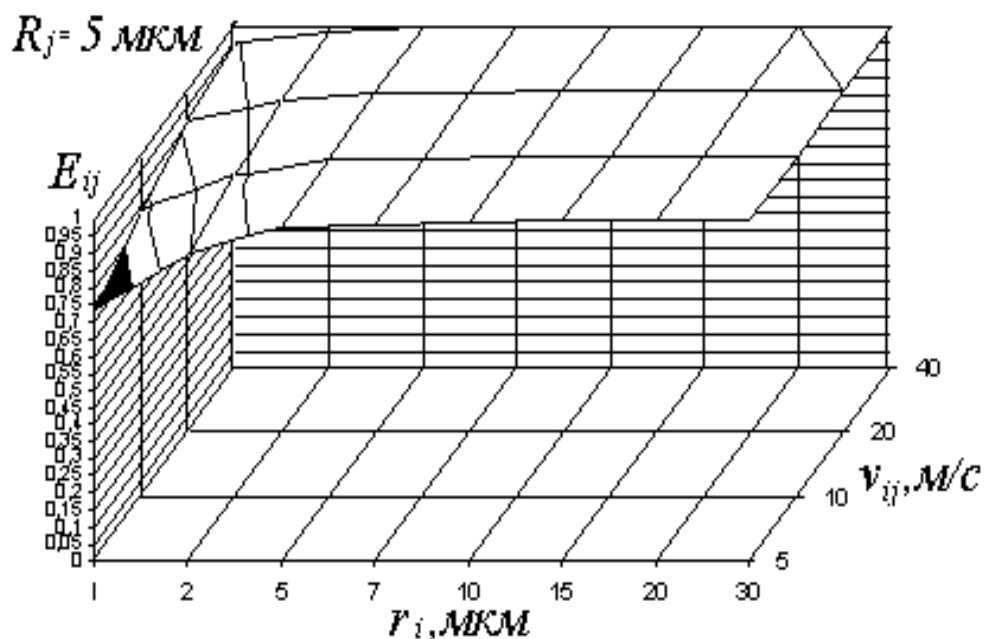
Визначення коефіцієнта захоплення частинок пилу краплями - складніше завдання. При ряді допущень його величина визначається зі спільного рішення рівняння нерозривності і рівняння руху частинки в системі координат, пов'язаної з обтічною краплею. Не наводячи цих рівнянь, як приклад, відобразимо на тривимірному графіку (див. рис. 1.32) значення коефіцієнта захоплення E_{ij} частинок краплями води діаметром $2R_j$, рівних 10 і 600 мкм, при різних швидкостях їх взаємного руху. Причому, для відображення вибрані значення ефективності захоплення частинок пилу діаметром від 2 до 60 мкм краплями, які, зокрема, утворюються в туманоутворювачах або при роботі конусної форсункою типу КФ 7,5-40 з мінімальним тиском води при відносній швидкості взаємодії від 5 до 40 м/с.

Аналіз представлених граничних залежностей показує, що найбільша ефективність взаємодії часток з краплями спостерігається в області майже горизонтального плато, що займає найбільшу поверхню тривимірного графіка, де E_{ij} змінюється в межах 0,95-1. Така величина характерна для високої відносної швидкості, великих частинок пилу і дрібних крапель. Зниження швидкості і розмірів

частинок від максимальних значень або збільшення розміру крапель призводить до переміщення значень E_{ij} з цього плато в ліву передню область графіка до певного мінімуму. При середньому діаметрі крапель 10 мкм мінімум склав 0,75 для частинок діаметром 2 мкм і відносної швидкості 5 м / с. Причому плато зайняло близько 85% поверхні графіка.

При діаметрі крапель 600 мкм згаданий мінімум для аналогічних граничних умов досягає 0,1, тобто ефективність взаємодії падає практично в 10 разів, причому горизонтальне плато займає на графіку вдвічі меншу площу. Його ліва межа при швидкості 5 м/с відповідає часткам з розмірами близько 25 мкм. Ефективність захоплення більш дрібних частинок такими краплями стає нижче 0,95 і швидко знижуючись до зазначеного вище мінімуму ($E_{ij} = 0,1$).

При внесенні води в запилений потік високі значення відносної швидкості частинок і крапель спостерігаються у факелі розпилу, де зазвичай і відбувається найбільш ефективно їх взаємодія. На більшій відстані краплі підхоплюються потоком, знаходячи його швидкість. В результаті, відносні швидкості в поздовжньому напрямку потоку падають практично до нуля. У цьому випадку істотне значення для взаємодії крапель і часток набувають поперечні пульсаційні складові швидкості потоку, величина яких при високих числах Рейнольдса лише трохи нижче поздовжньої.



a)

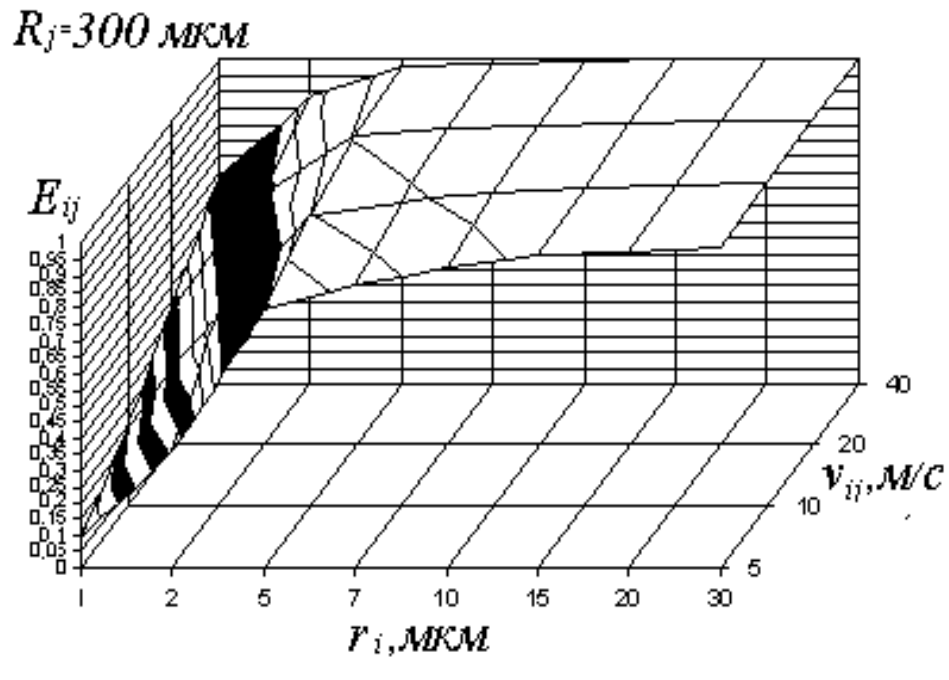


Рис. 1.32 – Залежність ефективності захоплення частинок різного радіусу краплями при різній відносній швидкості їх руху:
а, б – відповідно для крапель радіуса $R_j = 5, 20$ і 300 мкм.

Для узагальнення виконаного теоретичного аналізу були розраховані залежності від розмірів частинок пилу, очікувані при зрошенні запиленого повітряного струменя швидкість якого постійна (див. рис. 1.33).

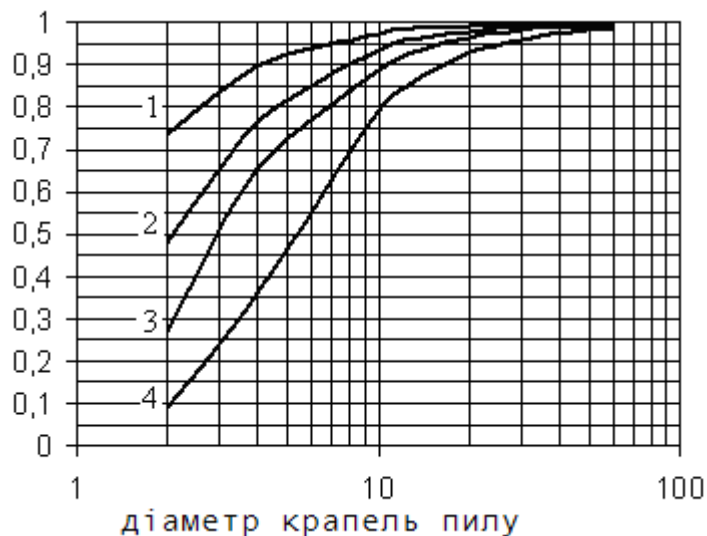


Рис. 1.33 – Залежності коефіцієнта захоплення частинок краплями від розмірів частинок пилу при відносній швидкості їх руху 5 м/с : 1, 2, 3, 4 – для діаметрів крапель $10, 40, 100$ і 600 мкм, відповідно.

Ці залежності використовувалися для розрахунку дисперсного складу частинок-агрегатів і частинок пилу, не захопленої краплями, як основних параметрів визначають фактичні поля їх розсіювання і осідання.

Підводячи підсумки, відзначимо, що практичне використання представлених імовірнісних оцінок вимагає врахування продуктивності зрошувача, визначення фактичного дисперсного складу крапель і часток пилу у викиді, а також оцінки відносної швидкості їх руху і коефіцієнта захоплення частинок краплями:

- дисперсність крапель безпосередньо у факелі зрошувальної форсунки можна оцінювати експериментальним шляхом за методикою, суть якої полягає в пропущенні лазерного пучка світла через дисперсну середу, а про розмір часток (крапель) судять за розміром світлої плями дифракційної картини, одержуваної на екрані.

- коефіцієнти захоплення краплями, зокрема частинок вугільного пилу, рекомендується оцінювати по апріорним даними для середніх розмірів крапель, що створюються типовими протипиловими зрошувачами, зокрема, туманоутворювачів, пневматичними форсунками або гідравлічними зрошувачами [53].

Перспективним, на наш погляд, є використання установок ежекторного типу для душування та коагуляції пилового аерозолу в пилогазовому середовищі у вузлах утворення пилу на сортувальному комплексі.

Водоповітряний ежектор це пристрій в якому робочим (ежекційним) середовищем служить вода, що подається під тиском до звужувального сопла, на виході з якого вона набуває велику швидкість. Виходячи з сопла у приймальну камеру струмінь води захоплює за собою повітря, яке надходить через конфузор, після чого суміш потрапляє в камеру змішування і дифузор.

Експериментальні дослідження показали що для однофазних струменевих апаратів доцільно використовувати більш подовжену циліндричну камеру змішування, оскільки освіта однорідної газорідної емульсії вимагає більшої довжини шляху перемішування.

На рис. 1.34 показана схема однієї з таких установок, розробленої для придушення нерудної пилу – водо-повітряний ежектор(ВВЕ).

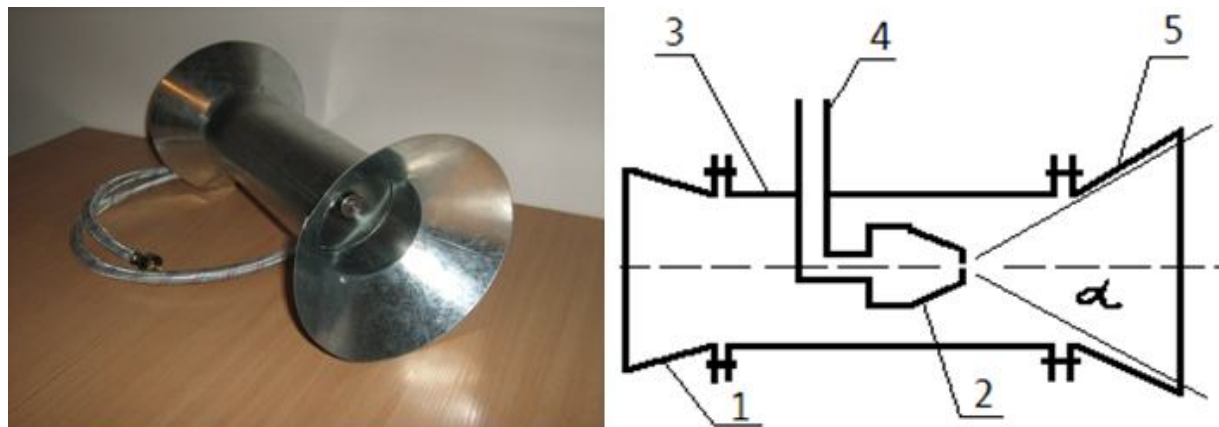


Рис. 1.34 – Експериментальний зразок (ліворуч) схема водоповітряного ежектора (праворуч):

1 – конфузор, 2 – гідрофорсунка, 3 – камера змішування, 4 – штуцер, 5 – дифузор.

Вода під тиском надходить у форсунку через штуцер. На виході з форсунки утворюється конусний водоповітряний струмінь, кут розкриття якого (α) практично дорівнює куту конусності змішувальної камери. Завдяки цьому утворюються умови, необхідні для ежекції забрудненого повітря в приймальну камеру. В результаті, створюються умови для динамічної взаємодії частинок пилу і крапель диспергованої рідини, що приводить до інтенсивної коагуляції і осадження укрупнених часток (аерозольний комплекс «рідина + частка пилу»).

Таблиця 1.26 – Експериментальні дослідження параметрів ВВЕ.

№	1	2	3	4	5	6
Р, Мпа	0,1	0,2	0,25	0,3	0,4	0,5
Дальність польоту крапель, м	1,47	2,33	2,83	3,27	3,84	4,21
Швидкість потоку, м/с	0,9	1,56	3	3,97	5,2	5,93
Витрати рідини, л/хв	0,5	0,8	0,9	1,1	1,2	1,34

Таблиця 1.27 – Витрати рідини при оптимальному знепилюванні сортувального устаткування.

Потужність установки, м ³ /рік	Потужність установки, м ³ /год	Витрати рідини, л/год
1350	256	72
750	144	66
550	100	54
130	24	32

Вибір оптимального режиму роботи ВВЕ визначається параметрами сортувального устаткування, у кожному окремому випадку.

Інтенсифікація осідання частинок поблизу вузлів пилоутворення відбудеться за рахунок їх укрупнення в результаті душирования та коагуляції (див. рис. 1.35).

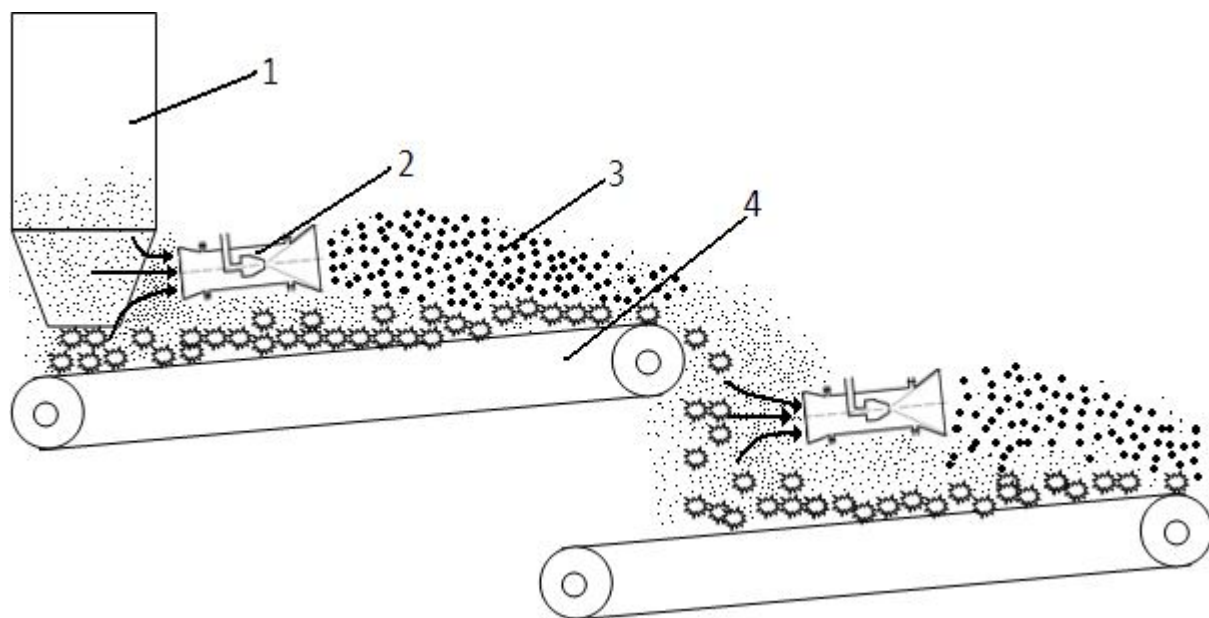


Рис. 1.35 – Схема розміщення водо-повітряного ежектора у вузлах пилоутворення і принцип його роботи.

1 – подрібнювач, 2 – ВВЕ, 3 – укрупнені аерозольні комплекси - «рідина + пилова частинка», 4 – конвеєр, стрілками показано напрям руху ежектуемого повітря.

Застосування ВВЕ у вузлах пилоутворення дозволить зменшити поширення пилу за межі СЗЗ при несприятливих метеорологічних умовах, коли конвекційний перенос забруднювачів атмосфери максимальний, а при сприятливих умовах дозволить мінімізувати вплив на промайданчик і зменшити розміри СЗЗ.

Одним з переваг ВВЕ є його мобільність і незалежність від стаціонарного джерела рідини (установка баків з рідиною), застосування ВВЕ для мобільних сортувального обладнання, тому що установка стаціонарних знепилюючих пристроїв, при просуванні забою, неможлива.

1.3.3 Вплив екологоощадних технологічних схем розробки нерудних родовищ на довкілля (на кар'єрах великої і середньої площі)

На нерудних кар'єрах, які розробляють родовища великої та середньої площі, доцільне застосування технологічних схем з підриванням свердловинних зарядів з вибухових речовин з нульовим кисневим балансом, або з використанням емульсійних ВР. Для ініціювання вибухівки необхідно застосовувати системи «Нонель» та вітчизняні його аналоги. Підривання – діагональними та врубовими схемами (див. розд. 1.12, 1.3.1). В якості виймально-навантажувального обладнання слід приймати екскаватори (з електричними та дизельними приводами) з ємкістю ковша від 2,0-2,5 до 5 м³, фронтальні навантажувачі з аналогічною ємкістю ковша. Транспортування можливе вітчизняними та зарубіжними автосамоскидами на невелику відстань. Також, в багатьох випадках, доцільно гірські породи транспортувати в ковші навантажувача [15, 16, 18, 23, 25] (див. розд. 1.1.3, 1.1.4).

Для оцінки впливу технологічних схем з застосуванням зазначених вище комплектів обладнання, розглянемо типовий кар'єр, яким може слугувати Чаплинський гранітний кар'єр. Технологічна схема провадження гірничих робіт на цьому кар'єрі полягає в наступному. Підготовлений блок гірничого масиву оббурюється на висоту уступу із застосуванням верстата НКО-100М або СБШ-250МН сіткою свердловин 2,2х3,0 м. Загальна витрата ВР на одиничний вибух 13,5 т, вихід гірничої маси 15 тис. м³, питома витрата ВР-0,9 кг/м³. В якості ВР використовується амоніт БЖВ, кисневий баланс якого близький до нуля, набійка – сильно зволожений інертний матеріал. Планова кількість одиничних вибухів протягом року – 18.

У якості: виймово-навантажувального устаткування використовуються екскаватори ЕО-5122 і ЕО-2505 з геометричною місткістю ковша 2,5 м³, транспортних засобів – автосамоскиди КРАЗ-256 і КРАЗ-256Б-1, що доставляють корисну копалину до приймального бункера дробильно-сортувального заводу, а породи розкриву – на зовнішні відвали в контурах земельного відводу. Дробильно-сортувальний комплекс включає: шокову дробарку крупного дроблення СМД-11, конусну КСД-1200 середнього і КМД-1750 дрібного дроблення, грохоти ГЛ-43 і систему стрічкових

конвеєрів що, відсипають конусоподібні склади готової продукції по фракціях 0-5; 5-10; 10-20 і 20-40 мм із вмістом слабких різниць порід не більше 10%.

Ефективна продуктивна діяльність в цілому ЧГК забезпечується наявністю ряду допоміжних технологічних ділянок, до яких відносяться:

– котельня АКПГВ-20-2-3У і КЧМ-2У теплопродуктивністю, відповідно, 23,3 і 35 Мкал/год, використовувані для підігріву води в побутових цілях і опалювання приміщень в осінньо-зимовий період;

– ділянка електрозварювання, на якій виконуються роботи по ремонту технологічного устаткування;

– заточувальні верстати використовуються для виконання ремонтних робіт і підготовки (Зс2-300) бурового інструменту;

– автотранспортна ділянка, оснащена 9 автомобілями, використовуваними для виконання основних і допоміжних технологічних робіт;

– автозаправна станція з максимальною ємкістю 62,8 м³ ГСМ, призначена для зберігання дизельного і легкого палива і заправки основного і допоміжного автотранспорту.

Дані про споживані сировинні, земельні, водні і енергетичні ресурси. При виробничій діяльності ЧГК приведені в табл. 1.28.

Таблиця 1.28 – Перелік ресурсів Чаплинського гранітного кар'єру

Найменування виду ресурсів	Потреба	Джерело отримання
1. Електроенергія, тис. кВт.год/рік	628,1	Дніпроенерго
2. Природний газ, тис. м ³ /рік	45,7	Дніпрогаз
3. Вода, зокрема питної якості, тис. м ³ /рік технічна, тис. м ³ /рік	2,6 14,66	Свердловини Зумпф з притокою грунтових вод
4. ГСМ, зокрема бензин А-76, м ³ /рік дизпаливо, м ³ /рік	34,4 138,0	Оптові закупівлі - « -
5. Вибухова речовина, т/рік	243,0	Харківзривпром

Затверджена площа земельного відвала під комплекс ЧГК складає 24,3 га. Характеристика щебеневої продукції приведена в табл. 1.29.

Таблиця 1.29 – Якісна характеристика щебеню

Найменування показників	Величина
1.Об'ємна маса, г/см ³	2,55-2,80
2.Пористість %	0,25-3,8
3.Водопоглинення %	0,10-2,7
4.Питома вага, г/см ³	2,53-2,78
5.Межа міцності при стисненні, кг/см ³ у сухому стані у водонасиченому стані	800-1670 740-1560
6.Міцність після заморожування, кг/см ³	705-1320
7.Втрати у вазі після заморожування %	0,01-0,65
8.Коефіцієнт розм'якшення	0,92
9.МРЗ, цикл	200-300
10.Марка щебеню за подрібнюваністю свіжих порід	1200-1400
11 .Те ж по зносу в барабані	I-1
12.Те ж по удару на копрі	У-75
13.Група щебеню	Звичайна
14. Органічні домішки %	Відсутні
15.Зерновий склад	У межах
16.Марка бетону зі свіжих порід	ГОСТ 8267-75 300

Джерелами забруднення атмосферного повітря є основні і допоміжні ділянки виробничого комплексу:

- бурові роботи в кар'єрі (верстати СБШ-250МН і НКР-ЮОМ) - шкідлива речовина пил неорганічний, який містить 20 %SiO_2<math><70\%</math>;
- масові вибухи в кар'єрі - ВР амоніт БЖВ - пил неорганічний, що містить 20%SiO_2<math><70\%</math>, оксид вуглецю, оксид азоту;
- екскавація підірваної гірської маси (екскаватори ЕО-5122 і Е-2505) -пил неорганічний, що містить 20%SiO_2<math><70\%</math>;
- автотранспорт гірничої маси до приймального бункера дробильно-сортувального заводу і зовнішнього відвала - пил неорганічний, що містить 20 %SiO_2<math><7.0\%</math>, оксид вуглецю, оксид азоту, вуглеводні;
- бульдозерні роботи в кар'єрі, на відвалі і складі готової продукції - пил неорганічний, такий, що містить 20 %SiO_2<math><70\%</math>; оксид вуглецю, оксид азоту, вуглеводні;
- робота дробильно-сортувально-транспортного обладнання заводу - пил неорганічний, який містить 20 %SiO_2<math><70\%</math>;

– допоміжні технологічні служби комплексу (оксид вуглецю, оксиди азоту, вуглеводні, бензин, дизпаливо, пил абразивний - білий корунд, зварювальний аерозоль і оксид марганцю).

Валовий викид пилу і вихлопних газів від тих, що працюють 3 автосамоскидів КРАЗ-256 при транспортуванні корисної копалини до приймального бункера дробильно-сортувального заводу і порід розкриття на зовнішні дані складає близько 125,6 т/рік.

Джерелами забруднення земельних угідь, що примикають до промислової зони, є неорганічний пил, що містить $20 \% < \text{SiO}_2 < 70 \%$, абразивний пил і хімічні сполуки, які в 2-7 разів перевищують ГДК для ґрунтів.

Джерелами забруднення поверхневих і підземних вод є поверхневі стічні води з проммайданчика Чаплинського гранітного комплексу; зливові і паводкові води забруднені групи, що профільтрувалися раніше, на найближчих до проммайданчика територіях, інші підприємства, що функціонують в безпосередній близькості від проммайданчика комплексу.

Джерелами впливу на геологічне середовище є виробництво відкритих гірничих робіт, зовнішні відвали, якими порушений природний баланс масиву порід на значних площах на визначену гірничими роботами глибину.

Об'єктами впливу діяльності Чаплинського кар'єру є:

– геологічне середовище (об'єми виїмки гірничої маси в контурах кар'єру і об'єми відсіпання зовнішніх відвалів);

– водне середовище (поверхневі і ґрунтові води, підземні водоносні горизонти);

– земельні ресурси (ґрунтовий покрив в процесі його забруднення неорганічним пилом і забрудненими водами в радіусі до 1,2 км.);

– повітряне середовище (атмосферне повітря у межах санітарно-захисної зони і житлової зони);

– соціальне середовище (здоров'я і життєдіяльність населених пунктів смт. Чаплі розташованих поблизу проммайданчика);

– техногенне середовище – штучно створена частина навколишнього середовища, що складається з технічних (об'єкти, споруди, будівлі в зоні дії від діяльності промислового підприємства) і природних елементів (атмосферне повітря, водне середовище, земельні ресурси).

Чаплинський гранітний кар'єр відноситься до III категорії небезпеки. Межі санітарно-захисної зони – 300 м.

Повітряний басейн промайданчика Чаплинського гранітного кар'єру і найближчих житлових масивів (сmt. Чаплі, район Самари м. Дніпропетровська) в результаті виробничої діяльності кар'єру забруднюється шкідливими речовинами: пилом неорганічним; оксидом вуглецю; оксидом азоту; вуглеводнями; оксидом заліза; оксидом марганцю; формальдегідом; парами бензину і пилом абразивним.

Ареал забруднення повітряного середовища розповсюджується за межі 300-метрової санітарно-захисної зони, включаючи населені пункти: селище Чаплі та м. Дніпропетровськ.

Необхідність оцінки впливу виробничої діяльності кар'єру на повітряне середовище викликана невідкладною потребою ухвалення ефективних атмосферозахисних заходів для охорони здоров'я людей, що проживають у прилеглих до промайданчику населених пунктах.

Перелік впливу кар'єру на повітряне середовище включає:

а) запилювання в результаті виробництва бурових, вибухових, екскаваційних, транспортних робіт; переробки гранітної сировини на дробильно-сортувальному комплексі; роботи допоміжних служб; запилювання зовнішніх відвалів розкривних порід і складів готової продукції;

б) викиди вихлопних газів при згоранні дизпалива гірничотранспортного обладнання;

в) викиди забруднюючих речовин при масових вибухах.

Основними джерелами забруднення повітряного середовища на кар'єрі є: бурові роботи (забруднюючі речовини - пил неорганічний, який містить $20\% < \text{SiO}_2 < 70\%$); масові вибухи (пил неорганічний, який містить $20\% < \text{SiO}_2 < 70\%$, оксид вуглецю, оксиди азоту); процеси екскавації, вантаження, транспортування,

переробки гранітної сировини і відсипання зовнішніх відвалів (пил неорганічний, який містить $20\% < SiO_2 < 70\%$); відкриті конусоподібні склади готової продукції по фракціях (пил неорганічний, який містить $20\% < SiO_2 < 70\%$). Певне забруднення повітряного середовища чинять і допоміжні виробництва ЧГК: казани АКГВ-20-2-3У і КЧМ-2У (оксид вуглецю, оксиди азоту); технологічний автотранспорт підприємства (оксид вуглецю, оксиди азоту, вуглеводні); автозаправна станція (пари бензину, вуглеводні); ділянка заточувальних верстатів (пил абразивний – білий корунд); ділянка електродугового зварювання (зварювальний аерозоль, оксиди марганцю).

Карта-схема з джерелами викидів шкідливих речовин в атмосферу на Чаплинському кар'єрі приведена на рис 1.36.

В табл. 1.30 приведений інгредієнтний склад загального викиду з якісними і кількісними характеристиками

Таблиця 1.30 – Характеристика шкідливих забруднюючих речовин

Найменування речовини	ГДК м.р., ОБРВ мг/м ³	Клас небезпеки	Коефіцієнт упорядочного осідання	Валовий викид
1. Пил неорганічний $20\% < SiO_2 < 70\%$	0,50	3	3	22,901
2. Пил неорганічний $SiO_2 < 20\%$	0,50	3	3	2,52
3. Оксид вуглецю	5,0	4	1	11,883
4. Двоокис азоту	0,085	2	1	2,211
5. Вуглеводні	1,00	4	1	0,054
6. Оксид заліза	0,40	3	1	0,027
7. Оксид марганцю	0,010	2	1	0,0023
8. Формальдегід	0,035	2	1	0,154
9. Бензин	5,0	4	1	0,027
10. Пил абразивний (корунд білий)	0,40	3	3	0,0029
Всього				39,7822

Аналіз даних показує, що із загального сумарного об'єму викидів шкідливих речовин рівного 39,78 т в рік, 63,9 % складає пил неорганічний, а 35,8 % - вихлопні гази з ЛВС що працюють на транспортуванні гірничої маси автосамоскидів.

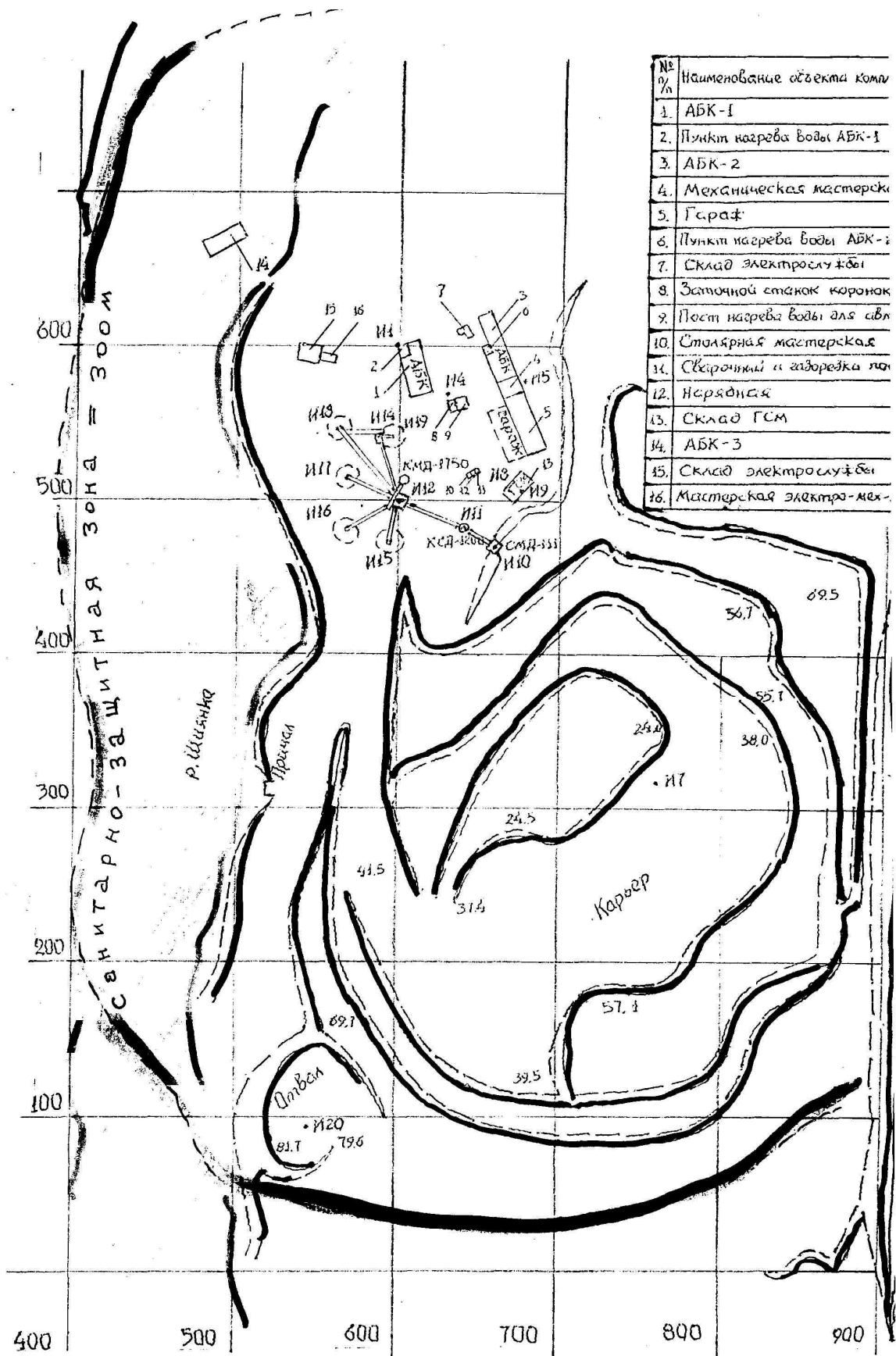


Рис. 1.36 – Карта-схема джерел шкідливих викидів в атмосферу

Валові викиди в I групі джерел – екскаваторне вантаження в засоби транспорту складає 0,147 т в рік, в II групі – транспортування гірничої маси – 6,92 т в рік, в III групі – решта всіх джерел – 32,71 т в рік.

У безпосередній близькості від кар'єру на лівому березі річки Дніпро в південно-східній частині до меж санітарно-захисної зони кар'єру примикають сільськогосподарські угіддя.

Верхній гумусний горизонт в незмитих чорноземах складає 37-38 см, в змитих чорноземах, які розташовані на схилах під кутом 3-7°, він рівний 15-30 см. У орному шарі зміст гумусу в середньому складає 2,5 % з коливаннями від 1,7 до 3,5 %. За останніх 35-40 років зміст гумусу в орному шарі зменшився на 0,3-0,4 % унаслідок мінералізації органіки і ерозії, а також недостатнього внесення органічних і мінеральних добрив. Через це, ґрунти цього району мають середній зміст рухомого азоту і калія, відповідно, 2 і 8 міліграм по 100 г ґрунту і підвищений зміст рухомого фосфору 11-12 міліграм на 100 г ґрунту.

Оптимальні величини змісту рухомих форм азоту, фосфору і калія, відповідно рівні 3,5 міліграм; 17,6 міліграм і 15,1 міліграм на 100 г ґрунту.

За змістом мікроелементів в орному шарі чорноземи довколишніх територій містять: марганцю 20-25 міліграм/кг; цинку 0,4-0,6 міліграм/кг; мідь 0,3-0,5 міліграм/кг, кобальту 0,2-0,3 міліграм/кг. Все це, за винятком цинку, свідчить про підвищений зміст мікроелементів в ґрунтах регіону, прилеглих до Чаплинському гранітному кар'єру. Вказані ґрунти мають середньо- і легкосуглинковий механічний склад із змістом частинок фізичної глини 26-40 %, зокрема мулу частинок 0,001 мм 19-25 %.

Гранична польова вологоємність середньо і їто індикаторів чорноземів цих земель складає 21-23 %, при цьому, запас продуктивної вологи в шарі 0-100 см складає 140-150 мм, вологість зав'ядання зернових культур спостерігається при 7-10 % волога в ґрунті.

Чаплинський гранітний кар'єр впливає на земельні ресурси шляхом:

– вилучення земель під земельний відвід для виробничого комплексу кар'єру, виданого в тимчасове користування до 2013 г відвід складає 18,6 га;

- порушення у розмірі 16,6 га; гірничий відвід під кар'єр складає 14,2 га;
- вилучення земельних площ під відвали розкривних порід в кількості 1,2 га
- вилучення в постійне користування земельної ділянки під промплощадку площею 1 га;
- екзогенного впливу, що включає розмив постійними водотоками і руйнування гумусового горизонту ґрунтів;
- лінійною дедукцією – пов'язаної з розмивом схилів поверхні земельних ділянок, утворення в них промоїн, вибоїн, улоговин;
- прояви просадних явищ, що змінюють рельєф місцевості і утворення знижених ділянок з щільними ґрунтами, що просіли.

В процесі відкритої здобичі гранітів на Чаплинській родовищі відбувається зняття і переміщення великих об'ємів гірничих порід, у т.ч. і родючого шару ґрунту. Вплив безпосередньо на ґрунти, полягає в зміні структури і складу ґрунтового шару.

Радіологічний вплив Чаплинського кар'єру на навколишнє природне середовище незначний. Виконані дослідження радіоактивності гранітів кар'єру показали наступне:

- радіоактивність гранітів, і головним чином щебеню з гранітів Чаплинського кар'єру гамма-коротажу не перевищує 5-20 мкр/год, тобто не перевищує фон;
- у одиничних малопотужних інтервалах (0,1-0,2 м) встановлені значення до 45 мкр/год (що знаходиться в межах коливань природного фону гранітів);
- зміст сумарної питомої активності природних радіонуклідів складає 99-128 Бк/кг, що відповідає I класу.

Таким чином, щебін з гранітів Чаплинського гранітного кар'єру придатний для будь-якого виду будівельних робіт, а сам кар'єр по радіологічних властивостях не робить негативного впливу на навколишнє природне середовище.

Рослинний і тваринний світ в районі комплексу ЧГК характерний для промислових районів міста Дніпропетровська.

Рослинність садово-огородна, переважно в приватному секторі смт. Чаплі, що граничить з ЧГК. У промисловій і санітарно-захисній зонах рослинність, окрім трав'яного покриву, майже відсутня.

Багаторічна діяльність кар'єру по здобичі гранітів привела до значних змін тваринного світу р. Шиянки.

Аналізуючи вищенаведені дані слід зазначити, що від діяльності типового нерудного кар'єру великої та середньої площі супроводжується відповідним впливом на компоненти навколишнього середовища. Цей вплив характеризується масштабом, тривалістю, інтенсивністю і динамікою.

Вплив на геологічне середовище відбувається шляхом зміни основних показників літолого-стратиграфічних, геоморфологічних, інженерно-геологічних і фізико-механічних параметрів геологічного середовища.

Вплив Чаплинського гранітного кар'єру на геологічне середовище обумовлен: ендегенними процесами (в основному, технологічними), формуючими морфоструктуру і іто індикаторів; екзогенними процесами і явищами, що включають розмив і акумуляцію постійними водотоками, особливо, в умовах господарської діяльності підприємства; плоский змив і лінійний розмив тимчасовими водотоками, що приводять до руйнування гумусового горизонту, зниження вмісту в нім азоту і інших елементів мінерального живлення рослин; лінійну денудацію – розмив схилів, утворення на них промоїн, вибоїн, улоговин; просадні явища і так далі.

В результаті інженерно-геологічних процесів і явищ, що відбуваються, руйнуються парагенетичні зв'язки геологічних процесів. У зв'язку із створенням нових кар'єрів в порівняно короткі терміни відбулося переміщення величезних мас гірничих порід, створення виїмок, провалів і так далі.

На території в результаті впливу Чаплинського кар'єру за 50 років змінився рельєф поверхні: глибина поверхні перевищила 60 м, площа порушених земель понад 7 га. В результаті прямого впливу на ландшафт вилучено і порушено 9,8 га земель. Відбулися зміни поверхневого і підземного стоку на 40-45 %.

В результаті динамічних навантажень на ґрунти від працюючого гірничотранспортного устаткування змінилися фізико-механічні властивості гірничих порід (відбулося т.з. «старіння порід»): зменшилися показники пружних

властивостей на 10-20 %, міцніших властивостей на 30-40 %. Період релаксацій напруги склав 1-1,5 року.

Процеси площинного змиву ґрунту з ділянки кар'єру прогресують із-за невеликої ($t=0,2-0,25$ м) потужності ґрунтів.

У східній частині території кар'єру спостерігаються іто індикат масові породи значної потужності, що при надмірному зволоженні приведе до просадних явищ.

Вплив на водне середовище ЧГК виявляється таким чином:

– порушений природний режим чотирьох водоносних горизонтів, що виявилось і утворенням гідравлічної депресивної воронки з кутами укосів від -14° - 16° до 18° - 23° .

Знизився рівень водоносного комплексу за період експлуатації кар'єру більш ніж на 20 м.

В процесі накопичення і відведення кар'єрних і технічних вод змінюється гідрохімічний склад водного середовища, порушується фізико-хімічна рівновага між окремими елементами системи підземні води – гірничі породи. Зріс вміст в кар'єрній воді Чаплинського кар'єру іонів групи азоту, а також цинку і марганцю в 12 разів, літію в 100 разів порівняно з ГДК для рибогосподарських цілей. Причина – застосування при БВР азотовмісних ВР.

Для комунально-побутового водовикористання концентрація в кар'єрних водах макро- і мікроелементів не перевищує ГДК за винятком нітратів і марганцю.

Забруднення підземних вод значною мірою обумовлене забрудненням поверхневих вод.

Вплив на повітряне середовище.

Основними видами впливу кар'єру на повітряне середовище є: пиловиділення в результаті буро-вибухових робіт, а також в процесі видобутку і транспортуванні гранітів автотранспортом, їх переробці, запилювання зовнішніх порідних відвалів і складів готової продукції;

- 1 викиди вихлопних газів при згоранні дизпалива в двигунах;
- викиди різних забруднюючих речовин при масових вибухах.

Вид впливу – зміна приземної концентрації забруднюючих речовин у межах СЗЗ і житлової зони в долях ГДК.

20 кар'єрних джерел впливу на атмосферне повітря підрозділене на три групи:

I група – джерела викидів забруднюючих речовин в процесі вантажних робіт гранітів в засоби транспорту;

II група – джерела викидів пилу і вихлопних газів при транспортуванні гранітів до приймального бункера ДСЗ і порід розкриву до відвалів;

III група – джерела викидів в ході розвантаження автотранспорту в районі ДСЗ і на відвалах при роботі дробарок, відсипанні готової продукції в конусоподібні склади.

До пріоритетних специфічних забруднень повітряного середовища відноситься пил і вихлопні гази.

Валовий викид забруднюючих речовин зі всіх джерел складає 39,78 т в рік, в т.ч. пил – 25,42 т/рік, оксиду вуглецю – 11,88 т/рік, двоокиси азоту – 2,21 т/рік, вуглеводнів – 0,054 т/рік, формальдегіду – 0,154 т/рік, оксиду заліза – 0,077 т/рік.

Максимальні приземні концентрації шкідливих речовин на межі санітарно-захисної зони складають в долях ГДК: по пилу 1,06-1,51; оксиду вуглецю – 0,78-0,89; двоокиси азоту – 1,23-1,81; вуглеводням -0,40-0,56; формальдегіду – 0,48-0,85; оксиду марганцю – 0,40-0,56. Перевищення по пилу в селітебній зоні складає з урахуванням фону 1,045 ГДК, двоокиси азоту – 1,7 ГДК.

При залпових викидах концентрація пилу і інших, шкідливих речовин перевищує ГДК у декілька разів.

Вплив на земельні ресурси, ґрунт.

На основі аналізу хімічного складу ґрунтів в районі розташування комплексу Чаплинського гранітного кар'єру встановлений декілька підвищений вміст в орному шарі мікроелементів і неорганічного пилу.

З явищ деградації чорноземів спостерігається ущільнення орного і підорного шарів ґрунтів при їх весняній обробці важким колісним обладнанням і унаслідок підвищеної обводненості ґрунтів району через підвищення рівня ґрунтових вод і часткового підтоплення земель.

Як видно з наведеного матеріалу, що на межі СЗЗ цього типового кар'єру (300 м) мають місце перевищення гранично-допустимих концентрацій по пилу та двоокису азоту. Це можна пояснити такими причинами:

– технологічна схема розробки гранітів на Чаплинському кар'єрі передбачає автотранспортну доставку гірничої маси з вибоїв до ДСЗ та розкриття на зовнішній відвал, які розташовані на поверхні (що згідно висновків розд. 1.2 не є доцільним для подібних кар'єрів) з відстанню перевезень понад 1 км при практично на 70% зношеному парку автосамоскидів;

– недостатній пило захист на вузлах дроблення, сортування і складування гранітів і готової продукції при переробці гірничої маси на ДСЗ (не відповідає рекомендаціям розд. 1.3.2), проммайданчика якого розташований за 120-130 м від житлових забудов;

– найбільший вплив виробничих факторів на земельні ресурси та повітряне середовище здійснюється із сторони північного борту кар'єру, де розташований діючий зовнішній відвал порід розкриття; в цьому ж напрямку відмічається переважна дія повітряно-вітрових потоків (недостатнє врахування кліматично-метеорологічних умов).

З урахуванням зазначених причин і факторів нижче розглядається вплив запропонованих екологізберігаючих технологічних схем розробки нерудного родовища (великої й середньої площі) на прикладі раніше виготовленого ІПГП ДВНЗ «НГУ» робочого проекту розробки Ахтовського родовища гранітів у Миколаївській обл. [50].

Ахтовське родовище гранітів розташоване на правому березі р. Арбузинки, біля впадіння її в р. Мертвовод. В адміністративному відношенні родовище перебуває у Вознесенському районі Миколаївської області України. Від села Трикрати воно розташоване в 2,5 км до сходу. Найближча залізнична станція Трикратне перебуває в 10 км на захід від родовища. На лівому березі р. Мертвовод, напроти впадіння в неї р. Арбузинки, в 0,4 км від меж родовища розташоване село Ахтово. Із залізничною станцією Трикратне села Трикрати й Ахтово зв'язані шосейною дорогою.

Клімат району помірно-континентальний. Літо жарке із суховіями, зима зі слабкими морозами й частими відлигами. Найбільш холодним місяцем є січень, найбільш теплим – липень. Середньорічна температура повітря дорівнює $9,7^{\circ}\text{C}$. Середньорічна кількість опадів становить 410 мм. Пануючий напрямок вітрів північно-східний, західний (улітку). Швидкість вітрів може досягати 34 м/с узимку й улітку. Величина радіації на території району змінюється від 1880 до 2100 МДж/м² в рік. Найбільше зливнебезпечні умови в травні-червні місяцях року, з них у середньому 4 дні із градом. Узимку дні зі сніжним покривом 60-65 діб. Потужність сніжного покриву досягає 10 см. Запаси води в снігу становлять до 30 мм. Глибина промерзання ґрунту - 47-50 см.

Гірничо-геологічні й інженерно-геологічні умови залягання корисної копалини, існуюче положення кар'єру й напрямок розвитку фронту гірничих робіт, розташування відвалу порід розкриву й існуючий досвід експлуатації аналогічних родовищ граніту визначили застосування в проекті на Ахтовському родовищі транспортної системи розробки з паралельним посуванням фронту гірничих робіт при якій гірничі роботи розвиваються з поступовим зниженням до проектної глибини + 7.0 м, а потім тільки в горизонтальному напрямку з паралельним посуванням фронту робіт з південно-сходу на північ і в південну сторону.

Цим робочим проектом ОВНС прийнята зазначена вище система розробки з переміщенням розкривних порід у постійні й тимчасовий внутрішні відвали. Основні види гірничо-транспортного устаткування прийняті згідно завдання на виконання робочого проекту:

- екскаватор JCB - 330 (мехлопата);
- автосамоскиди IVECO вантажопідйомністю 28 т; або аналогічні (КрАЗ - 256, КрАЗ - 6510);
- бульдозери CAT-8D або трактори Т - 130, ДЗ - 171 і ДЗ - 110;
- бурстанки ROCL6H.

Бурові роботи на кар'єрі передбачається виконувати наявними на підприємстві буровими верстатами. Граніти Ахтовського родовища відносяться до III категорії по тріщинуватості, їхня щільність – $2,63 \text{ т/м}^3$, а міцність по шкалі Протод'яконова - 12÷14.

Відповідно до розробленої технології відпрацювання родовища прийняте трьома уступами по всій потужності граніту:

1-й - висотою - 14м з відмітками покрівлі +51.0 м;

2-й - висотою - 15м з відмітками покрівлі +37.0 м;

3-й - висотою - 15м з відмітками покрівлі +22.5 м;

Активна довжина фронту видобувних робіт на кожному уступі в перші 5 років роботи кар'єру становить 280-350 м при середньому значенні 300 м. Відповідно до ТЗ буріння підривних свердловин передбачається верстатом ROCL6H фірми Атлас (Швеція) з діаметром свердловин 150 мм. Також передбачається можливість використання верстатів НКР - 100 і СБУ - 100НА вітчизняного виробництва з бурінням свердловин діаметром 105 мм.

Таблиця 1.31 – Параметри системи розробки

№ п/п	Параметри системи розробки	Од. вим.	Видобувні роботи			Розкривні роботи
			I рік	II рік	III рік	
1	Висота уступів	м	До 15	15	15	
2	Відмітки робочих уступів	м	+37.0	+22.0	+7.0	
3	Ширина західки	м	13	13	13	11
4	Ширина площадок по розкриву	м	–	–	–	30
5	Ширина площадок по видобутку	м	63	63	63	–
6	Кут укосів по м'якому розкриву	град.				
	- робочих	-//-	–	–	–	65
	- неробочих	-//-	–	–	–	50
7	Кут укосів по скельному розкриву	град.				
	- робочих	-//-				80
	- неробочих	-//-				60
8	Кут укосів по видобутку	град.				
	- робочих	-//-	80	80	80	–
	- неробочих	-//-	70	70	70	–
9	Річне посування гірничих робіт	м	32	32	32	–
10	Ширина транспортних площадок					
	- двополосної	м	20	20	20	25
	- однополосної	м	16,4	16,4	16,4	20,5
11	Довжина фронту гірничих робіт (середня)	м	300	300	300	300

Об'єм вибухової речовини розраховуючи на один блок складе 19800 кг. Кількість розпушеної корисної копалини за один вибух буде 17921 м³.

Щорічно буде виконано 22 вибухи.

Оброблення негабаритів проектом передбачається бутобоем, що навішується на розкривний екскаватор JCB – 330. Шпуровим способом здійснюється розпушування скельного розкриву й ліквідація порогів з витратою буріння на 100 м³ негабариту 32 п.м. Не виключається й застосування шпурового способу при обробленні негабаритів.

Таблиця 1.32 – Параметри буровибухових робіт на Ахтовському кар'єрі при експлуатації верстату ROCL6H

№ п/п	Показники	Од. вим.	Значення при висоті уступу, м					
			3	5	7	10	12	15
1	Питома витрата ВР, q	кг/м ³	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7
2	Лінія опору по підосві, W	м	1,2	2,3	2,6	3,2	3,5	4
3	Відстані між свердловинами: – у ряді, a – між рядами, b число рядів свердловин	м	2,1	2,3	2,5	3,2	3,5	4
		м	2,1	2,3	2,6	3,2	3,5	3,5
		од	4	4	4	4	4	4
4	Вихід підірваної гірничої маси з 1 п.м свердловини, q п.м.	м ³	–	4	5,5	8,8	10,7	13,9
5	Глибина перебуру, l_n	м	0,8	0,9	1,5	1,6	1,7	2,2
6	Глибина свердловини, l_c	м	3,8	5,9	8,5	11,6	13,7	16,2
7	Маса заряду в свердловині, Q_z	кг	15,3	30,7	54,9	118,8	180	168
8	Довжина заряду, $l_{ев}$	м	0,9	1,7	3,1	6,8	10,2	10,8
9	Довжина зажаві, $l_{заб}$	м	1,5	1,6	1,8	2,2	2,4	3,0
10	Ширина розвалу породи, B_p	м		15	21	30	36	39–45
11	Загальна глибина свердловини, L_b	м						28777
12	Об'єм ВР, на підриваємому блоці	т						11,72
13	Довжина бурового блоку, L	м						76
14	Час на обурювання блоку, T	днів						10
15	Число вибухів у рік	од						22

Розкривні породи в м'яких породах середньої потужності 3,0 м передбачається розробляти мехлопатою JCB - 330 з навантаженням в автосамоскиди IVECO, КрАЗ - 256 або КрАЗ - 6510. Доставка й складування цього розкриву у відвал «Тимчасовий» і відвал «Внутрішній», а при відпрацьовуванні І черги тільки у відвал «Внутрішній».

Відпрацювання видобувних уступів першої черги буде здійснюватися західками переважно від східного борту кар'єру до західного, другої черги з півночі на південь і третьої черги зі сходу на захід.

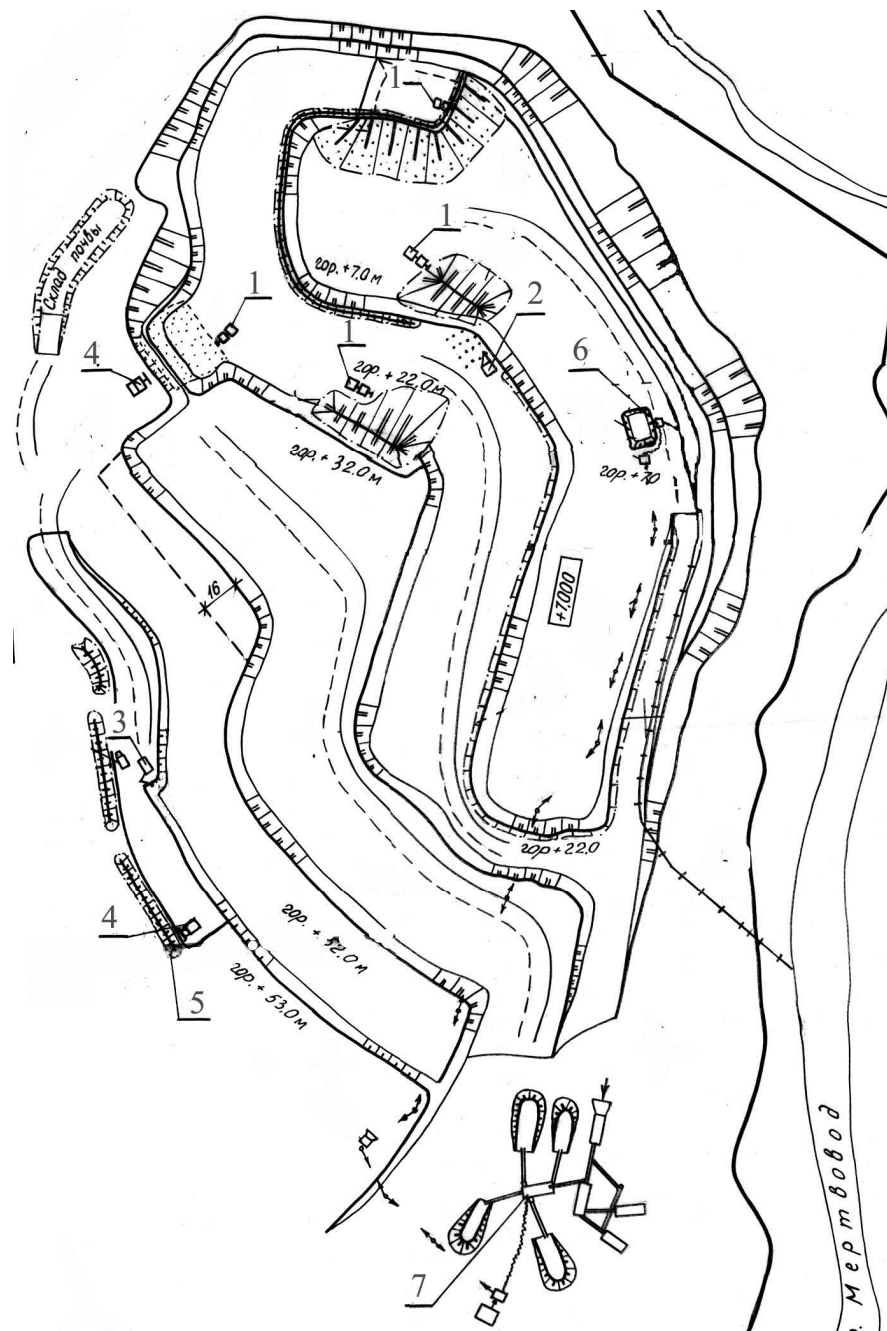


Рис. 1.37. План гірничих робіт Ахтовського гранітного кар'єру:

1 – колісні навантажувачі; 2 – буровий верстат; 3 – екскаватор на розкритті;
4 – бульдозер; 5 – склади порід розкриття; 6 – водозбірник; 7 – ПДСУ

Річна продуктивність кар'єру проектом [50] визначена 410 тис. м³. При відпрацюванні родовища передбачається спочатку частину порід розкриття в об'ємі

122,3 тис. м³ розміщати в межах кар'єрного поля перед фронтом робочого борту (рис. 1.37).

При цьому, зважаючи на перемінну потужність розкривних порід на Ахтовському родовищі гранітів, зазначені об'єми порід у відвалі «Тимчасовий» передбачено складувати в межах відпрацювання III черги кар'єру. З урахуванням того, що потужність наносів у цих межах у середньому складає 3 м відвал «Тимчасовий» споруджується на косогорі (на горизонті +65.0 м; див. рис. 1.37).

Фронт відвальних робіт переміщується в східному напрямку, убік струмка, який перерізає поверхню в межах кар'єрного поля.

Відвал «Тимчасовий» розташований на запасах гранітів категорії С₁ і по мірі посування фронту гірничих робіт та відпрацювання III черги кар'єру переноситися у внутрішній відвал, який формується на горизонті +7.0 м. При цьому відвал "Тимчасовий" розташовується на запасах категорії С₁ і у міру посування фронту гірничих робіт і відпрацювання кар'єру III черги переноситися у внутрішній відвал формований на горизонті +7.0 м. При цьому розкривні породи в відвалі відпрацьовується, як технологічний розкрив верхнього горизонту. Площа займана відвалом «Тимчасовий» становить – 30000 м². Висота відвалу коливається від 0,5 до 3 м. Кут укосу відвала 32 - 35°. Довжина відвала – 250 м, ширина – 120 м. Розміщення відвалу на поверхні забезпечує усереднення на цій ділянці розкривного уступу до 7 м. Доставка розкривної породи здійснюється автомобільним транспортом по покращеній кар'єрній дорозі від вибою до струмка. Струмок пересипається та формується дорога уздовж нього. Відвал формується бульдозером CAT D-8N.

Економія засобів на створення приконтурного відвалу "Тимчасовий" у порівнянні із зовнішнім становить 628,8 тис. грн. Грунтово-рослинний шар знімається бульдозером, складується в бурти-склади, відвантажується розкривним екскаватором в автосамоскиди в міру переміщення фронту гірничих робіт і переміщається в тимчасові сховища на площі 3-й черги кар'єру. При залишковому формуванні стрічкового внутрішнього відвалу по східній і північній границі

відпрацьованого кар'єрного поля, ґрунтово-рослинна маса наноситися на його верхню площадку шаром 40 см.

Основний об'єм порід розкриву переміщається в стрічковий внутрішній відвал у міру відпрацювання нижнього видобувного горизонту з відміткою підосви +7.0 м. Виїмка породи здійснюється екскаватором JSB 330 NL D типу обернена мехлопата з ємкістю ковша 1,7 м³ у комплексі з автосамоскидом IVECO MP 380 E 35 Н вантажопідйомністю 25 т. Проектом також передбачається виїмка порід розкриву та їх перевезення вітчизняним обладнанням аналогічних типорозмірів. Наприклад, екскаваторами-мехлопатами Э-1251, Э-2503 та іншими з навантаженням на автосамоскиди КрАЗ-256Б, КамАЗ-55111 або КамАЗ-65111 та інших марок. Середня відстань переміщення порід розкриву у внутрішній відвал 0,7 км.

Річний об'єм виїмки розкриву визначається інтенсивністю посування видобувних робіт, що становить 32 м. Річний об'єм розкривних робіт у перші 4 роки від початку експлуатації нового кар'єру дорівнює 25.4 тис. м³, потім знижується в середньому до 13,52 тис. м³, а при розробці II й III черг кар'єрного поля – зростає до 37,38 тис. м³. становлячи в цілому по родовищу 30,25 тис. м³.

Після відпрацьовування I черги кар'єру вироблений простір сформований і дозволяє переміщати розкрив по поверхні та площі горизонту +52.0 м безпосередньо до верхньої площадки південного й північного бортів для розвантаження під укіс із гравітаційним спуском її на площадку горизонту +22.0 м. Відстань транспортування 0,2 км. Через невеликі об'єми розкривних робіт, як вантажно-транспортне устаткування, тут крім автосамоскидів, також приймаються колісні навантажувачі JCB RD 456 HT 5 HLA. У міру нагромадження розкриву на гор.+22.0 м, навантажувачі направляються до тимчасового насипу та переміщують його по площадках уступу та відвалу з відміткою +22.0 м, у прибортовий стрічковий відвал з підосвою на гор. +7.0 м. Відстань транспортування при переєкскавації становить 0,2-0,3 км при середньому значенні 0,2 км. Верхня площадка прибортового відвалу планується навантажувачем у процесі розвантаження порід розкриву. Змінна продуктивність одного навантажувача розраховується в наступному порядку: час набору породи – 0,2 хв; рух з вантажем при швидкості 10 км/год – 1,2 хв; час

розвантаження – 0,1 хв; час руху порожняком при швидкості 15 км/год – 0,8 хв; час на маневри й затримки в шляху – 1 хв; час рейсу – 3,3 хв; число рейсів за зміну – 130; норма виробітку – 260 м³. Час циклу роботи навантажувача 8,5 хв., норма виробітку за зміну 102 м³. Число навантажувачів у роботі 6 од., за списком – 7 од. Річна продуктивність робочого навантажувача 477,3 тис. м³.

Продуктивна товща гранітів, що підлягає розробці та переробці в товарну продукцію, має хвилясту поверхню в межах відміток +52 м ÷ + 44 м. Промислові запаси по категоріях А+В підраховані до відмітки +7.0 м. Для ефективного використання гірничотранспортного устаткування та можливості складування порід розкриву в межах кар'єрного поля видобуток граніту ведеться на трьох горизонтах: верхній – з підшовою по горизонту +37.0 м (горизонт +37,0 м); середній – з підшовою по горизонту +22.0 м (горизонт +22,0м); і нижній – з підшовою по горизонту +7.0 м (горизонт +7.0 м). При підвищенні відміток поверхні до граничних (+62.0 ÷ +64.0 м) верхній горизонт ділиться по висоті на два самостійних підступи. Розкривний горизонт середньою потужністю 5 м представлений м'якими породами та сильно вивітрілими гранітами без попереднього розпушування. Вивітрілі граніти середньою потужністю 3,1 м відпрацьовуються аналогічно з буровибуховим розпушенням масиву порід. Для переробки розпушеного вибухом граніту використовується напівстаціонарна дробильно-сортувальна установка (НДСУ) виробництва компанії TEREX з годинною продуктивністю 400 т або 152 м³ у цілику. Доставка дробленого граніту до НДСУ здійснюється колісними навантажувачами JCB KB 456 HT 5 HLA з місткістю ковша $V_k=3,5$ м³. Для безпечної роботи у вибої в процесі проведення буро вибухових робіт на уступах висотою 15 м формується розвал дробленого граніту висотою 7,5 ÷ 8 м і шириною по підшві – 45 м.

Оскільки висота уступів у цілику дорівнює 15 м для безпечної роботи навантажувачів у вибої розвал підірваної породи формується висотою 7,5...8 м. Витрата вибухової речовини збільшена до 1,1 кг/м³, що дозволяє одержувати середній кусок підірваної породи діаметром 250 мм. Ширина розвалу по підшві 45 м (рис. 1.38).

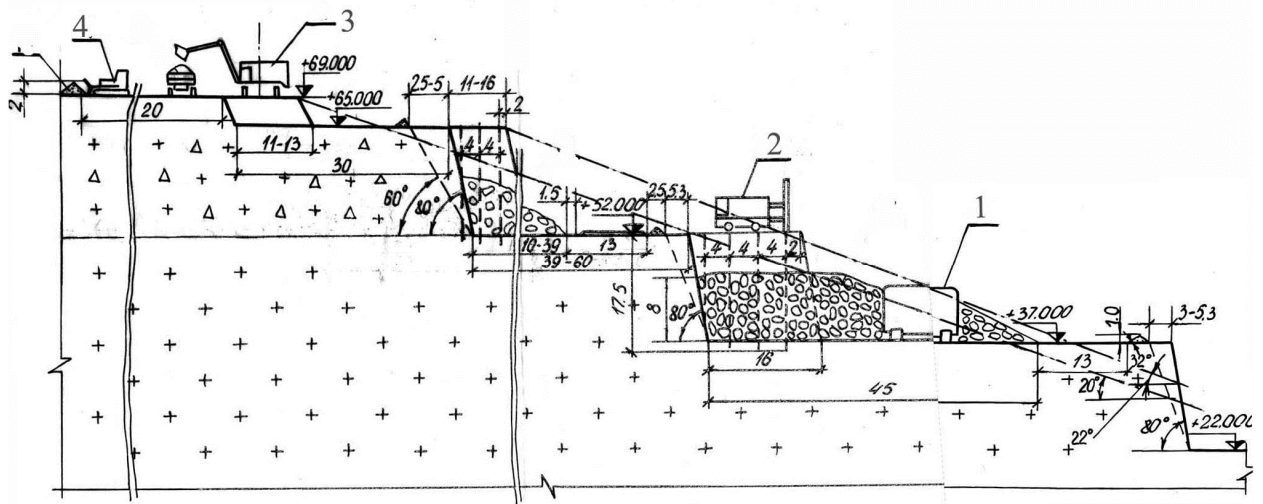


Рис. 1.38 – Конструкція робочого борту кар'єру (позначення див. рис.1.37)

Розкриття гор.+7.0 м і переформування підготовлених існуючих горизонтів проводиться буро вибуховим способом з проходженням виїзної траншеї з ухилом 80 %. Після відпрацювання I черги кар'єру виїзна траса переноситься південніше. Виїзд з горизонту + 22.0 м до південної межі кар'єру ліквідується. Для формування виїзної траншеї з гор. + 7.0 м використовуються породи розкриву з прибортового стрічкового відвалу та робочого розкривного уступу. Роботи виконуються бульдозером і колісними навантажувачами. Об'єм породи для формування насипної виїзної напівтраншеї складає – 310,5 тис. м³.

Переробка корисної копалини здійснюється на НДСУ, яка на етапах відпрацювання I та II черг кар'єру розміщена на поверхні, біля виїзної траншеї. Після формування насипної виїзної траншеї з гор. + 7.0 м на південному неробочому борту обладнання НДСУ переносять на горизонт + 7.0 м у вироблений простір кар'єру. При цьому відстань доставки гірничої маси до НДСУ зменшується до 0,6-0,8 км.

Застосування колісних навантажувачів у порівнянні з екскаваторно-автомобільним комплексом дозволяє відмовитися від використання на видобувних роботах екскаватора Э-2503 й автосамоскидів КрАЗ-256 Б. При цьому собівартість виймально-навантажувальних і транспортних робіт знижується на 22%, а продуктивність праці основного обслуговуючого персоналу зростає на 55%. Розміщення порід розкриву в тимчасовому приконтурному відвалу з наступним

їхнім переміщенням у внутрішній відвал, поряд із пристроєм ПДСУ в кар'єрі дозволяє запобігти порушенню гірничими роботами 5,2 га прилягаючих родючих земель або близько 10 % площі гірничого відводу.

За даними Державного управління екоресурсів у Миколаївській області фонові забруднення в районі с. Воронівка Вознесенського району характеризується такими показниками: двоокис азоту – 0.008 мг/м^3 , окис вуглецю – 0.4 мг/м^3 , сірчистий ангідрид – 0.02 мг/м^3 , пил неорганічний із вмістом диоксиду кремнію понад 70% – 0.06 мг/м^3 , пил неорганічний із вмістом диоксиду кремнію 20-70% – 0.12 мг/м^3 , пил неорганічний із вмістом диоксиду кремнію менш 20% – 0.2 мг/м^3 , сажа – 0.06 мг/м^3 .

Для інших розглянутих забруднюючих речовин у зоні місця розташування ділянки проектованої діяльності через відсутність даних фонове забруднення прийняте рівним 0.4 ГДК.

Склад і характеристика джерел викидів визначається технологією гірничих робіт, а також обраним варіантом розвитку їхнього напрямку, запропонованими в проекті [1]. Відповідно до них доцільно виділити наступну групу джерел викидів:

джерело 1 (точечне) - характеризує планувальні роботи на відвалі розкривних порід (бульдозер CAT8D) (джерело виділення окису азоту, окису вуглецю, вуглеводнів, альдегідів, сірчистого ангідриду, сажі, бензопирену), пилу неорганічного),

джерело 2 (точечне) - характеризує роботу екскаватора ISB 330 при навантаженні розкривних порід в автосамоскиди (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 3 (лінійне) - транспортування розкривних порід автосамоскидами у внутрішній відвал (джерело виділення окису азоту, окису вуглецю, вуглеводнів, альдегідів, сірчистого ангідриду, сажі, бензопирену), пилу неорганічного),

джерела 4, 5, 6 (точечні) - характеризує роботу навантажувачів KB 456HT5HLA при виїмці корисної копалини після підривних робіт (джерела виділення окису азоту, окису вуглецю, вуглеводнів, альдегідів, сірчистого ангідриду, сажі, бензопирену), пилу неорганічного),

джерело 7 (лінійне) - вивіз добутої гірничої маси навантажувачами KB 456 NT5HLA на ПДСУ (джерело виділення окису азоту, окису вуглецю, вуглеводнів, альдегідів, сірчистого ангідриду, сажі, бензопирену), пилу неорганічного),

джерело 8 (точечне) - розвантаження суглинків і пухкого розкриву з автосамоскиду на внутрішньому відвалі (джерело виділення пилу неорганічного),

джерела 9, 10, 11 (площадні) - пиління відвалів (джерела виділення пилу неорганічного),

джерело 12 (площадне) - відкритий склад щебеню фракції 5-10 мм (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 13 (площадне) - відкритий склад щебенів фракції 15-20 мм (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 14 (площадне) - відкритий склад щебенів фракції 10-15 мм (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 15 (площадне) - відкритий склад щебенів фракції до 5 мм (відсівання) (джерело виділення пилу неорганічного),

джерела 16, 17, 18 (площадне) - пиління складу ґрунтово-родючих порід (джерела виділення пилу неорганічного),

джерело 19 (точечне) - дизель-генератор (джерело виділення окису азоту, окису вуглецю, вуглеводнів, альдегідів, сірчистого ангідриду, сажі, бензопирену),

джерело 20 (точечне) - прийомний бункер дробильно-сортувального комплексу (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 21 (точечне) - пластинчастий живильник під прийомним бункером (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 22 (точечне) - щекова дробарка (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 23 (точечне) - перевантаження гірничої маси із щокової дробарки на стрічковий конвеєр 4 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 24 (точечне) - перевантаження гірничої маси зі стрічкового конвеєра 4 у бункер 5, вузол перевантаження на конвеєр 6 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 25 (точечне) - вузол навантаження гірничої маси зі стрічкового конвеєра 6 у бункер 7 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 26 (точечне) - конусна дробарка 10, вузол перевантаження гірничої маси на конвеєр 12 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 27 (точечне) - конусна дробарка 11, вузол перевантаження гірничої маси на конвеєр 12 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 28 (точечне) - вузол перевантаження гірничої маси з конвеєра 12 на конвеєр 13 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 29 (точечне) - вузол перевантаження гірничої маси з конвеєра 13 на конвеєр 4 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 30 (точечне) - вузол перевантаження гірничої маси з конвеєра 14 на сортувальну установку 15 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 31 (точечне) - вузол перевантаження щебенів фракції 5-10 мм із конвеєра 16 у штабель 17 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 32 (точечне) - вузол перевантаження щебенів фракції 15-20 мм із конвеєра 18 у штабель 19 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 33 (точечне) - вузол перевантаження щебенів фракції 10-15 мм із конвеєра 20 у штабель 21 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 34 (точечне) - вузол перевантаження щебенів фракції до 5 мм із конвеєра 22 у штабель 23 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 35 (точечне) - характеризує роботу бульдозера CAT8D при формуванні штабелів-складів щебенів (джерело виділення окису азоту, окису вуглецю, вуглеводнів, альдегідів, сірчистого ангідриду, сажі, бензопирену), пилу неорганічного),

джерело 36 (площадне) - підривні роботи в кар'єрі (джерело виділення оксиду вуглецю, оксидів азоту, пилу неорганічного).

Річні викиди забруднюючих речовин на кар'єрі за розрахунками [50] (при середній швидкості вітру 3,9 м/с) складають:

Таблиця 1.33 – Річні маси викидів забруднюючих речовин на Ахтовському кар'єрі

Речовина	Річні маси викидів, т/рік		
	утвориться	уловлюється	викидається
Гірниче й транспортне виробництво			
Азоту двоокис	1.216	-	1.216
Сажа	6.955	-	6.955
Ангідрид сірчистий	8.546	-	8.546
Вуглецю окис	66.762	-	66.762
Бензопирен (мкг/100м ³)	0.0002	-	0.0002
Альдегід бензойний (бензальдегід)	1.203	-	1.203
Вуглеводні граничні	61.872	-	61.872
Пил неорганічний, утримуючий двоокис кремнію в %: 70-20 (ш.ц.)	102.304	77.567	24.737
РАЗОМ по гірському й транспортному виробництву:	248.8582	77.567	171.2912
Масові вибухи в кар'єрі			
Пил неорганічний, утримуючий двоокис кремнію в %: 70-20 (ш.ц.)	18.627	13.971	4.656
Окисли азоту	5.226	-	5.226
Вуглецю окис	4.737	-	4.737
РАЗОМ по масових вибухах:	28.59	13.971	14.619
УСЬОГО:	277.4482	91.538	185.9102

Із даної таблиці видно, що найбільша маса викидів доводиться на окис вуглецю. Інший ранжируваний ряд викидів це: вуглеводневі граничні речовини; пил неорганічний, ангідрид сірчаний, сажа, азоту двоокис, альдегіди бензойні, бензопирен.

Результати розрахунку розсіювання шкідливих речовин в атмосферному повітрі, приземні концентрації, при несприятливих метеоумовах показують, що максимальні забруднення настають у точках, які знаходяться в зоні проведення робіт (тобто в кар'єрі).

Таблиця 1.34 – Максимальні концентрації забруднюючих речовин

Речовина	Максимальні концентрації (частки ГДК)	
	без урахування фону	з урахуванням фону
Азоту двоокис	22.4	22.494
Сажа	24.29	24.69
Ангідрид сірчистий	6.5	6.54
Вуглецю окис	6.03	6.07
Бензопирен	0.76	1.16
Альдегіди	12.88	13.28
Вуглеводні	23.8	24.2
Пил неорганічна (Si ₂ 20-70%)	2.47	2.87

Таблиця 1.35 – Максимальні значення концентрацій забруднюючих речовин на межі СЗЗ та житлової зони (зоні ГДК)

Речовина	СЗЗ	Житлова зона
Азоту двоокис	0.61/0.704	0.31/0.404
Сажа	0.48/0.88	0.21/0.61
Ангідрид сірчистий	0.27/0.31	0.07/0.15
Вуглецю окис	0.13/0.21	0.06/0.14
Бензопирен	0.02/0.42	0.01/0.41
Альдегіди	0.34/0.74	0.12/0.52
Вуглеводні	0.55/0.95	0.24/0.64
Пил неорганічна	0.19/0.59	0.38/0.78

На межі СЗЗ та житлових забудов (с. Ахтове, знаходиться за 400 м від кар'єру) концентрації по даним забруднюючих речовинам знижуються і їх величина не перевищує гранично допустимі значення. Вони змінюються в межах від 0,01 ГДК до 0,61 ГДК без врахування фонових забруднень. З урахуванням існуючого фону - від 0,14 ГДК до 0,95 ГДК. Максимальні концентрації забруднюючих речовин на межі СЗЗ та житлової зони подані вище в таблиці 1.35 (без урахування фону / з урахуванням фону).

Ефектом сумачії володіють двоокис азоту та сірчаний ангідрид - група сумачії 31. Максимальні значення концентрацій по групі сумачій становить: на межі СЗЗ - 0,88 ГДК; на межі житлової зони - 0,38 ГДК.

Отже, наведені результати показують на те, що перевищення ГДК з урахуванням на межі СЗЗ та житлової зони відсутнє по всіх інгредієнтам. Тому для

експлуатації родовищ великої та середньої площі зі зменшеною СЗЗ можна рекомендувати застосування розроблених вище технологічних схем провадження відкритих гірничих робіт з переробкою корисної копалини на дробильно-сортувальних установках (заводах), які спочатку можуть розміщуватися на борту біля виїзної траншеї, а потім (з досягненням проектного дна) будуть перенесені у вироблений простір. За рахунок цього забезпечується зменшення відстані перевезень, а отже й викиди шкідливих речовин дизельними двигунами та пилення колісними обладнання.

При цьому повинні дотримуватися основні вимоги щодо застосування безтритилової ВР, раціонального орієнтування вибухових блоків, пилоподавлення у вибоях, на шляхах транспортних механізмів, відвалах. Формування внутрішніх відвалів також вносить свою частку в екологоощадні схеми відпрацювання родовищ.

1.3.4 Вплив технологічних схем видобутку й переробки твердих нерудних корисних копалин на довкілля при розробці кар'єрів малої площі

На нерудних кар'єрах малої площі розробку корисної копалини, як показали вищенаведені результати (див. розд. 1.1.2, 1.1.3, 1.2.), доцільно здійснювати з реалізацією технологічних схем, де використовуються як стаціонарні ДСЗ на борту так і мобільні пересувні комплекси дробильно-сортувального обладнання (МДСУ) у виробленому просторі.

Вплив виробничих процесів на таких кар'єрах на навколишнє природне середовище розглядається на прикладі гранітного кар'єру ЗАТ «Трикратьське кар'єроуправління». Проект розробки Трикратьського родовища гранітів розроблений ІПГП ДВНЗ «НГУ» в 2008 р. [52]. Основні особливості розташування кар'єру та сутність технологічної схеми видобутку й переробки корисної копалини викладені нижче.

Трикратьське родовище граніту розташоване на правому березі р. Арбузинка на відстані 2 км на схід від с. Трикрать.

В адміністративному відношенні родовище перебуває у Вознесенську районі Миколаївської області України.

Поблизу родовища розташовані наступні населені пункти: с. Трикрати, с. Ахтово, с. Воронівка й м. Вознесенськ. Із залізничною станцією Трикратне села Трикрати й Ахтово зв'язані шосейною дорогою. Зв'язок між населеними пунктами району здійснюється, в основному, по ґрунтових дорогах.

В економічних відносинах район є сільськогосподарським. Промисловість у районі розвинена слабо. У районі є кілька млинів і ряд інших дрібних підприємств по переробці сільськогосподарських продуктів.

З корисних копалин значним поширенням користуються кам'яні будівельні матеріали - граніти, гнейси різного петрографічного складу. Залягають кристалічні породи неглибоко, утворюючи численні виходи на схилах балок і рідше на плато. Велике практичне значення мають суглинки, на базі яких побудовані невеликі цегельні заводи. Для випалу на вапно використовуються вапняки.

Широко розвинені алювіальні піски, використовуємі в дорожньому, цивільному й промисловому будівництві.

Рельєф поверхні слабо горбистий і його одноманітність порушується долинами рік Південний Буг, Мертвовод, Арбузинка й Гнилий Єланець, а також численними ярами й балками.

Балки і яри більшу частину року сухі й тільки під час танення снігу й дощів по них відбувається стік талих і дощових вод.

Поблизу родовища балки витягнуті в меридіальному напрямку.

Амплітуда коливань поверхонь району досягає 30 м.

Ціль робочого проекту полягає в необхідності розробки відкритим способом гранітів Трикратського родовища для забезпечення будівельних організацій щебенями різної фракції.

Робочим проектом передбачено в першу чергу відробити запаси корисної копалини категорії А. верхній горизонт гранітів (відмітка нижньої площадки +36.5 м) змінною висотою 0-15 м спрацьовується в південно-західному й південному напрямку від берегового оголення кристалічного масиву.

Розкриття цього уступу здійснюється з південно-східної сторони, де відмітки поверхні гранітів становить 36.5 м уздовж границі прибережної смуги шириною 50 м. Вантажотransпортний зв'язок робочої площадки горизонту із ПДСУ, розташованому на протилежному березі р. Арбузинка, здійснюється через існуючу автодорогу з ухилом 80 % до мостового переїзду через р. Арбузинка й далі через наявну автодорогу на лівому березі до ПДСУ-26-7Б фірми «Sandvilk DX-800».

Другий нижній горизонт висотою 15 м (+21.5-+36.5) розкривається напівтраншеєю-з'їздом із заїздом з південно-східної сторони від існуючої правобережної автодороги, що впливає від мостового проїзду через р. Арбузинка. Напівтраншея примикає до границі 50м прибережної смуги уздовж правого берега ріки Арбузинка. Довжина напівтраншеєю-з'їзду становить 156.5 м, а ширина понизу 19 м.

Напівтраншея проходиться вибуховим-(підривним)-буро-підривним способом із застосуванням ВР типу Граммоніт 79/21 або «Гелекс» з навантаженням підірваної маси екскаватором (обернена мехлопата) з дизельним приводом й ємкістю ковша 2.9 м³ (Hitachi-450 RC-3). Навантаження гірничої маси виробляється в автосамоскиди типу Краз-65055-053 вантажопідйомністю 18 т. Бурові роботи здійснюються буровими верстатами Sandvilk DX-800, діаметр свердловини 102 мм.

Об'єми видобувних робіт при проходці траншеї становлять:

- I-й добувний уступ, відм. +21.5 м – 30621 м³;
- II-й добувний уступ, відм. +36.0 м – 54071,5 м³;
- Капітальна траншея (+34.0 – +21.5 м) – 4332,7 м³.

Система розробки.

Гірничо-геологічні умови залягання, існуюче положення кар'єру, досвід експлуатації аналогічних родовищ визначили застосування транспортної системи розробки з паралельним посуванням фронту гірничих робіт, при якій гірничі роботи розвиваються з поступовим до проектної глибини +21,53 м, а потім тільки в горизонтальному напрямку з паралельним посуванням фронту робіт.

Основні види гірничо-транспортного устаткування прийняті згідно завдання на виконання проекту: екскаватор Hitachi RC-3 й ЭО-5111Б (мехлопата), автосамоскиди (8 одиниць) – КрАЗ-65055-53 вантажопідйомністю – 18 т, колісний

навантажувач – Petro Niak-956 (3 одиниці) з ємкістю ковша – 3 м³, бульдозер – Б-10, КАМАТСУ Д-65, буровий верстат – Sandvilk DX-800 з діаметром свердловини – 102 мм, мобільний комплекс Sandvilk, ПДСУ.

Висота уступів прийнята - 15 м, ширина західки від 13.8 до 15.5 м;

Ширина площадки по розкриву:

- по пухких породах - 20 м;

- по скельних породах - 39 м;

Ширина робочих площадок на видобувному уступі прийнята рівної 64 м.

Середня довжина фронту гірничих робіт:

- при відпрацьовуванні розкривного горизонту - 240 м;

- на видобувному горизонті - 225 м.

Виробництво підривних робіт.

Масові вибухи на кар'єрі виробляються з розрахунку забезпечення кожного робочого екскаватора запасом підірваної маси на строк його роботи не менш чим на 15 діб. Загальна вага зарядів у свердловинах для розпушення такого об'єму порід складе 24750 кг, а кількість свердловин при одному масовому вибуху становить 200 штук.

Для дроблення негабариту проектом передбачене використання бутобою фірми «Hitachi», застосовуваного як начіпне устаткування на екскаваторі Hitachi-450 RC-3.

Радіус небезпечної зони від розльоту шматків породи при виконанні буровибухових робіт проектом прийнятий 655 м. Безпечна відстань по дії повітряної-ударно-повітряної хвилі становить - 315 м.

Сейсмонебезпечна зона встановлена розміром 240 м.

Календарний план гірничих робіт.

Відпрацьовування Трикратського родовища проектом передбачені трьома етапами.

Об'єми гірничої маси, у тому числі корисної копалини й розкриву показані в таблиці 1.36.

Таблиця 1.36 – Об'єми гірничої маси

№ етапу	Об'єм гірничої маси, тис. м ³						Тривалість відпрацювання (років)
	Усього гірничої маси	У тому числі					
		Корисна копалина	Усього розкрив	У т.ч.			
				ГРШ	м'який	скельний	
Етап I	638.7	570.3	68.4	7.4	11.85	49.15	1.05
Етап II	970.5	863.7	106.8	11.57	18.51	76.72	1.6
Етап III	869.4	775	94.4	10.22	16.36	67.82	1.43
Разом	2480.6	2211	269.6	29.19	46.72	193.69	4.08

Перевезення підірваної гірничої маси. Перевозиться до дробильних комплексів, установленим на першому етапі роботи кар'єру на левом березі р. Арбузинка. Середня відстань перевезення становить 0.66 км. Переробка гірничої маси передбачається на двох ділянках, що працюють паралельно. У складі першої ділянки передбачається установка стаціонарного агрегату середнього дроблення СМД-186 й агрегату дроблення й сортування СМД-187, трьох відвальних стрічкових конвеєрів ТК-24 довжиною 15 м і шириною стрічки 500 мм, прийомного бункера, площадки обслуговування прийомного бункера й дробильно-сортувальних агрегатів, під'їзної площадки. Одержувана на цьому агрегаті продукція представлена трьома фракціями: 0-5, 5-20, 20-40 мм.

У складі другої напівстаціонарної ділянки переробки гірничої маси передбачається установка наступних агрегатів виробництва: Sandvik Mining and Construction продуктивність 200 т/год.:

- установлена на мобільне шасі установка первинного дроблення Sandvik UJ-310;
- установлений на гусеничне шасі вузол дроблення Sandvik UH-240 Classic;
- пересувна установка для дроблення й просівання UV-320 Flex;
- стрічкові конвеєри для транспортування гірничої маси до перерахованих механізмів;
- стрічкові конвеєри для складування готової продукції в конусні склади.

Такий комплекс перерахованих технічних засобів передбачає одержання кінцевого продукту наступних фракцій: 0-5, 5-10, 10-20, 20-40 мм. Як перший, так і другий комплекси працюють на електроприводі.

Транспортування готової продукції здійснюється споживачами. Вивіз готової продукції при відпрацьовуванні II етапу здійснюється із промплощадки, розташованої в північно-східній частині земельного відводу. Надалі при відпрацьовуванні родовища на II й III етапах пересувний мобільний комплекс Sandvik переміщається на горизонт +21.5 м у північну частину кар'єрного поля. Споживач по виїзних напівтраншеях (з'їздам) в'їжджає на навантажувальну площадку, де за допомогою навантажувача здійснюється навантаження щебенів. Навантажені автосамоскиди по виїзних з'їздах переміщуються на поверхню. По кар'єрних автодорогах, а потім по поліпшених ґрунтовим автодорогах до асфальтованих і шосейних доріг, які пов'язані з з/д станцією Трикратне продукція направляється споживачеві.

Склад та характеристика джерел викидів. Визначається технологією гірничих робіт, а також обраним варіантом розвитку їхнього напрямку, запропонованими в проекті [52]. Відповідно до цього доцільно виділити наступну групу джерел викидів:

джерело 1 (точечне) - характеризує роботу екскаватора ЭО-5111Б при навантаженні розкривних порід в автосамоскиди (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 2 (точечне) - розвантаження плодючих-ґрунтово-родючих порід з автосамосвала Краз-65055-053 на складі плодючих-ґрунтово-родючих порід (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 3 (площадне) - пиління склади плодючих-ґрунтово-родючих порід (джерела виділення пилу неорганічного),

джерело 4 (точечне) - характеризує планувальні роботи на відвалі розкривних порід (бульдозер Б-10) (джерело виділення окису азоту, окису вуглецю, вуглеводнів, альдегідів, сірчистого ангідриду, сажі, бензопирену), пилу неорганічного),

джерело 5 (точечне) - розвантаження суглинків і пухкого розкриву з автосамоскиду КрАЗ-65055-053 на зовнішньому відвалі (джерело виділення пилу неорганічного),

джерела 6, 7, 8 (площадні) - пиління відвалів (джерела виділення пилу неорганічного),

джерело 9 (точечне) - характеризує роботу навантажувача PetroNick-956 при виїмці корисної копалини після підричних робіт (джерело виділення окису азоту, окису вуглецю, вуглеводнів, альдегідів, сірчистого ангідриду, сажі, бензопирену), пилу неорганічного),

джерело 10 (точечне) - характеризує роботу екскаватора Hitachi-450 RC-3 при навантаженні гірничої маси в автосамоскиди (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 11 (точечне) - прийомний бункер напівстаціонарного дробильно-сортувального комплексу (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 12 (точечне) - характеризує роботу навантажувача PetroNick-956 при формуванні штабелів-складів щебенів (джерело виділення окису азоту, окису вуглецю, вуглеводнів, альдегідів, сірчистого ангідриду, сажі, бензопирену), пилу неорганічного),

джерело 13 (площадне) - відкритий склад щебенів фракції 5-10 мм (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 14 (площадне) - відкритий склад щебенів фракції 0-5 мм (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 15 (площадне) - відкритий склад щебенів фракції 10-20 мм (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 16 (площадне) - відкритий склад щебенів фракції 20-40 мм (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 17 (лінійний) - транспортування розкритих порід автосамоскидами на зовнішній відвал (джерело виділення окису азоту, окису вуглецю, вуглеводнів, альдегідів, сірчистого ангідриду, сажі, бензопирену), пилу неорганічного),

джерело 18 (лінійний) - вивіз гірничої маси автосамоскидами на стаціонарний дробильно-сортувальний комплекс (джерело виділення окису азоту, окису вуглецю, вуглеводнів, альдегідів, сірчистого ангідриду, сажі, бензопирену), пилу неорганічного),

джерело 19 (точечне) - завантажувальний бункер дробильно-сортувального комплексу (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 20 (точечне) - дроблення СМД-186 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 21 (точечне) - дроблення СМД-187 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 22 (точечне) - просівання (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 23 (точечне) - вузол перевантаження щебенів фракції 0-5 мм із конвеєра в штабель 26 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 24 (точечне) - вузол перевантаження щебенів фракції 5-20 мм із конвеєра в штабель 27 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 25 (точечне) - вузол перевантаження щебенів фракції 20-40 мм із конвеєра в штабель 28 (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 26 (площадне) - відкритий склад щебенів фракції 0-5 мм (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 27 (площадне) - відкритий склад щебенів фракції 5-20 мм (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 28 (площадне) - відкритий склад щебенів фракції 20-40 мм (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 29 (площадне) - пиління складу готової продукції переробки скельного розкриву (джерело виділення пилу неорганічного),

джерело 30 (площадне) - підривні роботи в кар'єрі (джерело виділення оксиду вуглецю, оксидів азоту, пилу неорганічного).

Річні маси викидів (при середній швидкості вітру 3,9 м/с) склали:

Таблиця 1.37 – Річні маси викидів забруднюючих речовин на Трикратському гранітному кар'єрі

Речовина	Річні маси викидів, т/рік		
	утвориться	уловлюється	викидається
Гірниче й транспортне виробництво			
Азоту двоокис	0.563	-	0.563
Сажа	3.185	-	3.185
Ангідрид сірчистий	3.092	-	3.092
Вуглецю окис	30.484	-	30.484
Бензопирен (мкг/100м3)	0.0001	-	0.0001
Альдегід бензойний (бензальдегід)	0.551	-	0.551
Вуглеводні граничні	28.236	-	28.236
Пил неорганічний, утримуючий двоокис кремнію в %: 70-20 (ш.ц.)	29.419	23.844	5.575
Пил неорганічний, утримуючий двоокис кремнію в %: нижче 20 (д-т)	0.0631		0.0631
РАЗОМ по гірському й транспортному виробництву:	95.5932	23.844	71.7492
Масові вибухи в кар'єрі			
Пил неорганічний, утримуючий двоокис кремнію в %: 70-20 (ш.ц.)	44.9064	33.6798	11.2266
Окисли азоту	5.346	-	5.346
Вуглецю окис	8.167	-	8.167
РАЗОМ по масових вибухах:	58.4194	33.6798	24. 7396
УСЬОГО:	154.0126	57.5238	96. 4888

Як видно з таблиць найбільшу масу викидів має окис вуглецю. Інший ранжируваний ряд викидів становлять речовини: вуглеводні граничні, пил неорганічний, утримуючий двоокис кремнію 70-20 %, ангідрид сірчистий, сажа, азоту двоокис, альдегіди бензойні, пил неорганічний, утримуючий двоокис кремнію нижче 20 %, бензопирен.

Розрахункові приземні концентрації забруднюючих речовин на територіях, що прилягають до кар'єру, наведені в таблиці.

Аналіз результатів розрахунку розсіювання забруднюючих речовин показує, що при несприятливих метеоумовах максимальне забруднення настає в точках, що перебувають у зоні проведення робіт, і становлять:

Таблиця 1.38 – Максимальні концентрації (частки ГДК)

Речовина	Максимальні концентрації (частки ГДК)	
	без урахування фону	з урахуванням фону
Азоту двоокис	0.55	0.644
Сажа	1.97	2.37
Ангідрид сірчистий	0.61	0.65
Вуглецю окис	0.53	0.61
Бензопирен	0.09	0.49
Альдегіди	1.18	1.58
Вуглеводні	2.47	24.2
Пил неорганічний (Si ₂ 20-70%)	3.53	3.697
Пил неорганічний (Si ₂ менш 20%)	6.94	7.34

На границі нормативної санітарно-захисної зони концентрації по цих забруднюючих речовинах знижуються і їхні величини не перевищують граничнодопустимих значень. Вони змінюються в межах від 0 до 0.06 ГДК без урахування фонових забруднень, з урахуванням фону - від 0.05 до 0.46 ГДК. Максимальні концентрації забруднюючих речовин на нормативній межі санітарно-захисної й жилої зон представлені в таблиці 1.39:

Таблиця 1.39 – Максимальні значення концентрацій забруднюючих речовин на границі СЗЗ і житлової зони (частки ГДК) (без урахування фону/з урахуванням фону)

Речовина	СЗЗ	Житлова зона
Азоту двоокис	0.01/0.104	0.01/0.104
Сажа	0.05/0.45	0.03/0.44
Ангідрид сірчистий	0.01/0.05	0.01/0.05
Вуглецю окис	0.01/0.09	0.01/0.09
Бензопирен	0/0.4	0/0.4
Альдегіди	0.03/0.43	0.02/0.42
Вуглеводні	0.06/0.46	0.04/0.44
Пил неорганічний (Si ₂ 20-70%)	0.03/0.197	0.02/0.187
Пил неорганічний (Si ₂ менш 20%)	0.03/0.43	0.02/0.42

Ефектом сумації володіють двоокис азоту й сірчистий ангідрид - група сумації 31. Максимальні значення концентрацій по групі сумації (з урахуванням фону) складуть: на границі СЗЗ - 0.164 ГДК, на границі житлової зони - 0.154 ГДК.

Таким чином, аналіз результатів показує, що перевищення ГДК із урахуванням фону на межі санітарно-захисної й жилої зон по всіх інгредієнтах відсутній.

Розглядаючи приземні концентрації забруднюючих речовин на відстанях менш ніж нормативна (1500 м) з даних [51] видно, що на відстанях 400-500 м від кар'єру найбільші концентрації мають місце по таким градієнтам: сажа – $0,72 \div 0,92$ ГДК; вуглеводні граничні – $0,67 \div 0,91$ ГДК; пил неорганічний з вмістом Si_2 20-70 % – $0,56$ ГДК; пил неорганічний з вмістом Si_2 менше 20 % – $0,67 \div 0,9$ ГДК. Отже перевищення ГДК на зазначеній межі відсутнє. Це свідчить про можливість і доцільність застосування таких технологічних схем на кар'єрах малої площі з величиною СЗЗ 400-500 м.

1.4 Розробка заходів екологічної безпеки й охорони праці та здоров'я людей при реалізації рекомендованих технологічних схем

При виконанні виробничих процесів на гірничих роботах у нерудних кар'єрах необхідно передбачити наступні заходи:

- при провадженні виймально-навантажувальних та бурових робіт у вибоях кар'єрів здійснюють гідравлічне зрошення вибою, ефективність пилоподавлення досягається – 75 %

- при транспортуванні гірничої маси й вантажів на автомобільних дорогах з метою забезпечення зниження загазованості кар'єру передбачається устаткування працюючих у кар'єрі автосамоскидів нейтралізаторами вихлопних газів, а для зниження пиління на автодорогах застосовується полив, наявним на комплексі парком поливомийних машин, ефективність пилоподавлення 90%;

- при виробництві масових вибухів у кар'єрі підривають блоки, що, і прилягаюча територія зрошуються водою, ефективність пилоподавлення 75%;

- застосування ВР із позитивним кисневим балансом (до таким ВР відноситься граммоніт 79/21, при застосуванні якого отрутних газів виділяється в 1.8-2.8 рази менше, ніж при вибухах тротилу);

- складування матеріалів і виробів повинне здійснюватися на спеціально відведених площадках, рух машин і механізмів - у місцях, передбачених проектом.

На період особливо небезпечних метеоумов рекомендується вжити заходів по тимчасовому скороченню викидів і зниженню максимальних приземних

концентрацій забруднюючих речовин відповідно до методичних вказівок РД 52.04.52-85 “Метеорологічні вказівки регулювання викидів у галузях промисловості” відповідно до попереджень Госкомгідромету:

по 1 виду попередження - на 15-20 %,

по 2 виду - на 20-40 %,

по 3 виду - на 40-60%.

При одержанні попередження 1-го ступеня небезпеки необхідно провести організаційно-технічні заходи:

- заборонити масові вибухи в кар'єрі;
- підсилити контроль за точним дотриманням технологічного регламенту;
- заборонити роботу устаткування у форсованому режимі;
- забезпечити безперебійну роботу всіх пилогазоочистних систем і споруджень й їхніх окремих елементів, не допускати зниження їхньої продуктивності або відключення на ремонт;
- інтенсифікувати полив автодоріг водою.

Ці заходи повинні скоротити викиди на підприємстві на 20,0%. При одержанні попередження 2-го ступеня (3-го ступеня) небезпеки повинен діяти режим роботи, що відповідає попередженню 1-го ступеня небезпеки й додатково необхідно знизити об'єми гірничих робіт на 30,0% (50,0%). Зниження викидів на підприємстві при цьому досягне 40,0% (60,0%).

Контроль за викидами шкідливих речовин в атмосферу, а також за станом атмосферного повітря в санітарно-захисній і житловій зонах здійснюється санітарно-промисловою лабораторією підприємства.

- всі працюючі в кар'єрах повинні забезпечуватися індивідуальними засобами захисту (респіратори, рукавички, спецодяг тощо), а також регулярно проходити медичний огляд згідно діючих нормативів;

- встановлюється контроль за станом атмосферного повітря, ґрунту, води за схемою моніторингу виробництва на протязі 2-3 років;

- ведеться контроль за рівнем та якістю питної води в колодязях сіл та селищ, що розташовані поблизу межі СЗЗ;

- організується постійний контроль за станом здоров'я населення шляхом проведення профілактичних оглядів його;

- постійно здійснюватися інструктаж за виконанням норм техніки та охорони праці.

При переробці корисної копалини на ДСЗ, МДСУ, ПДСУ необхідно забезпечити ефективне пилоподавлення у вузлах перевантаження порід (у дробарку, на грохит, конвеєр) відповідно з рекомендаціями розд. 1.2. Крім цього всі стрічкові конвеєри переробних ділянок та кар'єрних транспортно-підйомних комунікацій доцільно обладнати укриттям (з пластикових, тканинних чи інших матеріалів) для виключення виносу пилу в атмосферне середовище повітряними струменевими потоками.

Противарійні захисні заходи включають постійний контроль за станом укосів уступів, бортів і комунікацій. Ці заходи забезпечують не лише запобігання аваріям, а й успішному виконанню планових завдань.

Також розробляється план ліквідації можливих аварій та система оповіщення про них і заходь з організації аварійно-рятувальних робіт.

1.4.1 Заходи екологічної безпеки, охорони праці і промсанітарії при провадженні процесів видобутку корисних копалин в зменшій СЗЗ

1 Перед початком буріння підривних свердловин маркшейдер разом з ІТП дільниці БПР робить розмітку місць розташування свердловин на блоці, що підлягає висадженню, відповідно до типового проекту.

2 Складається технічний розрахунок на провадження масового висадження. Згідно методик, викладених вище (див. розд. 1.1.2.2.)

3 Після закінчення буріння серії свердловин здійснюється вимір глибин свердловин, рівень води в них, фактичні відстані між ними, позначаються №№ свердловин і складається акт готовності блоку до висадження. В акті вказується відсутність на блоці сторонніх предметів і металобрухту.

4 За даними виміру складається коректувальний розрахунок і розпорядок проведення масового висадження. Розрахункова й графічна документація на

висадження повинна бути готова не пізніше ніж за добу до провадження масового висадження. На підставі її видається наказ і розпорядження по підприємству про провадження масового висадження.

5 Біля кожної свердловини розміщують пронумеровані картки (виписки з розрахунку), де вказується маса заряду, довжина проміжку й висота набійки.

6 На період заряджання підричних свердловин встановлюється заборонна зона, в межах якої забороняється знаходження сторонніх механізмів і осіб, не пов'язаних із процесом заряджання. Радіус заборонної зони повинен становити не менш 20 м від найближчого заряду.

7 Підвозяться до місця робіт ВР і розподіляються згідно з картками, розкладеними біля свердловин. Перед початком заряджання свердловин подається попереджувальний звуковий сигнал (один тривалий).

8 Під час заряджання свердловин керівник вибуху або гірничий майстер особисто стежить за точністю розміщення ВР у свердловинах, довжиною проміжків і висотою набійки відповідно до карток.

9 У випадку залучення до підготовки й проведення масового висадження крім підричників інших робітників вони повинні одержати відповідний інструктаж з техніки безпеки, і їх необхідно закріпити за підричниками з поміткою в книзі нарядів.

10 В обводнені свердловини ВР засипають невеликими порціями, щоб не допустити утворення пробок та забезпечити гарне ущільнення ВР.

11 При заряджанні свердловин розосередженим зарядом кожен окрему частину забезпечують самостійним проміжним детонатором.

12 Після закінчення заряджання свердловин на ВР поміщається набієчний матеріал, у якості якого можуть бути використані відсів, пісок або вода.

13 Після закінчення заряджання свердловин з початком монтажу підричної мережі встановлюється небезпечна зона, радіус якої визначається розрахунком, але в кожному разі він повинен бути не менше 200 м. Всі робітники, не зайняті на монтажі підричної мережі, і механізми видаляють за межі небезпечної зони.

14 Інженерно-технічні працівники, відповідальні за виведення людей і механізмів з небезпечної зони, повинні письмово повідомити керівника підривних робіт про виведення людей і механізмів.

15 На межі вибухонебезпечної зони виставляються особи, відповідальні за пости охорони (сигналісти), з таким розрахунком, щоб всі шляхи, що ведуть до місця робіт (дороги, стежки, підходи й т.п.) перебували під постійним спостереженням: кожен пост повинен бути в полі зору суміжних з ним постів.

На земній поверхні кожен пост повинен бути позначений на місцевості умовним знаком.

Пости виставляються:

- при електричному висадженні зарядів (при застосуванні ВР II групи) перед початком встановлення детонаторів;

- при безкапсульному висадженні й застосуванні ВР II групи перед початком монтажу підривної мережі й установки піротехнічних реле або поверхневих з'єднувальних блоків.

Постові повинні знати й суворо дотримуватися встановлених вимог з охорони небезпечних зон і пропускного режиму.

16 При застосуванні електропідривної мережі проміжні детонатори виготовляються в спеціальному місці, не ближче 50 м від місця вибуху. При безкапсульному висадженні дозволяється виготовлення проміжних детонаторів безпосередньо біля свердловин.

17 Кількість виписаних в наряд-путівці ВМ на масове висадження повинна бути не більше розрахункової. Залишки ВМ після закінчення заряджання обов'язково мають бути повернуті на видатковий склад особами, що одержали їх за наряд-путівкою.

18 При використанні ДШ в обводнених свердловинах тривалий час його кінці, що перебувають у воді, необхідно ізолювати. Застосування ДШ-А дозволяється в тому випадку, коли його перебування у воді не перевищує 12 годин, причому, кінці його теж повинні бути ізольовані.

19 При заряджанні свердловин глибиною понад 10 м обов'язково робити дублювання мережі ДШ.

20 Монтаж підривної мережі роблять у суворій відповідності до проекту. Монтаж підривної мережі із ДШ починають із прокладання магістральних (основний і дублюючої) ліній ДШ. Після перевірки магістральних ліній ДШ і усунення дефектів приступають до приєднання трубок «NONEL», що виходять зі свердловин, до магістральної лінії за допомогою спеціальних зажимів фірми «Нітро Нобель», згідно з інструкцією (Додаток).

21 Поверхневі з'єднувальні блоки або піротехнічні реле КЗДШ (РП-8, РП-92), які застосовуються при короткоуповільненому висадженні, встановлюються у відповідності до схеми підривної мережі.

22 Після закінчення робіт з монтажу підривної мережі особа, відповідальна за висадження, особисто перевіряє правильність монтажу мережі. Особливу увагу варто звертати на надійність з'єднань ДШ та елементів НСІ, установки піротехнічних реле, приєднання свердловинних кінців ДШ до магістралі або дільничних ДШ, і виявлення ділянок ДШ із дефектами (пропуски серцевини, ущільнення й т.п.). Виявлені дефекти повинні бути усунуті.

23 При монтажі й прокладці мережі із ДШ не допускаються витки й скрутки на шнури, петлі, перетяги й гострі кути. При перетинанні шнурів між ними повинна міститися прокладка із ґрунту або дерева товщиною не менш 10 см.

24 При прокладці ДШ через камені не слід укладати шнур на гострі грані. Не допускаються наїзди на ДШ зарядних, набієчних і інших машин і механізмів.

25 При температурі повітря $+30^{\circ}$ і вище, детонуючий шнур, марки ДШ-А необхідно вкривати від впливу на нього прямих сонячних променів.

26 При використанні для монтажу підривної мережі ДШ забороняється закривати його каменями, щебенем або іншими предметами.

27 При використанні системи неелектричного ініціювання типу «NONEL» керуватися інструкцією з її експлуатації (Додаток).

28 При застосуванні ЭДКЗ їх підв'язують до ниток ДШ, що виходять зі свердловин, і надалі на блоці монтується електропідривна мережа.

29 З укриття виробляється вимір опору всієї мережі приладом-містком Р-353. Розбіжність замірного опору з розрахунком не повинне перевищувати 10 %.

30 Після перевірки правильності монтажу підривної мережі із-за межі небезпечної зони подається бойовий сигнал - два тривалих гудки сиреною.

31 Сигнал про вибух і розпорядження про підключення мережі до підривної машинки подається керівником вибуху тільки після того, як він одержав письмове підтвердження відповідального працівника кар'єру про те, що всі люди виведені за межі небезпечної зони й переконався, що всі заходи щодо техніки безпеки й охороні небезпечної зони виконано.

32 Вихід підричника з укриття й підхід до місця вибуху дозволяється після повного провітрювання місця висадження, від'єднання магістральних проводів від джерела й замикання їх накоротко.

33 Якщо при включенні струму вибуху не відбудеться, підричник (майстер-підричник) повинен від'єднати магістральні проведення від джерела струму, кінці їх накоротко замкнути, взяти із собою ключ від джерела струму й тільки після цього з'ясувати причини відмови. Після перевірки проводиться повторне включення струму за вищевикладеними правилами.

34 Сигнал «відбій» - 3 коротких гудки - подається після того, як в результаті огляду встановлено, що всі заряди вибухнули, й у вибої немає загрози обвалення нависів, що утворилися після вибуху.

35 Нависи, що утворилися після вибуху і створюють небезпеку для працівників, негайно ліквідуються під керівництвом технагляду, при неможливості швидкої їхньої ліквідації на небезпечних місцях виставляються знаки.

При наявності відмов їхня ліквідація проводиться згідно з Типовим проектом на ці роботи й «Технологічною інструкцією з попередження, виявлення й ліквідації свердловинних зарядів ВР, що відмовили на відкритих гірничих роботах (НПАОП 0.00-5.36-96).

Оцінка заходів екологічної безпеки при підричних роботах

Радіус небезпечної зони від враження шматками породи при основному висадженні.

Радіус небезпечної зони від враження шматками породи при основному висадженні визначений за формулою 1 Додатку 8 ЕПБ [7].

Як було визначено раніше (вираз 1.35) для випадку найбільшої потужності шару, що висаджується $H = 15,0$ м і відповідній йому сітці свердловин $a = b = 5,5$ м для умов найбільш міцних порід ($f = 9$) максимальна зона розлітання шматків висадженої гірської маси визначена радіусом $R = 400$ м.

Для шарів меншої потужності й відповідних їм менших параметрів сітки свердловин для умов найбільш міцних порід зона розльоту згідно з формулою 1 Додатка 8 ЕПБ буде відповідно зменшуватися, табл. 1.5

У кожному разі згідно з таблицею 3 ЕПБ [7] зона, небезпечна по розльоту шматків породи для людей повинна бути не менше 200 м. У нашому випадку розрахункова небезпечна по розльоту зона визначена радіусом в 400 м.

Відстань, безпечна за дією ударно-повітряної хвилі.

При одночасних вибухах свердловинних (шпурових) зарядів розпушування безпечна відстань по дії ударно-повітряних хвиль (УПХ) на засклення при висадженні порід VI - VIII груп за класифікацією ДБН А.2.2-3-99 визначається за формулами 12, 13, 14 Додатку 8 ЕПБ [7].

$$\left. \begin{aligned} r_{\dot{a}} &= 200 \cdot \sqrt[3]{Q_{\dot{y}}}, \text{ і} && \text{їдè } 5000 > Q_{\dot{y}} \geq 1000 \text{ êã (12)} \\ r_{\dot{a}} &= 65 \cdot \sqrt{Q_{\dot{y}}}, \text{ і} && 2 < Q_{\dot{y}} \leq 1000 \text{ êã (13)} \\ r_{\dot{a}} &= 63 \cdot \sqrt[3]{Q_{\dot{y}}^2}, \text{ і} && Q_{\dot{y}} < 2 \text{ êã (14)} \end{aligned} \right\} \quad (1.61)$$

де $Q_{\dot{y}}$ – еквівалентна маса заряду, кг; для групи з N свердловинних (шпурових) зарядів довжиною більше 12 своїх діаметрів

$$Q_{\dot{y}} = 12 \cdot p \cdot d \cdot K_{\dot{c}} \cdot N = 12 \cdot 18 \cdot 0,160 \cdot 0,002 \cdot 5 = 0,102 \text{ êã} \quad (1.62)$$

де p – місткість ВР в одному метрі свердловини (шпуру), кг;

d – діаметр свердловини (шпуру), м;

K_3 – коефіцієнт, що залежить від відношення довжини набійки до діаметра свердловини (шпуру); K_3 – табл. 8 Прил. 8 [7];

N – число свердловинних (шпурових) зарядів; (при КУП число зарядів у максимальній групі, у нашій типовій серії $N=6$)

Оскільки поверхнева мережа може бути представлена ДШ до обчисленого значення Q_3 , варто додати сумарну масу ВР, яка знаходиться в мережі ДШ.

Остаточно Q_3 для типової серії буде дорівнювати:

$$Q_3^{заг} = Q_3 + Q_{Дш} = 0,415 + 17,1 = 17,515 \text{ кг} \quad (1.63)$$

Розрахунок ведемо за ф-лою 13 (Додаток 8 ЕПБ) [7].

У випадку короткоуповільненого висадження з інтервалами від 30 до 50 мс результат необхідно помножити на 1,2.

Тому радіус небезпечної зони за дією УПХ буде дорівнювати

$$r_a = 1,2 \cdot 65 \cdot \sqrt{17,515} = 326 \text{ м} \quad (1.64)$$

Застосування неелектричних систем ініціювання

Система ініціювання «NONEL» розроблена фірмою Діно Нобель і з'явилась на світовому ринку з 1973 р. У наш час широко використовується в Україні при масових вибухах на кар'єрах гірничозбагачувальних комбінатів Кривого Рогу та на інших кар'єрах України. Вона заснована на базі хвилеводу низькоенергетичного типу. Ударна хвиля проходить по хвилеводу, що представляє собою пластмасову трубку, внутрішня поверхня якої покрита реактивною речовиною.

Ударна хвиля має достатню енергію для ініціювання елемента в капсулі-детонаторі, але недостатньо сильна, щоб розірвати хвилевід і ініціювати саме ВР. Швидкість ударної хвилі становить близько 2100 м/с.

З використанням системи «NONEL» заряди вибухових речовин можна ефективно ініціювати з донної частини свердловини, у той час як ДШ у більшості випадків ініціює заряд з поверхні. Застосування даної системи дозволить значно (в 2-3 рази) зменшити розліт шматків висадженої гірської маси й поліпшити якість її дроблення. Крім того, відсутність мережі ДШ на поверхні блоку, що підривається, у цьому випадку обмежить при висадженні радіус дії ударно-повітряної хвилі декількома десятками метрів. (Опис системи «NONEL» наведено в Додатку).

Заходи щодо зниження шкідливих викидів в атмосферу.

Застосування неводостійких аміачно-селітряних ВР в обводнених свердловинах приводить до часткового вимивання аміачної селітри, порушенню нульового кисневого балансу й виділенню у результаті вибуху отруйного газу СО і вуглецю в чистому виді. Тому не слід допускати контакту цих ВР із водою, застосовуючи гідроізолюючі оболонки або формуючи водні проміжки. До цього приводить також використання ВР із негативним кисневим балансом (тротил, конверсійні ВР) у сухих свердловинах.

З іншої сторони штучне порушення нульового кисневого балансу в позитивну сторону за рахунок додавання аміачної селітри до грамоніту 79/21, що іноді практикується у виробництві, приводить до виділення отруйних газів типу NO_x .

Застосування нижнього ініціювання за даними вітчизняних досліджень дозволяє знизити виділення газу СО на 11 %.

Зменшення виділення пилу й газів буде сприяти застосування водних проміжків і водної набійки. Для цього можна використовувати наявні в достатній кількості поліетиленові ємкості з-під мінеральної води й напоїв.

Після кожного масового вибуху допуск людей до місця роботи повинен здійснюється лише після зниження концентрації отруйних газів до припустимих меж і повного розсіювання хмари пилу, але не раніше чим через 30 хв. (п. 12 Інструкції з мір безпеки відносно отруйних газів, що утворюються при масових вибухах ЄПБ).

Заходи щодо зменшення санітарно-захисної зони при провадженні гірничих робіт. Об'єкти, що підлягають охороні від негативної дії масових вибухів, представлені: за рухом рози панівних вітрів на відстані 400 м житловими будівлями.

Крім того, ПГХ на своєму шляху обтікає відвал порід розкриву, що знаходиться на відстані 20 м від контуру кар'єра.

Виходячи з вищезазначеного сектори наближені до родовища території потребують особливого захисту. В цьому випадку з метою забезпечення необхідних умов експлуатації житлових будівель проектом передбачено:

1 При відпрацюванні східної частини родовища фронт видобувних робіт і відповідно поздовжня орієнтація блоків кожного масового висадження має бути меридіональною, а відповідно залишків запасів в північній та південно-західній частинах - широтною.

2 Комутацію рядів свердловинних зарядів при відпрацюванні східної частини родовища слід здійснювати діагональними схемами коротко-уповільненого підривання з розташуванням врубу з північного боку і орієнтацію діагональних рядів свердловинних зарядів паралельно основній системі природних вертикальних тріщин. Це дасть можливість вести відбійку гірської маси перпендикулярно системі природних розкритих тріщин в північно-західному напрямку і спрямувати максимум сейсмічної дії в безпечному південно-східному напрямку зменшивши його загальну величину в 1,2-1,7 рази шляхом перерозподілу вибухової енергії на корисну дію.

3 В південно-західній та північній частинах родовища орієнтація діагональних рядів на блоках, що підлягають висадженню, з цією ж метою має бути також по напрямку з розміщенням врубу в південно-західній частині на лівому фланзі, тобто з західного боку і відповідно в північній частині родовища з правого флангу, або на сході.

4 Для гарантії умов безпеки від надмірного розлітання шматків висадженої гірської маси і одночасно створення безпеки для промислових та житлових об'єктів від дії ударно-повітряних хвиль технологія буропідривних робіт передбачає застосування виключно неелектричної системи ініціювання зарядів типу «Нонель», або якісних вітчизняних аналогів типу «Імпульс» та «Пріма-Ера»; ефект скорочення зони розлітання при цьому досягається в 2-3 рази порівняно з традиційним застосуванням детонуючого шнура та піротехнічних реле.

5 З метою максимального зменшення дії ударно-повітряної хвилі, локалізації розлітання гірської маси, а також зменшення сейсмічного впливу на довкілля конструкції свердловинних зарядів мають передбачати внутрішньо-свердловинне уповільнення, щоб забезпечити їх детонацію тільки з донної частини до верху. При цьому у випадку суцільної колонки заряду основний і дублюючий

проміжний детонатори мають бути розташовані лише в нижній частині заряду, а у випадках розосередження заряду верхній проміжний детонатор повинен мати уповільнення по відношенню до нижнього. Загальна інтенсивність поверхневих сейсмічних хвиль під час вибуху за рахунок цього зменшується залежно від технологічних умов в 1,4-2,4 рази, а виділення отруйного газу CO на 11 %.

6 Для забезпечення належної якості подрібнення гірської маси, а також зменшення викидів отруйних газів і пилу під час проведення масових висаджень слід застосовувати потужну водостійку емульсійну вибухову речовину, наприклад, україніт-ПП-2Б, яка має нульовий кисневий баланс.

7 Подальшого зменшення обсягу пилогазових викидів буде досягнуто шляхом застосування за певних умов водних або, повітряних проміжків в зарядних колонках. Одночасно цим буде досягнена економія вибухових речовин без погіршення якості вибухового руйнування гірської маси. При цьому також має місце суттєве (в 1,2-1,4 рази) зменшення загальної інтенсивності сейсмічної дії вибуху.

8 Зменшенню пилогазових викидів буде сприяти попереднє зволоження технологічного блоку перед висадженням, а також застосування в складі набійки нейтралізаторів отруйних газів.

9 У випадку застосування неводостійких аміачно-селітряних ВР розміщення їх у обводнених свердловинах передбачає їх гідроізоляцію за допомогою поліетиленових рукавів, що попередить часткове вимивання аміачної селітри, порушення кисневого балансу і відповідно виділення отруйного газу CO, а також чистого вуглецю.

10 Зменшення негативного впливу на житлові об'єкти до безпечного рівня досягнуто шляхом мікрорайонування кар'єрного поля щодо сейсмобезпечних мас зарядів та орієнтування вибухових блоків, які визначаються на підставі оцінки конструктивних особливостей, призначення і стану об'єктів, що підлягають захисту, під час проведення технологічних масових вибухів.

11 Проектом передбачено руйнування негабаритних фракцій гірської маси за допомогою механічних пристроїв, що також суттєво зменшить ударно-повітряний

вплив, розлітання гірської маси та пилогазові викиди з боку кар'єрів на житлову зону і довкілля і буде сприяти зменшенню його санітарно-захисної зони.

1.4.2 Заходи екологічної безпеки та охорони праці і здоров'я при переробці видобутої нерудної сировини на кар'єрах із зменшеною СЗЗ

Для забезпечення дотримання норм охорони праці й техніки безпеки при роботі на ДСЗ і кар'єру передбачається виконання таких заходів:

Робочі площадки приймальних і розвантажувальних пристроїв повинні бути обладнані звуковою й світловою сигналізацією, призначеною для оповіщення обслуговуючого персоналу.

У зимову пору року під'їзди до приймальних площадок бункерів повинні систематично очищатися від снігу, а на кривих ділянках і ділянках з ухилами - посипатися піском або дрібним щебенем; у літню пору для придушення пилу дороги необхідно поливати водою або іншими єднальними речовинами.

Для усунення зависання щебеню у бункерах повинні застосовуватися спеціальні пристосування (електровібратори). Спуск людей для цих цілей у робочий простір дробарки забороняється.

Робоча площадка оператора, що спостерігає за подачею щебеню у дробарку і її роботу, повинна мати ґратчасті металеві огороження для запобігання від можливого викиду шматків щебеню із дробарки на площадку. При потраплянні в робочий простір дробарок більших шматків щебеню, вони повинні бути розбиті власним гідромолотом дробильної установки.. Добування застряглих у дробарці шматків щебеню вручну забороняється.

При спуску людей у робочий простір дробарок обов'язкове застосування запобіжних поясів і облаштуванні над завантажувальними отворами дробарок тимчасових настилів, що охороняють людей від випадкового падіння сторонніх предметів.

Перекриття й площадки, на яких розташовуються вібраційні грохоти, повинні бути розраховані на сприйняття й поглинання вібрацій, що виникають при роботі вібраційних і швидкохідних грохотів.

У розвантажувальних і завантажувальних вирвах грохотів по всій їхній ширині повинні бути передбачені захисні пристосування, що охороняють обслуговуючий персонал від випадкового викиду шматків щебенів.

Перед запуском грохотів у роботу необхідно ретельно оглянути всі кріплення, звернувши особливу увагу на кріплення неврівноважених дебалансних вантажів. З метою попередження викиду шматків щебенів із дробарок завантажувальні отвори конусних дробарок повинні закриватися глухими знімними огороженнями, щоконусних дробарок - захищатися бічними глухими огороженнями висотою не менш 1 м з козирками, що перешкоджають викиду шматків щебенів з робочого простору дробарки.

Всі обслуговуючі площадки, перехідні містки й сходи повинні бути міцними, стійкими й обладнані поручнями висотою не менш 1 м з поперечиною й суцільним обшиванням по низу поруччя на висоту 0,14 м. Робочі площадки, розташовані на висоті більше 0,3 м, повинні бути обгороджені поруччям і обладнані сходами.

Сходи до робочих площадок і механізмів повинні мати кут нахилу: постійно експлуатовані – не більше 45° ; відвідувані 1 – 2 рази в зміну – не більше 60° ; у зумпфах, колодязях – до 75° .

Мінімальна відстань між суміжними габаритами машин й апаратів і від стін до габаритів устаткування повинне бути: на основних проходах - не менш 1,5 м; при робочих проходах між машинами - не менш 1 м; на робочих проходах між стіною й машинами - не менш 0,7 м; місцеві звуження при дотриманні нормальних робочих проходів між машинами або між стінкою й машиною - не менш 0,7 м; на проходах до баків і резервуарам для обслуговування й ремонту - не менш 0,6 м.

Конвеєрна лінія запускається по ланцюжку від штабельного конвеєра на ДСЗ до забійних у кар'єрі.

Всі частини, що рухаються, машин і механізмів, ремінні й інші передачі повинні мати огороження, що виключають доступ до них під час роботи. Огороження частин, що рухаються, повинне бути надійно закріплено.

Оберткові частини (вали, муфти, шківни, барабани й т.п.) повинні мати суцільні або сітчасті огороження з розміром отворів не більше 25×25 мм. Сітчасте

огороження барабанів конвеєрів допускається з розміром отворів не більше 40×40 мм. Зубчасті й ланцюгові передачі незалежно від висоти їхнього розташування й швидкості руху повинні мати суцільні огороження.

Перед пуском устаткування в роботу повинен бути поданий попереджувальний сигнал. Перед запуском у роботу встаткування, що перебуває поза зоною видимості, повинен бути поданий звуковий попереджувальний сигнал тривалістю не менш 10 с. Після першого сигналу повинна передбачатися витримка часу не менш 30 с, після чого перед пуском устаткування повинен подаватися другий сигнал тривалістю 30 с. Запуск механізмів й устаткування повинен бути повністю заблокований з виконанням зазначеної витримки часу. Крім того, запуск такого встаткування сповіщається гучномовним зв'язком із вказівкою найменування й технологічної нумерації встаткування, що запускає. У місцях з підвищеним рівнем шуму повинна також передбачатися дублююча світлова сигналізація.

До електроустановок і ведення технічної документації дробильно-сортувального заводу пред'являються вимоги діючих “Правил облаштування електроустановок споживачів”, “Правил технічної експлуатації електроустановок споживачів” й “Правил техніки безпеки при експлуатації електроустановок споживачів” (ПТЕ й ПТБ).

Будинки й спорудження повинні бути забезпечені захистом від блискавок. Всі робітники, що надходять на ДСЗ, зобов'язані пройти з відривом від виробництва попереднє навчання по охороні праці, техніці безпеки й здати екзамен із затвердженої програми.

Місця ДСЗ і кар'єру, небезпечні для пересування людей (вхід на склади й відвали, територія навколо пересувних конвеєрів, уздовж доріг) повинні бути обгороджені й позначені попереджувальними плакатами.

Відповідальним по технагляду на ділянці робіт механізмів і людей у кар'єрі є майстер, вказівка якого є для всіх працюючих обов'язковими. Перед початком роботи зміни він ретельно перевіряє стан робочих місць і тільки при відсутності яких-небудь порушень, вимог і норм правил безпеки й охорони праці дозволяє провадження робіт.

Переробні й транспортні машини повинні втримуватися в справному стані й бути постачені безвідмовно діючими гальмами, звуковими сигналами, а також мати огороження доступних частин, що рухаються, і висвітлення.

Експлуатація навантажувальної техніки вимагає строгого дотримання спеціальних вимог. Під час роботи навантажувальної техніки люди повинні перебувати поза зоною руху ковша. Робота навантажувальної техніки над козирком і навісами забороняється. У неробочий час ківш навантажувальної техніки повинен бути опущений на землю, кабіна замкнена. При пересуванні навантажувальної техніки ківш повинен бути спорожнений і повинен перебувати не вище 1 м від землі, а стріла встановлюється по ходу.

При роботі бульдозерів відстань від краю гусениць до брівки укусу повинне бути не менш 1,5 м. Максимальні кути укусу вибою бульдозера не можуть перевищувати на підйом 25 град. і під ухил 30 град. Не дозволяється залишати бульдозер із працюючим двигуном без догляду, ставати на підвісну раму й відвальний пристрій. При ремонті, огляді, змащенні й регулюванні, двигун повинен бути зупинений, а відвал опущений.

При знаходженні автотранспорту на автодорогах ДСЗ видимість автомобіля повинна бути на відстані не менш 50 м, а дороги 30 м. Ширина проїзної частини доріг, радіуси кривих визначені проектом, і повинні неухильно дотримуватися.

Узимку автодороги повинні бути регулярно очищені від снігу й ожеледі, а на закругленнях і ділянках з ухилом - посипані піском, щебенем або відсівом. Улітку, з метою боротьби з пилом, внутрідільничні дороги ДСЗ повинні бути періодично политі водою. Кабіни автосамоскидів повинні бути обладнані козирками. Якщо такі відсутні, то під час навантаження водій автосамоскида повинен установити машину так, щоб кабіна перебувала поза радіусом дії ковша екскаватора, вийти з кабіни й вийти в безпечне місце.

До технічного керівництва гірничими роботами на кар'єрі допускаються особи, що мають закінчене вище й середнє гірничотехнічну освіту або закінчили спеціальні курси й мають право відповідального ведення гірничих робіт.

До керування основними машинами й механізмами допускаються особи не молодше 18 років, що пройшли спеціальний медичний огляд. Перед початком роботи з усіма знову прийнятими робітниками інженерно-технічний персонал проводить загальний вступний інструктаж і спеціальний інструктаж на робочому місці.

У приміщеннях, на робочих місцях і на шляхах пересування людей необхідно вивісити плакати й попереджувальні написи по техніці безпеки.

Забезпечити вагончик ДСЗ необхідним устаткуванням і медикаментами для надання першої медичної допомоги потерпілим. Установити на території ДСЗ вагончик і побудувати туалет. Установити в приміщенні обігріву й прийому їжі прилад для кип'ятіння води й бачок для зберігання кип'яченої води.

Ремонт гірничих, транспортних, будівельно-дорожніх машин необхідно робити відповідно до графіка планово-попереджувальних ремонтів.

Забороняється проводити ремонтно-монтажні роботи безпосередньо біля уступів, відкритих рухливих частин механічних установок, а також поблизу електричних проводів й устаткування, що перебуває під напругою, якщо вони не обгороджені.

До обслуговування й ремонту електроустаткування допускаються працівники, які мають відповідну групу по електробезпечності відповідно до Правил безпечної експлуатації електроустановок споживачів, затверджених наказом Комітету з нагляду за охороною праці Міністерства праці й соціальної політики України від 09.01.98 р. № 4, зареєстрованим у Міністерстві юстиції України 10.02.98 за № 93/2533.

Ремонт і заміну частин механізмів можна робити тільки після повної зупинки машини, блокування пускових апаратів, які надають руху механізмам, на яких проводяться ремонтні роботи. Під час виконання ремонтних робіт допускається подача електроенергії згідно зі спеціальним проектом організації робіт.

Ремонти, пов'язані з поновленням або заміною несучих металоконструкцій устаткування, необхідно погоджувати із заводом-виробником і виконувати під

керівництвом посадової особи, в обов'язку якого покладене здійснення контролю за безпечним виконанням робіт.

На всі види ремонтів основного технологічного встаткування необхідно обов'язково встановити інструкції (технологічні карти, установки, проекти організації робіт), якими визначаються порядок і послідовність робіт, необхідні пристрої й інструменти, які забезпечують їхню безпеку, з урахуванням вимог інструкцій для експлуатації заводу-виробника й місцевих умов їхнього застосування.

Інструкція для експлуатації технологічного встаткування повинна перебувати в доступному для обслуговуючого персоналу місці. Додатково до інструкції для експлуатації необхідно дотримувати загальні законодавчі й інші обов'язкові приписання по безпеці, а також правила техніки безпеки й охорони навколишнього середовища.

Всі роботи на установках має право виконувати тільки спеціально підготовлений персонал. При дистанційному керуванні механізмами ДСЗ повинна бути передбачена сигналізація про пуск, що включається за 30 с до пуску. При виробництві ремонтно-технічних робіт механізми ДСЗ повинні бути захищені від випадкового включення.

Необхідно регулярно проводити зовнішній огляд механізмів ДСЗ із метою виявлення можливих ушкоджень і поломок. При порушенні роботи механізми ДСЗ необхідно негайно вимкнути, знеструмити й запобігти мимовільному руху елементів. Ушкодження повинні бути усунуті тільки спеціальним персоналом.

На автоматизованих апаратурах у місцях, небезпечних для людей і тварин перед уведенням в експлуатацію повинні бути встановлені відповідні огороження.

Будівельні конструкції галерей й естакад необхідно виконувати з металу. На приводних станціях і перевантажувальних пунктах, а також по довжині конвеєра повинні бути встановлені засоби пожежогасіння й пожежної сигналізації.

На підприємстві повинен бути затверджений перелік працівників, які здійснюють контроль технічного стану й безпечної експлуатації конвеєрного транспорту.

Конвеєрні лінії й установки повинні бути обладнані:

- пристроєм для аварійної зупинки конвеєра з будь-якої точки уздовж його довжини;
- сигналізацією про початок запуску;
- пристроями, які блокують й унеможливають дистанційний пуск після спрацьовування захисту конвеєра;
- засобами зменшення пилоутворення й надходження пилу в повітря робочої зони;
- пристроями захисту від пробуксовок;
- пристроями, які запобігають бічний схід стрічки, і датчиками від бічного сходу стрічки, які виключають привод конвеєра у випадку сходу стрічки більше чим на 10 % її ширини;
- місцевими блокуваннями, які запобігає пуск конвеєрів з пульта керування;
- перехідними містками з відстанню між ними не більш ніж 100 м, обгородженими поруччям висотою не менше ніж 1 м й обладнаними неслизьким помостом шириною не менше ніж 0,7 м;
- захисними пристроями в місцях проходу працівників під конвеєрами для захисту їх від падаючих шматків матеріалу, що транспортується;
- пристроями, які вловлюють вантажну ланку стрічки під час її розривання, або пристроями, які контролюють цілісність тросів стрічки, якщо конвеєр установлений з кутом нахилу більше чим 10° ;
- пристроями для механізованого очищення стрічки й барабанів від налиплого матеріалу;
- пристроями, які виключають привод конвеєра у випадку заштибовки розвантажувальних вирв і ринв;
- автоматично діючим гальмовим і храповим пристроєм, що спрацьовує під час зупинки привода й запобігає переміщення вантажної стрічки у зворотному напрямку, якщо конвеєр установлений з кутом нахилу більше чим 6° ;
- пристроями, які виключають привод у випадку розриву стрічки або тросів натяжних пристроїв.

Конструкцією конвеєра необхідно передбачити легкий і безпечний доступ до встаткування, елементам, блокам і контрольним засобам, які мають потребу в періодичних перевірках, обслуговуванні, ремонтах, монтажі й демонтажі.

У темну пору доби всі робочі місця й проходи повинні бути освітлені. Затемнені місця галереї повинні обов'язково висвітлюватися й у денну пору.

У виробничих приміщеннях, галереях і на естакадах уздовж траси конвеєрів повинні бути проходи:

- з однієї сторони конвеєра - не менше ніж 0,8 м, з іншого боку - не менше ніж 0,7 м при ширині стрічки до 1,4 м;

- між двома й більше паралельними конвеєрами - не менше ніж 1,0 м;

- між стінкою галереї й станиною конвеєра - не менше ніж 0,7 м при ширині стрічки до 1,4 м.

Забороняється перебування персоналу в проходах для проведення монтажу й ремонту під час роботи конвеєра.

Всі обертові частини (ремені й інші передачі, муфти), приводні, натяжні, що відхиляють і кінцеві станції стрічкових конвеєрів повинні бути огорожені. Огородження повинне бути заблоковано із приводним двигуном конвеєра так, щоб виключалася можливість пуску його в роботу, якщо знято огороження. З боку основного проходу для працівників по всій довжині робочої й холостої стрічки їх необхідно огорожувати суцільними рознімними, не заблокованим із приводом конвеєра огороженнями. З боку монтажного проходу ролики робочої й холостої галузей конвеєра можуть не захищатися за умови встаткування входів у цю зону дверима, заблокованими із приводом конвеєра, що запобігають входу працівників у цю зону під час роботи конвеєра.

Огородження можуть бути виготовлені із суцільного листового металу, сітки й інших міцних матеріалів. Розмір вічка сітки повинен бути не більш ніж 25x25 мм. Допускається огороження барабанів конвеєрів з розмірами вічка до 40x40 мм.

Зубчасті й ланцюгові передачі необхідно огорожувати суцільними огороженнями.

Ремонтні роботи, ручне змащення й очищення конвеєра необхідно проводити тільки у випадку, якщо конвеєр зупинений і пусковий пристрій заблокований.

Збирання просипаного матеріалу під стрічковими конвеєрами необхідно здійснювати механізованим способом (гідравлічне збирання). Збирання матеріалу вручну під головними, хвостовими й барабанами, що відхиляють, дозволяється тільки у випадку, якщо конвеєр зупинений, електрична схема його роз'єднана, а на пускових пристроях вивішені плакати "Не включати! Працюють люди".

Робота на заштибованих конвеєрах забороняється. Справність пристроїв очищення стрічки конвеєра від налиплого матеріалу повинна перевірятися кожену зміну посадовою особою, в обов'язок якого входить здійснення контролю за безпечним виконанням робіт.

Забороняється:

- перевезення працівників на конвеєрах;
- транспортування встаткування на стрічці;
- сипати на приводний барабан каніфоль або інші матеріали для усунення пробуксовування стрічки;
- направляти рукою стрічку, що рухається;
- проводити ручне збирання з-під конвеєрів просипаної породи, під час їхньої роботи.

Спуск у бункери й робота в них проводяться під наглядом посадової особи, в обов'язку якого входить здійснення контролю безпечного виконання робіт.

Спуск працівників у бункери дозволяється по сходах після зупинки завантажувальних конвеєрів і живильники й блокування можливості їхнього запуску.

На рукоятках виключених пускових апаратів конвеєрів повинні бути вивішені плакати "Не включати! Працюють люди".

Працівники, які спускаються в бункер, повинні пройти інструктаж з питань охорони праці відповідно до НПАОП 0.00-4.12-05 безпосередньо на робочому місці й бути забезпечені запобіжними поясами й канатами, закріпленими у верхній частині бункера.

Для освітлення бункера необхідно застосовувати світильники в рудничному виконанні. Перед відвідуванням працівниками закритих бункерів, ємкостей, приміщень, що містять усередині речовини, які можуть виділяти шкідливі компоненти, необхідно провести аналіз проб повітря й ужити заходів для захисту персоналу.

Проходи й проїзди під естакадами (галереями) конвеєрів повинні бути захищені суцільними навісами, які виступають за габарити естакад (галерей) по ширині не менше ніж на 1,0 м з кожної сторони.

Заходи, що забезпечують безпеку населення передбачають відповідні пости на безпечній відстані й оповіщення при буровибухових роботах. Придушення пилу здійснюється шляхом поливу технологічних доріг і робочих вибоїв кар'єру. Узимку автодороги повинні регулярно очищатися від снігу й полою, а на закругленнях і ділянках з ухилом - посипатися піском, щебенем або відсівом. Улітку, з метою боротьби з пилом, дороги періодично поливаються водою.

Забезпечується спорудження огорожень навколо бортів кар'єру, уздовж брівок уступів, складів і відвалів на які ведуться роботи. Огородження влаштовується з розкривних порід валів висотою 1 м і шириною основи не менш 2,5 м.

Місця в кар'єрі й на поверхні, небезпечні для пересування людей (входи у в'їзну траншею, на проммайданчик ДСЗ і відвали, а також уздовж доріг) повинні бути обгороджені попереджувальними плакатами, написами й різними загородженнями.

Забороняється знаходження сторонніх осіб не пов'язаних з основними гірничотехнічними процесами на території ведення робіт гірничого підприємства. Охорона, керівництво й відділ охорони праці підприємства здійснює контроль за заходами, що гарантують безпека населення, а також не допускають знаходження сторонніх осіб (населення) на території земельного відводу.

1.4.3 Протиаварійний захист на кар'єрах при їх функціонуванні в умовах зменшення СЗЗ

Характерними джерелами аварій на окремих виробничих процесах у кар'єрі є:

- при транспортуванні гірничої маси – транспорт, що рухається, і падіння гірничої породи з транспорту;

- при ремонті гірничого устаткування – деталі машин і механізмів, падіння людей з висоти;

- при експлуатації, ремонті й обслуговуванні кар'єрних електроспоживачів – ураження електричним струмом і падіння людей з висоти;

- при будівництві й ремонті внутрішньо кар'єрних автомобільних і залізничних шляхів – транспорт, що рухається, шматки дорожнього матеріалу, що розлітаються від механічного впливу;

- при веденні буро вибухових робіт шматками гірничої породи, що розлітаються від вибуху, токсичними газами, повітряною ударною хвилею і сейсмічною дією при вибухах;

- при неналежному забезпеченні стійкого стану бортів кар'єру протягом усього терміну його існування, стійкості уступів і відвалів – руйнування бортів, зсуви, обвалення гірничої маси, перевищення кутів укосу, перевищення висоти уступів, не дотримування ширини робочих площадок і запобіжних берм;

- затоплення кар'єру – відсутність водовідвідних нагірних каналів, зумпфів, механічних пристроїв водовідводу;

- при забрудненні атмосферного повітря шкідливими газами – машини та механізми;

- пилоутворення на кар'єрі та кар'єрних автодорогах – машини та механізми.

Основними причинами нещасних випадків при транспортуванні гірничої маси є:

- порушення правил руху транспортних засобів;

- перевищення установленної швидкості руху;

- проїзд під знаки, що забороняють, виїзд на смугу зустрічного руху;

- в'їзд на ділянки автодоріг і відвалів, не огорожених від призми обвалення і

т.д.

Усі роботи в кар'єрі повинні проводитись у відповідності з „Правилами безпеки при розробці родовищ корисних копалин відкритим способом”.

Відповідальність за експлуатацію машин та механізмів кар'єру покладається на начальника кар'єру і підлеглий йому персонал в об'ємах, передбачених посадовими інструкціями.

Усі робітники повинні знати і виконувати діючі ПТЕ, ПБ, посадові інструкції, пройти навчання безпечним методам роботи на робочому місці й перевірку знань у кваліфікаційній комісії із присвоєнням відповідної кваліфікаційної групи.

До керування гірничими та транспортними машинами допускаються особи не молодше 18 років, які пройшли спеціальне навчання та отримали посвідчення на право керування відповідною машиною. Кожен робітник до початку роботи повинен переконатись у безпечному стані свого робочого місця, перевірити справність запобіжних обладнань, інструментів і пристосувань, потрібних для роботи.

Забороняється видача нарядів на роботу в місця, де є порушення правил безпеки, крім робіт по усуненню цих порушень.

Перед запуском механізмів та початком руху машин обов'язково потрібно подати звукові сигнали, які повинні знати усі працюючі.

Вантажно-розвантажувальні роботи повинні здійснюватись відповідно до вимог СНіП 111-4, а переміщення вантажів згідно з ГОСТ 12.3.020.

Рух автосамоскидів в кар'єрі повинен проводитись без обгону, регулюватися стандартними дорожніми знаками з числа передбачених правилами дорожнього руху.

Виробничі процеси повинні відповідати вимогам безпеки згідно з ГОСТ 12.3.002.

На проведення робіт, до яких поставлені підвищені вимоги з ТБ повинні видаватися письмові наряди-допуски. Перелік цих робіт установлюється підприємством.

Основними причинами нещасних випадків при ремонті транспортних засобів і гірничого устаткування є:

- недостатньо високий рівень механізації ремонтних робіт;

- неправильне розміщення робітників, що створює стиснуті, незручні умови для роботи;

- виконання робіт особами, що не мають достатньої кваліфікації і навичок у роботі;

- відсутність технологічних карт на ремонтні операції.

Наслідком цього є застосування працюючими небезпечних прийомів роботи, використання випадкових предметів чи інструментів, що не відповідають даному виду роботи.

Відповідальність за експлуатацію машин та механізмів кар'єру покладається на начальника кар'єру і підлеглий йому персонал в об'ємах, передбачених посадовими інструкціями.

Ремонт гірничих, транспортних, допоміжних машин та пристроїв проводиться у відповідності з затвердженим графіком ППР.

На всі види ремонтів технологічного устаткування необхідно обов'язково складати інструкції (технологічні карти на ремонтні операції), що забезпечують їх безпеку.

Перед проведенням робіт повинна бути призначена відповідальна особа за їх ведення, а робітників, які зайняті на ремонті, необхідно ознайомити з інструкціями під розпис.

Все виробниче обладнання повинно відповідати вимогам безпеки згідно з ГОСТ 12.2.003.

Гірничі, транспортні та дорожно-будівельні машини повинні бути в робочому стані та обладнані діючими сигнальними пристроями, гальмами, огорожею доступних частин, які рухаються, протипожежними засобами, мати комплект робочого інструменту та необхідну контрольно-вимірювальну апаратуру.

Перед запуском механізмів та початком руху машин обов'язково потрібно подати звукові сигнали, які повинні знати всі працюючі.

Особи, допущені до ремонту електрообладнання, повинні мати відповідну групу з електробезпеки згідно з „Правилами техніки безпеки при експлуатації електроустановок споживачів”.

Основними причинами нещасних випадків при навантаженні гірничої маси в транспортні засоби є:

- перебування робочого персоналу в небезпечній зоні працюючого екскаватора чи транспортного засобу, що маневрує;
- від падіння шматків гірничої маси з вибою і з робочих органів навантажувальних машин.

Вантажні роботи повинні здійснюватись відповідно до вимог СНіП 111-4. Виробничі процеси повинні відповідати вимогам безпеки згідно з ГОСТ 12.3.002.

При навантаженні гірничої маси в транспортні засоби машиністом екскаватора повинні обов'язково подаватись звукові сигнали:

- „Стоп” – один короткий;
- подача під вантаження – два коротких;
- початок навантаження – три коротких;
- закінчення навантаження й дозвіл на від'їзд – один довгий.

Таблиця сигналів повинна бути вивішена на кузові екскаватора на видному місці і з нею повинні бути ознайомлені водії транспорту.

Забороняється перебування людей (включаючи й обслуговуючий персонал) у зоні дії ковша.

Забороняється відпочинок у небезпечній зоні працюючих механізмів, на транспортних шляхах, в забоях, біля укосів та устаткування.

Основними причинами нещасних випадків при веденні буро вибухових робіт є:

- виконання робіт особами, що не мають достатньої кваліфікації і навичок у роботі;
- перебування обслуговуючого персоналу в небезпечній зоні дії вибуху;
- від падіння шматків гірничої маси, токсичних газів, повітряної ударної хвилі і сейсмічних коливань при вибуху.

Всі роботи в кар'єрі повинні проводитись у відповідності з „Правилами технічної експлуатації для підприємств, розроблюючих родовища відкритим способом”, „Єдиних правил безпеки при вибухових роботах”, інструкцій і норм безпеки вибухової справи, типовим проектом виробництва БВР, який є складовою

частиною документації, необхідної для отримання дозволу на право виробництва ВР, і служить підставою для складання проектів на проведення вибухових робіт.

Типовий проект БВР складається і затверджується підприємством підрядником, узгоджується заказником і вводиться в дію наказом по підприємству підрядника.

Проект МВ зарядів свердловин складається після виконання бурових робіт і вимірів фактичних параметрів пробурених свердловин.

Буріння свердловин виконується за проектом бурових робіт, який складається маркшейдером кар'єру на підставі типового проекту БВР.

Кожному проекту привласнюється номер і дата його складання.

Після вибурювання блоку виконується маркшейдерська зйомка фактичних параметрів свердловин на блоці і складається план розташування свердловин в М 1: 500.

Проект МВ складається підприємством підрядника не пізніше, ніж за одну добу до завезення ВМ на блок.

Проект МВ повинен складатися з графічної частини, записки пояснення і необхідних додатків.

Проект МВ затверджується відповідальним керівником підприємства підрядника і узгоджується заказником не пізніше за добу до завезення МВ на блок.

На підставі проекту МВ видаються накази по підприємству підрядника і заказника з вказівкою дати виробництва ВР.

Наказом по підприємству підрядника призначаються:

- відповідальний керівник вибухових робіт;
- відповідальний за охорону ВМ і їх доставку на місце виробництва вибухових робіт;
- відповідальний за виготовлення ВР на блоці.

Наказом заказника призначаються:

- відповідальний за підготовку території кар'єру до виробництва ВР;
- відповідальний за вивід людей за межу небезпечної зони вибуху і виставляння постів;
- відповідальний за огороження меж небезпечної зони;

- відповідальний за відключення електроенергії в небезпечній зоні вибуху;
- відповідальний за підготовку сирени і подачу звукових сигналів.

Після видання наказів керівник вибухових робіт організовує ознайомлення персоналу, зайнятого на цих роботах з документами під підпис в книзі нарядів.

Перевезення МВ виконується по узгодженому маршруту.

Перед ВР проводиться сумісна нарада за погодженням питань безпечного виконання МВ, складається розпорядок вибуху.

З моменту завезення ВМ на блок вступає в силу пропускний режим.

Перед монтажем вибухової мережі (установка піротехнічних реле) по команді керівника вибухових робіт подається попереджувальний сигнал, виставляються пости оточення. Відповідальний за вивід людей письмово докладає керівнику вибуху про те, що люди виведені, пости виставлені, електроенергія відключена.

Виконується монтаж вибухової мережі.

Після монтажу вибухової мережі старший підривник виводить персонал, який проводить вибухові роботи, на місце збору за межі небезпечної зони і дає письмове повідомлення керівнику вибуху про те, що вибуховий персонал виведений, монтаж ВС виконаний відповідно до проекту і блоки (блок) готовий до вибуху.

Перевіряється електровибухова мережа.

По команді керівника вибухових робіт подається „Бойовий” сигнал – два гудки тривалістю по 5 хв. з інтервалом 30 сек.

З початком звучання бойового сигналу виробляється монтаж бойового вузла.

Після закінчення звучання „Бойового” сигналу керівник вибухових робіт передає ключ від вибухової машинки підривнику і дає команду на вибух.

Допуск в кар'єр осіб для перевірки блоків на повноту вибуху не раніше як через 30 хв. і після повного провітрювання кар'єру, розсіювання пило-газової хмари і відновлення видимості в кар'єрі.

Після огляду місця вибуху і відсутності „відмов”, керівник дає команду на подачу сигналу „Відбій” – три гудки тривалістю по 10 сек.

При виявленні „відмов” керівник МВ спільно з керівництвом кар'єру ухвалює сумісне рішення про продовження або припинення вибухових робіт.

Ліквідація „відмов” виробляється відповідно до „Технічної інструкції по попередженню, виявленню і ліквідації зарядів свердловин ВР, що відмовили на відкритих гірничих роботах”.

До ведення вибухових робіт допускаються особи не молодше 20 років, які пройшли спеціальне навчання, здали екзамени та отримали посвідчення „єдину книжку вибухівника”.

Основними причинами нещасних випадків при аваріях, викликаних неправильними діями інженерно-технічними працівників є:

- допуск до виконання складних виробничих операцій осіб, що не пройшли спеціального навчання;

- відсутністю чи низькою якістю інструктажу з техніки безпеки;

- незадовільними організацією і утриманням робочих місць;

- самоусуненням від нагляду за дотриманням працюючими правил безпеки;

- допуском до виконання роботи працюючих, не придатних по стану здоров'я до її виконання в тих чи інших конкретних умовах та іншими причинами.

Всі роботи в кар'єрі повинні проводитись у відповідності з „Правилами безпеки при розробці родовищ корисних копалин відкритим способом”, дотриманням вимог діючих будівельних норм і правил та інших нормативно-технічних документів з охорони праці.

До технічного керівництва гірничими роботами допускаються особи, які мають закінчену вищу освіту.

Посадові особи зобов'язані не менше одного разу за три роки проходити перевірку знань з „Правил безпеки при розробці родовищ корисних копалин відкритим способом”, вимог діючих будівельних норм і правил та інших нормативно-технічних документів з охорони праці у вище стоячих організаціях або в органах Держнаглядохоронпраці.

До керування гірничими та транспортними машинами допускаються особи не молодше 18 років, які пройшли спеціальне навчання та отримали посвідчення на право керування відповідною машиною.

Знати і виконувати діючі ПТЕ, ПБ, посадові інструкції, пройти навчання по безпечних методах роботи на робочому місці й перевірку знань кваліфікаційною комісією з присвоєнням відповідної кваліфікаційної групи.

Особи, допущені до ремонту електрообладнання, повинні мати відповідну групу з електробезпеки згідно з „Правилами техніки безпеки при експлуатації електроустановок споживачів”.

Гірничі роботи повинні вестись відповідно до затверджених паспортів, які визначають допустимі розміри робочих площадок, берм, кутів укосів, висоту уступів, відстань між устаткуванням до бровок уступів та відвалів. Паспорта повинні знаходитись на гірничих машинах.

Відповідальність за правильну експлуатацію машин та механізмів кар'єру покладається на начальника кар'єру і підлеглий йому персонал в об'ємах, передбачених посадовими інструкціями.

Медичні огляди працюючих – відповідно наказу № 655 від 29.09.89 р.

Повинні бути передбачені заходи по безпечному веденню гірничих робіт згідно з ДНАОП 12.11-1.01-94.

Виробничі процеси повинні відповідати вимогам безпеки згідно з ГОСТ 12.3.002.

Робота маркшейдерської служби організовується у відповідності з „Інструкцією по виконанню маркшейдерських робіт”.

Геологічне обслуговування гірничих повинно виконуватись у відповідності з „Положенням про геологічну службу”.

Концентрація шкідливих речовин і газів у повітрі на границі санітарної зони та на робочих місцях не перевищить допустимі значення, обумовлені вимогами ГОСТ 12.1.007 та ГОСТ 12.1.005 „Повітря робочої зони” та „Правилами безпеки...”

Забезпечення робочих санітарно-побутовим обслуговуванням згідно зі СНіП 2.04.05 та СНіП 2.09.04.

У будинках і приміщеннях необхідно додержуватись вимог Правил санітарної та пожежної безпеки приміщень згідно з ОНТП 24-86 та ГОСТ 12.2.004.

Забезпечення спецодягом згідно з ГОСТ 12.4.099, та ГОСТ 12.4.100, ГОСТ 27574, ГОСТ 27575; спецвзуттям згідно з ГОСТ 28507; засобами індивідуального захисту згідно з ГОСТ 12.4.013, ГОСТ 12.4.034, ГОСТ 12.4.028, ГОСТ 12.4.002, ГОСТ 12.4.010.

Для прийняття їжі та укриття під час негоди використовуються побутові приміщення обладнані згідно зі СНіП 2.04.05 та СНіП 2.09.04, які необхідно придбати.

У приміщенні нарядної, на робочих місцях та шляхах пересування людей повинні вивішуватись плакати та попереджувальні написи по техніці безпеки та заходах пожежної безпеки, всі робочі місця повинні бути забезпечені плакатами та попереджувальними написами по техніці безпеки та засобами пожежегасіння.

Відповідальність за наявність і стан протипожежних приладів та засобів пожежегасіння несуть керівники підприємства. Відповідальні за пожежну безпеку повинні своєчасно виконувати протипожежні заходи, забезпечувати пожежо-технічну підготовку робітників та службовців.

При впровадженні нових технологічних процесів і методів праці, а також при зміні вимог, або введені нових правил, інструкцій з охорони праці та техніки безпеки всі робітники повинні пройти інструктаж в обсязі і в строки встановлені керівництвом підприємства.

При незабезпеченні стійкого стану бортів кар'єру, уступів та відвалів

Однією з найважливіших умов безпеки виробничих процесів при відкритій розробці родовищ є забезпечення стійкого стану бортів кар'єру протягом усього терміну його існування, збереження стійкості уступів і відвалів.

Стійкість бортів кар'єру обумовлюється, насамперед правильним вибором нахилу борта. Величина його змінюється в міру поглиблення кар'єру і досягає найбільшого значення при повному його відпрацьовуванні.

До основних факторів, що впливають на стійкість борта кар'єру й величину кута його нахилу, відносяться: фізико-механічні властивості гірничих порід (стійкість, водоносність, зернистість, шаруватість, тріщинуватість і інші порушення

в бортах); гідрогеологічні і кліматичні умови; форма кар'єру, його розміри й термін існування; зовнішні навантаження на борт кар'єру.

Стійкість порід має вирішальне значення для вибору кута нахилу робочих бортів і неробочих бортів, форми кар'єру, його розмірів і терміну існування, а також способів відвалоутворення. Цей показник, звичайно, характеризується кутом природного укосу, тобто кутом, при якому оголений укіс породи не зрушується. Величина його для різних порід міняється від 0 до 80°.

На борт кар'єру діють два роди сил: що зрушують і утримують. До першого відносяться зовнішні навантаження, маса порід, схильних до зсуву, і гідродинамічний тиск, до других – сили внутрішнього зчеплення і тертя порід. Співвідношення між цими силами визначає ступінь стійкості порід. Основною умовою граничної рівноваги і гірничих порід є рівність зусилля, що зрушує, сумі сил тертя і зчеплення. При порушенні цієї умови можуть відбуватися руйнування бортів, виражені в різних формах у залежності від характеру сил, що зрушують.

Стан окремих уступів також впливає на стійкість борта кар'єру. Стійкість уступів залежить від вибору кутів укосу, висоти уступів, ширини робочих і запобіжних берм, величини зовнішніх навантажень на уступ, методу відбивання гірничої породи від масиву й вибору найбільш безпечного розташування уступів щодо елементів прилягання шару, терміну служби окремих уступів.

Елементи уступів повинні мати передбачені проектом параметри, за яких забезпечується їхня стійкість і безпека працюючих. Кути укосу робочих уступів опускаються: при роботі екскаваторів типу механічної лопати – до 80°.

Граничні кути укосу неробочих уступів установлюються проектом або розрахунковим способом за даними маркшейдерських спостережень з урахуванням міцності, тріщинуватості, водоносності й інших фізико-механічних властивостей і гірничих порід.

Висота уступу при розробці одноківшовими екскаваторами типу механічної лопати без застосування вибухових робіт повинна бути не більше максимальної висоти черпання екскаватора.

Крім того, для забезпечення стійкості бортів кар'єру рекомендується:

- систематично осушувати породи, що складають борти, не допускаючи їхнього насичення поверхневими й ґрунтовими водами;
- не допускати підробку шарів порід, що мають напрямок нашарування в бік вирваного простору, для цього кут нахилу борта кар'єру повинний дорівнювати куту падіння порід чи менше його;
- застосовувати для зміцнення уступу анкерне кріплення, цементацію сильно тріщинуватих порід і торкретування укосів;
- не розташовувати важких споруджень на бортах, схильних до зсуву;
- витримувати проектні параметри кар'єру;
- відпрацьовування уступів у глибоких кар'єрах вести таким чином, щоб на контакті з породами, що мають знижені показники опору зрушення, залишалася площадка для локалізації зсуву у випадку його виникнення на верхніх горизонтах;
- залишати суцільні цілики стійких порід для запобігання зсувних явищ.

Інженерно-технічний персонал кар'єру і, в першу чергу, служби головного геолога, головного маркшейдера зобов'язані систематично вести спостереження за станом бортів, робочих і неробочих уступів кар'єру і вчасно вживати заходи до запобігання можливих їхніх руйнувань.

Зсувів не спостерігається і не очікується. Для запобігання осипання і обрушення уступів у процесі експлуатації неробочим бортам задається стійкий кут укосу. Фіксація неробочих бортів кар'єру зовнішня – по розкривних породах, змішана по корисній копалині. Кут укосу неробочих бортів кар'єру по корисній копалині - 70° , по розкривних породах - 60° . При розробці родовища, у відповідності з календарним планом гірничих робіт, передбачено розвантаження бортів кар'єру шляхом виїмки порід, виположення до стійкості кута укосу та закріплення їх посівом багаторічних трав і посадкою кущів.

Міри боротьби із затопленням кар'єру вибираються в залежності від форми кар'єру, його глибини, гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Від затоплення поверхневими водами кар'єри захищаються, головним чином, шляхом спорудження водовідвідних нагірних каналів із площею поперечного перерізу, достатньою для відводу максимальної кількості весняних вод і атмосферних опадів під час злив.

В зв'язку з тим що гірничі роботи будуть вестися до позначки вищої, ніж верхня позначка водоносного горизонту, тому обводнення кар'єру буде проходити тільки за рахунок атмосферних опадів на площі кар'єру.

Для забезпечення стійкості бортів кар'єру, та щоб уникнути попадання поверхневих вод у вироблений простір, передбачено влаштування нагірної водовідвідної канави з південної та східної сторони ділянки.

Один раз в місяць і після злив проводиться аналіз кар'єрної води, на вміст у ній розчинних часток (речовин) та мінеральних часток, вміст яких не повинен перевищувати граничнодопустимих концентрацій (ГДК).

Контроль за якістю води, яка використовується на господарські й питні потреби, повинен регулярно проводитися місцевими органами санітарного нагляду. Періодичність перевірки визначається при експлуатації кар'єру за місцевими умовами.

Для зменшення забруднення атмосферного повітря шкідливими газами, які виділяються при роботі машин та механізмів з двигунами внутрішнього згоряння, передбачено установку на вітчизняних машинах і механізмах нейтралізаторів вихідних газів. Застосування нейтралізаторів зменшує вміст шкідливих компонентів у відпрацьованих газах до нормативних границь.

Всі закордонні машини та механізми обладнані спеціальними установками для поле вловлювання та газоочищення.

Для запобігання поле утворенню на кар'єрі та кар'єрних автодорогах передбачено в літній час зволоження кар'єрних та під'їзних доріг, вибоїв.

Обмін повітря в кар'єрі, враховуючи його невелику глибину, природний між виїмкою та атмосферою.

При проведенні вказаних заходів концентрація шкідливих речовин і газів у повітрі на границі санітарної зони та на робочих місцях не перевищить допустимі значення, обумовлені вимогами ГОСТ 12.1.007 та ГОСТ 12.1.005 „Повітря робочої зони” та „Правила безпеки...”. Цими вимогами встановлено, що повітря робочої зони повинно містити по об'єму 20% кисню і не більше 0,5 % вуглекислого газу, а вміст шкідливих газів та речовин не повинен перевищувати величини:

- окисли азоту – не більше 0,0001% мг/м³;
- окис вуглецю – не більше 0,0017% або 20мг/м³;
- сірчистий газ – не більше 0,00086% або 10 мг/м³;
- вуглеводень – не більше 0,00009 або 0,2 г/м³.

Вміст пилу в повітрі на робочих місцях не повинен перевищувати 6 мг/м³ на добувних уступах.

Для контролю на кар'єрі кожного кварталу проводиться відбір проб для аналізу повітря.

2 ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ФОРМУВАННЯ ТЕХНОГЕННИХ СКЛАДІВ ПОПУТНОЇ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ (ПМС), УТИЛІЗАЦІЇ І СКЛАДУВАННЯ ВІДХОДІВ ВИРОБНИЦТВА ТА РЕКУЛЬТИВАЦІЇ ПОРУШЕНИХ ЗЕМЕЛЬ ДЛЯ СИСТЕМАТИЗОВАНИХ РОДОВИЩ ТА ОЦІНКА ЇХ ВПЛИВУ НА НАВКОЛИШНЄ СЕРЕДОВИЩЕ, РОЗРОБКА ВІДПОВІДНИХ ЗАХОДІВ ЕКОЛОГІЧНОЇ БЕЗПЕКИ І ОХОРОНИ ПРАЦІ ПРИ РЕАЛІЗАЦІЇ ЗАПРОПОНОВАНИХ СХЕМ

2.1 Формування техногенних складів ПМС, складування відходів виробництва і їх утилізація при розробці нерудних родовищ

На родовищах нерудних корисних копалин попутної мінеральною сировиною являються окремі види порід з розкривної товщі (піски, глини, каоліни, піщаники, сланці), які можуть в подальшому (а можливо в майбутньому) використовуватися в галузях господарства держави. Розглядаючи такі породи, як ПМС, їх необхідно селективно розробляти та окремо складувати. При цьому, відходи виробництва, які складуються в відвалах та шламосховищах в подальшому не передбачається до повторної розробки. Породи ж, що відносяться до попутної мінеральної сировини та роздільно складуються, повинні повторно розроблятися. Тому доцільно з них на кар'єрах формувати техногенні склади ПМС (ТС ПМС) таким чином, щоб при повторній їх підробці максимально використовувались існуючі кар'єрні транспортні комунікації.

З урахуванням того, що нерудні родовища доцільно освоювати за новою концепцією відкритої розробки [22], яка передбачає при цьому еколого- й ресурсозбереження нижче розглянуто загальну технологічну схему освоєння такого родовища.

Нове родовище твердих нерудних корисних копалин розробляється шляхом побудови кар'єру першої черги (КПЧ) до проектної глибини, складування попутних корисних копалин (ПКК), порід розкриву і інших відходів збагачення (переробки) в при контурному відвалі (ПКВ) (рис. 2.1.).

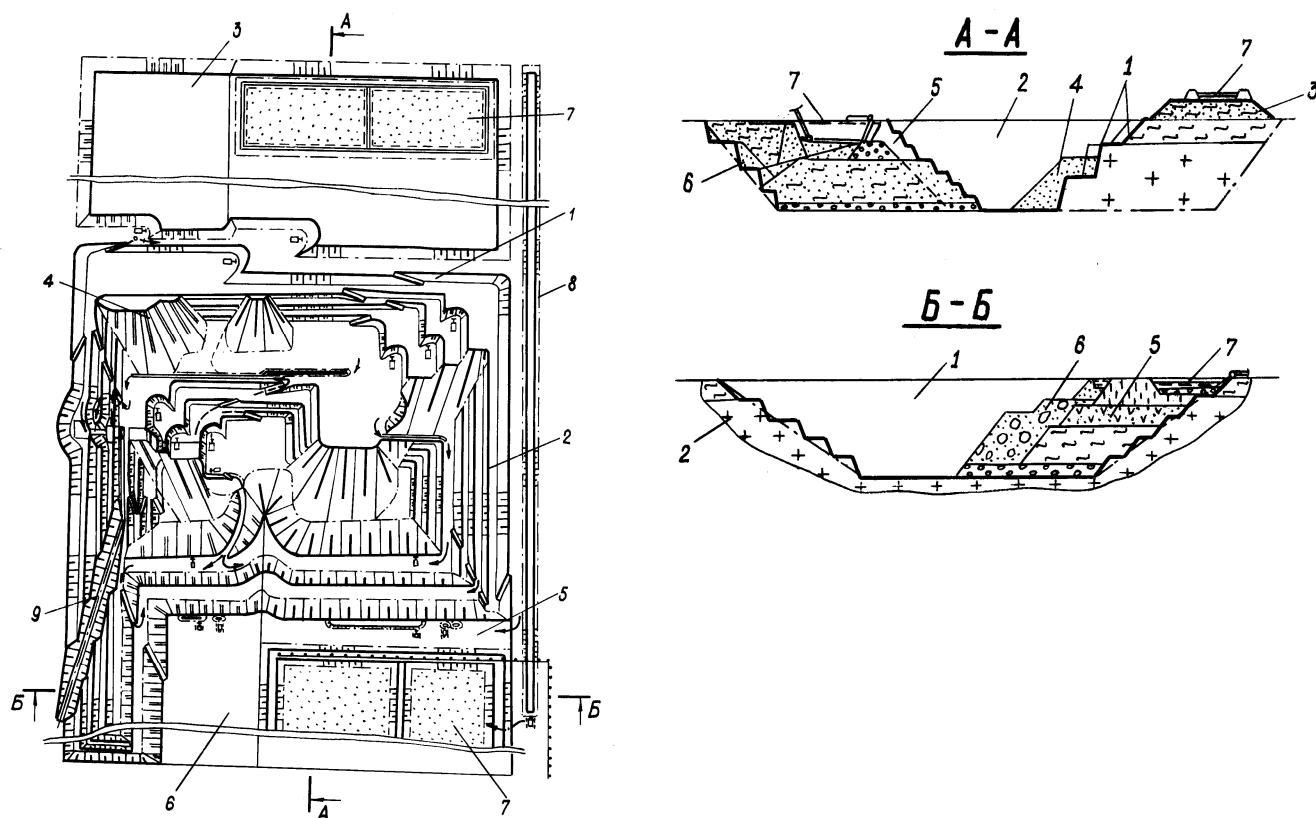


Рис. 2.1 – Схема до пояснення концепції освоєння нерудних родовищ корисних копалин:

1 – уступи робочого борту кареру; 2 – неробочий борт, що присипається відвалом розкриву; 3 – приконтурний відвал; 4 – прибортові відвали розкриву і ПКК; 5 – внутрішній відвал розкриву; 6 – техногенне родовище ПКК; 7 – розділене греблями на карти наміву шламосховище; 8 – склад-відвал родючих порід.

Кар'єрне поле відпрацьовується одним бортом з вийманням порід у крутому виїмковому шарві (КВШ), формуванням попереду фронту борту (на вільній частині кар'єрного поля) зазначеного при контурного відвалу, в якому окремим ярусом складаються ПМС.

Родовище розкривається в одному з торців кар'єрного поля де на незначній його частині відробляється КПЧ до кінцевої глибини поля. Розкривні породи з КПЧ складають на вільній решті поверхні кар'єрного поля рівномірно у приконтурний відвал. У ньому також роздільно складають ПКК та різні види відходів виробництва. Із побудовою КПЧ закінчується перший етап розробки кар'єрного поля.

Робочий борт КПЧ складається з уступів на ПКВ та у товщі покривних порід над покладом корисної копалини, а також із ділянок тимчасово неробочого борту, які формують у межах покладу за його висотою. Кожна ДТНБ утворюється з 3–4 уступів, транспортних площадок між ними. Прибортовим відвалом привантажують укіс усієї ДТНБ.

Починаючи з другого етапу розробки кар'єрного поля цієї породи виймають заходками у крутому шарі від верхнього уступу до нижнього послідовно один за одним. Відробка борту у декількох КВШ, на всій глибині кар'єру означає, що завершився наступний етап розробки кар'єрного поля. У горизонтальному напрямку за такий етап робочий борт просувається на ширину одного КВШ. При цьому корисну копалину транспортують до ДЗФ, ДСЗ, або ж до ПП. Відходи гірничого виробництва складують у ПБВ їх транспортують лише на верхню площадку уступу корисної копалини, а потім складують під укіс ДТНБ. При відробці уступів корисної копалини паралельно відробляють уступами і породи ПБВ. Їх переєккавують та переміщують під укіс цього ж ПБВ. Таким способом усі породи ПБВ з верхньої ДТНБ переміщують на наступну нижню і дно кар'єру. Звідси їх транспортують у внутрішні відвали і ТР ПКК. Частина відходів може перевозитися колісним транспортом у верхні яруси відвалу та ТР по поверхні і транспортних площадках.

У виробленому просторі кар'єру уздовж неробочого борту за простяганням корисної копалини утворюють внутрішній відвал. ТР ПКК відсипається впритул до нього. Транспортні комунікації на протилежному борті не засипають, що дає змогу використовувати їх при наступній розробці ТР. Шламкові відходи збагачення складують на поверхні внутрішніх відвалів, а утилізовані як ПКК – зверху ТР. Поверхня відвалу і шламосховища рекультивується у сільськогосподарському напрямку ґрунтом із поздовжнього складу родючих порід.

На етапах стійкої стабільної експлуатації нерудних кар'єрів та їх дороблення складування відходів гірничого виробництва і ПМС доцільно виконувати у виробленому просторі кар'єру першої черги. Перш за все потрібно проаналізувати склад цих відходів та мінеральної сировини.

На нерудних кар'єрах з видобутку скельних відходів корисних копалин основні об'єми розкривних порід представлені їх пухкими різновидами четвертинного та третичного віку. Некондиційні сорти корисних копалин віднесені до скельного розкриву. На вапнякових та доломітових кар'єрах це мармуроподібні та доломітизовані вапняки з вмістом нерозчинного залишку понад 3% і процентному вмісту основних елементів (CaO , SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3) не відповідних нормативним. Крім того до таких порід відносяться також піщаники, щільні мергелі, глинисті сланці. Більшість із них можуть використатися в будівництві, на відсіпанні дорожнього покриття в кар'єрах і поза ними, а також для інших цілей. Тому відповідно до прийнятих концептуальних положень, нормами і вимогами Кодексу про надра, такі скельні породи повинні складуватися окремо з можливістю їхньої повторної розробки. У цьому випадку з них формуються техногенні родовища попутної мінеральної сировини.

Аналіз головних параметрів базових кар'єрів дозволяє визначити об'єми розкривних порід й інших відходів гірничого виробництва, що підлягають складуванню у виробленому просторі. Вихід готової продукції за даними діючих підприємств становить 89-90% від загальних об'ємів корисної копалини, що добувають. Промислові втрати ПКК в кар'єрі при їхній роздільній виїмці приймаються в межах до 2-3%. З урахуванням такого підходу розраховані загальні об'єми відходів, об'єми виїмки їх з покриваючої товщі й приконтурного відвалу (табл. 2.1), а також необхідні площі зовнішніх відвалів і хвостосховищ для їхнього складування.

З табл. 2.1 видно, що найбільші об'єми ПКК добуваються на базових кар'єрах 5-го (19 %), 6-го (50 %) і 7-го (48,2 %), типів. Це практично всі флюсові кар'єри по видобутку вапняків і доломітів, а також графіту. Окремі гранітні (наприклад, Гниванський, Коростеньський) і вапнякові (для содового виробництва й цементу), а також андезитів (Виноградівський) кар'єри по виїмці скельних ПКК відповідають базовим кар'єрам 5-го типу. Інші базові кар'єри добувають до 15-17 % некондиційної корисної копалини, що відробляється окремими уступами. Організація гірничих робіт на них не відрізняється від робіт на видобувних уступах.

Таблиця 2.1 – Показники роботи базових кар'єрів по виробництву розкриву, ПКК й шламів при складуванні їх у виробленому просторі

Показники	Показники базових кар'єрів						
	1	2	3	4	5	6	7
Річний об'єм виходу відходів виробництва, тис. м ³ :							
– пухкі розкривні породи	$\frac{40}{49,5}$	$\frac{105}{77,8}$	$\frac{256}{250,8}$	$\frac{350}{43,0}$	$\frac{370}{43,0}$	$\frac{630}{191}$	$\frac{420}{244,1}$
– скельні розкривні породи	$\frac{0,2}{1,1}$	$\frac{0,5}{1,5}$	$\frac{1,1}{5,4}$	$\frac{1,0}{0,85}$	$\frac{1,8}{1,6}$	$\frac{13,2}{4,0}$	$\frac{8,14}{4,9}$
– скельні ПКК	$\frac{7,8}{9,4}$	$\frac{27,4}{20,7}$	$\frac{53}{53,8}$	$\frac{8,6}{1,2}$	$\frac{87,2}{21,0}$	$\frac{650}{205}$	$\frac{399}{231}$
– шлами збагачення	10	42	77	99	122	127	175
Необхідна площа земельних відводів для складування відходів, га/рік:							
– відвали розкриву	0,12	0,34	0,78	0,8	0,93	1,6	1,3
– скельні ПКК	0,02	0,08	0,14	0,04	0,22	1,65	1,0
– шлами	0,1	0,25	0,5	0,7	0,81	0,9	1,17

Примітка: 1. У чисельнику наведені об'єми порід з покриваючої розкривної товщі;
2. У знаменнику об'єми порід, що відпрацьовують у приконтурному відвалі.

Техногенні родовища ПКК рекомендується формувати уздовж укосу внутрішнього відвалу й неробочого борту. На даному борті залишаються незасипаними транспортні комунікації. По них здійснюється транспортний зв'язок між родовищем ПКК та проммайданчиком кар'єру. При застосуванні конвеєрного транспорту для видачі корисної копалини з кар'єрів передбачається, що даний комплекс після виїмки всіх запасів корисної копалини буде використатися для первинної переробки й доставки ПКК до ДСЗ. Скельні ПКК складуються в один-два яруси. Верхній ярус формується, як правило, зі скельних ПКК, виділюваних із приконтурного відвалу. Нижній - породами ПКК з покриваючої скельної товщі розкриву. Пухкі ПКК складуються поверху скельних. При їхній відсутності тут складаються шламові відходи.

У основу техногенних родовищ і внутрішніх відвалів у першому ярусі потужністю до 3 м складуються низькосортні або маловикористовуємі скельні породи. Вони служать для пластового дренажу відвалу й родовища, частину, що

залишилася, виробленого простору поля заповнюють м'якими розкривними породами. Розкривні породи складаються ярусами висотою по 10-12 м кожний. Їхнє складання проводиться роздільно. У нижніх ярусах щільні й скельні породи, у верхніх - м'які й пухкі. Їхня доставка виконується по найкоротшій відстані. Для цього використовуються транспортні берми, з'їзди неробочих бортів, а також періодично будуються ковзні з'їзди на відвалах.

На кар'єрах 1, 2 й 4-го типів складування скельних ПКК в техногенних родовищах можна здійснювати на розкривних породах у верхній або середній частині. Техногенні родовища ПКК при такій організації формуються по цінності сировини для споживання. Висота ярусу складованих скельних ПКК в даній схемі перевищить середню природну потужність цих порід на 3-6 м. Складування ПКК на основу з м'яких порід повинне здійснюватися з урахуванням стійкості їхніх ярусів з боку укосу ярусу м'яких ПКК. При укладанні скельних порід на площадці ярусу з м'якими ПКК повинна запобігати деформація його укосу. Внутрішній відвал перебуває в привантаженому стані ярусами техногенного родовища й прибортовим відвалом. Такий фактор підвищує стійкість його укосів.

До інших відходів гірничого виробництва на кар'єрах скельних нерудних копалин відносяться рідкі відходи збагачення – шлами. Вони утворені з відмитих часток піщано-глинистих порід, якими засмічені основні корисні копалини. Шлами складаються дотепер у зовнішніх сховищах – шламонакопичувачах. При цьому під їхнє складування щорічно потрібно відводити до 1,3-1,6 га земельних площ. При укладанні таких шламів разом із твердими відходами у виробленому просторі кар'єрів можна використати дві технологічні схеми складування (схеми А и Б), які нами виділені за принципом мінімального заняття земельних площ за контурами кар'єрних полів.

Схема А складування рідких відходів має такі особливості. У виробленому просторі шлами накопичуються в торцевій частині кар'єру (рис. 2.2.). Всі відходи складаються усередині кар'єру після утворення простору з розмірами, що забезпечують подальше укладання розкриву й шламів на дно. До початку складування відходів у виробленому просторі їхнє укладання виконується за

границями діючого кар'єру: розкрив й ПКК – у приконтурному відвалі; шламів – у зовнішньому сховищі. Розглянута схема складування відходів може успішно використовуватися у відпрацьованих кар'єрах й усередині глибоких балок. На діючих нерудних кар'єрах реалізація схеми А можлива в другій половині періоду відпрацьовування родовища.

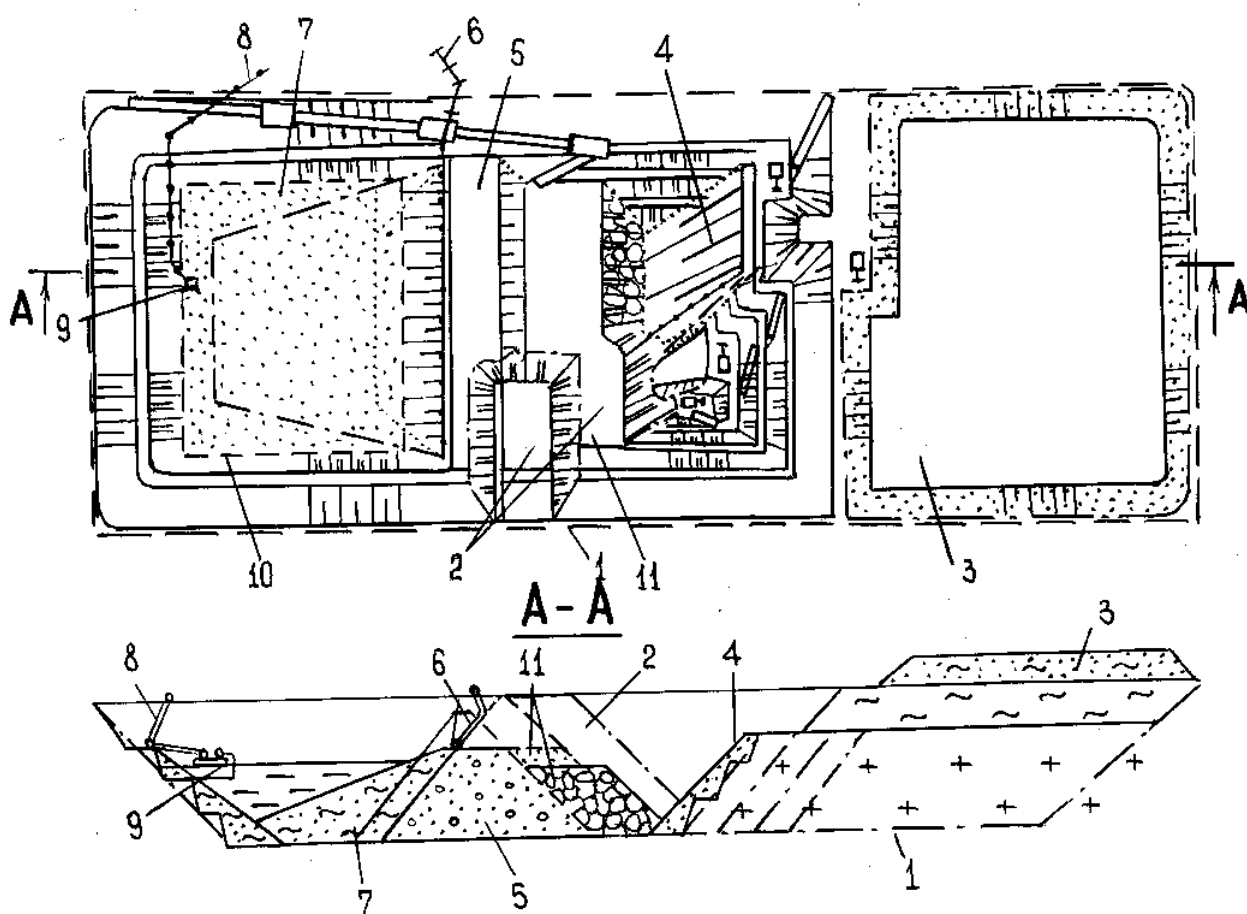


Рис. 2.2 – Схема складування відходів виробництва у виробленому просторі з нагромадженням шламів у торцевій частині по патенту № 5505:

1 – дно кар'єру; 2 – формований внутрішній відвал розкриву; 3 – приконтурний відвал; 4 – прибортові відвали; 5 – розділова (піонерна) дамба; 6 – пульповід рідких відходів; 7 – шламосховище; 8 – водовід оборотної води; 9 – плавуча насосна станція; 10 – ставок-відстійник оборотної води; 11 – техногенний склад (родовище) ПКК.

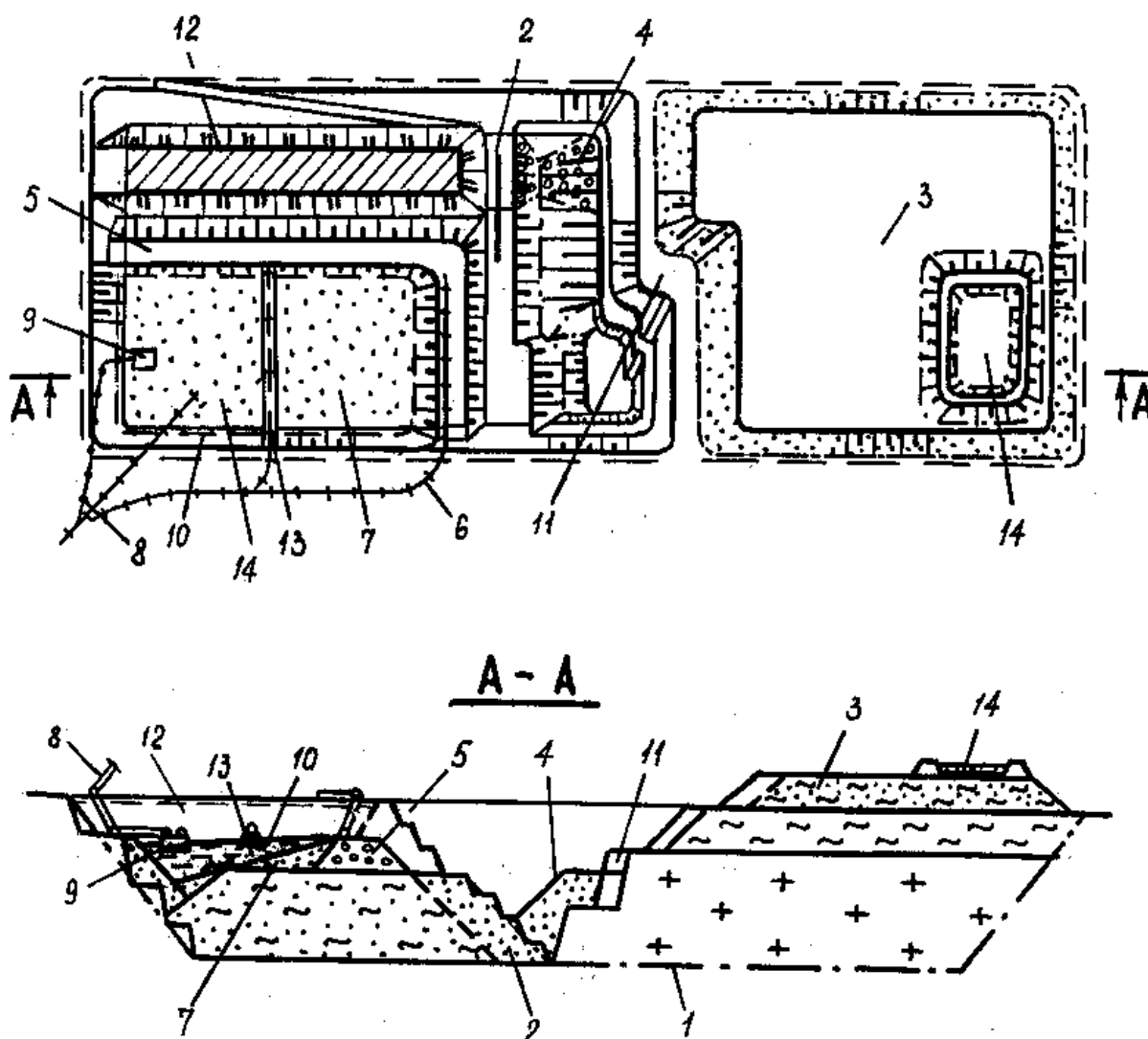


Рис. 2.3. Схема складування відходів гірничого виробництва у виробленому просторі з нагромадженням шламів на верхній площадці внутрішніх відвалів:
 1 – дно кар'єру; 2 – внутрішній відвал розкриття; 3 – приконтурний відвал; 4 – прибортові відвали; 5 – розділова (піонерна) дамба; 6 – пульповід рідких відходів; 7 – шламосховище; 8 – водовід оборотної води; 9 – плавуча насосна станція; 10 – ставок-відстійник оборотної води; 11 – крутий виймальний шар по корисній копалині; 12 – техногенний склад (родовище) ПКК; 13 – розділова дамба карти наміву; 14 – карти наміву.

Схеми Б складування відходів у виробленому просторі з нагромадженням рідких шламів поверх внутрішніх відвалів, техногенних родовищ (мал. 2.3) можуть використатися в більш ранні періоди відпрацювання родовища. З моменту

утворення верхньої площадки внутрішніх відвалів, або техногенних родовищ, достатньої для функціонування шламосховища, сполученого зі ставком-відстійником, відбудовується дамба з боку виробленого простору. У цю обмежену ємкість здійснюється скидання шламів.

Дана схема може реалізуватися по двох варіантах: у період підготовки виробленого простору шлами складуються поза кар'єром (схема Б. 0) і на верхній площадці приконтурного відвалу (схема Б.1). По Д.Я. Соколову найменші фракції пухких порід осаджуються від місця скидання на відстані L_{MAX} (м), а найбільші на відстані L_{MIN} (м), які визначаються по формулам:

$$L_{MAX} = 1,18 H_0 V / W_{MIN}; \quad L_{MIN} = 0,82 H_0 V / W_{MAX}, \quad (2.1)$$

де H_0 – глибина осадження часток, м;

V – швидкість руху пульпи по осі потоку, м/с;

W_{MAX} , W_{MIN} – відповідно, найбільша й найменша гідравлічна крупність фракцій порід, що укладають, мм.

З урахуванням того, що в основі шламосховищ розміщуються водонепроникні породи, при скиданні піщано-глинистих порід довжина L_{MAX} складе 42–60 м на глибині $H_0 = 5-6$ м. Для утворення слоїв проясненої оборотної води в ставку-відстійнику висотою близько 2 м розмір шламонакоплювача по довжині скидання шламів необхідно збільшувати. За даними І.М. Ялтинця довжина ставка-відстійника приймається з коефіцієнтом запасу $k_3 = 1,1-1,2$ від довжини L_{MAX} . Тоді загальна довжина шламосховища складе близько 51-72 м за рівнем б'єфа води. Для умов функціонування шламосховища Балаклавського РУ мінімальна ефективна довжина його визначена рівної 100-120 м. Довжина верхньої площадки для організації на ній шламосховища повинна становити 130-150 м при висоті піонерної дамби 6 м і кутах укосу її бічних стінок 30° . Отримані дані використаємо для розрахунку довжини виробленого простору кар'єру по дну й по верху, при якій забезпечиться спорудження шламосховища у виробленому просторі $L_{ДШ}$, $L_{КПШ}$ (табл. 2.2).

Аналіз даних табл. 2.2 показує, що при складуванні відходів гірничого виробництва за схемою А підготовкою виробленого простору до укладання відходів здійснюється довше в 1,3-2 рази в порівнянні зі схемою Б. Тому що в період

підготовки кар'єру до внутрішнього відвалоутворення й складуванню рідких відходів розкривні породи й ПКК будуть укладатися в приконтурних відвалах, то збільшення строку підготовки призведе до підвищення висоти цих відвалів. Це обумовлює зростання додаткових річних об'ємів виїмки розкриву із приконтурних відвалів. Матеріальні ресурси на виїмку розкриву для видобутку одиниці корисної копалини також будуть зростати. У цьому зв'язку, за даними табл. 2.2, з погляду ресурсозбереження розкривних й відвальних робіт, більш кращим буде варіант складування відходів у виробленому просторі по схемах Б (Б.0 і Б.1).

Таблиця 2.2 – Параметри складування відходів гірничого виробництва в середині діючих нерудних кар'єрів

Найменування	Базові кар'єри						
	1	2	3	4	5	6	7
Довжина виробленого простору під відвалами й шламосховищем по дну кар'єру, $L_{дш}$, м	235	229	324	173	178	509	453
	146	144	184	136	143	239	225
Довжина кар'єру по поверхні, $L_{кпш}$, м	473	415	698	303	399	1064	1147
	384	330	558	266	364	794	919
Довжина кар'єру першої черги, $L_{кп}$, м	320	238	450	158	277	654	826
Посування борту кар'єру після будівництва першої черги, ΔL_B , м	153	177	248	145	122	410	321
	64	92	108	108	87	140	93
Період роботи до складування відходів у кар'єрі, $T_{нк}$, років	23,1	12,6	19,6	3,1	4,6	28,7	23,8
	14,4	7,9	11,1	2,4	3,7	13,5	11,8
Період роботи зі складуванням відходів у кар'єрі, $T_{пвк}$, років,	4,9	17,4	13,4	26,9	33,4	77,3	63,2
	13,6	22,1	21,9	27,6	34,3	92,5	75,2
у відсотках від загального строку роботи кар'єру	17,5	58	40,6	89,6	87,9	72,9	72,6
	48,5	73,6	66,3	92	90,2	87,2	86,4

Примітка: 1. У чисельнику дані параметри для умов застосування схеми А.

2. У знаменнику - для схем Б.

Розглядаючи процес складування рідких відходів збагачення й перероблених корисних копалин в одному комплексі з розкривними роботами можна відзначити наступне. Протягом усього періоду підготовки виробленого простору кар'єрів рідкі шлами будуть укладатися в зовнішніх шламосховищах. При цьому під шламосховища приділяються території малопродуктивних земель (яри, заболочені

ділянки, відпрацьовані кар'єри й ін.). Вони можуть розташовуватися на значній відстані від кар'єрів. Якщо ж такі ділянки відсутні, то шламосховища обладнаються на територіях, що прилягають до гірничого відводу. Вони займають значну площу, повернення яких у народногосподарське продуктивне використання буде тільки після їхнього повного заповнення й осушення. Підприємство виплачує грошову компенсацію за використання даних площ. Ці витрати врахувати в показнику енергоємності досить складно. В остаточному підсумку необхідно визначити витрати на відвалоутворення розкритих порід, ПКК, складування утилізуємих шламових відходів і рекультивацію порушених земель на кар'єрах із зовнішнім $Z_{ЗК}$ і внутрішнім $Z_{БК}$ розташуванням відвально-шламового господарства. Сюди ж включаються й техногенні родовища вторинної мінеральної сировини, складованого уздовж внутрішнього відвала. Необхідно, щоб дотримувалося співвідношення:

$$Z_{БК} < Z_{ЗК}, \quad (2.2)$$

Результати розрахунків зазначених витрат наведені на графіках (рис. 2.4.).

У них враховані наступні технологічні особливості. За період роботи кар'єру до створення умов по розміщенню відходів у виробленому просторі ($T_{НК}$) розкриті породи переміщуються в приконтурний відвал. Шлами складаються в зовнішнє шламосховище, розташовуване на відстані не менш 1 км від кар'єру (схеми А, Б.0) або ж поверху приконтурного відвалу (схема Б.1).

Аналіз отриманих графіків показує, що при збереженні існуючих співвідношень у розмірах оплати за земельні відводи (у розрахунку під зовнішнє шламосховище прийняті лугові землі й пасовища), за використанні водні й енергетичні ресурси, питомі витрати ($Z_{БК}$) на складування відходів гірничого виробництва у виробленому просторі кар'єрів 2-6-го типів нижче на 17-43%, чим при складуванні їх за межами кар'єрних полів ($Z_{ЗК}$). Особливо значна різниця спостерігається на кар'єрах великої площі 4-7-го типів. На кар'єрах з невеликою продуктивністю, малої площі 1-го типу, схема А має гірші показники щодо схем із зовнішнім шламосховищем. Однак схеми Б зі складуванням шламів поверху внутрішнього відвалу й техногенного родовища рівноцінні із традиційно використовуваної при розміщенні шламів поза кар'єрами (витрати $Z_{ЗК}$) (див.рис. 2.4).

На основі виконаних досліджень варто прийняти схему складування рідких відходів переробки корисних копалин у виробленому просторі поверху внутрішніх відвалів. Доцільність використання рекомендує схема, в якій, складування відходів на нерудних кар'єрах підсилюється ще в більшій мірі при врахуванні екологічного впливу на навколишнє середовище від зовнішніх шламосховищ за рахунок пілінія й підтоплення прилягаючих територій.

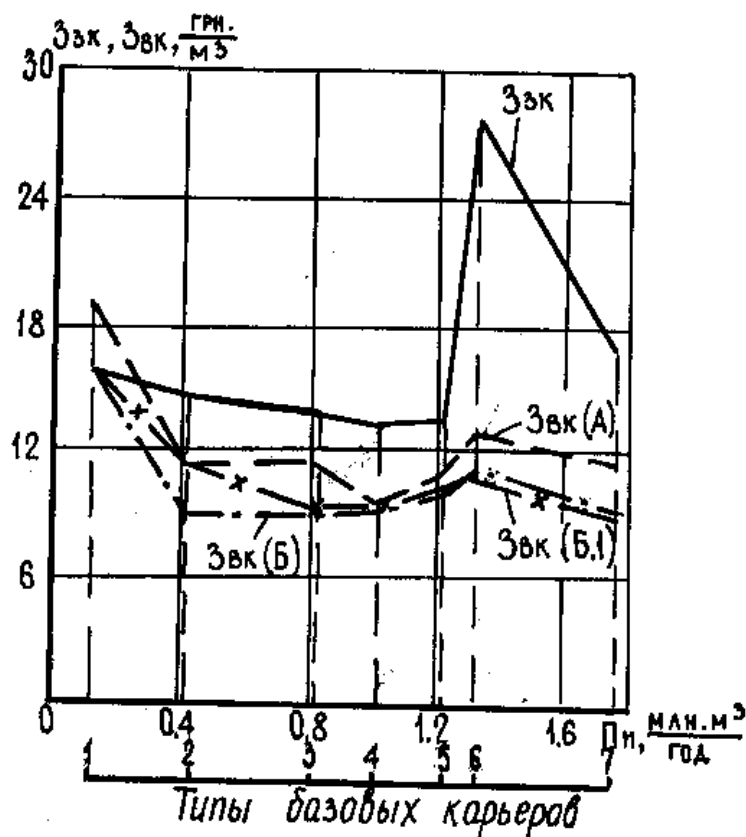


Рис 2.4 – Графіки зміни питомих витрат до 1 м³ корисних копалин на виконання відвалоутворення розкривних порід, ПКК, складування утилізуємих шламових відходів і рекультивацію порушених земель на кар'єрах із зовнішнім (Ззк) і внутрішнім (Звк) розташуванням відвально-шламового господарства на базових нерудних кар'єрах з виробничою потужністю П_н.

Перед укладанням шламових відходів на поверхні внутрішніх відвалів необхідно розмістити водотривкий шар глинистих порід. Потужність його залежить

від складу порід і становить 1-2,5 м. Менша потужність ставиться для глин, більша – суглинкам. Дамби обвалування шламосховищ можуть відсипатися з різних порід і з боку шламонакоплювача покриваються аналогічним водотривким шаром глинистих порід. Параметри шламосховищ й їхніх дамб обвалування залежать від об'єму шламів, що накопичують. Для умов базових кар'єрів по видобутку скельних і напівскельних нерудних корисних копалин зазначені параметри наведені в табл. 2.3.

Технологія укладання рідких відходів у шламосховище передбачає їхнє складування по картах. Для цього поступово, у міру відсипання внутрішніх відвалів і посування фронту відвальних робіт, по всій ширині шламосховища формуються карти. Довжина карти не менш 100-120 м. Після заповнення шламами однієї карти пульпа з рідкими відходами випускається в сусідню карту з розділової дамби. Попередньо відсипається розділова дамба, що з'єднує бічний неробочий борт і поздовжню дамбу обвалування. Ширина розділової дамби поперек менше, ніж дамб обвалування, і становить 3,5-4,5 м. З покладеного по її брівці пульповоду здійснюється скидання шламів у дану карту шламосховища.

Необхідність будівництва на період $t_{НК}$ первинного зовнішнього шламосховища вимагає відводу під нього відповідної земельної ділянки. Крім того, це шламосховище впливає на навколишню територію. Тому виникає потреба локалізувати цей вплив розміщенням первинного шламосховища в границях кар'єрного поля. Найбільш придатним місцем для первинного шламосховища є приконтурний відвал. На його верхній площадці первинне шламосховище доцільно влаштовувати на ділянках останніх етапів відпрацьовування (див. рис. 2.3.). Тоді, в основні етапи експлуатації родовища після відбудування кар'єру 1-й черги, це шламосховище буде непрацюючим. За період часу $t_{ПВК}$ відбудеться повна усадка шламових відходів й їхнє повне зневоднювання. При доробці приконтурних відвалів разом з відвальними розкритими породами будуть відпрацьовані шлами, що загустіли, і автосамоскидами доставлені у внутрішні відвали виробленого простору кар'єрів.

Таблиця 2.3 – Параметри шламосховищ базових кар'єрів при складуванні рідких відходів поверх внутрішніх відвалів і родовищ ПКК

Найменування	Базові кар'єри						
	1	2	3	4	5	6	7
Об'єми рідких відходів, складованих у виробленому просторі, тис. м ³	136	928	1686,3	2433,5	3819	11366	13160
Об'єми рідких відходів, складованих на I етапі поза виробленим простором кар'єру, тис. м ³	144	332	855	238	451	1715	2065
Тривалість складування шламів, років:							
– ($T_{ПВК}$), у виробленому просторі;	13	22	22	27	34	92	75
– ($T_{НК}$), за межами кар'єру	15	8	11	3	4	14	12
Площа поверхні відвалів і техногенних родовищ під складовані відходи, тис. м ² , у т.ч.:	17,57	68,25	130,1	404,25	375,1	1274,1	637,1
– скельні ПКК;	6,2	19,8	45,7	6,5	60,4	755,2	342,5
– шлами;	4,0	30,95	45,7	275	100,6	755,2	342,5
– під дамбами обвалування;	6,3	12,7	14,5	43,8	36,5	65,2	87,9
– під розділовими дамбами карт	1,1	4,8	23,3	66,1	80,2	132,5	184,5
Середня потужність складованих у кар'єрі відходів, м:							
– скельні ПКК (H_{oc});	36*	44*	70	45	38	112	156
– пухкий розкритт (H^{op});	74	68	106	45	75	130	200
– шлами ($H_{ш}$)	4	5	37	45	37	18	44
Кількість карт наміву шламів, од.	2	3	6	11	9	20	31
Об'єм порід при формуванні дамб, тис. м ³	15,8	52,0	68,1	160	163	623	1148,7

Примітка: 1. * – Скельні ПКК складаються в середній частині техногенного родовища, а шлами на площадці внутрішнього відвалу.

2. На кар'єрах 3, 5, 6 й 7-го типів скельні ПКК складаються уздовж укосу внутрішнього відвала, 4-го типу скельні ПКК й збезводнені шлами складаються уздовж укосу внутрішнього відвалу.

Використовуючи дані табл. 2.2 визначена величина витрат Z_{BK} для варіанту Б.1 схеми Б при формуванні первинного шламосховища на площадці приконтурного відвалу (див. рис. 2.4., крива $Z_{BK(Б.1)}$). На кар'єрах 1-го типу первинне шламосховище неможливо влаштовувати на приконтурних відвалах. При формуванні ж його на таких відвалах кар'єрів 2-го типу витрати вище. Це пов'язане з обмеженою площею поверхні приконтурних відвалів на цих кар'єрах, внаслідок чого витрати на експлуатацію й наступну ліквідацію первинних шламосховищ на них перевищують витрати $Z_{BK(Б.0)}$.

Для кар'єрів 3-5-го типів питомі витрати $Z_{BK(Б1)}$ при тимчасовому складуванні шламів поверху приконтурних відвалів вище на 2–3% щодо схем Б.0 зі

складуванням їх у постійному шламосховищі за контурами кар'єрного поля. Однак, витрати $Z_{BK(B.1)}$ і $Z_{BK(B.0)}$ нижче на 23-46% щодо витрат $Z_{BK(A)}$ схеми А зі складуванням всіх твердих і рідких відходів у виробленому просторі кар'єрів. На базових кар'єрах 6 й 7-го типів питомі витрати $Z_{BK(B.1)}$ і $Z_{BK(B.0)}$ на 11-15% менше при складуванні відходів у кар'єрному просторі.

У цілому, аналізуючи результати досліджень по схемах організації складування й утилізації відходів гірничого виробництва на кар'єрах, можна відзначити економічну й екологічну доцільність укладання всіх відходів у виробленому просторі. При цьому на період формування виробленого простору достатніх розмірів тверді й рідкі відходи тимчасово складуються в межах кар'єрного поля, що залишилося, у приконтурних відвалах і розташованих поверху їхніх первинних сховищ (кар'єри 3-7-го типів). А на кар'єрах 1 й 2-го типів у цей період роботи тверді породи необхідно тимчасово складувати у приконтурних відвалах, а шлами - у постійних, мінімально обмежених по розмірах, зовнішніх шламосховищах. Їх доцільно розташовувати на малопродатні непродуктивні для сільського й лісового господарства землях. Після створення умов для складування зазначених відходів у виробленому просторі вони укладаються у внутрішніх відвалах, техногенних родовищах і постійних шламосховищах, сформованих поверху внутрішніх відвалів розкривних порід.

Якщо на експлуатованих родовищах є раннє відпрацьовані ділянки, з яких розкривні породи вивозилися в зовнішні відвали, необхідно їх заповнити відходами й рекультивувати. Технологія й параметри таких робіт досліджуються нижче.

Обґрунтування раціональних технологічних схем засипання відпрацьованих нерудних кар'єрів скельними породами. Родовища нерудних корисних копалин, наприклад, вапняки, графіти, граніти й мігматити в межах одного підприємства, рудо- або кар'єроуправління розробляються декількома ділянками. Вони розділені на окремі кар'єрні поля. У першу чергу кар'єрами варто відпрацьовувати родовища й ділянки з більше сприятливими гірничо- і гідрогеологічними умовами. У більшості випадків розробка таких ділянок і родовищ ведеться з доставкою розкривних порід у зовнішні відвали й складуванням відходів збагачення в шламосховищах за

межами кар'єрних полів. Подібним чином гірничі роботи ведуться, наприклад, на ДФДК, Комсомольському й Балаклавском РУ, АТ “Кировоградграфит”, Коростенському, Литинському, Новомиколаєвському й іншими гранітними кар'єрами.

Доставка відходів гірничого виробництва до відпрацьованих кар'єрів на нерудних підприємствах може здійснюватися залізничним й автомобільним транспортом. Використаються екскаваторний і бульдозерний способи відвалоутворення порід у глибоких кар'єрах при їхньому засипанні. Замість екскаваторів на відвалах можна використати колісні навантажувачі, які по ковзному з'їзді формують нижній підступ відвального ярусу, по прямому шляху з поверхні або верхньої площадки – відсипають верхній підступ. Якщо складуванню підлягають скельні різновиди порід, які можуть служити ПКК, їхнє укладання проводиться окремо. З таких порід формуються техногенні родовища. Тому їхнє складування здійснюється у відпрацьованому кар'єрі таким чином, щоб у майбутньому можна було робити повторне відпрацьовування ПКК з використанням існуючих у кар'єрі транспортних комунікацій.

З погляду ресурсозбереження, складування скельних порід при засипанні відпрацьованих кар'єрів варто робити з поверхні, або ж від рівня покрівлі скельних порід одним високим ярусом. Висота відвального ярусу скельних порід, може досягати 150-170м і більше. Безпечні умови відсипання ярусів забезпечуються створенням у нижній частині додаткових зусиль, що перешкоджають зрушенню породних масивів відвалу. Для цього відсипання порід виробляється з упором нижньої брівки внутрішнього відвалу в протилежний борт засипаного кар'єру або в спеціально відсипану упорну призму зі скельних порід.

Аналізуючи відомі схеми заповнення кар'єрів скельними породами можна відзначити, що найменш енергоємні з них одно- і двосторонні поперечні без формування упорних призм. Однак, ці схеми в умовах базових кар'єрів 6 й 7-го типів можуть застосовуватися тільки при ширині дна його до 80 м. Тут доцільніше використати схеми засипання однобічну із прибортовою упорною призмою й двосторонню із центральними суцільними або розосередженої упорними призмами (рис. 2.5). Для кар'єрів 1, 2, 3, 5 й 6-го типів можуть використатися однобічні

поздовжні схеми засипання з індивідуальною упорною призмою, що складається із трикутних конусів розвантаження автосамоскидів призми, для кожного шару (західки) (див. рис. 2.5, в). На кар'єрах 4-го типу засипання може виконуватися без створення упорних призм одним ярусом висотою до 40-45 м.

З урахуванням відзначеного, при заповненні відпрацьованих нерудних кар'єрів технологічні схеми засипання їхніми скельними породами можуть бути реалізовані при використанні відповідних комплексів устаткування. Це комплекси, які комплектуються такими механізмами: автосамоскиди-екскаватори (мехлопата або драглайн); локомотивосостави-колісні навантажувачі; автосамоскиди-бульдозери; локомотивосостави-бульдозери. Слід зазначити, що відповідно до результатів досліджень автотранспорт доцільно використати при відстанях доставки порід до 2,5 км, залізничний - при 3-4 км і більше. Якщо для доставки м'яких розкривних порід застосовується конвеєрний транспорт, то формування відвалів у відпрацьованих кар'єрах, що засинають, доцільно здійснювати комплексами в складі перевантажувачів, відвального конвеєру й консольного відвалоутворювача по відомим технологічним схемам.

Для прийнятих до використання схем засипання відпрацьованих кар'єрів (див. рис. 2.5.) розрахована енергоємність процесу відсипання 1 м^3 порід у західку різним устаткуванням. Розглядається наступне устаткування, за допомогою якого формуються відвальні західки в кар'єрі: екскаватор мехлопата типу ЭКГ-5А, ЭКГ-4,6; екскаватор драглайн ЭШ-6/45М и Э-2503; колісні навантажувачі з ковшами 5,6-8,4 м^3 ; бульдозери із двигуном потужністю 184-258 к.с. Аналіз залежностей питомої енергоємності засипання кар'єрів (рис. 2.6) даним устаткуванням показує доцільність застосування комплексів з бульдозерами й колісними навантажувачами. Ці комплекси споживають енергетичних ресурсів в 1,25-3,0 рази менше в порівнянні з іншими. При цьому, якщо до кар'єру породи доставляються локомотивосоставами доцільніше використати колісні навантажувачі. Якщо ж вони переміщуються автосамоскидами - ефективніше застосовувати бульдозери.

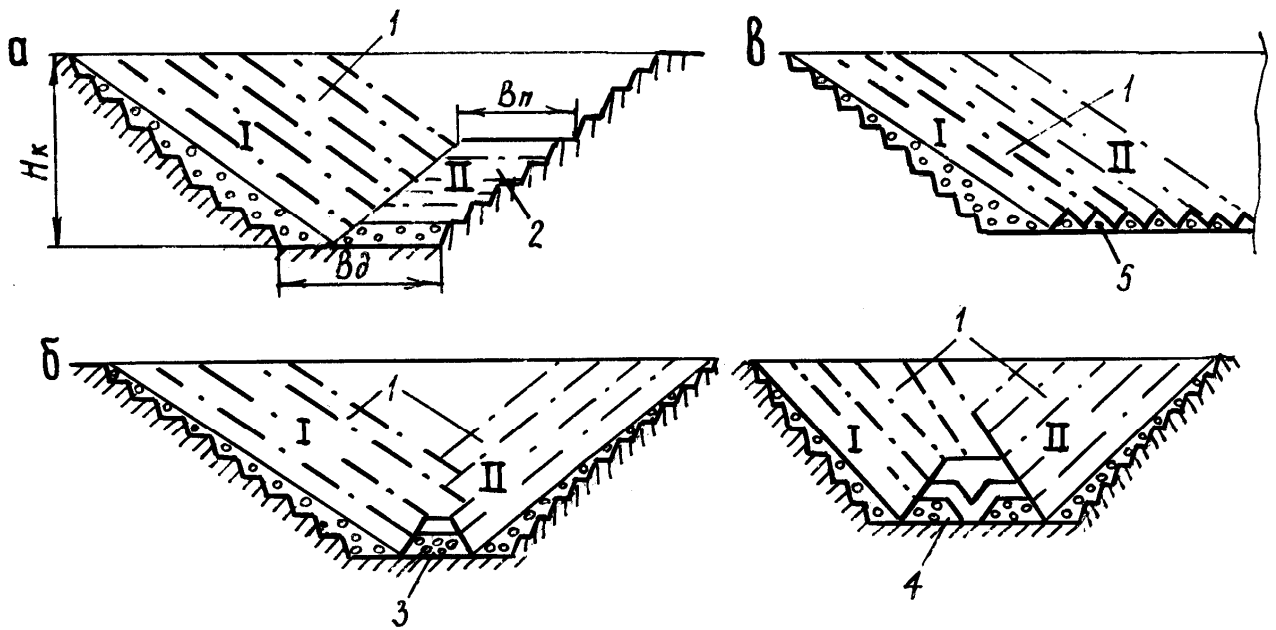


Рис. 2.5 – Схеми засипання відпрацьованих кар'єрів скельними породами (ПКК):

1 – відвальна західка; 2 – прибортова упорна призма; 3 – центральна суцільна упорна призма; 4 – центральна розосереджена упорна призма; 5 – індивідуальна упорна призма; I, II – сорт що відсипають ПКК.

З розглянутих технологічних схем засипання відпрацьованих кар'єрів до використання рекомендується поздовжня однобічна з індивідуальною упорною призмою під кожен шар, формована конусом розвантаження автосамоскиду (кар'єри 1-6-го типів) і поздовжня двостороння із центральною розосередженою упорною призмою (кар'єри 7-го типу). Вибір зазначеної схеми для 7-го типу базових кар'єрів обумовлений їхньою великою глибиною. Застосування центральної упорної призми в даних умовах забезпечить необхідну безпеку відвальних робіт.

При засипанні кар'єрів м'якими розкривними породами й сухими відходами збагачення відвальний ярус не можна формувати висотою більше 15–20 м. У цьому випадку потрібно розробити й обґрунтувати нові технологічні схеми засипання відпрацьованих кар'єрів, що виконано нижче. У даних схемах доцільно застосовувати також комплекси устаткування, до складу яких для формування відвальних ярусів входять бульдозери й навантажувачі. Їхня ефективність підтверджена наведеними вище результатами досліджень (див. рис. 2.6.).

Розробка технологічних схем роздільного складування різнотипних відходів гірничого виробництва у відпрацьованих кар'єрах. Вище відзначалися можливості складування відходів виробництва у відпрацьованих кар'єрах, які розташовуються на окремих ділянках родовищ нерудної сировини, експлуатованих одним підприємством (рудо- або кар'єроуправлінням). Укладання розкривних порід і невикористовуємих відходів збагачення здійснюється у відвалах, а ПКК - у техногенних родовищах. Відходи й ПКК до відпрацьованих кар'єрів доставляються існуючими в кар'єрі транспортними засобами. Найбільше часто їхнє переміщення виробляється локомотивоскладами й автосамоскидами. Схема роздільного складування ПКК й відходів виробництва у відпрацьованому кар'єрі наведена на рис. 2.7.

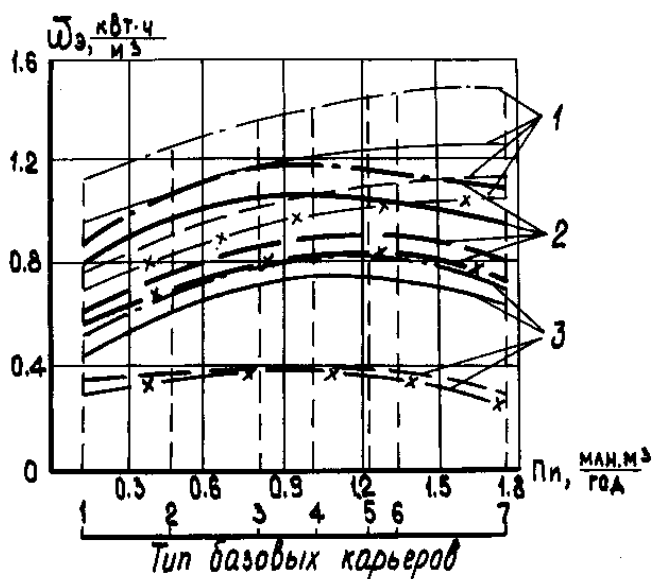


Рис. 2.6 – Графіки залежності питомої енергоємності ω_z засипання 1 м^3 порід у вироблений кар'єр від продуктивності P_u комплексами устаткування, що включають екскаватор мехлопату —, драглайн — - —, колісний навантажувач— - —, бульдозери -x-x-, при технологічних схемах:

1 – із прибортовою упорною призмою; 2 – із центральною суцільною або розосередженою упорною призмою; 3 – з індивідуальною упорною призмою.

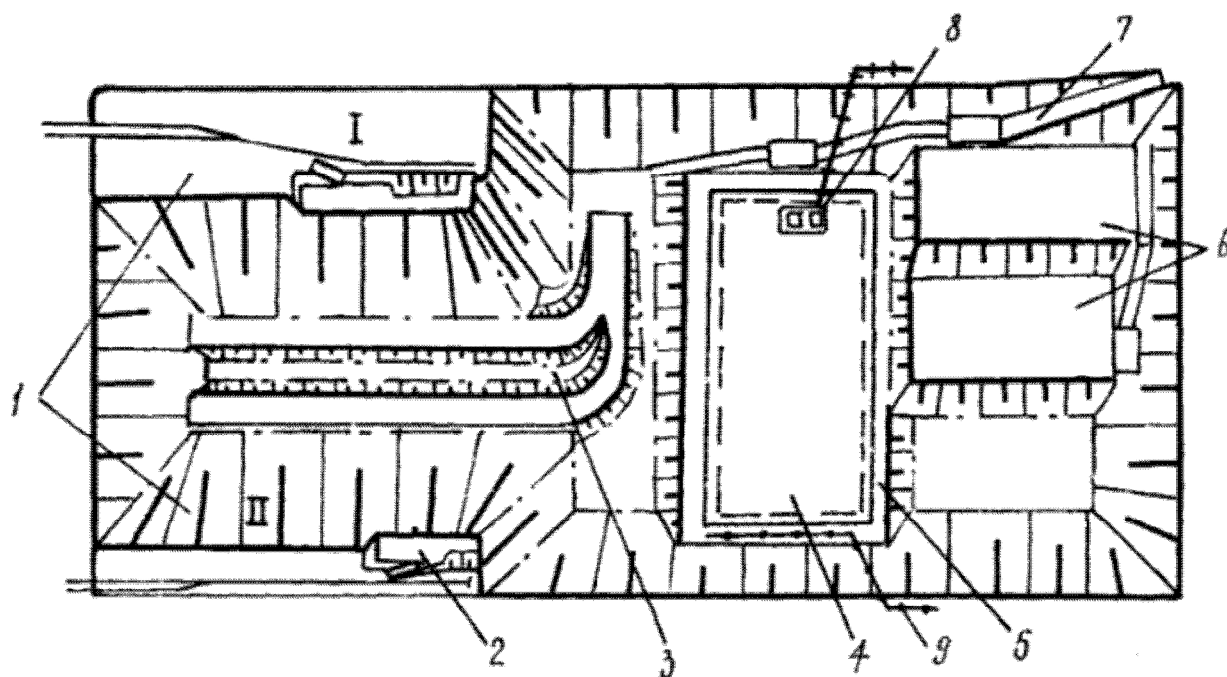


Рис. 2.7 – Схема складування відходів гірничого виробництва у відпрацьованому кар'єрі:

1 – відвал скельних ПКК I-го й II-го видів; 2 – робоча площадка колісного навантажувача на відвалі; 3 – центральна розосереджена упорна призма; 4 – шламосховище; 5 – дамба обвалування; 6 – відвальні яруси м'якого розкриву; 7 – транспортні комунікації кар'єру; 8 – насосна установка з водоводом; 9 – скидуючий пульповід шламосховища.

При видобутку ряду скельних нерудних корисних копалин (флюсові вапняки, графіт, кварцити) у м'яких розкривних породах може перебувати до 20–25 % скельних різновидів у вигляді брекчєевидних, оолітового й уламкових (галькового типу) включень. Ці породи можуть служити гарною сировиною для виробництва будівельних щебенів, щебенів для хімічної (содове) і харчовий (цукрове) галузей промисловості. Їхнє роздільне відпрацьовування й складування у відвалах традиційними технологічними способами практично неможливі. Розроблений спосіб роздільного укладання скельних порід у техногенному родовищі при засипанні відпрацьованих кар'єрів. По цьому способі (рис. 2.8) розкривні породи складуються в відвальному ярусі, що примикає до шламосховища-накопичувача. Автотранспорт або локомотивосостави розвантажуються за межами брівки відвальної західки.

Звідси гірнича маса зіштовхується бульдозерами на розмивну площадку, що має ухил $0,04-0,045$. На цій площадці виробляється розмив порід гідромоніторами середнього напору. М'які частки поступово вимиваються водою й самопливом надходять до укосу, по якому скидаються в шламонакоплювач. Так як кут укосу відсипаємого відвального ярусу становить $36-40^\circ$, то він забезпечує розвиток по ньому швидкості водно-грунтового потоку більшу критичної ($V_K = 1,2-1,3$ м/с) в $1,3-1,5$ рази. Це, у свою чергу, забезпечує транспортування м'яких піщано-глинистих часток до основи відвалу, де вони, залежно від фракційного складу, починають осаджуватися. Відмиті скельні породи залишаються на розмивній площадці, звідки бульдозерами переміщуються під укіс відвальної західки. У такий спосіб по всій ширині відвальної західки зі скельних порід формується техногенне родовище, а в його основі в шламосховище накопичуються м'які різновиди розкриву. У майбутньому відмиті скельні породи сформованого родовища можна розробляти з незначними втратами або засміченням у його основі, де будуть залягати ущільнені й збезводнені розкривні породи.

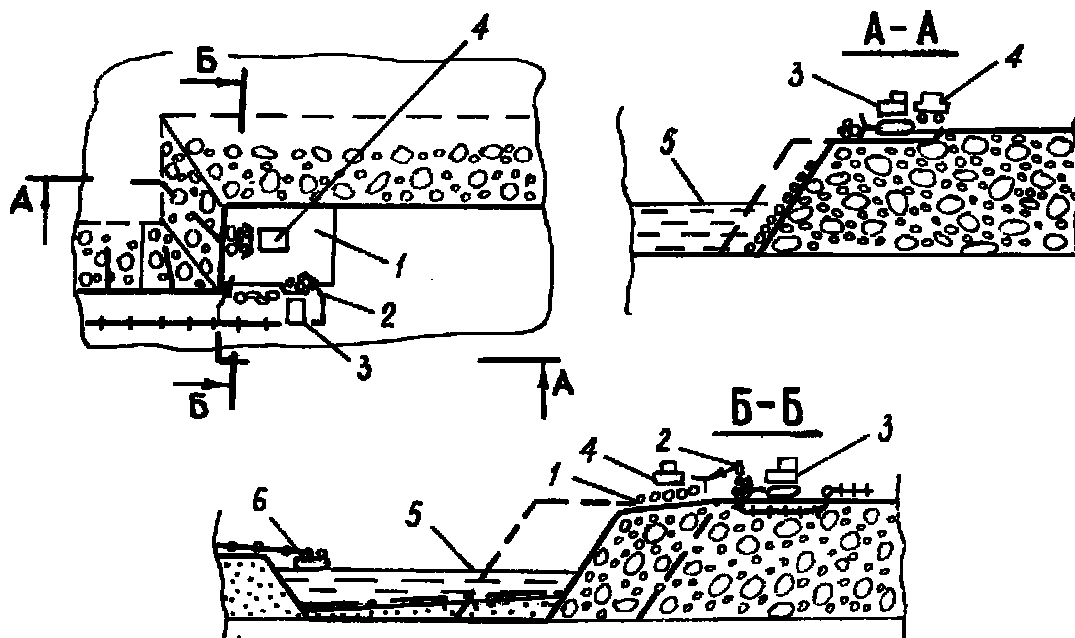


Рис. 2.8 – Схема складування розкривних порід у відпрацьованому кар'єрі з відділенням скельних включень і формуванням з них техногенного родовища (по А.С. № 1788250):

1 – розмивна площадка; 2 – гідромоніторна установка з водоводом; 3 – бульдозер на переміщенні порід до розмивної площадки; 4 – бульдозер на укладанні скельних включень в відвальний ярус; 5 – шламосховище; 6 – насосна установка ставка-відстійника.

Засипка відпрацьованих кар'єрів м'якими породами високим ярусом може проводитись з покрівлі скельних порід по периметру бортів. При цьому місце розвантаження автосамоскидів обладнується утримуючою платформою. Порода під кутом природного укосу укладається по всьому периметрі кар'єру, що засипається. Середня частина його залишається незаповненою, тому такий спосіб може використатися тільки на окремих кар'єрах невеликої ширини або на обмеженій ділянці борту. Доцільно, щоб така ділянка була без відбудованих з'їздів, траншейних берм, якщо вони будуть використатися й надалі. У досліджуваних умовах тільки кар'єри 1-го типу можна засипати м'якими породами одним ярусом висотою до 62–63 м. Схема засипання поперечна двостороння (із протилежних бортів) назустріч один одному. З покрівлі скельних порід можна заповнити весь прибортовий простір. При куті укосу відвалу 32–35° їхні нижні брівки практично замикаються. У цьому випадку кожний із прибортових відвалів буде своєю нижньою частиною підпирати протилежний. Тому можна продовжувати засипання середньої частини виробленого простору в безпечні для роботи устаткування умовах підпору основи відвалів. Після цього верхня частина простору кар'єру засипається уступом на потужність покриваючих порід.

На кар'єрах 2-7-го типів таких умов не буде. Отже, безпечне складування порід м'якого розкриву необхідно здійснювати або уступами висотою до 20-25 м послідовно від дна кар'єру, що засипається, до поверхні або ж використати принципи змиву порід. При змиві порід водою необхідно верхню частину уступу, з якого виробляється засипання, зміцнити. Для цього досить укласти тут шар скельних порід потужністю 2-3 м й ущільнити його піщаною пульпою. Після розвантаження м'якого розкриву під укіс відкриваються засувки на водопідводячих патрубках. З них вода надходить на площину укосу й породи потоком води змиваються у вироблений простір кар'єру. Частково прояснена вода із замкнутого виробленого простору кар'єру

насосними установками подається до змивних патрубків. Ці патрубки укладаються в масиві уступу в місці, укріпленому скельними породами. Їх можна також установлювати над верхньою брівкою борту кар'єру в місці змиву на спеціальних підставках (рис. 2.9.), що забезпечують безперешкодне розвантаження автосамоскидів. Запропонований спосіб заповнення кар'єру відходами дозволяє складувати у його виробленому просторі окремо скельні й м'які ПКК, а в частині, що залишилася, організувати гідравлічне укладання м'якого розкриву й шламів переробки корисних копалин у загальному шламосховищі-накопичувачі. Для ізоляції природного масиву навколо відпрацьованого кар'єру від води шламосховища, уздовж бортів здійснюється підсипання щільними розкривними породами з розміщенням з боку укосу цього відсипання водонепроникних глинистих порід (див. рис. 2.9.). Доступ до насосних установок ставка-відстійника в шламосховище кар'єру здійснюється по з'їздах і транспортних бермах, пройденими в скельному масиві на борті відпрацьованого кар'єру. При цьому для пристрою водозабірною колодязя може використатися зумпфова виїмка, відбудована в скельних породах і перекрита з боку ставка суцільною стінкою з отворами для забору проясненої води.

Раніше була доведена ефективність гідравлічного способу транспортування м'яких порід при складуванні їх у шламосховища й гідровідвали при потужності залягання 10-25 м і вище, річних об'єм робіт від 1 до 4,5 млн. м³ і відстанях до 5-7 км. Використовуючи результати досліджень виконано розрахунок основних параметрів і показників заповнення відпрацьованих базових нерудних кар'єрів відходами гірничого виробництва. При цьому в розрахунках ураховувалося наступне. Замість вибувального з експлуатації базового кар'єру вводиться новий, основні параметри якого аналогічні. Тобто експлуатований і відпрацьований кар'єри перебувають у групі одного типу базових підприємств. Такий підхід прийнятий з урахування, що замість вибувальних потужностей необхідно вводити нові, із близькими по продуктивності параметрами, що забезпечує безперебійну, ефективну й стабільну роботу гірничо-видобувно-переробного підприємства в цілому.

Дослідження виконані для технологічних схем заповнення відпрацьованих базових кар'єрів, у яких передбачається:

а) відособлене складування скельних і м'яких різновидів ПКК в одному з торців виробленого простору;

б) складування м'якого розкриву з розмивом і без такого спільно або окремо від рідких шламів збагачення;

в) переміщення порід з діючого кар'єру до відпрацьованого при відстанях до 4 км здійснюється автомобільним або гідравлічним, а більше 4 км - залізничним або гідравлічним транспортом;

г) для підготовки м'якого розкриву до гідротранспортування використовується комплекс устаткування, що складається із прийомного бункера зі стрічковим живильником, змішувальної ринви (відкритий лоток зі шнековим змішувачем), ґрунтових насосів і напірного пульповоду з випускними патрубками;

д) транспортування скельних і м'яких ПКК до кар'єру автомобільним або залізничним транспортом.

Відомі схеми гравітаційного формування високих відвальних ярусів за допомогою спеціальних ринв. Ці ринви споруджуються разом з розвантажувальною плитою, на якій устанавлюється транспортна посудина (автосамоскид або думпкар). Ринва може бути прямолінійної або криволінійної, а також у вигляді циклоїдальної форми. Установлено, що криволінійна форма ринви переважніше, оскільки забезпечує переміщення відвальних порід на відстанях до 40-45 м замість 25-30 м при довжині ринви 5-6 м. Застосовуючи зазначену розвантажувальну платформу із криволінійною ринвою розроблена наступна технологічна схема засипання відпрацьованих кар'єрів м'якими пухкими й скельними сипучими відходами виробництва (рис. 2.10).

Прибортовий простір засипається скельними ПКК західною шириною до 50-60 м. Потім з використанням розвантажувальної платформи з ринвою здійснюється засипання м'яких ПКК західною шириною до 40-45 м. Попередньо на дні кар'єру формується упорна призма зі скельних ПКК на відстані ширини західки скельних ПКК. Коли м'якими породами до максимально можливої висоти буде заповнений простір між упорною призмою й укосом скельних ПКК, засипання частини, що залишилася, західки виробляється традиційним способом – за допомогою

бульдозерів або колісних навантажувачів. При цьому високий ярус м'яких ПКК буде підпиратися упорною призмою, що гарантує його стійкість при подальшому відсіпанні.

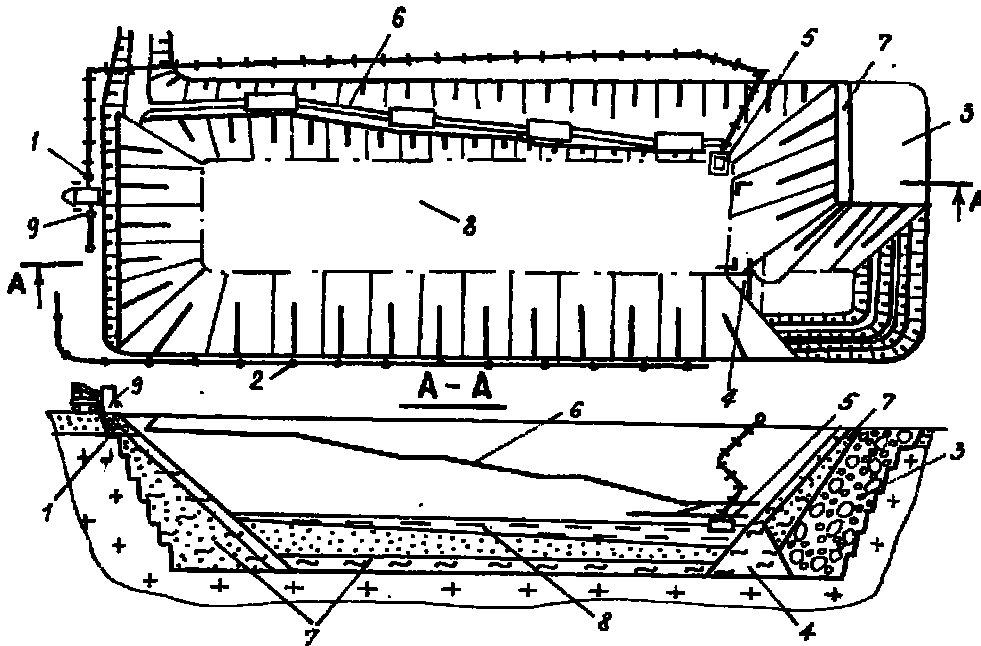


Рис. 2.9 – Схема заповнення відпрацьованого кар'єру зі зливом м'якого розкриву (по А.С. № 1788250, СРСР):

1 – площадка змиву м'яких порід; 2 – площадка скидання шламів; 3 – техногенне родовище скельних і м'яких ПКК; 4 – піонерна дамба шламонакоплювача; 5 – насосна установка з водоводом; 6 – траншеї, що розкривають (напівтраншеї); 7 – захисне підсіпання бортового простору щільними м'якими водонепроникними породами; 8 – шламосховище зі ставком-відстійником; 9 – змивні патрубки.

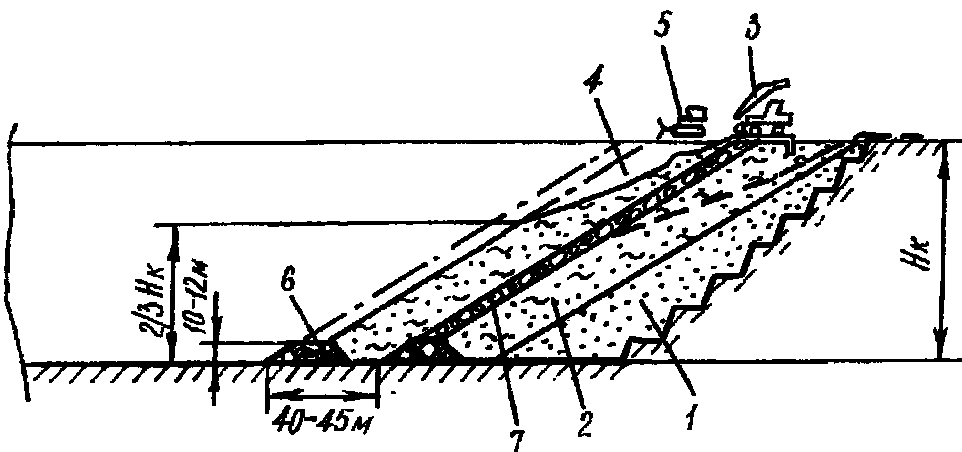


Рис. 2.10 – Схема засипання кар'єру з використанням розвантажувальної платформи й ринви-скидача по пат. 36913 А, Україна:

1 – прибортовий простір кар'єру; 2 – західка м'яких порід; 3 – розвантажувальна платформа зі скидачем; 4 – верхня частина відвального ярусу засипає не ринвою; 5 – відвальне устаткування; 6 – упорна призма в основі ярусу; 7 – скельна присипка.

Наступну західку відсипають зі скельних порід ПКК, присипаючи упорну призму. Потім усе повторюється в аналогічному порядку. Відпрацьовування скельних і м'яких ПКК в майбутньому повинна вестися роздільно. Ширина західки 50-60 м забезпечує виїмку різних видів ПКК з мінімальним засміченням на контактах. Схема використовується при більших обсягах виїмки скельних і м'яких ПКК.

Описану технологічну схему можна також використати при засипанні відпрацьованих кар'єрів м'якими й скельними розкривними породами. У цьому випадку прибортовий простір засипається м'яким розкривом на повну глибину кар'єру. Потім на дні кар'єру в основу відвального ярусу формується упорна призма зі скельного розкриву висотою до 10–12 м і шириною понизу до 40–45 м. Далі з використанням розвантажувальної платформи й ринви виконується відсипання однієї західки тієї ж ширини м'якими породами, з наступним її досипанням за допомогою бульдозерів або колісних навантажувачів з підпором у основі скельною призмою. На сформований укіс м'якого розкриву відсипається шар скельних порід (не менш 3-5 м), що є привантаженням й одночасно відіграє роль дрени масиву відвалів. Наступну заходку м'якого розкриву необхідно відсипати із застосуванням розвантажувальної платформи з ринвою на упорну призму, аналогічну першій. У такий спосіб виробляється відсипання всіх розкривних порід. Масив упорних призм на дні кар'єру надалі служить як систематичний дренаж відвалів.

З описаних вище технологій заповнення відпрацьованих кар'єрів для підприємств по видобутку скельних і напівскельних нерудних корисних копалин можна застосувати чотири технологічні схеми.

Аналізуючи розрахункові значення питомої енергоємності $\omega_{\text{Э}}$ на екскавацію, навантаження, транспортування й укладання ПКК, розкривних порід, а також шламів з устаткуванням у залишковому кар'єрному просторі шламосховища по технологічних схемах I–IV (рис. 2.11.), можна відзначити наступне. На всіх типах базових кар'єрів, за винятком 4-го, найменша величина енергоємності

забезпечується при реалізації технологічної схеми IV (див. табл. 2.4). На кар'єрах 4-го типу, що відрізняються незначною глибиною, економічніше використати технологічну схему III з гідравлічним транспортом м'якого розкриву по пульповодах до відпрацьованих кар'єр і скиданням її в шламосховище разом з відходами ДЗФ (ДСЗ). Схема IV при заповненні даних кар'єрів має енергоємність більше на 4,3 %, що при погрішності теоретичних розрахунків можна вважати порівняним за рівнем ефективності зі схемою III. На інших кар'єрах збільшення енергетичного показника при застосуванні найближчих за значеннями ω_{Σ} до мінімальним технологічним схемам (I, II або III схем стосовно схеми IV) відрізняються на 12-24 %.

Це істотно позначається на рівні споживання енергетичних ресурсів. Схема, що рекомендує, повинна використатися в породах при вологості не більше 8-10 %. Якщо вологість м'якого розкриву вище, тоді для засипання кар'єрів необхідно використати схему зі змивом порід водою в шламосховище (схема II - кар'єри 5, 6-го типів) або схему з гідротранспортуванням порід до відвала - шламосховища (схема III - кар'єри 3, 4, 7-го типів). На кар'єрах малої площі в даних умовах переважніше схема I з автомобільною доставкою порід до кар'єру, що засипається.

Застосування технологічної схеми заповнення виробленого простору типових кар'єрів відходами виробництва із сухим укладанням м'якого розкриву одним високим ярусом при використанні попереднього підпору упорними призмами зі скельних порід і спеціальних розвантажувальних платформ із напрямними ринвами-скидачами можна здійснювати ще на стадії доробки кар'єрів. При цьому шламосховище відокремлюється від робочої зони кар'єру піонерною насипною дамбою, до якої примикають відвали розкриву й техногенні родовища ПКК. Подібні технологічні схеми були розроблені для Кадиковського вапнякового кар'єру Балаклавського рудоуправління і Глухівського кар'єру кварцитових піщаників.

Слід зазначити, що хоча засипання відпрацьованих кар'єрів, розташованих поруч із діючими, по енергетичних витратах трохи вище технології із внутрішнім відвалоутворенням порід і складуванням поверху їхніх рідких відходів, її рекомендується використати на нерудних підприємствах. Це підприємства, які

відпрацьовують родовища декількома кар'єрами. Тоді в комплексі з основними виробничими завданнями успішно вирішуються найважливіші проблеми ліквідації кар'єрів і рекультивації території, зайнятий гірничими відводами під кар'єрними полями.

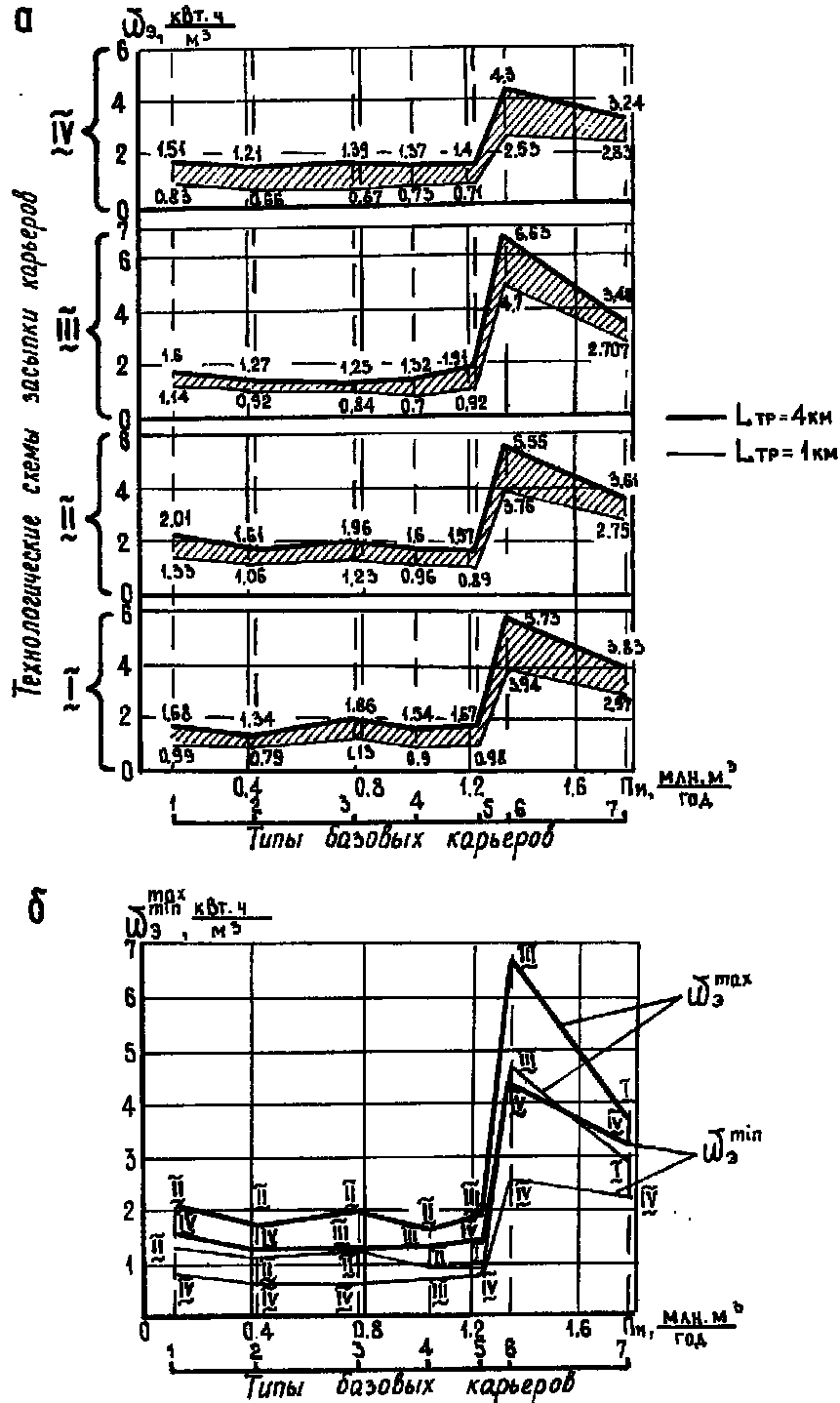


Рис. 2.11 – Графіки зміни питомої до 1 м³ корисної копалини енергоємності (ω_3) виїмки, навантаження, переміщення, укладання м'яких і скельних розкривних порід, ПКК, а також укладання шламів у відпрацьовані базові кар'єри з річною

продуктивністю по корисній копалині (П) для різних технологічних схем I, II, III, IV (а) і для схем з найбільшим (ω_3^{MAX}) і найменшим (ω_3^{MIN}) значеннями енергоємності (б).

Технологія утилізації відходів збагачення нерудних кар'єрів при їхньому складуванні. На флюсовидобувних кар'єрах України відходами збагачувального виробництва є сухі відсівання й “мокрі” шлами. Сухі відходи являють собою вапняково-глинистий матеріал крупністю менш 5 мм. При видобутку вапняків для цукрового виробництва, аналогічні відсівання збагачення накопичуються у відвалах. Мілкокускові й піскові вапнякові відходи одержують також при видобутку блокового каменю з німцівних вапняків за допомогою каменерізних машин. По даним лабораторного аналізу підприємств і досліджень такі відходи структурно містять до 67–78% вапнякового піску й 22–33% глинистих матеріалів. У піщаних частках відсівань утримується більше 53,3% CaO, до 2% MgO й 1,2% SiO₂. Такий хімічний склад сухих відходів дозволив рекомендувати їх до застосування в агломераційному виробництві. При підготовці шихти до агломерації на основі тонкозернистих магнетитових концентратів у неї вводяться грубозернисті добавки у вигляді аглоруди крупністю 0-3 мм і вапняки 0,4-1,6 мм. Як вапняк використовуються сухі відходи збагачення флюсодобуваючих кар'єрів. Ці відходи в цей час можуть використатися практично в повному об'ємі, тому їх доцільно відвантажувати споживачеві безпосередньо з ДЗФ (ДСЗ).

У періоди відсутності транспортних засобів сухі відходи направляються у вироблений простір. Там вони складуються в відвальному ярусі ТР ПМК. Технологічні схеми їхнього складування не відрізняються від ПМК м'яких порід. З відходів формується ярус висотою 8-12 м, що відповідає нормативній висоті черпання використовуваних у кар'єрах одноківшових екскаваторів. Такий ярус сухих відсівів розміщується поверху техногенного родовища поблизу до транспортних комунікацій. Він відробляється й поповнюється сировиною в міру відвантаження продукції споживачам.

Шлами представляють водно-піщанисту суміш. У цій суміші втримується вапняковий пісок крупністю більше 0,14 мм (90,9–98%) і глинисто-пилові частки 0-

0,14 мм (2-9,1%). По хімічному складу шлами також включають необхідні для флюсування залізних руд елементи: CaO (до 53%), Si₂ (до 1%), MgO (до 0,65%), Al₂O₃ (до 0,55%), Fe₂O₃ (до 0,11%). Вміст твердого в шламах флюсових вапняків коливається від 5 до 80 г/л. При подачі вапнякового піску зі шламових відходів у шихту для виготовлення агломерату відсутні компоненти компенсуються введенням до складу шихти чистого переробленого вапняку в необхідній кількості. Оскільки використання товарної продукції з вапняків у шихті буде зменшуватися, то знижуються й витрати енергетичних ресурсів на їхню переробку. У пропонованій технології невирішеною проблемою залишається виділення зі шламів утилізуємої частини вапнякового матеріалу і його зневоднювання до стану, придатного для складування в окремому ярусі-сховищі ПКК або транспортування споживачам. Цю проблему рекомендується вирішувати в комплексі із процесом складування ПКК в техногенному родовищі.

Для осідання вапнякового піщаного матеріалу шламових відходів пропонується використати спосіб деконтировання їх у вузьких траншеях-деконтаторах (рис. 2.12). Деконтировання здійснюється відділенням осаду від розчину зливанням останнього. Траншеї-деконтатори споруджуються на площадці відвалів і техногенних родовищ. Ширину траншей установлюють із можливостей її очищення кар'єрним устаткуванням. Довжина їх розраховується по формулах (2.1). При цьому, по даних вираженнях визначається відстань осадження найменших ($L_{MAX}, W_{MIN} = 0,05$ мм) і найбільших ($L_{MAX}, W_{MIN} = 3$ мм) часток вапнякового або іншого піску.

Швидкість руху пульпи V (м/с) залежить від критичної швидкості V_K (м/с)

$$V_B \leq (1,2 \div 1,5) V_K. \quad (2.3)$$

Відома залежність між витратою гідросуміші Q_P (м³/ч), V_K і діаметром шламопроводу D (м):

$$Q_P = (2970 \div 3900) V_K \cdot D^2 \quad (2.4)$$

При діаметрі $D = 200 \div 300$ мм, з урахуванням річних об'ємів виходу шламів (див. табл. 2.1), у табл. 2.5 наведені розрахункові значення L_{MAX} , L_{MIN} , а також інші основні розміри траншей-деконтаторів.

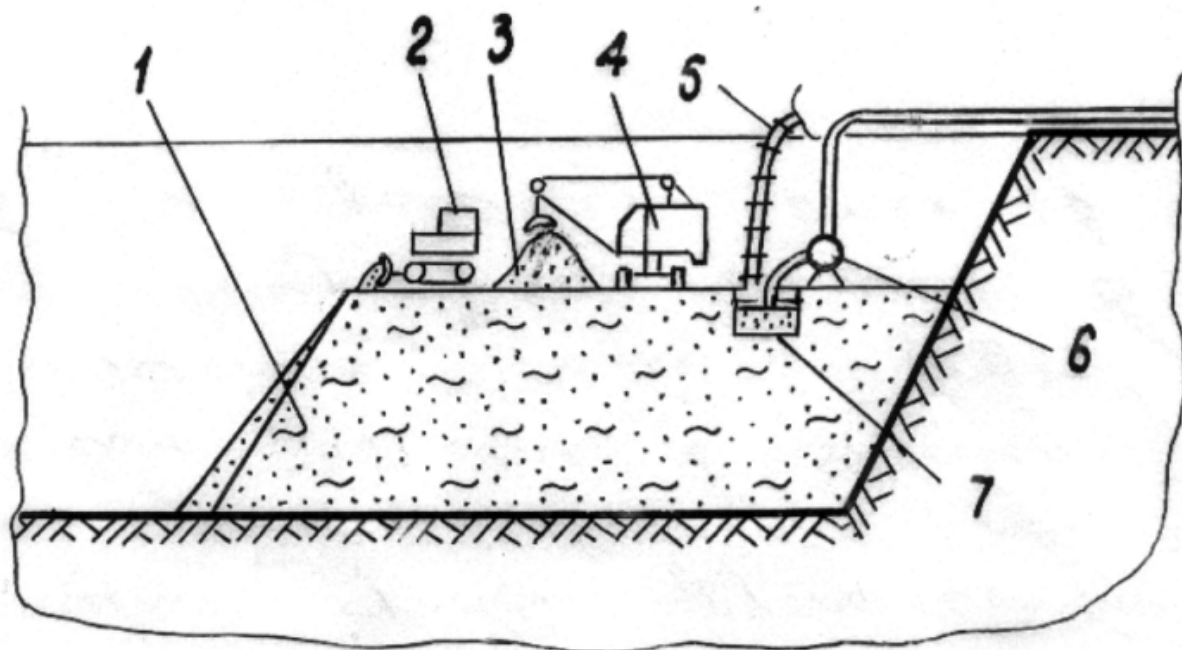


Рис. 2.12 – Схема утилізації шламових відходів збагачення на внутрішньому відвалі або ТР ПКК:

1 – відвал; 2 – бульдозер; 3 – збездонений склад глинистих часток; 4 – механізм для очищення деконтатора; 5 – шламопровід; 6 – насосна установка з водоводом; 7 – траншея-деконтатора.

Пульпа в траншею-деконтатор надходить із торця. При русі її по траншеї відбувається осадження твердих часток уздовж усього шляхи переміщення пульпи. При цьому здійснюється класифікація часток по крупності. Більші з них осаджуються ближче до випускного патрубку. Дрібні накопичуються в протилежного торця траншеї.

Неосілі глинисті зважені частки залишаються у верхньому шарі води. Вони направляються в іншу траншею-деконтатор, розташовану слідом за першою. У ній здійснюється посвітління води, після чого вона відкачується насосом і направляється на ДЗФ (ДСЗ) на промивання корисної копалини.

Заповнена піщаними частками перша траншея-деконтатор очищається екскаватором-драглайном або грейфером. Пісок укладається на площадці

відбудованої з ухилом 0,002-0,003. Тут він остаточно збезводнюється й висихає. Підсохлий матеріал може бути занурений у транспортні засоби для доставки споживачам. Якщо ж пісок не використовується, то його складують у ярусі ТР ПКК, під укис шаром потужністю до 0,5 м. Тут він остаточно збезводнюється під впливом сонця, повітря й вітру.

Таблиця 2.4 – Розрахункові параметри траншей-деконтаторів для осадження частки шламових відходів збагачення нерудних кар'єрів

Показники	Базові кар'єри						
	1	2	3	4	5	6	7
Річний об'єм відходів, тис. м ³	10	42	77	99	122	127	175
Відстань осадження твердих часток у потоці пульпи, м:							
– максимальне, L _{MAX}	32/14	52/23	95/42	123/55	169/67	176/72	217/97
– мінімальне, L _{MIN}	0,6/0,3	1/0,5	2/0,8	2,4/1,1	3/1,3	3,1/1,4	4,2/2,0
Розміри траншей-деконтаторів, м:							
– довжина	41/25	56/28	100/48	128/60	174/72	180/76	222/100
– ширина	3,5	3,5	4	4	5,5	5,5	6
– глибина	3	3	3	3	3	3	3
Довжина траншів для осадження часток, м:							
– пісків 3–0,14 мм	24/8	33/16,5	60/28	77/36	104/43	110/46	135/61
– глинистих 0,05–0,14 мм	8/6	23/11,5	40/20	51/24	70/29	70/30	87/39

Примітка: 1. Чисельник - діаметр D = 200 мм, 2. Знаменник - D = 300 мм.

Із загальної довжини траншей-деконтаторів (див. табл. 2.4) довжина першої траншеї становить 59-61% при Q₄ = 60-80 м³/год. Інші 39-41% займає наступна друга траншея для освітлення води глинистий матеріал, що випав в осад, витягається із траншеї аналогічно першої. Складається спочатку на площадку для зневоднювання й попереднього сушіння. Підсушені відходи можуть використатися для спорудження й екранування дамб шламосховища. Їх можна також складувати під укис верхнього ярусу внутрішніх відвалів у кар'єрах. Висота даного ярусу відповідає товщині водотривкого шару рекультивуємої поверхні.

Траншей-деконтатори розташовуються на відстані 36-40 м від укусу відвалу ТР ПКК. Вони влаштовуються паралельно брівці ярусу або ж уздовж дамби шламосховища. У кар'єрі обладнуються дві лінії траншей-деконтаторів. Одна

робоча, інша резервна, з якої поступово виробляється виїмка попередньо затверділих пісків, глинистих часток і подібного матеріалу.

Доставка утилізуємих сухих відсівів на поверхню ТР ПКК виробляється автотранспортом, колісними навантажувачами й локомотивоскладами. Автотранспорт використовується при відстані до 2-2,5 км, колісні навантажувачі – 0,7-0,9 км. Локомотивосклади доставляють відходи тільки у відпрацьовані кар'єри, розташовані від діючих на відстані більше 2,5-3 км. Укладання їх у верхній ярус техногенного родовища виробляються бульдозером.

При використанні утилізуємих відходів збагачення в промисловості їх відвантажують споживачам безпосередньо з ДЗФ (ДСЗ). Зазначеним способом відвантажуються тільки сухі відсівы збагачення корисних копалин. Шлами гідротранспортом направляють у кар'єр. Після їх деконтування й зневоднювання піщана фракція складається в ярус техногенного родовища. Ті ж об'єми ПКК зі шламів, які необхідно направляти для використання в промисловості, завантажуються в автосамоскиди або колісні навантажувачі. Ними ПКК доставляється на резервні ПП, розташовувані біля в'їзної траншеї в місці примикання магістральних залізничних колій. На даних перевантажувальних пунктах проходить навантаження ПКК у вагони, що доставляють сировину споживачам. Для доставки збезводнених ПКК з утилізуємих шламових відходів до відвантажувального складу ДЗФ (ДСЗ) можна використати також кар'єрні конвеєрні лінії. У цьому випадку магістральний конвеєр необхідно обладнати на верхніх уступах відповідним перевантажувальним пунктом. Він буде включати бункер-накопичувач і навантажувальний живильник або затвор, аналогічно конструкції ГПП із гідрударним пристроєм. Конвеєрна доставка пісків - ПКК буде виконуватися окремо при технологічних перервах у переміщенні на ДЗФ (ДСЗ) основної корисної копалини.

Описана технологічна схема утилізації відходів збагачення при їхньому внутрішньокар'єрному складуванні у випадку використання в народному господарстві дозволяє відмовитися від будівництва на кар'єрах шламосховищ. Однак вона успішно може застосовуватися тільки при сприятливих погодних і

кліматичних умовах, які забезпечують швидке й надійне зневоднювання деконтованих фракцій відходів під дією повітря, вітри й сонця. В Україні найбільш сприятливим періодом для деконтування шламових відходів будуть в весняно-літні місяця року, із квітня-травня по серпень-вересень.

2.2 Технологічні схеми рекультивації кар'єрів нерудних твердих корисних копалин

Відповідно до Закону України рекультивації підлягають всі території, зайняті гірничими розробками. На досліджуваних кар'єрах скельних і напівскельних нерудних корисних копалин складування всіх видів відходів рекомендовано робити в їхньому виробленому просторі. Тому рекультивуватися повинні поверхня відвалів і шламосховищ (після їхнього зневоднювання), а також укоси уступів незаповненої частини, що залишилася, кар'єрів.

Раціональна технологія рекультивації кар'єрів досягається при дотриманні наступної організації робіт. Потенційно родючий шар ґрунту й чорнозем попередньо знімається причіпними скреперами, як найбільш ефективними й найменш енергоємними комплексами. Ними ґрунтова маса транспортується до фронтального контуру кар'єру, уздовж якого формуються склади. Далі, у міру формування відвалів, техногенних родовищ ПКК й шламосховищ, здійснюється покриття рекультивуємої поверхні шаром потенційно родючих порід (суглинки, супіски) і чорноземом. Зазначені роботи виконуються причіпними колісними скреперами.

Техногенні масиви скельних і м'яких ПКК на більшості нерудних кар'єрів не містять у небезпечних кількостях важких металів. Тому їхня поверхня варто консервувати. Для цього її покривають шаром потенційно родючих порід потужністю 10-15 см, що містить коріння. Неущільнені такі породи створюють гарну основу для заростання поверхні травою й чагарниковими рослинами. Останні необхідні для виключення пиління техногенних родовищ і закріплення ґрунтообразуючих порід. Тут доцільно використати для біологічної рекультивації невимогливі до поливу багаторічні трави: буркун білий і лікарський, еспарцет, люцерну посівну, конюшина луговий, багаття безостий й ін. Їх висаджують на горизонтальних площадках. Укоси доцільно заростити чагарниковими рослинами. Дослідженнями відвалів нерудних

кар'єрів (Балаклавського РУ, Глухівського, Коростеньського, Новопавловського) показали, що на укосах таких масивів непогано приживаються рослини природної флори: парнолистник звичайний, мятник вузьколистий, катран татарський. Із чагарникових - обліпіха крушиновидна, шипшина канадський, глід й інших.

Шламосховища кар'єрів необхідно рекультивувати по площах наливних карт. Технологія їхньої рекультивації аналогічна описаній. При цьому потенційно родючі породи покриваються шаром чорнозему потужністю, що відповідає непорушеним прилеглим землям. Потужність чорнозему повинна становити не менш 30 см. У рідких випадках вона перевищує 100 см. На цих площах можливе вирощування зернових, баштанних й овочевих культур. Відновлення ґрунтового покриву на верхній площадці відвалів скельних і м'яких розкритих порід виконується в такий же спосіб.

Найбільші труднощі для рекультивації представляють укоси бортів незаповненої відходами частини кар'єру. Особливо це ставиться до скельних порід. Якщо є в достатній кількості м'які розкриті породи (кар'єри 3, 4, 5, 6 й 7-го типів), тоді варто робити присипку бортів з поверхні в тих місцях, де надалі не будуть використатися площадки й транспортні комунікації. На відсипаний укос виробляється гідросіяння трав, перерахованих вище. Крім цього, укоси можна засадити деревами таких видів: абрикос звичайний, грузнув перистовітвистий, верба біла, груша дика, верба червона, клен яснолистий, обліпіха крушиновидна, шипшина канадський, ясен зелений, яблуня лісова. Для цього необхідно зробити посадку саджанців вручну по укосу. Більш технологічним способом рекультивації укосів є висадження дерев на горизонтальних терасах. Тераси нарізаються кар'єрними бульдозерами, для чого використовуються бічні заїзди від існуючих траншів і площадок.

У частини, що залишилася незаповненої відходами, виробленого простору формується очисне спорудження для промислових вод, ставок для риборозведення, відпочинку людей або нагромадження води, використовуваної на полив сільгоспугідь. Для кар'єрів Кримського півострова й півдня України на терасах укосів і горизонтальних площадок відвалів, а також бортів рекомендується робити

посадку столових і винних сортів винограду. Посадку саджанців краще робити одно- дворічного росту. Мінімумально припустима ширина тераси – 4,5 м. Терасам надається зворотний ухил в 2°, поздовжній профіль – горизонтальний.

2.3 Розробка заходів екологічної безпеки і охорони праці при реалізації раціональних технологічних схем складування відходів виробництва, їх утилізації і формуванні техногенних складів ПМС на кар'єрах

Родовища нерудних корисних копалин характеризуються здебільшого незначними об'ємами порід розкриття і супутньої мінеральної сировини. На кар'єрах, які розробляють ці родовища здебільшого застосовується зовнішнє відвалоутворення та розміщення складів ПМС за межами кар'єру з транспортуванням порід розкриття та ПМС автосамоскидами (бульдозерне відвалоутворення).

Зовнішні відвали – джерела постійного інтенсивного забруднення навколишнього середовища. На них відбувається інтенсивне пилоутворення, попадання в ґрунт та підземні води шкідливих речовин (якщо такі є). Кар'єрні автосамоскиди відносяться до найінтенсивніших джерел забруднення навколишнього середовища (утворення пилу та виділення шкідливих речовин у процесі роботи) з усього обладнання, що застосовується на кар'єрах.

Найбільш прогресивним заходом щодо боротьби з пилом є застосування технології й техніки, при яких виділення пилу значно зменшується. Дуже важливий правильний вибір способу розкриття, систем розробки й технології, що передбачають мінімум буровибухових робіт, робіт із дроблення негабаритів, перевантаженню гірської маси і т.д.

Можливі наступні варіанти технічних розв'язків: заміна автосамоскидів конвеєрами для доставки гірничої маси від вибою до установок переробки, застосування проміжних складів гірської маси, буферних бункерів і т.д.

Мокрі способи боротьби з пилом діляться на:

– способи попередження підйому пилу в повітря, що утворюється при руйнуванні, навантаженні й транспортуванні гірської породи (попереднє

зволоження масиву й гірської породи, зрошення й змочування в момент її руйнування й ін.);

– знепилення повітря або душування зваженого пилу розпиленою водою (зрошення, водяні завіси й ін.);

– запобігання повторного надходження в повітря осілих пилових часток (зрошення й зв'язування осілому пилу);

– устаткування механізмів з найбільш інтенсивним пиловиділенням місцевою вентиляцією з очищенням повітря в рукавних фільтрах з пульсаційною продувкою, очищення від пилу мокрим способом із застосуванням скрубєрів.

Найбільш ефективні способи, що попереджають надходження пилу в повітря, тому що боротися зі зваженим пилом значно важче, ніж попередити її підйом у повітря.

У цей час найбільш перспективна потокова технологія розробки родовища із широким використанням конвеєрного транспорту як для розкривних порід, так і для корисної копалини.

У процесі транспортування гірничої маси конвеєрами пиловиділення відбувається при здуванні пили з поверхні матеріалу, що транспортується, при перевантаженні з одного конвеєра на іншій і при пилінні холостої гілки конвеєра внаслідок прилипання матеріалу. Для попередження здування пилу вітром використовуються різні вкриття. Пиловиділення з холостої гілки можна різко скоротити періодичним чищенням, на навантаженні - шляхом зменшення висоти перепадів матеріалу, що транспортується, а також спорудження вкриттів і аспірації.

Облаштованість виробництва місцевою вентиляцією в місцях утворення пилу набуло широкого застосування, тому що є найбільш ефективним засобом боротьби з пилом при локальному знепиленні.

Місця перевантаження матеріалу, що дробиться, доставляється конвеєром характеризуються найбільшим пилоутворенням, тому застосування різних аспіраційних систем є однією з основних заходів щодо зниження пиловиділення цих джерел пилу.

В Україні впроваджене аспіраційне вкриття пункту перевантаження сипучих матеріалів, що включає корпус із навантажувальним жолобом, що й відсмоктує патрубком, що ущільнюють фартухи й знепилююче обладнання. Для зменшення віднесення пилю через аспіраційну систему знепилююче обладнання виконане у вигляді просторових ґрат зі сферичних елементів, пружно пов'язаних з корпусом укриття й вільно підвішених до рами корпусу. З метою інтенсифікації коливального руху знепилюючого обладнання один зі сферичних елементів підвішений так, щоб відбувався контакт із матеріалом, що рухається по конвеєру.

При перевантаженні матеріалів, у випадку знепилення способом аспірації, з метою підвищення ефективності й зменшення віднесення пилоподібного матеріалу можна застосувати вкриття пункту перевантаження в якому передбачений внутрішній ущільнюючий фартух, установлений перед аспіраційним патрубком, який виконаний із двох рядів П-виглядних вертикально підвішених до верхньої частини корпусу пластин.

Для знепилення місць завантаження стрічкових конвеєрів застосовують укриття, що має два корпуси: зовнішній – із завантажувальною тічкою, аспіраційним патрубком, відбійною плитою; і внутрішній. Для підвищення ефективності знепилення й попередження вибивання пилю через нещільності внутрішній корпус виконаний у вигляді порожньої трикутної призми з відкритою нижньою гранню й похилими торцевими гранями. Він установлений усередині зовнішнього корпусу із зазором у підстави стосовно його бічних стінок і примикає до торцевих стінок і відбійній плиті.

Пропонується також укриття місць завантаження стрічкових конвеєрів сипучих матеріалів, що включає кришку, бічні стінки, ущільнені пружними фартухами, і торцеві стінки із щілинами для входу й виходу конвеєрної стрічки. Для зменшення вибивання пилю з укриття воно постачене пов'язаною з торцевою стінкою камерою бічні стінки якої перфоровані отворами.

З СТВОРЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ЗАХОДІВ З ЕКОЛОГО- Й ЕНЕРГОЗБЕРІГАЮЧОГО ВИДОБУТКУ І ПЕРЕРОБКИ ТВЕРДИХ НЕРУДНИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН НА РОДОВИЩАХ В УМОВАХ ЗМЕНШЕНОЇ СЗЗ

3.1 Технологічні заходи при експлуатації нерудних родовищ великої площі

На кар'єрах великої площі для зменшення впливу гірничого виробництва на довкілля передбачаються такі основні технологічні заходи:

1. Систематичне гідравлічне зрошення вибоїв при провадженні екскаваторних (виймально-навантажувальних) та бурових робіт технічною прісною водою.

2. Транспортування гірничої маси на кар'єрних шляхах виконувати автомобільним (колісним) транспортом від вибою до дробарки МДСУ (ПДСУ) на відстань до 1,2-1,3 км з обладнанням машинного парку нейтралізаторами вихлопних газів. Для зменшення пилоутворення на кар'єрних автодорогах застосовувати полив водою за допомогою спеціалізованих поливочних машин, або обробляти транспортні полоси водними розчинами хлористого кальцію чи сульфідно-спиртової барди, які дозволені Мінекології України для зазначених цілей.

3. Перед проведенням масових підривань вибухових блоків в кар'єрі зазначені блоки та прилеглі території зрошуються водою полив очними автомашинами.

4. Інші технологічні заходи щодо провадження буро-підривних робіт здійснюються і відповідності з розділом 1.4.1. (пункти 1-35).

5. Доставку гірничої маси з вибоїв видобуваної корисної копалини, від дробарних установок МДСУ, ПДСУ на кар'єрах доцільно здійснювати мережами стрічкових конвеєрів відповідно до опису технологічних схем розділу 1.1.3 (див. пояснення до рис. 1.13, 1.14, 1.17).

6. Складування готової (щебенево-піщаної) продукції необхідно виконувати в межах виробленого простору кар'єру в перевантажувально-складських комплексах (ПСК) (на поверхні чи проміжній площадці відсипаного внутрішнього відвалу) біля магістрального конвеєрного підйомника – відповідно до опису технологічної схеми (див. рис. 1.14), або ПДСУ, який розташований на дні кар'єру біля підйомника (на борту) відповідно до технологічних схем рис. 1.13, 1.16 і 1.19.

7. Конвеєрні мережі кар'єрів оснащуються системами аспірації місць перевантаження відповідно до схеми, яка представлена на рис. 3.1.

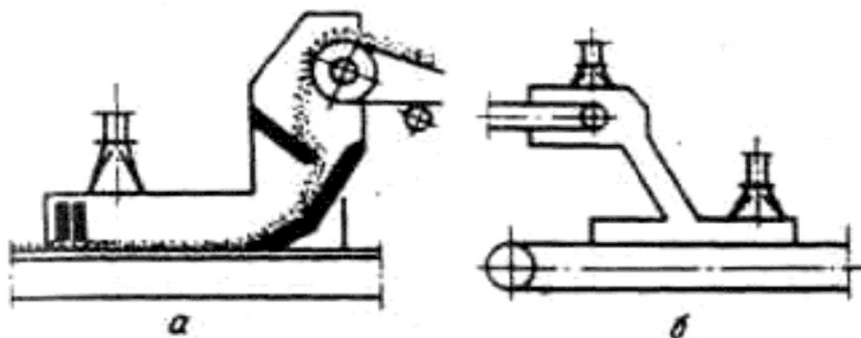


Рис. 3.1 – Схема аспірації місць перевантаження з одного конвеєра на іншій при їхньому паралельному встановленні, а – для невеликого перепаду висот, б – для великого перепаду висот.

Доцільним є також застосування мокрого знепилення зазначених місць перевантаження відповідно до рекомендацій розділу 1.3.2. При цьому самі стрічкові конвеєри покриваються захисною пластиковою чи з іншого матеріалу покрівлею для виключення пило виділень з стрічки конвеєра в атмосферу.

8. Складування порід розкриву та відходів збагачення (переробки) корисної копалини, а також попутно добуваної мінеральної сировини здійснюється у внутрішньому відвалі та виробленому просторі кар'єрів відповідно до технологій, викладених в розділі 2.1.

9. Формування відвалів, техногенних складів (родовищ) виконується поетапно, згідно технологічної схеми IV (див. табл. 2.3). В ній відходи та ПКК транспортуються до місця складування автомобільним (на нерудних кар'єрах довжиною до 1,0-1,5 км) та залізничним (довжиною 1,6-3,0 км) транспортом, складуються роздільно кожна з видів порід одним високим (60-100 м) ярусом з почерговим укладанням скельних та м'яких порід шарами потужністю відповідно 40-45 м і 5-6 м (див. рис. 2.3).

10. Рекультивация порушених земель та внутрішніх відвалів і техногенних складів ПКК виконується відповідно до рекомендацій, викладених в розділі 2.2. (згідно схеми, відображеної на рис. 2.3).

3.2 Технологічні заходи при експлуатації нерудних родовищ середньої площі

Нерудні родовища середньої площі характеризуються більш стисненим відробленим простором кар'єрів в порівнянні з кар'єрами великої площі. В зв'язку з цим технологічні заходи, які були викладені в пунктах 1-4 попереднього розділу 3.1. є дієвим також для кар'єрів середньої площі.

Інші технологічні заходи для родовищ наводяться нижче:

1. Доставку корисної копалини з вибоїв добувних уступів до дробарки первинного дроблення комплексів МДСУ, ПДСУ, ДСУ, ДСФ доцільно здійснювати колісними навантажувачами (ємність ковша до 4-6 м³) – при внутрішньокар'єрному розміщенні дробарки чи комплексу МДСУ, ПДСУ та автомобільним – при розміщенні зазначених комплексів на борту в кар'єрі чи на поверхні.

2. Найкраща екологоощадна технологічна схема гірничих робіт для кар'єрів – з транспортуванням готової продукції з кар'єру на поверхню мережею стрічкових конвеєрів згідно рис. 1.13, 1.16, 1.20 та з застосуванням комплексу МДСУ, який розташований у вибої уступу [16].

3. Складування готової продукції здійснюється в ПСК, які розташовані біля комплексів МДСУ, ПДСУ, або на поверхні борту кар'єру відповідно до результатів розділу 1.2.1. При розміщенні комплексів МДСУ, ПДСУ на дні кар'єру (концентраційний горизонт) ПСК може ефективно функціонувати на площадці внутрішнього відвалу (відповідно до рис. 1.14).

4. Конвеєрні мережі оснащуються системами аспірації та пилоподавлення згідно з п. 7 розд. 3.1.

5. Аналогічно з пунктом 8 розд. 3.1. здійснюється складування відходів виробництва та формування техногенних складів-родовищ ПКК.

6. Формування відвалів у виробленому просторі виконується автотранспортом та колісними навантажувачами уздовж бокового борту. Доцільно на їх площадки перенести внутрішньокар'єрні транспортні комунікації. Відсипка відвалів одноярусна та двоюрисна згідно пункту 9 розд. 3.1.

7. Рекультивация порушених земель внутрішніх відвалів, техногенних складів-родовищ, бортів – згідно пункту 10 розд. 3.1.

3.3. Технологічні заходи при експлуатації нерудних родовищ малої площі

Нерудні родовища малої площі характеризуються малими розмірами (ширина і довжина родовища) та зазвичай малою продуктивністю (до 150 тис. т/рік).

Згідно результатів досліджень (див. розд. 1.1.3) для зазначених родовищ раціональними технологічними схемами розробки родовищ є технологічні схеми з розміщенням дробарок у вибої і транспортуванням готової продукції від вибою на поверхню стрічковими конвеєрами (варіант 5 розд. 1.1.3). В зв'язку з цим технологічні заходи, які були викладені в пунктах 1, 3, 4 розділу 3.1 є дієвим також для кар'єрів малої площі.

Інші технологічні заходи для родовищ наводяться нижче:

1. Найкраща екологоощадна технологічна схема гірничих робіт для кар'єрів – з транспортуванням готової продукції з кар'єру на поверхню мережею стрічкових конвеєрів згідно рис. 1.15 та з застосуванням комплексу МДСУ, який розташований у вибої уступу [16].

2. Конвеєрні мережі оснащуються системами аспірації та пилоподавлення згідно з п.7 розд. 3.1 та повинні оснащуватися захисними спорудами та пристроями під час проведення масових вибухів [18].

3. Аналогічно з пунктом 8 розд. 3.1. здійснюється складування відходів виробництва та формування техногенних складів-родовищ ПКК.

4. Формування відвалів у виробленому просторі виконується автотранспортом та колісними навантажувачами уздовж бокового борту. Доцільно на їх площадки перенести внутрішньокар'єрні транспортні комунікації. Відсипка відвалів однарусна та двохрусна згідно пункту 9 розд. 3.1.

5. Рекультивация порушених земель внутрішніх відвалів, техногенних складів-родовищ, бортів – згідно пункту 10 розд. 3.1.

6. Інша доцільна технологічна схема гірничих робіт – з розміщенням в кар'єрі дробарок першого і другого подрібленні (СДА) та транспортною доставкою подрібленої гірничої маси на поверхностний комплекс сортувального устаткування

(КСУ). КСУ розташований біля виїзної траншеї. Колісний транспорт, переважно колісні навантажувачі, не виключаються також автосамоскиди. (див. пояснювання до рис. 1.14, схема 4; схеми 2 рис. 1.21.;). В таких конвейерна доставка готової продукції може здійснюватись лише для завантаження магістральних видів транспорту (залізничного, річного, шляхового автомобільного), який виконує перевезення цієї продукції замовникам-споживачам.

Тут доцільно реалізувати технологічні заходи зі знепиленням автошляхів в кар'єрі згідно пунктів заходів екологічної безпеки, наведених в підрозділах 1.4.1 та 1.4.2. Заходи з противоаварійного захисту – відповідно до вимог, викладені в підрозділі 1.4.3.

4. АПРОБАЦІЯ ЗАПРОПОНОВАНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ЗАХОДІВ НА НЕРУДНИХ РОДОВИЩАХ В УМОВАХ ЗМЕНШЕНОЇ СЗЗ В ОРГАНАХ САНИТАРНОГО, ТЕХНІЧНОГО І ЕКОЛОГІЧНОГО НАДЗОРУ. КОРИГУВАННЯ АПРОБОВАНИХ»ТЕХНОЛОГІЧНИХ ЗАХОДІВ...» І ПІДГОТОВКА ЇХ ДЛЯ ПЕРЕДАЧІ ДО РЕАЛІЗАЦІЇ В ДОДАТКУ ДО НОРМ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЕКТУВАННЯ (НТП)

4.1 Апробація розроблених технологічних заходів на кар'єрах, які експлуатують ділянки Капітанківського родовища гранітів Миколаївської обл. та в відповідних обласних органах експертизи і надзору

4.1.1 Короткі відомості про Капітанківське родовище гранітів

Капітанківське родовище гранітів розташоване біля села Довга Пристань Первомайського району Миколаївської області України і складається з двох детально розвіданих ділянок – Побужської і Довгопристанської [54].

Довгопристанська ділянка розміщена на лівому березі р Південний Буг в 1-1,5 км на південний-схід від с. Довга Пристань на в проти с. Токарівка, що знаходиться на правому протилежному березі Південного Буга. На ділянці відкрито у 1963 р Довгопристанський гранітний кар'єр

Географічні координати Довгопристанської ділянки

48° – Північної широти;

31° – Східної довготи;

Селище Побужжя з'єднане з ділянкою ґрунтовою дорогою і розміщене в 10 км на північний-захід від ділянки.

Найближчими населеними пунктами до родовища являються села Довга Пристань, Олександрівка, Капітанківка, Брод, Подгіря, селища Побужжя, та Лукашево розміщені на лівому березі р. Південний Буг які з'єднуються між собою ґрунтовими дорогами; с. Токарівка і Велика Мечетна, розміщені на правому березі річки. Моста через р.Південний Буг в районі родовища немає. Най ближчий капітальний міст через р. Південний Буг знаходиться в м. Первомайськ на відстані 20 км на південний-схід від родовища.

Селище Побужжя з'єднане з м. Первомайськ асфальтованою дорогою, відстань до якого складає 25 км.

В економічному відношенні Капітанківське родовище відноситься до району з інтенсивно розвинутим сільським господарством, яке вирощує товарне зерно, технічні культури, продукти тваринництва.

Промисловість району представлена в основному, підприємствами з переробки продуктів сільського господарства – цукровими, маслобійними, пивними, муко мольними заводами. В Первомайську є також невеликий завод з виготовлення цегли і кам'яними кар'єрами.

Геологія. Довгопристанська ділянка розміщена на схилі лівого корінного берега річки Південний Буг. Південна частина ділянки на границі із схилом долини р. Південний Буг має най менші відмітки, північна частина ділянки характеризується більш високими гіпсометричним положенням. Коливання абсолютних відміток поверхні в межах ділянках проходить від +77 до +115 м.

Ділянка витягнута паралельно долині річки Південний Буг; її розміри довжина 800 м, ширина 90-210 м, площа 12,6 га.

Геологічна будова Довгопристанської ділянки аналогічна будові Побужської ділянки, так як в ній приймають участь кристалічні породи докембрію і осадові утворення неогенового і четвертинного періодів.

Докембрійські кристалічні породи представлені сірими і розово-сірими чарнокітовими мігматитами, розовими мілко - середньозернистими апліто-пегматоїдними гранітами. Вказані породи відносяться за віком до верхнього архею.

Виходи указаних порід на денну поверхню добре просліджуються по лівому крутому схилу долини р. Південний Буг, яка являється південною межею Довгопристанської ділянки, в кар'єрі що розміщений в південній частині ділянки, а також в свердловинах котрі проведено на глибину до 50,6 м.

Мінералогічний склад розових гранітів і мігматитів чарнокітового комплексу Довгопристанської ділянки аналогічний мінеральному складу Побужської ділянки. Основними породоутворюючими мінералами являються плагіоклаз, мікроклін, кварц, біотит; в чарнокітах присутні гіперстен; акцесорні – малакон, циркон,

апатит, рудні – ільменіт. Макроспічні рожеві апліто-пегматоїдні граніти являють собою мілко – середньозернисту, ділянками крупнозернисту неяснополосчасту породу рожевого, сіро-рожевого і сірого кольорів, по площинам тріщин забарвлені гідрооксидами заліза: В мінеральному складі приймають участь плагіоклаз – 30-60%; мікроклін – 10-45%; кварц – 25-35%; біотит – 1-7%; хлорит – 1-2%. Акцесорний – малакон, апатит, циркон. Рудний – ільменіт.

Верхня частина гранітів і мігматитів – вивітрена або зачеплена вивітрюванням. Потужність вивітрених порід в межах ділянки коливається 0-12,9 метрів, потужність порід зачеплених вивітрюванням коливається в межах 0,1-9,9 метрів. Найбільша потужність зачеплених вивітрюванням кристалічних порід 7,3-9,9 м спостерігається на береговій частині в районі свердловин 13,14 і 23, на пойменій частині потужність цих порід значно менша, вона коливається в межах 0,1-2,6 метрів.

Простягання розових апіто-пегматитових гранітів і мігматитів чарнокітових в межах ділянки перемінлива і коливається від Пв.Зх 330 до Пв.Сх 50. Падіння порід південно-східне, півчно-східне і північно-західне під кутом 70-85°

Верхня частина кристалічних порід піддана в рівній степені процесам вивітрювання. Потужність вивітрених порід в межах ділянки по даним свердловин коливається в межах 0-17,4 метрів. Тріщинуватість кристалічних порід ділянки розвинута в основному в одному напрямку, що співпадає із с елементами залягання порід. Перевагу мають круто спадаючі і вертикальні тріщини. По свердловинам відмічені полосчасті породи. Кут падіння цих тріщин 70-90°. Поверхня кристалічних порід покрита породами кори вивітрювання – первинними каолінами, іноді жорствою кристалічних порід рівномірної зернистості. Потужність каолінів в межах ділянки за даними 3-х свердловин (9,13,38), що зустріли каоліни, коливається від 1 до 17,3 м. Потужність жорстви, які зустрітої практично всіма свердловинами, складає 0,5-4,7 м. Загальна потужність вивітрених порід в межах ділянки коливається від 0,6 м до 17,3 м. До осадових порід неогенового віку віднесені, сірі глини які зустрічаються в північній, південо-східних ділянках родовища з потужністю 1,8-10,2 м, сірі і жовто-сірі піски, які залягають під товщею бурих і

сірих глин. Потужність цих пісків умовно відносяться до середньо-сарматського під ярусу і досягає 0,9-1,3 метрів в межах ділянки. Товща неогенових відкладень плащеподібно покриває кристалічні породи і простежується тільки в північній (св. 31,41) і північно-східній (св. 35 і 36) частинах ділянки. Як видно із приведених даних загальна потужність неогену досягає 10,2 метрів.

Осадкові утворення четвертинного віку на ділянці представлені палево-жовтими лесовидними і бурими щільними суглинками, які оголюються по схилу долини Південний Буг, в схилах балок, ярах і в пройдених на ділянці свердловинах. Потужність суглинків в межах ділянки коливається від 0,46 до 6,5 м. До четвертинних відкладень відносяться також піски, стратиграфічно залягають нижче суглинків. Піски переважно мілко зернисті глинисті сірого, жовтувато-сірого і світло-жовтуватого кольорів. Потужність їх складає 1,1-5,2 м. Сумарна потужність четвертинних відкладень в межах Довгопристанської ділянки 12,2 метрів. Породи четвертино віку в межах ділянки мають повсемісне поширення. Вони покривають більш древні неогенові утворення, а місцями за відсутності останніх, – породи кори вивітрювання кристалічних, або безпосередньо кристалічні породи.

Корисною копалиною на ділянці, являється свіжі невивітрені граніти і зачеплені вивітрюванням кристалічні породи – граніти і мігматити архейського віку.

Неогенові і четвертинні породи пухкі відкладення, а також вивітрені кристалічні породи, за своїми фізико-механічeskими властивостями не можуть бути використані для бути і щебеня, віднесені до розкривних порід. Сумарна потужність розкривних порід на ділянці коливається в межах 0,7-24,9 метрів.

Найбільша потужність розкривних порід спостерігається в північно-західній і південно-східних частинах ділянки (св. 31, 35,36), де вона складає 18,1-24,9 метрів. На півдні від цих площ в сторону річки Південний Буг потужності розкривних порід зменшуються.

Гідрогеологічні умови. В процесі гідрогеологічного обстеження були відмічені всі виходи підземних вод на ділянці і на прилеглих до неї площах. Основним фактором, являється його положення в поіменній і при схильній частині долини р. Південний Буг. Відмітка поверхні річки поблизу ділянки складає 73,2 м.

Гіпсометричне положення покривлі граніту коливається в межах відміток 94,4-99,9 м, значно вище рівня води в річці. Тому при розробці родовища фільтрація через покривлю кристалічних порід буде відсутня.

На ділянці присутні джерела і їх дебіт становить 0,05-0,2 л/сек. На ділянці є два водоносних горизонти

Перший водоносний горизонт приурочений до прошарків піску в товщі четвертинних відкладень і має характер верховодки. Глибина залягання даного водоносного горизонту 6,3-10,6 м, з потужністю –0,7-1,7 м.

Другий водоносний горизонт приурочений до зони тріщинуватості кристалічних порід і продуктів їх руйнування, являється постійним водоносним горизонтом і поширюється по всій площі розвіданої ділянки. Глибина залягання його – 6,1-22,2 м. Покривля кристалічних порід звичайно зруйнована до стану жорстви і щебеню.

Потужність обводнених товщ даної зруйнованої зони складає 0,1-12,6 м. Відсутність витриманого по простяганню і потужності водоупору обумовлює гідравлічну залежність води з тріщинуватих порід і водами четвертинних відкладень. В приводороздільній частині розвіданої ділянки (св. 35, 41), де кристалічні породи перекриваються шаром сірої щільної глини, водоносний горизонт носить слабо напірний характер. Величина напору складає 0,4-5,8 м. Водоносний горизонт в кристалічних породах був зустрінутий всіма свердловинами за виключенням св. 28, проведеної на ділянці. Абсолютні відмітки зеркала води підземних вод збільшуються за напрямками від річки до водо-розділу від 78,3 до 105,5 м. Напрямок руху підземних вод простежується з сторони водо розділу до річки. Розкрита потужність водоносного горизонту не перевищує 40 м.

Загальний притік води в кар'єр в процесі його максимальної розробки буде складати 1730 м³/доб (70 м³/год). Середній коефіцієнт фільтрації 0,029 м³/добу. Таким чином, осушення кар'єру може бути проведено шляхом відкритого водо відливу. Крім того, з часом, коли створиться депресійна воронка в дзеркалі підземних вод, водо приток за рахунок підземних вод значно зменшиться.

Основну загрозу становить водо приток за рахунок фільтрації із сторони

річки. Для захисту кар'єру від паводкових і проливних вод слід передбачити залишення цинків граніту і обвалування по контуру кар'єра і розкривних порід.

Слід також врахувати, що розвідка родовища проводилася в сухий період (літом) року. В період весняного розтавання снігу притоки води в кар'єрі будуть значно вищі і по регіональним даним можуть в двоє перевищувати розрахункові.

Підрахунок запасів корисної копалини. У зв'язку з витриманою якістю корисної копалини на глибину і по площі проведений загальний підрахунок запасів кристалічних порід родовища без розділу на петрографічні різновиди. До розрахунку прийняті свіжі кристалічні породи та породи зачеплені вивітрюванням. Запаси підраховані середньоарифметичним методом в межах розвіданого контуру.

Запаси кристалічних порід на Довгопристанській ділянці підраховані методикою середньо арифметичного і ступені їх розвіданості віднесені по категоріям А, В і С₁.

Довгопристанська ділянка розвідана на глибину 30-35 метрів (по граніту). Розвітувальні свердловини 33,37 і 38 розкрили вказану потужність корисної копалини і досягнули абсолютної відмітки +58 +59 м.

Нижній горизонт підрахунку запасів кристалічних порід ділянки з абсолютною відміткою +58 м.

Затверджені запаси кристалічних порід Капітанківського родовища

(Довгопристанської ділянки) як сировина придатна для побутового каміння, та щебеневої продукції для будівельних робіт (ТУ 35-53 бувш. держбута ССРСР, ТУ 159-53 бувш. МПСМ ССРСР и ГОСТа 8267-56), згідно перерахунку, проведеного у відповідності з постановою слідуючих кількостях (по категоріям тыс.м³) таблиця 4.1.

Побужська ділянка за своїми характеристиками корисних копалин придатна для аналогічної продукції, як і на Довгопристанській дільниці. Запаси корисних копалин Побужської ділянки оцінені такими:

Категорії А – 256,1 тыс.м³, В – 144,7 тыс.м³, 88,6 тыс.м³.

Таблиці 4.1 – Запаси корисної копалини по категоріям

Категорія запасів	Довгопристанська ділянка		
	Всього	Вивітрені	Свіжі граніти
категорія. А	531,0	25,1	505,9
категорія В	1477, 1	159,0	1318,0
категорія С ₁	2253,9	208,1	2045,8
Всього по категоріям. А+В+С ₁	4262,0	392,2	3869,8

4.1.2 Сутність технологічної схеми розробки гранітів на кар'єрі середньої площі (Довгопристанська ділянка), яка апробована в проекті

Проектом розробки було прийнято заглиблено-суцільну систему розробки із постійними з'їздами. Довгопристанська ділянка Капітанківського родовища з урахуванням геологічної будови і об'ємів розкривних порід, розкривається з південно-східної частині по південному борту кар'єра.

Ділянка родовища розкривається капітальною траншеєю з відмітки +101 м на відмітку +93 м. З'їзди формуються напівтраншеями розміщеними на південному борту кар'єра на відмітки +93 ÷ +88 м, +88 ÷ +78 м, +78 ÷ +68 м, +68 ÷ +58 м. Довжини траншеї котра розкриває перший розкривний горизонт з урахуванням повздовжнього похилу 80‰ складе 100 м. послідуочі розкривні виробки формуються с таким ж ухилом, довжиною 125 м.

Підготовка скельних гірничих порід до виймання проводиться буровибуховим методом (див. рис. 4.1) з використання сучасних вибухових речовин з завантаженням висадженої гірничої маси екскаватором з дизельним приводом в автосамоскид, екскаватор виробництва Японії фірми Hitachi"Zaxis-450 LD-3", з ємкістю ковша 2,6 м³ дозволяє відпрацьовувати уступ висотою до 14 м нижнім черпанням. Він обслуговується автосамоскидами типу Scania або ж подібними вантажністю 25, 30 т

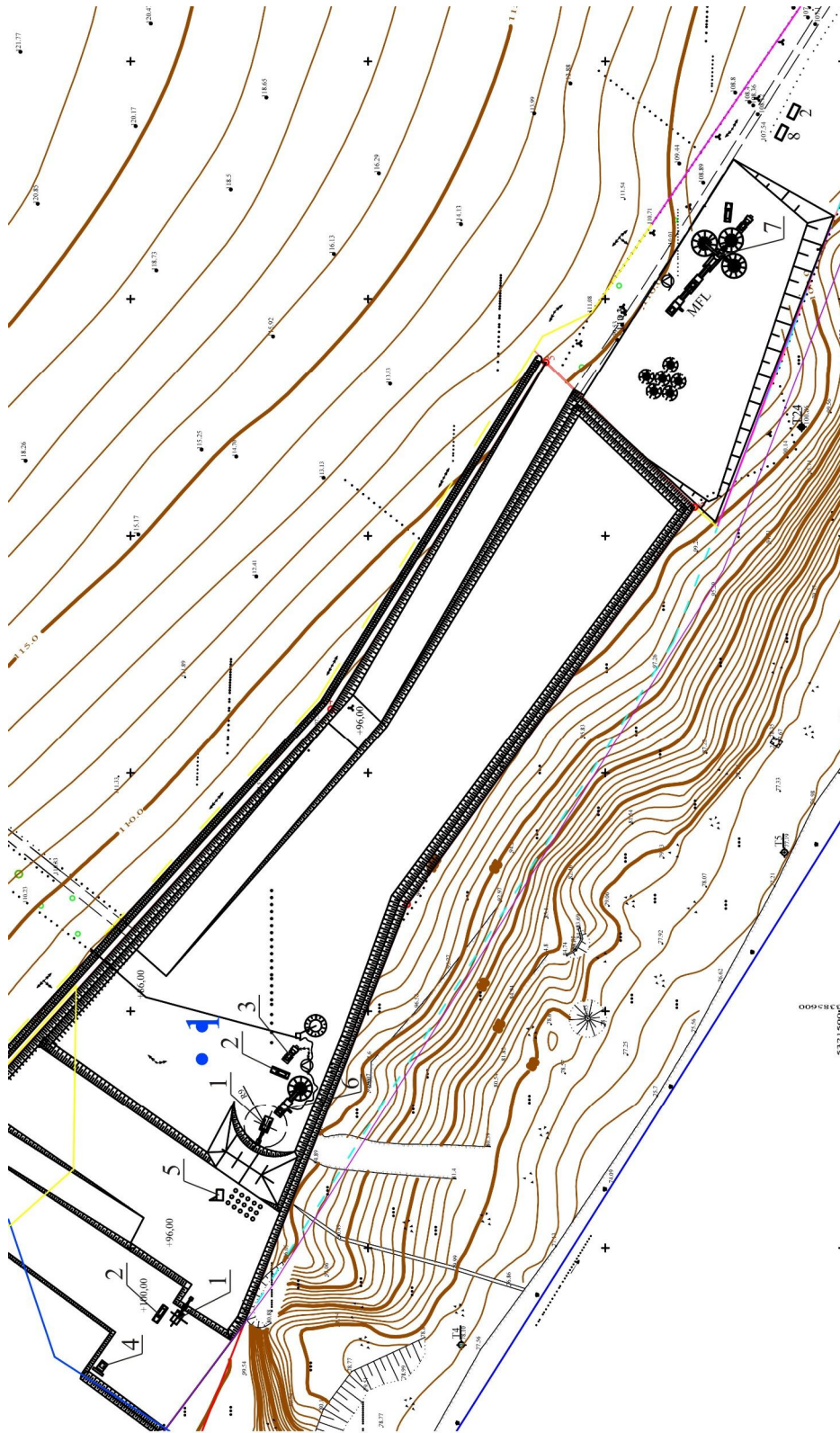


Рис. 4.1. Технологічна схема розробки Довгопристанської ділянки:

1 – екскаватор; 2 – автосамоскид; 3 – колісний навантажувач; 4 – бульдозер; 5 – буровий верстат; 6 – мобільна дробильно-сортувальна установка; 7 – напівстаціонарна дробильно-сортувальна установка

Ширина проїзної частини автодороги розраховані по умові двох стороннього руху автосамоскидів і становить 16 м в кар'єрі.

Бурові роботи виконуються буровим станками Atlas Copco L6 діаметр свердловин 95-110 мм. Проектом передбачені ВР, допущені Держгірпромтехнаглядом до промислового використання.

Технологічні рішення. В проекті розглянуто розробку даного кар'єру з мінімальними втратами корисної копали. Запропонований наступний порядок відпрацювання кар'єрного поля. На першому етапі розробки родовище розкривається з середини кар'єрного поля тимчасовими з'їздами, а фронт гірничих робіт направлений на південний-схід. При даному варіанті розкриття родовища перши горизонт +101 м розробляє переміну потужність розкривних порід, котра знаходиться вище початку розробки і розробляється без створення похилої розкривної виробки. Всі послідуєчі горизонти +93 м, +88 м, +78 м, +68 м, +58 м розробляються внутрішніми напівтраншеями, об'єми котрі необхідно виїняти при проведенні внутрішніх напівтраншей та котлованів для створення початкового фронту робіт приведені в таблиці 4.2.

Розробка проводиться до кінця кар'єрного поля в заданому напрямку. Розкривні породи об'єм котрих 530779 м^3 з них 27606 м^3 є рослино-грунтовим шаром, розміщуються в північно-західній частині кар'єрного поля тимчасовий відвал площею 3,7 га. На другому етапі розробки з розкривних порід з південної сторони у виробленому просторі формується насипні з'їзди до горизонтів +58 м, +68 м, +78 м. горизонт +88 м об'єднується з горизонтом +78 м і буде відпрацьовуватися одним уступом висотою 15 м. розкривний горизонт +93 м буде розроблятися через з'їзд котрий буде переноситися по мірі просування фронту гірничих робіт. Сполучення денної поверхні з робочими горизонтами виконується за допомогою насипних з розкривних порід, а гірничі роботи переносяться на північно-західний борт кар'єру. Відвал (об'ємом 503173 м^3) та решту розкривних порід (об'ємом 701631 м^3) які залишилися планується розмістити в також у вироблений простір поруч з сформованим з'їздом. Крім цього планується переглянути варіант з розміщенням пересувного дробильно-сортувального комплексу (ДСК) поруч з виїздом з кар'єру.

Таблиця №4.2 – Параметри та об'єми розкривних виробок

№ п/п	показники	Висота уступу, м	Керивний ухил	кути укосів при проведенні трашей, градус	Довжина з'їзду, м	ширина з'їзду понизу, м	Ширина розкривного котловану, м	Довжина розкривного котловану, м	Об'єм з'їзду, м ³	Об'єм початкового котловану, м ³	загальний об'єм при розкритті горизонту, м ³
1	Перший розкривний +101	8	0,08	40	100	18	30	40			0
2	Другий розкривний +93	8	0,08	50	100	18	30	40	8800	14592	23392
3	Перший видобувний +88	5	0,08	70	125	18	30	40	3084	6654	9738
4	Другий видобувний +78	10	0,08	70	125	18	30	40	13425	14680	28105
5	Третій видобувний +68	10	0,08	70	125	18	30	40	13425	14680	28105
6	Четвертий видобувний +58	10	0,08	70	125	18	30	40	13425	14680	28105

Дробильно-сортувальний комплекс на першому етапі розробки розміщувати поблизу виїзду з кар'єру, таке розміщення дозволяє суттєво скороти відстані транспортування гірничої маси.

4.1.3 Сутність апробованої в проекті технологічної схеми розробки гранітів на кар'єрі малої площі (Побужська ділянка)

Розкриття родовища. На даній ділянці з урахуванням того, що родовище перебуває в заплаві частині р. Південний Буг розкривні виробітки мають незначні параметри. Відпрацювання ділянки родовища виконується від наявного вибою на відм. +83,0 м у північній або центральній частині родовища. Породи розкриття виймаються екскаватором зворотною лопатою, розташованого на верхньому уступі відм. +97,0 м, верхнім черпанням. Довжина напівтраншеї-з'їзду, спорудженої по породах розкриття, становить 87,5 м. Для видобутку на нижньому горизонті з відм. +76,0 м, висотою 7 м (між відмітками +83,0 - +76,0) проводиться напівтраншея-з'їзд

із заїздом з північно-східної сторони. Розкриття нижнього видобувного уступу здійснюється уздовж границі водоохоронної зони шириною 100 м. Вантажотransпортний зв'язок робочих площадок горизонтів +83,0 м й +76,0 м із ДСЛ (дробильно-сортувальною лінією) здійснюється через автодорогу й з'їзд із ухилом 80 %.

Напівтраншея проходиться буровибуховим способом із застосуванням сучасних промислових вибухових речовин з навантаженням висадженої маси екскаватором (зворотна лопата) з дизельним приводом в автосамоскиди, екскаватор Hitachi "Zaxis-330 LC-3" з ємкістю ковша 1,62 м³ дозволяє відпрацьовувати уступ висотою до 7 м верхнім черпанням. Вони обслуговуються автосамоскидами типу Scania або подібних вантажопідйомністю 25, 30 т.

Бурові роботи здійснюються буровими верстатами Atlas Copco L6, діаметр свердловини 90...110 мм. Проектом передбачені ВР, допущені Держгірпромнаглядом до промислового застосування.

Вибір системи розробки. Гірничо-геологічні й інженерно-геологічні умови залягання корисної копалини й існуючий досвід експлуатації аналогічних родовищ гранітів визначили застосування в проекті на Побужській ділянці Капітанківського родовища транспортної системи розробки з паралельним посуванням фронту гірничих робіт при якій гірничі роботи розвиваються з поступовим зниженням до проектної глибини +76,0 на Побужській ділянці, а потім тільки в горизонтальному напрямку з паралельним посуванням фронту робіт.

На кар'єрі застосовується зазначена вище систему розробки з переміщенням розкривних порід у постійний і тимчасовий (для порід ґрунтово-рослинного шару) зовнішні відвали. Основні види гірничо-транспортного встаткування прийняті згідно завдання на виконання даного проекту (див. рис.4.2): екскаватори – Hitachi типу Zaxis 450 LD-3 (пряма лопата) і Hitachi типу Zaxis 330 LC-3 (зворотна лопата) 1; автосамоскиди – фірми Scania (модель CB6×4 NHZ, вантажопідйомністю 25 т) 2; колісний навантажувач Hitachi ZW-250 – (Об'єм ковша – 3.6 м³) 3; бульдозер – ТС-10 («Добриня») 4; буровий верстат – Atlas Copco L6 (діаметр свердловини – 95-110 мм) 5; мобільний комплекс MFL.

4.1.4 Коригування технологічних заходів з еколого- й енергозберігаючого видобутку і переробки корисних копалин на Капітанківському родовищі гранітів в умовах зменшеної СЗЗ згідно зауважень експертів

Під час проходження експертизи робочого проекту «Розробки Побузької й Довгопристанської ділянок Капітанківського родовища гранітів» в Держгірпромнагляді Миколаївської обл. (ДП «Миколаївський ЕТЦ») експертами було пред'явлено ряд зауважень. Окрім організаційних питань, які стосувалися оформлення проекту, були висунуті зауваження щодо порушення нормативно-правових актів по питанням охорони праці та промислової безпеки. Особлива увага приділялася безпеці ведення гірничих робіт; заходів, що гарантують безпеку населення; охорони праці при виконанні буро-підривних робіт.

Під час усунення зауважень ІПГП Державного ВНЗ «НГУ» було розроблено і запропоновано ряд заходів, які б дозволили підвищити безпеку виконання буропідривних робіт, безпеку ведення робіт та охорону навколишнього середовища на зазначеному підприємстві.

Зокрема було зауважено: а) буро підривні роботи повинні забезпечити екологічну безпеку для людей і об'єктів на межі зменшеної СЗЗ (с. Токарівка, с. Довга Пристань, с. Лукашево, с. Велика Мечетна); б) забезпечити екологоощадне відведення кар'єрних та паводкових вод з зони гірничих робіт при скиданні їх у р. Південний Буг.

Для виконання першої вимоги додатково в ІПГП Державного ВНЗ «НГУ» було розроблено «Проект ведення буро-підривних робіт на кар'єрах Капітанківського родовища гранітів». арх. № 070348; Керівник к.т.н. В.Ю. Швець. В ньому передбачено: екологоощадні буропідривні роботи здійснюються свердловинними зарядами діаметром 90-110 мм, тип вибухової речовини – граммоніт 79/21 ГС, ініціювання НСІ типу ІМПУЛЬС, заряд з водяним проміжком в середній частині, розвиток детонації в напрямку від дна свердловини до її горловини, врубово-діагональна схема монтажу вибухової мережі з орієнтацією відбивання гірничої маси за азимутом падіння основної системи тріщин та в протилежну від житлової зони напрямку. Щодо відведення кар'єрних вод

заплановано виконувати примусово за рахунок використання насосів після попереднього очищення від нафтопродуктів та завислих речовин. Очищення води від завислих речовин буде здійснюватися природнім шляхом за рахунок їх осідання, нафтопродуктів – за рахунок поплавкового обладнання та бензомаслоуловлювача.

Можливий негативний вплив від роботи кар'єр буде здійснювати на:

атмосферне повітря: від вибухових та навантажувальних робіт, транспортування гірничої маси, перевезення порід розкриття та корисної копалини, від роботи кар'єрної техніки. Відповідно до представлених розрахунків, вклади джерел викидів забруднюючих речовин на межі санітарно-захисної зони будуть допустимими;

поверхневі води: вплив прямий через скидання очищених кар'єрних вод до р. Південний Буг, осідання пилу, що утворюється в процесі розробки корисної копалини, а також в результаті проведення вибухових робіт. Для зменшення негативного впливу на поверхневі води передбачається очищення кар'єрних вод від механічних домішок та нафтопродуктів;

соціальне середовище: вплив допустимий через розташування об'єкту на значній відстані від населеного пункту.

Розроблено обґрунтування можливості скорочення нормативної санітарно-захисної зони Довгопристанської та Побузької ділянок Капітанківського родовища гранітів.

Запропонована технологія виконання буро-підривних робіт для руйнування скельних порід забезпечує ефективне розпушення гірничих порід і зменшення негативного впливу підривних робіт за фактором розлітання шматків гірничої маси, діями ударно-повітряної і сейсмічної хвилі та забруднення атмосфери шкідливими викидами пилу та газів на наближені житлові масиви за рахунок застосування сучасних засобів ініціювання, вибухових речовин та матеріалів, а також впровадження новітніх наукових розробок.

Після усунень зауважень і повторного проходження експертизи в ДП «Миколаївська філія «Укрдержекспертизи» був зроблений висновок, що типовий проект відповідає вимогам нормативно-правових актів з пожежної безпеки,

санітарної і екологічної безпеки, а також охорони праці та промислової безпеки (див. Додаток В).

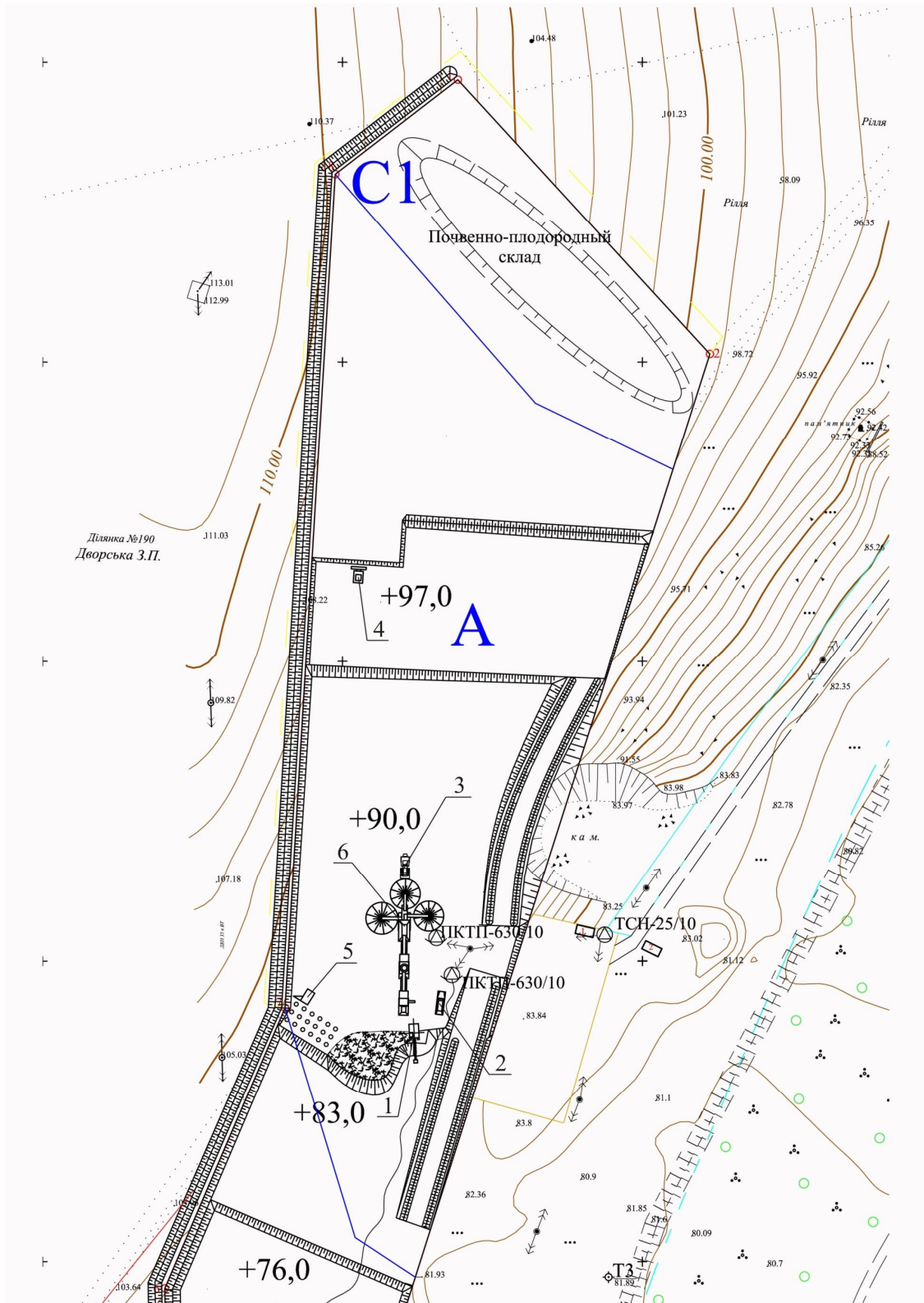


Рис. 4.2. Технологічна схема розробки Побужської ділянки:

1 – екскаватор; 2 – автосамоскид; 3 – колісний навантажувач; 4 – бульдозер; 5. – буровий верстат; 6 – мобільна дробильно-сортувальна установка.

4.2 Апробація запропонованих технологічних заходів в робочому проекті розробки Одарівського родовища мігматитів

4.2.1 Короткі відомості про Одарівське родовище мігматитів

Загальні відомості про родовище. Одарівське родовище мігматитів розташоване в Оріхівському районі Запорізької області, в 0,5 км до півдня від с. Одарівка, на лівобережжі р. Конка [18].

Районний центр м. Оріхів розташований в 20 км до південно-сходу, а найближча залізнична станція «Загальна» Придніпровської залізниці – в 4 км до сходу від родовища, станція «Фісаки» – в 4,5 км на захід.

Найближчим до родовища населеними пунктами, крім села Одарівка, є сел. Камишуваха, Дмитрове та ін. В 200 м півночніше від родовища проходить залізнична лінія Запоріжжя, а в 500 м до півночі – автотраса Запоріжжя – Маріуполь. В 300 м на захід від західного контуру кар'єру проходить високовольтна лінія в 750 кВ республіканського значення.

Географічні координати Одарівського родовища мігматитів становлять:

47⁰42' північної широти й 33⁰36' східної довготи від Гринвіча.

Межами ділянки є: із заходу – лінія, розташована в 120-150 м на захід від західної границі кар'єрного поля в межах площі, виділеної облвиконкомом, на півночі – в 50 м до півдня від берегової лінії р. Конка, на сході – в 200 м до сходу від лінії гірничого відводу в межах малопродуктивних орних земель, виділених замість західної ділянки, де раніше планувалася розвідка, але на якому неможливе проведення геологорозвідувальних робіт через наявність поблизу лінії електропередач республіканського значення.

Геологічна будова родовища. Одарівське родовище мігматитів розташоване в західній окраїні Конксько-Ялинської западини в межах Оріхово-Павлоградського синклінорія й прилеглі до комплексу порід аульської свити, консько-верховцевської серії.

У геологічній будові родовища беруть участь відкладення четвертинного віку й докембрійські кристалічні породи.

Покрив четвертинних відкладень у межах родовища має суцільне поширення.

Ґрунтово-рослинна свита являє собою сильно гумусірований суглинок з більшою кількістю органічних залишків. Потужність його коливається від 0,2 до 2,0 м. Піски, супіски і глини по своєму генезисі віднесені до алювіальних утворень.

Піски на родовищі повсюдно підстилаються глинами, які більш-менш витримані по простяганню, а по потужності по окремих свердловинах збільшуються до півдня.

Загальна потужність пухких осадових порід на родовищі коливається від 1,9 до 19,6 м, у середньому становлячи 8,2 м. Збільшення потужності пухких осадових порід спостерігається до півдня й сходу.

Четвертинні відкладення залягають на кристалічних породах докембрійського віку.

Вивірені породи характеризуються досить інтенсивною тріщинуватістю, тріщини носять, в основному, відкритий характер, по площинах тріщин відзначаються процеси озалізнення. Тріщини заповнені дресвою, каоліном і глинистим матеріалом.

Одарівське родовище характеризується досить витриманим одноманітним комплексом кристалічних порід й у цілому вписується в серію консько-верхівцевських гнейсів й їхніх мігматитів.

Присутні на родовищі амфіболіти й граніти мають обмежене поширення й зустрічаються у вигляді прошарків і жил.

Виділення в мігматитах зони порушених вивітрюванням порід зроблено шляхом візуального визначення й підтверджено мікроскопічними дослідженнями на підставі структурних особливостей і мінералогічного складу порід.

Мігматити, порушені вивітрюванням, мають повсюдне залягання.

Мігматити, порушені вивітрюванням, мають більше низьку механічну міцність, чим незмінені вивітрюванням, що зумовлюється структурними особливостями породи й наявністю в них тріщинуватості.

Потужність порід порушених вивітрюванням на родовищі невелика й коливається від 0,4 до 12,4 м.

Незмінені породи, що складають основну частину розвіданих запасів корисної копалини представлені, в основному, біотитовими й амфібол-біотитовими

мігматитами, рідше гранітами й амфіболітами, що зустрічаються серед мігматитів у вигляді ксенолітів, жил і прошарків. Порода, в основному, міцна, монолітна, тріщинувата у верхній частині розрізу, із глибиною тріщинуватість загасає.

Головні породоутворюючі мінерали представлені плагіоклазом, калієвим польовим шпатом, кварцом і біотитом, які характеризуються нерівномірним їхнім розподілом у породі.

Крім мігматитів, що мають основне поширення на родовищі, в окремих свердловинах у вигляді ксенолітів, дрібних ін'єкцій, жил і прошарків зустрінуті граніти, амфіболіти й гнейси.

Текстура породи масивна. У мінералогічному складі переважає амфібол. Порода також складається з біотиту, плагіоклазу, кварцу.

Пройдена потужність незмінених порід на родовищі коливається від 6,3 м до 63,2 м.

Мігматити Одарівського родовища місцями містять значну кількість окислів заліза. У цілому ж породи розвіданого родовища характеризуються досить витриманим хімічним складом.

На родовищі по корисній копалині в основному, розвинені 3 системи тріщин: вертикальні, горизонтальні і похилі. Кількість тріщин на 1 м² і відстані між ними непостійні й незакономірні.

Гідрогеологічні умови розробки родовища. Гідрогеологічні умови району родовища характеризуються розвитком водоносних горизонтів, приурочених до тріщинуватої зони кристалічних порід докембрія, відкладенням бучака, харкова, полтави й алювіальних піщаних відкладень четвертинного віку.

Тріщинні води в районі робіт мають повсюдний розвиток. Водоносний горизонт спостерігається на глибині від 0,0 до 60-80 м, рівні води в пробурених свердловинах установлюються на глибині від 0,0 до 33 м від денної поверхні. На окремих ділянках води тріщинуватої зони мають напірний характер, величина напору змінюється від декількох метрів до 40-60 м.

Водообільність горизонту цілком залежить від ступеня тріщинуватості кристалічних порід, у результаті чого питомі дебіти свердловин коливаються від тисячних часток літра в секунду до 0,2 л/сек.

Якість тріщинних вод характеризується великою строкатістю по площі, мінералізація змінюється від 0,9 до 3 г/л.

До алювіальних піщаних відкладень долини р. Конки присвячений четвертинний водоносний горизонт. Водомісткими породами є дрібнозернисті кварцові ясно-жовті піски на окремих ділянках глинисті, замулені.

У цих відкладеннях розвинені ґрунтові води, що характеризуються глибиною залягання від 0,3 до 2,7 м, відносно невисокою водонасиченістю (питомі дебіти 0,15 л/сек.) і незадовільною якістю води. На окремих ділянках, де відсутні глини ґрунтові води алювіальних відкладень тісно пов'язані з водоносним горизонтом тріщинуватої зони кристалічних порід.

Водообільність ділянки розвідки за результатами досвідчених відкачок характеризується дебітами свердловин від 0,04 до 0,2 л/сек.

По хімічному складі води ставляться до хлоридно-гідрокарбонатно-кальцієвим і хлоридно-сульфатно-кальцієвим з мінералізацією 1400-1500 мг/л. Слід зазначити, що 2010 р. зроблено аналіз води р. Конка мінералізація складала в кар'єрі 2196 мг/л, у р. Конка – 2331 мг/л.

Підвищеною мінералізацією володіють і поверхневі води ріки Конки – мінералізація при тім же хлоридно-сульфатно-кальцієвому складі досягла в (1986-88 р.) 1700 мг/л проти 1030 мг/л (1973 р.).

Підрахунок запасів. Проведені на Одарівському родовищі геологорозвідувальні роботи, виконаний комплекс лабораторних випробувань дозволяють у межах описуваної площі зробити підрахунок запасів і переоцінку корисної копалини й обсягу розкритих порід.

Запаси корисної копалини Одаровського родовища підраховані в межах площі, обмеженої виробками (31 га).

Ступінь вивченості родовища, обумовлена щільністю розвідницької мережі, глибиною розвідки й вивченістю якості розвіданих мігматитів, дозволила класифікувати запаси мігматитів по категоріях А, В и С₁.

При підрахунку запасів враховані виробки, пройдені в період розвідок 1965 й 1973 років.

Таким чином, виконаним підрахунком (1988 р.) на площі 31 га виявлено 18696,0 тис. м³ корисної копалини. Запаси категорії А становлять 3736,7 тис. м³ або 20 % від загальної кількості запасів, запаси категорії В – 3475,7 тис. м³ або 19 % від всіх запасів, запаси категорії З₁ – 11483,60 тис. м³ або 61 %. Сумарний обсяг розкривних порід, що покривають корисну копалину, становить 3141,76 тис. м³.

4.2.2 Технологічна еколого- й енергозберігаюча схема розробки корисної копалини на Одарівському кар'єрі та заходи, які апробовані в проекті

Схема розкриття кар'єру. При розробці Одарівського родовища мігматитів передбачається застосування конвеєрного транспорту в якості основного внутрішньокар'єрного для видачі дробленої гірської маси з кар'єру на ДСЗ. Тому розкриття кар'єру передбачене похилою напівтраншеєю, розташованою на північно-західному борті (див. рис. 4.3). Ухил цієї траншеї проектом прийнятий 13°. Проектом, розробленим у Державному ВНЗ «НГУ», передбачений захист конструкції конвеєра й транспортної смуги від падіння породних шматків з вищерозташованого північного укосу траншеї. Цей захист здійснюється спорудженнями з боку укосу борта каменеуловлюючого породного валу. З боку нижчерозташованих укосів по всій довжині транспортної берми напівтраншеї, за узбіччям зазначеної смуги й за межами берми можливого обвалення, передбачається спорудження обмежуючого (запобіжного) валу висотою не менш 1 м.

Проектом передбачається, що в міру необхідності можуть споруджуватися тимчасові насипні з'їзди. Їх спорудження виконують переважно гірничою масою із дроблених порід мігматитів, щоб було відсутнє розубожування корисної копалини, яку добувають.

Траншеї й напівтраншеї по скельних породах проходяться буро-вибуховим способом із застосуванням сучасних емульсійних промислових вибухових речовин з навантаженням гірничої маси екскаватором зворотна лопата й фронтальним навантажувачем. Застосовуваний навантажувач на видобувних роботах БелАЗ-7822 виробництва Беларусь, з ємкістю ковша 6 м³ дозволяє відпрацювати розвал уступу нахиленими шарами висотою до 11 м. Для проходки траншеї використовується

екскаватор Hitachi типу Zaxis 330 LC-3 (зворотна лопата). Він обслуговується автосамоскидом типу КрАЗ або подібних вантажопідйомністю 16-25 т і менш.

Бурові роботи здійснюються буровими верстатами Atlas Copco L6, Titon - 500 діаметр свердловини 152 мм. Проектом передбачені ВР – Україніт ПП-2 й інші.

Технологічні рішення по проходці виробок, якими розкривають горизонти. Виймання порід розкриття проводяться без попереднього розпушування. Виймання порід ведеться безпосередньо з вибою екскаватором з наступним навантаженням у транспортні засоби.

Траншеї й напівтраншеї по скельних породах проходяться буровибуховим способом із застосуванням сучасних промислових вибухових речовин з навантаженням висадженої маси екскаватором зворотна лопата. Бурові роботи здійснюються буровими верстатами Atlas Copco L6 або Titon - 500 з діаметром бурової коронки 95-152 мм. Проектом передбачені ВР, допущені Держгірпромнаглядом до промислового застосування, переважно емульсійні.

Для проходки траншей використається екскаватор Hitachi типу Zaxis 330 LC-3 (зворотна лопата). Він обслуговується автосамоскидами типу КрАЗ або подібних вантажопідйомністю 16 - 25 т і менше.

Система розробки й виробництво гірничих робіт. Гірничо-геологічні й інженерно-геологічні умови залягання корисної копалини й існуючий досвід експлуатації аналогічних родовищ мігматитів, визначили застосування в проекті на Одарівському родовищі транспортної системи розробки з паралельним подвиганням фронту гірничих робіт, по мірі відпрацьовування горизонтів кар'єру, при якій гірничі роботи розвиваються з поступовим переміщенням і наступним зниженням до проектної глибини –40,0м, але в основному фронт гірничих робіт посувається горизонтально.

Для виконання робіт прийняте наступне обладнання (див. рис. 4.3):

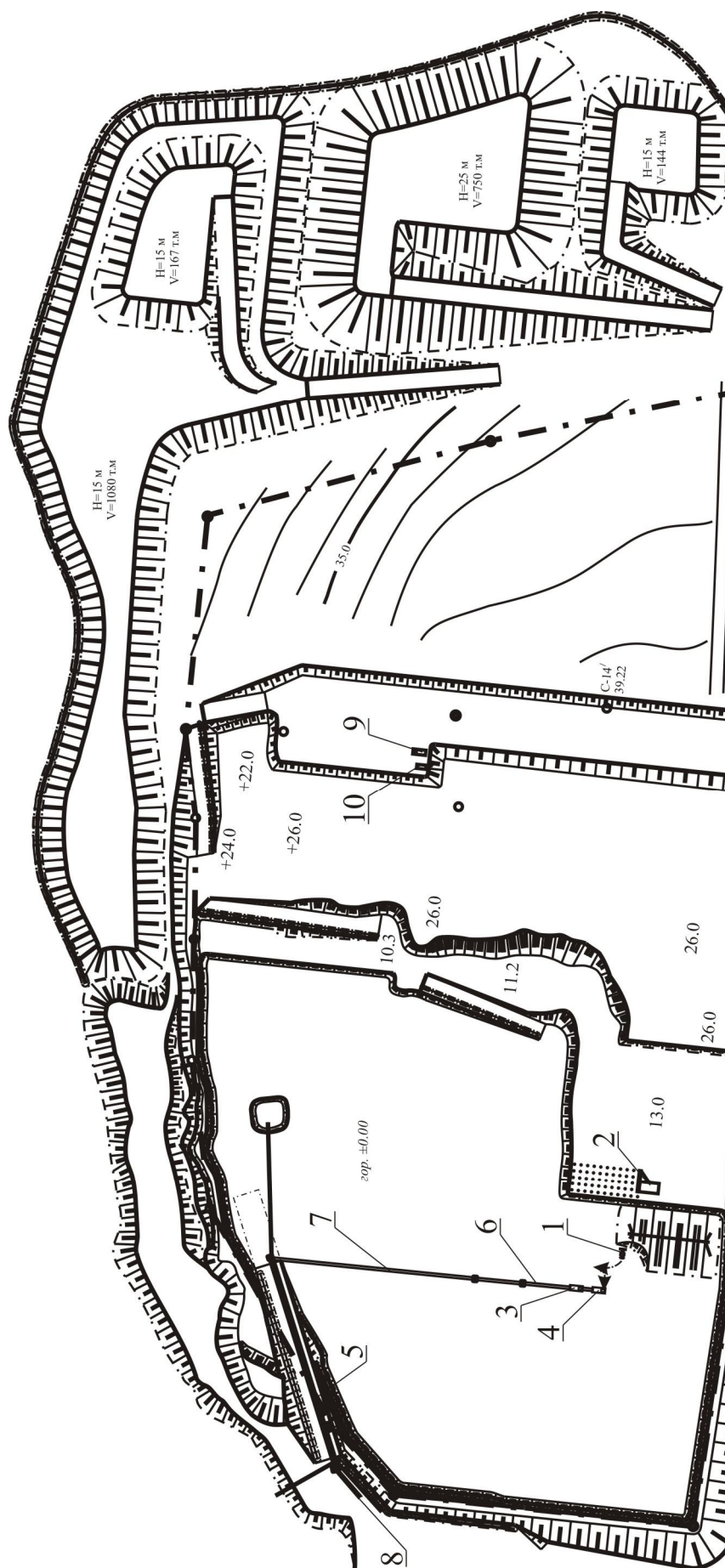


Рис. 4.3. Технологічна схема розробки Одрівського кар'єру мігматитів:

1 – колісний навантажувач; 2 – верстат буровий; 3, 4 – самохідні дробильні агрегати (СДА-1,2); 5 – стаціонарна піднімальна конвеєрна установка; 6 – пересувні забійні конвеєри; 7 – сполучні конвеєри; 8 – сполучний конвеєр на поверхні; 9 – автосамоскид; 10 – бульдозер.

– **видобувні роботи:** колісний навантажувач БелАЗ-78221 – (об'єм ковша – 6 м³) 1; буровий верстат – Atlas Copco L6 або Titon – 500 (діаметр свердловини – 95-152 мм) 2; самохідні дробильні агрегати (СДА-1,2) у кар'єрі – Metso Minerals 3, 4; стаціонарна піднімальна конвеєрна установка 5; пересувний міжступний перевантажувальний конвеєр; пересувні забійні конвеєри 6; сполучні конвеєра 7; сполучний конвеєр на поверхні 8;

– **розкривні роботи:** екскаватори – Hitachi типу Zaxis 330 LC-3 й АТЭК-761 (зворотна лопата); автосамоскиди – фірми КрАЗ 65055 або ін. (вантажопідйомністю до 16 - 25 т) 9;

– **допоміжні роботи й відвалоутворення:** бульдозер – Б-170 (на базі трактора Т-170 або подібний) 10.

Порядок відпрацьовування родовища. Родовище відпрацьовується погоризонтно з виділенням етапів по глибині розробки. На першому етапі передбачено відпрацьовування родовища до глибини $\pm 0,0$ м, на другому до відмітки -13,5 м, на третьому до відмітки -27,0 м, на четвертому - -40,0 м.

Гірничо-підготовчі роботи при розкритті горизонтів Гірничо-підготовчі роботи при розкритті горизонтів полягають в проведенні капітальної траншеї (з кутом 13°) до проектного дна кар'єру в північно-західній частині родовища й створення розрізних траншей або розрізного котловану. У період експлуатації кар'єру при відпрацьовуванні II, III, IV етапів створюються з'їзди в східній частині кар'єрного поля. Розкриття горизонтів здійснюється автомобільними з'їздами із застосуванням екскаватора Hitachi типу Zaxis 330 LC-3 й автосамоскидів КрАЗ 65055. При формуванні з'їздів у східній частині кар'єру й тимчасових з'їздів витримується ухил не більше 100%. Розпушування скельних порід здійснюється із застосуванням буровибухових робіт, м'які породи витягаються з вибою без попереднього руйнування.

Розкривні роботи. Уступи м'яких порід розкриву середньою висотою до 6,5 м передбачено розробляти зворотною лопатою Hitachi типу Zaxis 330 LC-3 (АТЭК-761) з навантаженням в автосамоскиди КрАЗ-65055 (вантажопідйомністю 18 т) або інших подібних типів вантажопідйомністю до 25 т. Доставка м'якого

розкриття здійснюється в зовнішній відвал, що розташований у північній і північно-східній частині земельного відводу. Частина розкритих порід, а саме піски передбачається селективно виймати, складувати або відвантажувати споживачам.

Окремо уступ скельних порід розкриття (вивітрені мігматити потужністю від 1,0 до 5 м) середньою висотою 3 м передбачається руйнувати буровибуховим способом з наступним навантаженням екскаватором Hitachi типу Zaxis 330 LC-3 або навантажувачем в автосамоскиди КрАЗ-65055. Проектом передбачається переробка скельних розкритих порід, для власних потреб. Не затребувані обсяги скельного розкриття будуть розміщатися в зовнішньому відвалі.

Внутрішній відвал у кар'єрі може формуватися в період досягнення кінцевої глибини відпрацювання кар'єру, після відпрацювання обсягів порід розкриття, які забезпечать подальший видобуток корисної копалини.

Виробництво видобувних робіт. Видобувні роботи провадяться спочатку на верхніх горизонтах (з відміткою підосви $+13,0 ; \pm 0,0$ м), які спрацюються заходками по західному борту наявного кар'єру до проектних контурів, потім фронт гірничих робіт направляється на схід (перший етап розвитку кар'єру). На другому етапі відбувається поглиблення до позначки $-13,5$ м, на третьому відбувається поглиблення до позначки $-27,0$ м, а також його відпрацювання й на четвертому етапі доробка до граничної глибини $-40,0$ м.

Після виробництва буровибухових робіт здійснюється виймання корисної копалини за допомогою навантажувачів БелАЗ-7822. Навантажувачами виконується виймання, доставка гірничої маси до самохідного дробильного агрегату (СДА-1) первинного дроблення Metso Minerals продуктивністю 350 т/год. Після дроблення самохідними дробильними агрегатами виконується переміщення гірничої маси системою конвеєрів до дробильно-сортувального заводу (ДСЗ) по сформованій у північно-західній частині капітальній траншеї на площадку ДСЗ. Одночасно в розробці на першому етапі може перебувати два уступи, на наступних етапах спрацюється один уступ.

4.2.3 Технологічна схема та заходи з екологозберігаючої переробки мігматитів на кар'єрі, яка апробована в проекті

У складі забійного комплексу дробильно-сортувального встаткування (першої й другої стадій дроблення) передбачається установка наступних агрегатів виробництва Metso Minerals продуктивністю 350 т/год при вологості продукту до 1% (табл. 4.3).

Таблиця 4.3 – Самохідні дробильні агрегати забійного комплексу дробильно-сортувального встаткування

№ п/п	Найменування	Кількість, шт.	Виробник, постачальник
1	1 стадія дроблення й видалення сміття Metso Minerals LT-110E	1	Metso Minerals
2	2 стадія дроблення Metso Minerals LT300GPS Electric	1	

На етапі 1 стадії дроблення й видалення сміття за допомогою СДА-1 у складі агрегату Metso Minerals LT-110E виконуються такі процеси:

- навантаження вихідної гірничої маси за допомогою фронтальних колісних навантажувачів БелАЗ 78221 у живильний бункер;
- первинна переробка на колосниковому живильнику Nordberg VF544-2V і подача матеріалу в шокову дробарку;
- транспортування сміття у відвал бічним конвеєром Н8-10;
- дроблення гірничої маси в шоковій дробарці Nordberg С110 із завантажувальним отвором 1100 x 850 мм і шириною розвантажувальної щілини 120 мм, витікання на лотковий живильник PF525;
- транспортування дробленого матеріалу головним розвантажувальним конвеєром Н14-12.

На етапі 2 стадія дроблення за допомогою СДА-2 у складі агрегату Metso Minerals LT300GPS Electric виконуються такі процеси [4]:

- навантаження вихідної гірничої маси після переробки на СДА-1 у живильний бункер і транспортування піднімальним конвеєром Н12-6 у модульний колосниковий живильник ТК11-42-2V;

- переробка гірничої маси на колосниковому живильнику ТК11-42-2V з розміром щілини 36 мм: підрешетний продукт не піддається дробленню й направляється безпосередньо на головний конвеєр Н12-10, надрешетний продукт подається в прийомний бункер конусної дробарки GP300S;

- дроблення гірничої маси в конусній дробарці GP300S і подача на грохот ТКМ15-30-2S головним конвеєром Н12-10;

- переробка гірської маси на грохоті ТКМ15-30-2S з розміром осередку 56 мм: підрешетний продукт направляється безпосередньо на конвеєр Н12-7, надрешетний продукт піддається дробленню й подається в прийомний бункер конусної дробарки GP300S конвеєром Н8-8;

- транспортування дробленого матеріалу головним розвантажувальним конвеєром Н12-7.

Єдиний потік подрібненої гірничої маси класу 0-70 мм із розвантажувального конвеєра дробарки Metso Minerals LT300GPS Electric комплексом конвеєрів подається на напівстаціонарний дробильно-сортувальний комплекс ДСЗ.

Схема переробки гірничої маси забійним комплексом СДА-1 і СДА-2 представлена на рис. 4.4.

Переробка корисної копалини на дробильно-сортувальному заводі. Піднятий на поверхню кар'єру потік гірничої маси направляється сполучним стрічковим конвеєром довжиною 35м, із шириною стрічки 1000 мм до ДСЗ. Схема переробки гірничої маси дробильно-сортувальним заводом представлена на рис. 4.5.

Переробка гірничої маси дробильно-сортувальним заводом виконується у дві стадії:

1 стадія

вихідна гірнична маса конвеєром КС1000/35.00.00.000 довжиною 35 м подається на грохот ТТН 7203 і розділяється на чотири класи (-10мм, 10-20 мм, 20-40 мм, 40-70 мм); класи 10-20 мм, 20-40 мм складуються за допомогою відвальних

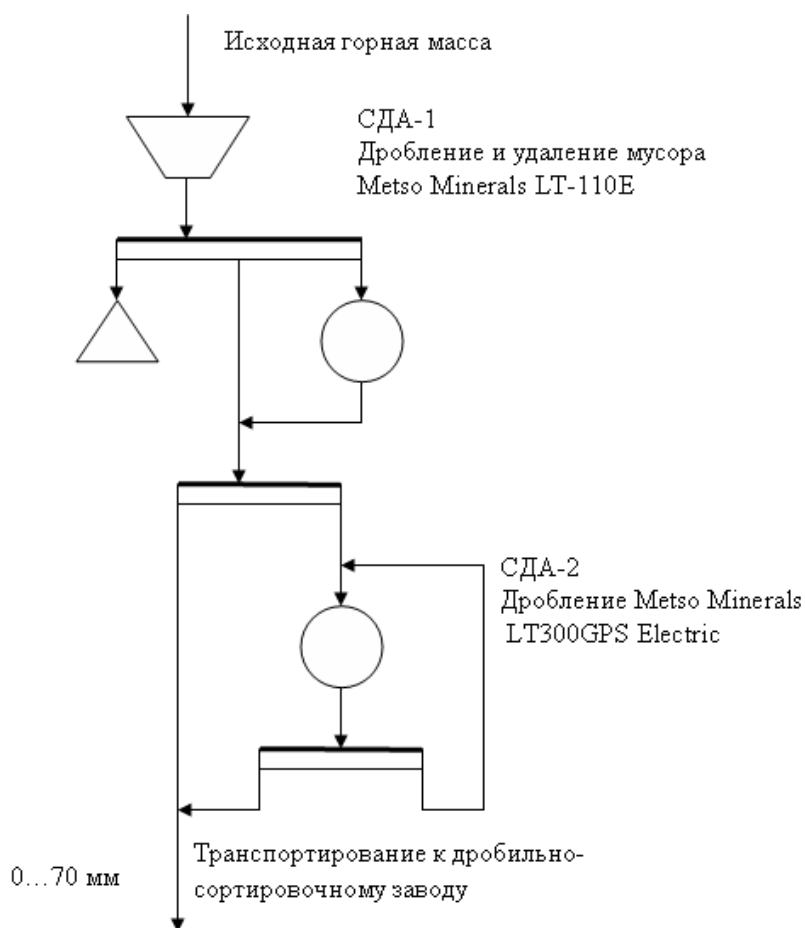


Рис. 4.4 – Технологічна схема переробки гірничої маси вибійним дробильно-сортувальний комплексом

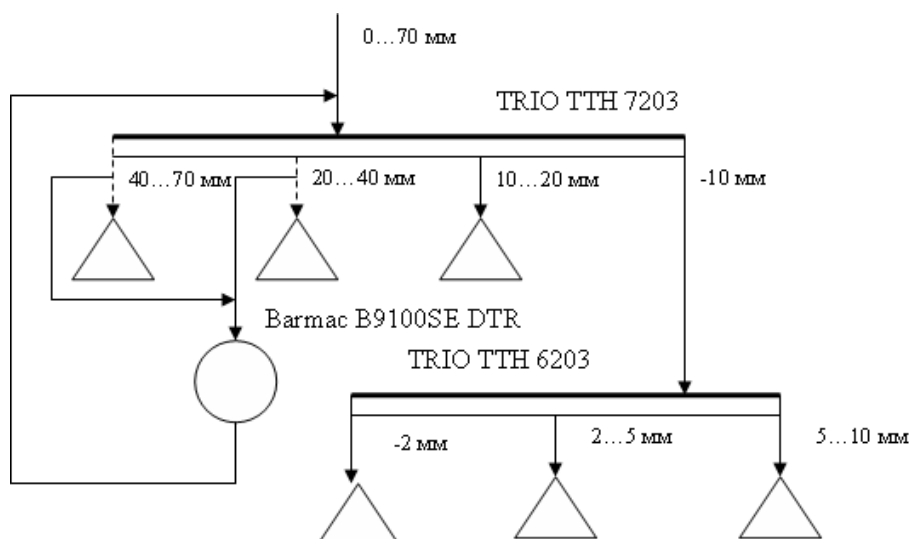


Рис. 4.5. Технологічна схема переробки корисної копалини на ДСЗ

штабельно-кільцевих конвеєрів КП650/32.00.00.000 довжиною 32 м, клас 40-70 мм складається стаціонарним похилим конвеєром КС650/35.00.00.000 довжиною 35 м у

конусний склад. Крім складування в штабельно-кільцевий і конусний склади, класи продукції 20-40 мм й 40-70 мм, додатково, за допомогою конвеєра КС800/30.00.00.000 довжиною 30 м можуть бути спрямовані на подальше подрібнення на дробарку Barmac B9100SE DTR Rotor. Після дроблення подрібнена гірнична маса конвеєром КС800/20.00.00.000 довжиною 20 м транспортується до прийомного бункера конвеєра КС1000/35.00.00.000 і повертається на повторний поділ на грохот ТТН 7203.

Комплекс шибєрних засувок, що входить в склад грохоту ТТН 7203, забезпечує перемикування потоку продукції в трьох напрямках:

- 1) штабельно-кільцевий і стаціонарний похилий конвеєр для складування;
- 2) магістральний конвеєр подачі готової продукції;
- 3) стаціонарний похилий конвеєр подачі матеріалу на дробарку Barmac B9100SE DTR Rotor.

2 стадія

– клас продукції -10 мм за допомогою стаціонарного похилого стрічкового конвеєра КС650/95.00.00.000 довжиною 95 м транспортується на грохот ТТН 6203 для поділу на продукти крупністю 0-2 мм, 2-5 мм, 5-10 мм;

– зазначені класи складуються за допомогою відвальних штабельно-кільцевих конвеєрів КП650/32.00.00.000 довжиною 32 м. Комплекс шибєрних засувок, що поставляє в складі грохоту ТТН 6203, забезпечує перемикування потоку продукції у двох напрямках:

- 1) штабельно-кільцевий конвеєр для складування;
- 2) магістральний конвеєр подачі готової продукції.

– клас продукції 0-2 мм крім складування в штабельно-кільцевий склад може бути спрямований на подальшу переробку. Із цією метою потік направляється на стаціонарний похилий конвеєр КС650/30.00.00.000 довжиною 30 м і бункер-живильник ПВГ-0,6/4,5.

Після переробки на ДСЗ класи готової продукції 0-2 мм, 2-5 мм, 5-10 мм, 10-20 мм, 20-40 мм, 40-70 мм транспортуються стаціонарним магістральним конвеєром для подальшого перевантаження за межами ДСЗ. Навантаження щебеню на конвеєр

можуть здійснюватися як безпосередньо із грохотів ТТН 7203 й ТТН 6203 із застосуванням проміжних бункерів і напрямних, так і зі складів, при цьому продукція транспортується за допомогою фронтальних колісних навантажувачів БелАЗ 78221, оснащених системою зважування гірничої маси в ковші, і бункерів-живильників ПВГ-0,6/4,5.

Норми технологічного режиму. Норми технологічного режиму виробництва каменешебеневої продукції Одарівського родовища мігматитів розглядаються в шести варіантах.

Варіант 1 - відбір сміття на колосникових ґратах Metso Minerals LT-110E; класи товарної продукції: 40...70 мм, 20...40 мм, 10...20 мм, 5...10 мм, 2...5 мм, 0...2 мм, складуються.

Варіант 2 - відбір сміття на колосникових ґратах Metso Minerals LT-110E; класи товарної продукції: 20...40 мм, 10...20 мм, 5...10 мм, 2...5 мм, 0...2 мм, складуються; клас 40...70 мм переробляється на дробарці Barmac B9100SE DTR Rotor, не складуються.

Варіант 3 - відбір сміття на колосникових ґратах Metso Minerals LT-110E; класи товарної продукції: 10...20 мм, 5...10 мм, 2...5 мм, 0...2 мм, складуються; класи 40...70 мм, 20...40 мм переробляються на дробарці Barmac B9100SE DTR Rotor, не складуються.

Варіант 4 - класи товарної продукції: 40...70 мм, 20...40 мм, 10...20 мм, 5...10 мм, 2...5 мм, 0...2 мм, складуються.

Варіант 5 - класи товарної продукції: 20...40 мм, 10...20 мм, 5...10 мм, 2...5 мм, 0...2 мм, складуються; клас 40...70 мм переробляється на дробарці Barmac B9100SE DTR Rotor, не складуються.

Варіант 6 - класи товарної продукції: 10...20 мм, 5...10 мм, 2...5 мм, 0...2 мм, складуються; класи 40...70 мм, 20...40 мм переробляються на дробарці Barmac B9100SE DTR Rotor, не складуються.

Розрахункові схеми технологічного режиму наведені на рис. 4.6-4.11.

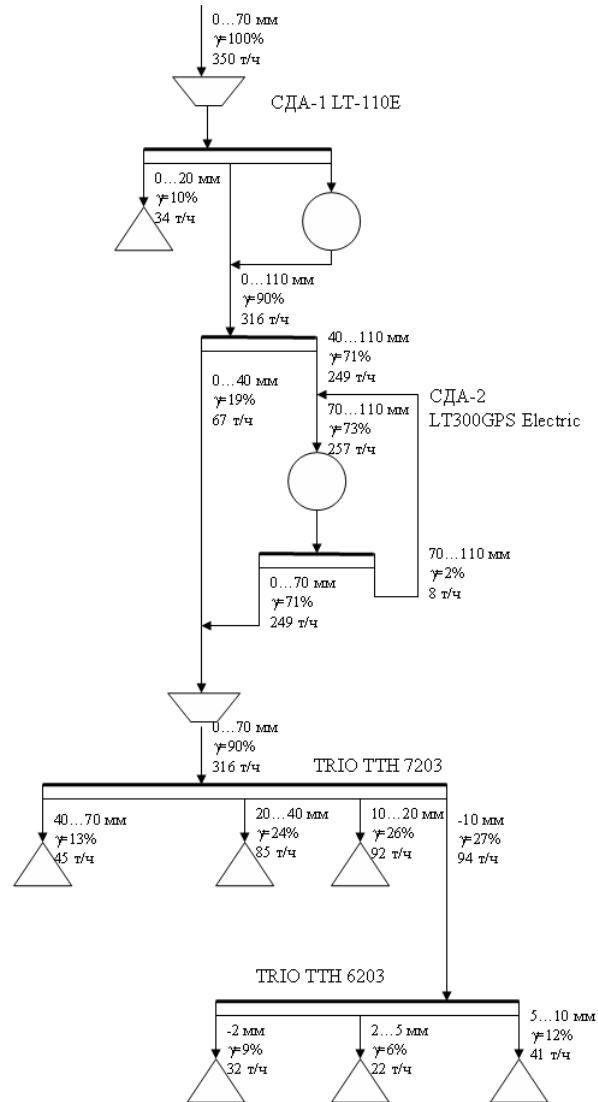


Рис. 4.6. Технологічний регламент виробництва кам'яно-щебеневої продукції Одарівського родовища мігматитів (Варіант 1)

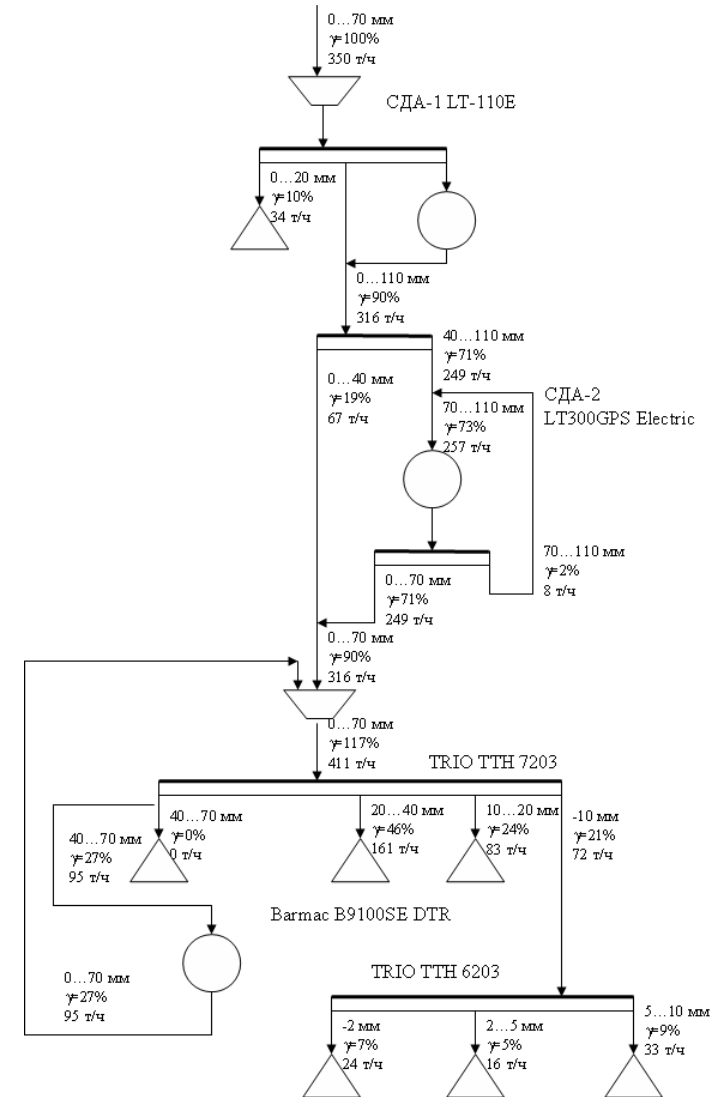


Рис. 4.7. Технологічний регламент виробництва кам'яно-щебеневої продукції Одарівського родовища мігматитів (Варіант 2)

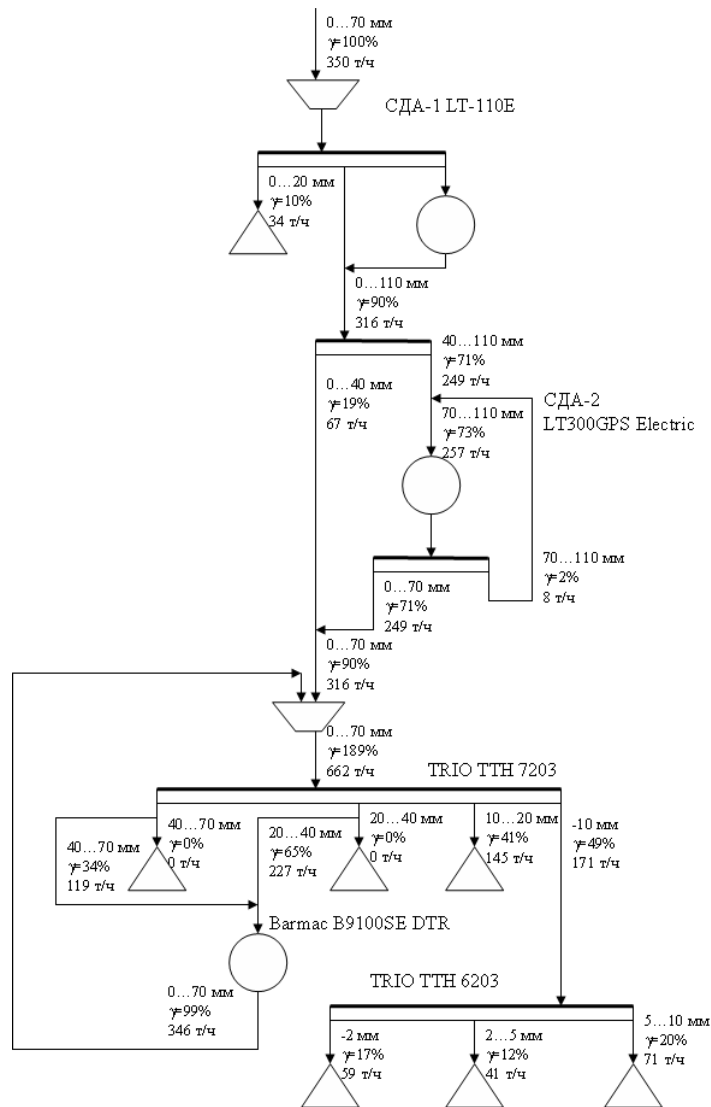


Рис. 4.8. Технологічний регламент виробництва кам'яно-щебеневої продукції Одарівського родовища мігматитів (Варіант 3)

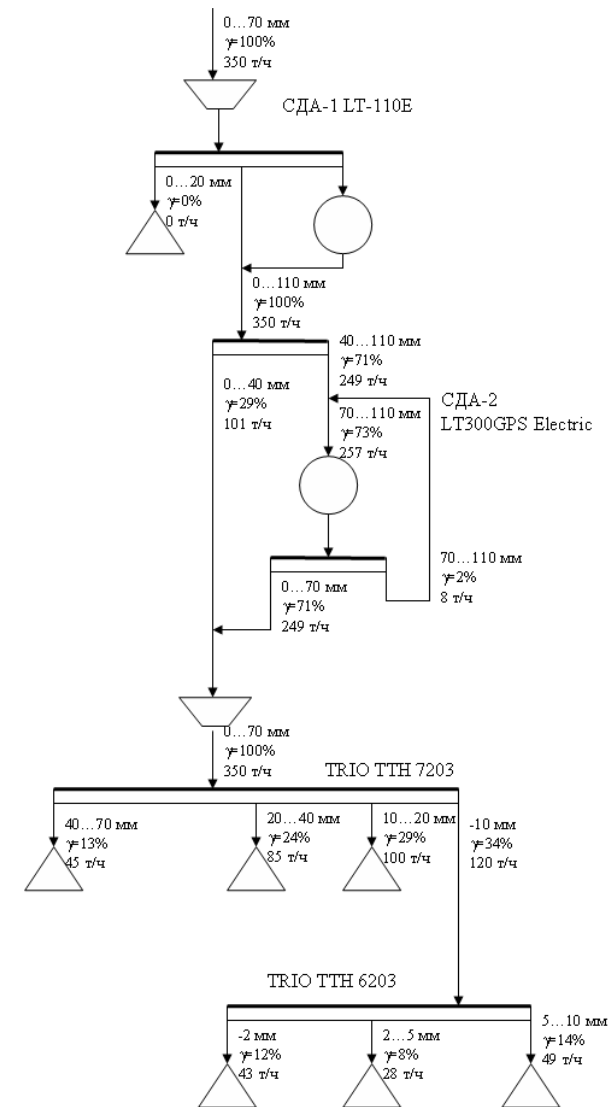


Рис. 4.9. Технологічний регламент виробництва кам'яно-щебеневої продукції Одарівського родовища мігматитів (Варіант 4)

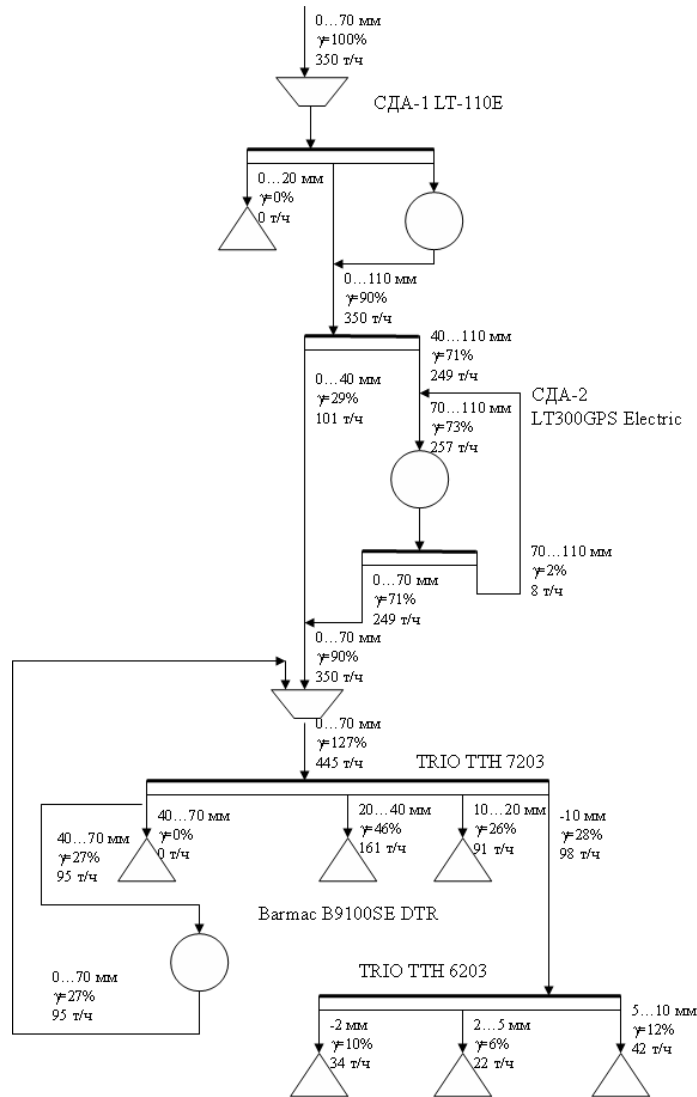


Рис. 4.10. Технологічний регламент виробництва кам'яно-щебеневої продукції Одарівського родовища мігматитів (Варіант 5)

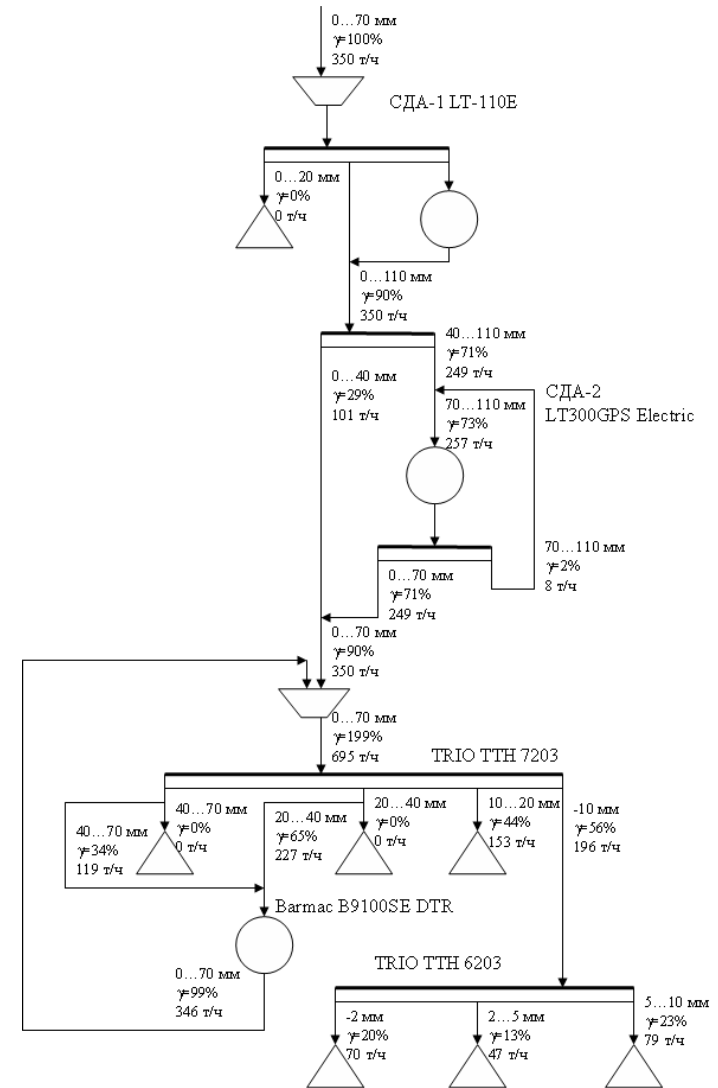


Рис. 4.11. Технологічний регламент виробництва кам'яно-щебеневої продукції Одарівського родовища мігматитів (Варіант 6)

4.2.4 Удосконалення екологоощадної технології відвантаження готової продукції споживачам на Одарівському кар'єрі

При проектуванні процесу відвантаження готової продукції для Одарівського кар'єра до уваги приймалися ряд можливих технологічних схем. Їх короткий опис подається нижче.

Одна з найпоширеніших схем складування й відвантаження готової продукції полягає в її нагромадженні в штабелі складу за допомогою конвеєра, розміщеного на естакаді над складом, і завантаженням екскаватором у залізничні вагони, які протягують уздовж складу (рис. 4.12).

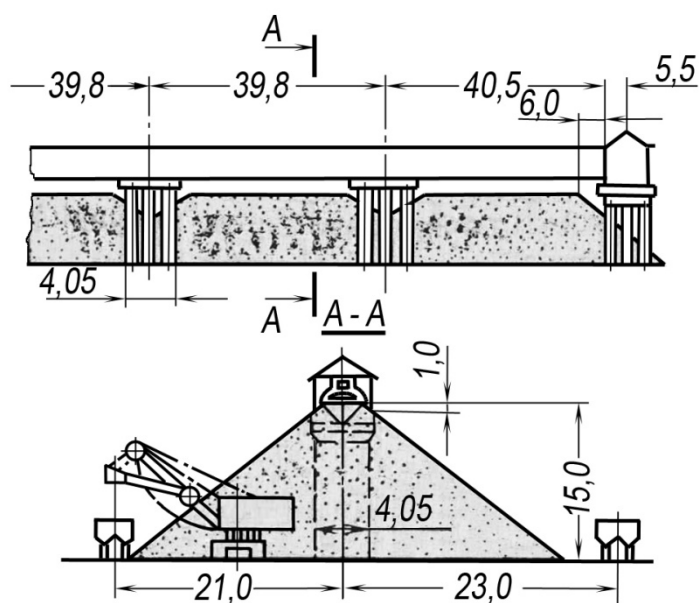


Рис. 4.12. Відкритий штабельно-естакадний склад на один вид товарної продукції

Для відвантаження товарної продукції споживачам схемою передбачається спорудження обладнаної конвеєром критої горизонтальної естакади, що складається з декількох прольотів довжиною порядку 40 м кожний, розташованих на висоті 15 м і більше, для забезпечення достатнього об'єму штабеля й похилої естакади довжиною близько 65 м з конвеєром для подачі продукції. По обидва боки від штабеля укладаються залізничні колії. Відвантаження продукції здійснюється екскаватором.

Якщо ж видів готової продукції кілька, то споруджується відповідна кількість аналогічних комплексів або застосовується ускладнена конструкція естакад з кількістю конвеєрів у них рівним кількості видів продукції (рис. 4.13).



Рис. 4.13. Естакада з розвантаженням різних видів продукції декількома конвеєрами

Перевагою такої схеми є розташування складу на денній поверхні, відсутність підземних споруджень, висока продуктивність і більша надійність задіяного встаткування.

Однак схема має й цілий ряд недоліків, у зв'язку з значними витратами, пов'язаних з необхідністю:

- спорудження декількох складів з комплектами встаткування по кількості видів товарної продукції або естакад з кількістю конвеєрів у них рівним кількості видів продукції;

- спорудження естакад на великій висоті;

- підведення залізничних колій безпосередньо до кожного зі складів, а також відповідного розвитку шляхового господарства (стрілочні переводи, системи інформування, блокування й зв'язки);

- спорудження приймально-відправочної станції для формування маршрутів з наборами товарної продукції;

- використання значної кількості обслуговуючого персоналу.

Частково зазначені недоліки усуваються в схемі, що полягає в нагромадженні в штабелях на складі декількох видів товарної продукції за допомогою розміщених на естакаді над складом кількох конвеєрів, а відвантаження в залізничні вагони здійснюються за допомогою живильників і стрічкових конвеєрів по підштабелевим і похилим галереям і навантажувального пункту з бункером (рис. 4.14, 4.15).

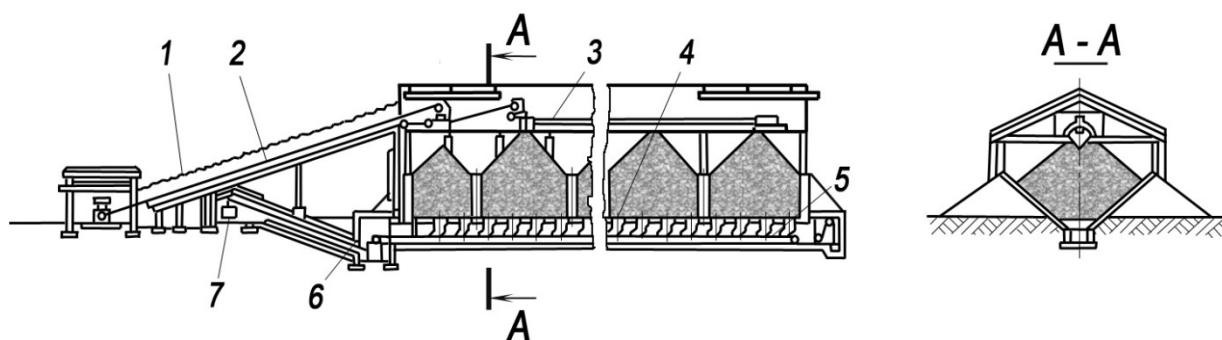


Рис. 4.14. Напівбункерний штабелеві-естакадний склад на кілька видів продукції: 1 – похила галерея; 2 – конвеєри подачі продукції; 3 – конвеєри розподілу продукції по штабелях; 4 – живильники; 5 – підштабелевий конвеєр; 6 – похилий конвеєр; 7 – конвеєр подачі продукції на завантажувальний пункт.

При протяганні вагонів під навантажувальним пунктом періодично, на час проходження вагонів, вимикається привід конвеєра подачі продукції з бункера у вагони. Інше встаткування працює без зупинок протягом усього часу завантаження за рахунок наявності проміжної ємкості. Час заповнення поїзда визначається продуктивністю живильників і конвеєрів, що може досягати 500 т/год і більше.

Перевагою цієї схеми є можливість реалізації високої продуктивності відвантажувального комплексу, економічність його в експлуатації, більша надійність задіяного встаткування, високий рівень автоматизації, можливість шихтування (формування суміші) продукції й подачі до навантажувального пункту, розташованому на відстані, що важливо у випадках, коли неможливо підвести залізничні колії безпосередньо на територію складів товарної продукції.



Рис. 4.15. Пункти навантаження товарної продукції в залізничні вагони із проміжним бункером

Проте, і в цього способу є цілий ряд недоліків, пов'язаних з необхідністю:

- спорудження підштабелевої галереї, що є складним підземним спорудженням, і установки в ній необхідного обладнання;

- будівництва кількох складів і кількох навантажувальних пунктів з комплектами встаткування при підвищених вимогах до ємності кожного зі складів і збільшеній кількості видів товарної продукції;

- спорудження дорогих прийомних напівбункерів або консервації значних запасів готової продукції для формування воронки випуску над прийомними отворами живильників – у схемі складу з укладанням штабелів на рівну поверхню;

- використання бульдозерів для подачі продукції до приймальних отворів при обмежених запасах готової продукції на складах – у схемі складу з укладанням штабелів на рівну поверхню;

- використання кількох, відповідно кількості видів товарної продукції, пристроїв що зважують – для відвантаження заданої кількості кожного її виду;

- використання буферного бункера в пункті навантаження продукції в залізничні вагони.

При проектуванні й спорудженні гірничих підприємств у сучасних умовах важливо мінімізувати витрати на їхнє будівництво, у тому числі й витрати на

спорудження відвантажувального комплексу. Це особливо важливо в умовах, коли економічно не вигідно або технічно неможливо завести залізничні колії безпосередньо на площадку складського комплексу.

На рис. 4.16 представлена схема здійснення пропонованого нового способу відвантаження товарної продукції в залізничний транспорт на прикладі щебеню різних фракцій і штучного піску, отриманих при розробці родовища гранітів.

Доставка видів товарної продукції виконується по одному магістральному транспортуючому тракту одним або кількома послідовно з'єднаними конвеєрами (10). Навантажувальний пункт (11) при цьому може перебувати на значній відстані від складу. Завантаження товарної продукції у вагони (12) здійснюються в процесі їхнього рівномірного протягання локомотивом або маневровим пристроєм із заданою швидкістю. Оперативне перемикання потоку продукції при проходженні міжвагонних проміжків виконується за рахунок використання перекидного пристрою між нерухомим і рухливим жолобами. За допомогою останнього виконується ще й планомірне укладання продукції уздовж кузовів рухомого составу.

Виключно неефективні будівельні й технічні рішення та схеми роботи обладнання: спорудження для кожного виду товарної продукції прийомних бункерів і підштабелевих галерей, які є складними підземними спорудженнями, з установкою необхідного обладнання; консервування значних запасів готової продукції для формування воронок випуску над приймальними отворами живильників; використання бульдозерів для подачі продукції до прийомних отворів.

За рахунок мобільності фронтальних навантажувачів забезпечується висока гнучкість схеми роботи, досягається більше повне використання потенціалу обладнання. Застосування кількох приймальних бункерів з живильниками, які встановлені на збиральному конвеєрі, забезпечує мінімальна відстань транспортування продукції фронтальними навантажувачами й можливість шихтування (формування суміші з декількох видів продукції). Використання конвеєрів для об'єднання потоків забезпечує високу надійність процесу, а подальше транспортування продукції одним трактом дозволяє розташувати навантажувальний пункт на значній відстані, коли технічно неможливо або економічно не вигідно

підводити залізничні колії безпосередньо на територію складу товарної продукції. Зазначені види встаткування добре піддаються автоматизації, а сучасна елементна база дозволяє забезпечити високий її рівень.

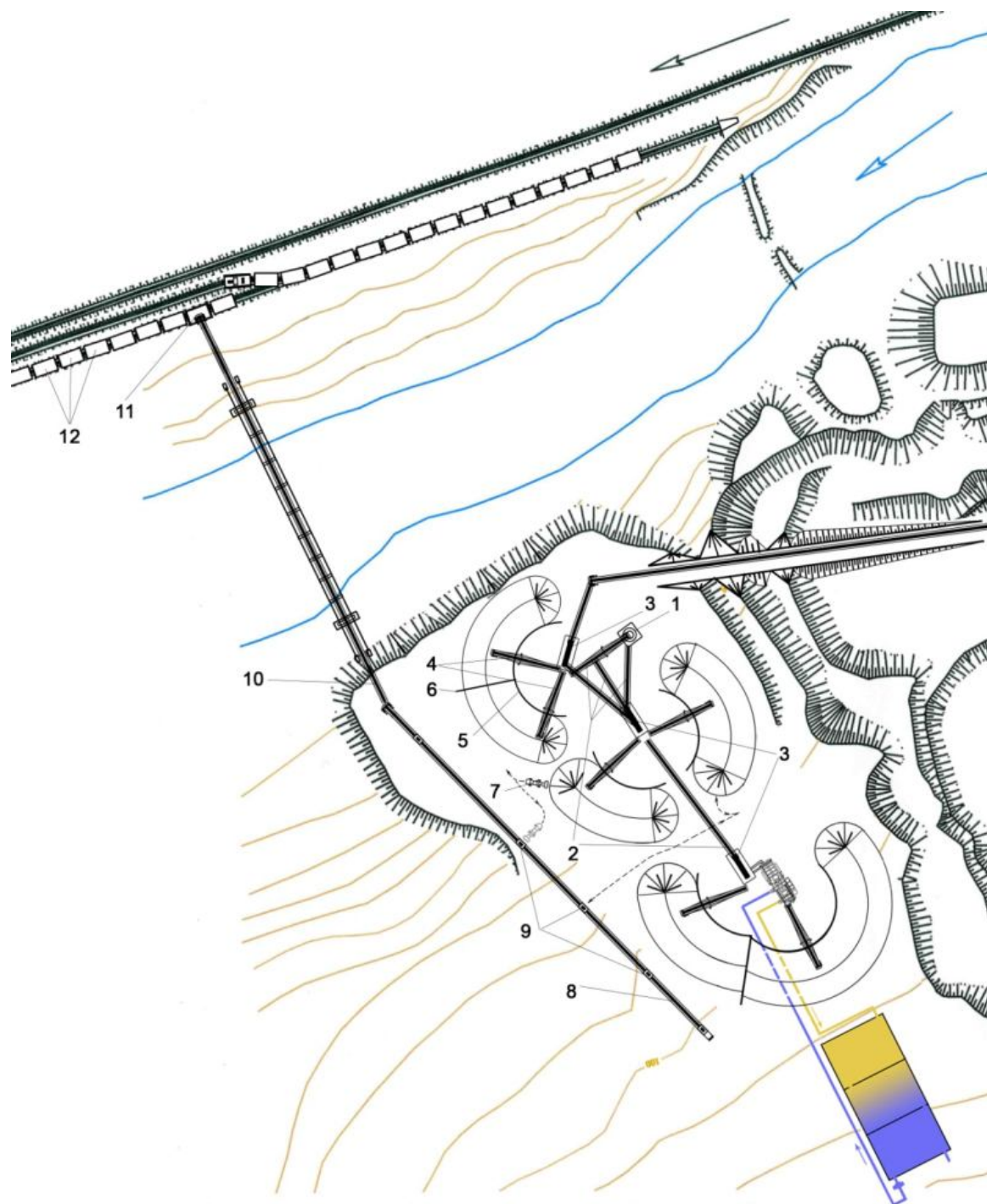


Рис. 4.16. Схема здійснення способу відвантаження кількох видів товарної продукції з розміщенням складального конвеєра уздовж сортувальних пристроїв на прикладі щебенів різних фракцій і штучного піску

Таким чином, запропонованим способом відвантаження товарної продукції споживачам, за рахунок удосконаленого вибору й розміщення мінімальної кількості виймально-транспортного встаткування при високій гнучкості функціонування системи забезпечується можливість завантаження кожного з видів товарної продукції в будь-якій заданій кількості й у будь-якій послідовності.

Додатковим джерелом скорочення витрат може слугувати відмова від попереднього складування в повному обсязі всіх видів продукції в штабелі, з наступним вийманням їх звідтіля фронтальним навантажувачем. Для цього збиральний конвеєр варто розмістити уздовж складського комплексу під сортувальними пристроями або неподалік від них, і застосувати систему розвантажувальних жолобів з перекидними шиберами. Це дозволить задані види продукції в обсягах, які утворюються безпосередньо в процесі виробництва, направляти на збиральний конвеєр, оснащений пристроєм, що зважує. Один або кілька навантажувачів при цьому можуть здійснювати додаткову подачу на збиральний конвеєр заданої кількості того ж або іншого (у випадку формування суміші) виду товарної продукції в будь-якій заданій послідовності за рахунок зважування її в ковші. Підсумовування кількості відвантаженої продукції буде здійснюватися на пристрої, що зважує, збирального конвеєра.

Подальше транспортування видів товарної продукції на віддалений навантажувальний пункт і навантаження їх у рухомий склад буде виконуватися аналогічно, однак для остаточного контролю завантаження вагонів варто здійснювати їхнє контрольне зважування вагонними вагами, установленими під навантажувальним пунктом.

На рис. 4.17 представлена схема здійснення вдосконаленого способу з розміщенням збирального конвеєра під сортувальними пристроями на прикладі відвантаження товарної продукції представленої щебенями різних фракцій і штучним піском.

Як і в першому варіанті виймання всіх видів товарної продукції зі штабелів (7) виконується з одночасним зважуванням її в ковші одним або кількома фронтальними навантажувачами (8), які працюють на вийманні того самого або

заданих видів товарної продукції. Навантажувач доставляє товарну продукцію до збирального конвеєра (9), що розташований уздовж складського комплексу під сортувальними пристроями або поблизу від них і завантажує її через один або трьох приймальних бункерів з живильниками (10). Останні здійснюють рівномірну подачу продукції на стрічку збирального конвеєра. Кількість відвантаженої товарної продукції постійно підсумовується зважувальною системою навантажувача. Крім того, можлива реалізація додаткового відвантаження на збиральний конвеєр заданого виду продукції й навіть одночасно декількох її видів у заданому співвідношенні. Для цього між сортувальними пристроями й збиральним конвеєром можливо встановити систему розвантажувальних жолобів з перекидними шиберами (11), які у відповідному положенні направляють види продукції на складальний конвеєр. Цей конвеєр оснащується пристроєм зважування продукції (12) безпосередньо на стрічці. Кількість відвантаженої продукції контролюється машиністом-оператором. Подальше транспортування видів товарної продукції і її навантаження у вагони здійснюється аналогічно, описаному вище способу. Остаточна кількість відвантаженої продукції контролюється вагонними вагами.

Таким чином, запропонованим варіантом способу відвантаження товарної продукції споживачам за рахунок удосконалення відвантажувального комплексу при збереженні спрощеної конструкції забезпечується можливість завантаження кожного з видів товарної продукції в будь-якій заданій кількості й у будь-якій послідовності з більше високою продуктивністю й економічністю.

Оснащенням відвантажувального комплексу системами розвантажувальних жолобів з перекидними шиберами, які розташовуються між сортувальними пристроями й збиральним конвеєром і можуть, при необхідності, направляти задані види продукції на складальний конвеєр із пристроєм зважування, досягаються більше висока гнучкість функціонування системи, більше повне використання потенціалу встаткування, яким здійснюється відвантаження. Розташуванням збирального конвеєра уздовж складського комплексу під сортувальними пристроями або поблизу від них і застосуванням декількох прийомних бункерів з живильниками, які встановлені на збиральному конвеєрі, досягається найменша відстань

транспортування продукції фронтальними навантажувачами й можливість шихтування.

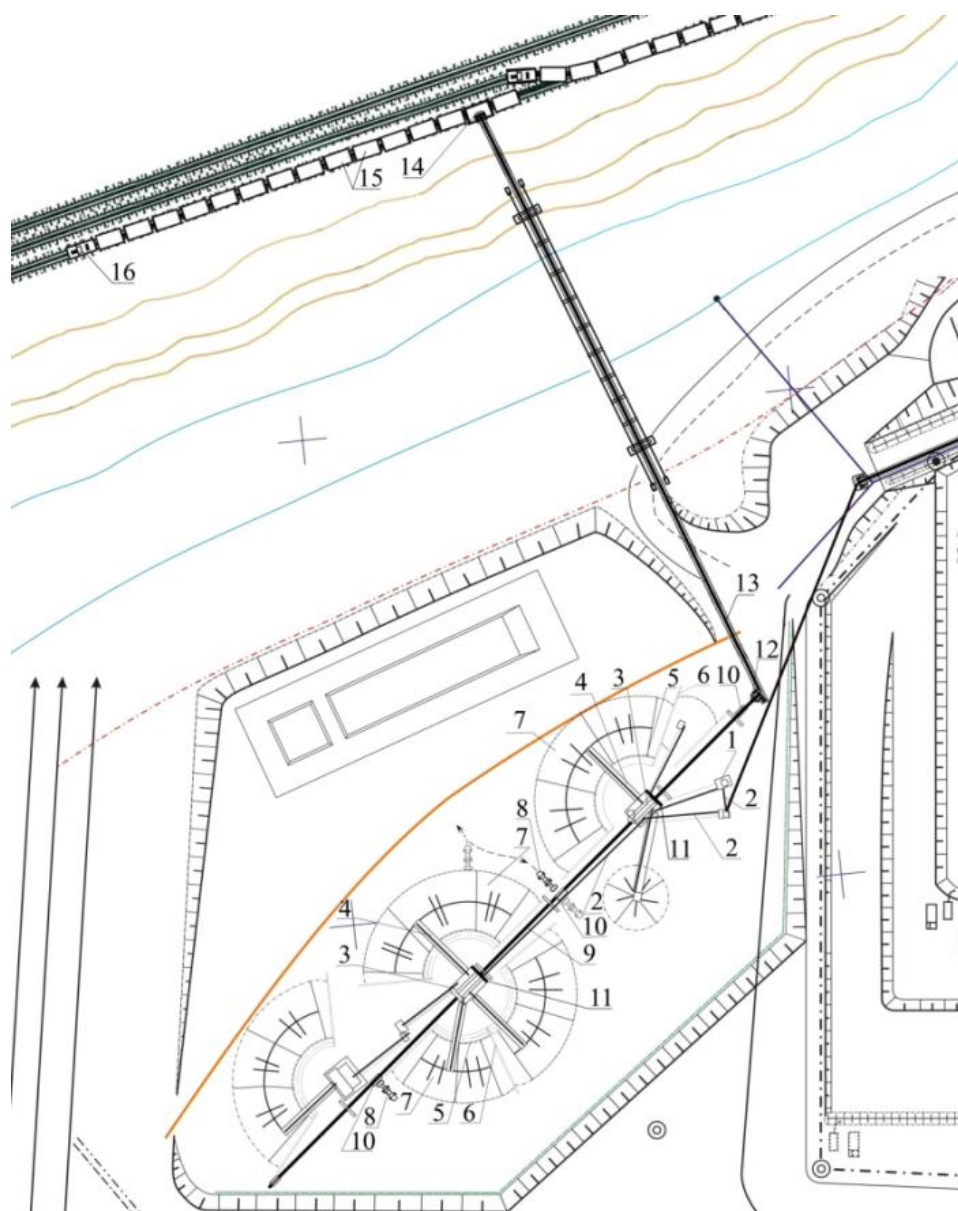


Рис. 4.17. Схема здійснення вдосконаленого способу відвантаження кількох видів товарної продукції з розміщенням збирального конвеєра під сортувальними пристроями: 1 – дробильна установка; 2 – система сполучних конвеєрів; 3 – сортувальні пристрої; 4 – поворотні конвеєри; 5 – кільцеподібні підпирні стінки; 6 – роздільні стінки; 7 – штабелі; 8 – фронтальний навантажувач; 9 – збиральний конвеєр; 10 – приймальні бункери з живильниками; 11 – системи розвантажувальних жолобів з перекидними шиберами; 12 – пристрій зважування

продукції; 13 – магістральний конвеєр; 14 – навантажувальний пункт; 15 – залізничні вагони; 16 – локомотив.

Використання збирального конвеєра для об'єднання потоків і магістрального конвеєра для подальшого транспортування продукції забезпечує високу надійність процесу відвантаження, а також дозволяє розташувати навантажувальний пункт на значній відстані, коли технічно неможливо або економічно не вигідно підводити залізничні колії безпосередньо на територію складу товарної продукції.

ВИСНОВКИ

Результатом виконання досліджень по темі являються наступні висновки та рекомендації:

1. В ході виконання науково-дослідної роботи було виділено основні технологічні процеси, які в найбільшій мірі впливають на довкілля, встановлено, що одним з основних впливів на навколишнє середовище мають процеси підривання корисних копалин (близько 65% усіх викидів пилю), їх виймання (виробничі ділянки) та переробки корисних копалин (цехи переробки: ДСЗ, ДСФ, МДСУ, НДСУ). На основі проведених досліджень були розроблені загальні рекомендації, необхідні при розробці еколого- й енергозберігаючих технологічних схем.

2. Досконало досліджені буропідривні роботи на кар'єрах нерудних будівельних матеріалів, на основі чого були розроблені рекомендації, щодо вибору типу вибухової речовини, розрахунку свердловинних зарядів та схеми ініціювання для забезпечення вимог стосовно фракційного складу підірваної гірничої маси (мінімальний вихід 800 мм і повну відсутність фракцій понад 1000 мм); зменшення розмірів СЗЗ; екологічної безпеки персоналу та населення близькорозташованих поселень; збереження будівель та устаткування в межах охоронної зони.

Встановлені фактори, які впливають на якість проведення буропідривних робіт та фракційний стан підірваної гірничої маси. На основі аналізу цих факторів були запропоновані технологічні схеми та організаційні рішення щодо підвищення ефективності ведення буропідривних робіт, екологічності ведення гірничих робіт та техніки безпеки.

3. Допрацьована методика розрахунку параметрів буропідривних робіт з урахуванням можливого діапазону висот уступів та вимог стосовно ступеня розпушення масиву під час масового вибуху.

4. Досліджені конструкції вертикальних свердловинних зарядів та схем комутації підривної мережі в залежності від умов ведення буропідривних робіт (обводненість свердловин, міцність порід що підриваються, вимоги до фракційного складу) з метою покращення якості вибуху і зменшення СЗЗ по розлітання шматків породи і пилю під час масових вибухів.

5. Під час виконання науково-дослідної роботи були проаналізовані виймально-навантажувальні і транспортні роботи на кар'єрах нерудних будівельних матеріалів. Проведений порівняльний аналіз цих робіт дозволяє стверджувати, що при розробці родовищ твердих нерудних корисних копалин доцільно застосовувати для виконання виймально-навантажувальних робіт фронтальні колісні навантажувачі і гідравлічні обернені механічні лопати, що дозволить зменшити собівартість 1 м³ виймально-навантажувальних робіт на 4,7%.

Розглянуто найрозповсюдженіші і можливі до застосування технологічні схеми комбінації основного виробничого обладнання, з яких за економічними і екологічними критеріями були визначені доцільні, для кар'єрів нерудної мінеральної сировини, технологічні схеми з розташуванням вузлів дробильно-сортувальних установок у вибої або в кар'єрі на концентраційному горизонті і транспортуванням готової продукції стрічковими конвеєрами. Спираючись на проведені дослідження визначено який з видів транспорту найбільш негативно впливає на навколишнє середовище, на основі чого були розроблені технологічні заходи з рекомендаціями щодо зменшення негативного впливу на оточуюче середовище при виконанні транспортних операцій.

Для обраних технологічних схем в залежності від типів кар'єрів визначена область застосування та надані рекомендації щодо впровадження цих схем при розробці родовищ твердих нерудних корисних копалин.

6. Зменшення площі земельного відводу на кар'єрах будівельних матеріалів можливо досягти шляхом складування порід розкриву та відходів виробництва у виробленому просторі кар'єру. Встановлено, що умовою формування внутрішніх відвалів є якнайшвидше пониження дна кар'єру до проектної глибини. Для цього в роботі був запропонований спосіб видобування корисної копалини в крутий виймальних шарах. Розглянуті принципові технологічні схеми ведення гірничих робіт при запропонованому способі розробки. За економічним критерієм (зміна витрат на видобуток, переробку корисних копалин і вивезення готової продукції від виробничої потужності) були запропоновані технологічні схеми з розташуванням

МДСУ у виробленому просторі (схеми 1, 2) як найбільш доцільні при розробці родовищ твердих нерудних корисних копалин крутими виймальними шарами.

7. Забезпечення ефективної переробки корисних копалин можливо за рахунок впровадження нової техніки й нових раціональних схем. З метою визначення раціональної схеми, існуючі технологічні схеми механізації, при веденні гірничих робіт і переробки сировини, були класифіковані на п'ять принципівих схем. На основі виконаного порівняльного аналізу була визначена раціональна технологічна схема (схема 5), у якій використовується фронтальні навантажувачі, мобільні кар'єрні агрегати, мобільні конвеєрні системи і стаціонарний похилий конвеєр. Досліджена технологічна схема рекомендована для застосування на кар'єрах нерудних корисних копалин як найбільш доцільна.

8. В роботі проаналізовані характерні для галузі технологічні схеми переробки нерудної сировини на стаціонарних заводах та мобільних (напівстаціонарних) дробильно-сортувальних установках. Наведені найрозповсюдженіші типи дробарок і грохотів та розглянуті можливі технологічні схеми комбінації обладнання в ланцюгові переробки мінеральної сировини. Досліджений досвід використання мобільного дробильно-сортувального обладнання на вітчизняних кар'єрах дає можливість стверджувати, що застосування зазначеного обладнання ефективно на нерудних кар'єрах усіх 4-х типів.

9. Детально досліджені екологоощадні технологічні схеми підривних робіт з урахуванням чинників, які мають найбільший вплив. Проаналізовано поширення домішок і забруднюючих речовин у кар'єрах, характер і рівні забруднення ними атмосфери і встановлено, що їх рух визначається структурою, напрямком, режимом і швидкістю повітряних потоків.

Виконана класифікація схем природного провітрювання кар'єрів нерудних корисних копалин з зазначенням їх характеристик: фізичні величини (температурний градієнт, швидкість руху), основна сила (показника), під дією якої здійснюється повітрообмін у кар'єрі та наведені визначальні параметри при яких буде виникати та чи інша схема провітрювання. Розглянуті параметри кар'єрних полів під кутом зору відстані розповсюдження ПГХ і її вплив на рослинний світ і

грунтовий покрив. Досліджені процеси винесення шкідливих речовин з кар'єру в процесі руху ПГХ а також її вплив на зменшення концентрацій шкідливих домішок на межі СЗЗ.

10. Процес переробки корисних копалин на дробильно-сортувальних установках і заводах має негативний вплив на навколишнє середовище через виділення великої кількості пилу. Для зменшення пилоутворення запропоновані технічні рішення з аспірації пилу та інших шкідливих речовин. Досліджений процес взаємодії часток пилу з краплями рідини при способі пилоподавлення з застосуванням гідрозмішувачів.

11. Досліджений вплив застарілих технологічних схем на навколишнє середовище на прикладі Чаплинського гранітного кар'єру (ЧГК). Встановлено, що діяльність ЧГК негативно впливає на стан прилеглих до нього природних комплексів. Проведений тест «Стерильність пилку» на території ЧГК наочно показав, що індикаторні рослини мають «середній» рівень пошкодженості з «загрозливим» станом біосистем. Це говорить про достатній ступінь токсичності атмосферного повітря в районі діяльності промислового підприємства.

12. Проаналізований вплив на навколишнє середовище запропонованих в роботі екологізберігаючих технологічних схем на основі досвіду розробки Ахтовського родовища гранітів та на прикладі кар'єру ЗАТ «Трикратьське кар'єроуправління», на яких знайшли застосування схеми, які досліджувалися в науково-дослідній роботі. На цих кар'єрах були визначені основні джерела забруднення та розраховані для них максимальні концентрації забруднюючих речовин. На основі порівняльного аналізу отриманих результатів з нормативними значеннями, можна дійти висновку, що перевищення ГДК на межі СЗЗ та житлової зони відсутнє по всім показникам.

13. Запропоновані заходи по тимчасовому скороченні викидів і максимальних приземних концентрацій забруднюючих речовин в період особливо небезпечних метеоумов. Розглянуті заходи екологічної безпеки та охорони праці і здоров'я при переробці видобутої нерудної сировини та протиаварійний захист на кар'єрах із зменшеною СЗЗ.

14. Розглянуті питання складування попутної мінеральної сировини, шламів та відходів виробництва за новою концепцією відкритої розробки, яка передбачає при цьому еколого- й енергозбереження. Наведений один з можливих варіантів розробки, детально описана послідовність ведення гірничих робіт в цій схемі. Розглянуті дві схеми складування рідких відходів, визначені основні параметри схем, організація гірничих робіт та область застосування кожної з схем.

Обґрунтовані раціональні технологічні схеми засипання відпрацьованих нерудних кар'єрів скельними породами та роздільного складування різнотипних відходів гірничого виробництва.

15. На основі аналізу досвіду роботи гірничих підприємств запропонована технологічна схема ефективної рекультивації кар'єрів твердих нерудних корисних копалин; наведена послідовність провадження гірничих робіт, дотримання якої необхідна для втілення запропонованої технології в виробництво.

Розглянуті можливі технології рекультивації шламосховищ і укосів бортів, незаповненої відходами частини кар'єру; заходи екологічної безпеки і охорони праці при реалізації схем складування відходів виробництва, їх утилізації і формування техногенних складів. Наведені найбільш прогресивні заходи боротьби з пилом, шумом і шкідливих речовин при реалізації запропонованих схем.

16. Для родовищ нерудних корисних копалин великої, середньої та малої площі, на основі попередніх досліджень і рекомендацій, створені конкретні технологічні заходи боротьби з пилом і шкідливими речовинами. Запропонована схема аспірації місць перевантаження з одного конвеєра на інший.

17. Розроблені екологоощадні і екологозберігаючі технологічні схеми і рішення були апробовані і втілені при розробці Капітанківського родовища гранітів і Одарівського родовища мігматитів, показники роботи яких підтверджують на практиці теоретичні розрахунки, які були зроблені в ході виконання науково-дослідної роботи, що в свою чергу дає підстави рекомендувати розроблені технологічні схеми для втілення на вітчизняних кар'єрах твердих нерудних корисних копалин.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Симоненко В.І. Розробити технологічні основи еколого- й енергозберігаючого виробництва при видобутку твердої нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон [Текст]. / Звіт про НДР (проміжний) / Державний ВНЗ «НГУ». – Керівник В.І. Симоненко. – №ДР 011U000532. – Дніпропетровськ, 2010. – 276 с.
2. Симоненко В.І. Екологічні проблеми розробки скельних будівельних матеріалів в районах прилеглих до житлових забудов [Текст] / В.І. Симоненко, С.В. Пацьора, В.Ю. Швець, З.В. Воропаєва // Науковий вісник НГУ. – 2009, – №3. – с.12-16.
3. Єфремов Е.І. Проблеми екології масових вибухів у кар'єрах [Текст]: під редак., чл.-кор. НАН України Е.І. Єфремова / Е.І. Єфремов, П.В. Бересневич, В.Д. Петренко та ін. – Дніпропетровськ: Січ, 1966. – 179 с.
4. Баранов Е.Г., Гопанюк Д.Г., Швець В.Ю. Особенности технологии заряжания взрывных скважин при разрушении обводненных скальных пород // Огнеупоры, 1985. – № 3. – с. 39 – 41.
5. Технические правила ведения подрывных работ в энергетическом строительстве. - М.: Энергия, 1972. – 208 с.
6. Исследовать, разработать и внедрить высокоэффективную и безопасную технологию подготовки и переработки добываемого на карьерах стройматериалов сырья: Отчет / ДГИ: Руководитель работы М.Г.Новожилов. – 010702. № ГР 0285000190. Днепропетровск, 1984. –106с.
7. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности (ВСН 281–71/ММСС СРСР). – М.: Недра. 1972.–240 с.;
8. Правила безпеки при розробці родовища корисних копалин відкритим способом.- К.: Норматив, 1984. - 184 с.
9. Единые правила безопасности при взрывных работах. - К.: Норматив, 1992. - 171 с.

10. Техника безопасности при взрывных работах в энергетическом строительстве / Коренистов А.В., Давидов С.А., Каменка Б.И. и др. - М.: Недра, 1980, 87 с.

11. Бакка М.Т. Видобування та переробка будівельних гірських порід [Текст] / М.Т. Бакка, В.Й. Сивко. / Навчальний посібник – Житомир: РВВ ЖДТУ, 2003. – 249с.

12. Симоненко В.И. Систематизация гранитных и каменных карьеров для исследования ресурсосберегающей технологии их разработки [Текст] / Збірник наукових праць НГУ. / В.И. Симоненко, А.В. Черняев, А.В. Мостыка. – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2007, – № 27.– С. 47-51.

13. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов: Л.–Стройиздат, 1977.– 366 с.

14. Симоненко В.І. Організація виймально-навантажувальних робіт на нерудних кар'єрах в сучасних умовах [Текст] / В.І. Симоненко, Н.І. Ярошик / Зб. Наук. Праць НГУ. – Дніпропетровськ, 2010. – №35, Т.1. – с.44-51.

15. Симоненко В.И. Обгрунтування критеріїв визначення ефективності технологічної схеми застосування дробильно-сортувальних комплексів на кар'єрах будівельних матеріалів [Текст] / В.И. Симоненко, А.В. Мостыка, В.Д. Кірнос / Зб. наук. праць НГУ. - Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2008. – №31. – С. 69-75.

16. Гриценко Л.С. Исследование организации горных работ при применении мобильных дробильно-сортировочных комплексов на нерудных карьерах [Текст] / Зб. наук. праць НГУ. – Дніпропетровськ: – 2008.– №30.– С. 77-82.

17. Зеленский О.В. Справочник по проектированию ленточных конвейеров [Текст] / О.В. Зеленский, А.С. Петров / – М.: Недра, 1986. – 223 с.

18. Симоненко В.И. Рабочий проект «Строительство карьера и дробильно-сортировочного завода для разработки Одаровского месторождения мигматитов и производства щебня» [Текст]. /ООО «Индустриальная группа – Магнетит»/ ИПГП Государственного ВУЗа «НГУ»: Руководитель В.И. Симоненко. – 110027-ТХ-ПЗ. – Днепропетровск, 2011. – Т. 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9. – 1200 с.

19. Симоненко В.И. Обоснование параметров открытой разработки мощных нерудных месторождений с внутренним отвалообразованием [Текст] / В.И. Симоненко // Горн. информац.-аналит. бюл.– М.: МГГУ.– 2000.– №10.– С. 164-168.

20. Симоненко В.І. Спосіб відкритої розробки родовищ нерудних скельних корисних копалин [Текст] / пат. 46844 Україна, МПК Е 21 С 41/26 / Симоненко В.І., Дриженко А.Ю., Черняєв О.В., Мостика А.В., Гриценко Л.С. (Україна). – № U 2009 06798; заявл. 30.06.09; опубл. 11.01.2010, Бюл. № 1.

21. Усик И.И. Строительство и параметры нерудных карьеров флюсового и каменного сырья [Текст] / И.И. Усик, В.И. Симоненко // Науковий вісник НГА України. 1999.– №4.– С. 39–42.

22. Симоненко В.И. Новая концепция открытой разработки нерудных месторождений скального минерального сырья [Текст] / В.И. Симоненко // Сб. науч. тр. НГА Украины.– Днепропетровск: РИК НГА Украины, 2001.– №12, Т.2. – С. 155-160.

23. Воловик В.П. Совершенствование добычи и переработки горных пород на щебеночных карьерах [Текст] / В.П. Воловик, И.Л. Коган, А.В. Карпенко, В.И. Симоненко, О.А. Анисимов, Л.С. Гриценко // Матеріали між. конф-ї «Форум гірників-2010». – Д.: НГУ, 2010. – с. 97-104.

24. Воловик В.П. Совершенствование отгрузки щебеночной продукции потребителям [Текст] / В.П. Воловик, А.В. Карпенко, И.Л. Коган, В.И. Симоненко, А.А. Бондаренко, О.А. Анисимов // Матеріали між. конф-ї «Форум гірників-2011»: Проблеми та перспективи вдосконалення гірничого обладнання. – Д.: Державний ВНЗ «НГУ», 2011. – с. 246-253.

25. Симоненко В.И. Технологические решения снижающие воздействие горного производства на природную среду при разработке гранитных месторождений Украины [Текст] / В.И. Симоненко, А.В. Черняев, А.В. Мостыка, С.В. Пацера / Проблемы открытой разработки месторождений полезных ископаемых: материалы международной науч.-техн. конф. 29-30 ноября 2007 г.

г. Екатеринбург (Хохряковские чтения, посвященные памяти проф. В.С. Хохрякова). – Екатеринбург: из-во УТГУ, 2010. – с. 284-289.

26. Симоненко В.І. Технологічні параметри та схеми розробки при завершенні розкриття родовищ скельних будівельних матеріалів [Текст] / В.І. Симоненко, В.Д. Кірнос, А.В. Мостика, Л.С. Гриценко // Науковий вісник НГУ. – № 5. – 2010. – с. 31-37.

27. Симоненко В.І. Технологические параметры горных работ при применении мобильных дробильно-сортировочных установок на нерудных карьерах [Текст] / В.І. Симоненко, А.В. Мостика // Матеріали між. конф-ї «Форум гірників-2009». – Д.: НГУ, 2010. – с. 66-71.

28. Методика расчета характеристик загрязнения окружающей среды. Под ред. Д.Н. Таганова, А.Ф. Яковлева. М.: Гидрометиздат, 1982, 463 с.

29. Методические подходы к выбору устойчивого развития территории/ Под научной редакцией проф., д-ра техн. Наук А.Г. Шапаря; НАН Украины. Ин-т проблем природопользования и экологии. – Днепропетровск, 1996. Том второй.

30. Семенченко Б.А., Белов П.Н. Метеорологические аспекты охраны природной среды. – М., Изд-во МГУ, 1984, с ил. 96 с.

31. Никитин В.С. Обеспыливание карьеров. Ташкент, «Фан», 1974. 158с.

32. Гушин В.И. Взрывные работы на карьерах. М., «Недра», 1975. 248 с.

33. Бертокс П., Радд Д. Стратегия защиты окружающей среды от загрязнений / Пер. с англ. под ред. Я.Б. Черткова.- М.: Мир, 1980.-606 с.

34. Экология и охрана природы при открытых горных работах. Учеб. пособие / П.И. Томаков, В.С. Коваленко, А.М. Михайлов, А.Т. Калашников. Под ред. П.И. Томакова.- М.: Изд-во Горного ун-та, 1994.-417 с.

35. Методические подходы к выбору устойчивого развития территории/ Под научной редакцией проф., д-ра техн. Наук А.Г. Шапаря; НАН Украины. Ин-т проблем природопользования и экологии. – Днепропетровск, 1996. Том первый.

36. Кин. Б.А. Метеорология и атомная энергия [Текст] (Пер. с англ. под ред. Н.Л. Бызовой, К.П. Махонько). Л., Гидрометеиздат, 1971 г. 644 с.

37. Иванов И.И. Геометрический режим и естественный воздухообмен карьеров.-М.: Недра, 1982.-173 с.

38. Способы борьбы с ядовитыми газами при взрывных работах на горных предприятиях. М.: Центр. н-н ин-т информации и техн. эконом. исслед. цветной металлургии, 1976.-34 с.

39. Львович А.И. Защита вод от загрязнения / А.И. Львович; Под ред. канд. биол. наук М.М. Телетченко.-Л.: Гидрометеиздат, 1977.-168 с.

40. Львович М.И. Водные ресурсы, их преобразование и охрана.-М.: Мысль, 1986.-254 с.

41. Львович М.И. Мировые водные ресурсы и их будущее. -М.: Мысль, 1974.-448 с.

42. Фактисова Л.М. Указания по рас чету концентраций примесей в приземном слое атмосферы: Для студ. географ. фак.-Саратов: Изд-во СГУ, 1978.-32 с.

43. Филатов С.С. Борьба с пылью и газами на карьерах. -М.: Недра, 1973.-142 с.

44. Чулаков П.Ч. Теория и практика обеспыливания атмосферы карьеров. -М.: Недра, 1973.-159 с.

45. Парахонский Э.В. Охрана водных ресурсов на шахтах и разрезах.- М.: Недра, 1992.-190 с.

46. Паращенко О.Д. Контроль качества строительных материалов / О.Д. Паращенко, А.С. Шульга, К.А. Валешко.-К.: Будівельник, 1985.-79 с.

47. Методика расчета концентрации в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий. ОНД-86. Госкомгидромед. – Л.: Гидрометеиздат, 1987. – 94 с.

48. Лекционные эксперименты по оптике: Учебное пособие / С.Н. Пеньков, В.А. Полищук, О.М. Марченко, В.С. Михалев. – Под ред. Н.И. Колитеевского. – Л.: Изд – во Ленинградского ун – та, 1981. – 160 с.

49. Колесник В.Е, Головина Л.А. Левченко М.В. Локализация и снижение пылевого выброса вентилятора главного проветривания угольной шахты на основе гидроорошения запыленных потоков / (Матеріали міжнародної конференції “Форум гірників-2008”, 13-15 жовтня).– Д: НГУ.– 2006.– С.78-84.

50. Симоненко В.И. Проект разработки Ахтовского месторождения гранитов в Николаевской обл. Вознесенского р-на [Текст] / Рабочий проект в 4-х томах / Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет». – Керівник В.І. Симоненко. – Арх. № 070528 – ПЗ. – Д.:ДВНЗ «НГУ», 2007. – Т.4.– 100с.

51. В.И. Симоненко. Решение проблемы ресурсосбережение при открытой разработке месторождений скальных нерудных ископаемых [Текст] / В.И. Симоненко, А.Ю. Дриженко, О.О. Анисимов / Зб. наук. праць НГУ. – Дніпропетровськ, 2006. – №26, Т.1. – с. 43-48.

52. Симоненко В.И. Рабочий проект разработки Трикратского месторождения гранитов [Текст] / Рабочий проект в 3-х томах / Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет». – Керівник В.І. Симоненко. – Арх. № 110007 – ПЗ. – Д.:ДВНЗ «НГУ», 2008. – Т.2.– 77с.

53. В.Е. Колесник, М.В. Левченко, В.Г. Клочков. Особенности локализации пылевых выбросов в атмосферу гидроорошением / Збірник наукових праць НГУ №32. - Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2009.– С. 235-245.

54. Симоненко В.И. Рабочий проект разработки Побужского и Долгопристанского участков Капитанковского месторождения гранитов [Текст] / Рабочий проект в 2-х томах / Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет». – Керівник В.І. Симоненко. – Арх. № 110017 – ПЗ. – Д.:ДВНЗ «НГУ», 2008. – Т.1.– 87с.

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛА №14
Засідання кафедри відкритих гірничих робіт
Державного вищого навчального закладу
«Національний гірничий університет»

м. Дніпропетровськ

"28" листопада 2011р.

БУЛИ ПРИСУТНІ: зам. зав. кафедри, проф. Пчолкін Г.Д., секретар кафедри Огеєнко Н.М., д.т.н., проф. Дриженко А.Ю., д.т.н., проф. Симоненко В.І., к.т.н., проф. Корсунський Г.Я., к.т.н., проф. Панченко В.В., к.т.н., доц. Несвітайло М.В., к.т.н., доц. Маєвський А.М., к.т.н., доц. Лягутко А.С., к.т.н., доц. Панасенко А.І., ас. Стрілець О.П. та інш.

СЛУХАЛИ: повідомлення наукового керівника, докт. техн. наук, проф. Симоненка В.І. про результати виконання роботи ГП-439 «Розробити технологічні основи еколого- й енергозберігаючого виробництва при видобутку твердої нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон».

ВИСТУПИЛИ: д.т.н., проф. Дриженко А.Ю., к.т.н., проф. Пчолкін Г.Д., які відзначили наукове й практичне значення НДР, її актуальність і новизну, суттєві результати, що полягають у розробці нових технологічних основ еколого- й енергозберігаючого виробництва при видобутку твердих нерудних корисних копалин.

Виступаючі запропонували звіт схвалити й рекомендувати до затвердження.

УХВАЛИЛИ:

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

Основні наукові результати включають: Вперше встановлені залежності висоти підйому пило газових викидів та відстані їх розповсюдження в межах санітарно-захисної зони з урахуванням складових метеорологічних умов та кліматичних факторів, що забезпечило обґрунтування раціональних типів ВР, встановлення їх комплексного впливу на зменшення пилогазових викидів в атмосферу відповідно до застосовуваних конструкцій свердловинних зарядів, схем їх комунікації, параметрів блоку та кар'єрів. Розроблені та теоретично обґрунтовані за технологічними параметрами та областю застосування нові екологоощадні технологічні схеми видобутку і переробки нерудних твердих корисних копалин, які відрізняються застосуванням мобільних комплексів транспортного і дробильно-сортувального обладнання в кар'єрах та забезпечують мінімальний вплив гірничих робіт на довкілля.

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

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

4. Звіт по темі схвалити, рекомендувати до затвердження.

Зам. завідуючого кафедрою ВГР,
к.т.н., проф.

Г.Д. Пчолкін

Секретар каф. ВГР

Н.М. Огеєнко

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛУ № 14**Засідання секції науково-технічної ради
за науковим напрямом «Захист довкілля»
ДВНЗ «Національний гірничий університет»***м. Дніпропетровськ.**20 грудня 2011 р.*

ПРИСУТНІ: заступник голови секції, зав. кафедри екології, д-р біологічних наук, проф. Горова А.І., вчений секретар секції, директор Центру з проблем підривних робіт НДЧ Стрілець О.П., члени секції: д-р техн., наук проф. кафедри екології Долгова Т.І., канд. техн. наук, доцент, проф. кафедри відкритих гірничих робіт Панченко В.В., д-р техн. наук, доцент, проф. кафедри відкритих гірничих робіт Симоненко В.І.

СЛУХАЛИ:

Повідомлення наукового керівника НДР ГП-439 доктора технічних наук, професора Симоненка В.І. про результати виконання роботи «Розробити технологічні основи еколого-енергозберігаючого виробництва при видобутку твердої нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон».

Доповідач відзначив, що робота виконана в повному обсязі, згідно з технічним завданням. В дослідженнях приймали участь 5 штатних співробітників та 4 сумісників, з яких 3 аспіранти. Також в цих дослідженнях прийняв участь 1 студент (Хвостовський Д.А., ГП-08-8).

За матеріалами досліджень підготовлена кандидатська дисертація Пацьори С.В., та на 85% готова дисертація Черняєва О.В. За результатами досліджень опублікована 1 монографія (в співавторстві), 3 статі в фахових виданнях (всі з участю аспірантів) і 7 в матеріалах міжнародних конференцій (5 з аспірантами). Підготовлено до друку аспірантами 2 статті.

ВИСТУПИЛИ: проф. Долгова Т.І., проф. Горова А.І., проф. Симоненко В.І., проф. Панченко В.В.

Виступаючі позитивно оцінили результати виконаних НДР ГП-439 та вказали на достатній рівень отриманих результатів. Відзначили, що в роботах досягнуто поставленої мети, отримані результати відповідають вимогам технічного завдання і календарного плану, рекомендували затвердити звіт про результат виконаної роботи НДР ГП-439.

УХВАЛИЛИ:

1 Розглянута НДР ГП-439 виконана в повному обсязі, на достатньому науковому рівні, відповідно до ТЗ на НДР.

2 Науково-технічний рівень розробок НДР ГП-439 відповідає сучасному рівню науки і техніки.

3 Звіт про отримані результати виконання НДР ГП-439 схвалити і затвердити.

Заступник голови секції,
зав. кафедри екології,
д-р біологічних наук, проф.

А.І. Горова

Вчений секретар

О.П. Стрілець

ЗАТВЕРЖУЮ:
Директор
ТОВ «Індустріальна
група – Магнетит»
к.т.н. В.П. Воловик
«___» _____ 2011р.

Довідка

про впровадження в проектній документації результатів науково-дослідної роботи за темою ГП-439 «Розробити технологічні основи еколого-ї енергозберігаючого виробництва при видобутку твердої нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон»

Цим підтверджується, що результати НДР по темі ГП-439 впроваджені в робочому проекті «Будівництво кар'єру і дробильно-сортувального заводу для розробки Одарівського родовища мігматитів і виробництва щебеню», який виконується Інститутом з проектування гірничих підприємств Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет» на основі договору 1100/50/02-пр/110027 від 14 грудня 2009 р.

Вид впроваджених результатів: Технологічна схема виконання гірничих робіт при видобутку мігматитів та її переробці на дробильно-сортувальному комплексі Одарівського кар'єру.

Характеристика впроваджених результатів: Технологічна схема виконання гірничих робіт в робочому проекті прийнята наступна. Шар чорнозему і ґрунтово-родючих порід потужністю до 0,3-0,5 м розробляється бульдозером Б-170. Породи після знімання складуються у бурти висотою до 2,0 м уздовж фронту гірничих робіт. Потім їх виймають з бурта екскаватором Zaxis 330LC-3, або АТЭК-761 і завантажують в автосамоскид КрАЗ-650055. Цими засобами транспорту чорноземи доставляються на зовнішній склад в східній частині земельного відводу.

Горизонти м'якого розкриву розробляється оберненою мехлопатою Zaxis 330LC-3 з навантаженням в автосамоскид КрАЗ-650055 та ними вивозяться в зовнішній відвал, який розташований з північної та північно-східної сторін уздовж межі гірничого відводу. Частину м'яких порід розкриву (піски) виймають селективно і складують роздільно.

Скельні породи розкриву (вивітрені мігматити) середньою потужністю 3 м роздрібнюють за допомогою буропідривних робіт, виймають аналогічним екскаватором та завантажують в автосамоскиди КрАЗ-650055 і вивозять на переробку для власних потреб на дробильно-сортувальний завод (одну частину), іншу частину їх складують роздільно в зовнішньому відвалі.

Корисна копалина (щільні мігматити) розробляються з застосуванням буропідривних робіт. Буріння здійснюється верстатами Atlas Copco L6 або Titon – 500 з діаметром свердловин 95-152 мм. Типова серія масового висадження свердловинних

зарядів на кар'єрі передбачається із 67-70 свердловин, які розташовані на блоці довжиною 69 м по квадратній сітці (5,15×5,15 м). Це забезпечує висадження гірських порід з плановими обсягами їх видобутку. Передбачено застосування переважно емульсійних вибухових речовин, які дозволені до використання.

Після виконання буропідривних робіт здійснюється виймання корисної копалини з допомогою колісного навантажувача БЕЛАЗ-78221. Ним також виконується доставка гірничої маси до самохідного дробильного агрегата первинного дроблення СДА 1 (Metso Minerals 4Т-110Е) продуктивністю 350 т/годину. Після цього подрібнені породи конвеєром, який вмонтований в СДА 1 подаються на аналогічний агрегат вторинного дроблення СДА 2. Роздрібнені корисні копалини до розмірів 0-70 мм із розвантажувального конвеєра дробарки Metso Minerals L300 GPS (СДА 2) комплексом конвеєрів (пересувні вибійні, з'єднувальні, між уступний перевантажувач, піднімальний, сполучний) подається на поверхневий дробильно-сортувальний комплекс ДСЗ.

На ДСЗ виконується переробка гірничої маси у дві стадії: розділення на класи 10-20 мм, 20-40 мм, 40-70 мм на грохотах ТТН-7203; розділення на класи 0-2 мм, 2-5 мм, 5-10 мм на грохотах ТТН-6203. Готова щебенева продукція за допомогою відвальних штабельно-кільцевих конвеєрів типу КП 650/32, КС 650/35 укладається в штабельних конусних складах. При цьому комплекс шибєрних заслонок та засувів, якими компонується обидва грохоти, забезпечує перемикання потоку продукції як в штабельний конусний склад, так і на магістральний конвеєр подачі готової продукції для завантаження залізничних поїздів. Навантаження щебеню на зазначений конвеєр може здійснюватися безпосередньо із грохотів ТТН-7203, ТТН-6203, так із складів. В останній схемі для завантаження щебеню із складів використовується колісний навантажувач БЕЛАЗ-78221, оснащений системою зважування гірничої маси в ковші. Навантажувач транспортує готову продукцію від складу до бункера-живильника ПВГ-0,6/4,5 з допомогою якого виконується подача щебеню на магістральний конвеєр подачі готової продукції:

В кар'єрі навантажувач БЕЛАЗ-78221 відпрацьовує вибій на розвалених підірваних мігматитах висотою до 10 м в два прийоми. За перший відпрацьовується верхня частина розвалу: формується заїзд з площадки уступу під кутом не більше 11°, по цьому заїзду навантажувач виймає гірські породи з висотою вибою в межах відробляємої верхньої частини висотою до 3 м.

Потім пошарово (потужністю до 40 см) колісний навантажувач відробляє наступну частку розвалу по верхній його частині. Нижня ж частина вибою висотою до 3 м відпрацьовується з горизонтальної робочої площадки уступу, ширина якої становить 60-75 м. Повна ширина розвалу підірваних порід – 54,3 м.

На першому етапі відпрацьовуються корисні копалини, на горизонтах +26.0 м, ±0.0 м, в північній частині кар'єру. При цьому обладнання СДА 1, СДА 2, система пересувних конвеєрів установлені на гор. ±0.0 м. З горизонтів +26.0 м та +13.0 м гірнична маса скидається на площадку ±0.0 м енергією вибуху та за допомогою бульдозера і колісного навантажувача. Скидання порід доцільно здійснювати в район розташування розвалу гірничої маси на площадці гор. ±0.0 м. Фронт гірничих робіт просувається з заходу на схід. Транспортний зв'язок між уступами

здійснюється як по капітальній напівтраншеї з конвеєрним підйомачем, так і по ковзним автомобільним з'їздам, які формують на північному та східному бортах.

На другому етапі в розробку включаються запаси горизонту –13.5 м, а на третьому – горизонті –27.0 м. Організація гірничих робіт аналогічна вищезазначеному, але підйомний конвеєр нарощується поступово до відміток горизонтів –13.5 м та –27.0 м, а система пересувних вибійних та передавальних конвеєрів переміщується відповідно на ці нижні уступи.

На останньому четвертому етапі відпрацьовуються корисні копалини гор. – 40.0 м з застосуванням пересувних СДА 1,2, вибійних конвеєрів та міжступного перевантажувального конвеєра, по яких породи поступають на підйомний конвеєр, а по ньому на комплекс ДСЗ. Затим виконується погашення бортів та рекультивация порушених земель (відвалами та дорогами під лісонасадження, вироблений простір кар'єру – під водоймище).

Форма впровадження: Результати НДР ГП-439 в вигляді розроблених технологічних схем (описаних вище) та створених на основі їх аналізу і обґрунтування технологічних заходів по виконанню гірничих робіт на кар'єрі в умовах зменшеної санітарно-захисної зони, були включені в пояснювальну записку робочого проекту (Том 1,2,3,6), та пояснені відповідними кресленнями (Том 7).

Новизна результатів впровадження:

1. Забезпечується економічно ефективно відпрацювання Одарівського родовища мігматитів при застосуванні нової для відкритого видобутку твердих нерудних корисних копалин циклічно-поточної технології розробки родовищ.
2. Досягається найменший вплив гірничовидобувного підприємства на всі екологічні складові довкілля на межі санітарно-захисної зони, яка має зменшені до 400-450 м розміри.
3. Забезпечується значне покращення соціального стану населення в Оріхівському районі Запорізької обл. за рахунок створення додаткових робочих місць на тривалий (25-30 років) термін часу.

Ефект від впровадження:

1. Екологічний – за рахунок використання передбачених в робочому проекті технологічних рішень і заходів (екологовіберігаюче проведення буропідричних робіт за новими схемами та з застосуванням сучасних систем і схем висадження, виймально-навантажувальних процесів економічним за викидами шкідливих елементів обладнанням, транспортування порід екологоощадним конвеєрним обладнанням, подрібнення гірничої маси в кар'єрі з локалізацією шкідливих чинників впливу даного процесу межами виробленого простору, раціональне відвалоутворення порід розкриву шляхом складування їх в витягнутій уздовж берегової лінії р. Конка відвал, чим здійснюється обмеження шумового, вібраційного, пилового впливів, та розповсюдження впливу електромагнітних коливань від роботи обладнання на кар'єрі і ДСЗ на житлові забудови с. Одарівка, а також утилізація відходів шляхом укладення порід розкриву та

відсівів в промислові споруди для будівельного майданчику Васиновського ГЗК), забезпечується нормативно-допустимий мінімальний вплив гірничовидобувного підприємства на довкілля, який частково компенсується шляхом наступної рекультивації порушених земель та виконання відповідних екологізберігаючих заходів .

2. Соціальний – за рахунок суттєвого зниження негативних впливів гірничого виробництва на довкілля, та створенням додаткових робочих місць з передовою прогресивною системою оплати праці забезпечується значне зменшення соціальної напруги в регіоні (Оріхівському р-ні).
3. Економічний – досягається ефективна довготривала робота гірничовидобувного підприємства з прибутковим забезпеченням об'єктів будівництва, місцевих будівельних виробництв, населення, заводів з виготовлення бетонних виробів якісною продукцією; її реалізація забезпечує отримання відповідних прибутків та підвищення відрахувань фінансових ресурсів в місцевий і державні бюджети

Директор ІПГП Державного ВНЗ «НГУ»

Директор ІПГП Державного ВНЗ «НГУ»

д.т.н., проф.

В.І. Симоненко

к.т.н., с.н.с.

О.О. Анісімов

Виконавці:

н.с.

О.В. Черняєв

н.с.

А.В. Мостика

м.н.с.

Л.С. Гриценко

н.с.

С.В. Пацьора

м.н.с.

Н.І. Ярошик

м.н.с.

М.Л. Левченко

РЕЦЕНЗІЯ

На заключний звіт по науково-дослідній роботі:

«Розробити технологічні основи еколого-й енергозберігаючого виробництва при видобутку твердої нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон»

Звіт складається з 4 розділів, вступу і висновків ,викладений на 315 стор. містить 68 рис., 48 табл., 54 джерела і 6 додатків.

Актуальність роботи зумовлена розвитком галузі будівельних матеріалів України, збільшенню потреби в будівельних матеріалах (особливо щебеню) на передодні футбольного чемпіонату Євро-2012 ,збільшенням обсягів промислового і громадського будівництва, спорудження автомобільних шляхів. Розвиток відбувається за рахунок нарощування виробничих потужностей гірничих підприємств, введення в роботу родовищ, що раніше експлуатувалися та розробка нових родовищ будівельних нерудних корисних копалин.

Досліджувані в роботі родовища здебільшого розташовані на незначній відстані (400-500 м) від житлових забудов. Необхідність експлуатації родовищ нерудних корисних копалин, на межі санітарно-захисної зони (СЗЗ) яких розташовані населені пункти, підвищення вимог до екологічності ведення гірничих робіт послугували поштовхом до виконання цієї науково-дослідної роботи.

Під час виконання роботи вперше в Україні досліджені понад 260 родовищ на предмет віддаленості їх від житлових забудов, та виконана класифікація цих родовищ з урахуванням розмірів зменшеної СЗЗ. В ході дослідження виявлено понад 170 родовищ, що знаходиться в межах діючої СЗЗ (1500 м), а інші – на меншій відстані від 300 до 1000м.

Подальшими науковими результатами досліджень встановлена залежність об'ємів і відстаней розповсюдження пило газових викидів кар'єрами від кліматичних умов (наявність опадів, напрямки вітру і їх швидкості, обводненість

робочих горизонтів). Оцінена можливість реалізації в нерудних кар'єрах природних схем провітрювання робочих бортів і відвалів в залежності від розмірів кар'єрного поля в плані і його глибини, встановлена їх взаємозалежність.

З урахуванням зазначених результатів досліджень розроблені технологічні схеми видобутку і переробки корисної, які забезпечують високу ефективність виробництва, його екологоощадний вплив на довкілля та ресурсозбереження.

Оцінені розроблені технологічні схеми за впливом виробництва на навколишнє середовище шляхом розрахунків концентрацій забруднюючих елементів на межі зменшеної СЗЗ для кар'єрів великої і середньої площі (до 400 м, на прикладі Ахтівського гранітного кар'єру) та малої площі (1000-1200 м, на прикладі Трикратського гранітного кар'єру). За результатами такої оцінки були розроблені заходи екологічної безпеки і охорони праці для умов реалізації запропонованих технологічних схем на типових нерудних кар'єрах. Також узагальнені протиаварійні заходи на цих кар'єрах.

На основі розроблених технологічних схем видобутку і переробки нерудних корисних копалин створені запропоновані «Технологічні заходи з еколого- й енергозберігаючого видобутку і переробки твердих нерудних корисних копалин на родовищах в умовах зменшеної СЗЗ для їх реалізації в нових доповненнях до діючих норм технологічного проектування гірничовидобувних підприємств галузі розробки родовищ нерудних будівельних матеріалів. Зазначені «Технологічні заходи...» були апробовані при проектуванні – в робочих проектах розробки Капітанківського родовища гранітів та Одарівського родовища мігматитів.

Матеріали, представлені на рецензію є завершеними дослідженнями по актуальній темі, мають наукову новизну і можуть слугувати основою для розробки рекомендацій та змін до норм технологічного проектуванні підприємств промисловості нерудних будівельних матеріалів

РЕЦЕНЗЕНТ

Завідуючий кафедрою аерології
і охорони праці, д.т.н., проф.

В.І. Голінько

Затверджую:

Проректор Державного ВНЗ «НГУ»

з наукової роботи

проф. _____ О.С. Бешта

«__» _____ 2011 р.

Довідка

про впровадження в проектній документації
результатів науково-дослідної роботи за темою ГП-439
«Розробити технологічні основи еколого- й енергозберігаючого
виробництва при видобутку твердої
нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон»

Даною довідкою підтверджується, що результати науково-дослідної роботи за темою ГП-439 «Розробити технологічні основи еколого- й енергозберігаючого виробництва при видобутку твердої нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон», які включають «Технологічні заходи з еколого- й енергозберігаючого видобутку і переробки твердих нерудних корисних копалин на родовищах в умовах зменшеної СЗЗ» впроваджуються Інститутом з проектування гірничих підприємств Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет» (ІНГП ДВНЗ «НГУ») в проектних розробках.

Документація, в якій здійснене впровадження:

1. Робочий проект «Розробка Побужської та Довгопристанської ділянок Капітанківського родовища гранітів».– Керівник В.І. Симоненко.– Арх. № 110017–ПЗ.– Дніпропетровськ / НГУ, 2008-2010 р.р. (в 3-х томах);

2. Виконання буропідривних робіт для відпрацювання Капітанківського родовища гранітів: Пояснювальна записка 070348–ПЗ.– (Доповнення до робочого проекту).– Керівник В.Ю. Швець.– Арх. №070348.– Дніпропетровськ / НГУ, 2008-2009.

Вид впровадження результатів: Технологічні заходи з провадження екологоощадних буро підривних робіт ; робіт з переробки гранітів на дробильно-сортувальному комплексі; процесу водовідливу поверхневих вод з очищенням кар'єрних вод від механічних домішок та нафтопродуктів на щебенево-піщаному фільтрі.

Характеристика впровадження заходів:

а) Екологоощадні буропідривні роботи здійснюються свердловинними зарядами діаметром 90-110 мм, тип вибухової речовини – граммоніт 79/21 ГС, ініціювання НСІ типу ІМПУЛЬС, заряд з водяним проміжком в середній частині, розвиток детонації в напрямку від дна свердловини до її горловини, врубово-діагональна схема монтажу вибухової мережі з орієнтацією відбивання гірничої маси за азимутом падіння основної системи тріщин та в протилежну від житлової зони напрямку.

б) Екологоорієнтовані роботи з переробки гранітів на дробильно-сортувальному комплексі здійснюються шляхом застосування напівстаціонарної дробильно-сортувальної лінії (ДСЛ) комплексу MFL продуктивністю до 200 т/годину, які змонтовані на гусеничному шасі (установки первинного та вторинного дроблення STE100-65/Т та СС 1020, грохотувальна установка FT548); зазначені установки комплексу MFL передбачено розміщувати безпосередньо біля виїзної траншеї кар'єрів (Довгопристанського, потім Побужського) при забезпеченні мінімальної відстані від вибою до ДСЛ (в середньому 0,6-0,7 км) та ефективному використанню системи пилоподавлення, якими забезпечені вузли ДСЛ.

в) Заплановане самотічне відведення поверхневих вод системою нагірних каналів та траншей з кам'яно-щебеневою накидкою для очищення цих вод від завислих речовин перед скиданням в р. Південній Буг, а кар'єрних вод примусове за рахунок використання насосів після попереднього очищення від нафтопродуктів і завислих речовин природнім шляхом на щебенево-піщаному фільтрі навколо зумпфа та за рахунок їх осідання в водовідстійнику зумпфа.

Форма впровадження: «Технологічні заходи з еколого- й енергозберігаючого видобутку і переробки твердих нерудних корисних копалин на родовищах в умовах зменшеної СЗЗ» передбачені в зазначеному робочому проекті в розділах

пояснювальної записки: «Технологія розробки родовища» та «Переробка корисної копалини на кар'єрі» і «Генплан і транспорт» (Том. 1, Кн. 1); Кар'єрний водовідлив», «Охорона надр і навколишнього середовища», «Противарійний захист» та «Організація будівництва кар'єра (Том. 1, Кн. 2).

Новизна результатів впровадження: Негативні впливи від вибухових робіт, транспортування гірничої маси, переробки корисної копалини та водовідведення поверхневих і кар'єрних вод з допустимими впливами за екологічними нормативами на межі зменшеної СЗЗ та житлової зони на: атмосферне повітря; поверхневі води; геологічне середовище (мінімальної дії сейсмічного впливу); рослинний світ; соціальне середовище.

Ефект від впровадження:

а) економічний – собівартість готової товарної продукції (49,48 грн/м³), нижча на 3-3,5 % (51,2 грн/м³) від собівартості аналогічних підприємств з відстанню доставки готової продукції 10-11 км до залізничної станції (наприклад Софіївський гранітний кар'єр);

б) соціальний – забезпечується робота гірничовидобувного підприємства із зменшеною санітарно-захисною зоною до 300-400 м з впливом запроектованої діяльності на навколишнє середовище під час експлуатації, який оцінено органами Державної комплексної експертизи, як довгостроковий, такий, що знаходиться в межах дозволених значень впливів та може бути компенсований у встановленому законодавством порядку (висновки № 69/3924 від 19.07.09 р, 14/23-064 від 14.04.10 р, 832/6-3 від 06.07.09 р, 48.01.113.436.10 від 21.04.2010 р – додаються).

Директор ІПГП Державного ВНЗ «НГУ»,

науковий керівник теми, д.т.н., с.н.с.

В.І. Симоненко

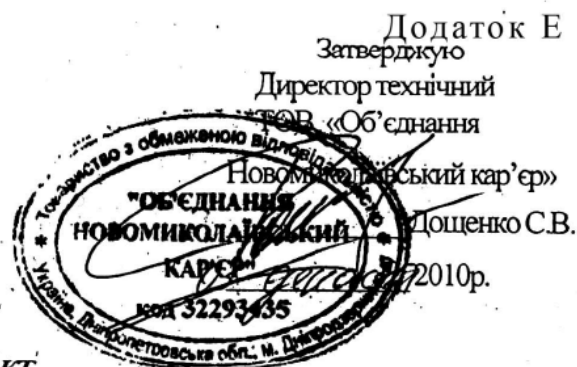
Відповідальні виконавці:

О.В. Черняєв

Л.С. Гриценко

А.В. Мостика

С.В. Пацьора



АКТ

**впровадження результатів науково-дослідної роботи,
що виконано на кафедрі екології Національного гірничого університету**

Замовник: Робота виконана Національним гірничим університетом згідно з планом робіт держбюджетної теми ГП-439 «Розробити технологічні основи екологічного енергозберігаючого виробництва при видобутку нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон».

Даним актом підтверджується, що результати роботи за темою ГП-439 «Розробити технологічні основи екологічного енергозберігаючого виробництва при видобутку нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон», що виконувалась в січні - грудні 2010 р., впроваджені на Новомиколаївському кар'єрі.

1. Вид впроваджених результатів: Способи та засоби пилоподавлення в місцях пересипу та транспортування сировини і готової продукції в межах дробково-сортувального комплексу Новомиколаївського кар'єру із застосуванням водо-повітряного ежектора.

2. Характеристика масштабу впровадження: Технічні засоби пилоподавлення відпрацьовувалась на 3-х точках пилоутворення: 1 - пересипу з конвеєра, 1 - на дробарці та 1 - на грохоті дробково-сортувального комплексу.

3. Форма впровадження: Технічний засіб гідрознепилення в місцях пересипу та транспортування сировини і готової продукції в межах дробково-сортувального комплексу Новомиколаївського кар'єру із застосуванням водо-повітряної ежектора.

4. Новизна результатів науково-дослідницької роботи: Застосування водо-повітряного ежектора з підвищеним рівнем проходження запиленого повітря через ежектор, з метою зменшення пиління місць пересипу та транспортування сировини і готової продукції в межах дробково-сортувального комплексу.

5. Промислова перевірка травень-вересень 2010 р на Новомиколаївському кар'єрі.

6. Впроваджено Систему знепилення в місцях пересипу та транспортування сировини і готової продукції в межах дробково-сортувального комплексу Новомиколаївського кар'єру із застосуванням водо-повітряної ежекційної установки.

7. Ефект від впровадження системи знепилення – соціальний – покращення екологічної ситуації на території Новомиколаївського кар'єру і прилеглих жилих районах.

Від НГУ:
Науковий керівник теми, д.т.н.
Виконавець

В.І. Симоненко
М.В. Левицько

