

*В.І. Симоненко, А.В. Павличенко,
О.О. Анісімов А.О. Бондаренко,
О.В. Черняєв, Л.С. Гриценко*



**ТЕХНОЛОГІЯ ЕКОЛОГОБЕЗПЕЧНОЇ
ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ
НЕРУДНИХ РОДОВИЩ
ТВЕРДИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН**

Міністерство освіти і науки України
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
“ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА”

Симоненко В.І., Павличенко А.В.,
Анісімов О.О., Бондаренко А.О.,
Черняєв О.В., Гриценко Л.С.

ТЕХНОЛОГІЯ ЕКОЛОГОБЕЗПЕЧНОЇ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ НЕРУДНИХ РОДОВИЩ ТВЕРДИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН



Національний
технічний університет
**ДНІПРОВСЬКА
ПОЛІТЕХНІКА**
1899

Монографія

Під загальною редакцією
доктора технічних наук Павличенка А.В.

Дніпро
Журфонд
2022

УДК 622.271:502.171
Т-38

Рекомендовано до друку Вченою радою Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» як монографія для фахівців і студентів спеціальностей 184 «Гірництво», 183 «Технологія захисту навколишнього середовища», 101 «Екологія» (протокол №9 від 29.09.2022 р.).

Рецензенти:

Зберовський О.В. – д-р техн. наук, проф., проф. кафедри Екології, Дніпровського державного аграрно-економічного університету

Бабій К.В. – д-р техн. наук, ст. наук. співроб., заступник директора з наукової роботи, Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України

Коробійчук В.В. – д-р техн. наук, проф., проф. кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т.

Технологія екологобезпечної відкритої розробки нерудних родовищ твердих корисних копалин: монографія. Симоненко В.І., Павличенко А.В., Анісімов О.О., Бондаренко А.О., Черняєв О.В., Гриценко Л.С. Дніпро: Журфонд, 2022. 365 с.
Т-38
ISBN 978-966-934-366-6

Монографія присвячена технології екологобезпечної розробки нерудних твердих корисних копалин. Розроблено нові технологічні схеми відпрацювання нерудних твердих корисних копалин та запропоновано нові методики розрахунку технологічних параметрів. З урахуванням екологічних вимог до діючих нерудних кар'єрів та тих що проєктують наведено природоохоронні технології відпрацювання родовищ та формування внутрішніх відвалів.

Монографія призначена для широкого кола інженерно-технічних працівників, гірничих інженерів нерудної промисловості, науково-дослідних і проєктних організацій. Може бути використана у навчальному процесі вищих навчальних і середніх професійних закладів при викладанні екологічних та гірничих спеціалізованих дисциплін.

ISBN 978-966-934-366-6

УДК 622.271:502.171

© **Симоненко В.І.,** Павличенко А.В.,
Анісімов О.О., Бондаренко А.О.,
Черняєв О.В., Гриценко Л.С., 2022

Передмова

Ефективність нерудних гірничодобувних підприємств пов'язують з ресурсозбереженням: мінімум витрачаємих матеріальних (паливно-енергетичних, природних, людських) та економічних (грошових) ресурсів. У цьому зв'язку постає питання про необхідність розроблення та доведення до відома науково-технічної суспільності суті еколого- та ресурсозберігаючої технології видобутку нерудних корисних копалин для подальшого виробництва необхідних будівельних матеріалів.

За останні пів століття відомі технології відкритої розробки родовищ, які застосовувались при освоєнні покладів нерудних мінеральних ресурсів, суттєво змінилися. Такі зміни стосуються і вибору раціональних технологічних схем розробки нерудних (скельних) корисних копалин. Насамперед це пов'язано з застосуванням нових типів вибухових речовин, засобів підривання, пересувних (мобільних) комплексів дробильно-сортувального обладнання, використання сучасних способів і засобів пило-газопридушення та провітрювання на кар'єрах і переробних виробництвах, застосування екологічно- та економічно доцільних напрямів відтворення і реабілітації порушених ділянок земель.

У даній монографії, яку розроблено в Національному технічному університеті «Дніпровська політехніка», висвітлюються основні питання щодо обґрунтування і застосування еколого- й ресурсозберігаючих технологій видобутку і переробки твердих нерудних корисних копалин для будівельної галузі. При написанні монографії враховано результати наукових досліджень, які проводились в останні десятиліття в Інституті з проектування гірничих підприємств НТУ «Дніпровська політехніка», кафедр відкритих гірничих робіт, екології та технологій захисту навколишнього середовища, гірничих машин та інжинірингу. Розглянуто умови розробки нерудних родовищ, при яких забезпечується безпека життєдіяльності населення поблизу гірничодобувних підприємств.

Описано технологічні заходи, які застосовуються на даних виробництвах для їх екологозберігаючої роботи при зменшених розмірах санітарно-захисних зон. Запропоновано технологічні заходи на гірничих підприємствах нерудної сировини, що забезпечують охорону навколишнього геологічного, водного, атмосферного і біологічного середовищ.

Співавторами розділів монографії є: д.т.н., проф. Симоненко В.І. (розд. 1, 2.1, 2.2, 3.2, 3.5, 4.1, 4.4, 5), к.т.н., с.н.с. Черняєв О.В. (розд. 2.2.4, 2.4, 3.5.6, 4.1-4.3, 5.2), с.н.с. Гриценко Л.С. (розд. 2.1, 2.2.4, 3.2, 3.5, 4.4, 5.6), проф., д.т.н. Павліченко А.В. (розд. 2.3, 2.6, 3.4, 3.5), д.т.н., с.н.с. Анісімов О.О. (розд. 2.3.1, 2.6, 4.4, 4.6, 5.5, 5.6), д.т.н., проф. Бондаренко А.О. (розд. 2.3), с.н.с. Стрілець О.П. (розд. 3.3.2-3.3.8), с.н.с. Мостика А.В. (розд. 2.4), с.н.с. Пацера С.В. (розд. 3.1, 3.3, 3.4, 4.5), м.н.с. Ярошик Н.І. (розд. 2.2.2, 4.4), спеціаліст діючого виробництва Мороз В.Ю. (розд. 2.2, 2.4, 3.1, 3.3.1).

Робота присвячена професору кафедри відкритих гірничих робіт, доктору технічних наук, інженеру-гірнику Симоненку В.І.

1 ОСОБЛИВОСТІ ГІРНИЧОДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ НЕРУДНИХ РОДОВИЩ

1.1 Загальні відомості про родовища твердих нерудних корисних копалин

На території України виявлено понад 580 родовищ твердих нерудних корисних копалин. Це родовища скельних і напівскельних порід, які дотепер розробляються з застосуванням буропідривних робіт. До них можна віднести родовища наступних корисних копалин: вапняки, в тому числі доломітизовані і мраморизовані; доломіти; графітові руди; граніти; мігматити; сієніти; гранодіорити; піщаники, в тому числі кварцитовидні; діорити; гнейси; базальти; кварцити динасові; андезити; пегматити; талько-магнезити; мергелясті опоковидні відкладення; глинисті сланці; мергелясто-крейдянні відкладення; амфіболіти; чароніти; мраморовидні гіпси; порфірити; габро та лабрадорити; діабазы; туфи. Вони розташовані в усіх областях і регіонах країни за виключенням Волинської та Чернігівської [1] - [3].

Родовища магматичного походження представлені інтрузивними та ефузивними скельними породами. Характеристики 258 родовищ, а також їх кар'єрних полів, якими вони відробляються або планувалось їх відпрацювання у відповідних проектах, наведено в роботі [4]. Зазначені родовища нерудних твердих корисних копалин за своїм генезисом відносяться до магматичних, метаморфічних і осадових Українського кристалічного щита. З корисних копалин таких родовищ виготовляються щебенева і піщана продукція, будівельний камінь, що використовуються в будівельній галузі. На деяких родовищах видобувається штучний камінь (блоки) для виготовлення облицювальних плит, бордюрів, дорожнього кам'яного покриття, пам'ятників та інших архітектурних споруд. Ці родовища відрізняються різновидом форм залягання.

Інтрузивні магматичні корисні копалини (гранодіорити, мігматити, сієніти, діабазы, граніти, габро та лабрадорити, діорити) в земній корі залягають у формі батолітів, лаколітів, штоків, гнізд (рис. 1.1). Їх розповсюдження в глибину вважається необмеженим. Розміри родовищ в плані оконтурені територією з природними (ріки, озера та гори) і штучними межами (населені пункти, транспортні комунікації, лінії зв'язку, електропередач, трубопроводів тощо). Глибина відпрацювання таких родовищ визначена проектами з урахуванням їх гідрогеологічних умов, розташування відносно населених пунктів та вищезазначених природних і штучних перепонів [5], [6]. Як правило, ця глибина на діючих кар'єрах не перевищує 95-100 м (Мікашевичський, Гніваський, Коростенський, Крюківський кар'єри). При цьому розміри родовища по поверхні не перевищують 900-1000 м.

Родовища, які мають інтрузивні корисні копалини, за своєю формою є жильні, куполовидні. Їх розміри по поверхні невеликі – 550-600 м по поверхні та 50-70 м в глибину, за виключенням Заваллівського родовища графітових руд. Поклади цих руд залягають в крутоспадних жилах потужністю від 3 м до 40 м,

які розташовані в гранітах-чарнокітах, мігматитах і частково амфіболітах. Розповсюджуються руди на глибину до 350 м. Корисна копалина перекрита скельним розкритвом – вапняками-кальцифірами потужністю до 12-20 м.



Рис. 1.1. Гайворонський спецкар'єр

На родовищах магматичних корисних копалин ефузійного походження у формі потужних покривів, потоків, дайок, куполів глибину розробки також визначено біля 70-75 м. Це родовища базальтів (Берестовецьке, Рафалівське, Яново-Долинське, Іваничське), андезитів (Виноградівське, Королівське, Кленовецьке, Каленське), діабазів (Церковне і Клесівське-VIII), травертинів і вапнякових туфів (Кривченське, Великокутелівське, Сокирницьке та Вишськовське).

Породи розкритву нерудних родовищ твердих корисних копалин магматичного генезису зосереджені в товщі наносів, які покривають корисну копалину. Вони представлені м'якими глинами, суглинками, супісками і пісками, інколи з домішками обломистих брекчій скельних порід вапняків, піщаників, кременя, з прошарками мергелястих та крейдянних відкладень. Середня потужність порід розкритву не перевищує 15-20 м. Інколи їх потужність збільшується до 45-60 м (Рибальський і Чаплинський гранкар'єри, Крюківське кар'єроуправління).

Скельні породи розкритву, які залягають нижче покривної товщі м'яких порід, – це вивітрені шари корисної копалини, змінені за своїми механічними та

фізичними властивостями під дією ерозійних процесів. Тому ці породи не можуть слугувати сировиною для отримання щебеню, каменя-бута і інших видів готової продукції. Їх використовують для формування проїзної частини кар'єрних автодоріг, підсипки основи відвалів, відсипки захисних запобіжних валів тощо. На родовищах магматичних нерудних корисних копалин потужність шару вивітрених порід сягає 4-5 м, іноді досягає 11-12 м.

Нижче зазначеного шару порід залягають порушені вивітрянням незмінені корисні копалини. Їх використовують для виготовлення фракцій щебеневої продукції і каменя-бута інших, нижчих марок. 36,7 % родовищ магматичних корисних копалин сусідніх держав з Україною мають потужність порід розкриття до 3 м [6]. На 26,7 % родовищ вона досягає 6 м. Більш потужна товща порід розкриття (понад 15 м) розповсюджена лише на 7,3 % родовищ, які експлуатуються.

Серед усіх розвіданих та взятих на облік в Україні родовищ корисних копалин магматичного походження відмічаються аналогічні закономірності [2]- [4]. Із 389 розробляємих та намічених до освоєння родовищ тільки 81 (20,8 %) залягають під товщею розкриття потужністю понад 15 м (від 15 м до 50 м). На 70 родовищах (18,0 %) потужність порід розкриття складає 6-15 м. Більшість же родовищ, які залишаються у цьому переліку 239 (61,2 %), мають незначну потужність розкриття, що змінюється від 0,5-1 м до 6 м.

Практикою відкритої розробки описаних вище родовищ магматичного генезису доведено, що вони не відпрацьовуються до глибин, які мають місце на рудних кар'єрах (до 300-480 м). Так, з 389 освоєних родовищ лише 159 планується проектами відпрацьовувати до глибини 35-45 м. На інших 130 родовищах магматичних корисних копалин глибину 100 м мають 23 кар'єри або 17,7 %, в межах 60-90 м – 68 родовищ (52,3 %) та в межах глибини 30-60 м – 39 кар'єрів (30 %).

Глибину подібних кар'єрів проектували з можливості ведення гірничих робіт у відведених контурах кар'єрного поля. Понад 50 % родовищ в своїх границях обмежувалися забудованістю навколишніх територій, водними перешкодами (ріки, водоймища, болотисті місцевості), ЛЕП, трубопроводами і магістральними шляхами.

У загальному підсумку інші 50 % кар'єрів магматичних корисних копалин обмежувались: за глибиною розробки запасами та межами детальної розвідки мінеральної сировини (за площею) – 27 кар'єрів (22 %); максимальними водопріпливами, дія яких призводила до неефективного видобутку корисних копалин і підтоплення кар'єрів, – 24 родовища (18 %); господарськими факторами, які впливають на можливість отримання земельних відводів – 14 (10 %) кар'єрів (рис. 1.2).

В останні 5-6 років у Національному гірничому університеті (нині НТУ «Дніпровська політехніка») проводились теоретичні дослідження для обґрунтування ефективності відпрацювання нерудних кар'єрів магматичних корисних копалин на більші глибини. Доведена можливість відпрацювання зазначених родовищ на глибини, що перевищують проєктну на 60-90 м [7-10].

При цьому кінцева глибина кар'єрів у межах встановлених проєктами границь по поверхні без додаткового рознесення бортів досягає 205-260 м при тій потужності видобутку сировини, яка встановлена розробленими проєктами.



Рис. 1.2. Родовища облицювального камення (за даними ДНВП “Геоінформ України”, 2021)

У зв’язку з таким збільшенням глибини розробки змінюється механізм впливу гірничих робіт, особливо на глибині від 100 м до 200-260 м, на навколишнє середовище, що потребує додаткових поглиблених теоретично-експериментальних досліджень процесів і технології відкритих гірничих робіт.

Метаморфічні й осадові родовища твердих нерудних корисних копалин, які розроблялись в ХХ-ХХІ століттях на території України (128 кар’єрів з розвіданих і взятих на облік близько 747 родовищ), в основному представлені пластовидними, лінзовидними та ізометричними за формою покладами мінеральної сировини. Доломіти, вапняки та пісковики Донбасу, Подолії, Передкарпаття залягають в більшості пластами потужністю від 5-8 м до 170 м [5]. Деякі ділянки та родовища мають також лінзовидну форму залягання, продуктивна товща корисної копалини яких перешаровується пустими породами (вміщуючий розкрит) і зазнала вивітрювання та карстоутворення [1], [5], [6] (рис. 1.3).

Пластова і пластовидна форма залягання вапняків, крейди, мергелів та сланців спостерігається на родовищах цементної сировини, які відпрацьовуються Амвросієвським (Донецька обл.), Кам’янець-Подільським

(Хмельницька обл.), Здолбунівським (Рівненська обл.), Ольшанським (Миколаївська обл.), Одеським, Бахчисарайським (АР Крим), Балаклійським (Харківська обл.) та Миколаївським (Львівська обл.) гірничими підприємствами. Їх потужність складає 25-40 м (рис. 1.4).



Рис. 1.3. Родовища карбонатної сировини (за даними ДНВП “Геоінформ України”, 2021)



Рис. 1.4. Видобування глинистих порід (Донецька обл.)

Аналогічні за формою залягання родовища кварцитовидних пісковиків (динасових кварцитів): Овруцького (Житомирська обл.), Баничського, Глухівського (Сумська обл.) та Васильківського (Дніпропетровська обл.). На них поклади корисної копалини потужністю від 30 м до 100 м розповсюджуються на усій площі родовищ у формі горизонтальних та пологих (за виключенням Васильківського родовища, яке з крутим і похилим заляганням) пластовидних протягнутих тіл або лінзовидних покладів, що складені із прошарків мінеральної сировини, розділених породами розкриву.

Родовища з покладами корисної копалини осадового і метаморфічного походження у вигляді ізометричних за формою тіл зустрічаються рідше. Це вапнякові родовища Криму (Західно-Кадиківське, Псілерахське, Інкерманське, Західно-Балаклавське, Гасфорт) і доломітів у Закарпатті (Кузинське). Їх поклади розповсюджуються на глибину до 180-220 м, а в плані досягають поперечних розмірів 1200-1700 м.

Круте (крутоспадне) залягання пластів і покладів іншої форми має місце на Нетребівському доломітовому, Іванівському і Васильківському кварцитових, Правдинському талько-магнезитовому родовищах [1]- [5]. Потужність корисних копалин на них змінюється від 28-40 м до 120-155 м.

Породами розкриву на нерудних осадових і метаморфізованих родовищах твердих корисних копалин є м'які, зв'язні покривні породи: глини, суглинки, супіски і піски, часто з домішками обломистих брекчій скельних порід пісковика, сланцю, вапняку, креміню та ін. Середня потужність їх не перевищує 30-35 м. Виключення становлять окремі родовища флюсових вапняків – 60-80 м: Псілерахське в АР Крим (80-100 м), Пісчанське вапняків у Вінницькій обл. (45-50 м). Нижче цієї товщі залягають порушені вивітрюванням скельні породи, які також часто зазнали карстоутворень. До них відносяться, крім основної корисної копалини, пісковики, глинисті сланці, крейдиані відкладення, мергелясті породи.

Встановлено, що з вітчизняних 747 нерудних осадових та метаморфічних родовищ твердих корисних копалин породи розкриву потужністю до 6-8 м мають 538 (72,2 %), від 6-8 м до 15 м – 107 родовищ (14,3 %), а потужністю 15-50 м – 101 родовище (13,5 %) [1]-[5], [7]-[10]. До останньої групи родовищ з великою потужністю порід розкриву відносяться найбільші з видобутку доломітів, флюсових вапняків, мергелю та кварцитовидних пісковиків.

На цих родовищах глибина розробки досягає 130-150 м, а в окремих випадках понад 200-210 м (Псілерахське, Західно-Кадиківське родовища). Інші родовища осадового та метаморфічного генезису відпрацьовують кар'єрами, що мають меншу глибину розробки. Так, видобуток сировини для виготовлення цементів здійснюється кар'єрами з кінцевою глибиною розробки від 30-40 м до 59-80 м. Лише окремі родовища спроектовані до глибин розробки 105-140 м (Амвросіївське мергелів, Зариньське вапняків). Родовища для виготовлення зв'язних матеріалів (гіпсу, вапна) розробляються на глибині 25-65 м і тільки окремі з них (Краснопартизанське, Пшеничанське) – до 100-105 м.

З 128 родовищ осадових твердих нерудних корисних копалин, які розроблялись на глибині понад 40 м, у 8 % кінцева глибина перевищує 170 м (200-220 м), біля 6,2 % родовищ мають глибину 120-160 м. Більшість же таких родовищ мають глибину до 59-61 м (33,5 %) і 60-100 м (понад 52 %). На них потужність порід розкриття менша в 2-3 рази за потужність покладу корисної копалини майже на 82 %. Родовища з глибиною розробки 180-220 м в основному приурочені до гористої місцевості (Крим, Карпати). На рівнинній місцевості розповсюджені родовища, що залягають до глибин 60-100 м.

За об'ємами видобутку гірничої маси в кар'єрах нерудних родовищ вони реєструються в такому порядку. На першому місці знаходяться ті родовища осадових і метаморфогенних корисних копалин, які є сировинною базою гірничодобувних підприємств для видобутку флюсової сировини і доломітів для потреб металургійної галузі. Це кар'єри Докучаєвського ФДК, Комсомольського, Новотроїцького і Балаклавського рудоуправлінь. Річна потужність з видобутку корисної копалини на цих кар'єрах досягала 1600-2300 тис. м³, а об'єми виймання порід розкриття становили від 400 до 1300-1500 тис. м³ [4], [7], [11].

На кар'єрах магматичних корисних копалин в період до 1992-1995 рр. видобуток твердої мінеральної сировини для переробки її на щебенево-піщану і побутову продукцію виконувався з продуктивністю від 150-170 до 1500-1900 тис. м³/рік. За минулі роки від вказаного періоду потужність кар'єрів з видобутку сировини для щебенево-піщано-побутової продукції зменшувалась на 30-40 %. Такий стан фактично залишився і на 2010 рік. Але це не означає, що на кар'єрах будуть дотримуватися продуктивності за зменшеною на вказані частки величиною відносно визначеної робочими проектами їх річної потужності. Так як в основному на більшості з них є виробничі потужності (обладнання), робоча сила і ресурси, які дозволяють відновити розробку родовищ з проектною, або близькою до неї (90-95 %) потужністю. З урахуванням зазначеного в дослідженнях впливу гірничо-технологічних процесів на екологічні складові довкілля доцільно враховувати кар'єри з продуктивністю по корисній копалині від 140-145 до 1430-1810 тис. м³/рік.

1.2 Основні параметри кар'єрних полів та їх систематизація

Розгляду й аналізу підлягали близько 260 нерудних родовищ України, на яких гірничі роботи велися і ведуться, або передбачено їх провадження в робочих проектах з подрібненням твердих порід буропідривним способом [4], [7]. Понад 97 % зазначених родовищ розробляється з застосуванням вибухових технологій для подрібнення твердих порід. Інші кар'єрні поля відпрацьовуються за технологією провадження підривання масивів лише для струшування порід та утворення великої кількості тріщин, що забезпечує можливість виймання мінеральної сировини існуючим парком виймально-навантажувальних механізмів без значного перемелення і подрібнення порід у вибої. До перших родовищ відносяться ті, на яких видобуваються гірські

породи з міцністю на одновісне стиснення не менше 350-400 кг/см². Масиви порід корисних копалин з величиною опору їх на одновісне стиснення до 200-300 кг/см² мають місце на родовищах гіпсу, талько-магнезійної сировини, крейди, пемзи, мергелю, опоки, вапняків-ракушняків. Їх розробку ведуть з застосуванням підривання на струшування. Тоді величини кількості вибухових речовин, які використовуються в таких технологіях, будуть меншими в 2,5-3 рази. Це в свою чергу впливає на об'єми і кількісні показники викидів забруднюючих газо- та пиловидних речовин в атмосферу кар'єрів [12]- [14].

Одним з найбільших впливових чинників серед виробничих факторів, що діють шкідливо на екологічні складові довкілля навколо розроблюваних родовищ, є підривні роботи, тому необхідно буде враховувати їх кількісно за об'ємами можливих викидів зазначених шкідливих газів і пилу. Урахування можна виконувати за критерієм об'ємів вийнятої твердої гірничої маси з кар'єрів протягом відповідного періоду. Таким періодом найбільш доцільно використовувати один календарний рік. Отже, за величиною річної продуктивності кар'єру з видобутку корисної копалини і інших твердих порід (розкрит, попутні корисні копалини) можна визначити зазначені показники впливу буропідривних робіт на довкілля.

Дослідженнями [6], [10], [11], [15] була встановлена кореляційна залежність між потужністю кар'єрів, які розробляють похилі, круті, ізометричні, шаровидні поклади родовищ корисних копалин та його розмірами в плані та за глибиною. З урахуванням таких залежностей для цілей дослідження технології їх розробки подібні родовища поділялися на декілька груп: за простяганням по поверхні та глибиною [6], [15]; за площею та глибиною [10], [11]. Для умов розробки нерудних родовищ твердих корисних копалин були виділені наступні кар'єрні поля: неглибокі; мілкі; середньої глибини; глибокі; надто глибокі; малої, середньої та великої площі (табл. 1.1).

Згідно табл. 1.1 кар'єрні поля, якими розробляються родовища, досить суттєво відрізняються як за розмірами, так і продуктивністю з виймання гірничої маси, в тому числі твердих (скельних) порід. На більшості з них обсяги виймання корисних копалин сягають близько 63-86 % від загальних об'ємів порід. З урахуванням розробки скельних (твердих) порід розкриття об'єми виймання гірських порід з застосуванням підривних робіт складають понад 73-91,5 %.

Якщо розглядати простягненість внутрішньокар'єрних автомобільних комунікацій, які також є джерелом пилоутворення, то маємо наступні показники. На невеликих кар'єрах з глибиною розробки покладів до 20-30 м довжина внутрішньокар'єрних шляхів складає 1,35-1,5 км. З підвищенням глибини відповідно збільшується і загальна довжина зазначених шляхів. Вона сягає 6,7-14,5 км при глибині кар'єрів відповідно 100-200 м. При цьому, мова іде про внутрішньокар'єрні шляхи, які знаходяться в робочій зоні і по яких здійснюється перевезення гірничих порід від вибою до місця їх розташування (на поверхневому складі корисної копалини чи відвалі порід розкриття).

Таблиця 1.1

Основні параметри кар'єрних полів нерудних родовищ

Параметри кар'єрних полів	Показники кар'єрних полів									
	Неглибокі (5-20 м)	Мілки (20-50 м)			Середньої глибини (50-100 м)			Глибокі (100-200 м)		Надто глибокі (>200м)
Глибина	Мала (3-20 га)	Середня (20-100 га)	Велика (100-300 га)	Мала (3-20 га)	Середня (20-100 га)	Велика (100-300 га)	Мала (3-20 га)	Середня (20-100 га)	Велика (100-300 га)	Велика (100-300 га)
Площа кар'єрних полів	Мала (3-20 га)	Середня (20-100 га)	Велика (100-300 га)	Мала (3-20 га)	Середня (20-100 га)	Велика (100-300 га)	Мала (3-20 га)	Середня (20-100 га)	Велика (100-300 га)	Велика (100-300 га)
Потужність, м:										
– корисна копалина	2-18	14-37	16-48	30-83	32-95	40-82	30-83	51-105	50-110	120-200
– розкрив м'який	2-7	1,2-15	4-31	2-40	3,5-40	1,4-43	2-40	1,5-48	12-30	0,5-120
– розкрив твердий (скельний)	0,3-1,2	0,5-7,3	0-14	0,4-10	0,5-16,8	0-15	0,4-10	0,5-14	2-32	2-38
Розміри по поверхні, м:										
– довжина	250-320	550-1220	1230-2600	220-560	480-1250	1120-3000	220-560	420-1200	1380-3500	1460-2650
– ширина	180-295	300-480	350-1800	150-500	200-980	500-1220	150-500	270-840	600-1550	520-1630
Річна продуктивність кар'єру, тис.м ³ :										
– гірничча маса	15-820	17-641	296-2320	39-521	61-1590	220-2600	39-521	195-1970	1300-5060	1180-5572
– корисна копалина	13-975	15-536	155-1500	25-270	50-1100	170-2000	25-270	180-1400	308-2718	980-3580
Середній коефіцієнт розкриву, м ³ /м ²	0,03-0,15	0,04-0,69	0,17-1,7	0,06-1,88	0,04-1,3	0,02-0,75	0,06-1,88	0,03-0,97	0,32-2,2	0,2-1,15
Термін служби, роки	15-18	28-29	18-120	19-46	15-64	32-56	19-46	17-73	33-110	52-122
Землеємність, га:										
– всього	4,7-19,4	17,0-81,0	82,1-81,8	5,8-69,7	13,1-27,3	150-521	5,8-69,7	45,3-242,8	248,1-1300,5	195,1-1019
– гірничі відводи	4,5-10,0	16,5-58	43-468	3,3-28	9,6-123	56-366	3,3-28	11,3-100,8	82,8-543	75,9-432
– відводи для складування відходів	0,2-9,4	0,4-23,0	39,1-350	2,5-41,7	3,5-150	93,8-155	2,5-41,7	34-142	165,3-757,5	119,2-587

Тобто потенційні джерела пилоутворення від здійснення процесу транспортування в кар'єрах мають площу пилопідняття близько 14,2-15,8 тис. м² на невеликих кар'єрах площею 11-30 га та глибиною 20-30 м. Площа пилоутворення більш глибоких (100-200 м) та великих за розмірами (50-210 га) нерудних кар'єрів може становити від 70,8 до 152 тис. м².

З урахуванням вищезазначеного можна стверджувати, що розміри кар'єрів також будуть впливати на об'єми пилоутворення. Без сумнівів є і те, що розміри відробляемого кар'єром простору в земній корі будуть виступати визначальним чинником для здійснення природного ефективного провітрювання і вентиляції як всього виробленого простору, так і окремих його площадок, ділянок та об'єктів кар'єру [12]. Таким чином, систематизація кар'єрних полів за чинниками – розміри в плані, глибина, продуктивність з видобутку корисних копалин і порід розкриву, – забезпечує розподіл кар'єрів на окремі групи для дослідження впливу буропідривних робіт, процесів транспортування, екскавації та їх природного провітрювання повітряними потоками.

Систематизація нерудних родовищ твердих корисних копалин.

Основним завданням при систематизації родовищ є розподіл їх на групи кар'єрних полів, якими дані родовища повинні розроблятися [6], [10], [11], [15]. Із таких кар'єрних полів потім виділяються типові (базові) кар'єри, що будуть основними об'єктами подальших досліджень. Розроблені та обґрунтовані доцільні технологічні схеми видобутку і переробки твердих нерудних корисних копалин для базових кар'єрів в загальному підсумку повинні бути найбільш ефективними для всіх кар'єрів, якими відпрацьовуються нерудні родовища, що входять до тієї чи іншої групи систематизованих кар'єрних полів.

Родовища твердих нерудних корисних копалин систематизувались з розподілом на групи кар'єрних полів за такими визначальними чинниками (ознаками): потужністю порід розкриву; потужністю корисної копалини; площею кар'єру по земній поверхні [6]. Перші два чинники в цілому визначають глибину відпрацювання родовища, тобто глибину кар'єру у кінцевих межах його відпрацювання. Третій чинник – є визначальним з точки зору розміщення всіх відходів гірничого виробництва (порід розкриву, хвостів і шламів) та попутних корисних копалин у виробленому просторі.

З урахуванням зазначеного кар'єрні поля нерудних родовищ поділені на 3 групи за площею (малої, середньої та великої площі) та 5 груп за глибиною (неглибокі, мілкі, середньої глибини, глибокі та надто глибокі) (рис. 1.1). Параметри систематизованих кар'єрних полів родовищ були наведені вище, в табл. 1.1.

Зважаючи, що в кожній групі кар'єрне поле відпрацьовується одним базовим кар'єром, поділимо їх з інтервалом глибини 30-70 м (рис. 1.2). Такий інтервал приймається відповідно висоті стійкого тимчасово неробочого борта на кар'єрах [10], [15]. В результаті цього виділяється 7 типів базових кар'єрів.

Неглибокі кар'єрні поля малої площі на практиці розробляються двома уступами: один – видобувний, другий – розкривний. Ніяких труднощів для

ефективного застосування внутрішнього відвалоутворення на них не існує. Тому базові кар'єри виділяються із груп на мілкі, середньої глибини, глибокі і надто глибокі поля. Зроблено детальний аналіз виділених типів базових кар'єрів.

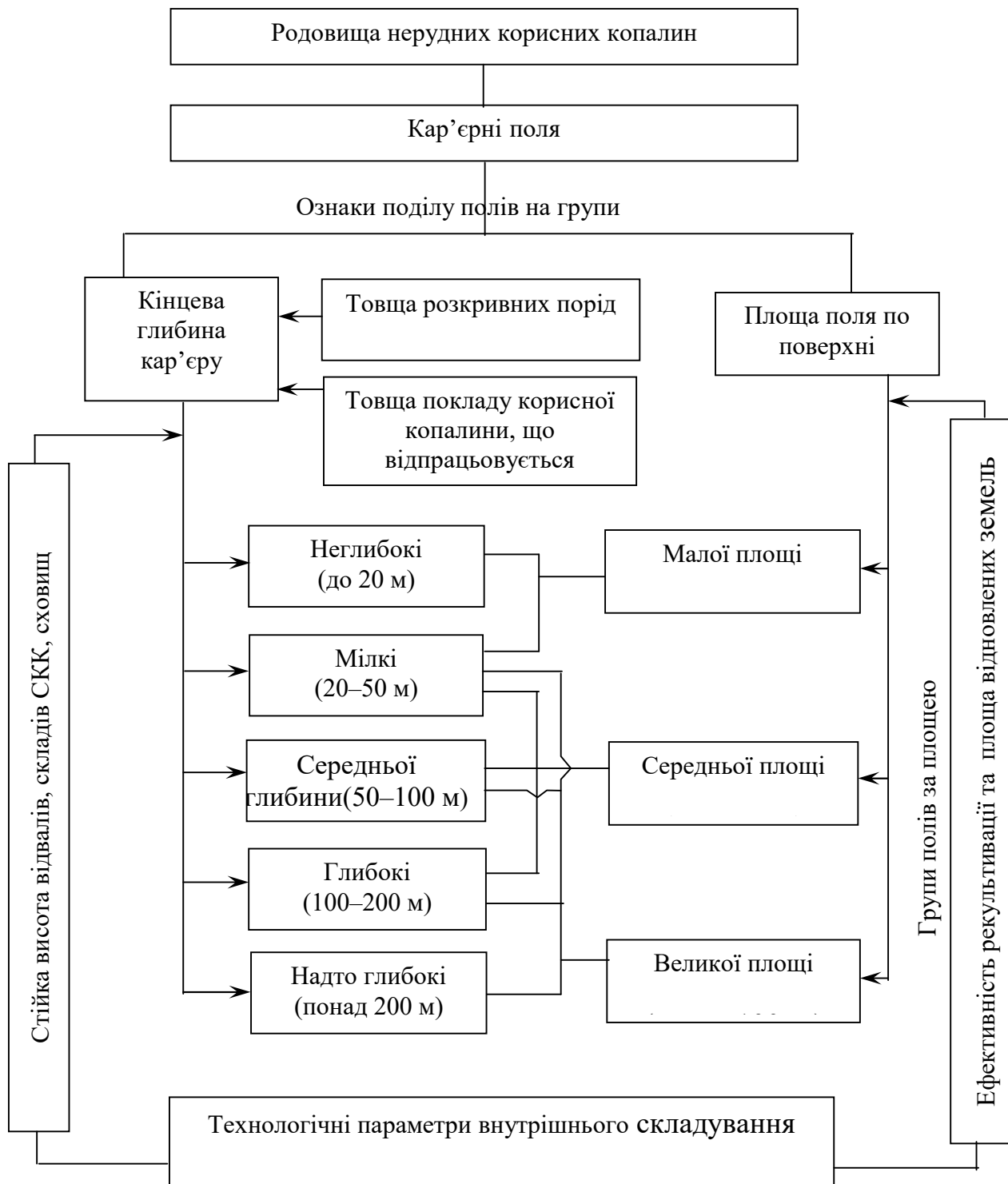


Рис. 1.1. Систематизація кар'єрних полів нерудних родовищ (СКК – супутні корисні копалини)

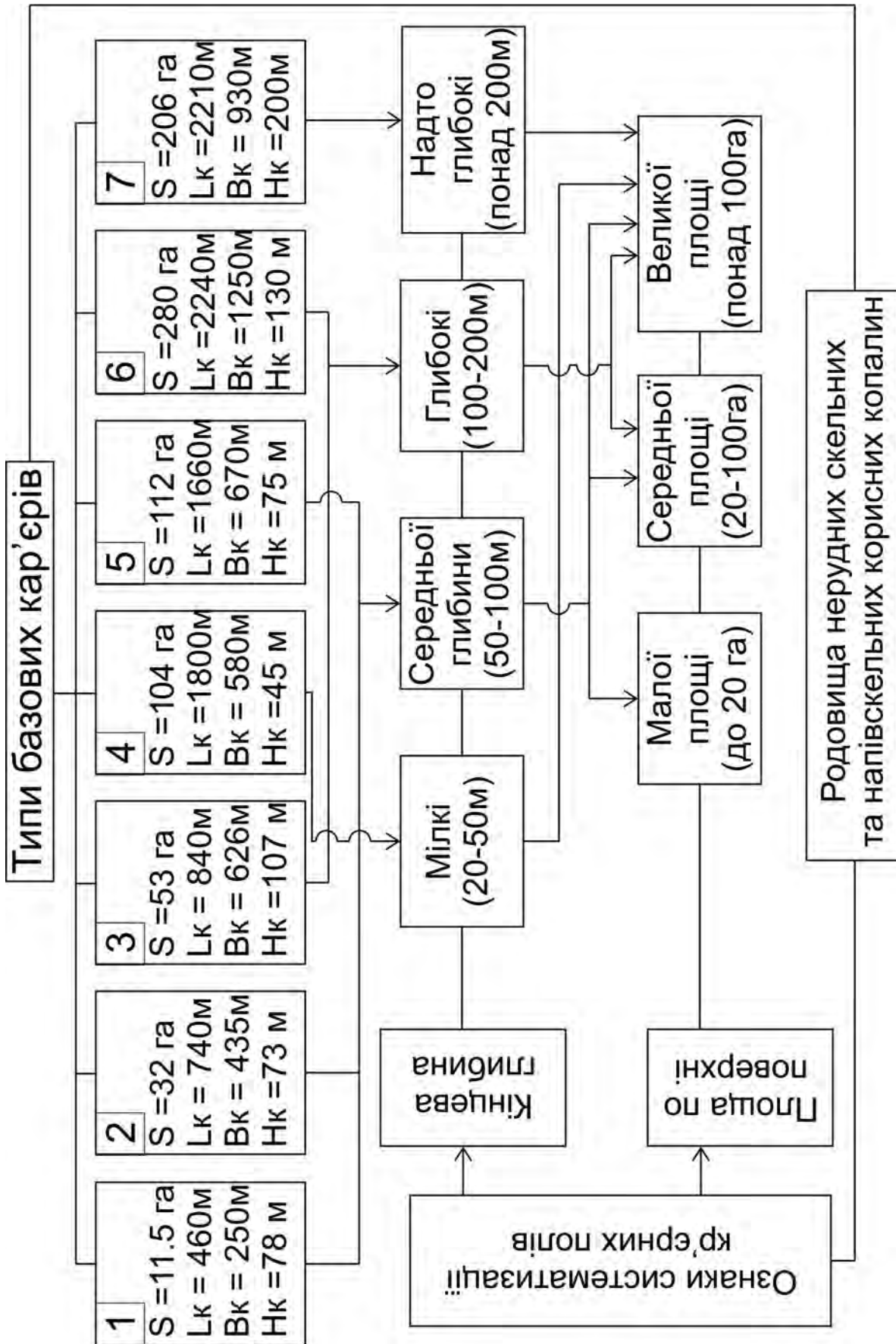


Рис. 1.2. Параметри базових нерудних кар'єрів: S , L_k , B_k , H_k – усереднені за групами кар'єрів відповідно площа кар'єрного по поверхні, довжина, ширина та глибина кар'єрів (за проф. Симоненко)

Базовими кар'єрами середньої глибини та малої площі 1-го типу відробляються 78 родовищ. З них близько половини корисних копалин представлені магматичними породами. Інша частина – осадовими. Кар'єрами 2 і 3-го типів, середньої глибини й глибокими середньої площі відробляються 130 родовищ. Тут також 50 % кар'єрних полів розробляють корисні копалини магматичного генезису. Кар'єри великої площі 4, 5, 6 і 7-го типів виділено на 50 родовищах. Тут магматичні породи представлені на 22 % обстежених родовищ, що відносяться до даних груп кар'єрних полів. З них мілкими кар'єрами 4-го типу експлуатуються 22 родовища, кар'єрами середньої глибини 5-го типу – 12, глибокими 6-го типу – 8 і надто глибокими – 13 родовищ.

Для визначення головних параметрів базових кар'єрів встановлено взаємозв'язок їх між собою шляхом статистичної обробки по систематизованих групах кар'єрних полів [6]. Обробка основних параметрів обстежуваних кар'єрів виконана на ПЕОМ методами математичної статистики. За допомогою методу найменших квадратів встановлено кореляційні залежності між продуктивністю (тис. м³/рік) відповідно по гірничій масі $\Pi_{\Sigma,м}$, загальному розкриву Π_p , скельному розкриву $\Pi_{ск}$ і розмірами кар'єрного поля (м) з довжиною L_k , шириною B_k , граничною глибиною H_k .

При об'ємах вибірки в 78, 130 і 50 значень параметрів продуктивність $\Pi_{\Sigma,м}$ і Π_p описується наступними рівняннями регресії:

– кар'єри середньої глибини й малої площі 1-го типу:

$$\Pi_{\Sigma,м} = -38,1 + 0,085 L_k + 0,15 B_k + 1,67 H_k, \quad (1.1)$$

$$R_{\Sigma,м} = 0,71; R_p = 0,82; R_{L_{\Sigma,м}} = 0,42; R_{B_{\Sigma,м}} = 0,42;$$

$$\Pi_p = -25,97 - 0,19 L_k + 0,26 B_k + 1,28 H_k. \quad (1.2)$$

$$R_{H_{\Sigma,м}} = 0,68; R_{L_p} = 0,12; R_{B_p} = 0,53; R_{H_p} = 0,69.$$

У наведених вище виразах коефіцієнти множинної кореляції $R_{\Sigma,м}$ і R_p дуже високі. Парні ж коефіцієнти по окремих параметрах – довжині $R_{L_{\Sigma,м}}$, R_{L_p} , ширині $R_{B_{\Sigma,м}}$, R_{B_p} , глибині $R_{H_{\Sigma,м}}$, R_{H_p} змінюються в досить широких межах, що говорить про істотний їх розкид.

– Кар'єри середньої глибини й глибокі, середньої площі 2 і 3-го типів:

$$\Pi_{\Sigma,м} = -1092,8 + 0,853 L_k + 1,451 B_k + 5,263 H_k, \quad (1.3)$$

$$R_{\Sigma,м} = 0,78; R_p = 0,62; R_{L_{\Sigma,м}} = 0,52; R_{B_{\Sigma,м}} = 0,53;$$

$$\Pi_p = -314,53 + 0,11 L_k + 0,59 B_k + 1,53 H_k. \quad (1.4)$$

$$R_{H_{\Sigma,м}} = 0,47; R_{L_p} = 0,17; R_{B_p} = 0,52; R_{H_p} = 0,40.$$

– Дрібні, середньої глибини, глибокі й досить глибокі кар'єри, великої площі 4, 5, 6 і 7-го типів:

$$П_{z.m} = 715,7 - 0,17L_k + 1,21B_k + 5,93H_k \quad (1.5)$$

$$R_{z.m} = 0,67; R_p = 0,64; R_{L_{z.m}} = -0,11; R_{B_{z.m}} = 0,46;$$

$$П_p = -612,5 + 0,095L_k + 1,45B_k - 0,4H_k. \quad (1.6)$$

$$R_{H_{z.m}} = 0,48; R_{L_p} = 0,22; R_{B_p} = 0,51; R_{H_p} = 0,27.$$

Аналіз вищенаведених виразів показує, що в них меншою мірою продуктивності $П_{z.m}$ і $П_p$ корелюють з параметром L_k . Це пов'язано зі значним його розкидом по досліджуваних родовищах. При встановленні кореляційного зв'язку між параметрами $П_{cp}$ і L_k , B_k , H_k прийнято до уваги наступне положення. Кар'єрами великої площі відробляються 24 родовища флюсових вапняків і доломітів, а також 26 родовищ крейди, мергелю, талькомагнезитів і магматичних порід. Об'єми виймання скельних порід розкриття на кар'єрах флюсової сировини становлять близько 50 % від річних обсягів загального розкриття. На інших 26 родовищах їх частка в річному обсязі загального розкриття досягає 2-7 %. Тому на кар'єрах великої площі розкид зазначених параметрів буде значний і тіснота зв'язку між ними не висока. Для виключення впливу зазначеного фактора необхідно здійснити встановлення кореляційного зв'язку між параметрами продуктивності по скельному розкриття $П_{cp}$ і L_k , B_k , H_k по базових кар'єрах четвертого, п'ятого, шостого й сьомого типів. На кар'єрах малої й середньої площі кількість родовищ магматичних порід, піщаників і кварцитів, де умови відпрацювання скельного розкриття аналогічні, становить більш 80 %. Вплив розглянутого вище фактора буде незначним. Тому кореляційний зв'язок $П_{cp} = f(L_k \times B_k \times H_k)$ для них встановлюється в цілому по всіх родовищах.

У результаті коректування отримано наступні рівняння регресії по базових кар'єрах:

– Кар'єри середньої глибини, малої площі 1-го типу:

$$П_{cp} = -2,12 + 0,007L_k + 0,025B_k + 0,02H_k, \quad (1.7)$$

$$R = 0,60; R_L = 0,40; R_p = 0,45; R_H = 0,4.$$

– Кар'єри середньої глибини 2-го й глибокі 3-го типів, середньої площі;

$$П_{cp} = -38,9 + 0,025L_k + 0,06B_k + 0,36H_k, \quad (1.8)$$

$$R = 0,59; R_L = 0,55; R_p = 0,36; R_H = 0,38.$$

– Кар'єри великої площі:

– мілкі 4-го типу

$$П_{cp} = 4,7 + 0,1L_k + 0,02B_k - 0,55H_k, \quad (1.9)$$

$$R = 0,60; R_L = 0,48; R_B = 0,40; R_H = -0,52;$$

– середньої глибини 5-го типу

$$P_{cp} = -54,71 - 0,004 L_k + 0,24 B_k - 0,14 H_k, \quad (1.10)$$

$$R = 0,68; R_L = 0,41; R_p = 0,64; R_H = 0,60;$$

– глибокі 6-го типу

$$P_{cp} = 21,5 + 0,18 L_k + 0,63 B_k - 4,22 H_k, \quad (1.11)$$

$$R = 0,7; R_L = 0,41; R_p = 0,67; R_H = 0,5;$$

– надто глибокі 7-го типу

$$P_{cp} = -84,7 + 0,39 L_k + 0,11 B_k - 1,41 H_k, \quad (1.12)$$

$$R = 0,7; R_L = 0,5; R_p = -0,71; R_H = -0,62.$$

Отримані рівняння регресії використовуються для обґрунтування головних параметрів базових кар'єрів. Надалі всі типи базових нерудних кар'єрів виступають в якості основних об'єктів досліджень. Подібними кар'єрами відробляються всі обстежені родовища. Базовими кар'єрами малої й середньої площі 1, 2 і 3-го типів відробляються корисні копалини осадові, магматичного й метаморфогенного генезису. Кар'єри великої площі 4, 6 і 7-го типів розробляють, в основному, родовища осадових корисних копалин. З них флюсова сировина для металургії добувається на 54 % родовищ. Кар'єрами 5-го типу відробляються 66 % корисних копалин магматичного походження й 34 % – осадові. Ці корисні копалини використовуються переважно у будівництві.

Використовуючи базові нерудні кар'єри як об'єкти досліджень, було розроблено для них технологічні схеми гірничих робіт, обґрунтовано ефективні комплекси встаткування й параметри системи розробки [6].

Вище було систематизовано родовища твердих нерудних корисних копалин за критеріями розмірів кар'єрного поля і виробничої потужності видобувних підприємств (кар'єрів, рудоуправлінь, кар'єроуправлінь). З точки зору розташування їх відносно житлових забудов, громадських споруд, об'єктів зеленого будівництва та ін., що визначає розміри санітарно-захисної зони [16], [17], проведена детальна реєстрація по кожній групі базових (типових) нерудних кар'єрів. Результати реєстрації наведено далі. Взята відстань до житлових забудов і громадських споруд та об'єктів у діапазонах 300 м, 300-500 м, 500-800 м, 800-1000 м і 1000-1500 м. Враховано, що для розглянутих умов Державними санітарними нормативами [17] визначено розмір СЗЗ не менше 1500 м, всі вищезазначені відстані можна відносити до зменшених СЗЗ.

Реєстрація нерудних кар'єрів для виробництва будівельних матеріалів здійснена згідно базових груп (табл. 1.2) та розмірів зменшених СЗЗ, що представлені в табл. 1.3. Параметри базових кар'єрів (табл. 1.3) визначено аналітичним способом по відомих формулах, викладених у працях [4], [7], [16], [23]. При цьому встановлено продуктивність з вилучення пухких різновидів розкриву P_{np} , середній коефіцієнт розкриву k_{cp} , загальний обсяг скельних $\sum V_{cp}$ і пухких $\sum V_{np}$ порід розкриву на кар'єрі, термін його експлуатації T .

Таблиця 1.2

Основні параметри гранітних та кам'яних кар'єрів України

Параметр	Типи кар'єрів			
	Великої площі, глибокі	Середньої площі		Малої площі, середньої глибини
		Глибокі	Середньої глибини	
Кількість кар'єрів	8	19	98	68
Розміри кар'єрного поля, м:				
– довжина	1200-2500	600-950	570-900	220-400
– ширина	600-1000	400-800	370-780	150-420
– імовірна глибина	250-270	200-210	150-160	110-150
– площа, га	60-120	35-85	30-52	7,5-32
Продуктивність, тис.м ³ /рік:				
– гірнична маса	1500-2618	342-1969	370-1607	139-288
– корисна копалина	570-2000	260-1050	350-1400	35-300
– породи розкриву	350-600	82-969	2-489	7-59
у тому числі скельні	70-250	8-190	1-151	до 20
Середня потужність порід, м:				
– корисної копалини	115-63	55-100	54-97	30-70
– скельного розкриву	до 35	1,7-13,8	0,4-16,8	0,4-10,4
Загальний об'єм порід в кар'єрному полі, млн м ³ :				
– корисної копалини	120-180	26-84	20-69	5-18
– скельного розкриву	21,1-31,4	3,27-12,88	1,7-7,29	0,87-1,74
– м'якого розкриву	41,3-62,2	6,35-18,2	4,1-12,72	1,18-5,64

Таблиця 1.3

Головні усереднені параметри гранітних та кам'яних (базових) кар'єрів

Параметр	Базові кар'єри			
	I Великої площі, глибокі	Середньої площі		IV Малої площі, середньої глибини
		II Глибокі	III Середньої глибини	
Розміри кар'єрного поля, м:				
– довжина	1387	767	740	460
– ширина	800	546	435	250
– глибина	120/260	90/205	75/155	40/130
Продуктивність, тис.м ³ /рік:				
– корисна копалина	1350	750	550	130
– породи розкриву	350	400	100	50
в тому числі				
– скельні	95	57	24	7
– м'яка	255	312	107	43
Потужність порід розкриву, м:				
– скельного розкриву	25	18	11	12,9
– м'якого розкриву	до 16	до 12	до 9	до 7
Середній геологічний коефіцієнт розкриву, м ³ /м ³	0,52	0,37	0,29	0,41
Термін служби, роки	106	33	30	28
Добова продуктивність, м ³ /добу	5672	3151	2311	1933
Змінна продуктивність, м ³ /змін	1890	1050	770	650

Примітка: чисельник – проектна, знаменник – можливо досяжна глибина.

Встановлено [16], що понад 35 % усіх родовищ, які підлягали реєстрації та систематизації, розташовано поблизу населених пунктів (житлових забудов, громадських споруд, об'єктів та ін. ділянок), тобто в межах існуючих СЗЗ. Серед них найбільша кількість це родовища гранітів, мігматитів, гнейсів і ін. магматичних корисних копалин, які використовують для виготовлення піщано-буто-щебеневої продукції для будівництва (близько 12 %).

Якщо врахувати те, що аналогічну готову продукцію отримують також на кар'єрах з розробки інших твердих осадових корисних копалин (вапняків, пісковиків, кварцитовидних пісковиків, ліпаритів), понад 8,4 % яких розташовані в межах СЗЗ, то необхідно відмітити наступне: з розглянутих 132 родовищ магматичних та 71 родовищ осадових нерудних твердих корисних копалин, які є сировинною базою для видобутку кам'яної будівельної продукції (щебінь, бут, природній пісок), близько 60 розташовані в межах існуючої санітарно-захисної зони. Тобто таких підприємств в Україні намічується понад 29,56-30 % відносно усіх існуючих з видобутку кам'яної мінеральної сировини (за виключенням штучного каменю).

Вапняки флюсові та родовища доломітів і доломітизованих вапняків, які в основному розробляються для металургійної галузі, розмішені в зменшеній СЗЗ в кількості – 13 родовищ з 18 розглянутих при реєстрації та систематизації. Це становить біля 72,2 % від усіх родовищ, взятих на облік як сировинної бази для флюсово-доломітної підгалузі гірничо-металургійного комплексу України.

Серед інших родовищ нерудних твердих корисних копалин окремо виділяються родовища цементної мінеральної сировини та будівельних в'язучих (вапняки, крейда, мергель, гіпсо-магнезіальна сировина). З 37 таких родовищ 20 розташовані в межах санітарно-захисної зони (до 1500 м), що становить близько 54 %.

З урахуванням вищезазначених особливостей розміщення нерудних родовищ необхідно відмітити, що за своєю чисельністю в межах зменшеної СЗЗ переважають кар'єри з видобутку кам'яної мінеральної сировини для будівельних матеріалів: буто-щебенево-піщана продукція з гранітів, мігматитів, сієнітів, гнейсів, діоритів, амфіболітів, діабазів, андезитів, базальтів, вапняків, пісковиків, ліпаритів. Дані родовища за систематизацією згідно табл. 1.1 віднесені до базових типів: 1 (малої площі середньої глибини – понад 67 родовищ); 2 (середньої площі і середньої глибини – 94 родовища); 3 (середньої площі, глибокі – понад 18 родовищ); 5 (великої площі, середньої глибини – близько 12 родовищ). Лише 4 подібних родовища відносяться до групи базових кар'єрів 6 і 7 (глибокі та надто глибокі великої площі), серед яких переважають кар'єри з видобутку іншої сировини (наприклад, Заваліївське графітове, Правдинське талько-магнезитове родовища) і де сировина для виготовлення буто-щебенево-піщаної будівельної продукції видобувається попутно. Власне 2 з 8 розглянутих родовищ такої кам'яної сировини, які увійшли в групу базових кар'єрів 4 (великої площі, мілкі), можна умовно віднести до зазначеної групи. Треба зазначити Трудовське і Новополтавське родовища гранітів були розвідані

лише до проектної глибини 32-58 м, хоча поклади цієї корисної копалини залягають і значно глибше.

Таким чином, можна вважати, що родовища зазначених нерудних твердих корисних копалин для виготовлення бута, щебеню, піщаної маси представляють собою окрему велику групу. Особливістю даної групи є те, що на родовищах залягають корисні копалини досить великої міцності (переважно III-V категорії за трудністю екскавації єдиних норм виробки, коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протодьяконова від 8-10 до 18-20). Ці особливості потребують застосування високобризантних вибухових речовин для подрібнення гірських порід на кар'єрах в значних обсягах. Так як масові вибухи є основним джерелом пилогазових викидів на гірничодобувних підприємствах, то і концентрація їх та параметри розсіювання викидів в атмосфері, а отже і за межею СЗЗ, будуть значними. Тому проблема, яка вирішується науковими дослідженнями для даних груп нерудних родовищ, є надто важливою, що потребує досить детального розгляду впливу зазначених підприємств на екологічні складові довкілля.

У цьому зв'язку виконана детальна систематизація нерудних родовищ кам'яної мінеральної сировини [6], [10], [11], [15] на базові типи гранітних і кам'яних кар'єрів. Відмінності цієї систематизації полягають в тому, що на родовищах приймається глибина їх розробки більша за існуючу (проектну). Підставою для цього стали результати досліджень, які показали, що кар'єрні поля великої площі можна ефективно відпрацьовувати до глибини 250-270 м, середньої площі – 180-210 м, малої площі – до 130-150 м [9], [11]. З урахуванням зазначеного виділено гранітні та кам'яні кар'єри: глибокі великої площі (глибина $H_k = 250-270$ м, площа поля $S_k = 60-120$ га); глибокі середньої площі ($H_k = 200-210$ м, $S_k = 35-85$ га); середньої глибини і площі ($H_k = 150-1850$ м, $S_k = 30-52$ га); середньої глибини малої площі ($H_k = 110-150$ м, $S_k = 7,5-3,2$ га) (див. табл. 1.2).

При визначенні можливої граничної глибини відпрацювання родовищ враховують необхідність розміщення понад 80 % обсягів розкривних порід у виробленому просторі кар'єрів. При цьому, складування вказаних об'ємів рекомендується здійснювати у другій половині періоду експлуатації родовища згідно з розробленим способом і технологією [9], [10]. Тобто на першому етапі кар'єр формують до максимально необхідної глибини в обсязі незначного виробленого його простору, після чого в цей простір складають породи розкриву. Надалі розробку здійснюють в напрямку доробки кар'єрного поля до кінцевих меж на поверхні, а потім здійснюють поглиблення кар'єру до глибини економічно ефективної відробки корисних копалин у залишкових межах дна кар'єрного простору без збільшення розмірів кар'єрного поля. В подібній технологічній схемі відробки корисних копалин передбачається також прирощення значних обсягів мінеральної сировини нижче проектного дна кар'єру, постановка цих запасів та баланс гірничодобувного підприємства та їх наступна відробка.

Більш детальніші відомості про чинники, що будуть регламентувати систематизацію родовищ твердих нерудних корисних копалин на окремі групи кар'єрів, можна отримати за результатами дослідження й аналізу впливу буропідричних робіт, виймання і навантаження порід на екологічні складові.

Таким чином, систематизація кар'єрних полів за чинниками – розміри в плані, глибина, продуктивність з видобутку корисних копалин і порід розкриття, забезпечує розподіл кар'єрів на окремі групи для дослідження їх ефективності роботи з урахуванням впливу процесів гірничих робіт на довкілля.

1.3 Розташування селітебної зони на нерудних кар'єрах

При розгляданні впливу гірничих робіт (виконання буропідричного подрібнення гірської маси в масиві; виймання її з вибою і навантаження в засоби транспорту, перевезення по внутрішньокар'єрних та поверхневих дорогах до місць розвантаження, розвантаження в склади, відвали і перевантаження в інші транспортні засоби, відвалоутворення і складування відходів виробництва, переробка корисної копалини на готову продукцію, проведення робіт з відновлення доріг, під'їздів до місць завантаження і розвантаження і інше) на біоту, флору і фауну навколишнього середовища оперують поняттям «селітебна зона».

Під селітебною зоною (територією) розуміється частина території населеного пункту, яка призначена для розміщення житлової, суспільно-ділової, рекреаційної зон, а також окремих частин інженерної та транспортної інфраструктур. При цьому розміщення та діяльність зазначених територій (зон) має незначний вплив. Навкруги будь-якого підприємства, у тому числі і гірничого, встановлюється санітарно-захисна зона (СЗЗ) [17]. Отже, селітебні зони повинні розміщуватися за межами СЗЗ.

Державними санітарними правилами [17] визначено вимоги до розташування та організації виробничої території відносно межі житлової забудови, ділянок громадських установ, будинків і споруд, а також інших територій (парків, садів та ін. об'єктів зеленого будівництва). Відповідно з зазначеним промислові й інші об'єкти, що є джерелами забруднення навколишнього середовища хімічними, фізичними та біологічними факторами, при неможливості створення безвідходних технологій повинні відокремлюватись від житлової забудови санітарно-захисними зонами. СЗЗ встановлюється від джерел шкідливості до межі житлової забудови і інших забудов, установ і об'єктів громадського та загального користування. При цьому на зовнішній межі СЗЗ, зверненої до житлової забудови, концентрації та рівні шкідливих факторів не повинні перевищувати їх гігієнічні нормативи: гранично допустимі концентрації (ГДК) і гранично допустимі рівні (ГДР).

Отже, перед науковцями постають завдання обґрунтування таких технологічних рішень, які забезпечать локалізацію шкідливих хімічних, фізичних і біологічних факторів на території кар'єрного поля і встановленої (зменшеної чи нормативної) СЗЗ таким чином, щоб на межі житлової забудови

та території інших громадських установ, організацій чи об'єктів зеленого будівництва концентрація і рівні всіх забруднюючих чинників не перевищували ГДК, ГДР.

З урахуванням вищевказаного та аналізу попередніх результатів досліджень [13]-[14], [18]-[19] можна вважати, що на інтенсивність і концентрацію забруднюючих пилогазових викидів найбільшою мірою впливають критеріальні чинники, пов'язані з родовищем нерудної мінеральної сировини та гірничодобувним виробництвом, яке розробляє, переробляє цю сировину та відвантажує готову продукцію споживачам:

- розміри (довжина, ширина, глибина) родовища (кар'єрного поля); об'єм видобуваної гірничої маси, особливо з підриванням її вибуховими речовинами;
- кліматичні фактори, які існують в районі розташування виробництва (родовища) – інтенсивність випадання опадів, їх періодичність, тумани, швидкість, періодичність, напрямок, інтенсивність і сила переносу повітряних мас (вітровий режим), вологість атмосфери та температурна стратифікація нижнього шару атмосфери;
- тип корисної копалини;
- геологічні, гідрогеологічні умови та ін.

Перші два критеріальні чинники в тій чи іншій мірі характеризують виробничу діяльність гірничодобувного підприємства і ними можна чітко і планомірно керувати.

Третій та інші чинники можуть значно впливати на виробничу діяльність, але в практичному плані ним досить складно управляти. В одному регіоні вони можуть за своїми параметрами відрізнятися від інших, тобто мати суто індивідуальні параметри щодо кожного окремого гірничодобувного підприємства.

Вплив кліматичних умов на розповсюдження забруднюючих викидів гірничодобувного виробництва відносно селітебної зони можна враховувати лише по регіонах (фізико-географічних районах), в яких ці умови близькоподібні або однакові. Наприклад, це можуть бути регіони середнього Придніпров'я, нижнього Придніпров'я, Прибужжя, (в межах Миколаївщини та Одещини), степової зони Кіровоградщини, західна частина Донеччини та північна частина Луганщини (за межею Донецького кряжу), Закарпаття.

Взагалі ж дослідженнями встановлено, що при високих викидах концентрація домішок забруднюючих речовин у приземному шарі атмосфери росте за рахунок посилення турбулентного обміну, викликаного нестійкою температурною стратифікацією [19]- [21]. Підвищення концентрації домішок в атмосфері спостерігається при зменшенні шару перемішування і особливо при його висоті менш 1,5 км. Якщо висота шару перемішування більше 1,5 км, тоді практично не спостерігається підвищення забруднення повітря.

Високі об'єми викидів забруднюючих речовин, як зазначалось вище, пов'язані з першими критеріальними чинниками, тобто параметрами, що обумовлюють ту чи іншу інтенсивність (об'єми видобутку) виробничої діяльності кар'єрів і ДСЗ. Тому основними критеріями для систематизації родовищ твердих нерудних корисних копалин можна прийняти розміри кар'єрних полів і потужність виробництва по гірничій масі. При цьому в кожній групі систематизованих родовищ доцільно розглядати типові кар'єри ще і за відстанню їх розташування відносно селітебної зони.

1.4 Структура гірничодобувних нерудних підприємств

Незалежно від місця розташування та виду розроблюваної твердої мінеральної сировини гірничодобувні нерудні підприємства функціонують в таких структурних різновидах: флюсодоломітний (Докучаївський) та графітовий (Заваллівський) комбінат; рудоуправління (Балаклавське, Комсомольське, Новотроїцьке, Овручське), кар'єроуправління (Крюківське, Коранське, Кольчинське), кар'єр (Глухівський, Любимівський, Гніванський), щебеневи завод (Коростенський, Куйбишевський), каменедробильний завод (Тальнівський, Первомайський, Олександрівський).

У структурі цих гірничодобувних підприємств є власне сам кар'єр (рудник), дробильно-сортувальний завод (ДСЗ) або дробильно-сортувальне устаткування (ДСУ), дробильно-збагачувальна фабрика (ДЗФ) (переважно на флюсодоломітних підприємствах), інша за назвою дробильно-сортувальна дільниця, а також інші дільниці, цехи (наприклад – бульдозерні, автогаражі, механічні майстерні тощо). На деяких підприємствах в їх структурі має місце дільниця чи цех залізничного транспорту.

З урахуванням відміченого на стан навколишнього середовища вплив мають не лише основні виробництва (кар'єр, рудник, переробні дільниці ДСЗ, ДСУ, щебзаводи), а також і інші допоміжні, обслуговуючі цехи. Тому, досить часто, при моніторингу екологічних ризиків до уваги приймаються разом з основними джерелами забруднення також і джерела обслуговуючих (наприклад, механічні майстерні, бульдозерні дільниці, автогаражі) цехів, що потрібно враховувати при обґрунтуванні екологобезпечних технологій розробки нерудних родовищ.

2

ГІРНИЧІ РОБОТИ НА НЕРУДНИХ КАР'ЄРАХ

2.1 Схеми розкриття родовищ та транспортування гірничої маси

Залежно від розмірів, глибини залягання, форми покладу твердих нерудних корисних копалин, потужності гірничодобувного підприємства розкриття родовищ здійснюють зовнішніми чи внутрішніми траншеями. Схеми розкриття переважають загальними і груповими траншеями. Групові траншеї застосовувались, в основному, для розкриття потужних вапнякових і доломітових кар'єрів Донбасу при використанні залізничного транспорту та доставці гірничих порід із кар'єру до відвалу (Східно-Комсомольський ДФДК). На кар'єрах цементних заводів і комбінатів, які віддалені від переробних цехів і дільниць, залізничним транспортом перевозиться мінеральна сировина до приймального складу. Таким чином, груповою траншеєю розкривались добувні горизонти на кар'єрах Амросіївського та Миколаївського (Львівського) цементно-гірничих комбінатів.

На більшості ж нерудних родовищ застосовано схеми розкриття загальними траншеями зовнішнього закладання. При невеликих просторових розмірах родовищ частіше застосовують загальні внутрішні траншеї, як приклад, такими траншеями розкрито гранітні кар'єри Придніпров'я і Прибужжя (рис. 2.1).

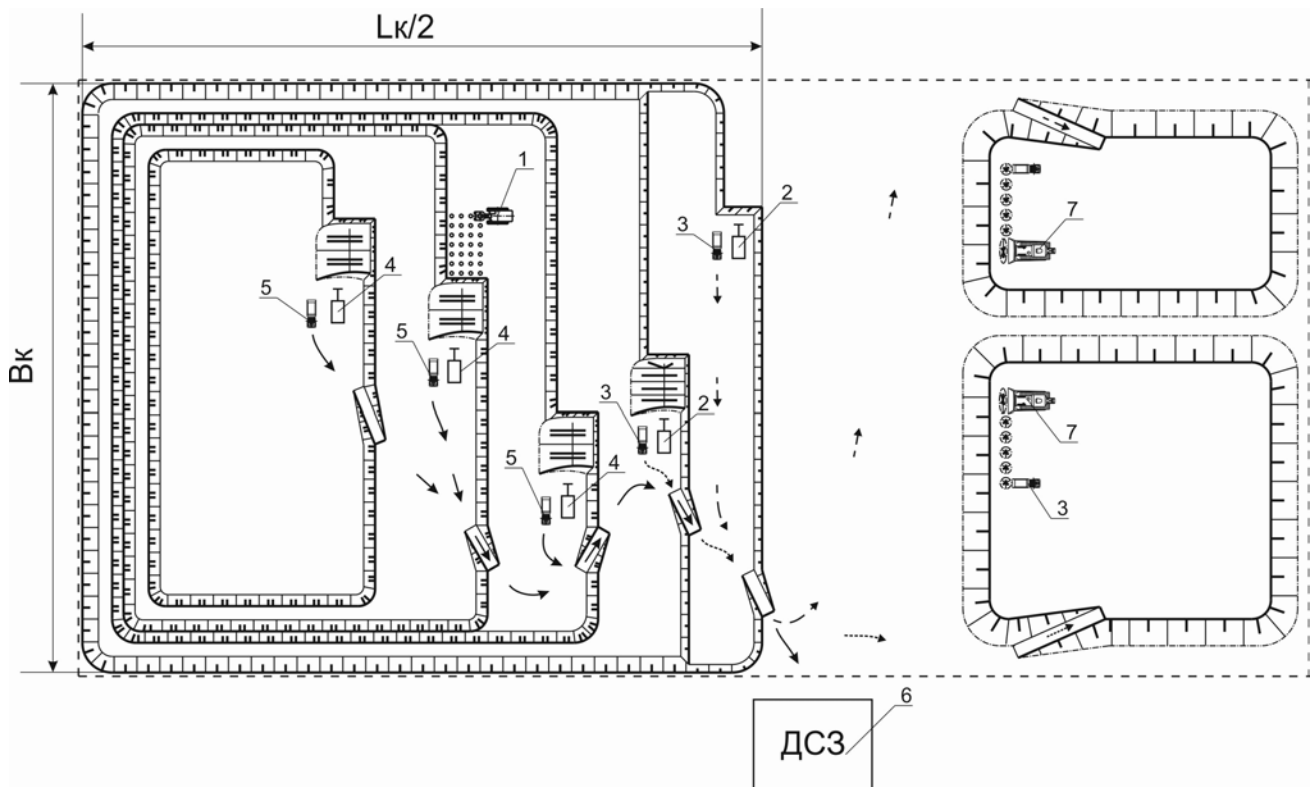


Рис. 2.1. Схема розкриття нерудного родовища загальною внутрішньою траншеєю: 1-5 - кар'єрне виймально-транспортне обладнання; 6 - дробильно-сортувальний завод (устаткування) на борту; 7 - бульдозерній відвал

Зовнішньою траншеєю розкриваються уступи покривного розкриву та 1-2 верхні добувні горизонти. Нижні уступи корисної копалини розкривають внутрішніми траншеями. Основний вид транспорту, що використовують, – автомобільний. Тому форма траси – петльова, рідше спіральна. Примикання транспортних берм і площадок горизонтів до капітальної траншеї – переважно на керівному ухилі та горизонтальних площадках.

При використанні конвеєрного транспорту (флюсо-доломітні кар'єри Псилерахський, Східний, Дальній та Південний Комсомольського РУ; Гуменецький вапняковий Кам'янець-Подільського цементного заводу; гранітні Крюківській та Вірівській) застосовують розкриття внутрішньою крутою траншеєю. Можливе розміщення конвеєрного підіймача на опорах, які встановлюють на неробочому борту без прохідки траншеї чи напівтраншеї. На робочому борту широко застосовують формування ковзних з'їздів, де формуються вантажопотоки і переміщуються автосамоскиди та колісні навантажувачі.

Комбінований автомобільно-залізничний транспорт також застосовується на кар'єрах флюсо-доломітної сировини. Перевантажувальні пункти екскаваторного типу [7], [22] розташовують на верхніх розкривних уступах (Східний кар'єр ДФДК), а в більшості – на поверхні біля борта (кар'єри Комсомольського та Новотроїцького РУ). Відстань перевезень гірничої маси до пунктів розвантаження (відвалів, ДЗФ) становить від 3 км до 10,7 км. На таких кар'єрах внутрішньокар'єрні перевезення виконувалися автосамоскидами вантажопідйомністю від 40-50 т до 110 т.

Розкриття горизонтів, які обслуговувалися автотранспортом, здійснювалось загальними внутрішніми траншеями. На нижніх уступах – ковзними з'їздами. Верхні горизонти, де розташовані екскаваторні перевантажувальні пункти, розкривались окремою траншеєю зовнішнього закладання з ухилом під залізничний транспорт.

Низка гірничодобувних підприємств з виготовлення щебеню з гранітоїдних порід, з вапняків та інших твердих гірських порід використовує залізничний транспорт для перевезення готової продукції від ДСЗ до споживачів. Тому у господарчому обслуговуванні цих підприємств знаходяться ділянки залізничних доріг на території переробних виробництв (ДСЗ, ДСУ) та прилеглих до станцій землях. Для спорудження залізничної колії проходка траншей не потрібна, або ж вона здійснювалась на ділянках з пересічним рельєфом поверхні, по якій прокладалися колії. Наприклад, колія від Балаклавського РУ до гірничодобувного комплексу «Гасфорт» в деяких місцях мала підйоми та спуски, що прокладалися в похилих траншеях.

2.2 Система розробки нерудних родовищ

2.2.1 Діючі технологічні системи розробки

Система розробки родовищ повинна забезпечувати ефективне виймання корисної копалини, мінімальні обсяги підготовчих робіт, оптимальну потужність кар'єру та обладнання, мінімальну відстань транспортування [23]-

[26]. Згідно класифікації систем розробки родовищ за М.Г. Новожиловим [27], при експлуатації нерудних родовищ твердих корисних копалин застосовуються переважно транспортні і рідко комбіновані системи розробки.

Транспортні системи розробки з *автомобільним транспортом* знайшли найбільш широке застосування. Таку систему розробки використовують на кар'єрах середньої та малої площі. На більшості кар'єрів даних груп породи розкриву доставляються на внутрішні відвали, а корисна копалина на ДСЗ, ДСУ, які розташовані на борту. Відстань перевезень порід автотранспортом, як правило, не перевищує 3-3,2 км [4], [6], [15].

На кар'єрах великої площі, в основному з видобутку вапняків, доломітів для металургійної та інших галузей промисловості, застосовуються транспортні системи розробки з комбінованим *автомобільно-залізничним транспортом*. Автомобільна доставка порід виконується по внутрішніх шляхах (бермах, площадках, з'їздах) кар'єрів від вибоїв до перевантажувальних пунктів (ПП). Перевантажувальні пункти автомобільно-залізничного транспорту розташовують переважно на борту кар'єрів (Докучаївський ФДК, Комсомольське та Новотроїцьке РУ). Лише на двох нерудних кар'єрах «Західному» Камишбурунського залізничного комбінату (КВЗРК) та «Східному» Докучаєвського ФДК перевантажувальні пункти знаходилися на верхніх розкривних уступах. Всі зазначені перевантажувальні пункти обладнувалися кар'єрними мехлопатами з ковшами ємністю 5-8 м³. Залізничний транспорт також використовували на Розвадівському, Добрянському та Рава-Руському кар'єрах цементної сировини Миколаївського цементно-гірничого комбінату (ЦГК) (Львівська обл.).

Автомобільно-конвеєрний транспорт застосовували в своїй більшості для доставки корисної копалини на переробку до ДЗФ, ДСЗ на вапнякових кар'єрах «Псилерахському» Балаклавського РУ, «Східний», «Дальній» і «Південний» Комсомольського РУ, Гуменецький Кам'янець-Подільського цементного заводу. Породи розкриву до відвалів на цих кар'єрах конвеєрами не транспортувалися. Тому на подібних кар'єрах система розробки транспортна з автомобільним та автомобільно-залізничним транспортом [23], [25].

Слід також зазначити, що на кар'єрах, які розробляють сировину Єленівського, Каракубського, Первомайського, Північно-Шевченківського, Новотроїцького, Комсомольського і Стельського родовищ металургійних флюсів Донбасу, покривні м'які породи розкриву відсипані у зовнішні відвали у 3-4 яруси висотою 15-20 м. Скельні породи розкриву розміщували у тимчасових внутрішніх відвалах. Ці відвали передбачалось у майбутньому перемістити в постійні внутрішні. При цьому у таких відвалах виконувалось складування як непридатних для подальшого застосування некондиційних карбонатних порід, так і будівельних вапняків, що можуть бути використані в дорожно-шляховому господарстві та виготовленні різних бетонних виробів і споруд з будівельного щебеню і піску. Будівельні вапняки складувались окремо у тимчасові внутрішні відокремлені склади, які представляють собою техногенні родовища – склади супутніх корисних копалин (ТРС СКК) [7].

Застосування комбінованої системи розробки відомо з практики освоєння вапнякового родовища кар'єром «Західний», що розташовувався на Керченському півострові [28]. Тут верхній уступ покривних м'яких порід виймався і вантажився в автосамоскиди, які доставляли породи у внутрішній відвал. Нижній уступ, над покладом вапняків, розроблявся драглайном ЕК-10/70 з переміщенням порід ковшом екскаватора у внутрішній відвал, у нижній його ярус. Таким чином була реалізована комбінація транспортної системи розробки з використанням автотранспорту та безтранспортної з використанням драглайна.

Внутрішні відвали для складування розкривних порід при розробці нерудних родовищ твердих корисних копалин використовуються також на родовищах з пластовидним горизонтальним і пологим заляганням покладу [29]: ЗАТ «Глухівський кар'єр кварцитів» Запорізького алюмінієвого комбінату (Сумська обл.), Розвадівський кар'єр вапняків Миколаївського ЦГК (Львівська обл.), Тягінський кар'єр вапняків (Херсонська обл.) та ін.

Більшість нерудних родовищ з видобутку магматичної, метаморфічної та осадової мінеральної сировини з великою щільністю для виготовлення щебеню, буту і піщаної продукції розробляються по транспортній системі розробки з вивезенням автотранспортом порід розкриву у зовнішні відвали.

Внутрішнє відвалоутворення на подібних кар'єрах було застосовано при складуванні порід розкриву та відходів переробки корисної копалини на наступних гірничих підприємствах: Могилянське гранітне родовище ЗАТ «Коростенський щебзавод» (Житомирська обл.); «Новомиколаївський гранкар'єр» (Дніпропетровська обл.). Внутрішньокар'єрне складування відходів гірничого виробництва є одним з ефективних природоохоронних заходів при освоєнні родовищ корисних копалин, відповідно на розробку таких технологій потрібно звернути увагу.

2.2.2 Механізація технологічних процесів

Вибір засобів механізації (ланок комплексів обладнання) для провадження гірничих робіт) проводиться шляхом перегляду різних варіантів за результатами техніко-економічних розрахунків [30], [31]. При цьому враховуються фінансові можливості підприємства, цінова політика фірм виробників обладнання та низка інших факторів. На передових вітчизняних та зарубіжних гірничодобувних підприємствах для виймання гірничих порід застосовуються фронтальні колісні навантажувачі, механічні (гідравлічні) зворотні лопати в основному з дизельними приводами. Їх переважне використання на нерудних кар'єрах пов'язане в основному, з мобільністю обладнання в кар'єрному просторі. Так, застосування фронтальних колісних навантажувачів як виймально-транспортної ланки забезпечує ефективне ведення процесів відробки порід у вибоях та їх перевезення до приймального бункера пересувного дробильного устаткування (МДУ) чи до мобільного

(пересувного) дробильно-сортувального устаткування (МДСУ, ПДСУ). В таких технологічних ланках автотранспорт відсутній.

На більшості ж вітчизняних нерудних кар'єрах основною вибійною ланкою залишаються електричні екскаватори – прямі мехлопати (рідше зворотні мехлопати). Вони працюють сумісно з засобами автотранспорту.

Добування нерудної сировини для потреб будівельної, металургійної та інших галузей пов'язане в сучасних умовах з питанням найбільш ефективного використання виймально-транспортного обладнання. Перш за все ці питання стосуються використання типу обладнання, доцільності переробки сировини прямо в кар'єрі або на промислових майданчиках, до яких гірничу масу переміщують різними засобами транспорту.

За останні декілька десятиків років з'явилася велика кількість різноманітного навантажувального обладнання, яке відрізняється між собою за принципом роботи та потужністю. На цей час існує значний модельний ряд, який повністю забезпечує потреби та вимоги замовника в таких комплексах. До них можна віднести три види виймально-навантажувального обладнання: гідравлічні екскаватори типу пряма і зворотна механічні лопати і фронтальні одноковшеві навантажувачі. Це обладнання експлуатується з використанням дизельних двигунів, крім того, за рахунок різних технічних параметрів відрізняється їх застосування та схеми відпрацювання уступів.

Отже, головне завдання обґрунтування доцільності використання того чи іншого обладнання нині є досить актуальним для кар'єрів будівельних матеріалів і іншої нерудної сировини. Поставлена задача може вирішуватися шляхом порівнянь технологічних та економічних показників (експлуатаційна продуктивність, собівартість 1 м^3 виймально-навантажувальних робіт при видобутку корисної копалини) [31].

На території України підприємства, які займаються виробництвом щебеневої продукції, працюють на застарілому обладнанні. Постало питання про заміну застарілого обладнання на більш сучасне. Для проведення цих досліджень були взяті усереднені параметри гранітних і кам'яних кар'єрів України (див.табл.1.3).

Основним завданням такої роботи є порівняльна характеристика різного типу обладнання та технологічних схем застосування їх на уступі. На даному етапі розвитку техніки для проведення гірничих робіт все частіше використовують мобільне обладнання з двигунами внутрішнього згорання (в основному дизельні), які мають низку переваг. До них можна віднести: мобільність обладнання, їх уніфікацію і універсальність, незалежність від електромережі, більш безпечні умови експлуатації. Недоліком даного обладнання є велика вартість паливо-мастильних матеріалів. Виймання скельних порід з вибою здійснюється зворотною та прямою механічною лопатами, фронтальними одноковшовими навантажувачами із ємністю ковша 2 м^3 - $5,2 \text{ м}^3$ різних виробників. Також передбачається, що ця техніка обладнана глушниками для зменшення шуму, відповідними каталізаторами для нейтралізації вихлопних газів.

Розглянемо відповідні види обладнання для виймально-навантажувальних робіт детальніше. Одним з найпоширеніших видів є пряма механічна лопата як з гідравлічним, так і з електричним приводом. Такі екскаватори були розроблені з урахуванням умов роботи на нерудних кар'єрах. Вони мають непогані технічні характеристики, але в застосуванні дещо обмежені, бо можуть ефективно працювати лише верхнім черпанням (рис. 2.2).

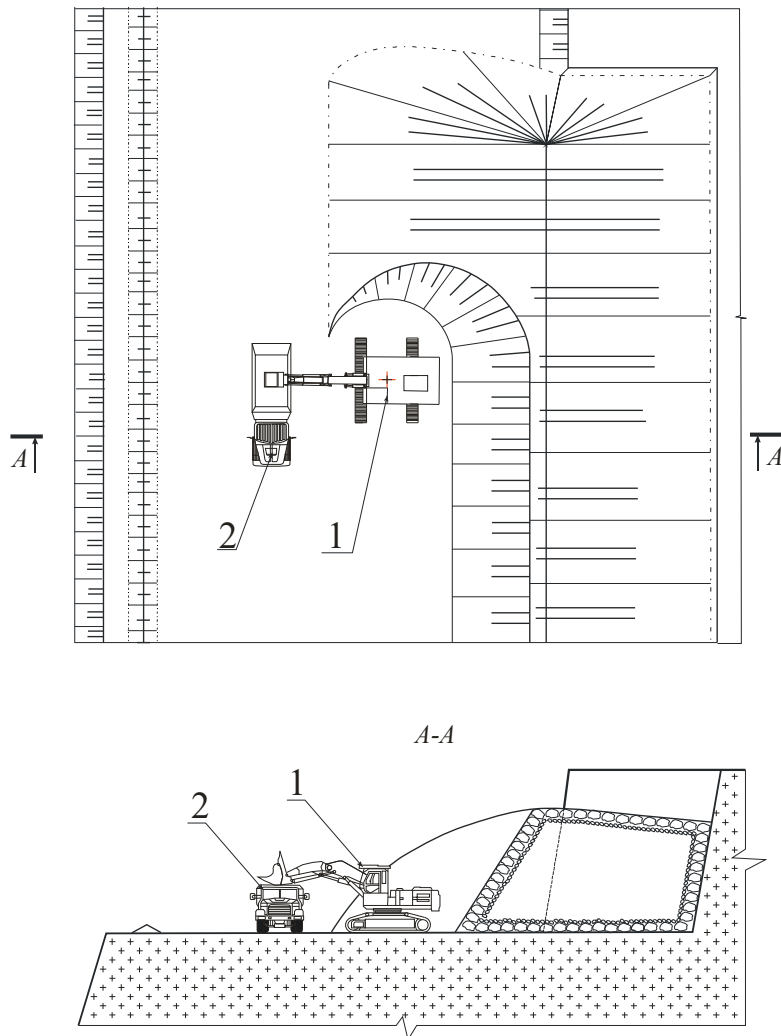


Рис. 2.2. Схема роботи прямої механічної лопати у вибої скельних порід із завантаженням в автосамоскид: 1 - пряма мехлопата з гідравлічним приводом робочого обладнання; 2 - автосамоскид

Іншим варіантом обладнання є зворотна механічна лопата. До переваг можна віднести універсальність даного типу екскаватора: має великий перелік навісного обладнання, може працювати верхнім і нижнім черпанням, що збільшує можливості його використання (рис. 2.3). До недоліків використання можна віднести незначний об'єм ковша, збільшення ємності якого призводить до зменшення стріли, а відповідно зміни технологічних параметрів, мала заходка.

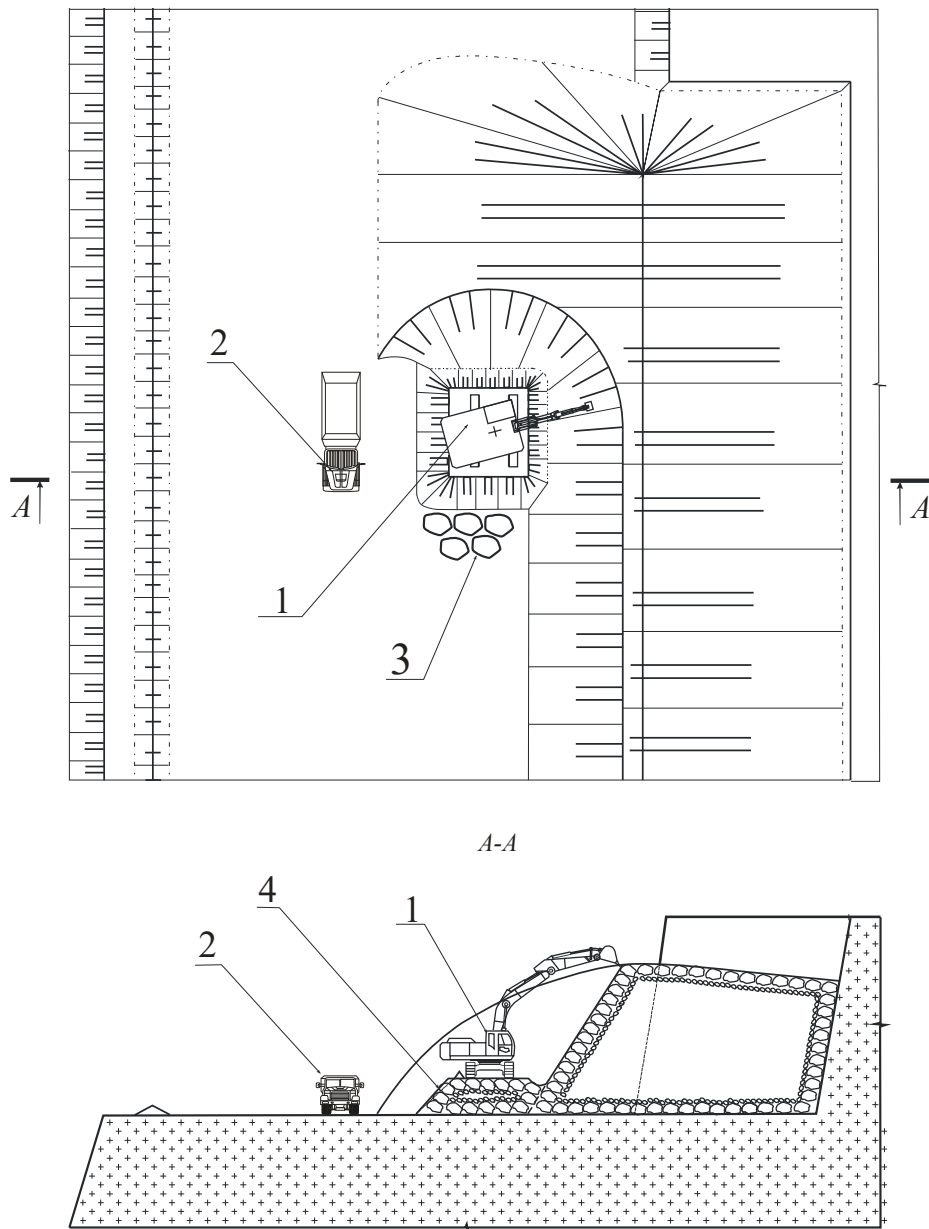


Рис. 2.3. Схема роботи зворотної мехлопати у вибої при розміщенні на підступі із завантаженням в автосамоскид: 1 - зворотна механічна лопата; 2 - автосамоскид; 3 - місце складування негабариту 4 - підступ із розпушеної скельної породи

Ще одним видом обладнання, яке відносять до категорії виймально-транспортувального, є фронтальний одноковшовий навантажувач. Останнім часом такі навантажувачі досить непогано показали себе при відпрацюванні розпушеної вибухом гірничої маси. Навантаження здійснюється в автосамоскиди або в бункер мобільного дробильно-сортувального комплексу (рис. 2.4).

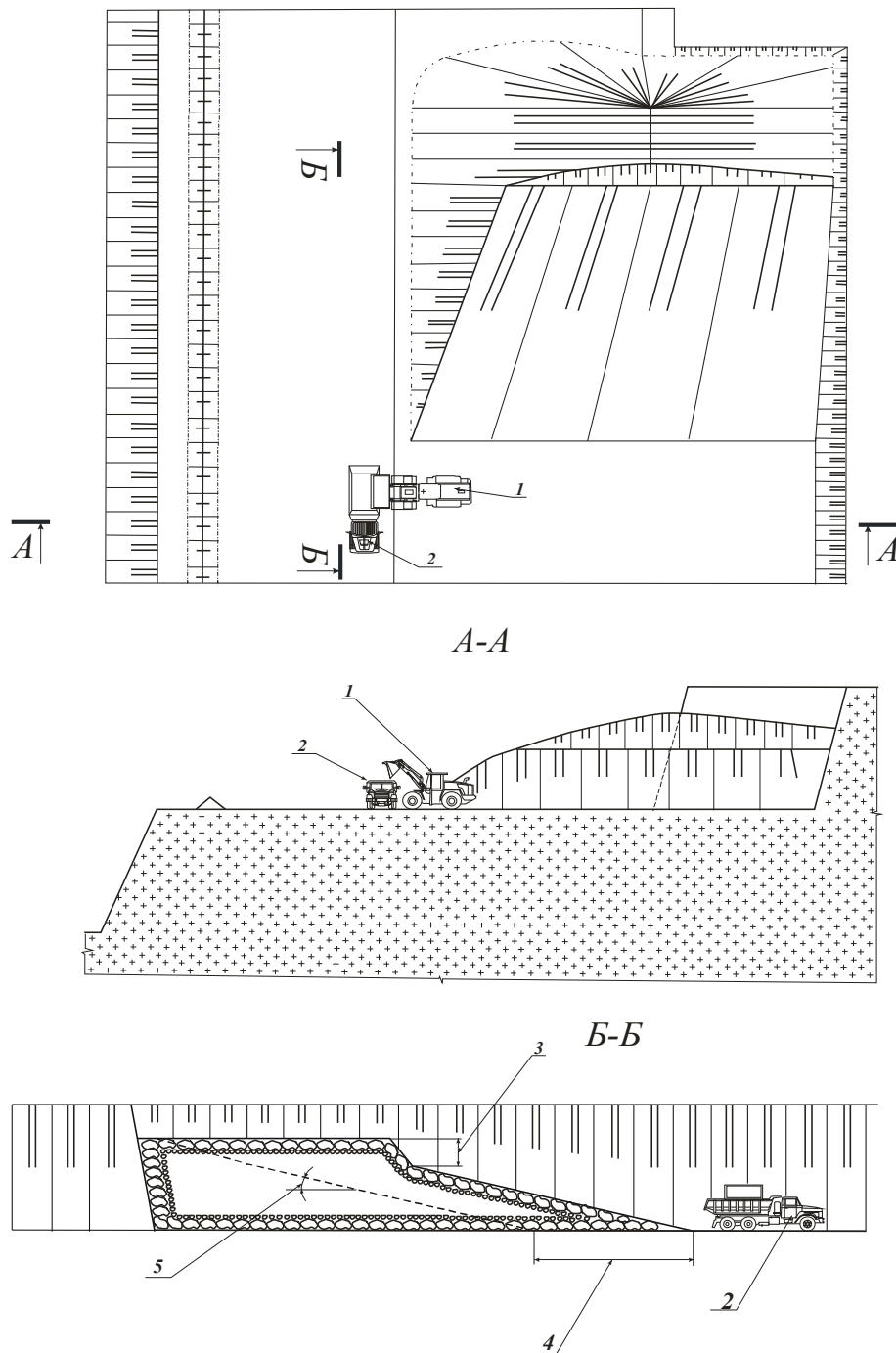


Рис. 2.4. Схема роботи фронтального навантажувача при відпрацюванні розвалу гірничих порід похилими шарами: 1 - фронтальний однокошовий навантажувач; 2 - автосамоскид; 3 - висота похилого шару; 4 - горизонтальна довжина похилого шару; 5 - кут нахилу похилого шару до горизонтальної площини

Застосовується обладнання різних фірм: CATERPILLAR, HYUNDAI, ОАО «ВЕКС», KOMATSU, LIEBHERR, KAWASAKI та ін. За технічними характеристиками та робочими параметрами це обладнання дещо відрізняються одне від одного. Тому необхідно порівняння по величині змінної продуктивності для гірничого обладнання з врахуванням завантаження

гірничої маси в автосамоскид. Методика розрахунків передбачає використання відомих підходів і формул [26]. Результати розрахунків по змінній продуктивності виймально-навантажувального обладнання наведено на графіках (рис. 2.5, 2.6, 2.7).

З графіків видно, що продуктивність збільшується пропорційно об'єму ковша, також очевидна різниця між продуктивністю різних видів обладнання та технікою різних фірм. Пряма і зворотна механічні лопати більш продуктивні ніж фронтальний навантажувач.

Незначна продуктивність фронтального навантажувача не є перешкодою для його використання на видобувних роботах. Він має низку переваг на відміну від екскаваторів, а саме: менша металоємність при однаковому об'ємі ковша, що веде до меншої вартості; відсутність допоміжного обладнання (бульдозер) у вибої, що призводить до зменшення собівартості і простоїв обладнання; можливість застосування в якості транспортних машин.

Приймаючи собівартість виймальних робіт основним критерієм для підбору будь-якого обладнання, її менша величина буде свідчити про економічну доцільність застосування при певному об'ємі порід, що виймаються. [26]. 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 обслуговування); відрахувань у пенсійний фонд; відрахувань з фонду зарплати.

Всі розрахунки по собівартості в залежності від типу обладнання та різних фірм виробників його зведені і представлені на графіках рис. 2.5, 2.6, 2.7.

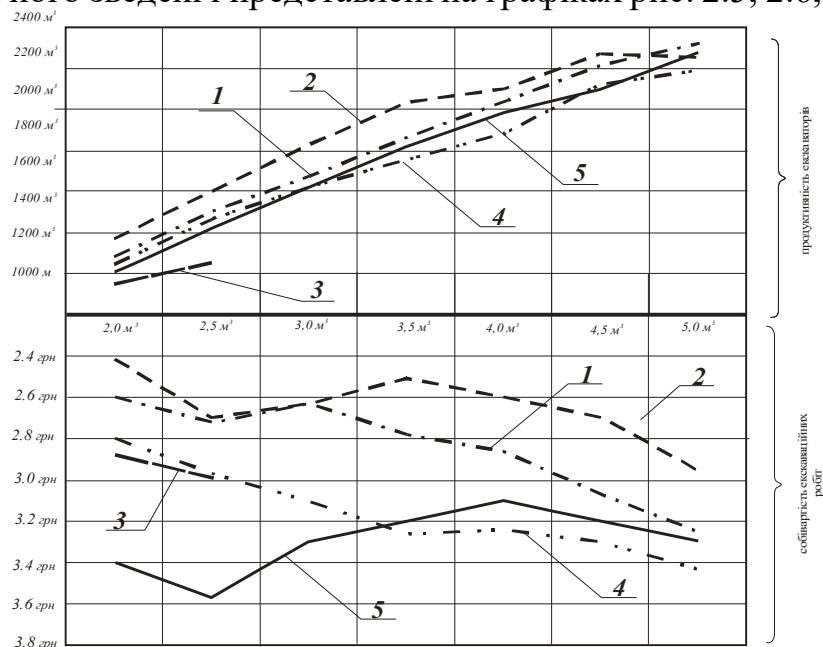


Рис. 2.5. Номограма залежності змінної продуктивності та собівартості від ємності ковша для прямої механічної лопати для фірм виробників:

1 - KOMATSU; 2 - HYUNDA; 3 - OAO «BEKC»; 4 - LIEBHERR; 5 - CATERPILAR

2 Гірничі роботи на нерудних кар'єрах

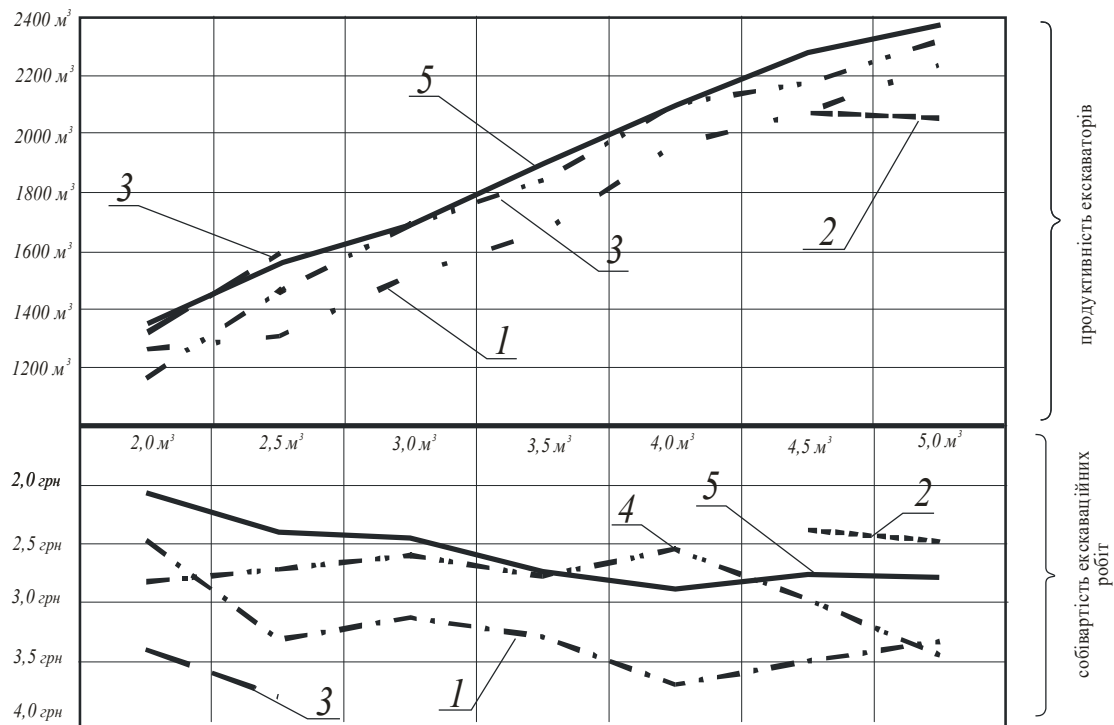


Рис. 2.6. Номограма залежності змінної продуктивності та собівартості від ємності ковша для зворотної механічної лопати для фірм виробників:
1 - KOMATSU; 2 - HYUNDA; 3 - ОАО «БЕКС»; 4 - LIEBHERR;
5 - CATERPILAR

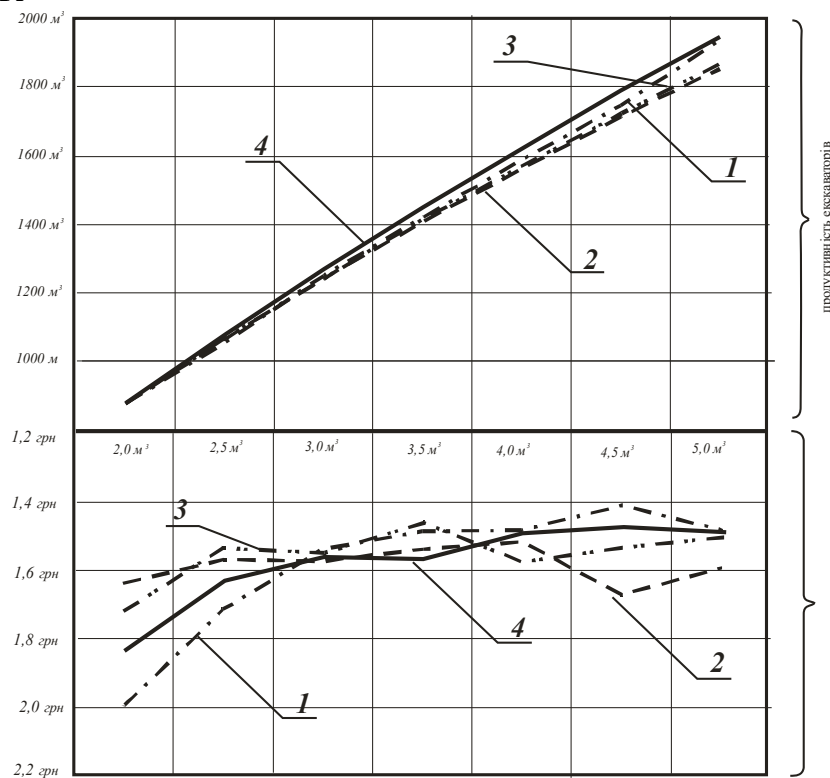


Рис. 2.7. Номограма залежності змінної продуктивності та собівартості від об'єму ковша для фронтальних навантажувачів фірм: 1 - KOMATSU; 2 - KAWASAK; 3 - LIEBHERR; 4 - CATERPILAR.

Аналіз розрахунків показав, що найбільша собівартість 1 м^3 виймально-навантажувальних робіт (станом на 2007 р.) становить 1,43 грн для ковшових навантажувачів фірми *CATERPILAR* ($E=2,5 \text{ м}^3$; $H_g=1080 \text{ м}^3/\text{зміну}$) та 1,5 грн для зворотних мехлопат фірми *KOMATSU* ($E=2,5 \text{ м}^3$; $H_g=1300 \text{ м}^3/\text{зміну}$). На 2-5 % зазначена собівартість вища в колісних навантажувачах фірми, *LIBHERR*, *KAWASAKI CATERPILAR* ($E=3,5-4,5 \text{ м}^3$; $H_g=1400-1600 \text{ м}^3/\text{зміну}$), ніж у відміченого вище навантажувача та на 20-33% більша у зворотних 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 металомісткості конструкцій обладнання. У фронтальних навантажувачів фірми *CATERPILAR* з об'ємом ковша $4,0 \text{ м}^3$ металомісткість 23,2 т, екскаваторів тієї ж фірми 80,9 т, і 73,3 т – відповідно зворотна і пряма мехлопата. Зі збільшенням експлуатаційної маси обладнання вартість придбання збільшується. Тому при однакових об'ємах ковша капіталовкладення будуть менші для фронтальних навантажувачів, ніж для екскаваторів.

З урахуванням зазначеного можна рекомендувати для використання у процесі виймально-навантажувальних робіт на нерудних кар'єрах фронтальні одноковшові навантажувачі з вказаними параметрами і екскаваторів зворотна механічна лопата фірм *KOMATSU*, *CATERPILAR*. Слід зазначити, що найбільшу частку у собівартості 1 м^3 виймально-навантажувальних робіт займають матеріальні витрати 62 % та амортизація до 24 % (рис. 2.8).

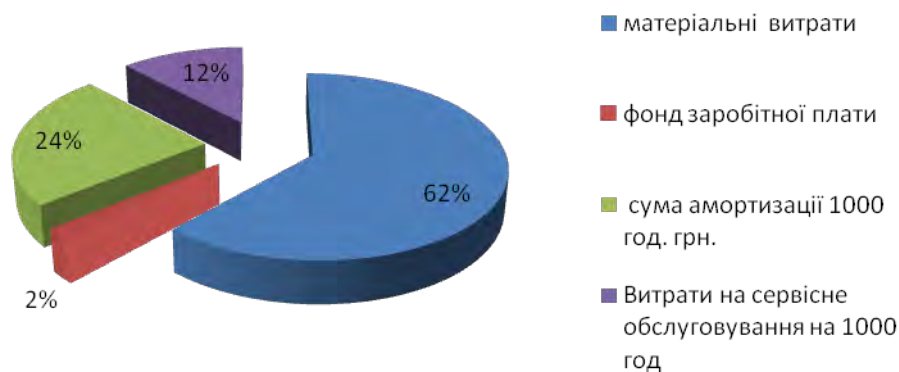


Рис. 2.8. Схема складу собівартості за витратами у процентному відношенні при здійсненні виймально-навантажувальних робіт

Застосування на кар'єрах зазначеного обладнання передбачає технологічні схеми з використанням відповідної виймально-навантажувальної техніки. Схема роботи зворотної механічної лопати верхнім і нижнім черпанням з завантаженням автосамоскидів на нижній площадці уступу (див. рис. 2.3) та схема відпрацювання уступів фронтальним одноковшовим навантажувачем похилими шарами, які формують під кутом $10^\circ-15^\circ$ до нижньої площадки

(див. рис. 2.4) уздовж фронту уступу – є перспективними для нерудних кар'єрів.

Таким чином, найбільш ефективними для впровадження на діючих кар'єрах є ковшові навантажувачі і гідравлічні зворотні механічні лопати фірм LIEBHERR, KAWASAKI, CATERPILAR, HYUNDAI та інших з параметрами: геометричний об'єм ковша 2,5-4,5 м³ та 2,0-4,0 м³; змінна продуктивність 1080-1300 м³/зміну і 1400-1600 м³/зміну – відповідно для навантажувачів та зворотних механічних лопат.

При терміні експлуатації навантажувачів і зворотних механічних лопат біля 20 років найменші капітальні вкладення, з врахуванням їх загальної металомісткості, будуть властиві обладнанню вищенаведених фірм, а термін окупності капіталовкладень не перевищить 5-5,5 років.

Перевезення гірничої маси з кар'єру на поверхню з екологічної точки зору доцільно здійснювати конвеєрними системами [4], [7], [24], [31], [32]. Переробку (часткову або повну) гірничих порід пропонується здійснювати у кар'єрному просторі.

Для дроблення негабаритних шматків твердих гірничих порід пропонується використання гідравлічних, механічних екскаваторів зі змінним обладнанням у вигляді бутобоїв і гідромолотів, якими здійснюють надійне розділення негабаритів безпосередньо на площадці біля вибою.

Розкривні роботи виконуються, в більшості кар'єрів, екскаваторами з завантаженням порід у автосамоскиди. Згідно розробленої в НТУ «Дніпровська політехніка» технології відповідні видобувні, розкривні і відвальні роботи проваджуються поетапно [4], [24].

2.2.3 Розкривні роботи при внутрішньокар'єрному складуванні порід і відходів виробництва

Відпрацювання порід розкриву на нерудних кар'єрах супроводжується відвалоутворенням м'яких і скельних порід. М'які розкривні породи представлені піщано-глинистими різновидами: піски, суглинки, супіски, глини. До скельних порід розкриву відносять: жорстку (уламкові породи); брекчієподібні округлі (оолітові) відкладення твердих осадових і вивержених порід перемішані піщано-глинистими включеннями (кременієво-сланцеві, вапнякові й ін.); сильно вивітрені породи, які відносяться за своєю геологічною структурою до верхніх шарів покладу корисної копалини та через порушені зв'язки між частинками мають знижену міцність.

Шари м'яких розкривних порід, а також жорсткі, частково брекчій розробляються з безпосередньою екскавацією без розпушення їх буропідривним чи іншими способами. Скельні сильно вивітрені породи розкриву попередньо подрібнюються буропідривними роботами (свердловинними і рідше шпуровими зарядами вибухової речовини).

З метою еколого- й ресурсозбереження розробку родовищ нерудної мінеральної сировини потрібно здійснювати поетапно. Технологія відкритих

гірничих робіт має значні відмінності від традиційно виконуваних робіт на нерудних кар'єрах [6], [8], [24]. За цією технологічною схемою кар'єрне поле поділяється за глибиною і в просторових напрямках проміжними контурами на 2-3 етапи (рис. 2.9). Кар'єр першої черги (КПЧ) поділяють за глибиною до межі проектної глибини (60-70 м – до цієї глибини вибурювались свердловини основної розвідувальної сітки). В просторовому напрямку кар'єрне поле в межах КПЧ має мінімальні розміри, які забезпечують формування порід під неробочим бортом тимчасового чи постійного внутрішнього відвалу.

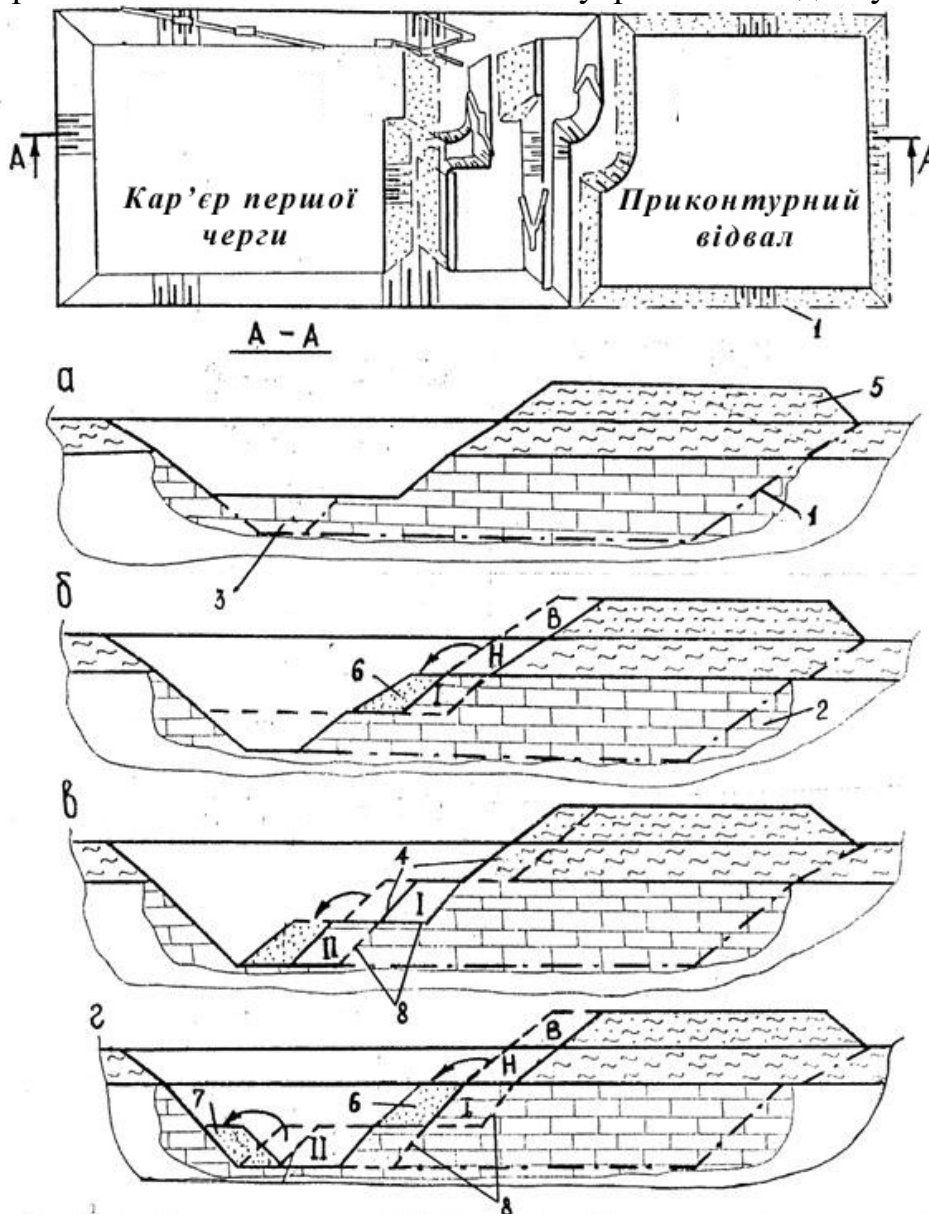


Рис. 2.9. Схема поетапного відпрацювання нерудного родовища корисних копалин: 1 - контур кар'єрного поля; 2 - корисна копалина; 3 - підшва (дно) кар'єру; 4 - ділянки тимчасово неробочого борту по розкриву та корисній копалині; 5 - приконтурний відвал; 6 - прибортовий відвал; 7 - постійний внутрішній відвал; 8 - межі крутих виймальних шарів в товщі покладу корисної копалини на другому етапі; В, Н - верхня і нижня групи уступів відповідно на приконтурному відвалі та товщі розкривних порід; І, ІІ - те ж по корисній копалині; а, б, в, г - послідовність розробки крутих шарів.

Формування КПЧ (див. рис. 2.9) здійснюється шляхом інтенсивного поглиблення з найбільшою швидкістю, яка можлива при застосуванні автотранспорту. Продуктивність кар'єру по корисній копалині забезпечується поперечним розкриттям кар'єрного поля та поздовжнім посуванням фронту гірничих робіт на кожному горизонті з робочими площадками необхідної ширини. Із КПЧ породи розкриття вивозять у тимчасові приконтурні відвали 5. Вони відсипаються в межах контурів 1 перед фронтом розкривних робіт на вільній частині поверхні кар'єру другої та наступних черг. Попередньо з цієї площі знімають шар ґрунтово-родючих порід і чорноземи та складають в окремі бурти-відвали уздовж контуру кар'єрного поля. М'які та скельні різновиди розкриття у приконтурний відвал 5 складають окремо.

Коли КПЧ буде сформований його робочий борт формують під максимальним стійким кутом укосу. Він може формуватися ділянками від покрівлі покладу корисної копалини до дна по межі КПЧ і являє собою 2-3 ділянки тимчасово неробочого борта (ДТНБ) 4, які між собою розмежовані площадками шириною не меншою за транспортні берми (до 20-25 м). Кожна ділянка ДТНБ складається із декількох (3-4) видобувних уступів, що сформовані під неробочим (максимальним) кутом укосу.

У кар'єрі другої та наступних черг гірничі роботи ведуться лише з посуванням борта в горизонтальному напрямку. Розкривні роботи здійснюють як на приконтурному відвалі 5 товщі B так і в товщі порід розкриття H . Вийняті селективно м'які і скельні породи розкриття доставляють до протилежного неробочого борта і складають їх в постійний внутрішній відвал 7. Складування розкриття ведуть так, щоб в основі відвалу розміщувались скельні породи, а вище - м'які. Доцільно також на укосі відвалу 7 (через 2-3 відвальні заходки) укладати скельні розкриви [29], що забезпечує гідравлічний зв'язок масиву середини відвалу з його основою.

На деяких кар'єрах будівельних гірських порід з невеликою потужністю покриву доцільно розкривні породи переміщувати з приконтурного відвалу 5 в постійний відвал 7 шляхом безекскаваторного перекидання на площадки ДТНБ, на яких формуються прибортові відвали 6. Прибортові відвали 6 у подальшому переекскавовують у постійний внутрішній відвал 7. За такою технологічною схемою доцільно проваджувати розкривні роботи на кар'єрах малої площі середньої глибини. На більшості ж нерудних кар'єрів породи розкриття з приконтурного відвалу 5 і товщі H до протилежного неробочого борта доставляють по поверхні, а переміщення їх на нижні горизонти (до основи внутрішнього відвалу 7) здійснюють шляхом перепускання під укіс неробочого борта або по породоскатах (див. рис. 2.9). Такі породоскати формуються на неробочому боковому чи торцевому бортах біля відвалу 7.

У постійний внутрішній відвал 7 необхідно також переміщувати інші відходи гірничого виробництва, які не використовують як попутні корисні копалини чи попутну продукцію (відсіви переробки і збагачення, змиви лотків тощо). Дослідженнями Черняєва О.В. [8], [9] встановлено, що відвал 7 доцільно, на більшості нерудних кар'єрів, не переміщувати в інші місця

розташування в виробленому просторі кар'єру при відпрацюванні другої і третьої черг кар'єрного простору. Отже, в описаній технології розкривних робіт і внутрішньокар'єрного складування порід розкриву і відходів виробництва забезпечено повне розміщення їх в кар'єрному просторі при мінімумі екологічних порушень навколишнього середовища (відсутні відчуження земельних площ під зовнішні відвали і їх порушення, здійснюється локалізація пилогазових викидів межами кар'єрного простору) та витрат ресурсів (мінімальне плече перевезення порід та витрат паливно-мастильних матеріалів).

2.2.4 Видобувні роботи з використанням крутих шарів

За класифікацією систем розробки по М.Г. Новожилову [27], усі родовища твердих нерудних корисних копалин розробляють за транспортною системою розробки з паралельним посуванням фронту гірничих робіт. Щодо класифікації систем розробок по В.В. Ржевському [30], А.Ю. Дриженку [25] і інших авторів – це поглиблювальна система розробки або ж поглиблювально-суцільна. При цьому гірничі роботи на уступах ведуться в горизонтальних шарах [30]. Тобто верхні уступи корисної копалини поступово відпрацьовують до межі наявного земельного відводу, потім обладнання переводять на розробку нижніх уступів. Попередньо, за необхідності, здійснюють розкриття цих уступів шляхом проведення капітальних і розрізних траншей на горизонтах.

З часом, коли наявного фронту робіт на добувних уступах недостатньо для розробки планових обсягів корисної копалини, розглядається питання про необхідність відведення додаткових площ землі. Таким чином межу земельного відводу на кар'єрі переносять, що забезпечує подальшу відробку мінеральної сировини на конкретному родовищі нерудних корисних копалин.

Описана існуюча технологія відкритої розробки нерудних родовищ пов'язана з формуванням зовнішніх відвалів порід розкриву. Ці відвали, в своїй більшості, розташовані на земній поверхні за 0,5-2 км від кар'єру. Формуються висотою до 40-60 м на родовищах флюсових вапняків і доломітів та 20-40 м – при видобутку скельних будівельних гірських порід. Внутрішньокар'єрне розміщення порід розкриву і інших відходів виробництва в цих умовах можливе лише на завершальному етапі відпрацювання кар'єрного поля. На кар'єрах флюсодоломітної мінеральної сировини внутрішні відвали при горизонтальному та пологому заляганні покладів формують у виробленому просторі за 10-12 років до завершення розробки кар'єрного поля. Прикладом можуть слугувати кар'єри Докучаївського ФДК, Новотроїцького та Комсомольського рудоуправління.

При розробці корисних копалин на виробництво щебеню, буту та інших будівельних матеріалів та застосуванні описаної вище технології внутрішньокар'єрне складування порід розкриву і відходів гірничодобувного підприємства можливо лише за 5-7 років до завершення гірничих робіт в кар'єрі. Здебільшого внутрішні відвали в цих кар'єрах починають функціонувати після їх повної доробки (наприклад, кар'єр Могилянського

родовища Коростенського щебзаводу, Новомиколаївський кар'єр в Дніпропетровській обл.).

Реалізація еколого- й енергозбереження шляхом внутрішньокар'єрного відвалоутворення при розробці нерудних родовищ здійснюється за умови поетапного відпрацювання кар'єрних полів з видобутком корисних копалин в крутому шарі [6], [33]. Круті шари, на які поділено всю товщу поклада корисної копалини в межах 2-го і наступних етапів включають всі добувні уступи від верхнього до нижнього. Їх розробляють поступово. Добувні роботи ведуться на 2-3 уступах, які суміжні один з одним. Фронт гірничих робіт на уступі посувають лише на ширину крутого шару $B_{ш} = 36-40$ м [33], а далі виймально-навантажувальний механізм переміщують на нижній горизонт. В роботі знаходиться, як правило, поперечний борт. Фронт гірничих робіт на борту таким чином переміщують зверху до низу як від верхнього добувного уступу до нижнього (в одному крутому шарові), так і з посуванням у горизонтальному напрямку – від торцевого неробочого борта до протилежного, уздовж кар'єрного поля (див. рис. 2.1).

Організація робіт в крутому шарі. Кар'єрне поле поділяється на окремі етапи розробки. На першому етапі здійснюється розробка переважно за глибиною з мінімальним відпрацюванням робочого борта в горизонтальному напрямку. При цьому три борти в кар'єрному просторі посуваються до кінцевих контурів, тобто їх поступово погашають. Четвертий борт відпрацьовується за простягненням поклада або ж за довжиною кар'єрного поля. Він формується як тимчасово неробочий з результируючим кутом укусу до 50° . Відпрацювання кар'єру першої черги (КПЧ) завершується при досягненні проектної глибини: на пластових покладах – до його підшови, на штокових (в основному магматичного генезису) до 100 м залежно від розмірів поклада, гідрогеологічних умов, якості корисної копалини та ін.

На другому та інших етапах розробки родовищ (етапи виділяються на терміни до 5 років) гірничі роботи ведуться лише на одному, робочому борту, який поступово посувається в горизонтальному напрямку за довжиною кар'єрного поля.

Виймання корисної копалини здійснюється у крутому виймальному шарі (КВШ) шляхом розробки порід від верхнього уступу до нижнього з горизонтальним посуванням фронту робіт на ширину крутого виймального шару 36-45 м. Тобто після відпрацювання мінеральної сировини по всьому фронту борта на зазначену ширину здійснюється перехід на нижні уступи. В роботі може знаходитися 1-3 горизонти. Після відробки порід по всій висоті борта на ширину крутого виймального шару виконується перехід на верхні добувні уступи для відпрацювання наступного виймального шару.

Розкривні породи з кар'єру першої черги складувалися в тимчасовому приконтурному відвалі на незайнятій площі кар'єрного поля. Надалі породи переміщуються у вироблений простір кар'єру першої черги згідно рекомендацій [24], [29], [33], [34]: сумісно технологічний та відвальний (з приконтурного відвалу) розкрив поступає у внутрішній відвал.

В одночасному відпрацюванні знаходяться від одного до трьох уступів у крутому виймальному шарі. Концентраційним горизонтом є нижній уступ, на якому ведеться відвантаження корисної копалини. У міру пониження фронту гірничих робіт у крутому виймальному шарі необхідно переносити також і концентраційний горизонт. При цьому постає завдання обґрунтування раціонального варіанта організації роботи з відпрацювання уступів у взаємозв'язку з перенесенням за глибиною пунктів перевантаження та подрібнення порід (це можуть бути пересувні дробильні та дробильно-сортувальні установки) (ПДВ та МДСУ).

Досліджується два можливі варіанти організації гірничих робіт (рис. 2.10) [33]:

– варіант I – з поступовим пересипанням порід корисної копалини на породоскатах з верхніх горизонтів на нижні та на концентраційний горизонт (рис. 2.10, а);

– варіант II – з прямою доставкою порід по площадках і з'їздах з верхніх горизонтів на концентраційний горизонт (рис. 2.10, б).

В обох варіантах організації гірничих робіт передбачається в якості виймально-навантажувально-транспортувального обладнання застосування фронтальних колісних навантажувачів.

З початком відпрацювання корисної копалини в крутому виймальному шарі колісний навантажувач першого уступу групи виймає породи і переміщує їх до породоскату. Породоскат функціонує під укосом другого уступу за межею блока підірваних порід цього горизонту. Після накопичення корисної копалини з першого уступу під укосом другого уступу виконується переміщення порід тими ж колісними навантажувачами з породоскату другого уступу під укіс третього до його породоскату.

Колісні навантажувачі, перемістившись на третій уступ, виймають корисну копалину та доставляють її безпосередньо в бункер дробарних пристроїв. Від них подрібнена гірнична маса видається на поверхню для подальшої переробки або завантаження в магістральний транспорт.

Породи другого уступу подібним чином колісним навантажувачем по площадці цього уступу переміщуються до породоскату під укіс третього уступу. Потім від зазначеного породоскату колісним навантажувачем гірнична маса подається в бункер дробарки ПДВ (МДСУ) концентраційного горизонту аналогічно породам першого уступу.

Варіант I організації відпрацювання порід в крутому виймальному шарі реалізується наступним чином (рис. 2.10 а).

З вибою третього уступу корисна копалина колісними навантажувачами подається до бункера дробарки. Після завершення відпрацювання першого уступу на ширину виймального шару 36-45 м по всьому фронту гірничих робіт на цьому горизонті колісні навантажувачі переміщуються на четвертий уступ, де виконується підготовка корисної копалини до виймання в межах крутого виймального шару. Відпрацювання та доставка корисної копалини до дробарки виконується колісними навантажувачами.

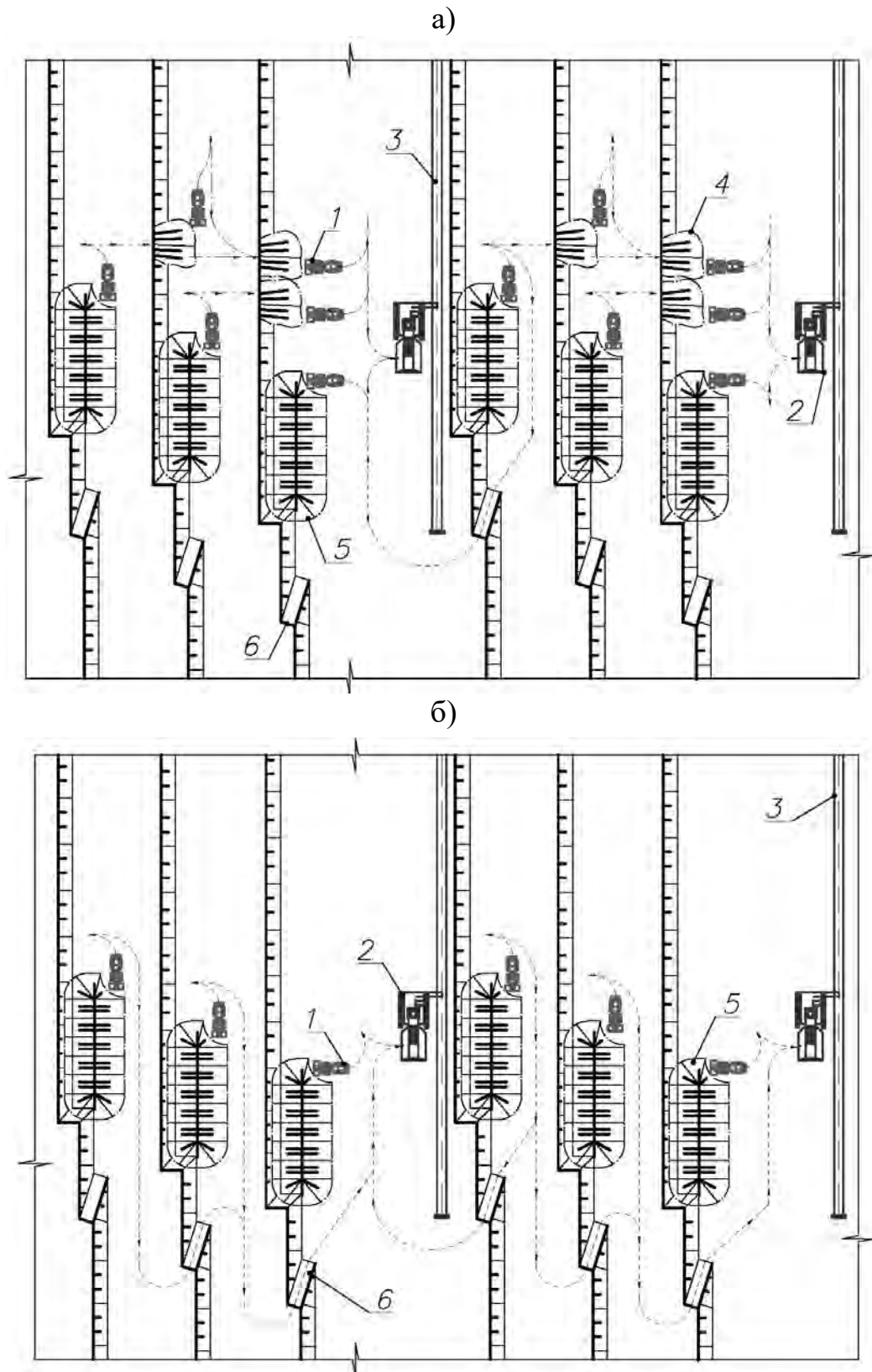


Рис. 2.10. Відпрацювання родовищ твердих нерудних корисних копалин:
 (а) з поступовим пересипанням порід на породоскатах; (б) з прямою доставкою порід на концентраційний горизонт: 1 - колісний навантажувач; 2 - пересувний дробильний вузол; 3 - вибійний конвеєр; 4 - перекскавована гірнича маса; 5 - розвал гірничої маси; 6 - ковзні з'їзди

Коли гірничі роботи на 2-му уступі будуть завершені й обладнання ПДВ та МДСУ переміститься на площадку 6-го уступу, а колісні навантажувачі 2-го переводяться на 5-й, організація гірничих робіт з відпрацювання крутого виймального шару здійснюється аналогічно з вищеописаним порядком. Тобто усі переміщення будуть здійснюватися по горизонтальних напрямках з поуступним пересипанням порід по породоскатах на 4, 5 і 6-му уступах.

Варіант II організації робіт з відпрацювання порід в крутому виймальному шарі передбачає пряму доставку корисної копалини колісними навантажувачами до приймального бункера дробарки від вибоїв 1, 2 і 3-го уступів (рис. 2.10, б). При цьому транспортування порід виконується до бункера дробарки, розташованого на концентраційному горизонті.

Після відпрацювання порід в КВШ на 1 і 2-му уступах гірничі роботи переміщують відповідно на 4 і 5-й уступи. З їх вибоїв корисна копалина доставляється по площадках і з'їздах 4 і 5-го уступів на 3-й уступ до ПДВ. Після відпрацювання першої групи уступів концентраційний горизонт переноситься із 3-го уступу на 6-й. До ПДВ (МДСУ) на 6-му уступі гірничача маса з вибоїв 4, 5 і 6-го горизонтів доставляється аналогічно з вищеописаною організацією.

Для параметрів 4-х типів базових кар'єрів нерудних корисних копалин (див. розд. 1.4) розрахована середня відстань перевезення порід колісними навантажувачами та їх загальний пробіг у вантажному напрямку (рис. 2.11, 2.12).

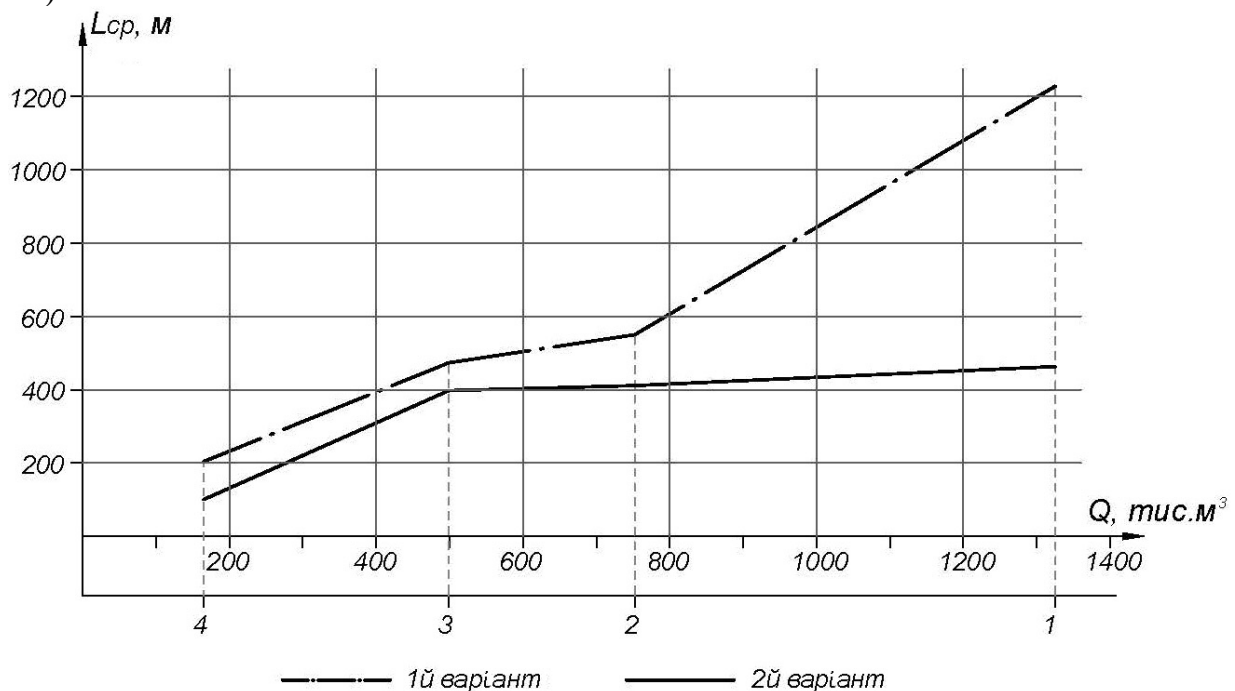


Рис. 2.11. Графік зміни середньої відстані транспортування корисної копалини від вибою до пересувного дробарного вузла на базових нерудних кар'єрах за варіантом 1

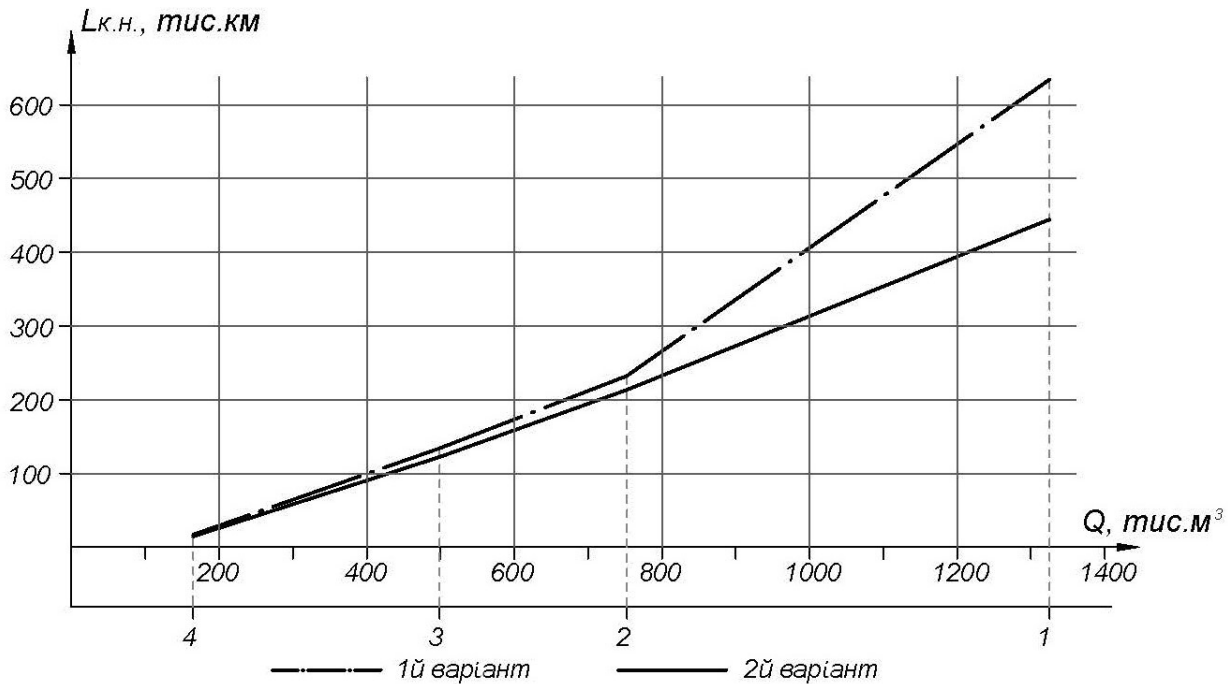


Рис. 2.12. Графік зміни пробігу колісного навантажувача від вибою до пересувного дробарного вузла на базових нерудних кар'єрах за варіантом 2

На основі проведених досліджень можна стверджувати, що впровадження на нерудних кар'єрах технологічної схеми із застосуванням породоскатів та виконанні виймально-транспортних робіт колісними навантажувачами дозволить суттєво зменшити витрати на транспортування корисної копалини від вибою до пересувного дробильного вузла чи устаткування.

Середня відстань переміщення гірничої маси від вибою до дробарок у варіанті 1 на кар'єрах 1 і 2-го типів менша в 1,4 і 2,6 разів відповідно, а на кар'єрах 3 і 4-го типів – у 1,2 і 2,0 рази (див. рис. 2.11). Річний пробіг колісних навантажувачів у вантажному напрямку (від вибою до дробарки) при реалізації варіанта 2 буде більшим на 6,5% і 29% в кар'єрах 1 і 2-го типів та 9,5% і 1,7% в кар'єрах 3 і 4-го типів відповідно (див. рис. 2.12). Отже, витрати паливно-мастильних матеріалів колісними навантажувачами при організації гірничих робіт за варіантом 1 на нерудних кар'єрах будуть значно меншими.

З урахуванням відомого співвідношення, що в собівартості одиниці продукції транспортні роботи досягають 70%, можна беззаперечно стверджувати про переваги застосування технологічної схеми залишаються за варіантом I.

2.3 Технологічні схеми переробки нерудних корисних копалин

2.3.1 Сировина, запаси та готова продукція

Основою будь-якого виробництва є сировина, без якої жодне виробництво не може функціонувати.

Сировина – це природні або інші матеріали, які економічно вигідно переробляти на готову продукцію.

Сировина - природні, антропогенні або техногенні речовини та матеріали, безпосередньо з яких виробляється продукція. Зазвичай сировиною не називають складні високотехнологічні вироби, для яких використовують термін «комплектувальні вироби» тощо.

Сировина у процесі виробництва створює речову основу готової продукції або напівфабрикатів. За економічним значенням та роллю, яку сировина виконує у виробничому процесі, вона має багато спільного з основними матеріалами.

Сировину одержують або з природних ресурсів, або в якості сировини використовують відпрацьовані в процесі експлуатації вироби, придатні для подальшого використання.

Природними ресурсами називають елементи природи (матеріальні і енергетичні), які застосовуються людиною у виробничій діяльності для отримання готової продукції.

До матеріальних відносять водні ресурси, а також рослини, тварини, корисні копалини; до енергетичних – енергію Сонця, вітру, води, теплову енергію надр (гейзери, теплоту нижніх шарів земної кори та ін.)

За характером поновлювальності природні ресурси поділяють на групи:

- вичерпні неоновлювані (кам'яне вугілля, нафта, рудні корисні копалини);
- вичерпні відновлювані (грунт, рослинність, тваринний світ);
- невичерпні (теплова та світлова енергія Сонця, енергія води, вітру, припливів і відливів, водні ресурси в цілому та ін.)

Важливою складовою частиною природних ресурсів є корисні копалини – матеріали, які добуваються з надр Землі.

За складом розрізняють рудні та нерудні корисні копалини.

Рудними корисними копалинами називають речовини, що видобуваються з надр Землі, які є сировиною для отримання металів або металевих сплавів. До них відносяться магнезит, червоний залізняк, сидерит, з яких отримують чавун, сталь або чисте залізо.

Нерудні корисні копалини застосовуються для отримання будь-яких продуктів неметалевого характеру. Це нафта, кам'яне вугілля, вапняк, мармур, мергелі та інші корисні копалини.

Слід зазначити, що корисні копалини є складовою частиною природних ресурсів, утворюючи матеріальні ресурси, з яких можна або вилучати енергію (природний і попутний газ, кам'яне вугілля, частково нафта), або отримувати сировину для виробництва різної продукції. Потрібно пам'ятати, що корисна копалина стає сировиною тільки після її видобутку і часткової переробки (наприклад, багато руд потребують збагачення; видобуту корисну копалину необхідно доставити до місця виробництва, подрібнити і т.п.). Важливо відзначити, що сировиною для одержання деяких видів продукції є готова продукція інших виробництв, наприклад з металів отримують сплави, які в свою чергу використовують для виготовлення машин і устаткування.

Існує кілька класифікацій сировини

Сировину поділяють на промислову, яку видобувають і виробляють у промисловості та використовують головним чином галузі важкої індустрії, та сільськогосподарську, яку виготовляють у галузях сільського господарства і споживають в основному галузі легкої і харчової промисловості.

Промислова сировина в свою чергу поділяється на мінеральну (руди, вугілля, нафта, природні гази, солі тощо), яку видобувають з надр землі, і штучну (синтетичні смоли, пластмаси, синтетичний каучук тощо), а за виробничим призначенням - на основну і допоміжну. В деяких галузях промисловості сировина поділяється на первинну (в металургії - руди, в паперовій промисловості - целюлоза) і вторинну (брухт, макулатура).

За складом сировину поділяють на:

мінеральну - утворену неорганічними речовинами, іноді з домішкою органічних, наприклад кам'яне вугілля;

органічну – складається з органічних речовин, але може включати як домішки і неорганічні речовини.

До органічної сировини можна віднести нафту, природні та попутні гази, але ці сполуки та їх суміші добувають з надр і вони можуть утворюватися як з рослинних, так і з тварин організмів або мати неорганічне походження (за однією з теорій походження нафти).

Мінеральну сировину (як і корисні копалини) поділяють на рудну і нерудну. За характером джерела сировину поділяють на первинну та вторинну.

Первинною сировиною називають такі речовини, які вперше використовуються у виробничому циклі. Так, первинною сировиною є кокс, руда і флюси в доменному процесі, переробний чавун при варінні сталі.

Вторинною сировиною називаються речовини, які містяться у відпрацьованих виробках, що використовуються для отримання нової продукції.

Вторинна сировина є основою вторинних матеріальних ресурсів, тобто речовин, які раніше піддавалися обробці, але за рахунок втрати споживчих властивостей або невідповідності визначеним стандартам не включені в процес використання за призначенням.

Розрізняють декілька груп вторинних матеріальних ресурсів.

Відходи виробництва – залишки вихідної сировини, допоміжних матеріалів і напівфабрикатів, що утворюються в результаті технологічного процесу, які втратили (хоча б частково) свої споживчі властивості (наприклад, цегляна крихта, цегляний лом, відпрацьовані каталізатори, сучки, тріска та ін.).

Відходи споживання – вироби і матеріали, які в процесі експлуатації втратили свої споживчі властивості (наприклад, порвані поліетиленові пакети, макулатура, залізний лом, зношені одяг та взуття, використана тара).

Побічні продукти – речовини, отримувані з вихідної сировини, що володіють високими споживчими властивостями, але не є метою даного виробництва (наприклад, хлорид кальцію у виробництві кальцинованої соди; фосфогіпс, що утворюється при виробництві фосфорних добрив; плодова продукція, яка не відповідає кондиції та ін.)

У реалізації виробничої діяльності велику роль відіграють і енергетичні ресурси, які, як і матеріальні, поділяють на первинні та вторинні.

Первинні енергетичні ресурси поділяють на традиційні та нетрадиційні.

До традиційних енергетичних ресурсів відносять:

- атомну (ядерну) енергетику;
- теплову енергетику;
- гідроенергетику.

Підприємства, на яких здійснюється отримання енергії (атомні електростанції – АЕС, теплові електростанції – ТЕС та гідроелектростанції – ГЕС), виробляють практично всю ту кількість енергії, яка забезпечує виробничі та побутові потреби населення Землі.

Частину енергії отримують, використовуючи нетрадиційні джерела, до яких відносяться:

- геліоенергетика (станції виробляють електроенергію за рахунок сонячної радіації);
- електростанції, що працюють за рахунок енергії морських течій і припливів;
- геотермальна енергетика використовує енергію гарячих підземних вод (на цьому основана енергетика в Ісландії);
- вітрова енергетика (колись широко застосовувалася, наприклад, при роботі вітряних млинів);
- моретермальна енергетика – чекає свого застосування.

До вторинних енергетичних ресурсів відносять:

- використання енергії у вигляді тепла відхідних газів (так, суміш азоту, водню і аміаку, що виходить з колони синтезу, нагріває суміш азоту і водню, що надходить в колону синтезу);
- використання тепла гарячої води, отриманої у виробничому процесі за рахунок охолодження обладнання, в побутових та інших цілях;
- енергію, отриману за рахунок спалювання відходів виробництва (наприклад, уловлені з доми газу, що відходять, можна використовувати як сировину для отримання енергії, бо ці газу містять СО, при спалюванні якого виділяється енергія), і т. п.

Розглядаючи питання, пов'язані з використанням ресурсів у виробництві, важливо розуміти, що роль оптимального їх використання велика як з економічної, так і з екологічної точок зору. Тому виникає проблема комплексного використання сировини, енергетичних ресурсів, побічних речовин і відходів так, щоб завдати мінімальної шкоди природному навколишньому середовищу.

Відповідно до даних про **запаси** корисної копалини на будь-якому родовищі міцних нерудних копалин переробці для одержання щебеню підлягають наступні категорії: А, В, С₁ (А+В+С₁).

До категорії А відносять запаси, за якими повністю закінчено геологорозвідувальні роботи на території, повністю виявлено умови залягання корисних копалин, його природні типи і сорти, їх співвідношення та

територіальне положення, технологічні властивості. До категорії В відносять запаси з виявленими основними особливими умовами залягання, природними типами та промисловими сортами корисного використання без точного встановлення територіального положення кожного типу, з виразними основними технологічними властивостями корисного використання і основними природними факторами, що визначають умови ведення гірничо-експлуатаційних робіт [35], [36].

До категорії C_1 відносять запаси, які примикають до контурів запасів категорій А і В, для них вивчаються в загальних рисах умови залягання, природні типи, якість, технологічні властивості та інші фактори, визначають постановку детальних розвідних і дослідницьких робіт. До категорії C_2 відносять запаси з умовами залягання та поширення корисних копалин, визначеними за геологічними та геофізичними даними та підтвердженими за допомогою розкриття місць використання в окремих його точках або за аналогією з вивченими ділянками родовища.

Існують також інші визначення запасів. *Активні запаси* – готові до виймання і підготовлені до зачистки. *Неактивні запаси* – запаси вскриті, але тимчасові завалені розкривними породами або затоплені. *Погашені балансові запаси* – балансові запаси корисних копалин, які зняті з обліку на гірничодобувному підприємстві внаслідок їх відпрацювання або втрат при видобутку. *Непогашені балансові запаси* – частина не добутих балансових запасів у надрах або запаси, видобуті та складовані у спеціальні відвали, які знаходяться на балансі гірничодобувного підприємства. *Консервовані запаси* виникають при зупиненні розробки запасів корисних копалин на певному проєктному терміні з можливістю відновлення їх розробки після терміну консервації. У процесі розвитку гірничих робіт у кар'єрі можна отримати доступ до запасів корисних копалин з денної поверхні.

За ступенем доступності до них виділяють кілька категорій запасів. *Розкритими запасами* називаються балансові запаси корисних копалин родовища або його частини, очищені від пустих порід, або оголеної внаслідок природних умов залягання, для розробки яких пройдена виїзна траншея і виконано гірничо-капітальні роботи (капітальні та розрізні траншеї). *Розкриті запаси* підраховуються в межах контуру, обмеженого:

- зверху - покрівлею покладу корисної копалини або уступу, оголеної розкривними роботами від покриваючих порід з допуском незначної їх кількості, зачищення яких не буде зменшувати видобуток;
- з боків - площини уступів, побудованих від меж оголеної поверхні з кутами відкосів, і бермами, прийнятими проєктом розробки;
- знизу - проєктною глибиною розробки: для горизонтально залягаючих родовищ - ґрунтовим шаром, для похилих і крутоспадних родовищ - глибиною, при якій збігаються бічні площини уступів, що утворюють ширину дна траншеї, достатню для даного способу ведення робіт.

Із загального обсягу вкритих запасів за ступенем їх готовності до отримання виділяють активні та неактивні. До активних входять підготовлені до виймання та готові до виймання запаси. До неактивних включають запаси, які діють у тимчасових цілях.

На відкритих розробках нерудних родовищ видобута мінеральна сировина переробляється на **готову продукцію**. Готовою продукцією є будівельний камінь, щебінь фракційний та пісок. Для їх отримання на кар'єрах застосовували такі процеси переробки гірничої маси: подрібнення на різних дробарках; грохочення на грохотильному устаткуванні для сортування щебеню по різних фракціях; промивку на грохотах та іншому спеціальному обладнанні, після чого отримують якісний піщаний матеріал з піщано-глинистої маси. Зазначені процеси переробки корисної копалини до початку ХХ століття виконувалась на стаціонарних ДСЗ, ДСУ, які були розташовані на поверхні кар'єру (проммайданчику чи промплощадці його). Гірничу масу до ДСЗ, ДСУ переміщували автосамоскидами.

Для виробництва декоративних щебеню і піску (далі – щебеню і піску) можуть бути використані гірські породи гірничо-збагачувальних комбінатів і шахт України з декоративними властивостями, до яких відносяться: амфіболіти, мігматити, кварцити смугасті червоні та світло-сірі, кварцити з амфіболом (піроксеном) смугасті та сіро смугасті, доломіти, діабазити, граніти.

Щебінь і пісок характеризуються наступними показниками якості: кольором; рисунком гірської породи; насипною щільністю; зерновим складом; формою зерен щебеню; міцністю; вмістом зерен слабких порід; морозостійкістю; вмістом пиловидних і глинистих частинок, у тому числі глини у грудках; вмістом органічної суміші; стійкістю структури; вмістом шкідливих сумішей і з'єднань; радіаційними властивостями.

Крупний заповнювач (КРЗ) - неорганічний зернистий сипучий матеріал з натуральних щільних гірських порід із зернами крупністю вищою від 5 мм до 80 мм включно.

Щебінь - крупний заповнювач, одержуваний дробленням гірничих порід, гравію та валунів, попутновидобуваємих розкритих і вмісних порід або відходів підприємств з переробки руд (чорних, кольорових і рідких металів металургії) та неметалічних копалин інших галузей промисловості з подальшим розвитком.

Зерновий склад щебеню. Його випускають у вигляді наступних основних фракцій: від 5 мм до 10 мм вкл.; від 10 мм до 20 мм вкл., від 20 мм до 40 мм вкл., від 40 мм до 80 (70) мм вкл. За узгодженням виробника з споживачем дозволяється випуск щебеню у вигляді сумішей зазначених фракцій або будь-якого іншого зернового складу, в тому числі нефракційних, за умови дотримання зазначених вимог у договорі про поставку продукції.

Згідно класифікації корисна копалина, що переробляється, на більшості родовищ віднесена до різних типів з межею міцності на стиск від 600 до 2500 кгс/см² і більше, чистих або незначно забруднених легкопромивальними включеннями [36].

2.3.2 Загальні відомості про технологічні схеми переробки гірничих порід

Для переробки твердих порід можуть бути рекомендовані технологічні схеми, наведені нижче.

Схеми наведено стосовно до переробки гірничих порід трьох основних типів.

Перший тип - міцні однорідні абразивні породи, що містять у собі дві групи:

- перша група - вивержені породи (граніти, діорити, сієніти, базальти й ін.) з межею міцності на стиск 800-2500 кгс/см² і більше, чисті або незначно забруднені легкопромивальними включеннями; рекомендована технологічна схема для переробки порід наведена на рис. 2.13;

- друга група - метаморфічні й абразивні осадові породи з міцністю на стиск 600-2500 кгс/см² і більшим вмістом дрібної фракції 0-150 (200) мм у вихідній гірничій масі, забруднені легко- і середньопромивальними включеннями; рекомендована технологічна схема наведена на рис. 2.14.

Другий тип – міцні однорідні малоабразивні осадові породи (вапняки, доломіти й ін.) з межею міцності на стиск 600-2000 кгс/см² і більше, незначно забруднені легко- і середньопромивальними включеннями; технологічні схеми, що рекомендують для переробки порід, наведено на рис. 2.15: для двостадійного дроблення – рис. 2.15, (а), тристадійного – рис. 2.15, (б).

Третій тип – неоднорідні малоабразивні породи з межею міцності на стиск, що змінюється в широкому діапазоні (100-1500 кгс/см²), що містять слабкі різності та забруднені середньо- і важкопромивальними включеннями. Для порід цього типу не представляється можливим рекомендувати єдину принципову технологічну схему переробки через те, що вміст слабких різностей і глинистих включень коливається в значних межах. Вибору технологічної схеми повинно передувати технологічне дослідження сировини з метою встановлення оптимальних методів його збагачення.

При переробці порід третього типу застосовуються технологічні схеми, що включають збагачення методом виборчого дроблення й багаторазового виведення із процесу слабких різностей. З огляду на те, що вихід відходів досягає 40-50 %, необхідно передбачати комплексне використання сировини й утилізацію відходів. Для дроблення рекомендується застосовувати роторні дробарки, що дають найбільшу вибірковість дроблення; промивання варто здійснювати у вібротриках і коритних мийках.

Переробка корисної копалини може здійснюватися на стаціонарному, напівстаціонарному й пересувному дробильно-сортувальному комплексі.

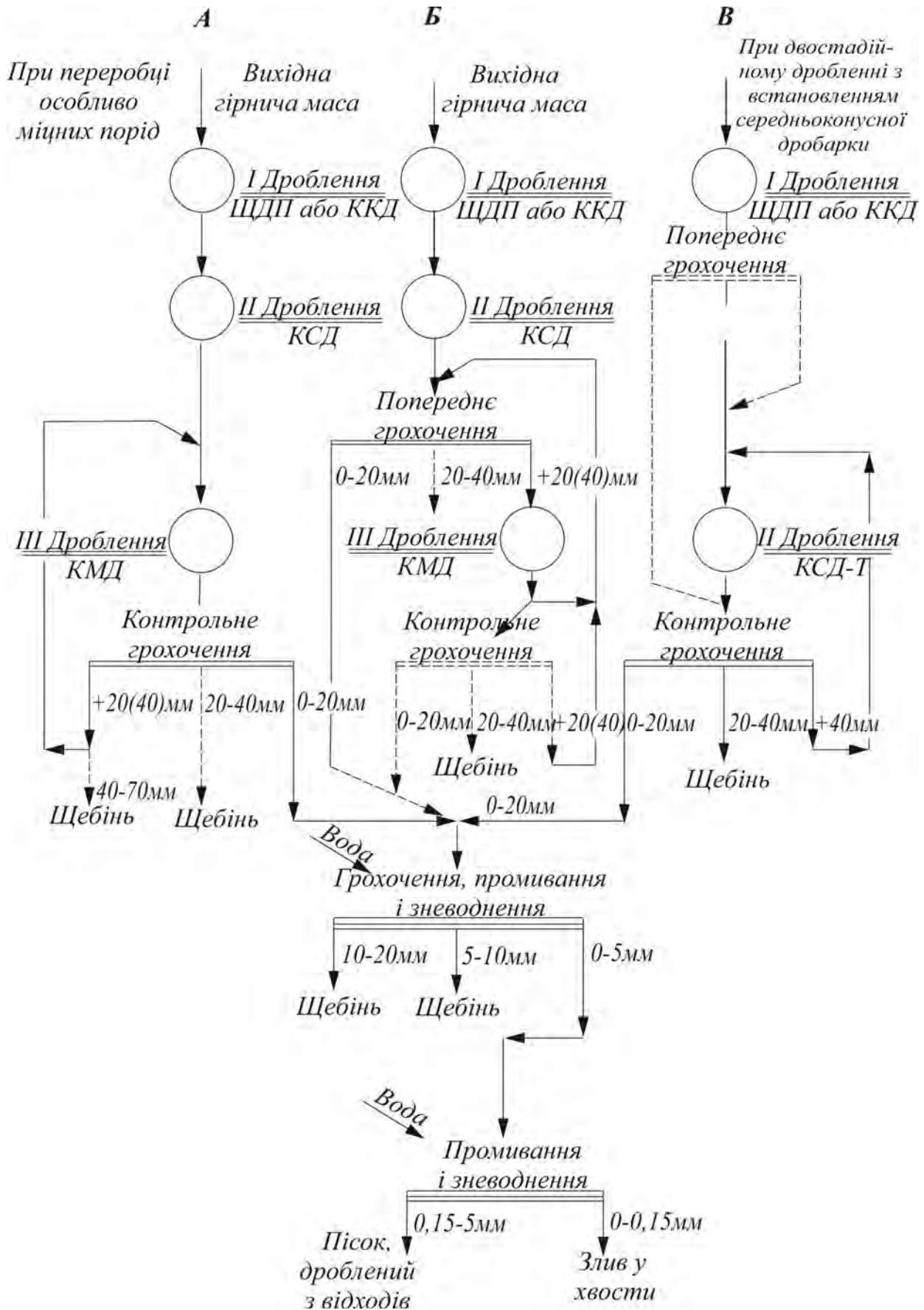


Рис. 2.13. Технологічна схема щебеневого заводу для переробки порід першого типу першої групи

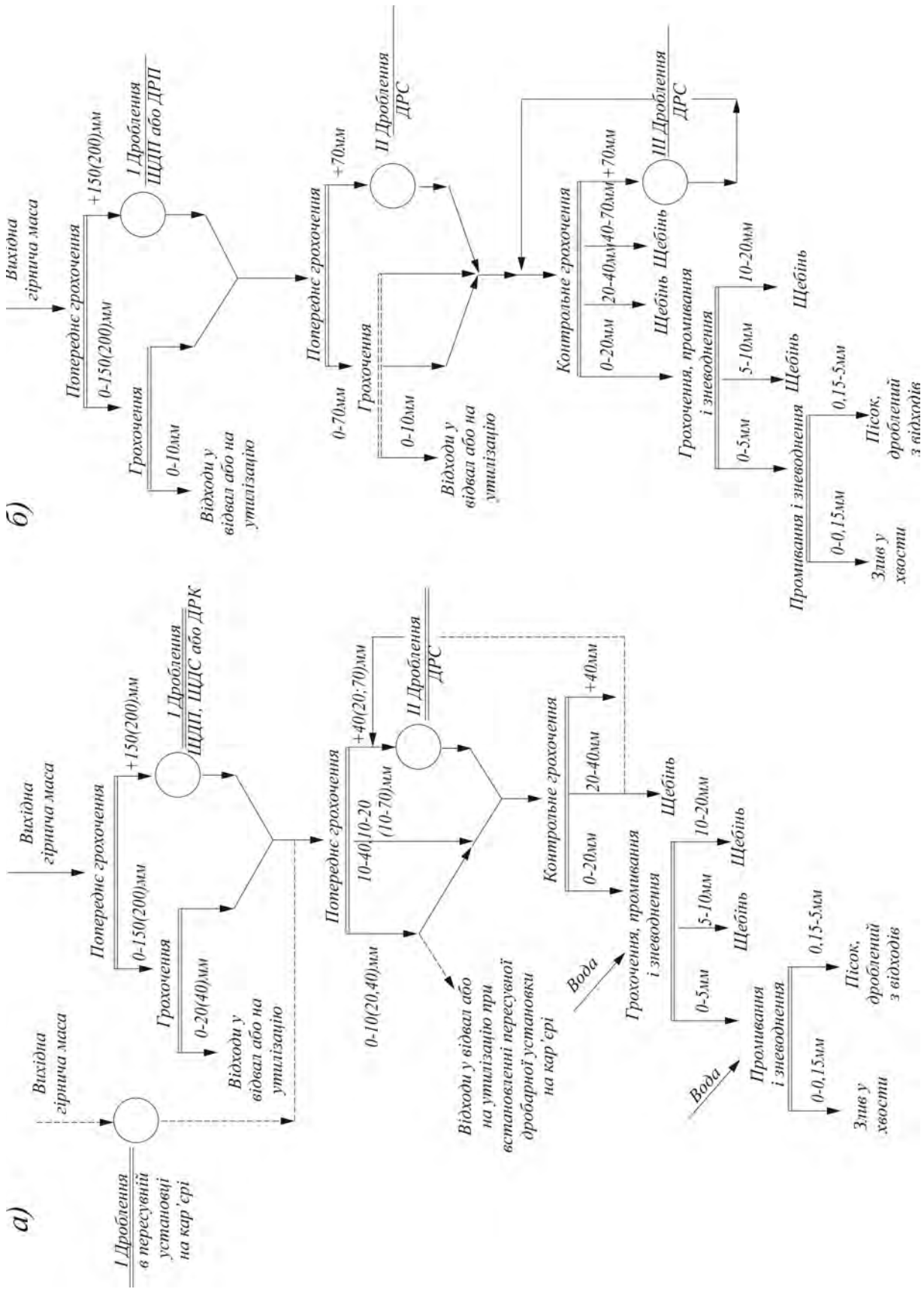


Рис. 2.15. Технологічна схема щебеневого заводу для переробки порід II типу: а - при двостадійному дробленні; б - при трістадійному дробленні; пунктиром показано можливі варіанти технологічних операцій

2.3.3 Переробка корисної копалини на стаціонарному дробильно-сортувальному комплексі

У складі першої ділянки можливе застосування установки стаціонарного агрегату середнього дроблення, наприклад СМД-186 й агрегата дроблення й сортування, наприклад СМД-187, трьох відвальних стрічкових конвеєрів, наприклад ТК-24 довжиною 15 м і шириною стрічки 500 мм, приймального бункера, площадки обслуговування приймального бункера й дробильно-сортувальних агрегатів, під'їзної площадки.

Розміщення агрегатів, відвальних конвеєрів, приймального бункера, пристроїв площадок обслуговування, приймального бункера й агрегатів, під'їзної площадки до приймального бункера та електропостачання агрегатів виконується відповідно до робочого проєкту. Питання організації будівництва ділянки й вказівки з техніки безпеки й охорони праці при його експлуатації також висвітлюються у робочому проєкті.

Для прикладу розглянута технологічна схема переробки гірничої маси на кар'єрі Трикратського родовища граніту [37]. При застосуванні стаціонарно встановлених агрегатів СМД-186, СМД-187 дана схема має такий вигляд (рис. 2.16).

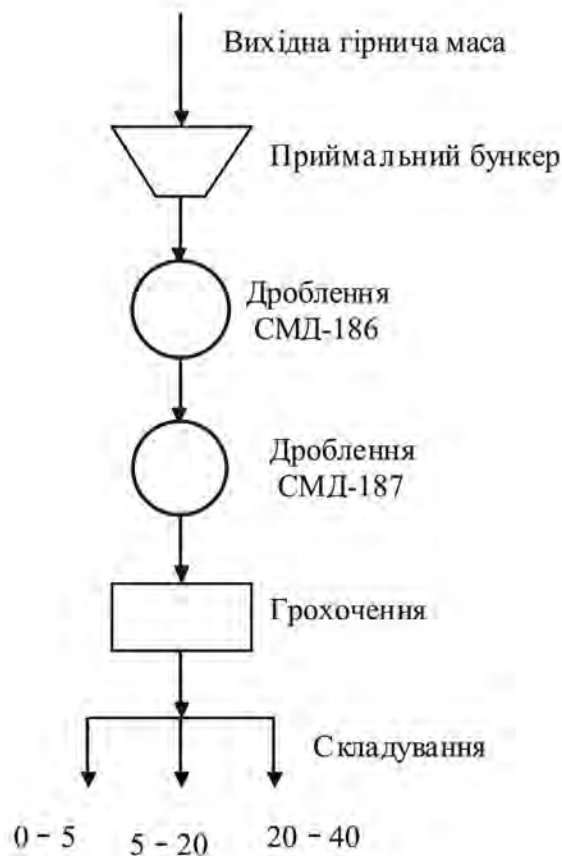


Рис. 2.16. Технологічна схема стаціонарної дробильно-сортувальної ділянки для переробки гірничої маси Трикратського родовища граніту

Застосовувалося в більшості дво-тристадійне дроблення порід та одно-двостадійне сортування продукції (рис. 2.16). При цьому для отримання піщаного матеріалу застосовувались гідравлічні класифікатори і рідше – коритні мийки. Зневоднення пісків – в спіральних зневоднювачах та дешламаторах. Скидання водно-глинистих сумішей після промивання піщаних фракцій 0-5 мм здійснювалось у відстійники (басейни). Після осідання глинистих частинок у відстійниках освітлена вода використовувалась повторно для промивання суміші (зворотні схеми) або ж направлялась в річку, озеро чи інше водоймище. За описаною технологічною схемою виконувалась переробка всієї продукції для будівельної галузі. Деякі корисні копалини (наприклад вапняки) слугували сировиною для отримання вапна, вапнякової муки. В першому випадку вапнякова гірнична маса шихтувалася (відсортовувалася за розмірами та змішувалася з вугіллям) для завантаження в випалювальну піч. У другому випадку після подрібнення в дробарках вапнякова маса направляється до млина, де переробляється до стану муки (0,01 мм) для добрив підзолистих і інших ґрунтів.

З початком нинішнього століття поширились процеси переробки твердих нерудних корисних копалин на напівстаціонарному пересувному і мобільному устаткуванні (ПДСУ, МДСУ). Таке обладнання розташовують в кар'єрі безпосередньо біля вибою на робочій площадці. Тут же виготовляється готова продукція, яку потім завантажують в транспортні засоби і переміщують з кар'єру (на поверхню до складу, бункера або споживача).

Зазначене обладнання мобільних комплексів призначене для одно-двостадійного подрібнення порід, а також розділення отриманого матеріалу на грохотильному устаткуванні по крупності на 4-5 фракцій щебеню і піску. В кар'єрі таке обладнання розташовують у вигляді прямолінійного або криволінійного ланцюга.

За екологічними чинниками мобільні дробарко-сортувальні комплекси мають перевагу в тому, що всі викиди шкідливих пило-газових речовин знаходяться в кар'єрному просторі. Тут їх є сенс комплексно локалізувати разом з іншими викидами від процесів гірничих робіт, що можна виконати з меншими матеріальними витратами.

На деяких нерудних кар'єрах має місце застосування комбінованого розміщення обладнання переробки, коли дробарка первинного (або і вторинного) дроблення встановлена в кар'єрі на борту (наприклад, кар'єроуправління «Крюківське», ЗАТ «Вирівський гранітний кар'єр»). Тут же можуть розташовувати грохотильне устаткування (одна-дві стадії). Частково відсортовану або подрібнену гірничу масу переміщують на поверхню стрічковими конвеєрами по борту кар'єру. Така технологічна схема забезпечує поряд із значним зменшенням відстані перевезень порід автотранспортом ще і мінімум викидів шкідливих речовин, тобто підвищується екологічна безпека застосування технології відкритої розробки родовищ.

Детальний розгляд зазначених екологобезпечних технологій наводиться нижче.

2.3.4 Переробка корисної копалини на напівстаціонарних та пересувних дробильно-сортувальних комплексах

Загальні питання переробки сировини на пересувних комплексах. Підвищення ефективності виготовлення піщано-щебеневої продукції на кар'єрах твердих нерудних корисних копалин (гранітів, мігматитів, сієнітів, амфіболітів, гнейсів, діоритів, вапняків, пісковиків, базальтів, андезитів та ін.) в сучасних умовах пов'язують з застосуванням пересувного (мобільного) дробильно-сортувального устаткування [38]- [40]. Використання цих комплексів у першу чергу призводить до скорочення перевантажувань гірничої маси в кар'єрі та її транспортування.

Первинне подрібнення порід можливо виконувати безпосередньо у вибої забезпечуючи завантаження розпушеної вибухом мінеральної сировини в бункер комплексу. В подальшому подрібнений продукт подається в дробарку вторинного дроблення та на сортування. Так як в технологічній схемі кар'єр – дробильно-сортувальний завод (ДСЗ) зменшується використання автотранспорту, то суттєво буде зменшуватись і собівартість готової продукції. Відомо, що в собівартості готової піщано-щебеневої продукції нерудних кар'єрів твердих корисних копалин, наприклад будівельних матеріалів, транспортні витрати досягають половини усіх виробничих витрат [7], [16], [28], [38]. Отже, зазначене в сучасних умовах обумовлює все більше застосування мобільних комплексів на нерудних кар'єрах. Це устаткування досить успішно заміняє стаціонарні та громіздкі напівстаціонарні заводи. Для виготовлення щебеню отримали широке застосування мобільні комплекси на підприємствах продуктивністю до 0,5-0,8 млн т/рік переробленої гірничої маси [41].

Зростання інтенсивності виробництва відкритих гірничих робіт і збіднення за вмістом корисних копалин гірської маси потребує збільшення глибини кар'єрів. Це у свою чергу підвищує вартість транспортування видобутого матеріалу великовантажним автотранспортом і змушує розглядати можливості використання більш дешевого способу – конвеєрного. Однак використання стрічкових конвеєрів вимагає попередньої підготовки гірської маси, особливо тієї, яка була отримана шляхом підривного розпушення з одержанням зернистого матеріалу заданої кускуватості. Застосування самохідних дробильних агрегатів (СДА) з наступним безперервним транспортуванням подрібненого матеріалу стрічковими конвеєрами, у порівнянні з використанням автомобільного транспорту, дозволяє зменшити витрати до 60 %. Загальна схема вибійного комплексу для переробки гірничої маси наведена на рис. 2.17 [42].

За останні роки широкого поширення набули, в основному, самохідні дробильні агрегати (СДА) (рис. 2.18), які використовуються для подрібнення гірничої маси, переробки будівельних матеріалів, будівельних і промислових відходів. Також широко застосовуються й пересувні дробильно-сортувальні установки (ПДСУ), рис. 2.19, пересувні сортувальні установки (ПСУ) і транспортні дробильно-сортувальні установки (ТДСУ) [42].

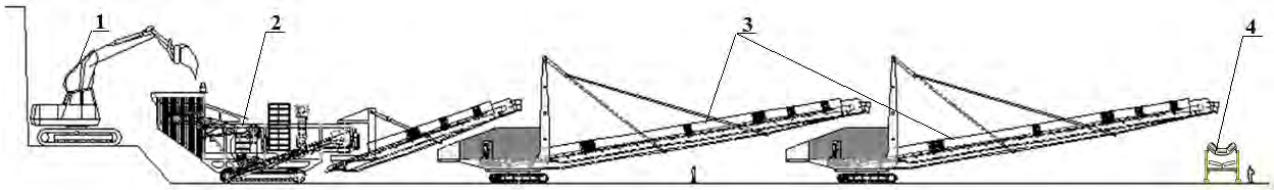


Рис. 2.17. Технологічна схема вибійного комплексу для переробки і транспортування гірничої маси: 1 – виймально-навантажувальний агрегат; 2 – самохідна дробильна установка; 3 – самохідний конвеєр; 4 – напівстаціонарний або стаціонарний конвеєр



Рис. 2.18. Загальний вигляд СДА, виготовленого на базі щоквої дробарки, у вибої гранітного кар'єру

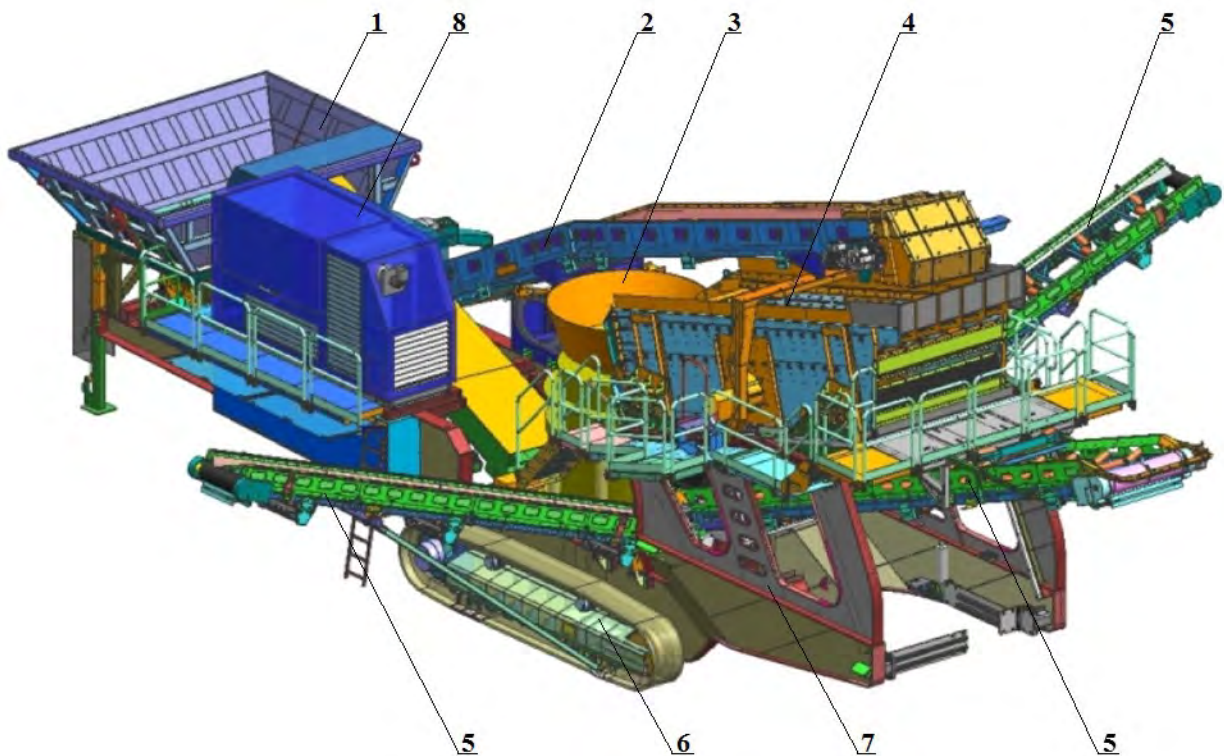


Рис. 2.19. Загальний вигляд пересувної дробильно-сортувальної установки, виготовленої на базі конусної дробарки і вібраційного грохота

Залежно від гірничотехнічних умов і технологічних завдань пересувні дробильно-сортувальні установки класифікують за такими ознаками:

- за способом застосування – для подрібнення зруйнованої гірничої маси безпосередньо у вибоях кар'єрів з пересуванням за виймально-навантажувальним пристроєм; для подрібнення зруйнованої гірничої маси на перевантажувальних пунктах напівстаціонарного (тимчасового) і стаціонарного типів;

- за технологічною схемою – у відкритому технологічному циклі з однією стадією подрібнення без попереднього грохочення вихідної гірничої маси, те саме, але з попереднім грохоченням вихідної гірничої маси, з декількома стадіями подрібнення з попереднім грохоченням вихідної гірничої маси і без нього, в замкнутому технологічному циклі з однією або декількома стадіями подрібнення з попереднім грохоченням;

- за способом завантаження – екскаваторами, скреперними установками, ковшовими навантажувачами, автосамоскидами;

- за типом застосування дробильного агрегата – з роторними або молотковими дробарками, зі щоківними дробарками, з конусними або щоківно-конусними дробарками, зі спеціальними типами дробарок;

- за типом ходового пристрою – гусеничні, крокуючі, пневмоколісні, залізничні, спеціальні, комбіновані;

- за розташуванням верхньої будови відносно ходового пристрою – поздовжнє, поперечне;

- за силовим обладнанням – електричні, дизель-електричні, дизельні, дизель-гідравлічні, електрогідравлічні;

- за способом розвантаження – на конвеєрний транспорт, на гідротранспорт, на пневмотранспорт, у залізничні вагони, на колісні види транспорту;

- за потужністю – малої (до 300 т/год), середньої (300 – 600 т / год), великої (600 – 2000 т / год), надпотужні (понад 2000 т / год).

Впровадження на кар'єрах СДА і ПДСУ забезпечує [42]: застосування екологічно ощадливих технологій з використанням конвеєрного транспорту, виключає необхідність використання дорогого обладнання для провітрювання кар'єрів; суттєве зниження (до 2-3 разів) енерговикористання й металомісткості за рахунок заміни кар'єрних колісних транспортних засобів стрічковими конвеєрами; високий рівень автоматизації гірничого виробництва і збільшення продуктивності праці; зниження до 2-3 разів собівартості продукції за рахунок зниження експлуатаційних витрат і капітальних витрат.

Самохідні дробильні агрегати зазвичай використовують для подрібнення зруйнованої скельної гірничої маси з метою підготовки її до крупності (кускуватості), раціональної для подальшої переробки або транспортування безперервними видами транспорту (див. рис. 2.18).

Самохідні дробильні агрегати для крупного подрібнення виготовляються, як правило, з відкритим технологічним циклом і з однією стадією подрібнення. Зазвичай СДА виготовляють за спрощеними схемами з метою забезпечення їх

компактності, високої маневреності на складних кар'єрних шляхах, малої металомісткості та високої експлуатаційної надійності. Тому попереднє грохочення вихідної гірничої маси вводиться до технологічних схем тільки в тому разі, коли це викликано необхідністю збільшення пропускної здатності рухомого агрегата або коли при переробці корисна копалина переподрібноється, внаслідок чого збільшуються її втрати і знижується якість продукції.

Ходові механізми для СДА вибирають залежно від несучої здатності ґрунтів, складності кар'єрних шляхів, кліматичних та інших гірничотехнічних умов, а також з урахуванням типу ходових пристроїв сумісно працюючого вибійного обладнання (екскаваторів, навантажувачів) і їх характеристик. Найбільшого поширення набули гусеничні ходові пристрої, які застосовуються для СДА продуктивністю вище 200 т/год.

При подрібненні абразивних міцних порід і руд агрегати обладнують шокowymi або конусними дробарками. Для їх живлення вихідним матеріалом використовують пластинчасті живильники й значно менше – стрічкові.

Продуктивність СДА, ПДСУ, ПСУ визначається продуктивністю живильних, дробильних та класифікаційних агрегатів, якими вони обладнані. На її значення впливає низка факторів, основними з яких є: фізико-механічні властивості вихідного матеріалу і його гранулометричний склад; наявність попереднього грохочення і конструкція грохота; тип дробарки, яка використовується; характер завантаження приймального бункера (циклічний, безперервний) і тип виймально-навантажувальної машини.

Останнім часом були розроблені відцентрово-ударні, вібраційні, інерційні, валково-конусні, валково-зубчасті та інші типи дробильних агрегатів, які разом з високою пропускною здатністю і великими розмірами приймального отвору мають менші розміри й масу та більш динамічно урівноважені. Це є цінною властивістю для їх застосування як на пересувних дробильних агрегатах, так і на напівстаціонарних перевантажувальних пунктах.

Окрім цього, розробляються грохоти-живильники з великою пропускною здатністю за гірничою масою при вмісті в ній кусків крупністю до 1,3 м, високою ефективністю відсіву та здатних сприймати великі імпульсні навантаження від матеріалу, який на них розвантажується. На базі нових дробильних агрегатів і грохотів-живильників конструюються пересувні дробильні агрегати з високою маневреністю, меншими масою й висотою розташування приймального бункера.

Компоновку основних вузлів ПДСУ можна розглянути на прикладі дробильно-сортувальної установки, зображеної на рис. 2.19. Система самохідних дробильних установок базується на елементах, які з'єднані таким чином, що забезпечується можливість раціональної адаптації ПДСУ до швидкості пересування фронту гірничих робіт і дальності транспортування зернистого матеріалу. Вихідна гірнича маса подається виймально-навантажувальною або виймально-транспортувальною машиною в приймальний бункер 1 ПДСУ, і далі за допомогою конвеєра 2 на грохот 4 для

вібраційної класифікації. Надрешітний продукт подрібнюється у дробарці 3, а підрешітний складається за допомогою відвальних стрічкових конвеєрів 5. Пересувається ПДСУ за допомогою гусеничного механізму. Обладнання монтується на рамі 7, а керування приводами відбувається із шафи керування 8.

Типорозміри й виконання елементів ПДСУ залежать від продуктивності й величини кусків породи, заданого ступеня подрібнення, форми зерна й твердості матеріалу. Подрібнювальний агрегат вибирається відповідно ряду роторних, молоткових (відцентрових–ударних), щоккових і конусних дробарок.

У конструкції рами передбачено спеціальні опірні балки для установки агрегата на опори (наприклад, бетонні) при тривалій експлуатації ПДСУ на одному місці. Електропостачання агрегатів здійснюється від кар'єрної мережі змінного струму або дизель–генераторної станції. Агрегати можна транспортувати залізничним, водним, а також автомобільним транспортом. ПДСУ різних конструкцій найбільше задіяні при порівняно невеликих обсягах готової продукції та особливо доцільні при частих передислокаціях. Уведення в дію ПДСУ (монтаж, налагодження) не потребує значних капітальних витрат.

Найбільш відомі мобільні дробильно-сортувальні установки (МДСУ) фірм-виробників такого обладнання Metso Minerals, Sandvik Rock Processing, Caterpillar. Досить апробованим в умовах вітчизняних кар'єрів є устаткування фірми Metso Minerals (кар'єр «Софіївський» Миколаївська обл., Коростишівський та Беховський гранітні кар'єри Житомирська обл.). МДСУ представляє собою комплекс машин на гусеничному ході з дробаркою (щоквою, конусною чи роторною) подавачем-живильником, грохотом та пультом керування (рис. 2.20).

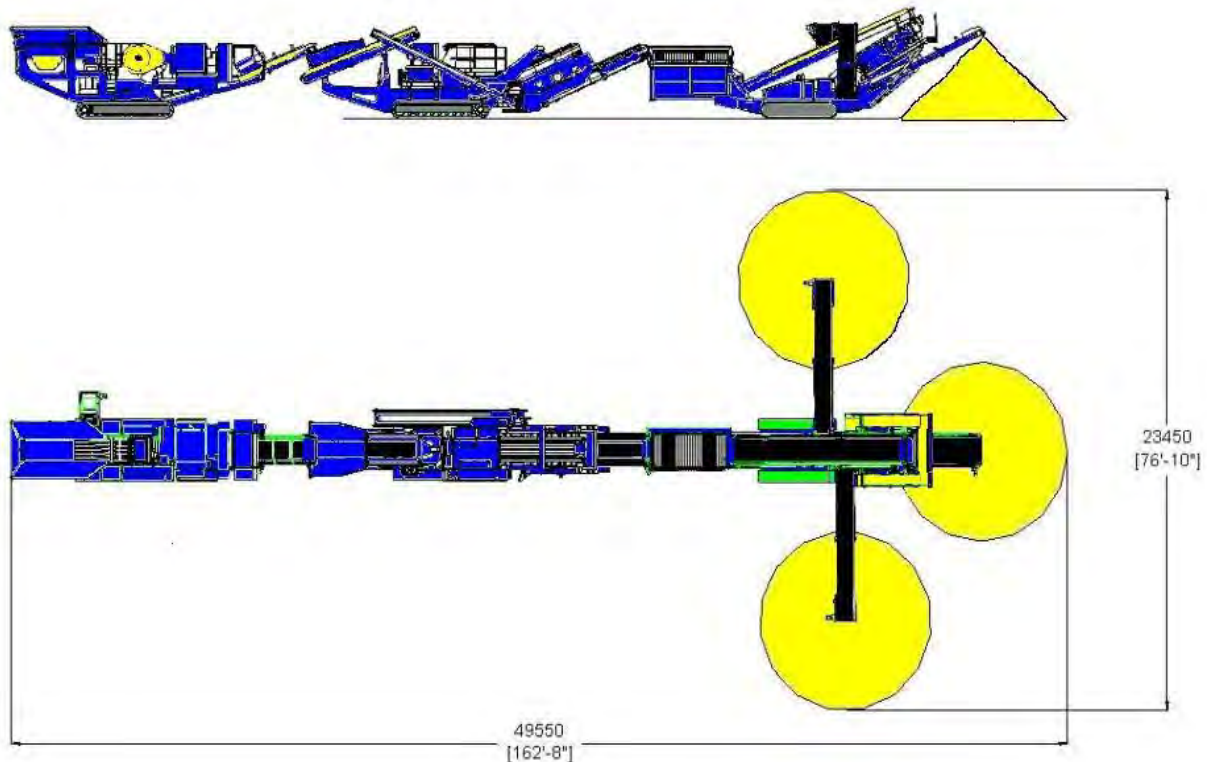


Рис. 2.20. Схема компоновки мобільного дробильно-сортувального обладнання

Перед подачею матеріалу в дробарку на колосниковому живильнику проходить відділення дрібної фракції, що дозволяє їй зразу, минуючи дробарку, попадати на головний відкаточний конвеєр. Установку також можливо обладнати боковим конвеєром для видалення кар'єрного дріб'язку, а також гідромолотом, використання якого особливо необхідно, так як вихід негабариту значно затрудняє роботу комплексу, а за допомогою гідромолота окремі куски породи, можливо розколоти безпосередньо в приймальному відділенні дробарки.

Ці установки останнім часом знайшли широке розповсюдження завдяки своїй мобільності, маневреності та можливості максимально скоротити відстань переміщення корисної копалини.

Переробка корисної копалини на пересувному дробильно-сортувальному комплексі. Альтернативою напівстаціонарному комплексу для переробки гірничої маси може бути передбачене застосування мобільного комплексу, що komponується з наступних агрегатів: мобільного дробильного агрегата KOMATSU BR 580 JG-1, відцентрової горизонтальної дробарки фірми MFL ZS Zenturbo ZS 100 OR, мобільної сортувальної установки MFL-MS 1300x4200-2/Т.

Мобільна сортувальна установка MFL-MS 1300x4200-2/Т призначена для сортування: гравію, піску, природного каменя, будівельних відходів при крупності матеріалу, що переробляється, до 150 мм. Продуктивність установки, залежно від матеріалу, що завантажується, і настроювань грохота до 300 т/год.

Таким чином, технологічна схема переробки гірничої маси на кар'єрах родовищ твердих корисних копалин мобільними комплексами матиме такий вигляд (рис. 2.21).

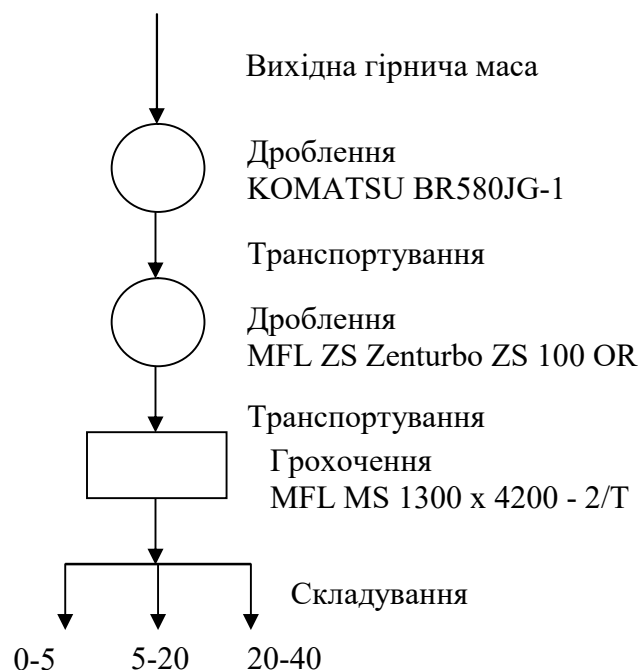


Рис. 2.21. Технологічна схема для переробки гірничої маси на родовищах міцних нерудних корисних копалин на базі мобільного комплексу компанії KOMATSU

Мобільна сортувальна установка MFL-MS 1300x4200-2/T укомплектована наступними елементами: ходова частина, завантажувальний бункер (живильник) двоситний грохот, конвеєри для транспортування дрібної, середньої й великої фракцій, завантажувальний конвеєр, розвантажувальний конвеєр, дизельний генератор, електроустаткування, блок керування.

Прикладом мобільного пересувного комплексу можуть бути переробні агрегати компанії KOMATSU BR 580 JG-1. Подібні вузли комплексу змонтовано на різні шасі (гусеничні, пневмоколісні). Вони можуть переміщатися слідом за вибоєм кар'єру, а також з одного уступу на іншій.

Переробка корисної копалини на напівстаціонарних дробильно-сортувальних комплексах. Для розглянутого вище приклада типового кар'єру (Трикратьський гранітний кар'єр) в складі напівстаціонарної установки переробки гірничої маси може бути передбачено використання наступних агрегатів виробництва компанії Sandvik Mining and Construction або інших продуктивністю 200 т/год при вологості продукту до 1 % (рис. 2.22):

- установка первинного дроблення на мобільному шасі;
- установлений на гусеничне шасі вузол дроблення;
- пересувна установка для дроблення й просівання;
- стрічкові конвеєри для транспортування гірничої маси;
- стрічкові конвеєри для складування готової продукції в конусні склади.

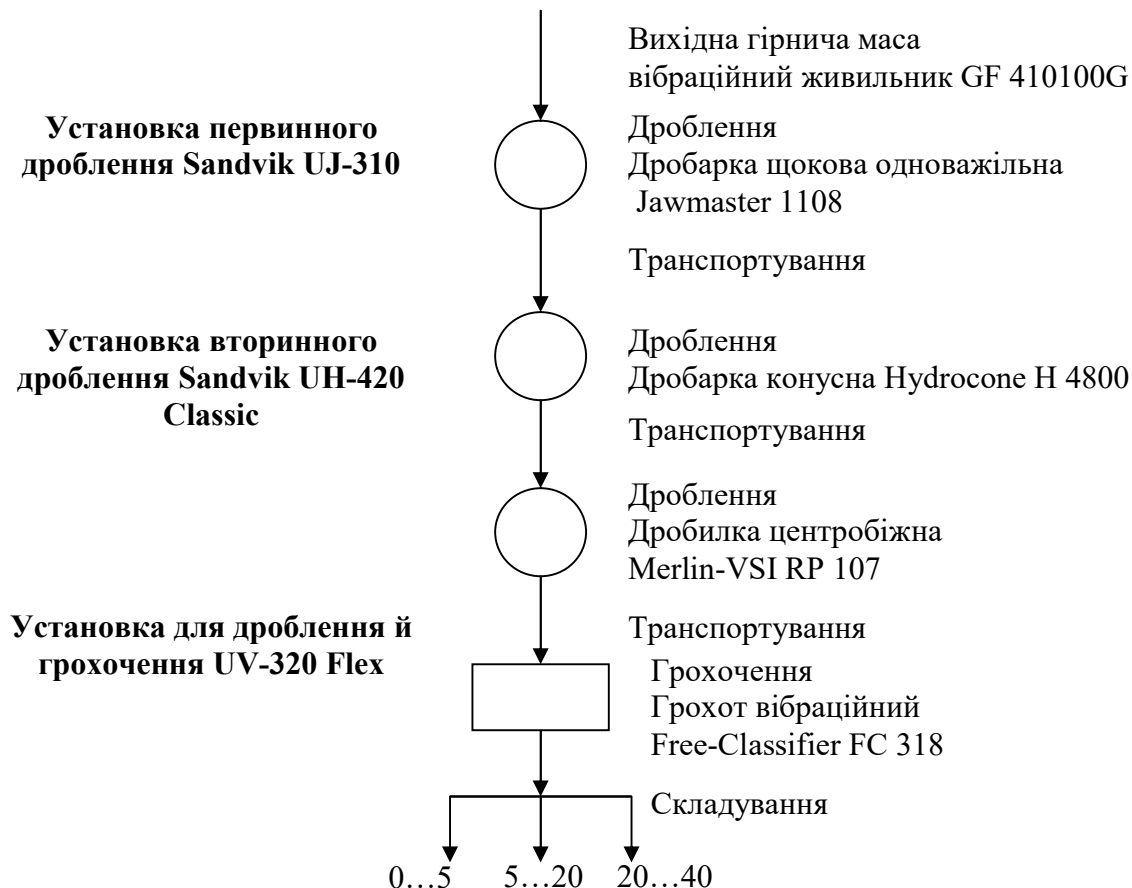


Рис. 2.22. Технологічна схема переробки гірничої маси родовища граніту на базі напівстаціонарного дробильно-сортувального комплексу виробництва Sandvik Mining and Construction

Комплекс перерахованих технічних засобів передбачає одержання кінцевого продукту наступних фракцій: 0-5 мм, 5-10 мм, 10-20 мм, 20-40 мм.

Технологічна схема переробки гірничої маси (рис. 2.22) на кар'єрах родовищ твердих нерудних корисних копалин із застосуванням напівстаціонарного дробильно-сортувального комплексу передбачає планування розміщення елементів в конкретному робочому проекті.

2.4 Методики визначення технологічних та економічних параметрів при переробці корисних копалин

2.4.1. Методика визначення продуктивності мобільних дробильно-сортувальних установок в кар'єрі

Під час виконання масових вибухів переробка гірничої маси призупиняється, як правило, на термін однієї зміни. Для виконання ж запланованої продуктивності підприємства потужність ($P_{пер}$, тис.м³/зміну) ДСЗ, ДСУ повинна перевищувати потужність кар'єру по гірничій масі в перерахунку на готову продукцію (P_k) на величину:

$$\Delta P_{пер} = P_{пер} - P_k, \text{ тис.м}^3/\text{зміну} \quad (2.1)$$

У період зазначених технологічних простоїв (на виконання масових вибухів) ДСЗ, ДСУ відвантажування готової продукції проводиться із акумулюючих складів (бункерів, штабелів тощо). З урахуванням зазначених вище застережень і вимог плану (проектну) продуктивність МДСУ можна визначити за виразом [36]:

$$P_p = P_m \times T \times \gamma_1 \times \delta_1 / \gamma \times \delta \times K_n, \text{ м}^3/\text{рік} \quad (2.2)$$

де P_m – потрібна (теоретична) продуктивність комплексу, м³/год;

K_n – коефіцієнт нерівномірності подання гірничої маси;

γ – вихід матеріалу, що поступає на обладнання від вихідної гірничої маси, частка од.;

T – річний фонд чистого терміну роботи обладнання МДСУ, год;

γ_1 – вихід готової продукції (щебеню, піску) від гірничої маси, частка од.;

δ, δ_1 – відповідно середня насипна вага готової продукції та насипна вага матеріалу гірничої маси, що поступає на МДСУ, т/м³.

З цієї формули визначається потрібна теоретична (максимальна годинна) продуктивність МДСУ, P_m . Її величина суттєво залежить від річного фонду роботи (T), який визначається за нормами [36]. Але в цих нормах немає обґрунтованих показників фонду чистого терміну роботи для досліджуваних дробильно-сортувальних комплексів (устаткування).

З характеристик існуючого обладнання МДСУ відомо, що швидкість устаткування $\sigma_{пер}$ не перевищує 1 км/год. Виходячи з цього, визначимо витрати часу на переміщення МДСУ в кар'єрах (у вибоях та на пересувних площадках).

При переміщенні МДСУ слідом за вибоєм річний фонд терміну пересування устаткування на уступах уздовж фронту робіт $T_{ф.р}$:

$$T_{ф.р} = P_{\kappa}^{зм} / (h_y \times A \times \sigma_{пер}), \text{ рік} \quad (2.3)$$

де $P_{\kappa}^{зм}$ – річна продуктивність кар'єру по гірничій масі, м³/рік.

Термін пересування МДСУ слідом за фронтом гірничих робіт, якщо обладнання розташоване на пересувній площадці в торці одного уступу:

$$T_{\phi} = P_{\kappa}^{зм} / (h_y \times n_y \times \sigma_{пер}), \quad (2.4)$$

де n_y – кількість відпрацьованих уступів за глибиною кар'єру протягом року.

Переміщення устаткування по глибині кар'єру при вийманні порід в крутому шарі шириною $B_{ш}$ здійснюється за термін $T_{зл}$:

$$T_{зл} = \left\{ \left[P_{\kappa}^{зм} \times h_y / (Q_e \times i_p \times K_{рм}) \right] + 100 \right\} / \sigma_{пер}, \quad (2.5)$$

де Q_e – річна експлуатаційна потужність екскаватора на гірничих роботах, м³/рік;

i_p – керівний ухил автодороги в кар'єрі;

$K_{рм}$ – коефіцієнт розвитку траси;

100 – відстань розташування МДСУ від в'їзду в траншею на уступі, м.

Термін на відведення устаткування в безпечну зону при проведенні масових вибухів $T_{мв}$:

$$T_{мв} = 2n_{мв} \times l_{\sigma} / \sigma_{пер}, \quad (2.6)$$

де $n_{мв}$ – кількість масових вибухів у кар'єрі протягом року;

l_{σ} – безпечна відстань для відведення устаткування від блока, що подрібнюється вибухом, 250-300 м.

З урахуванням часу на підготовку устаткування (годин) до переміщення $t_{пер}$ та приведення його в робочий стан після завершення переміщення $t_{пр}$, на обслуговування обладнання $t_{обс}$ та його ремонту $t_{рем}$, а також часу на проведення масових вибухів $t_{мв}$ річний фонд чистого терміну роботи МДСУ визначається за формулою:

$$T = T_{кал} - T_{фр} - T_{\phi} - T_{зл} - T_{мв} - t_{пр} - t_{обс} - t_{рем} - n_{мв} \times t_{мв}, \text{ рік}, \quad (2.7)$$

де $T_{кал}$ – календарний термін роботи кар'єру з видобувних робіт, рік.

Для типових гранітних та кам'яних кар'єрів [11] розраховано і наведено в таблиці 2.1 терміни на пересування й обслуговування МДСУ, а також необхідна їх продуктивність. За результатами цих розрахунків рекомендується підбирати технологічні параметри обладнання для застосування на кар'єрах з виробництва щебеневої продукції.

Таблиця 2.1

Терміни на пересування і обслуговування МДСУ, продуктивність обладнання

Типи кар'єрів	Великої площі		Середньої та малої площі	
	Глибокі		Середньої глибини	
Параметри	1	2	3	4
$L_{к2}$, м	1387	720	740	460
$B_{к2}$, м	800	546	440	250
$H_{к2}$, м	260	200	150	130
$П_{к2}^{2м}$, тис.м ³	1350	750	550	130
$Q_{е2}$, тис.м ³ /рік	900	800	600	360
n_{y2} , шт	5	5	4	2
Термін часу, год:				
$t_{обс}$	195	195	179	65
$t_{рем}$	96	96	85	32
$T_{фр}$	13,5	7,5	5	1,5
$T_{ф}$	27	15	12,5	8
$T_{2л}$	0,9	0,9	0,6	0,4
$T_{кал}$	6240	6240	5600	2080
Продуктивність МДСУ, м ³ /год				
$П_{с2}$	260,5-261,7	145-145,2	118,6-119	77,2-77,5

Примітка: В розрахунках прийнято: $h_y = 10$ м; $\sigma_{пер} = 1$ км/год; $A = 9-10$ м; $l_o = 250$ м; $B_{ш} = 45$ м; $K_{рм} = 1,25$; $n_{мс} = 12$; $t_{пер} = 0,33$ год; $t_{ю} = 0,42$ год; $t_{мб} = 6$ год; кількість робочих днів – 260, змін на добу 1 (4-й тип), 3 (1, 2, 3-й типи кар'єрів).

Результати розрахунків в табл. 2.7 показують, що в технологічних схемах з МДСУ термін T відрізняється незначно (на 1,5-1,7 %). Потрібна технічна продуктивність обладнання МДСУ також змінюється на 0,1-1,4 м³/годину.

Звідси випливає важливий висновок – на вибір доцільності технологічних схем з МДСУ фонд чистого терміну роботи устаткування в кар'єрі не впливає. Отже, такий вибір необхідно виконувати за іншими критеріями, в першу чергу це можуть бути економічні показники роботи устаткування і кар'єру.

2.4.2 Методика визначення економічних показників для вибору технологічних схем з МДСУ

Цими критеріями можна оцінювати доцільність застосування технологічної схеми на кар'єрі твердих нерудних корисних копалин. В деяких випадках до економічних критеріїв можна додатково долучити виробничі критерії. Таким виробничим критерієм може виступати менший термін проходки розкривних траншей на кар'єрі будівельних матеріалів при провадженні гірничо-капітальних робіт з використанням обладнання, яке буде застосовуватися на етапі експлуатації (T_n , днів). Економічні критерії в досліджуваних умовах – мінімальні величини питомих гірничо-капітальних вкладень на проходку (K_n) і експлуатаційних витрат на видобуток 1 м^3 корисної копалини в початковий період експлуатації кар'єру (Z_{en}).

Визначення даних критеріїв виконується розрахунковим шляхом за наступними формулами:

$$T_n = \frac{V_{кт} + V_{рпн}}{\sum Q_{зпр}}, \text{ грн}, \quad (2.8)$$

де $V_{кт}, V_{рпн}$ – відповідно об'єми виймання при створенні капітальної і розрізної траншей, м^3 ;

$\sum Q_{зпр}$ – продуктивність підприємства при проведенні гірничо-підготовчих робіт,

$$\sum Q_{зпр} = 0,7 \times \frac{П_{\kappa} + П_{\epsilon}}{260}, \text{ м}^3/\text{добу} \quad (2.9)$$

Капітальні вкладення визначають:

$$K_n = C_{\bar{o}} \times (V_{\bar{o}кт} + V_{\bar{o}рпн}) + C_e \times (V_{кт} + V_{рпн}) + \frac{L_{ст} \times C_m \times (V_{кт} + V_{рпн})}{\gamma} + C_{\epsilon y} \times (V_{mp} + V_{cp}) + C_{\delta p} \times V_{\delta p} + C_{\delta cy} \times V_{кк} + C_{зпн} \times V_{зпн}, \text{ грн}, \quad (2.10)$$

Витрати на видобуток:

$$Z_{en} = C_{\bar{o}} \times (П_{cp} + П_{кк}) + C_e \times (П_{mp} + П_{cp} + П_{кк}) + (l_{ст} \times П_{кк} \times \gamma_{кк} + L_{зп} \times П_{зп} \times \gamma_{зп}) \times C_m + C_{зпн} \times П_{зп} + C_{\delta cy} \times П_{кк} + C_{\delta p} \times Q_{\delta p} + C_{\epsilon y} \times (П_{mp} + П_{cp}) + L_p \times (П_{mp} + П_{cp}) \times \gamma_{pe} \times C_m + L_{p\epsilon p} \times C_{p\epsilon p} + L_{p\epsilon p} \times C_{p\epsilon p} + L_{к\epsilon p} \times C_{к\epsilon p}, \text{ грн}, \quad (2.11)$$

де $\sum Q_{зпр}$ – загальна продуктивність виймального обладнання на прохідці траншей, $\text{м}^3/\text{добу}$;

$C_{\bar{o}}, C_e$ – собівартість буропідривних робіт для отримання 1 м^3 гірничої маси та її виймання у вибоях, грн;

$C_{\epsilon y}$ – собівартість відвалоутворення 1 м^3 порід розкриву, грн;

$C_m, C_{др}$ – собівартість транспортування 1 ткм та допоміжних робіт з ремонту 1 м² площадок і доріг у кар'єрі, грн;

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

$V_{бкт}, V_{бртп}$ – обсяги буріння при відпрацюванні скельних порід корисних копалин та розкриву при проходці траншей, пог. м;

$L_{ст}$ – середня відстань перевезень гірничих порід при проходці траншей, км;

γ – об'ємна вага порід при перевезеннях, т/м³;

$V_{мр}, V_{ср}, V_{кк}$ – об'єм відповідно м'якого і скельного розкриву та корисних копалин при проходці траншей, м³;

$V_{др}, V_{зпн}$ – обсяги допоміжних робіт при проходці траншей та готової продукції, що завантажуються споживачам, м³;

$П_{ср}, П_{кк}, П_{мр}$ – продуктивність кар'єру відповідно за скельним розкритвом, корисній копалині та м'яких породах розкриву, м³/рік;

$\gamma_{кк}$ – об'ємна вага корисної копалини, т/м³;

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

$\gamma_{зпн}$ – об'ємна вага готової продукції, т/м³;

$П_{зпн}$ – продуктивність кар'єру по готовій продукції, м³/рік;

$Q_{др}$ – обсяг допоміжних робіт з планування площадок і доріг при експлуатації, м³/рік;

L_p – середня відстань перевезень порід розкриву до відвалу, км;

$\gamma_{рв}$ – об'ємна вага порід розкриву, т/м³;

$C_{рвр}, C_{квр}$ – витрати на переміщення відповідно ПДСУ (МДСУ) та конвеєрів на відстань 1 км, грн.

Відвантаження готової продукції на складах дробильно-сортувальних комплексів. Склади готової продукції на ДСЗ, ДСУ утворюються у вигляді штабелів та бункерів. При цьому, якщо в технологічній схемі кар'єру застосовується МДСУ, то штабелі фракції готової продукції знаходяться на площадці кар'єру. З них готова продукція відвантажується колісними навантажувачами (рідше одноковшовими екскаваторами) в автосамоскиди споживачів або кар'єрні автосамоскиди. Друга схема може передбачати завантаження бункерів фракцій колісним навантажувачем чи автосамоскидом з наступним транспортуванням готової продукції стрічковим конвеєром на борт до поверхневого складу готової продукції (ПСГП). Таким чином, відвантаження готової продукції здійснюється наступними механізмами: колісними навантажувачами; одноковшовими екскаваторами; стрічковими конвеєрами.

2.4.3 Методика розрахунку технологічних параметрів відвантаження готової продукції фронтальними колісними навантажувачами

Продуктивність фронтального навантажувача:

$$P_{\phi.n} = \frac{60 \times E_{к.н} \times K_n \times \gamma \times T_{зм} \times K_в}{T_{ц.н} \times K_p}, \text{ т/зміну}, \quad (2.12)$$

де $E_{к.н}$ – місткість ковша навантажувача, м³;

γ – щільність матеріалу в цілику, т/м³;

K_n – коефіцієнт наповнення ковша;

$T_{зм}$ – тривалість зміни, год;

$K_в$ – коефіцієнт використання обладнання в часі;

K_p – коефіцієнт розпушення гірничої маси;

$T_{ц.н}$ – час циклу навантажувача, хв;

Час циклу роботи навантажувача складає:

$$T_{ц.н} = t_n + t_{рух.в} + t_p + t_{рух.зв} + \tau, \text{ хв}, \quad (2.13)$$

де t_n – час наповнення ковша, хв; $t_n = 0,2$ хв;

$t_{рух.в}$ – час руху з вантажем, хв;

$$t_{рух.в} = \frac{l_{cp} \times 60}{V_{рух.в}}, \text{ хв}, \quad (2.14)$$

t_p – час розвантаження ковша, хв.; $t_p = 0,1$ хв;

$t_{рух.зв}$ – час руху в зворотному напрямку, хв;

$$t_{рух.зв} = \frac{l_{cp} \times 60}{V_{рух.зв}}, \text{ хв}, \quad (2.15)$$

$V_{рух.в}, V_{рух.зв}$ – швидкість руху з вантажем і в зворотному напрямку, км/год;

τ – час на маневри під час навантаження і розвантаження, хв.; $\tau = 0,25$ хв.

Кількість навантажувачів у роботі з відвантаження:

$$n_n = \frac{Q_{зм}^к}{P_{н.пр}} K_{інв}, \text{ од.}, \quad (2.16)$$

де $Q_{зм}^к$ – змінна продуктивність кар'єру, т/зм;

$K_{інв}$ – інвентарний парк навантажувачів у кар'єрі.

Максимальна висота черпання ковшом навантажувача зі штабеля складу:

$$h_{ч.б}^{\max} = \frac{H_{ш}}{1,5}, \text{ м}, \quad (2.17)$$

де $H_{ш}$ – висота штабеля складу, м.

2.4.4 Методика розрахунку технологічних параметрів відвантаження продукції одноковшовими екскаваторами

Продуктивність екскаватора [36]:

$$H_b = \frac{T_{зм} - T_{пз} - T_{он}}{T_{за} + T_{ун}} \times Q_k \times n_k, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.18)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, хв;

$T_{пз}$ – час на виконання підготовчо-завершувальних операцій, хв ($T_{пз}=35$ хв);

$T_{он}$ – час на особисті потреби, хв ($T_{он}=10$ хв);

$T_{за}$ – час завантаження одного автосамоскида, хв.;

$T_{ун}$ – час установавання автосамоскида під навантаження, $T_{ун}=0,5$ хв.

$$T_{за} = \frac{n}{n_{ц}}, \text{ хв}, \quad (2.19)$$

де n – кількість циклів екскавації для завантаження одного автосамоскида;

$n_{ц}$ – кількість циклів екскавації за хвилину;

n_k – кількість ковшів в одному автосамоскиді:

$$n_k = \frac{C_m}{C_e}, \text{ ковшів}, \quad (2.20)$$

де C_m – вантажність автосамоскида, т;

C_e – фактична маса породи в ковші, т;

$$C_e = \frac{q_k \times K_n \times \gamma}{K_p}, \text{ т}, \quad (2.21)$$

де q_k – геометрична ємність ковша екскаватора, м³;

K_n – коефіцієнт наповнення ковша, $K_n=1$;

K_p – коефіцієнт розпушення породи в ковші екскаватора, $K_p=1,15$;

γ – об'ємна вага порід м'якого розкриття, $\gamma=1,45$ т/м³.

Перевірка по геометричній місткості кузова автосамоскида:

$$n_k = \frac{Q_m}{Q_k}, \text{ ковшів,} \quad (2.22)$$

де Q_m – геометричний об'єм гірничої маси в кузові автосамоскида, м^3 ;
 Q_k – фактична ємність ковша екскаватора, м^3 ;

$$Q_k = q_k \times K_n, \text{ м}^3, \quad (2.23)$$

Кількість екскаваторів на відвантаженні:

$$n_e = \frac{Q_{\text{від.1}} + Q_{\text{від.2}} + \dots + Q_{\text{від.n}}}{H_b}, \text{ од,} \quad (2.24)$$

де $Q_{\text{від}}$ – об'єм відвантаження фракцій виду 1, 2, ..., n протягом зміни, м^3 .

Максимальна висота черпання ковшом екскаватора в штабелі висотою $H_{ш}$:

$$h_{ч.е}^{\max} = \frac{H_{ш}}{1,5}, \text{ м,} \quad (2.25)$$

де $H_{ш}$ – висота штабеля складу, м.

2.4.5 Методика розрахунку технологічних параметрів відвантаження продукції стрічковим конвеєром (стакером)

Продуктивність конвеєра на навантаженні:

$$\Pi_k = Q_{\text{від}}^{\max}, \text{ м}^3/\text{зміну,} \quad (2.26)$$

де $Q_{\text{від}}^{\max}$ – максимальний об'єм відвантаження готової продукції протягом зміни, м^3 .

Ширина конвеєрної стрічки:

$$B = \sqrt{\frac{Q}{C \times v \times \gamma}}, \text{ м,} \quad (2.27)$$

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, м/с;

γ – об'ємна маса вантажу, т/м³.

Потужність приводного двигуна конвеєра:

$$N_{пр.д} = \frac{N_{\sigma} \times K_n}{\eta}, \text{ кВт}, \quad (2.28)$$

де N_{σ} – потужність на валу приводного барабана для режиму встановленого руху, кВт;

K_n – коефіцієнт запасу потужності на пуск від неврахованих опорів ($K_n = 1,25$);

η – к.п.д. приводу при завантаженому конвеєрі.

$$N_{\sigma} = (N_1 + N_2 + N_3) \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 + N_{щ} + N_{пл} + N_{борт}, \text{ кВт}, \quad (2.29)$$

де N_1 – потужність, необхідна для переміщення стрічки на холостому ході, кВт

$$N_1 = \frac{K_o \times L_e \times v}{10\,000}, \text{ кВт}, \quad (2.30)$$

де K_o – коефіцієнт, що залежить від маси роликів, ширини стрічки й типу стрічки;

L_e – довжина горизонтальної проекції конвеєра по осях крайніх барабанів, м;

N_2 – потужність, необхідна для переміщення матеріалу в горизонтальному напрямку, кВт

$$N_2 = \frac{1,2 \times Q \times L_e}{10\,000}, \text{ кВт}, \quad (2.31)$$

N_3 – потужність, необхідна на підйом матеріалу, кВт,

$$N_3 = \frac{27,2 \times Q \times (H + H_o)}{10\,000}, \text{ кВт}, \quad (2.32)$$

де H – висота підйому матеріалу, м;

H_o – додаткова висота підйому матеріалу за наявності скидального візка, м;

$N_{щ}$ – потужність, затрачувана на подолання опору очисних пристроїв, кВт;

$N_{пл}$ – потужність, затрачувана на подолання опору від плужкового скидача.

$$N_{пл} = 0,008 \times Q \times B, \text{ кВт}, \quad (2.33)$$

$N_{\text{борт}}$ – потужність, затрачувана на подолання опору тертя стрічки конвеєра й матеріалу об напрямні борти,

$$N_{\text{пл}} = 0,14 \times L_{\text{борт}} \times v, \text{ кВт}, \quad (2.34)$$

де $L_{\text{борт}}$ – довжина напрямних бортів, м;

K_1 – коефіцієнт, що залежить від довжини стрічки;

K_2 – коефіцієнт, що враховує форму траси конвеєра;

K_3 – коефіцієнт, що враховує умови роботи конвеєрів при транспортуванні матеріалів;

K_4 – коефіцієнт, що враховує наявність розвантажувального візка.

2.4.6 Методика розрахунку технологічних параметрів відвантаження продукції з бункера складу

При розвантаженні бункера за допомогою стрічкового подавача розрахунки його параметрів виконуються у відповідності з методикою, що наведена вище.

При розвантаженні бункера за допомогою живильника та під дією власної ваги (через випускний отвір) розрахунки параметрів здійснюються у відповідності з методиками, викладеними в розд. 3.5.5 та 4.3.

3

РОЗРОБКА ЕКОЛОГО- Й ЕНЕРГОЗБЕРІГАЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ З ВИДОБУТКУ ТА ПЕРЕРОБКИ НЕРУДНИХ КОПАЛИН

3.1 Напрями локалізації впливу виробничих процесів на природне довкілля

Спираючись на результати досліджень [4], [13], [18]-[21], [43]-[50] та узагальнення щодо можливого керування окремими технологічними елементами провадження масових вибухів на кар'єрах приходимо до висновку:

а) широке керування поширенням пилогазової хмари раціонально здійснювати застосуванням різних конструкцій свердловинних зарядів з нейтралізуючими речовинами в складі набійкового матеріалу;

б) мінімум впливу сейсмічних та ударних хвиль масових вибухів на житлові забудови здійснюється при застосуванні діагональних, трапецієвидних (клинових) та порядних схем комутації свердловинних зарядів з урахуванням напрямків розвитку природної та техногенотвореної тріщинуватості масиву;

в) зволоження місць утворення пилу різного роду пристроями, значно зменшує концентрацію його та розповсюдження в атмосферу;

г) удосконалення схем організації провадження масових вибухів з урахуванням кліматичних особливостей району та найбільшої ефективності природного провітрювання кар'єрного простору;

д) уловлення пилу в місцях його утворення за допомогою різних технічних пристроїв та устаткування.

Нижче розглядаються можливі технологічні рішення з реалізації вищеназваних напрямів локалізації впливу виробничих процесів на природне довкілля.

3.2 Технологічні схеми розвитку робіт при видобутку нерудних корисних копалин

Відмічена висока ефективність використання на нерудних кар'єрах фронтальних колісних навантажувачів та гідравлічних екскаваторів зворотна мехлопата широко популярних зарубіжних фірм. Зважаючи на те, що на вітчизняних кар'єрах ще використовують електричні екскаватори пряма механічна лопата (типу ЕКГ-5А, Е-2503, ЕКГ-3,2) необхідно розглядати також технологічні рішення виконання екскаваторно-транспортних робіт на їх основі. В процесі відпрацювання корисних копалин в крутому виймальному шарі прямі мехлопати розміщують на суміжних горизонтах. Завантаження гірничої маси здійснюється в автосамоскиди, які доставляють її до переробного устаткування (ДСЗ, ПДВ, МДСУ, ПДСУ). З урахуванням того факту, що це переробне устаткування застосовують комплектно: 2-3 горизонти корисної копалини обслуговують переробний комплект обладнання, усі автосамоскиди перевозять гірничі породи до одного приймального бункера.

Залежно від загальної технологічної схеми гірничих робіт на кар'єрах корисну копалину необхідно доставляти: на поверхню до стаціонарного ДСЗ; на концентраційний горизонт робочого борта з площадкою, де розміщено МДСУ (ПДСУ); на площадку в межах виробленого простору кар'єру, до розташованого напівстаціонарного дробильно-сортувального устаткування; на концентраційний горизонт робочого борта до пересувного дробильного вузла або МДСУ, який переміщують уздовж уступу у міру відпрацювання вибою на концентраційному горизонті.

В усіх вищенаведених технологічних схемах гірничих робіт екскаваторно-транспортні процеси, при застосуванні у вибоях екскаваторів, а на перевезенні від них автосамоскидів, будуть відрізнятися фактично лише плечем доставки гірничої маси від вибою до пункту відвантаження.

З оглядом на мінімізацію обсягів шкідливих викидів в атмосферу пилу і відпрацьованих двигунами газів необхідно зменшувати плече відкатки порід автосамоскидами. Одночасно з цим потрібно гірничі роботи проводити економічно ефективно, на рівні конкурентоспроможності сировинного ринку.

Інтенсивність пилоутворення на кар'єрах, від якої залежить також концентрація шкідливих пилогазових речовин в атмосфері кар'єрного простору, над ним і навколо родовища, пов'язана (крім буропідричних робіт) з виймально-навантажувальними, транспортними і перевантажувально-розвантажувальними процесами. Серед застосовуваних механізмів потрібно вибрати такі, які працюючи в технологічних схемах при видобутку мінеральної сировини на кар'єрах твердих нерудних корисних копалин сприяють найменшим викидам пилу і виділення газоподібних речовин. Суттєвими є розповсюдження та дія шуму і вібрації на довкілля. Необхідно враховувати вплив електромагнітних випромінювань.

Виймально-навантажувальне обладнання, яке має електромеханічний привод, сконструйоване таким чином, щоб шумовий, вібраційний та електромагнітно-хвильовий (випромінювальний) вплив на складові довкілля був якомога найменшим. Аналогічно, сучасні механізми з дизельним і гідравлічним приводом фірмами-виробниками виготовляються зі зменшеним витрачанням пального, а газоподібні вихлопи двигунів локалізуються спеціально розробленими пристроями – каталізаторами та глушниками. Отже, приймаючи такі положення можна стверджувати, що переважаючими забруднювачами навколишнього природного середовища на згаданих процесах будуть виділення і утворення пилу. Особливо суттєве пиловиділення має місце при транспортуванні гірничих порід та при відвалоутворенні і розвантажуванні-складуванні їх.

З урахуванням зазначеного потрібно оцінити можливі, найбільш екологічно сприятливі, технологічні схеми виконання цих основних процесів відкритої розробки нерудних твердих корисних копалин. Такі схеми повинні бути уніфікованими. Тобто такими, щоб могли ефективно застосовуватись на всіх етапах відпрацювання родовищ: будівництві кар'єрів, експлуатації в умовах досягнення планової (проектної) потужності з видобутку корисної копалини та виймання порід

розкрити; стійкої експлуатації родовища з необхідною потужністю кар'єрів; доробки кар'єру та погашення в ньому гірничих робіт.

При будівництві кар'єрів, що розробляють родовища нерудних корисних копалин, реконструкції раніше діючих та модернізації діючих кар'єрів основним завданням проєктувальників є вибір технологічної схеми розробки родовища, яка б забезпечила мінімальні питомі гірничо-капітальні вкладення, собівартість видобутку 1 м³ корисної копалини та мінімальні терміни проходки траншей. Ці схеми повинні відповідати екологічним вимогам, а саме, щоб викиди газу (вихлопів), пилу, шумовий та вібраційний вплив не перевищували гранично допустимі концентрації. Експлуатація схем вимагає забезпечення найменшої собівартості видобутку сировини та досягнення відповідних екологічних вимог.

Залежно від розмірів кар'єрного поля, потужності порід розкрити та корисної копалини, продуктивності кар'єру в технологічних схемах для виконання виймальних та транспортних робіт можуть використовуватися різні види виймально-навантажувального та транспортного обладнання. Останнім часом широкого попиту набувають гідравлічні екскаватори (пряма та зворотна лопата), колісні навантажувачі, які використовуються як виймальне і транспортне обладнання автосамоскиди зі зменшеним витрачанням пального, мобільні та напівстаціонарні дробильно-сортувальні установки (МДСУ та ПДСУ відповідно). Колісні навантажувачі як транспортне обладнання використовуються здебільшого за наявності МДСУ чи ПДСУ, розташованих у кар'єрі таким чином, щоб відстань транспортування порід навантажувачем не перевищувала 1 км. Перспективним на кар'єрах нерудних будівельних матеріалів вважається транспортування корисної копалини та готової продукції стрічковими конвеєрами [51]-[53].

На основі вищенаведеного для оцінки і визначення найбільш доцільних технологічних схем для кар'єрів нерудних корисних копалин розглядаємо наступні варіанти комбінацій основного обладнання, які komponують відповідні технологічні схеми з видобутку мінеральної сировини [4], [32], [54]:

Варіант 1. ЕКГ – АТ – ДСЗ;

Варіант 2. ЕКГ/КН – МДСУ/ПДСУ – КН – АТ – ПСГП;

Варіант 3. ЕКГ/КН – МДУ – КТ – СЗ;

Варіант 4. ЕКГ – АТ – МДСУ – КТ – ПСГП.

Де позначено:

ЕКГ – екскаватор кар'єрний гусеничний пряма або зворотна механічна лопата, що розробляє вибій верхнім черпанням; АТ – автомобільний транспорт; ДСЗ – дробильно-сортувальний завод; МДСУ / ПДСУ – мобільні / напівстаціонарні дробильно-сортувальні установки; КТ - стрічковий конвеєрний транспорт; КН - колісний навантажувач; СЗ – сортувальний завод; ПСГП – поверхневий склад готової продукції; МДУ – мобільне дробильне устаткування (без сортування).

Варіант 1 передбачає застосування екскаваторно-автомобільного комплексу обладнання та стаціонарно збудованих ДСЗ, ДСУ. Розміри

початкової розрізної траншеї на видобувному уступі можуть тут сягати мінімальних нормативних $150 \times 40 \times 40$ м.

У варіанті 2 всі виробничі цикли процесу переробки гірничої маси на товарну продукцію виконуються в кар'єрі на робочій площадці. На поверхню транспортують уже готову продукцію. При цьому після виймання гірничої маси з вибою уступу екскаватор розвантажує свій ківш безпосередньо в приймальний отвір дробарки первинного дроблення або ж можна застосовувати колісний навантажувач для виконання аналогічних процесів. Завантаження готової продукції з фракційних складів (штабелів) здійснюється також колісним навантажувачем (рис. 3.1).

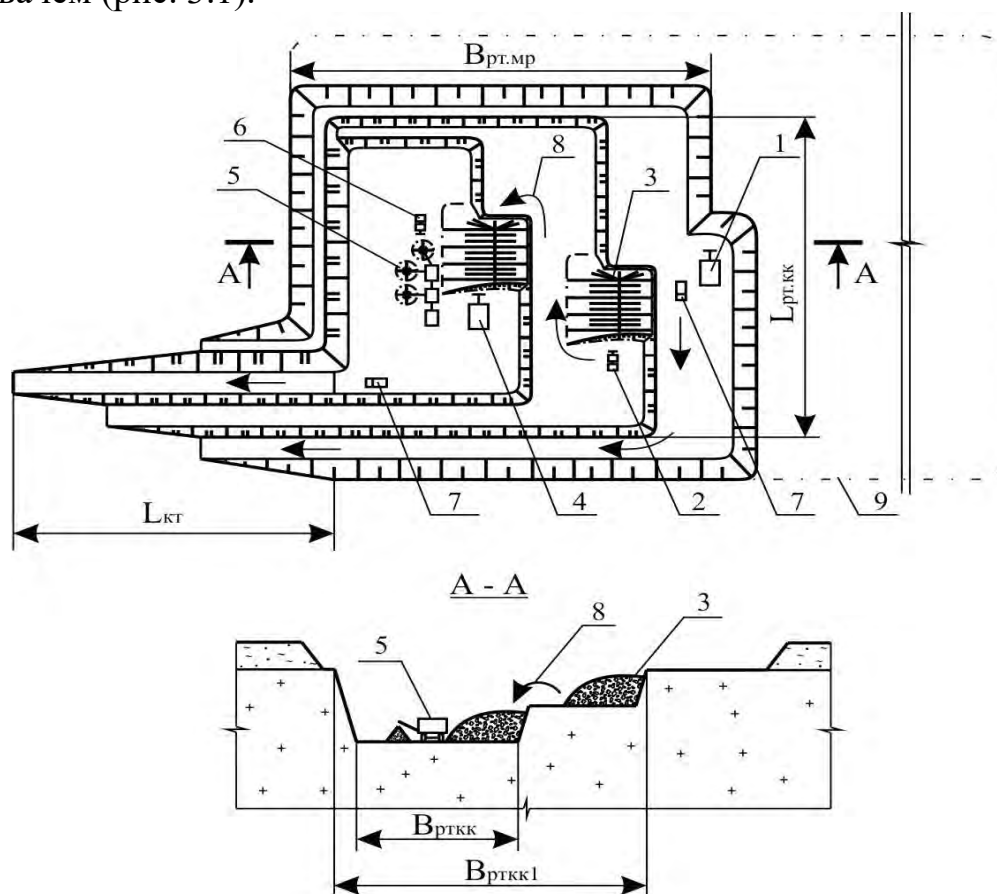


Рис. 3.1. Схема кар'єру в плані після завершення його розкриття і транспортування готової продукції від МДСУ автосамоскидами: 1 – екскаватор на розкривних роботах; 2 – колісний навантажувач на видобувних роботах; 3 – розвал корисної копалини на уступі після її подрібнення вибухом; 4 – видобувний екскаватор; 5 – ПДСУ (МДСУ) на робочій площадці видобувного уступу; 6 – навантажувач готової продукції в автосамоскиди; 7 – автосамоскид; 8 – напрямок вантажопотоку видобутої корисної копалини на верхньому уступі; 9 – граничний контур кар'єрного поля

Варіант 3 реалізується використанням в кар'єрі пересувних (мобільних) дробарок для первинного або ж первинного і вторинного дроблення. Від них повністю подрібнена, але не відсортована на потрібні фракції, гірнича порода за допомогою пересувних вибійних конвеєрів подається на магістральний

підймальний конвеєр, яким транспортується на поверхню (рис. 3.2). Тобто в даному варіанті реалізується циклічно-потокова 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.

У технологічній схемі за варіантом 3 капітальну траншею на видобувний горизонт, на площадці якого розташовують конвеєр та ПДСУ (МДСУ), доцільно проходити під кутом ухилу 10-12° для підймального магістрального конвеєра. При цьому ширину траншеї понизу необхідно приймати з урахуванням доцільності розташування паралельно конвеєру транспортної смуги для обслуговування його, вибійного конвеєра, екскаватора і дробильного устаткування. Якщо приймати зазначену величину ухилу траншеї, то для обслуговування гірничо-транспортного і переробного устаткування доцільно застосовувати засоби на гусеничному ході (крани самохідні, тракторні тягачі з причепом тощо).

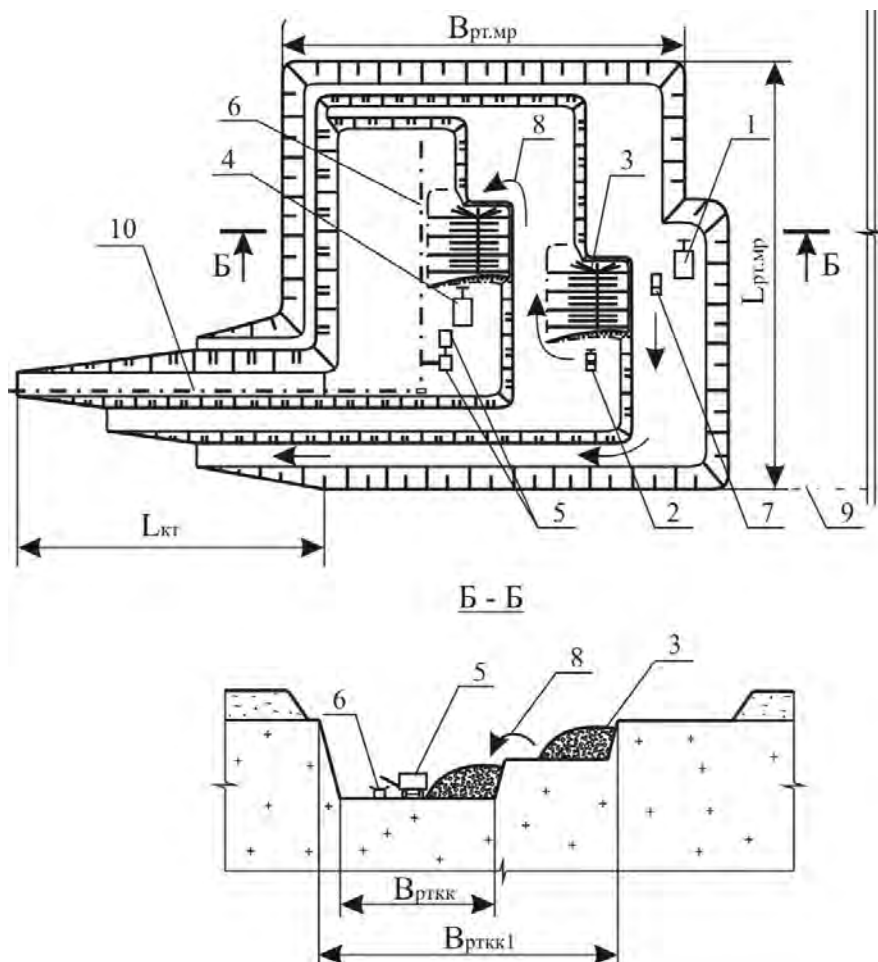


Рис. 3.2. Схема кар'єру в плані після завершення його розкриття і транспортування гірничої породи з видобувних уступів конвеєрним транспортом: поз. 1 – 4, 7, 8, 9 (див. рис. 3.1); 5 – пересувна чи мобільна дробильна установка (МДУ / ПДУ); 6 – пересувний вибійний конвеєр; 10 – магістральний підйомний конвеєр

Варіант 4 (рис. 3.3). Технологічна схема включає: екскаватори для виймання розкриву й корисної копалини; автосамоскиди для доставки корисної копалини до МДСУ; дробильно-переробне устаткування; стрічковий конвеєр для транспортування готової продукції на поверхню; колісні фронтальні навантажувачі й бульдозери для навантаження продукції на конвеєр.

Екسкавація корисної копалини здійснюється прямими й зворотними мехлопатами з розвантаженням в автосамоскиди. Внутрішньокар'єрне переміщення корисної копалини здійснюється на невеликій відстані: від вибою до МДСУ, розташованого на неробочому бортові кар'єру біля конвеєрного підйомника. Розвантаження автосамоскидів здійснюється безпосередньо в бункер дробарки, для чого формується спеціальна розвантажувальна площадка (насипний пандус).

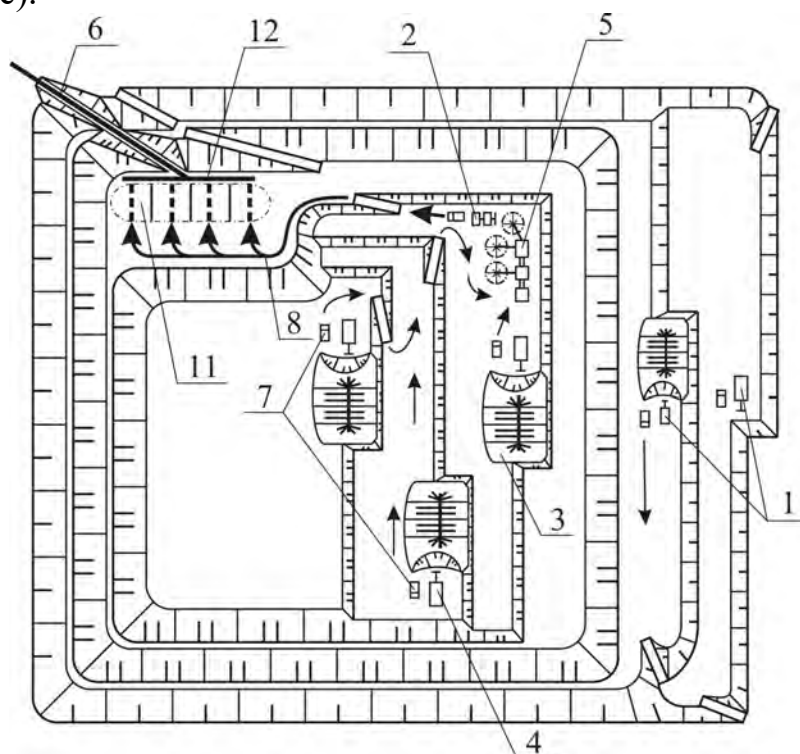


Рис. 3.3. Схема кар'єру в плані після завершення його розкриття і транспортування подрібненої породи від МДСУ конвеєрним транспортом: 1 – 5, 7, 8 (див. рис. 3.1); 6 – пересувний вибійний конвеєр; 11 – внутрішньокар'єрний склад готової продукції; 12 – підштабелева галерея

Навантаження готової продукції на конвеєр може здійснюватися різними способами: за допомогою колісних навантажувачів або спеціальних підштабелевих галерей [39], [55].

На період проведення вибухових робіт у кар'єрі все гірничо-транспортне і переробне обладнання з вибою виводиться за межі небезпечної зони або на поверхню. У варіанті 2 виведенню підлягають усі одиниці обладнання. Варіант схем 3 та 4 має бути створений таким чином, щоб можна було вивести або захистити від шкідливої дії вибухових процесів усе обладнання. Мобільно-пересувні дробарки та секції вибійного конвеєра в досліджуваних умовах переміщуються на поверхню, а магістральний підймальний конвеєр необхідно

додатково захищати від падіння кусків породи та ударної хвилі спеціально зведеними стінками, дахом чи іншими конструкціями.

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 при проведенні гірничо-капітальних робіт застосовується обладнання, яке буде використовуватися на етапі експлуатації (T_n , днів).

Економічні критерії в досліджуваних умовах – мінімальні величини питомих гірничо-капітальних вкладень на проходку (K_n) і експлуатаційних витрат на видобуток 1 м^3 корисної копалини в початковий період експлуатації кар'єру (Z_{en}). До екологічних критеріїв відносять викиди шкідливих речовин та пилоутворення при транспортуванні гірничої маси в кар'єрі.

При виконанні розрахунків показників екологічних критеріїв до уваги бралися викиди газу, шкідливих речовин та пилоутворення при транспортувальних роботах. Викиди шкідливих речовин та пилоутворення при вийманні, переробці та складуванні готової продукції до уваги не бралися, бо ці процеси виконуються в усіх розглянутих технологічних схемах однотипним обладнанням і суттєво не вплинуть на визначення раціональної схеми комбінації основного виробничого обладнання. Згідно результатів розрахунків, наведених в табл. 3.1, можна стверджувати, що найкращі показники виробничих, економічних та екологічних критеріїв мають технологічні схеми розробки родовищ скельних будівельних матеріалів при застосуванні перших ланок ПДСУ (МДСУ) в кар'єрах з видачею подрібненої гірничої маси на поверхню конвеєрним транспортом та кінцевим виготовленням сортової готової продукції на поверхні шляхом сортування її на стаціонарних чи напівстаціонарних грохотильних установках і відвантаженням фракції готової продукції зі складів в інші транспортні засоби для доставки їх споживачам (варіанти 3, 4).

Термін проходки розкривних траншей в зазначених схемах менший у 1,18-2,6 рази, що посприяло відповідному зниженню величини гірничо-капітальних вкладень на 44-85 %, собівартості видобутку одиниці корисної копалини на 7,9-10,6 % у порівнянні з технологічними схемами з використанням автосамоскидів як основного транспортного обладнання.

За рахунок зменшення відстані транспортування та суттєвого зменшення кількості автосамоскидів (варіант 4) у технологічних схемах з використанням стрічкових конвеєрів (варіант 3, 4) зменшено обсяги пилоутворення 1,72-2,56 рази та викиди шкідливих речовин: оксиду вуглецю, вуглеводню та оксиду азоту – на 10,3-85,6 %. У технологічній схемі ЕКГ/КН – МДСУ – КТ – СЗ (варіант 3) викиди шкідливих речовин відсутні, бо в ній відсутня ланка автомобільного транспорту. На основі отриманих результатів досліджень можна зробити висновок, що технологічні схеми з використанням стрічкових конвеєрів та ланок МДСУ, ПДСУ в виробленому просторі (МДУ/ПДУ) ефективні на кар'єрах твердих нерудних корисних копалин, тому такі схеми потребують більш досконалого подальшого дослідження.

Таблиця 3.1

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	Економічний критерій		Екологічний критерій				Пилоутворення, т/рік
				Питомо-грібно-капітальні вкладення КП, грн/м ³	Собівартість видобутку 1 м ³ корисної копалини ЗЕЦ, грн/м ³	Оксид вуглецю CO	Вуглеводень СН	Оксид азоту NO		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
1	Надто глибокі кар'єри великої площі	- варіант 1	870	0,3465	33,3	20,85	12,51	6,26	11,03	
		- варіант 2	870	0,3468	30,3	20,85	12,51	6,26	11,03	
		- варіант 3	468	0,1913	29,6	-	-	-	-	5,08
		- варіант 4	738	0,2957	30,03	4,17	2,50	1,25	8,01	
2	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	449	0,1937	30,9	-	-	-	-	4,72
		- варіант 4	707	0,2995	31,4	4,17	2,50	1,25	7,29	
3	Кар'єри середньої глибини великої площі	- варіант 1	796	0,2615	33,9	8,34	5,01	2,51	6,71	
		- варіант 2	796	0,2617	30,8	8,34	5,01	2,51	6,71	
		- варіант 3	430	0,1444	30,1	-	-	-	-	2,94
		- варіант 4	677	0,2232	30,6	2,78	1,67	0,83	4,54	
4	Мілкі кар'єри великої площі	- варіант 1	725	0,2179	30,3	6,95	4,17	2,09	6,08	
		- варіант 2	725	0,2181	27,5	6,95	4,17	2,09	6,08	
		- варіант 3	390	0,1203	26,9	-	-	-	-	2,37
		- варіант 4	615	0,1863	27,3	2,09	1,25	0,63	3,97	
5	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	179	0,3281	28,4	-	-	-	-	2,46
		- варіант 4	302	0,5396	28,7	2,09	1,25	0,63	2,97	
6	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	107	0,2831	25,5	-	-	-	-	2,25
		- варіант 4	153	0,3949	25,9	1,39	0,834	0,42	3,48	
7	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	40	0,5262	26,6	-	-	-	-	2,25
		- варіант 4	57	0,6911	27,0	1,19	0,79	0,31	3,22	

Аналізуючи наведені в табл. 3.1 розрахункові величини, можна відмітити, що технологічні схеми за варіантами 3, 4 мають найменші викиди шкідливих газів і пилу. Усі ці схеми комплектуються конвеєрними лініями. З урахуванням отриманих результатів в Інституті з проектування гірничих підприємств (ІПГП) НТУ «Дніпровська політехніка» були розроблені робочі проекти для Трикратського (варіант 4 технологічної схеми), Ахтівського (варіант 2) гранітних кар'єрів та Одарівського (варіант 3) кар'єру гнейсів. Особливостями цих кар'єрів є те, що вони мають зменшені розміри санітарно-захисної зони (300-500 м). Схематично проектні технологічні схеми даних кар'єрів представлені нижче (у варіантах та на рис. 3.4-3.7). Максимальні концентрації шкідливих забруднюючих речовин наводяться в табл. 3.2-3.3.

Варіант 1 ЕКГ/КН – АТ – ДСЗ (для порівняння);

Варіант 2 ЕКГ/КН – МДСУ – КН – АТ;

Варіант 3 ЕКГ/КН – МДВ – КТ – СВ;

Варіант 4 ЕКГ – АТ – МДСУ – КТ – ПСГП.

У варіантах 1-4 позначено: ЕКГ – екскаватор кар'єрний гусеничний; КН – колісний навантажувач; АТ – автомобільний транспорт; ДСЗ – дробильно-сортувальний завод; МДСУ – мобільна дробильно-сортувальна установка; КТ – конвеєрний (стрічковий) транспорт; МДВ – мобільний дробильний вузол ДСЗ; СВ – сортувальний вузол ДСЗ; ПСГП – поверхневий склад готової продукції.

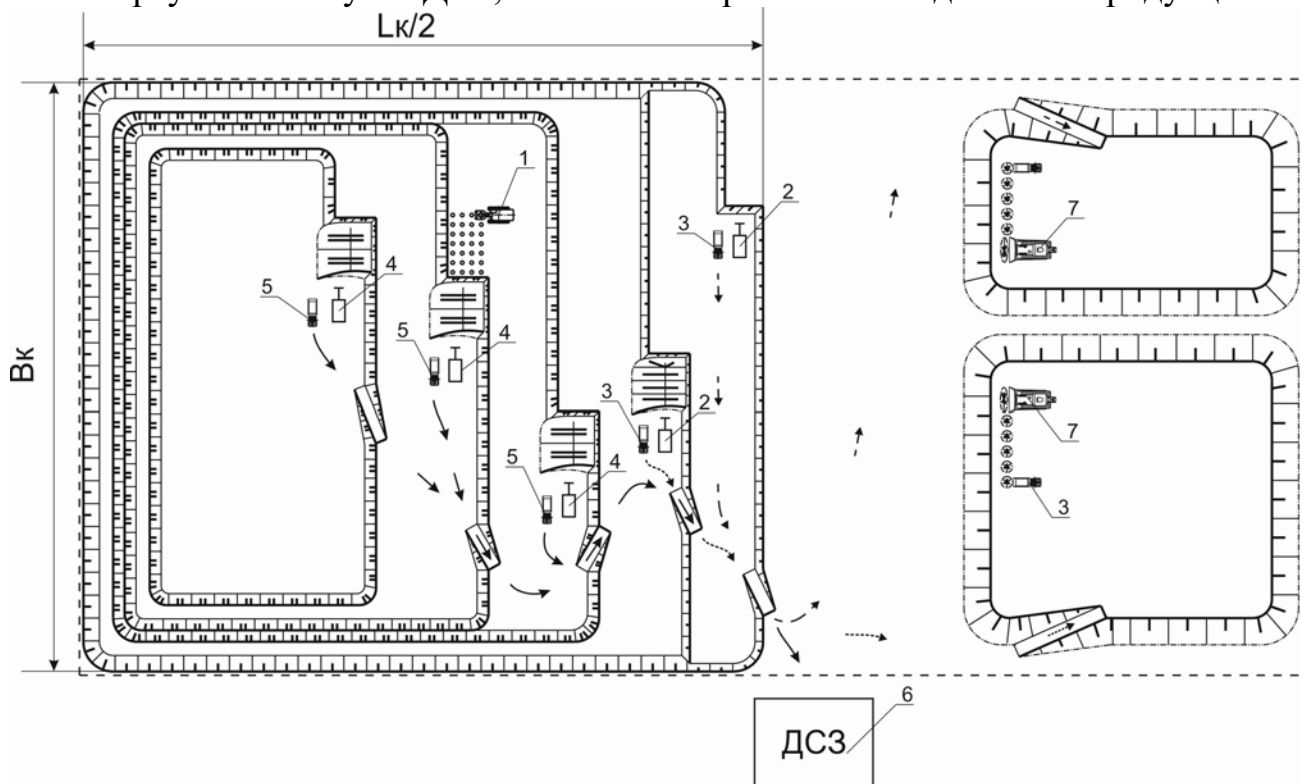


Рис. 3.4. Технологічна схема з доставкою гірничої маси на поверхню (до ДСЗ) автосамоскидами (варіант 1): 1 – буровий верстат; 2 – екскаватор на розкритті; 3 – автосамоскид транспортування порід розкриття; 4 – екскаватор на видобутку корисної копалини; 5 – автосамоскид транспортування корисної копалини; 6 – дробильно-сортувальний завод; 7 – бульдозер на відвалі, що формується

Варіант 1 (див. рис. 3.4) широко відомий, так як застосовується на більшості гранітних кар'єрів України. Добувні роботи ведуться на 1-3 уступах. Виймання гірничої маси здійснюється кар'єрними гусеничними екскаваторами 4 або фронтальними колісними навантажувачами. Навантажування здійснюється в автосамоскиди 5 вантажністю до 40-50 т. При застосуванні такого обладнання ємність ковшів екскаватора чи навантажувача становить 1,5-6 м³. Автосамоскиди 5 доставляють гірничу масу до поверхневого ДСЗ (ДСУ) 6, де здійснюється повна переробка сировини на готову продукцію. Відвантаження останньої проводиться зі складів готової продукції ДСЗ (ДСУ). Цей варіант характеризується досить значною відстанню перевезення гірничої маси по кар'єрних автодорогах, що призводить до підвищеного виділення газів двигунами автомашин.

Варіант 2 відрізняється від попереднього тим, що переробку сировини здійснюють на робочому майданчику добувного уступу (рис. 3.5) [24], [34], [51], [56]-[58]. Як правило, це середній уступ серед групи горизонтів, що відпрацьовуються. В цьому випадку досить часто використовують колісні навантажувачі (8) в якості виймального і транспортного обладнання: від вибою до ДСУ (9). З верхнього добувного уступу спуск гірничої маси на середній (див. рис. 3.5) може виконуватися по породоскату безпосередньо в район майданчика з ДСУ (9) або ж до вибою середнього горизонту.

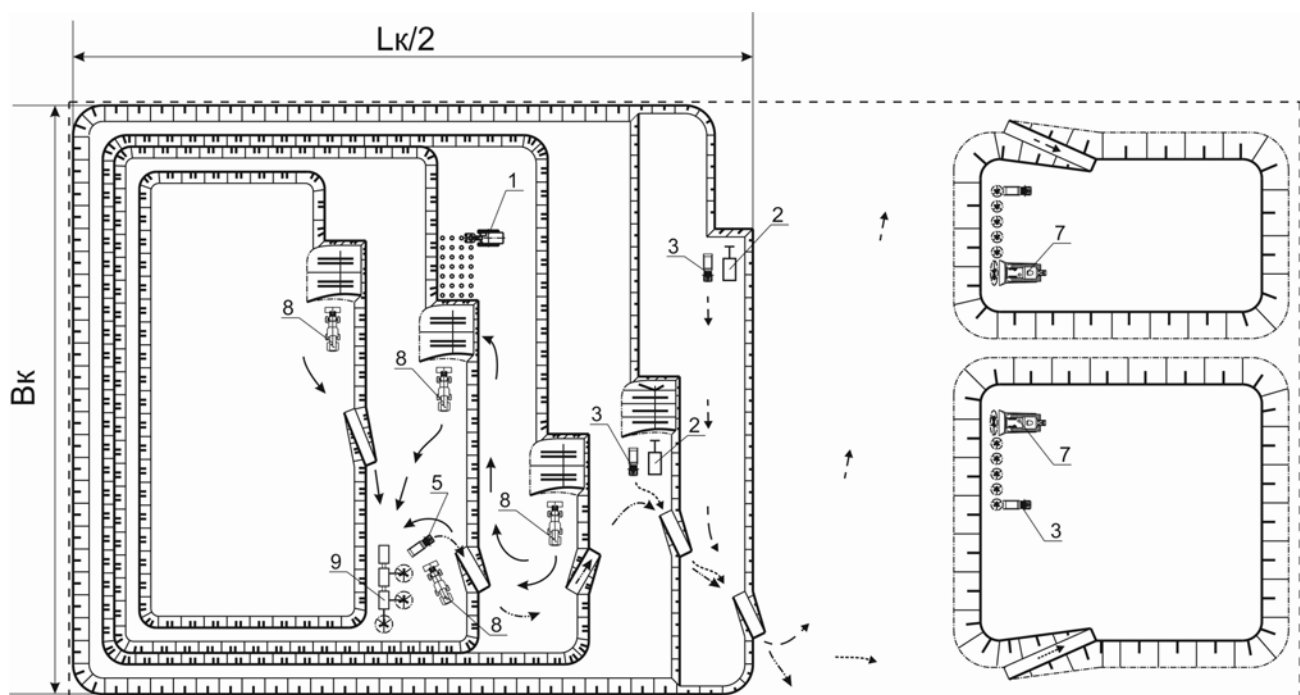


Рис. 3.5. Технологічна схема за варіантом 2: 1-3, 5, 7 – аналогічно рис. 3.4; 8 – колісний навантажувач; 9 – мобільна дробильно-сортувальна установка.

Дана технологічна схема характеризується незначною відстанню перевезень порід від вибоїв до ДСУ (до 0,4-0,8 км), що сприяє меншим об'ємам газовиділення дизельними двигунами. Після переробки сировини готову продукцію завантажують колісними навантажувачами 8 в автосамоскиди 5 споживачів (вантажність до 100 т), які вивозять її безпосередньо до місця призначення.

Частина готової продукції на ДСУ 9 може завантажуватися в кар'єрні автосамоскиди (вантажністю 15-50 т) та ними вивозитися в склад на станцію завантаження залізничних потягів. За рахунок перевезень на борт кар'єру готової продукції, об'єми якої будуть меншими за об'єми видобутої гірничої маси та зменшеної майже вдвоє відстані автомобільних перевезень по кар'єрних автошляхах, викиди шкідливих газоподібних речовин дизельними двигунами будуть меншими на 30-40 % [59].

Варіанти 3 і 4 передбачають застосування екологічно безпечних стрічкових конвеєрів для перевезення порід з кар'єру. У варіанті 3 конвеєром 11 (рис. 3.6) подрібнена в мобільному сортувальному вузлі 10 гірнича маса по виїзній крутій траншеї 12 та магістральному конвеєру 13 передається до сортувального вузла ДСЗ (СВ ДСЗ) 14. На сортувальному вузлі 14 здійснюється остаточне сортування подрібнених порід з виділенням фракцій готової продукції. Ця продукція звідси може відвантажуватися в залізничні потяги або ж в автосамоскиди споживачів.

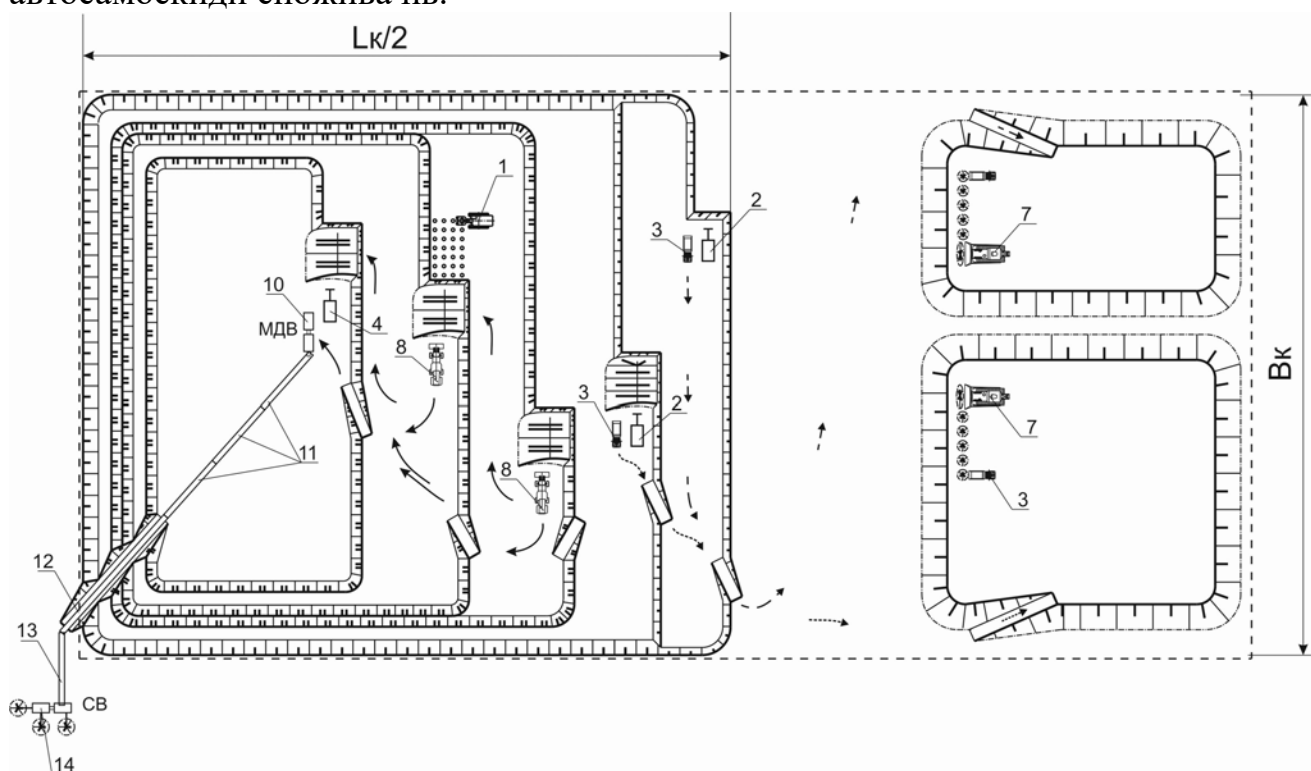


Рис. 3.6. Технологічна схема за варіантом 3: 1-4, 7, 8 (див. рис. 3.4); 10 – мобільний дробильний вузол дробильно-сортувального заводу; 11 – внутрішньокар'єрний горизонтальний конвеєр; 12 – похилий (підймальний) конвеєр; 13 – поверхневий горизонтальний конвеєр; 14 – сортувальний вузол ДСЗ

Внутрішньокар'єрні перевезення гірничої маси від вибоїв верхніх добувних уступів до мобільного сортувального вузла 10 можна здійснювати колісними навантажувачами 8. З нижнього добувного уступу порода виймається кар'єрним екскаватором 4 або колісним навантажувачем 8. Розвантаження ковшів екскаватора 4 чи навантажувача 8 здійснюється безпосередньо в бункер мобільного сортувального вузла 10. Доставка порід з верхнього добувного горизонту може виконуватися під укіс вибою середнього горизонту, тим самим зменшується відстань транспортування майже вдвічі. Аналогічно з вибою середнього добувного горизонту породи навантажувачем 8 можуть транспортуватися до мобільного сортувального вузла 10 або ж під укіс розвалу у вибій нижнього уступу [52], [59]. В цій технологічній схемі основні забруднюючі джерела – вибої уступів та короткі шляхи внутрішньокар'єрних перевезень гірничої маси. Викиди пилогазових забруднюючих речовин будуть найменшими в порівнянні з варіантами 1 і 2.

Схема за варіантом 4 (рис. 3.7) відрізняється тим, що переробку порід виконують повністю в кар'єрі на МДСУ 9, яка розташована на дні поблизу виїзної крутої траншеї 12. Підіймання готової продукції здійснюється стрічковим конвеєром 12 по траншеї та магістральним конвеєром 13, яким доставляється продукція по фракціях в поверхневий склад готової продукції (ПСГП) 15. Звідси виконують відвантаження готової продукції споживачам.

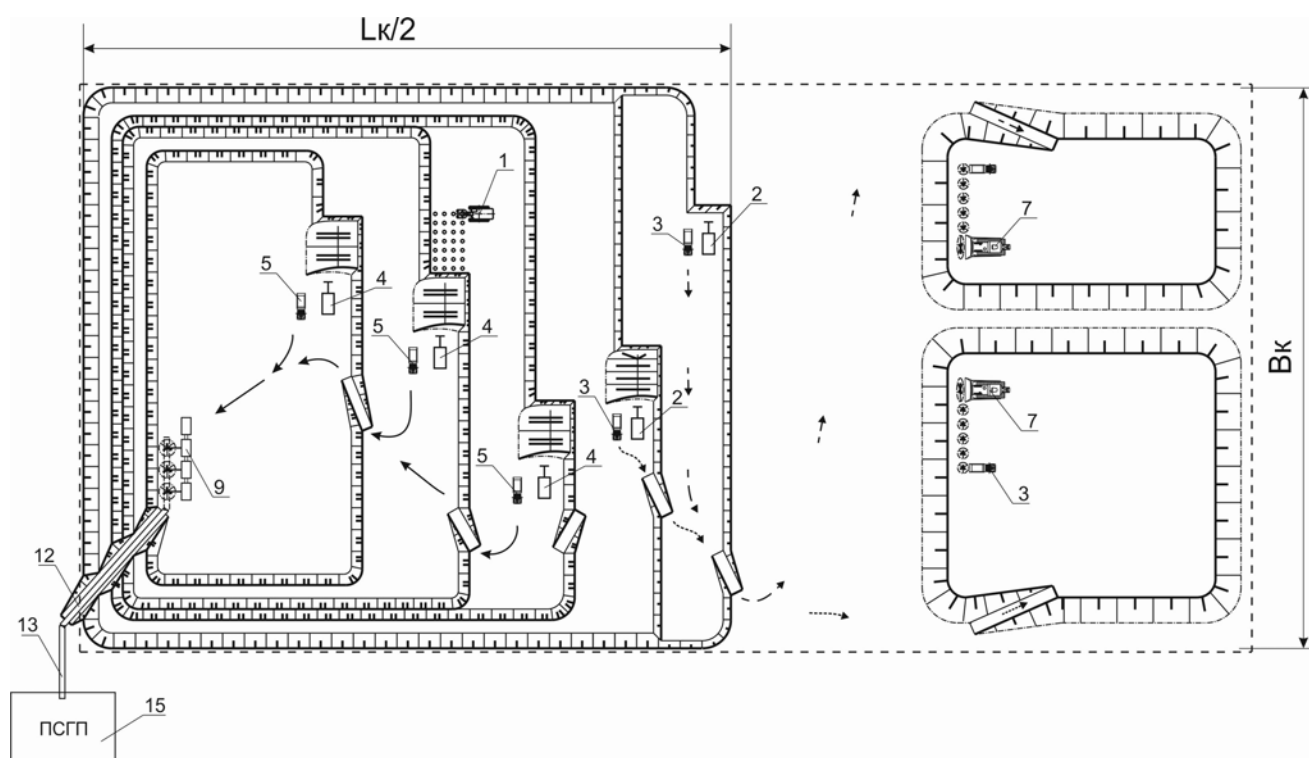


Рис. 3.7. Технологічна схема за варіантом 4: 1-5, 7, 9, 12, 13 (див. рис. 3.4-3.6); 15 – поверхневий склад готової продукції

Доставка гірничої маси з добувних горизонтів здійснюється колісними навантажувачами як і у варіанті 3. Можуть застосовуватися також ланцюги обладнання: кар'єрний екскаватор 4 – автосамоскид 5.

Варіант характеризується локалізацією пиловиділень (особливо при переробці сировини) в основному межами кар'єрного простору з мінімальними обсягами запиленості в селітебній зоні.

Технологічними схемами 1-4 передбачається здійснення буропідривних робіт за безпечними технологіями [4]. Бурові верстати 1 доцільно застосовувати сучасних екологоощадних типів (з пиловідведенням), а вибухові речовини (ВР) – емульсійні. Конструкція свердловинних зарядів – розосереджені з інертним (водяним) проміжком з внутрішньо-свердловинним запиранням газів. Ініціювання зарядів – неелектричними системами (типу NONEL), схеми комутації – діагональна і врубово-діагональна [4], [60].

Розкривні і відвальні роботи в усіх схемах здійснюються за екологоощадними й ресурсозберігаючими технологіями [4], [61]: на перших етапах автосамоскиди 3 доставляють породи розкриву в тимчасові приконтурні відвали на незайнятій території проектного кар'єрного поля. Потім (на наступних етапах) породи розкриву розміщують у виробленому просторі кар'єрів з перенесенням сюди і приконтурних відвалів. Це забезпечує мінімальні порушення земель за відсутності шкідливого впливу відвалів на людей і об'єкти селітебної зони.

Вплив наведених технологічних схем на безпеку територій у зменшених СЗЗ розглянемо на прикладах роботи Чаплинського, Трикратського, Ахтівського і Одарівського гранітних кар'єрів (табл. 3.2, 3.3).

Таблиця 3.2

Максимальні концентрації шкідливих забруднюючих речовин на Чаплинському кар'єрі (технологічна схема за варіантом 1)

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

Таблиця 3.3
Максимальні концентрації шкідливих забруднюючих речовин
на Трикратьському, Одарівському та Ахтівському кар'єрах

Назва кар'єру	Трикратьський		Одарівський		Ахтівський	
	500		300		400	
	Варіант 2		Варіант 3		Варіант 4	
Технологічна схема	СЗЗ	Житлова зона	СЗЗ	Житлова зона	СЗЗ	Житлова зона
Речовина						
Азоту двоокис	0,01/0,104	0,01/0,104	0,55/0,95	0,40/0,80	0,61/0,704	0,31/0,404
Сажа	0,05/0,45	0,03/0,44	0,49/0,89	0,34/0,74	0,48/0,88	0,21/0,61
Ангідрид сірчистий	0,01/0,05	0,01/0,05	0,12/0,52	0,081/0,481	0,27/0,31	0,07/0,15
Вуглецю окис	0,01/0,09	0,01/0,09	0,14/0,54	0,084/0,484	0,13/0,21	0,06/0,14
Бензопірен	0/0,4	0/0,4	0,048/0,448	0,026/0,426	0,02/0,42	0,01/0,41
Альдегіди	0,03/0,43	0,02/0,42	0,32/0,72	0,19/0,59	0,34/0,74	0,12/0,52
Вуглеводні	0,06/0,46	0,04/0,44	0,54/0,94	0,37/0,77	0,55/0,95	0,24/0,64
Пил неорганічний (Si ₂ 20-70%)	0,03/0,197	0,02/0,187	0,35/0,75	0,22/0,62	0,19/0,59	0,38/0,78
Пил неорганічний (Si ₂ менш 20%)	0,03/0,43	0,02/0,42	0,065/0,465	0,033/0,433	-	-

Примітка: чисельник – концентрації без урахування фону; знаменник – те ж з урахуванням фону

Чаплинський кар'єр. Валовий викид забруднюючих речовин зі всіх джерел 39,795 т/рік, у т.ч. пил – 25,42 т/рік, оксиду вуглецю – 11,88 т/рік, двоокису азоту – 2,21 т/рік, вуглеводнів – 0,054 т/рік, формальдегідів – 0,154 т/рік, оксиду заліза – 0,077 т/рік. На межі С33 (700 м) концентрації шкідливих речовин складають в частках ГДК: по пилу – 1,06-1,51; оксиду вуглецю – 0,78-0,89; двоокису азоту – 1,23-1,81; вуглеводня – 0,4-0,56; формальдегіду – 0,48-0,85; оксиду марганцю – 0,4-0,56. Отже, перевищення по пилу в селітебній зоні складає 1,045 ГДК, двоокису азоту – 1,7 ГДК.

Причини перевищення забруднюючих речовин: застосування вибухових речовин типу граммоніт 50/50 замість емульсійних; конструкція свердловинних зарядів – суцільна без інертного проміжку; ініціювання зарядів – за допомогою детонуючого шнура; застосування автотранспорту з відпрацьованим ресурсом; використання застарілих бурових верстатів (СБШ-250 МН) без ефективного пилопридушення.

Перевищення ГДК на межі санітарно-захисної зони (С33) і житлової зони по всіх інгредієнтах відсутнє. Характеристика екологічно зберігаючих проєктних технологічних рішень для зазначених підприємств наведена далі.

Визначено, що на кар'єрах твердих нерудних корисних копалин, особливо при зменшенні санітарно-захисної зони до 400-600 м, екологічно та економічно вигідно впроваджувати технології їх розробки з транспортуванням гірничої маси стрічковими конвеєрами [4], [8], [51]. При цьому, щодо введення стрічкових конвеєрів в нерудні кар'єри з видобутку флюсоделомітної сировини, можна спиратися на вже існуючий досвід їх експлуатації: кар'єри Докучаєвського ФДК, Комсомольського, Новотроїцького та Балаклавського РУ. Досить значна протяжність кар'єрних полів в наведених прикладах дозволяє ефективно використовувати конвеєрний транспорт на значній (понад 100 м) глибині [7], [25], [51], [62].

Введення стрічкового конвеєра в кар'єри з видобутку гранітної чи інших твердих порід кам'яної продукції пов'язане з деякими технологічними труднощами. Вони виникають у зв'язку з незначною площею кар'єрних полів, а отже, і їх розмірами за простяганням покладів. При доцільній глибині цих кар'єрів понад 100 м [9], [52] і відносно малій довжині борта (в середньому 600-800 м) введення конвеєра по крутій (з кутом до 16-20°) траншеї (напівтраншеї), яка розташована уздовж цього борта можливе до глибини 160-220 м. Введення стрічкового конвеєра до вказаної глибини з простою (прямолінійною) трасою можливе лише на завершальному етапі експлуатації кар'єру. В процесі ж роботи його на етапі стійкої експлуатації, з досягнутою плановою продуктивністю, при видачі гірничої маси конвеєрами проходка траншеї для них ведеться поступово не по простій прямолінійній трасі на кожний нижній горизонт, який розкривається.

Ускладнення в організації гірничих робіт при цьому виникають якщо: стаціонарна лінія конвеєрів розташовується на поверхні та в крутій траншеї, за межами якої на робочих горизонтах повинні встановлюватися пересувні ланки стрічкових конвеєрів. Відповідно, при повній конвеєризації транспортної

системи та частина траншеї, що проходиться на нижній горизонт, теж повинна обслуговуватися пересувним нарощувальним конвеєром, яким породи передаються до стаціонарного підймального конвеєра. Кожен з пересувних конвеєрів повинен обладнуватися дробильно-перевантажувальним (ДПП) або грохотильно-перевантажувальним (ГПП) пунктами чи їх комбінацією. ДПП, ГПП та пересувний конвеєр мають бути захищені від впливу вибухових робіт.

На нерудних кар'єрах з гранітною чи скельною гірничою масою в роботі знаходиться до 2-3 горизонтів. Оснащення кожного з них ланкою ДПП (ГПП) на пересувному конвеєрі досить накладно для підприємств з економічних причин (великі капіталовкладення). При експлуатації подібних флюсодоломітних кар'єрів застосовують лише одну ланку зазначеного обладнання, яку розташовують на концентраційному горизонті. З робочих горизонтів гірничу масу до ДПП і ГПП доставляють автосамоскидами [4], [24] дотримуючись доцільної відстані автоперевезень 2,5-3 км. З її збільшенням ланку ДПП (ГПП) – пересувний конвеєр переносять, нарощуючи стаціонарний конвеєр в крутій траншеї і пересувний конвеєр на концентраційному горизонті.

В умовах же гранітних (кам'яних) кар'єрів будматеріалів при незначних їх розмірах доцільно використання такого обладнання: фронтальних колісних навантажувачів як виймально-транспортної ланки; пересувних дробильних вузлів (ПДВ) мобільного дробильно-сортувального комплексу як ланки з підготовки порід; пересувних конвеєрних перевантажувачів як ланки вибійного пересувного конвеєра; породоскатів на розташованих вище від концентраційного робочих горизонтах як ланки гравітаційного перепуску гірничої маси до концентраційного горизонту [4], [59], [61]. При цьому можливе застосування **двох варіантів** технології відпрацювання нерудних кар'єрів з використанням зазначеного обладнання, що передбачає транспортування гірничої маси конвеєрними системами.

Перший варіант: гірничі роботи спочатку провадяться в кар'єрі першої черги [34], [63] до граничної (проектної) глибини з доставкою порід розкриття у приконтурний відвал, який розташовують на незайнятій площі поверхні кар'єрного поля; потім здійснюють відпрацювання кар'єрів лише з посуванням фронту робіт у горизонтальному напрямку (в сторону приконтурного відвалу); з другого етапу експлуатації у виробленому просторі кар'єру першої черги формують внутрішній відвал, в який доставляють породи розкриття з робочих уступів та приконтурного відвалу; гірничі роботи в зазначених етапах (другому й інших) проводять з вийманням порід від верхнього до нижнього горизонтів поступово – в крутих шарах [64], [65].

Другий варіант: гірничі роботи в першому етапі здійснюють з метою розкриття родовища на потрібну глибину (2-3 добувні уступи); потім за допомогою конвеєрних транспортних систем, обладнання яких наводиться вище, здійснюють відпрацювання розкритих уступів у горизонтальному напрямку до граничного контуру кар'єру з вивезенням порід розкриття в постійний зовнішній відвал; далі (у міру погашення добувних уступів) проходиться розкриття траншея на наступні 2-3 розташовані нижче добувні

горизонти; потім ці горизонти відпрацьовуються до граничного контуру в горизонтальному напрямку і все повторюється.

Перший варіант технології відпрацювання кар'єрних полів має переваги відносно другого: відсутній зовнішній відвал, що забезпечує ведення гірничих робіт з меншими порушеннями навколишнього середовища (менша площа порушених земель, відносно менші відстані перевезень розкриття транспортними засобами з дизельними двигунами – мінімальні пилогазові викиди); виникає можливість кращого усереднення корисної копалини, якість якої підвищується з глибиною; забезпечується можливість поетапної рекультивації порушених земель (поверхні внутрішнього відвалу), ще на етапах експлуатації кар'єру, що призводить до покращення екологічного стану довкілля значно раніше; матеріальні і фінансові витрати на розкриття роботи в експлуатаційних річних витратах на одиницю продукції менші; забезпечується більш надійна та стабільна схема водовідливу з кар'єру, так як рівень підземних вод понижується до дна кар'єру раніше.

Недоліки варіанта: необхідно відведення всієї площі з початку експлуатації родовища; потрібно вводити в роботу конвеєрні системи на всю їх довжину при відпрацювання кар'єру першої черги, потім частина їх може бути незадіяна в наступних проміжних етапах відпрацювання кар'єру.

Другий варіант технології відпрацювання має свої переваги: поступове відведення (поетапно) земельної площі під кар'єрне поле (земля використовується за своїм прямим призначенням довше); нарощування ланок конвеєрної системи в кар'єрі здійснюється поступово з меншою часткою незадіяних конвеєрів при поглибленні кар'єру; поступове нарощування потужностей водовідливного обладнання в кар'єрі, що потребує менших капіталовкладень в перші етапи експлуатації.

Недоліки варіанта: необхідність зовнішнього відвалоутворення призводить до більших економічних та екологічних витрат на відведення землі під відвали, їх обслуговування та оплату квот за забруднення довкілля; збільшується відстань перевезення порід розкриття, що в свою чергу призводить до більших обсягів пилогазових викидів в селітебній зоні; рекультивація відвалів можлива лише на останніх етапах експлуатації кар'єру та після його завершення, що ускладнює відповідне фінансування цих робіт; складніше вирішується проблема водоскидання з кар'єру з поглибленням гірничих робіт (водопритік різко збільшується з глибиною); якість корисної копалини на початку експлуатації може бути недостатньою для ефективного конкурентоспроможного збуту готової продукції споживачам; необхідне відпрацювання усіх обсягів розкриття на початковому етапі, що спонукає зростання витрат на розкриття роботи в цей період та до зниження конкурентоспроможності кар'єру.

Детальніше розглянемо організацію відпрацювання нерудного кар'єру за порівнюваними варіантами із застосуванням конвеєрних транспортних систем.

Кар'єри, в яких буде реалізовано технологічну схему з застосуванням цього обладнання, зможуть працювати з мінімальним порушенням

навколишнього природного середовища. Це обумовлено незначними відстанями доставки порід колісним транспортом (від вибою до породоскату та до пересувного дробарного вузла) з дизельними приводами, що призведе до малих обсягів викиду відпрацьованих двигунами газів. Основні ж обсяги перевезень здійснюються екологічно чистим конвеєрним транспортом. Його мобільність на площадці концентраційного горизонту забезпечується системою пересувних конвеєрних перевантажувачів, встановлених один за одним між пересувним дробарним вузлом (ПДВ) та стаціонарним підймальним конвеєром. Аналогічними конвеєрними перевантажувачами обладнують і нижню траншею, яка проходиться на наступний нижній горизонт (рис. 3.8).

Організація робіт в **першому варіанті** по проходці траншеї та видобутку корисної копалини зведена до наступного (рис. 3.8).

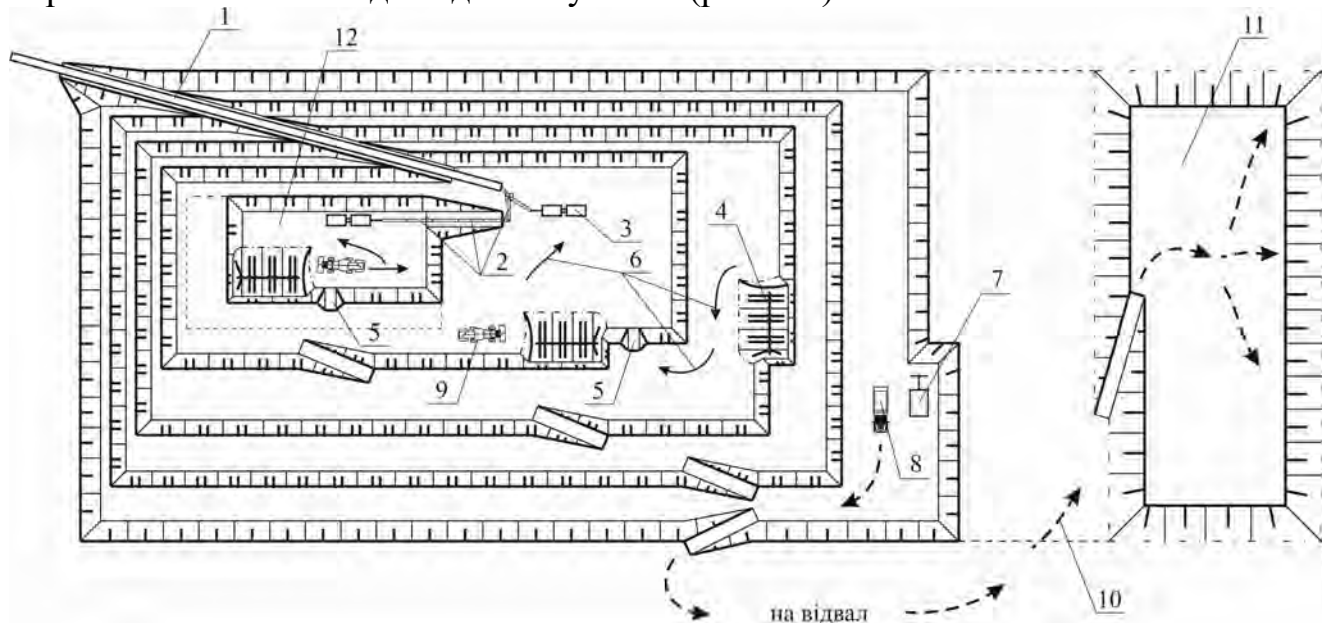


Рис. 3.8. Технологічна схема з конвеєрною транспортною системою нерудного кар'єру: 1 – підймальний стаціонарний конвеєр в траншеї при розкритті верхніх уступів; 2 – пересувний конвеєрний перевантажувач; 3 – пересувний дробильний вузол на концентраційному горизонті; 4 – вибій корисної копалини; 5 – породоскат; 6 – напрямки перевезення корисної копалини від вибою до породоската; 7 – розкривний екскаватор; 8 – автосамоскид; 9 – фронтальний колісний навантажувач на робочому горизонті; 10 – напрямок перевезення порід розкриву; 11 – приконтурний відвал; 12 – розрізна траншея на послідньому нижньому концентраційному горизонті

На початкових етапах будівництва кар'єру виконується проходка траншеї під конвеєр 1. Породи доставляють автотранспортом 8 або колісними навантажувачами 9 на поверхню: корисна копалина в дробильний вузол 3, який повинен встановлюватися біля входу в траншею 1, а породи розкриву в приконтурний відвал 11. Після проходки траншеї на один добувний уступ його нижня площадка стає площадкою концентраційного горизонту. В траншеї 1 монтують підймальний конвеєр. На нижній площадці концентраційного

горизонту встановлюють перевантажувачі 2 та вузол ПДВ 3. З вибою 4 першого добувного уступу гірничі породи виймаються колісним навантажувачем 9, який переміщується до ПДВ 3 та розвантажує в його дробарку свій ківш. Після подрібнення корисна копалина системою пересувних конвеєрних перевантажувачів 2 доставляється до підйимального конвеєра 1, а ним – на поверхневий переробний комплекс для отримання готової продукції.

Коли площадка концентраційного горизонту досягне достатніх поперечних і поздовжніх розмірів, виконують проходку траншеї на нижній горизонт. Після чого здійснюється перенесення конвеєрних перевантажувачів 2 та пересувного дробильного вузла 3 в пройдену траншею 12 (див. рис. 3.8). Нижня площадка даної траншеї 12 стає новою площадкою концентраційного горизонту. На нього, за допомогою фронтальних колісних навантажувачів 9 та породоскатів 5, доставляється корисна копалина, яка виймається з вибоїв 4 верхніх добувних робочих горизонтів. Підйимальний конвеєр 1 буде нарощуватися у міру будівництва напівтраншеї на боковому неробочому борті при його погашенні. В процесі ж експлуатації нерудного родовища, коли інтенсивно відпрацьовується початковий кар'єр (першої черги), тобто проводиться його заглиблення, траншея підйимального конвеєра 1 матиме тупикову форму траси (рис. 3.9). В заглибленій зоні початкового кар'єру функціонує траншея 12 з ухилом в протилежну сторону від траншеї 1. На кінцевій глибині кар'єру першої черги може бути ще 1-2 подібні траншеї з протилежним напрямком одна відносно одної (рис. 3.10).

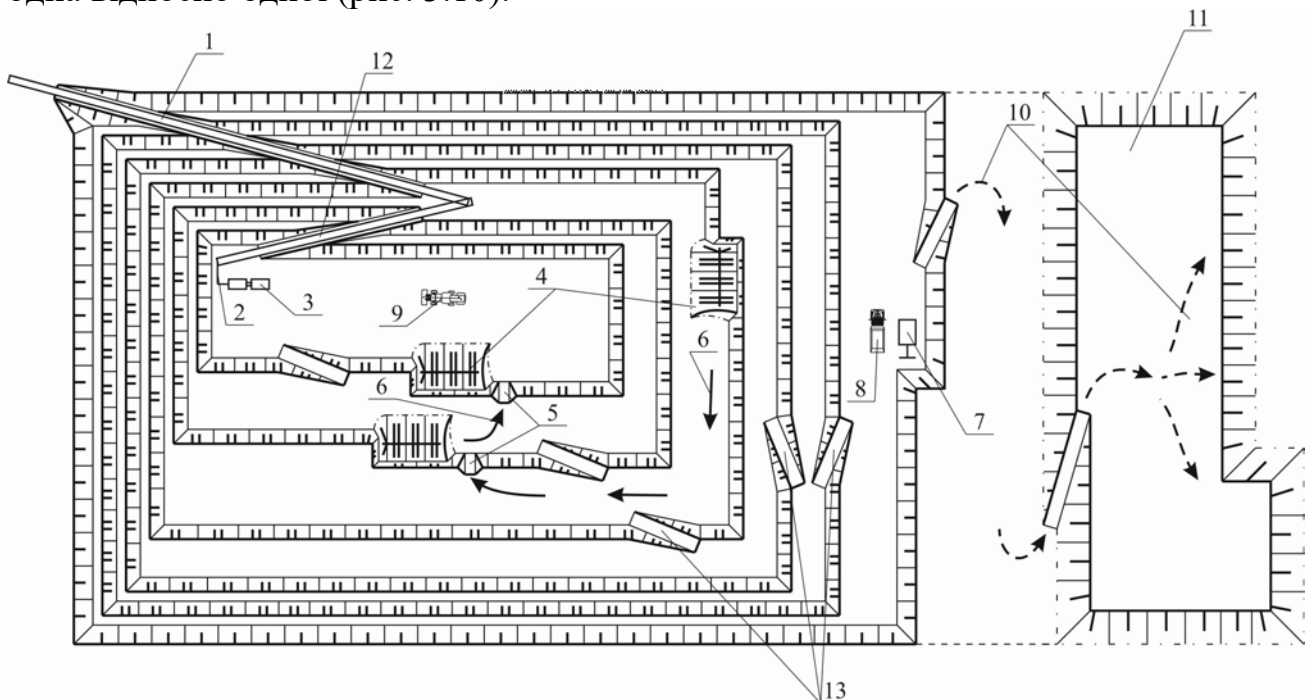


Рис. 3.9. Технологічна схема з конвеєрною транспортною системою при заглибленні гірничих робіт в кар'єрі першої черги: 1-12 (див. рис. 3.8); 13 – ковзні з'їзди на уступах

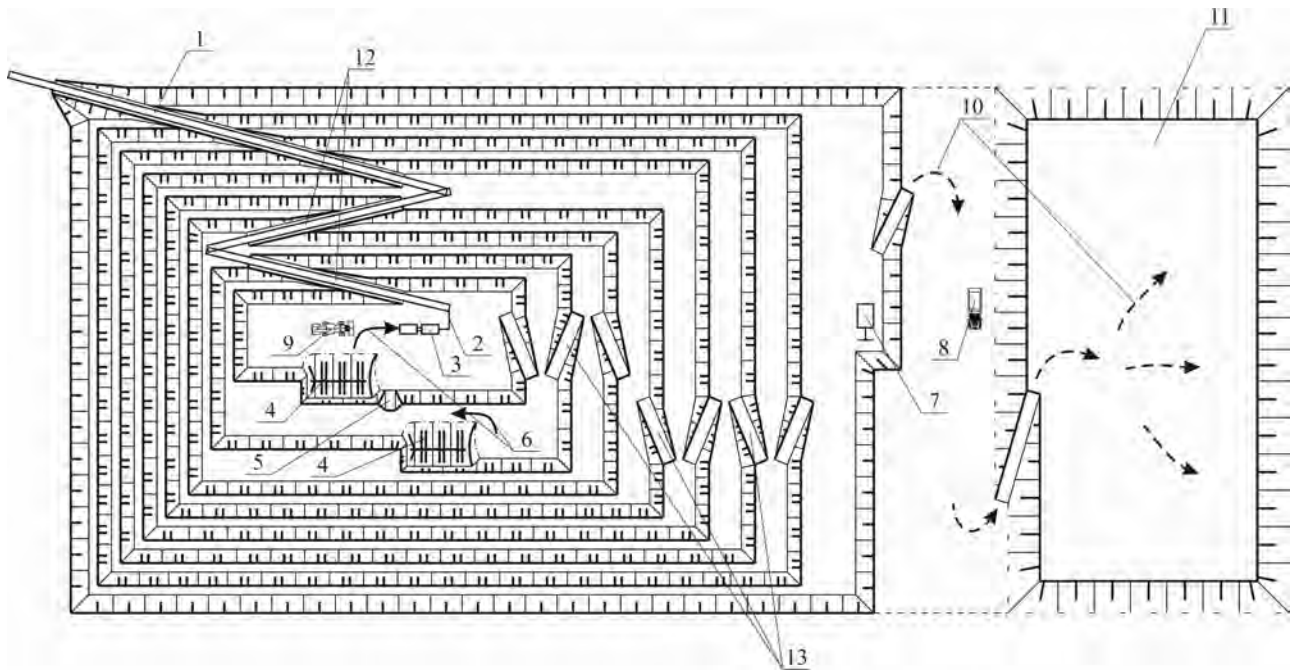


Рис. 3.10. Технологічна схема з конвеєрною транспортною системою при досягненні граничної глибини в кар'єрі першої черги: 1-13 (див. рис. 3.8-3.9)

Досягнувши кінцевої глибини в кар'єрі першої черги необхідно гірничі роботи вести в напрямку доробки нижніх добувних уступів до неробочого положення. З погашенням гірничих робіт на цих уступах здійснюється рознесення борта зі сторони формування приконтурного відвалу 11. Екскаватор 7 відвантажує породи розкриття в автосамоскиди 8, ними породи доставляються у відвал 11. Коли ж в кар'єрі першої черги завершаться гірничі роботи (торці та бокові борти будуть в неробочому стані), можна починати формування внутрішнього відвалу згідно технології, що описана раніше [61], [62].

З відпрацюванням другого та інших етапів кар'єру гірничі роботи ведуть в крутих шарах від верхнього уступу до нижнього. Тобто здійснюється опускання фронту в крутому шарі, ширина якого не перевищує 60 м [65]. Відробляючи 2-3 добувні уступи на самому нижньому формують площадку концентраційного горизонту. Даний горизонт обладнують аналогічно розглянутому вище: пересувними конвеєрними перевантажувачами 2 (рис. 3.11), дробильним вузлом 3 та з'єднувальним конвеєром 4. В якості з'єднувального конвеєра 4 можуть слугувати аналогічні перевантажувачі 2. Нижня ланка підйимального конвеєра 12 (див. рис. 3.8-3.11) відключена. Вона може також бути демонтована (в зв'язку з завершенням терміну її служби і повною амортизацією нижньої частини конвеєра). У міру посування фронту робіт в глибину концентраційний горизонт з ланками конвеєрної системи 2, 3, 4 переміщують нижче. А з посуванням робочого борта нижню частину підйимального конвеєра (що в траншеях 12, див. рис. 3.8, 3.9) можна замінити прямим стрічковим конвеєром на опорах (пілонах), який буде продовженням конвеєра 1 по його осі до рівня дна кар'єру першої черги.

У другому варіанті технології відпрацювання нерудного кар'єру розкритий уступ відробляється екскаватором 1 на автотранспорт 2 із

вивезенням порід на зовнішні відвали (рис. 3.12). Видобувні роботи ведуться на 2-3 уступах. Виймання корисної копалини здійснюється фронтальними колісними навантажувачами 3. Доставка з верхнього уступу по напрямку 4 до породоскату 5 на нижній (концентраційний) горизонт; з нижнього – навантажувачем 3 в пересувний дробильний вузол 6, з нижнього – системою пересувних конвеєрних перевантажувачів 7 на підйомний конвеєр 8. Після відпрацювання верхнього добувного уступу здійснюється поглиблення робіт і нарізка нового добувного уступу. Траншея з підйомним конвеєром 8 подовжується, а ланка пересувних конвеєрних перевантажувачів 7 з дробильним вузлом 6 переноситься на нижній (новий) видобувний уступ. Надалі все здійснюється аналогічно (відпрацювання верхнього над концентраційним горизонтом видобувного уступу, нарізка нового, подовження підйомного конвеєра, перенесення дробильного вузла та конвеєрних перевантажувачів).

Оцінку зазначених варіантів виконуємо за економічним критерієм загальних витрат ($Z_{вк}$), які включають витрати за відведення землі, мита за порушення навколишнього середовища від функціонування відвалу, нарощування конвеєрів, виконання розкривних робіт з урахуванням відвалоутворення порід, рекультивацію порушених земель та водовідведення ґрунтових вод з кар'єру.

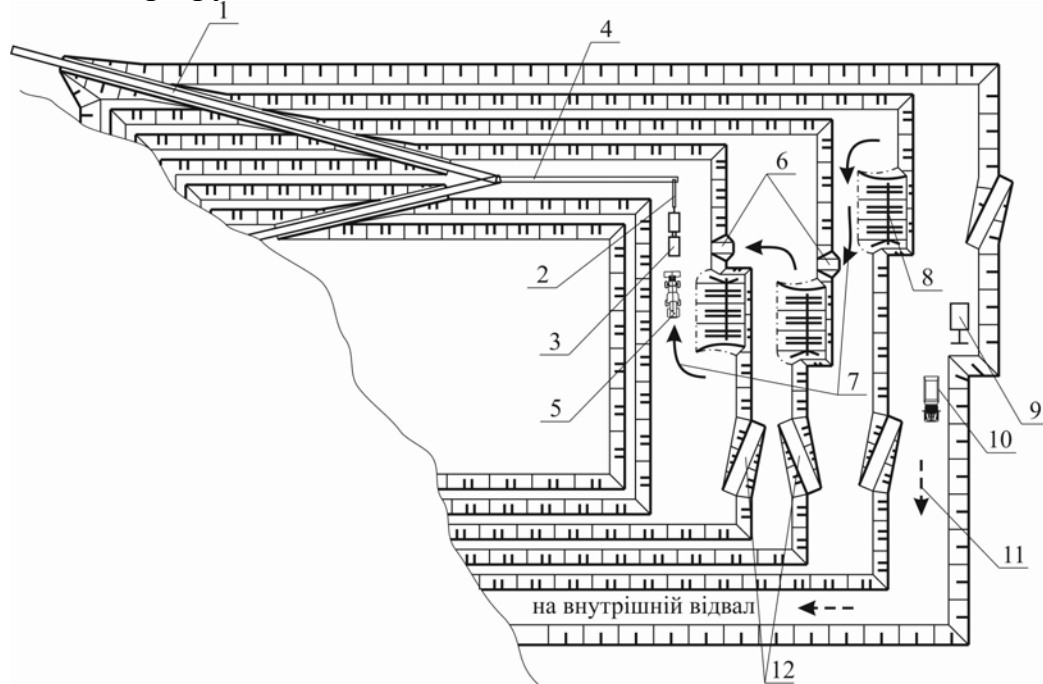


Рис. 3.11. Технологічна схема з конвеєрною транспортною системою при відпрацюванні другого і інших етапів на нерудному кар'єрі: 1 – підйомний стаціонарний конвеєр в розкривній траншеї; 2 – пересувний стрічковий перевантажувач; 3 – пересувний дробильний вузол; 4 – з'єднувальний конвеєр концентраційного горизонту; 5 – колісний навантажувач; 6 – породоскат; 7 – напрямок перевезення корисної копалини; 8 – вибій корисної копалини; 9 – розкривний екскаватор; 10 – автосамоскид; 11 – напрямок перевезення порід розкриву; 12 – ковзні з'їзди

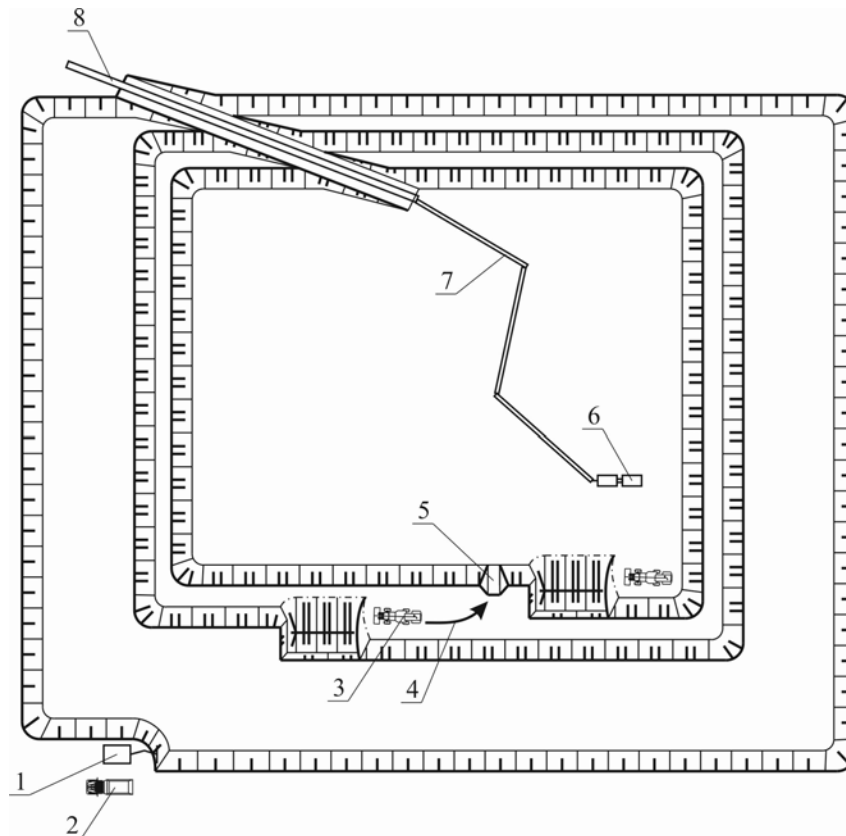


Рис. 3.12. Технологічна схема з конвеєрною транспортною системою при розкритті першого концентраційного горизонту: 1 – кар’єрний розкривний екскаватор; 2 – автосамоскид; 3 – фронтальний колісний навантажувач; 4 – напрямок перевезення корисних копалин; 5 – породоскат; 6 – пересувний дробильний вузол; 7 – пересувний конвеєрний перевантажувач; 8 – підймальний конвеєр

Загальні витрати $Z_{вк}$ приводяться до середнього терміну експлуатації кар’єру. Розрахунки виконані за виразом нижче, а результати наведено в табл. 3.4.

$$Z_{вк} = Z_{розкр.} + Z_{видоб.} + Z_{перероб.} + Z_{відв.} + \sum Z_{природ.}, \text{ грн/рік}, \quad (3.1)$$

де $Z_{розкр.}$, $Z_{видоб.}$ – витрати на виконання розкривних і видобувних робіт відповідно, грн/рік;

$Z_{перероб.}$ – витрати на переробку корисної копалини на ДСЗ, грн/рік;

$Z_{відв.}$ – одноразове відрахування за землю під зовнішніми відвалами, грн/рік;

$\sum Z_{природ.}$ – платежі за викиди в атмосферне повітря окремих забруднюючих речовин, за розміщення відходів залежно від класу небезпеки та рівня небезпечності відходів, плата за землю під зовнішніми відвалами, грн/рік.

Таблиця 3.4

Результати розрахунку до оцінки варіантів технології відпрацювання нерудних кар'єрів

№ п/п	Найменування Розрахункових показників	Показники технології	
		Перший варіант	Другий варіант
1	Витрати на виконання розкривних робіт (включаючи відвалоутворення) $Z_{розкр.}$, грн/рік	312371	1144712
2	Витрати на виконання видобувних робіт $Z_{видоб.}$, грн/рік	286036	406116
3	Витрати на переробку корисної копалини на ДСЗ $Z_{перероб.}$, грн/рік	8723000	8723000
4	Одноразове відрахування за землю під зовнішніми відвалами $Z_{відв.}$, грн/рік	150823	551914
		відрахування для досліджуваних схем здійснюються лише на 1-му етапі	
5	Відрахування за забруднення навколишнього середовища $\sum Z_{природ.}$		
5.1	- платежі за викиди в атмосферне повітря окремих забруднюючих речовин, грн./рік:		
	оксид вуглецю CO	225/150	450/75
	оксид азоту NO	1794/1196	3588/598
	вуглеводень CH	204/136	408/68
	Всього	2223/1482	4446/741
5.2	- платежі за розміщення відходів залежно від класу небезпеки та рівня небезпечності відходів, грн/рік	258645/203598	947823/–
5.3	- плата за землі під зовнішніми відвалами, грн/рік	43680/–	104587/209175
	Всього $\sum Z_{природ.}$, грн/рік	304548/205080	1056856/209916
	ВСЬОГО $Z_{вк.}$ грн/рік	9774555/9677310	11882598/11034917

Примітка: чисельник – показники при відпрацюванні кар'єрного поля на першому етапі; знаменник – теж при відпрацюванні поля на другому і інших етапах

З табл. 3.4 видно, що перший варіант технології відпрацювання нерудних кар'єрів при застосуванні конвеєрних систем є доцільнішим за критерієм $Z_{вк}$.

В технології з інтенсивним відпрацюванням кар'єру першої черги та веденням гірничих робіт на інших етапах в крутих шарах витрати на першому етапі розробки на 17,7 %, а на другому та наступних етапах на 12,3 % менші в порівнянні з другим варіантом розробки родовищ твердих нерудних копалин. Проведені розрахунки дозволяють рекомендувати технологію відпрацювання родовищ (при застосуванні конвеєрних систем та мобільного переробного обладнання) в крутих шарах до застосування на вітчизняних підприємствах з видобутку твердих нерудних корисних копалин відкритим способом.

Спираючись на результати виконаних досліджень в Інституті з проектування гірничих підприємств Державного ВНЗ «Національний гірничий університет» розроблено робочий проєкт відпрацювання Одарівського родовища мігматитів із застосуванням для виймання корисної копалини з розвалу фронтального колісного навантажувача БілАЗ-78221, який розвантажує свій ківш безпосередньо в приймальний бункер дробильного агрегата (перша та друга стадії подрібнення), розташованого у вибої на концентраційному горизонті.

Доставка гірничої маси з розташованих вище видобувних уступів здійснюється за допомогою породоскатів та міжуступних конвеєрних перевантажувачів з шириною стрічки 650 мм. Подрібнена, але не відсортована гірнична маса від самохідного дробильного агрегата концентраційного горизонту за допомогою самохідних, пересувних та стаціонарного підйимального конвеєрів (з запроєктованою шириною стрічки 650 мм) доставляється на поверхню, де й відбувається кінцева переробка гірничої маси на готову продукцію.

При реалізації технологічної схеми з розміщенням концентраційного горизонту на нижньому уступі серед 2-3 розроблених видобувних уступів та застосуванні одноковшових екскаваторів можлива переєкскавація гірничих порід на площадки нижніх уступів і потім на концентраційний горизонт.

Для гідравлічних екскаваторів з ємністю ковша 2,5-5,0 м³ максимальний радіус розвантаження складає 12-12,5 м. При ширині площадки на добувному уступі $Ш_p = 18$ м, після підривання бурової заходки $A = 16$ м, весь об'єм корисної копалини від першої заходки (1280-1300 м³ на 1 пог. м уступу) буде переєкскавований за один прохід екскаватора (рис. 3.13).

Породи з розвалу двох інших заходок (в межах ширини крутого виймального шару $B_{ш} = 48$ м) можуть бути переєкскавовані тільки при 2-3 кратному проході добувного екскаватора.

З метою зниження витрат на переєкскавацію пропонується наступна технологія вилучення й перевалювання корисної копалини на концентраційний уступ. Ту частину розвалу порід, яка має висоту 4-5 м, слід відробити колісними навантажувачами.

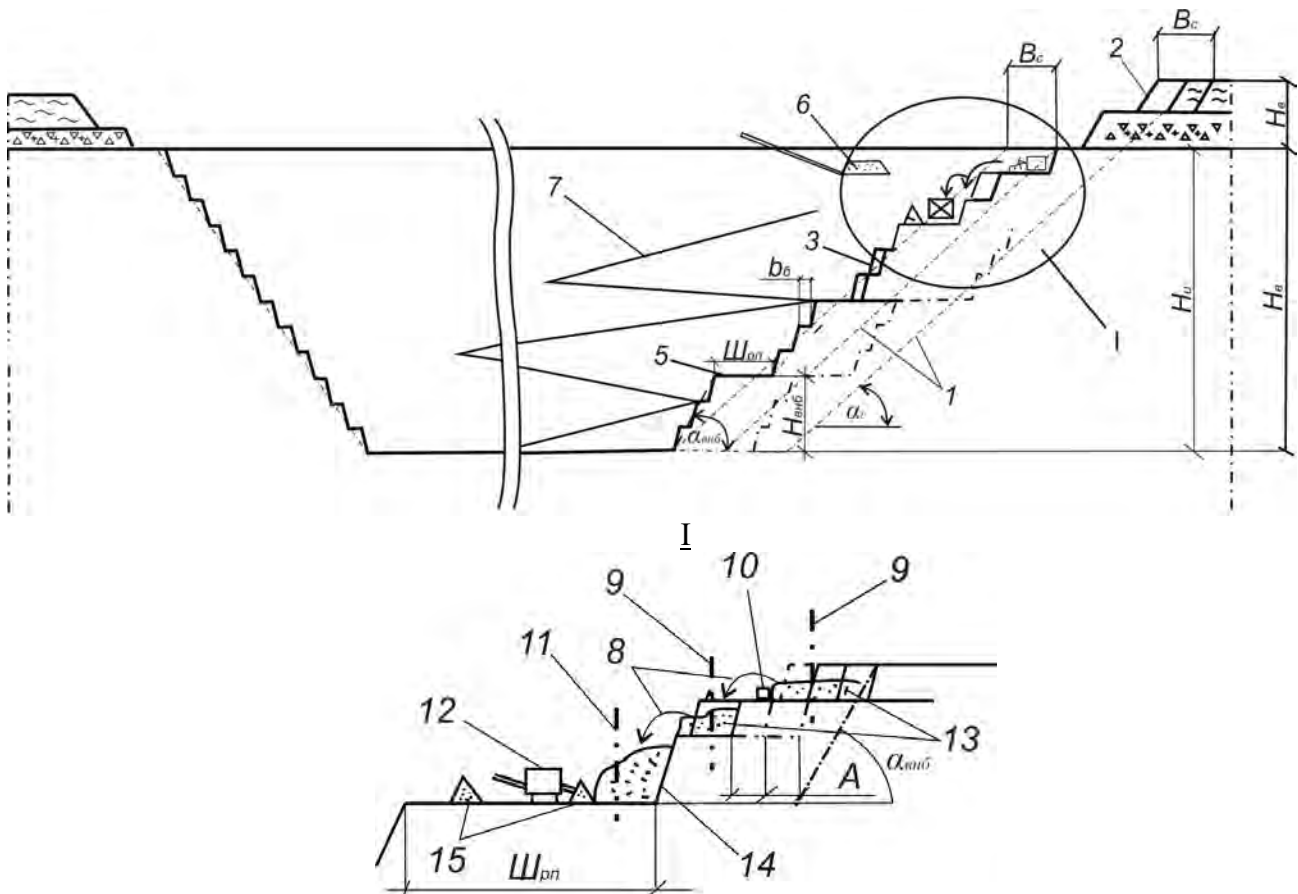


Рис. 3.13. Схема розробки нерудних родовищ крутими шарами із застосуванням МДСУ, переєкскавацією й підвалюванням корисної копалини на майданчик МДСУ: I – переєкскавація й підвалювання порід; 1-8 – аналогічно рис. 4.1; 9 – видобувні екскаватори; 10 – колісний навантажувач; 11 – екскаватор вилучення корисної 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

Навантажувачі після забору породи й наповнення ковша під'їжджають до укосу й виконують підвалювання порід під нього. Відстань маневрування колісним навантажувачем при зачерпуванні й розвантаженні в досліджуваних умовах не перевищить 30-40 м. При цьому видобувний екскаватор формує новий розвал для колісних навантажувачів висотою 4-5 м шляхом вилучення порід з розвалу й розвантаження ковша в місці роботи навантажувачів.

Для гранітних і кам'яних кар'єрів України [11] різної виробничої потужності P_i (тис м³/рік) досліджена зміна питомих витрат на видобуток, переробку корисної копалини й вивезення готової продукції на поверхневий склад $Z_{днв}$ (грн/м³) при реалізації досліджуваних технологічних схем 1, 2 і 3 наведених на рис. 3.14.

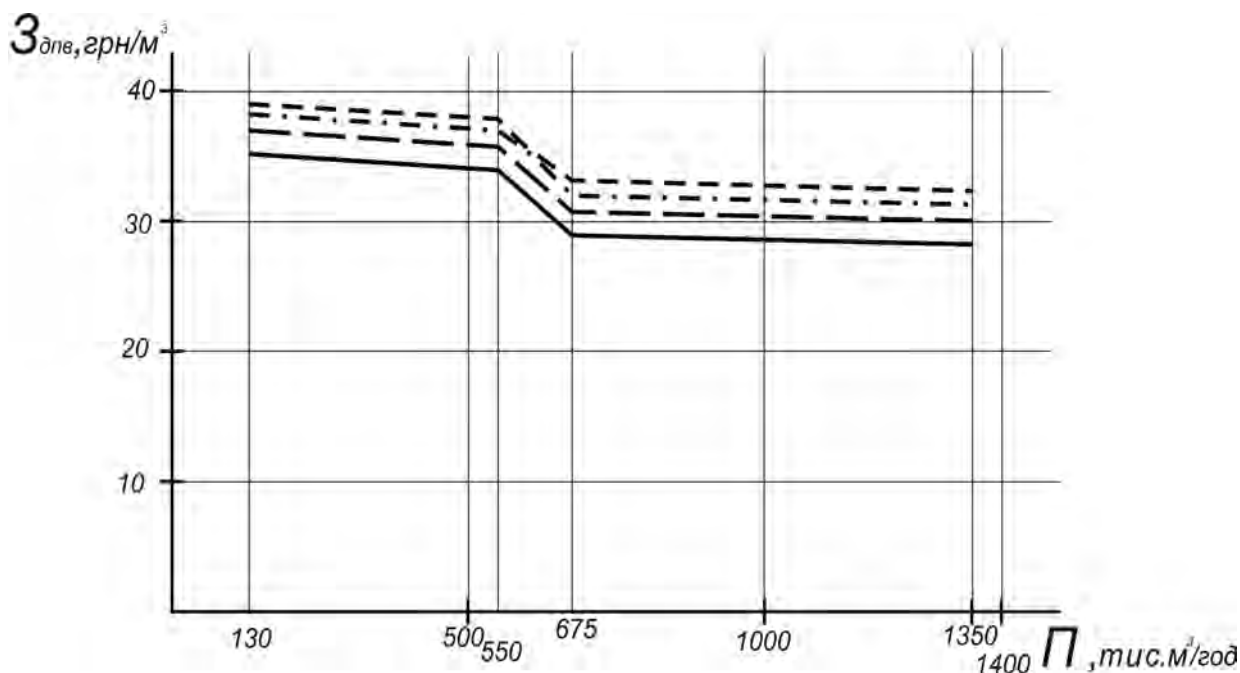


Рис. 3.14. Зміна питомих витрат на видобуток, переробку корисної копалини й вивезення готової продукції на поверхневий склад від протудктивності:

————— — схема 1 з добуванням сировини на одному горизонті та розміщенням на ньому біля вибою МДСУ;

----- — схема 2 з добуванням сировини на 2-3 горизонтах, МДСУ розміщено на верхньому чи середньому уступі з доставкою корисної копалини до МДСУ автосамоскидами;

— — — — — схема 3, добування на 2-3 горизонтах, МДСУ розміщено біля вибою нижнього уступу з доставкою корисної копалини до нього шляхом перевалювання екскаватором і підвезенням порід до укосу колісними навантажувачами;

— · — · — · — — — — схема 4, добування аналогічно на 2-3 уступах, МДСУ теж розміщено аналогічно, гірські породи з верхніх уступів до МДСУ доставляються колісними навантажувачами (схема 2 з колісними навантажувачами)

Результати дослідження показують значну ефективність застосування схем з мінімальним переміщенням порід від вибою до приймального бункера (схеми 1 і 3). Отже, на нерудних кар'єрах перевалювання (переекסקавація) порід з верхніх уступів на нижні та концентраційний горизонт забезпечує суттєві переваги в порівнянні з іншими способами транспортування і доставки корисних копалин до МДСУ та ПДВ.

3.3 Еколого- й енергозберігаючі технологічні рішення на основі керування дією вибуху на нерудних кар'єрах

3.3.1 Загальні відомості про вибухові роботи на кар'єрах

Родовища твердих нерудних корисних копалин відпрацьовуються переважно відкритим способом з застосуванням буропідривних робіт методом вертикальних свердловинних зарядів. Застосування методу похилих свердловинних зарядів для технологічних масових вибухів в умовах необхідності зменшення розмірів санітарно-захисної зони (СЗЗ) є небажаним, оскільки сприяє збільшенню радіусу зони розлітання кусків відбитої гірничої маси.

Основною вимогою щодо якості буропідривних робіт є забезпечення якісного подрібнення скельної сировини в обводнених умовах, з максимальним розміром кондиційного куска до 0,7 м.

Проектами розробки вторинне руйнування негабаритних фракцій необхідно передбачати механічним способом із застосуванням спеціальних пристроїв, допущених відповідними органами України.

Підвищення тривалості вибухового навантаження на скельний масив як основа раціонального перерозподілу енергії вибуху при масових висадженнях у кар'єрах. Сучасна технологія ведення буро-підривних робіт на кар'єрах передбачає цілу низку технічних засобів керування дією вибуху. Ці роботи передбачають різні конструкції свердловинних зарядів, їх зближення, послідовність та інтервали ініціювання окремих зарядів або груп в серії, регулювання об'ємної концентрації та деякі інші. Причому, необхідно зауважити, що незважаючи на досить великий досвід з вибухової справи, технологія виконання масових вибухів свердловинними зарядами на кар'єрах постійно вдосконалюється.

Технічні засоби керування дією вибуху передбачають зміну умов вибухового навантаження скельного масиву і, як наслідок, впливають на розподіл енергії, що виділяється, за видами роботи [66]. Так, збільшення швидкості прикладення вибухового навантаження спонукає до зменшення амплітуди та збільшення частоти пружних коливань і тим самим сприяє ефективнішому їх згасанню у міру розповсюдження в гірському масиві. Також відомо, що амплітудно-частотний склад пружних коливань гірського масиву під час його вибухового висадження змінюється також зі зміною довжини тріщин, необхідних для повного руйнування масиву [67]. Таким чином, більш інтенсивне деформування висаджуваного масиву прямо впливає на зменшення інтенсивності очікуваної при цьому сейсмічної дії вибуху. Разом з тим необхідно зазначити, що зв'язок між сейсмічною та руйнівною дією вибуху дуже часто не є однозначним. Причиною цього явища є те, що різні умови навантаження на гірський масив під час вибухового висадження впливають на неоднаковий розподіл сейсмовибухової енергії на всьому шляху її розповсюдження від висаджуваного блока до пункту реєстрації.

Сейсмічний ефект вибуху є результатом незворотних деформацій в зоні об'єму гірської породи, наближеної безпосередньо до заряду вибухових речовин, радіус якої за даними роботи [66] визначається величиною заряду та пружними властивостями гірських порід, що висаджуються:

$$R = 60 \{10^7 / (\rho \times C_p)\}^{0,5} Q^{0,2}, \quad (3.2)$$

де ρ – щільність породи, кг/м³ ;

C_p – швидкість розповсюдження поздовжньої (звукової) хвилі в масиві, м/с.

Згідно з вищенаведеним виразом (3.2) зі збільшенням акустичної жорсткості ρC_p висаджених порід розміри цієї зони будуть зменшуватися і відповідно повинен зменшуватися на певній, наперед заданій, відстані і сейсмічний ефект. Разом з тим багатьма дослідниками [68]-[70] встановлено, що при підриванні в більш слабких породах сейсмічний ефект є меншим. Так, згідно з джерелом [70], коефіцієнт сейсмічності залежить прямо пропорційно від акустичної жорсткості порід, що висаджуються $K_c = 0,84(\rho C_p)^{3 \lg(\rho C_p)}$.

Аналізуючи дану з першого погляду суперечність між зменшенням сейсмоефекту за збільшених розмірів зони непружних деформацій у відносно слабких породах з одного боку, та збільшенням сейсмоефекту за зменшених розмірів зони непружних деформацій в достатньо міцних породах з іншого, можна дійти до висновку, що причиною цього є в'язкість гірських порід. Вона перешкоджає появі надлишкових деформацій за напруг, які за умов статичного навантаження є критичними.

Дані роботи [66] свідчать про те, що при підвищенні швидкості навантаження та швидкості деформації порід межа міцності, модуль деформації та крихкість збільшуються на 30-40 %, у той час як пластичні властивості зменшуються. При цьому відзначається, що зі збільшенням загальної тривалості існування позитивної фази хвилі напруги енергія хвилі збільшується лінійно, а при підвищенні швидкості навантаження енергія хвилі падає, що пов'язано зі збільшенням втрат енергії вибуху в результаті росту в'язкості середовища.

Одиночні короткотривалі пікові навантаження, які є характерними для миттєвих вибухів суцільних зарядів, призводять до нерівномірності руйнування скельного масиву. При цьому спостерігається збільшене подрібнення середовища поблизу зарядної порожнини, а також має місце обмежений розмір зони тріщиноутворення, оскільки величина напруги хоча і знаходиться на критичному рівні, однак не призводить до критичного стану скельного масиву через недостатню тривалість навантаження.

Враховуючи, що загальний імпульс вибуху виражається як:

$$J = \int_0^t \delta(r, t) dt$$

можна зазначити, що розмір зони руйнування навкруги заряду буде визначатися не тільки величиною максимальної напруги, але також і тривалістю її прикладення. Звідси виходить, що в одних і тих же гірських породах за однакових значень напруги радіус зони руйнування визначається тривалістю навантаження. У випадку зменшення тривалості навантаження під час вибуху на однакових відстанях від заряду значення напруги в масиві будуть більшими, а від того, що швидкість пружних коливань є прямо пропорційною напрузі, то, як наслідок, зростає і сейсмічний ефект таких вибухів. Зі збільшенням тривалості дії напруги створюються умови досягнення критичного стану порід в масиві за нижчих напруг, і таким чином, не зважаючи на те, що радіус зони руйнування збільшується, величина сейсмічного ефекту на однакових відстанях буде зменшуватися.

Таким чином, збільшення тривалості вибухового навантаження на масив є важливим чинником зменшення енергії сейсмічних хвиль та перерозподілу її на більш інтенсивне руйнування скельних масивів.

Вищезазначене є справедливим і для зменшення дії інших негативних чинників застосування енергії вибуху в гірничодобувній промисловості, таких як дія ударно-повітряної хвилі та надмірне розлітання кусків відбитої гірничої маси.

Аналіз існуючих антисейсмічних способів ведення вибухових робіт у кар'єрах. Для створення умов високопродуктивної роботи підприємств гірничодобувної промисловості без порушень стійкості і стабільного стану промислових, цивільних та інших об'єктів, що знаходяться поруч, виникає необхідність в технології сейсмобезпечного ведення вибухових робіт. Основою такої технології є застосування комплексу способів зменшення сейсмічного ефекту масових вибухів свердловинних зарядів.

На даний час існує ціла низка способів зменшення сейсмічного впливу масових висаджень на різноманітні об'єкти, які потребують захисту. Основні способи за типом їх застосування поділяють на три групи:

– способи, що ґрунтуються на врахуванні природних чинників (гірничо-геологічні умови, рельєф місцевості, розташування об'єктів по відношенню до місць ведення буропідривних робіт і т.і.;

– захисні заходи;

– технологічні способи, що дозволяють змінювати динамічні характеристики сейсмохвиль за рахунок зміни умов підривання зарядів.

Перша група способів може застосовуватися виключно на стадії проєктування гірничодобувного підприємства або забудови навколишніх промислових, цивільних та інших споруд. Правильно запроектоване розташування кар'єру та наближених до нього об'єктів може звести до мінімуму проблему сейсмічної безпеки. Сейсмобезпека в даному випадку буде задовольнятися за рахунок використання природних перепон на шляху розповсюдження сейсмохвиль, врахування сейсмічних властивостей ґрунтів у підґрунтях майбутніх споруд, перепаду висот між горизонтами гірничих розробок і підґрунтями споруд та іншими особливостями.

У випадках, якщо розташування об'єктів і гірничих розробок вибрано без врахування зазначених умов, що дуже часто зустрічається, а технологічними способами не можна добитися допустимих меж сейсмічного впливу на об'єкти, що мають дуже важливе значення, доводиться вдаватися до другої групи способів, які називають захисними заходами.

Захисні заходи можуть бути у вигляді створення сейсмостійких об'єктів, а також штучної зміни умов проходження сейсмічних хвиль. Однак будівлі з антисейсмічним зміцненням в основному розраховані на одноразові або такі, що зрідка повторюються, навантаження.

Для об'єктів, що розташовані в зоні впливу масових висаджень гірничодобувних підприємств і зазнають впливу численних сейсмічних навантажень протягом багатьох років, раціональнішим є створення штучних перепон на шляху розповсюдження сейсмовибухових хвиль. Такими перепонами, що активно гасять сейсмічну енергію або її відбивають, є попередньо створені зруйновані зони масиву. Дослідженнями [66], [71] встановлено, що швидкість сейсмічних коливань за зруйнованими зонами зазвичай зменшується в 2-3 рази, що дозволяє збільшити величину сейсмодопустимого заряду в 4-9 раз. Недоліком способу екранування є те, що при певній питомій витраті зарядів на створення екрануючої зони можуть виникнути сейсмічні коливання, здатні спричинити руйнування в об'єкті, який підлягає охороні. Окрім того, є неминучим перехід частини сейсмічної енергії за екран, особливо ця вірогідність значно збільшується з підвищенням потужності вибухів, а також зі зростанням відстані до екрана.

Використання способів захисту об'єктів шляхом попереднього створення екрануючої зони є найефективнішим при підході до граничного контуру кар'єру у тому випадку, якщо певні об'єкти розташовані прямо на його борту.

Важливих результатів сейсмобезпеки можна досягнути на основі використання природних перепон, тобто розкритих тріщин масиву, з врахуванням спрямованості сейсмовипромінювання під час вибуху серії свердловинних зарядів, що є складовою частиною групи технологічних способів зменшення сейсмовибухового ефекту.

Обов'язковою умовою всіх антисейсмічних заходів, а особливо технологічних способів, має бути підвищення якості вибухового руйнування гірничої маси на основі принципу перерозподілу енергії вибухового перетворення вибухових речовин (ВР) за видами механічної роботи. Способи технологічної групи мають найбільші можливості регулювання параметрів сейсмовибухових хвиль і переважно не потребують додаткових витрат на сейсмобезпеку. Серед цієї групи найбільш відомими є наступні способи:

- зменшення маси зарядів;
- збільшення інтервалів уповільнення між групами і кількості груп при короткоуповільненому підриванні (КУП) серій зарядів;
- зміна порядку ініціювання окремих зарядів або їх груп;
- зміна діаметра та конструкцій свердловинних зарядів;
- застосування вибухових речовин зі зменшеною сейсмоактивністю;

- зміна геометрії розташування свердловинних зарядів;
- зміна розташування вибухових блоків по відношенню до об'єктів, що охороняються.

Традиційно найбільше поширення в практиці гірництва отримав спосіб зменшення сейсмічної небезпеки за рахунок обмеження маси зарядів. Він є найпростішим, і його зазвичай застосовують в тих випадках, коли питання сейсмічності в конкретних умовах певного кар'єру не є вивченим. Однак з впровадженням прогресивного короткоуповільненого підривання численними дослідженнями встановлено, що найбільшої ефективності сейсmobезпеки а разом і економічних показників буропідривних робіт, можливо досягнути шляхом обмеження маси зарядів ВР, яка припадає на одну групу уповільнення. Оптимальні величини інтервалів уповільнення між окремими вибухами груп зарядів, за яких не спостерігається зростання інтенсивності сейсмоколивань зі збільшенням кількості груп при короткоуповільненому підриванні, залежать від акустичних властивостей масиву (ρC_p), його будови, величини і параметрів розташування зарядів.

Складність врахування всіх чинників, що впливають на мінімізацію сейсмічного ефекту в реальному гірському масиві, стверджує про доцільність підходу до явища сейсмоефекту вибуху з позиції мінімізації його одиничних первинних джерел, їх здатності до випромінювання сейсмохвиль підвищених частот, тобто збільшення тривалості вибухового навантаження масиву, про яке зазначалося вище.

Ефективним засобом зменшення сейсмічного ефекту під час масових висаджень у кар'єрах є певний порядок ініціювання серії свердловинних зарядів, що дозволяє спрямовувати максимум енергії сеймовипромінювання в безпечному напрямку [72]. В роботах [72], [73] наведена нерівномірність розподілу ліній однакової сейсмічності при короткоуповільненому підриванні, однак при цьому не враховувався вплив анізотропії акустичних властивостей масиву. В подальших роботах [74], [75] анізотропія акустичних властивостей скельних масивів враховувалася з позиції отримання якісного руйнування гірничої маси, а також з метою уточнення розмірів сейсмонебезпечних зон [76]-[77], однак в цих роботах не розглядався взаємозв'язок між якістю вибухового руйнування і сейсмоактивністю найхарактерніших схем короткоуповільненого підривання в анізотропних тріщинуватих масивах. Не розглядалася також роль обводненості таких масивів у контексті перерозподілу вибухової енергії. Формування сейсмічних хвиль в обводнених тріщинуватих масивах дозволяє ефективніше використовувати переваги кожної схеми підривання з метою підвищення ступеня використання енергії вибуху на руйнування масиву та зменшення її витрати на шкідливі сейсмічні прояви.

Одним із ефективних способів зменшення сейсмічного ефекту є також зменшення діаметра свердловинних зарядів. Згідно з методом подоби дії вибухів [73] енергія сейсмічних коливань в певній точці, що знаходиться на деякій відстані від джерела, є пропорційною відношенню радіусу заряду до цієї відстані, тобто між відстанню однакової інтенсивності сейсмоколивань і

радіусом заряду існує прямо пропорційна залежність. Таким чином, за однакової кількості ВР в серії свердловинних зарядів, але за зменшеного діаметра кожного заряду буде мати місце більше число одиничних джерел зменшеної інтенсивності та більш високочастотного складу. В зв'язку з цим з появою в Україні високопродуктивної бурової техніки іноземного виробництва спостерігається повсюдний перехід на свердловинні заряди зменшеного діаметра, особливо на гірничих підприємствах скельних будівельних матеріалів, розташованих в густонаселених районах, де гостро постало питання необхідності зменшення розмірів санітарно-захисних зон.

Досвід сейсмічних досліджень в гірництві [66], [68] показав, що значної ефективності зменшення сейсмічного впливу промислових вибухів на різноманітні об'єкти можливо досягнути за рахунок застосування раціональних конструкцій свердловинних зарядів. Для цієї мети різними авторами запропоновано формування повітряних проміжків у середній частині зарядної камери [78], в перебуді [79] та кільцеві і радіальні зазори [68]. Застосування таких конструкцій сприяє збільшенню тривалості дії хвиль напруги на масив, підвищує їх взаємодію, що врешті підвищує корисну роботу вибуху зменшуючи рівень сейсмічних коливань [66], [79]. Однак широке застосування будь-яких повітряних проміжків і зазорів суперечить тенденції повсюдної механізації заряджання вибухових свердловин, а також пов'язане з необхідністю масового виготовлення спеціальних пристроїв для їх розміщення в зарядних порожнинах.

Окрім повітряних проміжків, які застосовують в сухих свердловинах, широке застосування отримали також в обводнених свердловинах водяні проміжки, які також можна формувати як в нижній частині свердловин, так і в середині зарядної колонки. Водяні проміжки дають можливість економити ВР забезпечуючи при цьому інтенсивне руйнування гірського масиву. Формування водяних проміжків в більшості не суперечить вимогам механізації заряджання свердловин.

Застосування як повітряних, так і водяних проміжків сприяє зменшенню сейсмічного, ударно-хвильового ефекту і обмежує розлітання кусків відбитої гірничої маси. Вони також позитивно впливають на зменшення пилогазових викидів під час проведення масових висаджень. Все це дає підстави для обмеження розмірів санітарно-захисних зон кар'єрів.

Одним з технологічних способів регулювання сейсмічної дії вибухів свердловинних зарядів є врахування так званої сейсмоактивності різних типів вибухової речовини (ВР), яку в роботі [68] запропоновано оцінювати величиною об'ємної концентрації енергії, яка представлена добутком теплоти вибуху на щільність заряду. При цьому ВР з підвищеною об'ємною концентрацією енергії, наприклад, такі, як україніт-ПП-2Б, анемікс, емульхім-ШМ, емоніт та ін., володіють зменшеною сейсмічною дією у віддаленій зоні, а слабкіші ВР типу ігданіту, грамоніту, навпаки, є більш сейсмонебезпечними в цій зоні і володіють зменшеною сейсмічною дією на близьких відстанях.

Перерозподілу вибухової енергії в масиві можна досягнути також шляхом зміни геометрії розташування свердловинних зарядів. Так, за даними джерела [68], застосування похилих свердловинних зарядів порівняно з вертикальними зменшує загальну сейсмічну дію вибуху майже на 40 %. Однак застосування такого способу зменшення сейсміки потребує переходу до похилого буріння, що в реальних тріщинуватих масивах може призвести до непрогнозованих результатів стосовно якості подрібнення гірничої маси, а також значно збільшує радіус розлітання її кусків.

У багатьох випадках зменшення сейсмічного впливу добиваються певним розташуванням вибухових блоків по відношенню до об'єктів, що охороняються. При цьому використовується чинник спрямованості сейсмовипромінювання при підриванні серії свердловинних зарядів [72]. Використання даного антисейсмічного способу пов'язано з необхідністю врахування конкретних схем короткоуповільненого підривання та напрямку простягання основних тріщин в масиві, інакше його ефективність значно зменшується. Окрім того, як свідчать дані роботи [80], [81], асиметрія розподілу ліній однакової інтенсивності сейсмоколивачь від вибухів зберігається лише до певної відстані, що дорівнює 3-4 довжинам вибухового блока. А в тріщинуватих гірських масивах залежно від розташування вибухових блоків, схем комутації зарядів по відношенню до напрямку простягання систем розкритих тріщин ізоляції сейсмоколивачь мають складнішу форму.

Основними недоліками наявних інженерних способів зменшення сейсмонебезпеки промислових вибухів свердловинних зарядів на кар'єрах є наступні:

– більшість відомих способів зменшення сейсмонебезпеки вибухів не передбачають конкретизації сейсмічного ефекту за зонами дії або за видами пружних хвиль, що призводить до похибок його оцінки в наближеній і віддаленій зонах;

– недостатньо використовуються можливості екранізації сейсмічної енергії природними тріщинами скельних масивів;

– в розрахунках сейсмонбезпеки підривання в скельних тріщинуватих масивах не враховується вплив їх обводненості на анізотропію розповсюдження сейсмоколивачь;

– розрахунки сейсмонбезпечних зон здійснюються без врахування взаємного орієнтування спрямованості сейсмовипромінювання за конкретних схем короткоуповільненого підривання та простягання системи природних субвертикальних розкритих тріщин;

– відомі способи не передбачають використання чинника обводненості скельного масиву для раціонального перерозподілу вибухової енергії та зменшення витрати її на сейсмоефект;

– в розрахунках сейсмонбезпеки не враховується орієнтування фронту хвилі напруги від вибуху окремого вертикального свердловинного заряду при масових висадженнях у скельних тріщинуватих масивах.

Доробка зазначених недоліків при проектуванні масових висаджень у кар'єрах, ґрунтуючись на комплексному використанні умов тріщинуватості й обводненості скельних масивів на основі раціональних конструкцій та способів ініціювання свердловинних зарядів, дозволить ефективніше використовувати енергію вибуху і суттєво підвищити безпеку навколишніх будівель, споруд та об'єктів іншого призначення, які підлягають охороні від негативного впливу вибухових робіт.

Перерозподіл вибухової енергії в тріщинуватих скельних масивах за рахунок зміни напрямку ініціювання вертикальних свердловинних зарядів. Умови існування і розповсюдження фронту хвилі напруг під час вибуху вертикальних свердловинних зарядів у випадках прямого та зворотного ініціювання в реальному скельному масиві суттєво відрізняються. Так, враховуючи дані про спрямованість дії колонкових зарядів, наведені в роботах [82]-[84], у випадку ініціювання вертикального заряду від устя шпура або свердловини фронт хвилі напруг буде мати форму конуса, сполученого з двох боків поверхнями кулі, причому у верхній частині з боку ініціатора радіус поверхні кулі буде більше на величину:

$$\Delta R = C_p H / D = H \operatorname{ctg} \alpha, \text{ м}, \quad (3.3)$$

де C_p – швидкість розповсюдження поздовжньої хвилі в масиві, м/с;

D – швидкість детонації заряду вибухової речовини, м/с;

H – довжина заряду, м;

α – величина кута нахилу твірної конічного фронту хвилі напруг відносно осі заряду, град.

Так, у випадку верхнього ініціювання тільки верхня кульова ділянка фронту рухається в бік денної поверхні, виконуючи механічну роботу з утворення вирви руйнування. Переважна частина фронту хвилі напруг рухається в глибину масиву, де має місце зростання щільності та механічної міцності порід, зменшення їх порушень попередніми вибухами верхнього горизонту. Тому хвиля напруг виконує менший обсяг руйнувань масиву і поширюється далі у вигляді первинної сейсмічної хвилі, яка в свою чергу в умовах підвищення акустичної жорсткості розповсюджується з меншими втратами за рахунок дисипації енергії, а також завдяки меншому геометричному розходженню конічного фронту порівняно зі сферичним. Після чого в результаті віддзеркалення та заломлення в більш щільних шарах сейсмічна хвиля повертається назад до денної поверхні, збуджуючи поверхневі сейсмічні хвилі на більш віддалених відстанях від місця вибуху.

Верхня сферична частина фронту хвилі напруг, яка рухається в бік денної поверхні, є менш енергоємною, оскільки утворюється лише за рахунок дії тільки верхньої частини заряду. Тому і механічна робота руйнування скельного масиву в ділянці набійки є незначною, і поверхневі хвилі, що утворюються недалеко від зарядної порожнини, також характеризуються малою інтенсивністю.

У разі ініціювання вертикального заряду знизу в глибину масиву поширюється тільки сферична частина фронту хвилі напруг, а основна конічна, яка має значний запас енергії, рухається в бік денної поверхні, здійснюючи великий обсяг руйнувань в ділянці масиву, що межує з набійкою. Інтенсивні поверхневі сейсмічні хвилі, які утворюються при цьому недалеко від зарядної порожнини в умовах сильно зруйнованої верхньої частини масиву, дуже швидко згасають. Підживлення енергії поверхневих сейсмічних хвиль за рахунок вторинних хвиль, які утворені в результаті віддзеркалення та заломлення первинних хвиль нижньої сферичної ділянки фронту, в даному випадку є незначним.

Різна природа утворення основної частини поверхневих сейсмічних хвиль у випадках різного спрямування детонації вертикальних зарядів супроводжується зміною частотного складу сейсмоколиваль. Так, при ініціюванні від устя свердловин сейсмічні хвилі, які при цьому проходять більшу відстань, частково втрачають свої високочастотні складові. Для поверхневих сейсмохвиль, які при нижньому ініціюванні вертикальних зарядів утворюються недалеко від зарядної порожнини, властивий більш високий діапазон енергоємних частот.

Таким чином, при ініціюванні вертикальних свердловинних зарядів знизу на руйнування верхньої частини масиву спрямовується більша частина енергії вибуху порівняно з верхнім ініціюванням. Окрім цього, умови збудження та поширення поверхневих сейсмічних хвиль в даному випадку є менш сприятливими. Тобто, застосування нижнього ініціювання створює передумови значного підвищення якості та сейсмічної безпеки ведення вибухових робіт у кар'єрах.

Окремо слід також зазначити, що у разі прямого ініціювання в момент часу $t=0$ від устя свердловини розпочинає поширюватися детонаційна хвиля зі швидкістю D , а тиск продуктів детонації за її фронтом має значення P_n . Одночасно з початком ініціювання розпочинається розлітання продуктів детонації, що спричиняє підвищену ударно-повітряну хвилю та посилене розлітання захоплених нею відбитих кусків гірничої маси. В цей же час в перерізі $Z=0$ в продуктах детонації виникає хвиля розрідження, яка рухається зі швидкістю [85]

$$C_n = 0,612D. \quad (3.4)$$

Перерізу заряду на відстані h від гирла свердловини детонаційна хвиля досягне в момент часу t_0 :

$$t_0 = h/D, \quad (3.5)$$

а хвиля розрідження – в момент часу:

$$t_1 = h/C_n. \quad (3.6)$$

Протягом часу $\Delta t = t_1 - t_0$ тиск P продуктів детонації залишається рівним P_H , після чого починає швидко зменшуватися за законом [85].

$$P/P_H = 0,125(1 + h/C_{nt})^3, \quad (3.7)$$

Природно буде стверджувати, що основні процеси, які несуть відповідальність за тривалість τ дії поверхневої хвилі визначається вказаним часом:

$$\Delta t = t_1 - t_0. \quad (3.8)$$

Аналогічно можна розглянути і випадок зворотного ініціювання. На відміну від попереднього в даному випадку детонаційна хвиля поширюється від дна свердловини, а хвиля розрідження виникає не в момент часу $t=0$, а при $t=H/D$, де H – довжина свердловини. Тому замість виразів 2 та 3 будемо мати:

$$t_0 = (H - h)/D, \quad (3.9)$$

$$t_1 = H/D + h/C_n. \quad (3.10)$$

Таким чином, для випадку прямого ініціювання із співвідношень (3.5), (3.6), (3.8) отримаємо проміжок часу, який позначимо через Δt_n :

$$\Delta t_n = h/C_n - h/D. \quad (3.11)$$

Відповідний проміжок часу Δt_o для зворотного ініціювання на підставі (3.8)-(3.10) отримаємо у вигляді:

$$\Delta t_o = h/C_n + h/D. \quad (3.12)$$

Враховуючи зв'язок між C_H та D отримуємо:

$$\Delta t_n = h/D(1,633 - 1), \quad \Delta t_o = h/D(1,633 + 1). \quad (3.13)$$

Таким чином з отриманих після підрахунків виразів (3.13) видно, що нижнє ініціювання дає суттєве збільшення тривалості навантаження гірського масиву під час вибуху свердловинних зарядів. А це значить, що є всі підстави прогнозувати збільшення корисної роботи вибуху за рахунок значного скорочення енергетичних витрат на негативні види механічної роботи, до яких відносяться сейсмічний ефект вибуху, дія ударно-повітряної хвилі та розлітання відбитої гірничої маси. Це є вагомою підставою для скорочення радіусів санітарно-захисних зон навколо кар'єрів.

Вплив конструкції вертикального заряду на сейсмічний ефект вибуху. В практиці ведення вибухових робіт на кар'єрах знаходять широке застосування розосереджені свердловинні заряди. На відміну від звичайних суцільних їх колонка має проміжки з інертних матеріалів різної щільності та стискуваності, тобто від газоподібного до твердого. Призначення зарядів розосередженої конструкції полягає в покращенні руйнування гірського масиву, економії витрати вибухових речовин та зменшення впливу на довкілля.

Для вирішення завдання дослідження сейсмічної та руйнівної дії вертикальних свердловинних зарядів, розосереджених проміжком, варто розглянути сейсмоактивність таких зарядів перш за все в рамках моделі однорідного пружного середовища. За критерій сейсмоактивності приймається енергонавантаженість поверхневих сейсмічних хвиль в низькочастотному діапазоні, що є небезпечним за умовами слабкого згасання сейсмохвиль.

Під час вибуху циліндричного заряду ВР тиск газів у вибуховій порожнині змінюється за законом, близьким до експоненціального:

$$P(x, t) = P_n(x, t)e^{-\beta t}, \quad (3.14)$$

де P – тиск в перерізі x ;

P_n – початковий тиск;

β – коефіцієнт, який характеризує швидкість зміни тиску;

t – час дії вибуху розпочинаючи з моменту закінчення детонації.

У середовищі на контакті з продуктами детонації тиск змінюється за таким же законом. Поширюючись далі в масиві імпульс видозмінює свою форму. При цьому стрімкість переднього краю та амплітуда зменшуються, а ширина збільшується. На межі зони руйнування та пружних коливань імпульс набуває дзвоноподібної форми:

$$\delta(t) = \delta_0 e^{-\gamma^2 t^2}, \quad (3.15)$$

де δ_0 – напруга на межі зони залишкових та пружних деформацій, яка за заданого механізму руйнування визначається міцнісними властивостями гірської породи. У даному випадку тривалість та форма імпульсу визначаються типом ВР, конструкцією заряду та умовами ініціювання.

Спектральну щільність дзвоноподібного імпульсу (3.15) можна виразити функцією:

$$S(\omega) = (\pi^{0.5}/\gamma) e^{-\omega^2/4\gamma}. \quad (3.16)$$

Знання спектральної функції дає можливість уявити, яку енергію несуть сейсмічні хвилі для об'єктів, які охороняються, в певній смузі частот:

$$\Delta\omega = \omega_1 - \omega_2,$$

де ω_1, ω_2 – відповідно верхня та нижня межі небезпечних частот.

За умови, що довжина дзвоноподібного імпульсу зменшиться в α раз, крива його спектральної щільності розшириться, а амплітуда зменшиться також в α раз. Виходячи з аналізу дзвоноподібних імпульсів можна дати оцінку сейсмічної небезпеки зарядів різних конструкцій.

Розширення хвильового пакету є обернено пропорційним тривалості вибухового навантаження. Таким чином, заряд ВР з меншою швидкістю детонації має менший радіус поверхні сейсмовипромінювання та більшу ширину дзвоноподібного імпульсу. Це призводить до того, що на певній відстані амплітуди хвиль небезпечного діапазону частот від вибуху заряду ВР з меншою бризантністю будуть більші за амплітуди від вибуху зарядів ВР з більшою бризантністю.

У випадку підривання вертикальних зарядів ВР, які мають інертні проміжки, сейсмоактивність суттєво залежить від величини ударної стискуваності матеріалу проміжку. Якщо щільність речовини проміжку є малою, а ударна стисливість є великою, то такий заряд за своєю дією буде еквівалентним суцільному заряду з менш бризантною ВР.

Параметри детонації еквівалентної ВР будуть звичайно меншими від параметрів початкової ВР, а отже, вибуховий імпульс заряду з проміжком з високостисливого матеріалу (повітря, сильно пористі речовини і таке інше) мають більшу тривалість та вужчу спектральну функцію порівняно з суцільним зарядом. Звуження спектральної функції призводить до підвищення амплітуд небезпечних коливань. Це означає, що заряд, який має проміжок з легкостисливого матеріалу, випромінює більше енергії в небезпечному діапазоні частот порівняно з суцільним зарядом з цієї ж ВР. У випадку, якщо інертний проміжок буде з матеріалу, менш стискуваного ніж продукти детонації, вибуховий імпульс буде представлений двома самостійними імпульсами. Тривалість кожного з цих імпульсів буде меншою, що призведе до розширення спектральної функції $S(\omega)$, тобто до зменшення амплітуди в діапазоні частот $\Delta\omega$.

З іншого боку, енергія пружних хвиль, яка випромінюється під час вибуху, визначається енергією вибухової хвилі. Амплітуда вибухової хвилі розосередженого заряду зменшується швидше, оскільки з кінців заряду, які межують з проміжком, поширюються сферичні хвилі. Окрім цього, величина вибухового імпульсу такого заряду буде меншою. А зменшення енергії вибухової хвилі призводить до зменшення зони подрібнення, а отже, і сейсмічного ефекту.

Однак у разі застосування водяного проміжку в свердловинному заряді механізм руйнування кардинально змінюється. Як відомо, вода під дією високого тиску на відміну від інших слабкостисливих матеріалів здатна не тільки зворотно стискатися, але і рівномірно передавати тиск у всіх напрямках. А тому тиск під час вибуху у даному випадку розподіляється на стінки всієї зарядної порожнини, забезпечуючи руйнування гірського масиву у всіх місцях по висоті свердловини за винятком її набійкової частини. Тому на ділянці довжини свердловини, яка відповідає місцю розташування водяного проміжку,

як і на решті її довжини, середовище підпадає під однакове динамічне навантаження. Окрім того, інтенсивно стиснута на початковому етапі вибуху вода при подальшому розширенні вибухових газів стає джерелом їх підживлення як за рахунок простого розширення, так і розширення за рахунок пароутворення.

При цьому за певних співвідношень швидкостей детонації й ударної хвилі в водяному проміжку, а також швидкості розповсюдження хвилі тиску в масиві, що висаджується, можуть створюватися умови попередньої динамічної напруги, що позитивно впливає на механізм руйнування та перерозподіл енергії вибуху.

Згідно з результатами досліджень [86] під час вибуху зарядів з водяними проміжками напруга навколо водяних проміжків зазвичай є на 10-15 % вищою, ніж в аналогічних точках середовища при використанні суцільних зарядів. Повний імпульс вибуху в цих же точках за вибуху зарядів з рідиною є в 1,5 рази більшим, ніж за суцільних зарядів. Тривалість існування високого тиску за вибухів таких зарядів також збільшується в 1,5 рази.

За даними досліджень Г.М. Ляхова [87], С.В. Пучкова [88] імпульс вибуху в обводнених гірських породах характеризується зменшеною часовою характеристикою та збільшеною силовою. Виходячи з цього можна стверджувати, що одиничні імпульси від вибуху частин заряду, розосередженого водяним проміжком, на відміну від інших, легко стисливих, проміжків відрізняються меншою тривалістю, а отже, їх спектри є більш високочастотними.

В той же час має місце збільшення тривалості навантаження масиву імпульсними навантаженнями, які виникають за рахунок взаємодії хвиль напруг при підриванні таких зарядів. Це призводить до збільшення зони руйнування, яку прийнято вважати зоною джерела сейсмовибухових коливань. Однак більш високочастотний спектр хвиль сейсмічних коливань, спричинених вибухами зарядів з водяними проміжками, сприяє підвищенню декременту згасання таких коливань. А тому, незважаючи на те, що радіус вирви руйнування і швидкості коливань у наближеній зоні будуть високими, з віддаленням в результаті підвищеного згасання сейсмічних коливань від вибуху зарядів з водяними проміжками буде спостерігатися зменшення їх інтенсивності порівняно з вибухами зарядів ВР суцільної конструкції.

Вплив тріщинуватості та обводненості скельного масиву на параметри хвильових полів при підриванні системи вертикальних зарядів. Відбивання скельних порід здійснюється за допомогою масових вибухів серій свердловинних зарядів. З метою підвищення ефективності використання вибухової енергії кожна серія свердловинних зарядів поділяється на групи, які ініціюють послідовно з інтервалами уповільнень в діапазоні від 10 мс до 50 мс залежно від пружних властивостей порід та діаметра зарядів. За короткоуповільненим підриванням (КУП) кожна група переважно представлена рядом свердловинних зарядів, котрі ініціюють одночасно.

Грунтуючись на результатах робіт [89], [90], якими встановлена спрямованість сейсмовипромінювання при миттєвому підриванні ряду вертикальних зарядів, можна стверджувати також про спрямованість сейсмовипромінювання і для всієї серії свердловинних зарядів, групи яких підриваються в певній послідовності. Ефект спрямованості зумовлений взаємодією сейсмічних хвиль від вибухів сусідніх зарядів та формуванням плаского хвильового фронту, який поширюється з меншими втратами.

Таким чином, кожна схема комутації свердловинних зарядів з короткоуповільненим підриванням характеризується напрямком переважного розповсюдження сейсмовибухової енергії за рахунок пласких фронтів сейсмічних хвиль від вибухів окремих рядів зарядів, які прямують один за одним з певним інтервалом уповільнення. При цьому величину максимальної швидкості сейсмічних коливань, отриману при порядному підриванні видовжених блоків в пункті спостереження, розташованому на фланзі, можна визначити як [89]:

$$V_1 = B e^{-\delta t/T} \times (Q/\ell)^{0,5} (\ell + 2r_0)^{0,5} / \{r_0 \times (\ell + r_0)\}, \quad (3.17)$$

а у випадку фронтального розташування пункту спостереження:

$$V_1 = B e^{-\delta t/T} \times (Q/\ell)^{0,5} 1/r_0 (\ell_1/r_1 + \ell_2/r_2)^{0,5}, \quad (3.18)$$

де B , δ – константи, які визначаються на підставі дослідних даних;

ℓ – довжина блока, що висаджується, м;

Q – загальна маса свердловинних зарядів, кг;

r_0 – найближча відстань від блока до пункту спостереження, м;

r_1, r_2 – відстань від крайніх свердловин блока до пункту спостереження при фронтальному розташуванні вимірювального профілю, м;

ℓ_1, ℓ_2 – відрізки, на які поділяється блок перпендикуляром, опущеним з пункту спостереження, м.

Порівнюючи величини швидкості сейсмоколиваний на фронтальному і фланговому напрямках, які визначаються наведеними залежностями, автор [89] стверджує, що за $r_0 = \ell/2$ у першому випадку величина швидкості буде майже в 2 рази більшою, ніж в другому.

Варто, однак, зазначити, що на відміну від миттєвого підривання одиничного ряду свердловинних зарядів в умовах однієї оголеної поверхні при короткоуповільненому підриванні серії свердловинних зарядів на кар'єрах спостерігається асиметрія ізосейсм як у фланговому напрямку, так і у фронтальному. Це пояснюється розповсюдженням пружних коливань в один бік по цілику, а в інший по зруйнованій вибухами попередніх груп зарядів гірничій масі.

Окрім того, як вже було сказано вище, реальному масиву гірських порід властива пружна анізотропія, що також веде до нерівномірного розподілу інтенсивності сейсмічних коливань при підриванні свердловинних зарядів. Особливе значення при цьому має тріщинуватість скельного масиву. З цього приводу в роботі [90] запропоновано так званий коефіцієнт тріщинного ослаблення, величина якого визначається співвідношенням вектора максимального хвильового потоку та напрямку простягання панівної системи тріщин. Як свідчать результати роботи [76], в певному діапазоні зведених відстаней тріщини своїм екрануючим впливом на розповсюдження пружних коливань призводять до значної асиметрії розподілу ізосейсм в тріщинуватому скельному масиві. В цьому випадку основними параметрами, які визначають ступінь анізотропії інтенсивності сейсмоколивань, є їх спектральний склад, параметри тріщинуватості та акустичні властивості матеріалу заповнювача.

Зважаючи на залежність проникнення хвилі тиску через шар в масиві, який відрізняється за своїми акустичними параметрами [66], можна бачити, що у випадку, якщо тріщини заповнені повітрям ($\rho_2 c_2 \ll \rho_1 c_1$) сейсмічні хвилі в діапазоні частот від 10 Гц до 1000 Гц вже практично не в змозі поширюватися через тріщину шириною більше 0,001 м.

Разом з тим, виходячи з умов поширення хвиль напруг в тріщинуватому скельному середовищі, перехід енергії залежить від швидкості зміщення на фронті хвилі та тривалості її позитивної фази. При збільшенні швидкості зміщення і тривалості позитивної фази хвилі напруги, а також наявності в тріщинах води або яких-небудь інших заповнювачів можливість передавання енергії через тріщину значно збільшується, що дає можливість збільшити рівномірність розподілу енергії в наближеній до вибуху зоні.

З віддаленням від вибухового блока величина швидкості зміщення значно падає, а масиви, які розробляються кар'єрами, переважно через наявність виробленого простору є обводненими частково, причому їх верхня частина зневоднена повністю. Це створює умови активного впливу наявної тріщинуватості на розповсюдження поверхневих хвиль.

Таким чином, практично в умовах тріщинуватих масивів наведені вище залежності не в змозі достовірно характеризувати зміну швидкості сейсмоколивань поверхні в розглянутих характерних напрямках по відношенню до блока, що підлягає висадженню. У цьому випадку величину швидкості сейсмоколивань у фланговому та фронтальному напрямках буде визначати величина кута між вектором спрямованості сеймовипромінювання і напрямком лінії простягання панівної системи тріщин, а також її параметри.

При пересіканні сейсмічними хвилями системи розкритих тріщин виникає їх фільтрація за частотним складом. Коливання вищих частот згасають швидше за всіх, і в результаті на певній відстані максимум спектру посувається в низькочастотну ділянку. В напрямку, паралельному простягання розкритих тріщин, переміщення максимуму здійснюється набагато слабкіше.

Врахування чинника спрямованості сейсмовипромінювання масових висаджень свердловинними зарядами в умовах тріщинуватих гірських масивів може сприяти частковій локалізації енергії вибуху. Мова йде про якісну зміну розподілу енергії вибуху, наслідком якого є підвищення рівномірності руйнування гірничої маси та загальне зменшення сейсмічного ефекту. Раціональне поєднання вищезазначених особливостей розповсюдження вибухової енергії, яке полягає в орієнтуванні спрямованості сейсмовипромінювання перпендикулярно напрямку чітко вираженої системи розкритих тріщин, призводить до збільшення тривалості вибухової дії на масив за рахунок складання прямих та віддзеркалених від площин хвиль. При цьому виникають додаткові навантаження на масив, які забезпечують деякий час збереження величини напруг на критичному рівні.

Таким чином, ортогональне орієнтування максимального хвильового потоку по відношенню до простягання системи розкритих тріщин за рахунок збільшення швидкості зміщення на фронті хвилі напруг в найважчому напрямку збільшує розміри зони передачі вибухової енергії, за рахунок чого забезпечується більший обсяг та рівномірність руйнування масиву. Зі збільшенням величини швидкості зміщення частина енергії вибуху, яка йде в звичайних умовах на збудження шкідливих пружних коливань масиву, як-би повертається та виконує додаткове руйнування гірничої маси в межах відокремлень тріщинуватого масиву. На цьому підґрунті стає можливим спосіб зменшення загального сейсмічного ефекту за рахунок створення раціональних хвильових полів шляхом комплексного використання вищезазначених чинників.

3.3.2 Вплив водоемульсійного проміжку в конструкції свердловинного заряду емульсійних вибухових речовин на інтенсивність подрібнення скельних гірських порід

Досвід останніх років показав, що на гірничих підприємствах з видобутку скельної будівельної сировини на блоках, готових до висадження свердловинними зарядами, збільшилась кількість обводнених свердловин. Для зарядки таких свердловин необхідна велика кількість водостійких вибухових речовин, які в 1,5-2,0 рази мають більшу вартість. Сьогодні для висадження таких блоків застосовують емульсійні вибухові речовини (ЕВР) (рис.3.15).

На практиці давно ефективно застосовуються конструкції свердловинних зарядів, розосереджені різними проміжками, однак застосування емульсійних вибухових речовин дозволяє формувати лише суцільні заряди.

Тому розробка способу формування водоемульсійного проміжку в розосередженій конструкції свердловинного заряду емульсійних ВР та регулювання інтенсивності вибухового подрібнення гірських порід з його застосуванням є своєчасною та актуальною.



Рис. 3.15. Загальний вигляд нерудного кар'єру після масового вибуху водоемульсійної ВР

Як показав аналіз літературних джерел, для підвищення ефективності подрібнення скельних гірських порід вибухом застосовують різні конструкції свердловинних зарядів, в тому числі розосереджені повітряними, інертними або водними проміжками [91]. Розосереджені конструкції свердловинних зарядів частіше зустрічаються в свердловинних зарядах із гранульованих вибухових речовин. Досвід показує, що з пониженням гірничих робіт підвищується обводненість гірського масиву, що ускладнює виконання вибухових робіт та погіршує якість гірничої маси. Застосування емульсійних вибухових речовин в обводнених гірських породах часто призводить до переподрібнення гірничої маси. Застосування проміжків у конструкції свердловинних зарядів могло б зменшити інтенсивність вибухового імпульсу, що покращить якість гірничої маси та зменшить інтенсивність сейсмічних коливань ґрунту в основі фундаментів будівель та споруд [91]. Однак складність формування таких проміжків при застосуванні ЕВР стримує їх широке впровадження.

Для конструкції свердловинного заряду з емульсійної ВР було б доцільно застосовувати водний проміжок [91]. Вода, яка заповнює проміжок між частинами заряду, здатна рівномірно передавати тиск на стінки свердловини, завдяки чому тиск продуктів детонації рівномірно розподіляється по всій висоті свердловини, що забезпечує рівномірне подрібнення масиву по всій висоті уступу. Однак вода має меншу щільність за ЕВР, тому необхідно застосовувати водоемульсійний проміжок, щільність якого регулюється залежно від щільності ЕВР.

Як показали дослідження [91], рідина, яка знаходиться між двома елементами свердловинного заряду, за рахунок високого тиску продуктів детонації передає тиск на стінки свердловини, що збільшує зону тріщиноутворення.

Аналіз експериментальних досліджень показав, що при застосуванні зарядів ВР з водоемульсійним проміжком вирва вибуху має більші параметри та рівномірне подрібнення гірської маси в порівнянні з суцільним та розосередженим інертним проміжком (рис. 3.16, рис. 3.17).

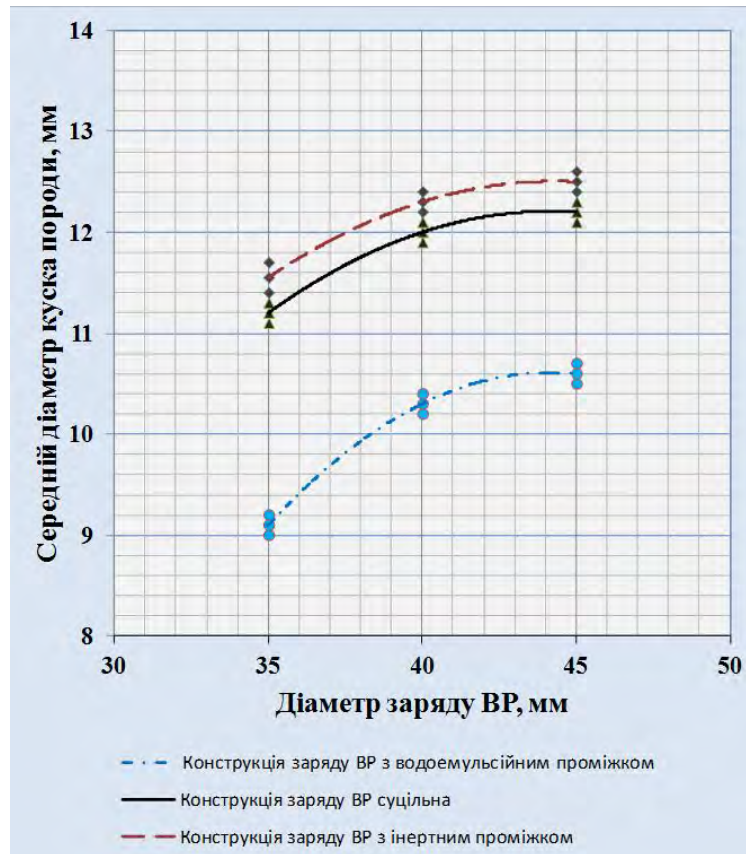


Рис. 3.16. Залежність середнього діаметра куску породи від діаметра та конструкції заряду ВР

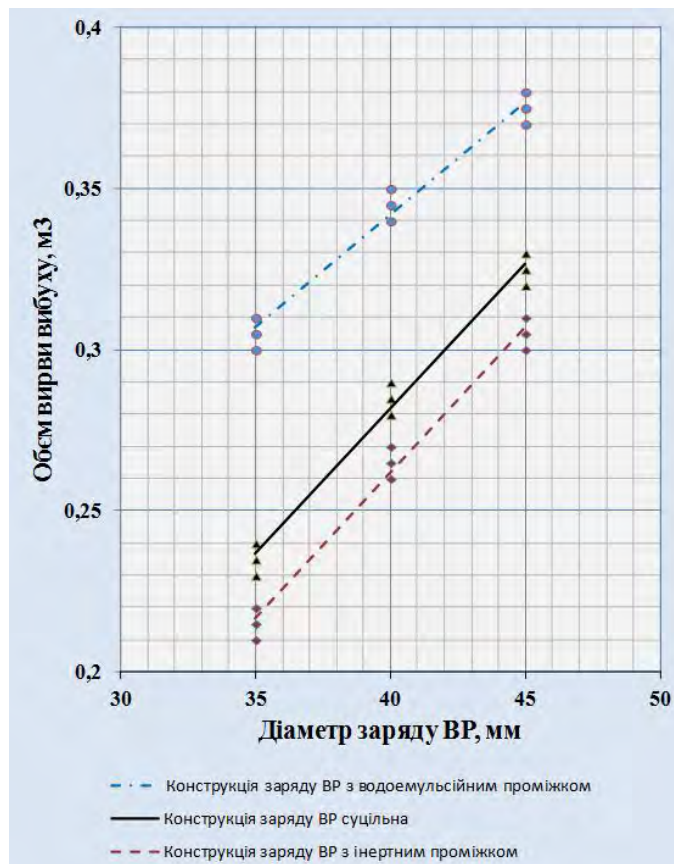


Рис. 3.17. Залежність об'єму вирви вибуху від діаметра та конструкції заряду ВР

Дослідження сейсмічної дії зарядів ВР з водоемульсійним проміжком показали, що на малих відстанях коливання ґрунту мають більшу швидкість при застосуванні зарядів ВР з водоемульсійним проміжком. Однак зі збільшенням відстані ця швидкість спадає значно скоріше, ніж при суцільній конструкції заряду.

Наявність водоемульсійного проміжку в свердловинному заряді створює інший механізм передачі енергії масиву скельних гірських порід. Це викликано багатократним динамічним навантаженням масиву під дією ударних хвиль, що збільшує час та інтенсивність навантаження масиву [91].

В результаті цього збільшується радіус зони дроблення і, як наслідок, на малих відстанях збільшується і сейсмічний ефект. Сейсмічні коливання мають високочастотний характер, який становить 160-180 Гц. Наявність високочастотного спектра коливань при застосуванні водоемульсійного проміжку є причиною більш інтенсивного затухання на великих відстанях, що зменшує сейсмічний ефект біля будівель та споруд, що охороняються.

На графіках (рис. 3.18) наочно показано зміну сейсмічної та подрібнюючої дії свердловинного заряду з водоемульсійним проміжком у порівнянні з суцільним зарядом.

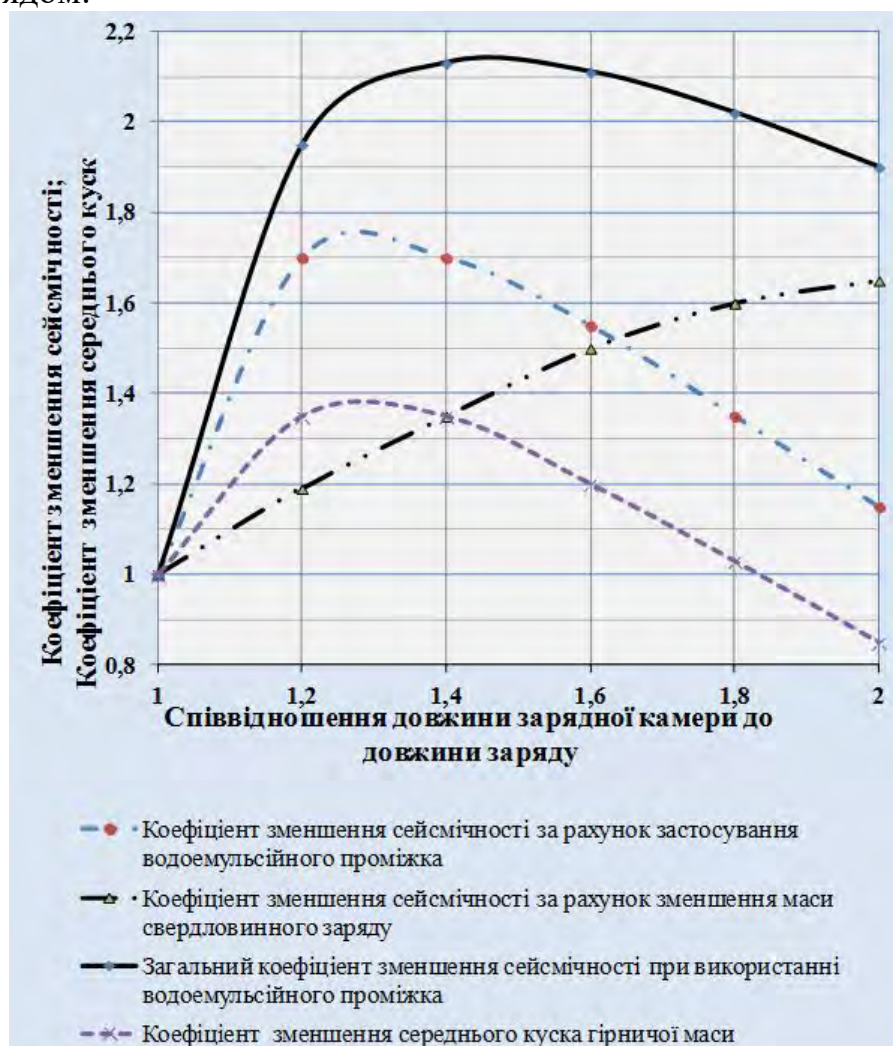


Рис. 3.18. Залежність зміни коефіцієнта зменшення сейсмічності від співвідношення довжини зарядної камери до довжини заряду

Аналіз графіків показав, що коефіцієнт зменшення сейсмічності при підриванні зарядів з водоемульсійним проміжком складається з двох складових. Першою складовою є зниження за рахунок зменшення маси ВР, другою — високочастотні коливання, викликані дією хвиль стискання у водоемульсійному проміжку.

Збільшення величини водоемульсійного проміжку має обмеження до величини, де коефіцієнт зменшення сейсмічності буде змінюватися лише за рахунок зменшення величини заряду. Найбільш раціональне використання водоемульсійного проміжку становить при співвідношенні величини зарядної камери до довжини заряду в межах 1,2-1,4. При такому співвідношенні спостерігається найкраще рівномірне подрібнення гірської маси та найбільший коефіцієнт зменшення сейсмічності вибуху.

Технологія формування водоемульсійного проміжку базується на технології формування заряду ЕВР [91]. Для цього застосовують модернізовані змішувально-зарядні машини, в яких є додаткова ємність для водоемульсії. Ємність підключається до насоса, який подає в свердловину ЕВР. Після закачування розрахункової маси ЕВР нижнього заряду подається розрахункова маса водоемульсійного проміжку, потім маса ЕВР.

Для виготовлення водоемульсійного проміжку застосовується технологія виготовлення емульсійної композиції, яка відрізняється лише тим, що замість розчину окислювача використовується звичайна вода [91]. Водоемульсійний проміжок виготовляється в процесі диспергування води в масляному середовищі з використанням поверхнево-активних речовин на пункті виготовлення ЕВР або безпосередньо при заряджанні свердловини за допомогою додаткового насоса-диспергатора, який встановлюється на змішувально-зарядну машину.

Виконані в Національному технічному університеті «Дніпровська політехніка» експериментальні дослідження підтверджують ефективність застосування водоемульсійного проміжку в конструкції свердловинного заряду ЕВР, що визначається зниженням швидкості сейсмічних коливань та більш рівномірного подрібнення гірських порід.

Розосередження свердловинних зарядів водоемульсійним проміжком оптимальної довжини забезпечує зниження сейсмоколивань ґрунту в 1,5-2,5 рази, розмір середнього куска гірської маси майже в 1,5 рази, при цьому вихід дрібної фракції зменшується у 1,2-1,5 рази в порівнянні з суцільною конструкцією свердловинного заряду ЕВР.

На підставі результатів експериментальних досліджень, а також дослідно-промислової перевірки безпосередньо в кар'єрі розроблена конструкція свердловинного заряду ЕВР, яка розосереджена водоемульсійним проміжком, та технологія його формування.

3.3.3 Технологія виконання вибухових робіт в умовах зменшеної санітарно-захисної зони нерудних кар'єрів

Санітарно-захисна зона – територія, розташована між промисловим підприємством і найближчими житловими і громадськими та ін. непромисловими будівлями. Створюється для захисту населення від впливу несприятливих виробничих чинників (пил, газ, шум, вібрації та ін.), величина яких на межі санітарно-захисної зони не повинна перевищувати гігієнічних нормативів, встановлених для населених пунктів. Ширина санітарно-захисної зони залежить від характеру і потужності виробництва, досконалості технологічних процесів, рівня несприятливих чинників, рози вітрів, застосування газо- і пилоочисних пристроїв, наявності протишумових, протівібраційних і інших захисних заходів. Згідно з санітарними нормами [17] для підприємств з видобутку руд та нерудних копалин (клас І. А – кар'єри з видобутку залізних руд відкритим способом з використанням вибухових засобів) санітарно-захисна зона має становити 1500 м.

Майже всі кар'єри з видобутку нерудних корисних копалин, на яких ведуться вибухові роботи, мають загрозу закриття, оскільки знаходяться на значно меншій відстані ніж 1500 м від житлової забудови населених пунктів. Зменшення санітарно-захисної зони можливе до 100 м залежно від класу, до якого відноситься підприємство з видобутку корисних копалин за умови, що вибухові роботи не проводяться. Головним чинником встановлення санітарно-захисної зони в 1500 м є не сам факт виконання вибухових робіт, а шкідливі фактори, які їх супроводжують, а саме викиди шкідливих газів, розлітання кусків породи, ударно-повітряна хвиля та сейсмічні коливання в основі фундаментів житлових будівель.

В умовах зменшеної санітарно-захисної зони необхідно чітко дотримуватися правил безпеки при вибухових роботах, норм сейсмічної безпеки та норм ГДК пилогазових викидів. Теоретичні розрахунки та практичні результати виконання вибухових робіт і постійний моніторинг впливу негативних факторів на кар'єрах в умовах зменшених санітарно-захисних зон дозволить вдосконалити вибухові роботи, покращити якість готової продукції та зменшити екологічне навантаження.

Вибухові роботи на кар'єрах мають складний процес від якого залежить якість готової продукції та екологія довкілля. Вони включають широкий комплекс засобів і технологічних операцій, до яких можна віднести вибухові речовини і засоби ініціювання, параметри свердловинних зарядів (діаметр і конструкція), схеми ініціювання, умови підривання, тип набійки тощо.

Вдосконалення підготовки гірської маси залежить, передусім, від ефективності вибухових робіт. Основні напрями вдосконалення вибухових робіт [13], [44], як зазначив професор, член-кор. НАН України Е.І. Єфремов, – є вдосконалення вибухівки, визначення оптимального діаметра свердловини, встановлення раціональної конструкції свердловинного заряду та способу його ініціювання.

Перелік вибухових матеріалів промислового призначення, допущених до постійного виробництва і застосування, має великий асортимент вибухових речовин, але як показала практика, найбільш перспективним є застосування емульсійних вибухових речовин (ЕВР). Емульсійні ВР мають найменший негативний вплив на довкілля, тому доцільність їх застосування в умовах зменшених санітарно-захисних зон є незаперечною.

ЕВР мають велику щільність та потужність. Застосування таких ВР на кар'єрах з видобутку нерудних корисних копалин в свердловинах з конструкцією та способом ініціювання, аналогічним гранульованим ВР, може призводити до значного переподрібнення гірських порід, що значно вплине на якість готової продукції. На рис. 3.19 зображено результати експериментального масового вибуху на Чаплінському кар'єрі, де параметри сітки свердловин були розраховані на застосування ВР грамоніт 79/21, а застосовувалася ЕВР Україніт-ПП-2Б.



Рис. 3.19. Результати масового вибуху на Чаплінському кар'єрі

Так, застосування високощільної та потужної ЕВР із суцільною колонкою заряду в умовах зменшеної сітки та великого діаметра свердловин призвело до переподрібнення гірської породи. В результаті підприємство отримало значно менше готової продукції, оскільки близько 50 % загального обсягу породи пішло у відсів.

Дослідження ефективності дії вибуху свердловинного заряду при багаторазовому навантаженні гірського масиву по всій висоті уступу дозволило встановити закономірність розподілення гранулометричного складу гірничої маси в розвалі. Встановлено, що багаторазове навантаження масиву гірських

порід за рахунок ініціювання колонки свердловинного заряду починаючи з дна свердловини з поступовим упередженням детонаційної хвилі, що рухається по заряду ВР, дозволяє зменшити вихід негабариту та дрібної фракції (рис.3.20).

При проведенні досліджень способу ініціювання свердловинних зарядів проводилася кінозйомка. Аналіз розкадрування кінограми показав, що виліт продуктів вибуху із свердловин при багаторазовому ініціюванні відбувається значно пізніше. При одноразовому способі ініціювання (рис. 3.20, б) продукти вибуху викидають набійку через 10-20 мс від моменту ініціювання заряду, що спричиняє розліт кусків породи з верхньої частини уступу на значну відстань, інколи більше розрахункової.

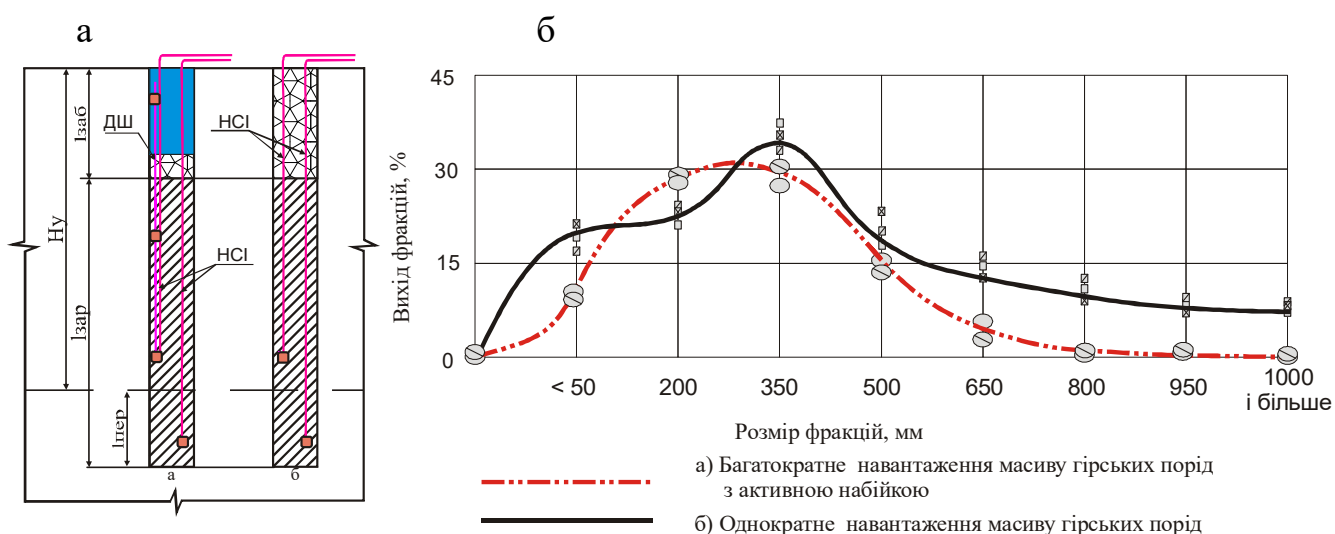


Рис. 3.20. Схема розташування проміжних детонаторів у свердловинному заряді та гранулометричний склад висадженої гірничої маси

При висадженні гірських порід з багаторазовим їх навантаженням (рис. 3.20, а) час затримки вильоту набійки зростає у декілька разів, початкова швидкість вильоту набійки значно менша. В більшості експериментів виліт набійки із свердловини взагалі не фіксувався. Отже, час знаходження продуктів детонації в зарядній камері значно збільшується, що позитивно впливає на якість подрібнення гірських порід та зменшення радіусу розльоту кусків породи.

Зменшення навантаження на набійку дозволило реалізувати пристрій для ініціювання свердловинного заряду. За рахунок запропонованого способу ініціювання та активної гідронабійки з інертним проміжком між ВР та гідронабійкою стало можливим рівномірно навантажити масив по всій висоті свердловини та затримати продукти вибуху у свердловині. Запропонована конструкція активної набійки та спосіб ініціювання надає багато переваг над звичайною інертною набійкою. За рахунок гідродару, який спричиняє вибух проміжного детонатора у гідронабійці, відбувається руйнування породи в зоні нерегульованого подрібнення, що дозволяє зменшити вихід негабариту (рис. 3.20, а). Вода з гідронабійки зв'язує частинки пилу в процесі вибуху та

зрошує поверхню розвалу, що умовах зменшеної санітарно-захисної зони є необхідним та обов'язковим для пилоподавлення.

Наукові дослідження та практичні результати технології підривання свердловинних зарядів, розосереджених водним проміжком [9], дозволили встановити співвідношення довжини верхньої та нижньої частин зарядів, величину проміжку та інтервал уповільнення при підриванні тротилівмісними гранульованими ВР в обводнених свердловинах (рис. 3.21).

Аналіз фотограм (рис. 3.21) процесу руйнування моделі зарядами ВР, розосередженої різними проміжками, показав, що процес руйнування моделі зарядами ВР з повітряним та водним проміжками має подібну закономірність та суттєво відрізняється від процесу руйнування моделі зарядом ВР з інертним проміжком. При застосуванні інертного проміжку (рис. 3.21, а) протягом 44 мкс руйнування моделі відбувається в районі розташування ВР, що призводить до переподібнення в цій зоні.

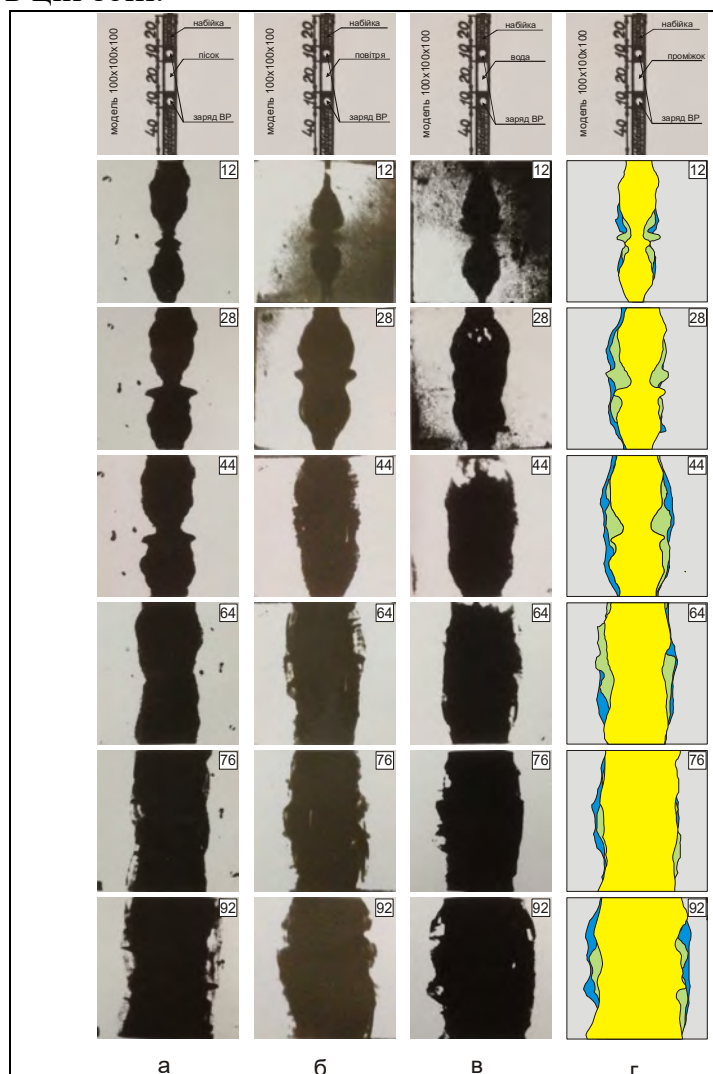


Рис. 3.21. Фотограма процесу руйнування моделі зарядом ВР розосередженого проміжком: а – інертним; б – повітряним; в – водним; г – порівняння площі перетину зони руйнування моделі при використанні різних проміжків

Починаючи з 64 мкс руйнування моделі відбувається і в районі проміжку. Однак тиск в продуктах детонації зменшується, що призводить до зменшення зони руйнування.

Характерною відмінністю при застосуванні заряду ВР з водним проміжком (рис. 3.21, в) є те, що зона руйнування, яка прилягає до проміжку, є значно більшою ніж у випадку з інертним (рис. 3.21, а) та повітряним (рис. 3.21, в) проміжками. Починаючи з 44 мкс спостерігається збільшення цієї зони. Це свідчить про те, що водний проміжок за рахунок накопичення енергії навантажує масив не тільки в процесі вибуху ВР, а й на більш пізньому етапі його руйнування.

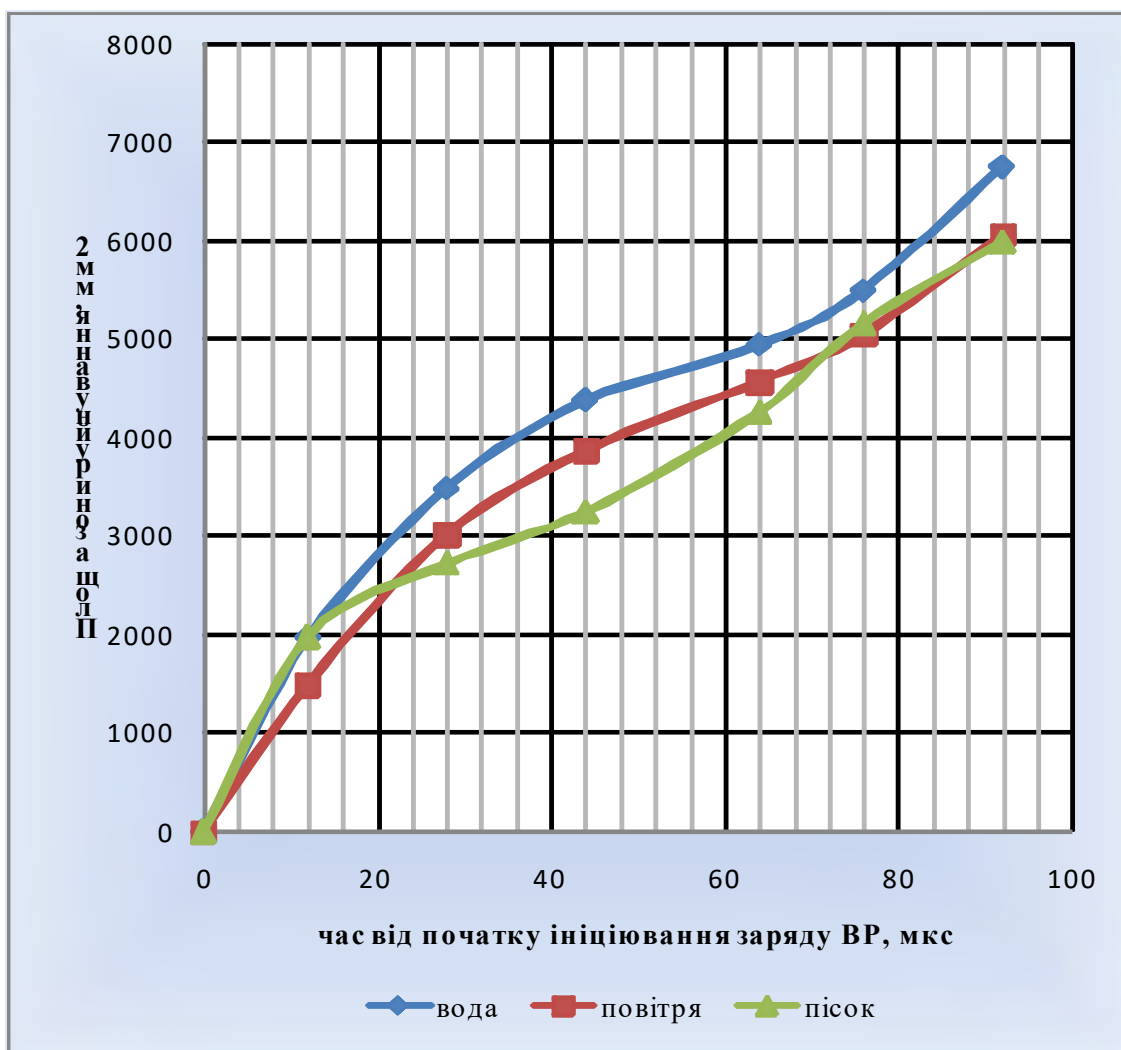


Рис. 3.22. Зміна площі перетину зони руйнування моделі зарядом ВР, розосередженого інертним, повітряним і водним проміжками

Вода, яка знаходиться між частинами зарядів, має здатність не тільки зворотно стискатися, але і рівномірно передавати тиск вибуху у всіх напрямках. Тому тиск продуктів детонації розподіляється по всій свердловині, забезпечуючи рівномірне розпушення масиву по всій висоті. На відміну від повітряного проміжку водяний проміжок характеризується значно меншою

стисливістю, внаслідок чого падіння тиску в свердловині з водним проміжком значно менше: це дозволяє збільшити на 16-18 % зону руйнування, що особливо актуально при розпушенні тріщинуватих скельних порід.

Як показує практика та аналіз літературних джерел, застосовуються розосереджені свердловинні заряди дуже рідко. Причиною цього є трудомісткість робіт з формування водяного, повітряного чи навіть інертного проміжку. Для покращення якості вибухових робіт при існуючому буровому обладнанні на кар'єрах застосовують поліетиленові рукава для формування зарядів ВР зменшеного або змінного діаметра.

Застосування емульсійних ВР на кар'єрах нерудної промисловості з використанням поліетиленових рукавів та водних проміжків (рис. 3.23) дозволить значно здешевити та покращити якість вибухових робіт.

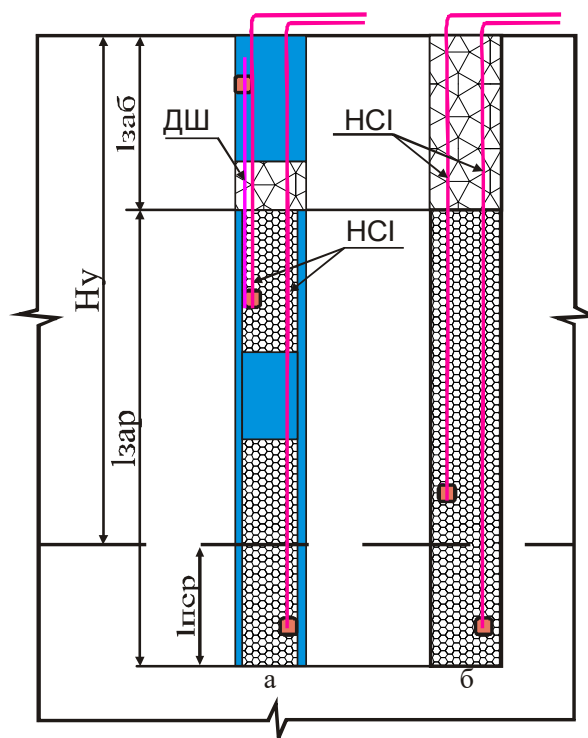


Рис. 3.23. Конструкція свердловинного заряду ЕВР: а – з водним проміжком і активною гідронабійкою в поліетиленовому рукаві меншого від свердловини діаметра; б – суцільний заряд

Формування водного проміжка не є складним, якщо модернізувати зарядну машину. Модернізації зарядної машини передбачає лише встановлення додаткової ємності для водяного проміжка та під'єднання її до насоса, що подає ЕВР в свердловину. Процес заряджання свердловин проводиться з дна свердловини. Спочатку встановлюється нижній проміжний детонатор, потім подається ЕВР, яка відповідає масі нижнього заряду. Далі подається водяний проміжок (спеціальна емульсія, щільність якої відповідає щільності ЕВР), потім встановлюється верхній проміжний детонатор і подається ЕВР, яка відповідає масі верхнього заряду. Завершальним етапом є формування активної гідронабійки.

Впровадження такої конструкції заряду та неелектричних систем ініціювання (НСІ) дозволяє ініціювати верхню та нижню частини заряду з різним інтервалом уповільнення, що зменшує інтенсивність коливань ґрунту в основі фундаментів будівель та споруд і дає підстави для зменшення санітарно-захисної зони.

Проведені дослідження впливу конструкції заряду і способу його ініціювання на якість подрібнення гірських порід та інтенсивність сейсмічних коливань ґрунту в основі близько розташованих будівель та споруд дозволили визначити оптимальні параметри сейсмобезпечного виконання буропідричних робіт на Піщанському родовищі мігматитів і гранітів в м. Кременчук та надати рекомендації (рис. 3.24) щодо сейсмобезпечного виконання буропідричних робіт на даному кар'єрі [91].

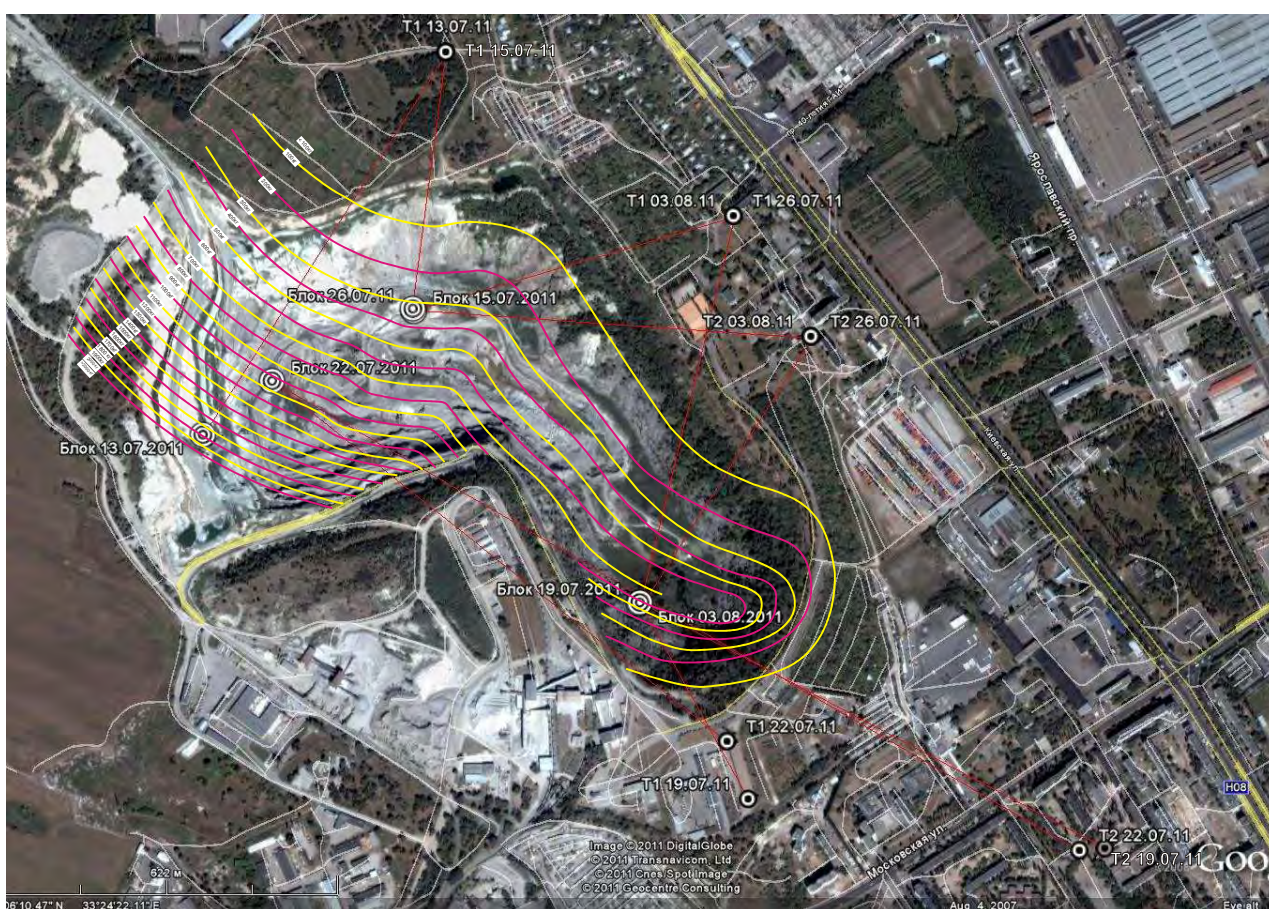


Рис. 3.24. План кар'єру Піщанського родовища мігматитів і гранітів ПАТ «Кременчуцьке кар'єроуправління «Кварц» (ізолінії сейсмодопустимих мас зарядів у найбільшій групі уповільнення)

Контрольна перевірка інтенсивності сейсмоколивань при проведенні масових висаджень 30.09.2011 р., 12.10.2011 р. та 08.11.2011 р. показала, що впровадження конструкції розосереджених зарядів та рекомендацій щодо їх ініціювання сприяли зменшенню інтенсивності сейсмоколивань в 1,2-1,7 рази. Швидкість сейсмічних коливань становила 0,2-0,5 см/с, що відповідно до

«Шкали інтенсивності сейсмічних коливань під час вибухів» не перевищило допустиму межу 3 бали. Такі коливання допускаються «Нормами сейсмічної безпеки» згідно з чинним Національним стандартом України ДСТУ 4704:2008.

Виконання буропідричних робіт у кар'єрі ПАТ «Кременчуцьке кар'єроуправління «Кварц» з суворим дотриманням вимог та рекомендацій щодо їх сейсмічної безпеки дозволило відпрацювати південно-східну частину кар'єру в умовах зменшеної санітарно-захисної зони без втрат корисних копалин та негативного впливу на стан наближених до кар'єру будівель і споруд м. Кременчук, с. Піщане та с. Ковалівка.

Технологія виконання вибухових робіт в умовах зменшеної санітарно-захисної зони нерудних кар'єрів вимагає індивідуального підходу для кожного окремого кар'єру. Розробка рекомендацій щодо виконання буропідричних робіт має ґрунтуватися на експериментальних та теоретичних дослідженнях. Суворе дотримання рекомендацій дозволить в складних гірничо-геологічних умовах та зменшеній санітарно-захисній зоні отримувати високоякісну продукцію, а вибухові роботи будуть безпечними для довкілля.

3.3.4 Особливості технології буропідричних робіт на нерудних кар'єрах за умови дотримання сейсмодопустимих параметрів свердловинних зарядів

З огляду на інтенсивність розвитку будівельного сектора економіки України, значно зросли видобуток і виробництво будівельних матеріалів. Більшість кар'єрів скельної будівельної сировини розташовані близько забудов селищної зони. На сьогоднішній день найбільш значущим і застосовуваним методом підготовки скельних гірських порід до виймання є руйнування гірських порід енергією вибуху. Таке руйнування супроводжується великим переміщенням гірської маси з інтенсивними сейсмічними коливаннями ґрунту, ударно-повітряною хвилею та пилогазовими викидами. Таким чином, на кар'єрах повинні застосовуватися технології, які не шкодять навколишньому середовищу та прилеглим будівлям і спорудам.

Фізичні основи інженерних методів управління сейсмічною дією вибуху в гірських породах та комплекс інженерних методів управління енергією вибуху свердловинних зарядів вибухових речовин у різних гірничо-геологічних умовах проведення вибуху представлені в дослідженнях Садовського М.О., Кучерявого Ф.І., Друкованого М.Ф., Єфремова Е.І., Коміра В.М., Бойка В.М., Мосинця В.М., Ханукаєва О.Н., Цейтліна Я.І. та ін.

На основі наукових праць Медведєва С.В., Вовка О.О., Кузьменка А.О., а також нормативної документації та законів України щодо безпеки виконання вибухових робіт та стійкості будівель і споруд в сейсмонебезпечній зоні було розроблено ДСТУ 4704:2008 «Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки» [92]. Ці ДСТУ 4704:2008 використовуються як нормативний документ при проектуванні вибухових робіт на гірничих підприємствах, але вони не конкретизують способи зменшення інтенсивності сейсмічних коливань для тих чи інших умов виконання вибухових робіт.

Розроблено багато способів зниження сейсмічного ефекту вибуху, однак на їх основі не запропоновано єдиної методики визначення сейсмобезпечних параметрів вибухів і відстаней, а також рекомендацій для різних умов застосування при проведенні вибухових робіт. Методика розрахунку параметрів буропідривних робіт не передбачає зв'язок сейсмоефекту вибуху з якістю вибухового подрібнення гірських порід. Разом з тим, багаторічні дослідження показують, що зниження сейсмоефекту є наслідком перерозподілу вибухової енергії на корисну форму роботи. Однією з причин такого перерозподілу є підвищення часу вибухового навантаження скельного масиву з одночасним зниженням початкового імпульсу вибуху в свердловині, в результаті чого складаються умови досягнення критичного стану стійкості гірських порід при більш низьких навантаженнях [93].

У даний час на окремих гірничодобувних підприємствах параметри буропідривних робіт проєктуються за стандартними формулами без врахування сейсмічного впливу вибухових робіт на масив та прилеглі будівлі і споруди. В кращому випадку, після скарг населення, буропідривні роботи корегуються в сторону зменшення загальної маси вибухових речовин, що призводить до збільшення кількості масових вибухів, а головна причина інтенсивності сейсмічних коливань не вирішується.

Застосування формул, наведених в ДСТУ 4704:2008 «Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки» [92], не дає позитивних результатів. При визначенні швидкості коливань ґрунту, за якою визначається інтенсивність сейсмічних коливань та можливі пошкодження будівель і споруд, під час проведення вибухів одноразового зосередженого та неодноразового висаджування груп розосереджених зарядів ВР (формули 2 та 7 відповідно ДСТУ 4704:2008 [92]), застосовується дуже складний коефіцієнт K , який залежить від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль

$$V = K \left(\frac{Q^{\frac{1}{3}}}{r} \right)^{1,5} \text{ та } V = K \times N \left(\frac{Q_{ef}^{\frac{1}{3}}}{r} \right)^{1,5}, \quad (3.19)$$

де K – коефіцієнт, який залежить від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль;

Q – маса одноразового зосередженого заряду ВР, кг;

Q_{ef} – ефективна маса, що характеризує кожний окремий свердловинний заряд із ряду розосереджених зарядів;

N – кількість свердловинних зарядів ВР однакової маси, що висаджують одночасно у групі (на один ступінь уповільнення);

r – відстань від заряду до пункту спостереження, м;

1,5 – коефіцієнт затухання інтенсивності сейсмічних коливань.

Коефіцієнт K , який залежить від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль, обчислюють як добуток ряду коефіцієнтів, кожний з яких враховує один із чинників (формула 9 ДСТУ 4704:2008 [92]):

$$K = K_1 \times K_2 \times K_3 \times K_4 \times K_5 \times K_6 \times K_7, \quad (3.20)$$

де K_1 – коефіцієнт, який враховує особливості ґрунту, що підлягає висаджуванню;

K_2 – коефіцієнт, який враховує особливості ґрунту під фундаментом будівлі;

K_3 – коефіцієнт, який враховує сезонність робіт;

K_4 – коефіцієнт орієнтації об'єкта відносно блока, що підлягає висаджуванню;

K_5 – коефіцієнт ступеня свободи масиву, що підлягає висаджуванню;

K_6 – коефіцієнт, який враховує діаметр заряду;

K_7 – коефіцієнт, який ураховує вплив кількості груп зарядів (ступенів уповільнення) на сейсмічний ефект короткоуповільненого висаджування.

У зв'язку з тим, що сейсмічна дія вибуху в скельному масиві є багатофакторним процесом, і його достовірно аналітично описати неможливо, поставлені завдання вирішувалися експериментальним шляхом. Експериментальні дослідження виконувалися згідно з ДСТУ 7116:2009 «Вибухи промислові. Метод визначення фактичної сейсмічної стійкості будинків та споруд» [94] та ДСТУ 7117:2009 «Вибухи промислові. Метод визначення тиску на фронті ударної повітряної хвилі та границі безпечної зони» [95]. Для реєстрації сейсмоколивачів та тиску на фронті ударної повітряної хвилі використовувалися сейсмостанція ZET 048-E та цифровий сейсмограф BlastMate III [93].

Як показала практика багатолітніх спостережень інтенсивності сейсмічних коливачів, при висадженні скельних гірських порід на різних кар'єрах розрахунковий коефіцієнт K майже ніколи не співпадає з реальним. Тому і очікувані коливачня ґрунту часто перевищують допустиму норму. Це призводить до скарг населення та неефективної роботи гірничого підприємства.

Вищезазначений коефіцієнт K , на наш погляд, повинен бути визначений за результатами проведення дослідно-промислових вибухів у конкретних гірничо-геологічних умовах того чи іншого кар'єру. За висновками та рекомендаціями сейсмологів необхідно коригувати паспорти масових вибухів для конкретних умов. Це дозволить прогнозувати результати вибухових робіт, що істотно покращить їх якість та знизить собівартість.

Моніторинг сейсмічних коливачів ґрунту на гранітних та вапнякових кар'єрах дозволив встановити закономірність частоти та швидкості сейсмічних коливачів. Так проведені дослідження виявили, що переважна частота коливачів при проведенні вибухових робіт на гранітних кар'єрах становить 20-80 Гц

(рис. 3. 25), а при проведенні вибухових робіт на вапнякових кар'єрах – 5-20 Гц (рис. 3.26, 3.27).

За результатами вимірювань швидкості та частоти сейсмічних коливань встановлюється фактичний коефіцієнт K , який залежить від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль за формулою:

$$K = V_{\phi} \left(\frac{r}{Q^{\frac{1}{3}}} \right)^{1,5}, \quad (3.21)$$

де V_{ϕ} - фактична швидкість коливань ґрунту від вибуху одноразового зосередженого заряду ВР біля фундаменту об'єкта, що охороняється.

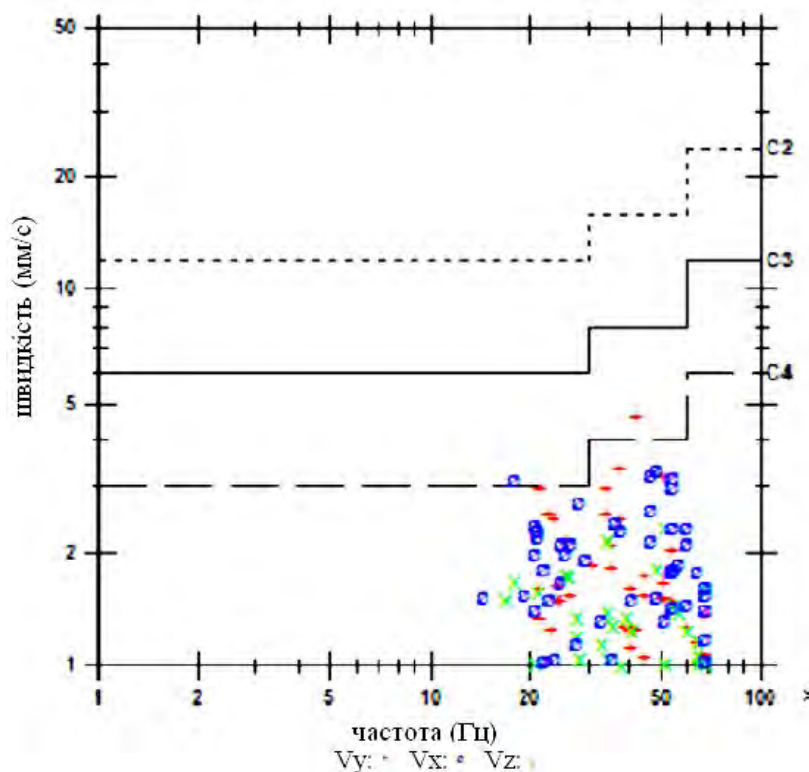


Рис. 3.25. Частота та швидкість сейсмічних коливань ґрунту при виконанні вибухових робіт на гранітному кар'єрі ТОВ «ШАМРАЇВСЬКЕ» відносно житлових будівель с. Шамраївка

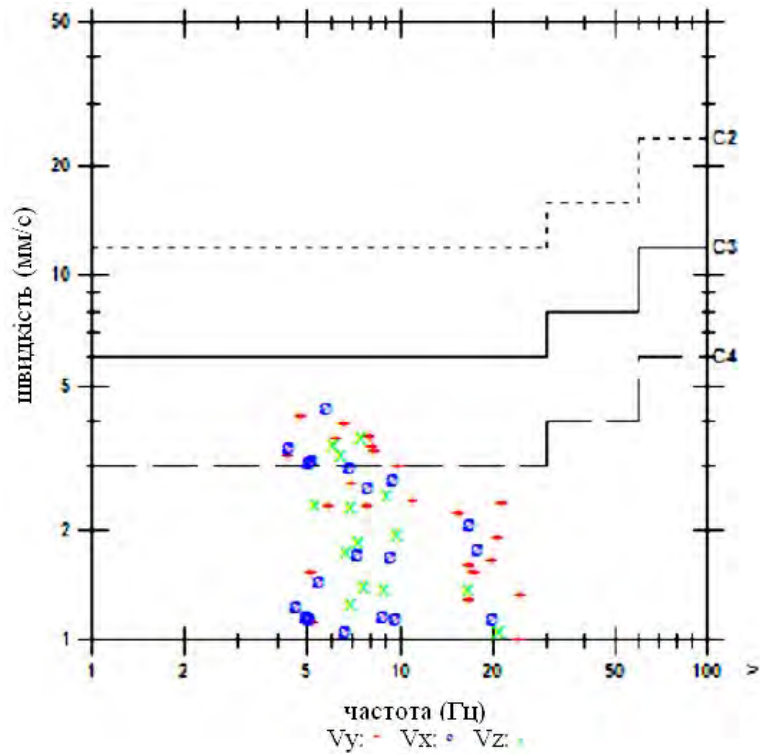


Рис. 3.26. Частота та швидкість сейсмічних коливань ґрунту при виконанні вибухових робіт в південній частині вапнякового кар'єру ТОВ «УКРПРОМ-БУД» для уступу № 3 гор. + 294 м відносно житлових будівель с. Привороття

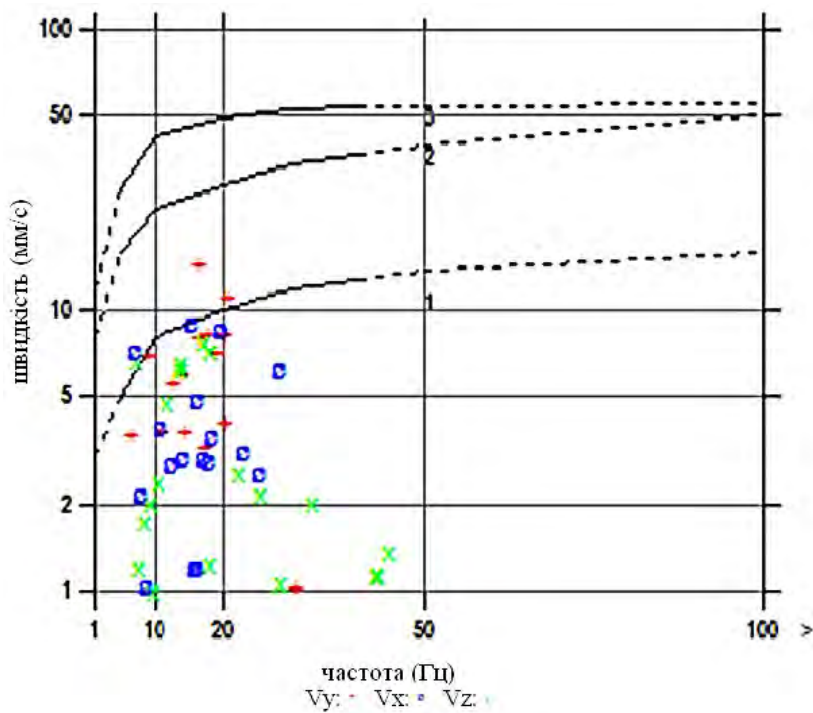


Рис. 3.27. Частота та швидкість сейсмічних коливань ґрунту при виконанні вибухових робіт на вапняковому кар'єрі ТОВ «Кар'єр Новосілка» відносно житлових будівель та споруд с. Новосілка

Сейсмобезпечна відстань від блока до об'єкта r_c та сейсмобезпечна маса зосередженого заряду BP залежно від віддалення r від об'єкта Q_c визначаються згідно з ДСТУ 4704:2008 [92]

$$r_c = \left(\frac{K}{V_{дон}} \right)^{2/3} \times Q_c^{1/3} \quad (3.22)$$

де $V_{дон}$ - допустима швидкість коливань ґрунту від вибуху одноразового зосередженого заряду BP біля фундаменту об'єкта, що охороняється.

Результати розрахунків для зручності користування наносяться на план кар'єру (рис. 3.28) у вигляді ізолінії сейсмодопустимих мас Q_c свердловинних зарядів вибухових речовин в найбільшому ступені уповільнення на відстані r від точок вимірювань.

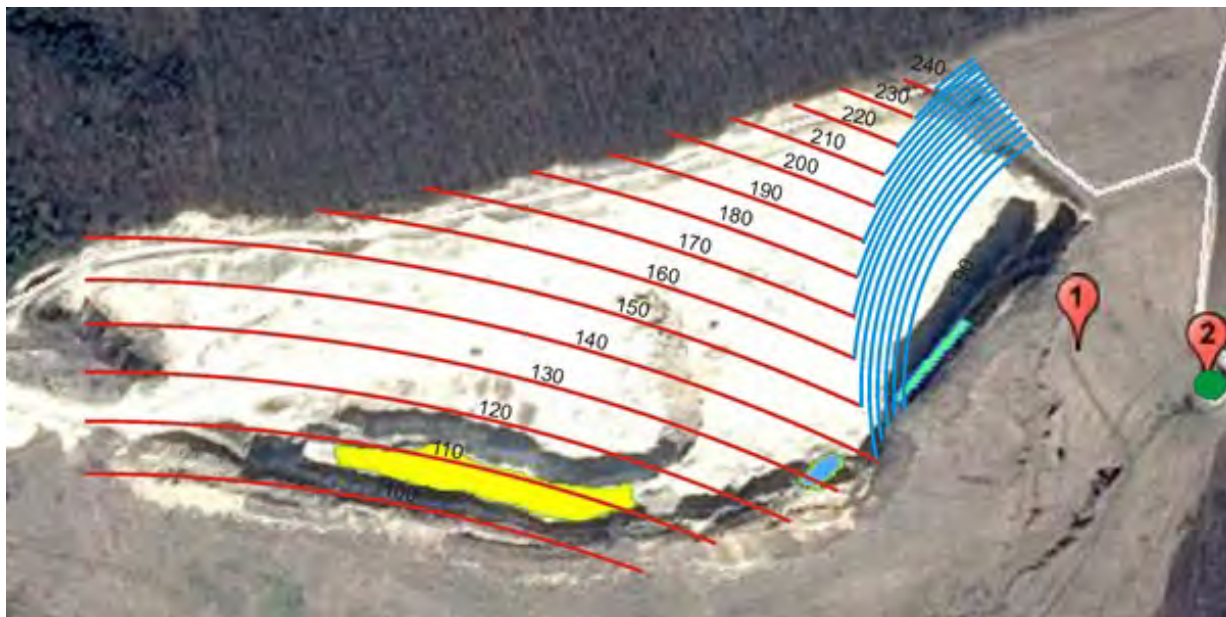


Рис. 3.28. Ізолінії сейсмодопустимих мас Q_c свердловинних зарядів вибухових речовин в найбільшому ступені уповільнення на вапняковому кар'єрі ТОВ «Кар'єр Новосілка»

Одним з головних параметрів при оцінці результатів вибухового дроблення гірських порід на кар'єрах і в будівництві є оцінка середнього розміру куска в розвалі. Знання залежності цієї величини від параметрів буропідричних робіт і властивостей гірських порід дозволяє надійно розраховувати не тільки техніко-економічні показники буропідричних робіт на підприємствах, а й вирішити такі завдання гірничого виробництва, як безпека вибуху, проектування та вибір гірничого устаткування на кар'єрах, збагачувальних фабриках і т.д. Знання

закономірностей розповсюдження сейсмічної хвилі в напрямку будівель та споруд при виконанні вибухових робіт дозволяє коригувати параметри масового вибуху і направляти енергію на подрібнення гірських порід і зменшення сейсмічного ефекту на будівлі та споруди.

Проведені дослідження дозволили встановити закономірності розповсюдження сейсмічних хвиль та їх частотної складової в залежності від різних параметрів конструкції свердловинних зарядів, способів їх ініціювання та схем підривання.

Частотний діапазон сейсмічних коливань до 10 Гц, які спостерігаються при проведенні вибухових робіт на вапнякових кар'єрах (див. рис. 3.26, 3.27), в більшості випадків співпадає з власною частотою будівель та споруд, що призводить до резонансного явища і в результаті до пошкоджень споруд. Як показала практика, зменшення маси свердловинного заряду не призводить до зміни частотних характеристик сейсмічних коливань. Застосування розосереджених свердловинних зарядів водним або іншим проміжком з внутрішньосвердловинним уповільненням підвищує час навантаження масиву та призводить до збільшення частотного складу сейсмохвиль. В результаті знижується інтенсивність сейсмічних коливань в дальній зоні та підсилюється подрібнююча дія вибуху в масиві.

На гранітних кар'єрах характерна наявність розкритих тріщин в масиві. Для кожного кар'єру ці тріщини мають приблизно однаковий азимут простягання, який дуже відрізняється відносно напрямку переміщення фронту гірничих робіт, що ускладнює виконання вибухових робіт. Дослідженнями встановлено, що інтенсивність сейсмічних коливань зменшується за рахунок екранізації розкритими тріщинами. Виконання вибухових робіт відносно простягання розкритих тріщин підвищує локалізацію енергії вибуху, що збільшує розмір зони подрібнення та підвищує затухання енергії сейсмохвиль. Застосування свердловинних зарядів, розосереджених водним проміжком з короткоуповільненим підриванням нижнього та верхнього зарядів з інтервалом в 15-25 мс, починаючи з нижнього, та враховуючи напрямок енергії вибуху відносно простягання розкритих тріщин значно підвищує ефект екранізації енергії сейсмохвиль у зв'язку зі збільшенням високочастотної складової сейсмохвиль.

3.3.5 Розрахунок параметрів розташування свердловин і величин свердловинних зарядів

Розрахунок параметрів свердловинних зарядів повинен виконуватися для широкого діапазону висот уступів або товщини шарів скельних порід, необхідність у висадженні яких може виникнути в процесі як безпосереднього відпрацювання родовища, так і при потребі нарізання нових уступів, вирівнювання підосви уступів, відпрацювання скельних покривних порід і таке інше.

Розрахунок параметрів розташування свердловин і відповідних їм величин зручно виконувати за методикою [96] на основі поправки $F(\bar{L})$, яка враховує відносну (в діаметрах) довжину свердловинних зарядів $\bar{L} = \frac{L}{d}$ (де L - довжина зарядів), яку рекомендовано визначати як:

$$F(\bar{L}) = \left(\frac{L}{40d} \right)^{0,25} \leq 1. \quad (3.23)$$

Відповідно лінія опору по підшві (ЛОПП) для одиночного свердловинного заряду визначається за формулою:

$$W = 54,5d(e\Delta)^{0,5} M^{-0,25} K_m F\left(\frac{\bar{L}}{L}\right), \text{ м}, \quad (3.24)$$

де d – діаметр свердловинних зарядів, м;

e – значення перевідного коефіцієнта за ідеальною роботою вибуху ВР, що застосовується, по відношенню до еталонної ВР

$$e = \frac{A_{ep}}{A_{em}}, \quad (3.25)$$

A_{ep} – ідеальна робота вибуху ВР, прийнятої до застосування;

A_{em} – ідеальна робота вибуху еталонної ВР (амоніт №6 ЖВ, грамоніт 79/21);

Δ – насипна (наливна щільність) ВР, що застосовується, кг/дм³;

M – порядковий номер породи за класифікацією ДБН Д. 2.2-3-99;

K_m – коефіцієнт, що враховує категорію тріщинуватості скельного масиву за класифікацією Міжвідомчої комісії з вибухової справи (МКВС), значення якого рекомендується приймати наступними:

Категорія тріщинуватості, N	I	II	III	IV	V
Значення K_m	1,1	1,0	0,9	0,85	0,8

Розраховану величину ЛОПП порівнюють із її безпечним значенням

$$W_{\text{без}} = H \times ctg\alpha + b_{\text{без}}, \text{ м}, \quad (3.26)$$

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

$b_{\text{без}}$ – ширина берми безпеки, м, згідно [97] $b_{\text{без}} \geq 2,0$ м.

При $W < W_{\text{без}}$ варто застосовувати паралельно-зближені свердловинні заряди. Величина ЛОПП паралельно-зближених свердловинних зарядів W_2 визначається за формулою:

$$W_2 = \sqrt{\frac{2P}{q}}, \quad (3.27)$$

де q – фактична питома витрата ВР, кг/м³.

Паралельно-зближені свердловинні заряди розташовують у масиві в такий же спосіб як і одиночні свердловинні заряди. При цьому вони розглядаються як одиночний свердловинний з еквівалентним діаметром d_e й відповідною йому місткістю 1 м свердловини [п. 1.1.2. Додаток 8 ЕПБ [98]:

$$d_e = d \times \sqrt{N_c}, \quad (3.28)$$

де N_c – кількість паралельно-зближених свердловин.

Відстань між зарядами в парі приймається в межах 4-6 діаметрів свердловини.

За відомих висоти уступу, діаметра свердловин і типу ВР, що буде застосовуватися, порядок визначення параметрів підривання в кар'єрах згідно з [96] буде наступним:

Довжина набійки в свердловинах. Виходячи з того, що раціональна висота набійки з одного боку мусить забезпечувати надійне запирання продуктів вибуху і відповідно попереджувати надмірне розлітання кусків породи та підвищену ударно-повітряну хвилю, а з іншого боку – не допускати погіршення якості руйнування скельного масиву, тобто збільшення виходу негабариту; її значення рекомендується визначати за формулою:

$$7d \leq l_{наб.} = 20d \left(\sqrt{1 + 0,1 \frac{H}{d}} - 1 \right) \leq l_{max}, \quad (3.29)$$

де H – висота уступу або шару породи, що висаджується, м;

$l_{наб.}$ – максимальне значення довжини набійки, що знаходиться в межах $(20 \div 30)d$. При цьому менша межа задовольняє необхідність забезпечення інтенсивного руйнування верхньої частини уступу в крупноблочних (IV та V категорії тріщинуватості) масивах. У малоблочних (I-II категорії тріщинуватості) доцільно приймати $l_{max} = 30d$. У масивах III категорії l_{max} беруть в діапазоні від 20 до 30 діаметрів заряду.

Довжина перебуру. Довжина перебуру l_n свердловин з практичних даних має складати близько 30 % загальної довжини заряду та не перевищувати 12-ти його діаметрів. Цьому відповідає залежність:

$$l_n = 0,42(H - l_{наб.}) \leq 12d \quad (3.30)$$

Довжина свердловин. Довжина вертикальних свердловин:

$$L_c = H + l_n, \text{ м} \quad (3.31)$$

Довжина похилих свердловин $d = 0,100-0,105$ м для контурного відколу:

$$L_c = \frac{H}{\sin \alpha} + l_n \quad (3.32)$$

Довжина заряду в свердловинах. На вибухове руйнування скельних масивів суттєво впливає зміна відносної (до діаметра) довжини свердловинних зарядів, яка в умовах розробки кар'єрів пов'язана з висотою уступів. Характер цієї залежності достатньо вивчений експериментально на значенні радіуса руйнування свердловинних зарядів по підшві уступу, яка пов'язана з формулою визначення L . Разом з тим, при малих відносних значеннях довжини заряду $\left(\frac{L}{d} \leq 7\right)$ радіус руйнування зростає з ростом довжини зарядів за закономірністю, як для зосереджених зарядів, тобто в кубічній залежності.

При подальшому збільшенні довжини заряду, радіус руйнування зростає за залежністю, яка потроху зменшується і продовжується до відносної довжини $\frac{L}{d} = 40 \div 45$. Наступне збільшення довжини заряду практично не впливає на величину радіуса руйнування по підшві уступу.

У зв'язку з цим довжина заряду визначається за виразом:

$$L = L_c - l_{\text{наб.}} \leq \frac{40dH}{40d + l_{\text{наб.}} - l_n}, \quad (3.33)$$

де $\frac{40dH}{40d + l_{\text{наб.}} - l_n}$ - обмеження, пов'язане з необхідністю збереження незмінності питомої витрати ВР при довжині заряду, яка перевищує $40d$.

Маса заряду в технологічних свердловинах. Маса заряду в технологічних свердловинах визначається за виразом:

$$Q = PL, \text{ кг}, \quad (3.34)$$

де P – місткість ВР в 1 п.м. свердловини, кг/ п.м.

Конструкції технологічних свердловинних зарядів. Заряд у технологічній свердловині приймається суцільним, якщо його довжина не перевищує 40-45 діаметрів заряду; якщо це не так, то здійснюється розосередження заряду. При цьому основна (нижня) частина заряду L_o має складати $(40 \div 45)d$, розосереджена (верхня) відповідно $L_p = L - L_o$. Проміжок між основними і розосередженими зарядами заповнюється додатковою проміжною набійкою або паперовими пизами і має довжину:

$$l_{\text{пр}} = L_c - L - l_{\text{наб.}} \leq R, \quad (3.35)$$

де R – радіус руйнування свердловинним зарядом, визначається за формулою:

$$R = 32d_3 \sqrt{\frac{\Gamma}{aMd}} \sqrt{eF(\bar{L})}, \quad (3.36)$$

Γ – максимальний розмір куска в межах зони руйнування з радіусом R (кондиційний розмір куска), м;

\bar{a} – середня відстань між тріщинами в масиві; залежно від категорії тріщинуватості має значення:

Категорія тріщинуватості, N	I	II	III	IV	V
\bar{a}	0,05	0,3	0,75	1,25	1,75

Якщо довжина заряду не перевищує $(40 \div 45)d$, але потрібно покращити руйнування верхньої (набійної) частини уступу, то також заряд розосереджують.

При цьому частина заряду довжиною $(8-10)d$ розосереджується частиною набійки з довжиною, що дорівнює третині її розрахункової довжини. Решта, тобто дві третини довжини набійки, поміщується в усті свердловини.

Враховуючи, що водостійкі ВР, як правило, є значно дорожчими за неводостійкі та в екологічному плані небезпечнішими, при формуванні комбінованих зарядів у частково обводнених свердловинах масу заряду, яка необхідна для заряджання обводненої частини свердловини, слід визначати з врахуванням властивостей ВР та ступеня тріщинуватості скельних порід, що підлягають висадженню.

Недотримання цієї вимоги може призвести в одних умовах до перезарядки водостійких ВР вище стабілізованого рівня води в свердловині, що завдає шкоди екології та економічно не виправдано. В інших умовах маса водостійких ВР може бути недостатньою для повного покриття стабілізованого рівня води в свердловині, що призведе до утворення неконтрольованого водяного проміжку, який стане причиною зменшення розрахункової довжини набійки і, як наслідок, підвищення розмірів небезпечної зони за розлітанням кусків породи та дією ударно-повітряної хвилі. Тому для виключення вищезазначених недоліків слід користуватися розробленим в Національному гірничому університеті (НГУ, нині НТУ «Дніпровська політехніка») методом визначення маси заряду водостійких ВР для частково обводнених свердловин з врахуванням фільтраційних можливостей гірських порід та властивостей ВР, що застосовується.

Аналітична залежність для визначення маси заряду з врахуванням ступеня тріщинуватості та типу ВР має вигляд:

$$Q_{зар.} = \frac{K_{\phi} h}{K_n + K_{\phi} - 1} P, \text{ кг}, \quad (3.37)$$

де h – висота стовпа води в свердловині, м;

K_n – коефіцієнт пустот, який характеризує тип ВР

$$K_n = \frac{\Delta_{сп} - \Delta}{\rho_{сп}}, \quad (3.38)$$

$\Delta_{сп}$ – щільність гранул ВР, кг/ дм³;

Δ – щільність заряджання в свердловині, кг/ дм³;

K_{ϕ} – коефіцієнт фільтрації гірських порід, що дорівнює відношенню величини підйому рівня в свердловині після розміщення розрахункової кількості ВР за умови повної гідроізоляції стінок до його рівня в свердловині в умовах реального масиву після стабілізації, тобто через 30-40 хв після розміщення водостійкої ВР. Величина K_{ϕ} має для сильно-, середньо- та слаботріщинуватих порід відповідно значення 1,8; 1,35 та 1,01 [96].

Можна влаштовувати водяні проміжки певної довжини не перекриваючи на цю довжину стовп води в свердловинах. Як свідчить багатий досвід буропідривних робіт на кар'єрах скельних будматеріалів України влаштування таких проміжків в обводнених свердловинах дає можливість економити дорогі водостійкі ВР без погіршення якості руйнування скельного масиву та зменшити негативний вплив промислових вибухів на довкілля.

З врахуванням формування водяного проміжку висотою h_e маса заряду водостійкої ВР для частково обводнених свердловин визначається за формулою:

$$Q_{зар.} = \frac{K_{\phi} (h - h_e)}{K_n + K_{\phi} - 1} P. \quad (3.39)$$

Як свідчать результати впровадження конструкцій зарядів з водяними проміжками на багатьох кар'єрах колишнього Укрнерудпрому, залежно від конкретних умов довжина водяного проміжку може складати до 1,8 м.

За порівняно невеликої кількості води в свердловині (до 1,0 м) ефективним є влаштування водяного проміжку в донній частині свердловини, перекриваючи поверхню води невеликим шаром порошкоподібного амоніту № 6 ЖВ з подальшим заряджанням решти колонки заряду неводостійкими ВР.

Параметри сітки свердловин. Якщо немає необхідності інтенсифікувати подрібнення верхньої (набійної) частини уступу, то параметри сітки свердловин (а, в) приймаються однаковими і рівними величині лінії опору по підшві (W).

Питома витрата ВР. Питома витрата ВР визначається як частка від ділення маси заряду в свердловині на обсяг породи, що ним висаджується:

$$q = \frac{Q}{H_a^2}, \text{ кг/м}^3 \quad (3.40)$$

Вона зростає з ростом висоти уступу до тих пір поки довжина заряду не досягне $40d$ і подальше зростання q стає економічно не виправданим.

Параметри розвалу розпушеної гірської маси. Ширина розвалу гірничої маси (відкид породи від нижньої брівки уступу) B_0 , та максимальна висота навалу H_p для уступного висадження визначається за формулами [96]:

$$B_0 = 3,5H\sqrt[4]{M} \times \sqrt[3]{\frac{q}{H}} \times (0,65 + 0,35 \cos \varphi), \text{ м}, \quad (3.41)$$

$$H_p = H\sqrt[4]{\frac{m}{H_q}}, \text{ м}, \quad (3.42)$$

де M – група порід за ДБН Д.2.2-3-99;

q – питома витрата ВР кг/м^3 ;

m – кількість рядів свердловин, що підривається;

φ – кут між напрямком лінії укосу уступу та лінією рядів свердловин, що підриваються одночасно.

3.3.6 Спосіб підривання

Буропідривні роботи на досліджуваних кар'єрах здійснюються методом вертикальних свердловинних зарядів короткоуповільненим способом.

Ініціювання свердловинних зарядів може виконуватися шляхом застосування неелектричної системи типу «Нонель» або її аналогів вітчизняного виробництва «Імпульс» Шосткінського казенного заводу та «Пріма-Ера» НВО «Павлоградський хімічний завод», які є водостійкими, мають підвищену безпеку та дозволяють створювати схеми миттєвого або уповільненого підривання в широкому діапазоні інтервалів уповільнення.

Головною перевагою таких систем ініціювання є можливість ефективно використовувати нижнє ініціювання свердловинних зарядів, оскільки хвиливод,

який застосовується в системі, не має бокового енерговиділення і відповідно негативного впливу на колонку свердловинного заряду.

Як проміжні детонатори при застосуванні системи «Імпульс» будуть використовуватися шашки типу ЗТП-800, ЗТП-1200, які мають спеціальні посадкові місця під капсуль-детонатором (КД) та наскрізний канал під ДШЕ-12.

КД пристрою УНС-С повністю поміщають в глухий канал шашки (посадкове місце для КД), а кінець гумової втулки з хвилеводом розташовують в осьовому каналі шашки, що захищає хвилевод від перетирання.

Окрім шашок як проміжні детонатори можуть використовуватися заряди з амоніту № 6 ЖВ.

При використанні шашок типу Т-400 Г КД пристрою УНС-С розміщують в осьовому каналі. Вільне місце в каналі необхідно заповнити трьома нитками детонуючого шнура ДШЕ-12.

Ініціювання магістралі детонуючого шнура або трубки хвилеводу полягає в забезпеченні ним ударної хвилі і високої температури. Для ініціювання хвилеводів системи «Нонель» передбачена спеціальна вибухова машинка «ДИНОСТАРТ». При цьому вона приєднується до комплекту хвилеводів за допомогою з'єднувального блока «СПЕНЛАЙН», який являє собою спеціальний затискувач з вставленим в нього детонатором.

Але найдоступнішим і ефективним способом ініціювання магістралі як із хвилеводів, так і ДШ є ініціювання за допомогою електродетонатора або капсуля-детонатора з вогнепровідним шнуром. Детонатор має бути міцно закріплений до трубки хвилеводу або ДШ за допомогою ізоляційної стрічки. Нижня частина детонатора має бути розташована за напрямком ініціювання.

Детонатор необхідно приєднувати тільки після закінчення монтажу всієї поверхні сітки.

Місце з'єднання хвилеводів, що ініціюються за допомогою електродетонатора або капсуля-детонатора, необхідно прикривати куском щільного паперу або картону, присипати піском або ґрунтом і т.п.

Для визначення оптимальних інтервалів уповільнення між групами зарядів за короткоуповільненого підривання береться до уваги, що кращі результати з руйнування гірських порід досягаються, коли величина інтервалу визначається за емпіричною формулою [96]:

$$t = A \times W, \text{ мс}, \quad (3.43)$$

де A – коефіцієнт, який залежить від міцності і тріщинуватості масиву скельних порід і приймається в межах 3-6 мс/м; причому більше значення відповідає слабким тріщинуватим породам, а менше – для міцних малотріщинуватих.

3.3.7 Схеми комутації свердловинних зарядів

Якщо поблизу кар'єру знаходяться об'єкти цивільного та промислового призначення, які необхідно охороняти від сейсмічного впливу масових вибухів, то для комутації серій свердловинних зарядів слід застосовувати діагональні схеми.

Оскільки розробка родовищ передбачає випадки розташування вибухових блоків з усіх чотирьох боків існуючого кар'єру, то застосування діагональних систем комутації в кожному разі потребує відповідного розташування врубової частини зарядів.

У зв'язку з існуючою орієнтацією основної системи тріщин задоволення потреби найбільш ефективної роботи зарядів в кожній зі сторін кар'єру буде досягнуте, якщо відповідним буде розташування врубової частини зарядів. Якщо в північному борту кар'єру блок буде орієнтований в широтному напрямку, то вруб належить розташовувати зі східного боку, відповідно, якщо блок знаходиться при такому розташуванні з південного боку, то вруб слід планувати з західного.

Якщо поздовжня вісь вибухових блоків буде орієнована меридіонально, що характеризується для східного та західного бортів кар'єру, то в першому випадку врубова частина має бути з північного боку, а в другому відповідно з південного.

При такій орієнтації ліній діагональних рядів зарядів і врубової частини схеми комутації будуть досягнуті найкращі умови для якісного подрібнення гірської маси, відсутності заколів в тілі масиву та мінімальний сейсмічний ефект по відношенню до найближчих населених пунктів.

Розлітання кусків відбитої гірської маси, напрямок якого у двох випадках при цьому буде північно-західним, не призведе до негативних наслідків, тому що застосування нижнього ініціювання свердловинних зарядів за допомогою НСІ значно зменшить дію цього чинника.

3.3.8 Розрахунок безпечних відстаней

При виконанні вибухів безпечні відстані і відповідне коригування гранично допустимих мас зарядів здійснюється в кожному конкретному випадку за наведеними нижче формулами.

Радіус небезпечної зони від ураження кусками породи при масовому висадженні свердловинними зарядами. Радіус небезпечної зони від ураження кусками породи при висадженні визначено за формулою 1 Додатку 8 ЕПБ [98].

$$r_{\text{розл.}} = 1250\eta_3 \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{\text{наб}}} \times \frac{d}{a}}, \text{ м}, \quad (3.44)$$

де η_3 – коефіцієнт заповнення свердловини вибуховою речовиною;

$\eta_{наб}$ – коефіцієнт заповнення свердловини набійкою;
 f – коефіцієнт міцності порід за шкалою проф. М.М. Протодьяконова;
 d – діаметр вибухових свердловин, м;
 a – відстань між свердловинами в ряду або між рядами, м.

Коефіцієнт заповнення свердловин вибуховою речовиною чисельно дорівнює відношенню довжини заряду в свердловині L до глибини свердловини $L_{св}$.

Коефіцієнт заповнення свердловини набійкою чисельно дорівнює відношенню довжини набійки в свердловині до довжини вільної від заряду верхньої частини свердловини

$$\eta_{наб} = \frac{l_{наб.}}{L_{св} - L} \quad (3.45)$$

При повному заповненні набійкою вільної від заряду верхньої частини свердловини $\eta_{наб.} = 1$, за відсутності набійки $\eta_{наб.} = 0$.

При підриванні серії свердловинних зарядів однакового діаметра і змінюваними параметрами $a, \eta_3, \eta_{наб}$ розрахунок безпечної відстані за формулами має виконуватися за найменших значень $a, \eta_{наб}$ і найбільшому η_3 із всіх, що є в даній серії. Якщо ділянка масиву, що підривається, представлена породами з різною міцністю, при розрахунку $r_{розл.}$ необхідно приймати максимальне значення коефіцієнта міцності f .

Для порід з меншим значенням коефіцієнта міцності f значення $r_{розл.}$ буде меншим.

Слід особливо зазначити, що вищезгадана формула абсолютно не враховує позитивний чинник застосування новітніх для теренів України неелектричних засобів ініціювання (НСІ), що за даними практичних спостережень Центру з проблем підривних робіт НГУ майже в 2 рази зменшує радіус зони розлітання кусків гірської маси. Зазначене підтверджують порівняння застосування НСІ з традиційною схемою, які наведені нижче на рис. 3.29; 3.30; 3.31 [99].

У кожному разі згідно з таблицею 3 ЄПБ [98] зона, небезпечна за розлітанням кусків породи, для людей повинна бути не менше 200 м. У нашому випадку максимальна небезпечна за розлітанням зона для людей, враховуючи суб'єктивний чинник та особливі вимоги безпеки з певним запасом, буде становити 300 м. Для механізмів радіус вибухонебезпечної зони 200 м. Межа вибухонебезпечної зони для людей наноситься на ситуаційний план району.

Таблиця 3.4

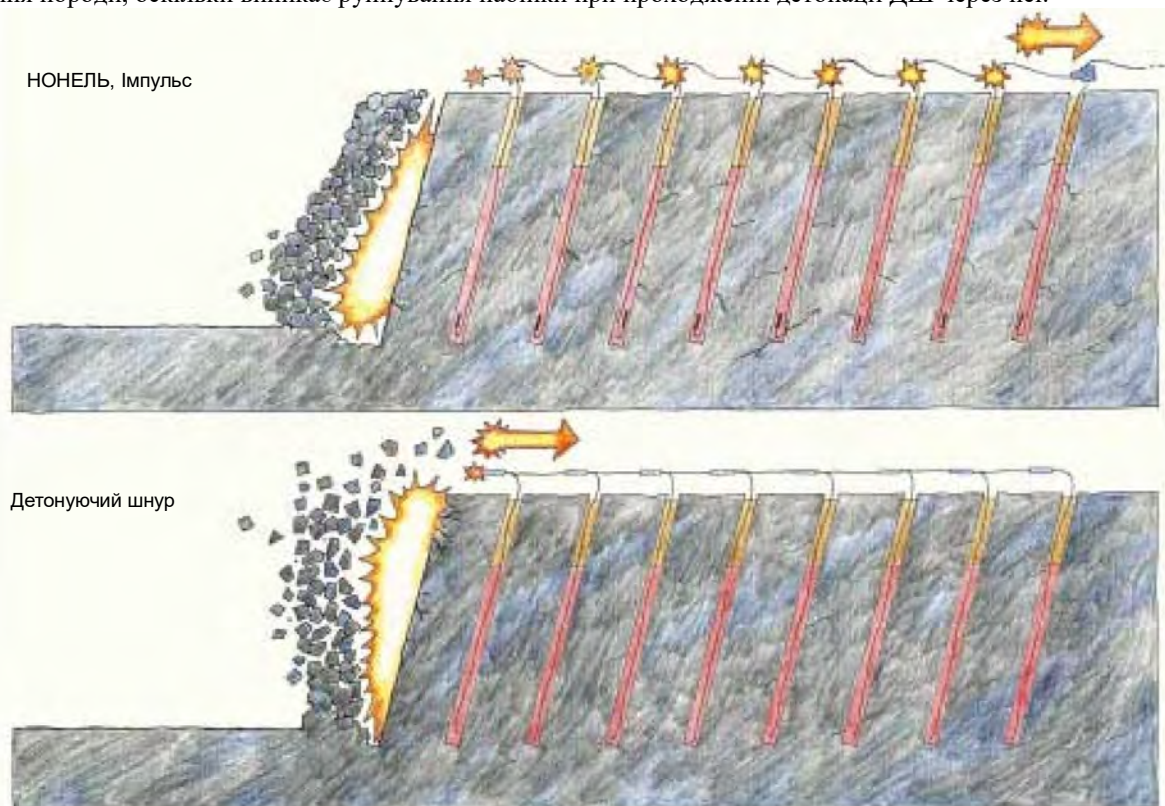
Радіуси розлітання гірської маси, розраховані за формулою ЕПБ [98] та з врахуванням практичних даних застосування НСІ

Різновиди порід	ДШ		НСІ
	штатна ВР	ЕВР	ЕВР
Незмінені мігматити	442	382	200
Порушені вивітрюванням мігматити $f=10$	345	298	150

З застосуванням системи НОНЕЛЬ або її вітчизняного аналога ІМПУЛЬС вибухову речовину можна ефективно ініціювати з донної частини свердловини, в той час як детонуючий шнур в більшості випадків ініціює її з устя свердловини.



З застосуванням детонуючого шнура ініціювання розпочинається з поверхні, що часто призводить до розлітання породи, оскільки виникає руйнування набійки при проходженні детонації ДШ через неї.



При ініціюванні серії свердловин з НОНЕЛЬ (ІМПУЛЬС) поверхнева мережа спрацьовує з достатнім випередженням перед початком ініціювання ВР в свердловині

Рис. 3.29. Порівняння детонації свердловинних зарядів з застосуванням неелектричних систем ініціювання з традиційними



Рис. 3.30. Кінограма вибуху вертикальних свердловинних зарядів з використанням неелектричної системи ініціювання

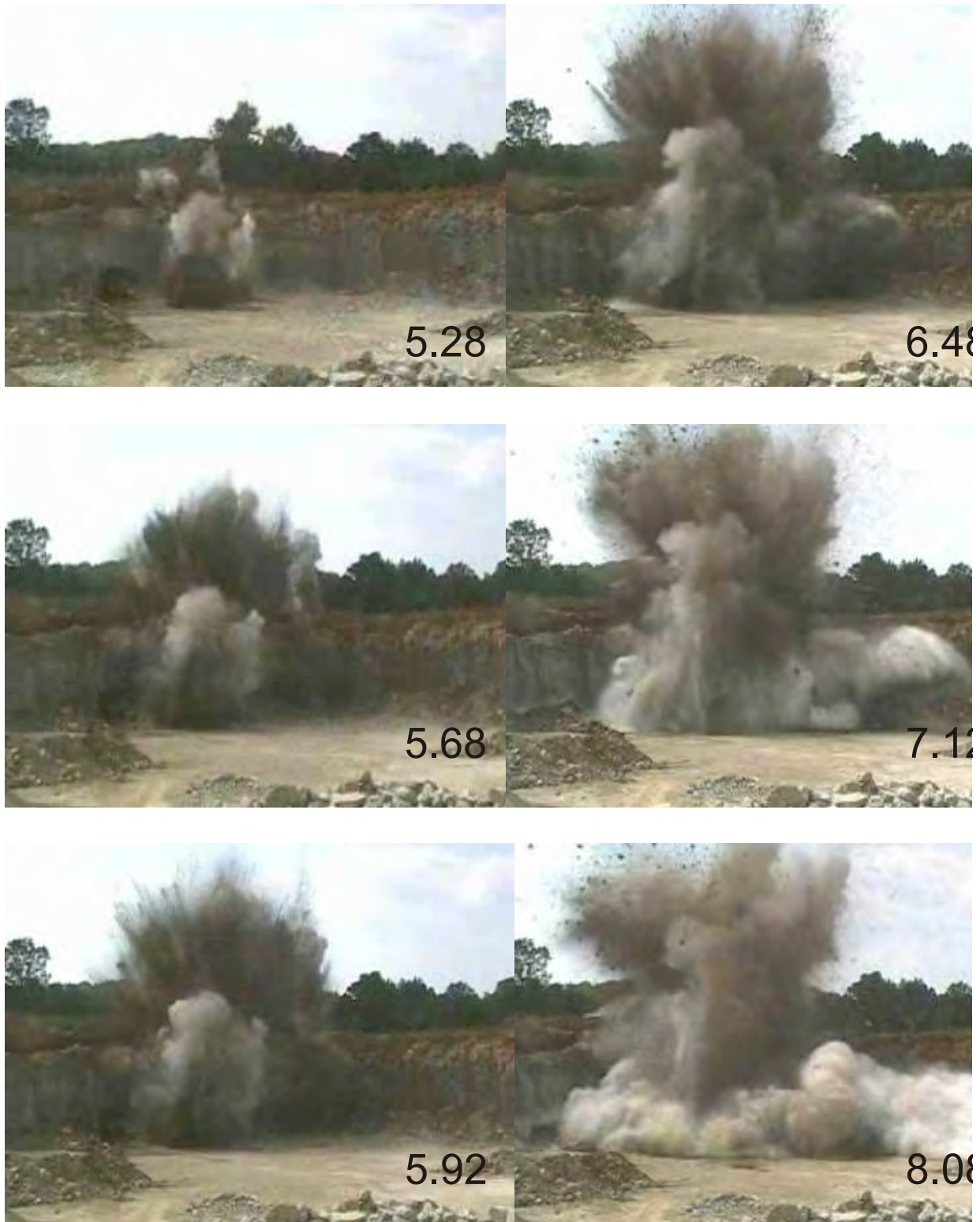


Рис. 3.31. Кінограма вибуху вертикальних свердловинних зарядів з використанням традиційної системи ініціювання за допомогою детонуючого шнура

Відстань, безпечна за дією ударно-повітряної хвилі

При одночасних вибухах свердловинних зарядів розпушування безпечна відстань за дією ударно-повітряних хвиль (УПХ) на скло будівель при висадженні порід VI - VIII груп за класифікацією ДБН А.2.2-3-99 визначається за формулами 12, 13, 14 (Додаток 8 ЕПБ [98]).

$$\begin{aligned}
 r_e &= 200 \cdot \sqrt[3]{Q_e}, \text{ м} && \text{при } 5000 > Q_e \geq 1000 \text{ кг} \\
 r_e &= 65 \cdot \sqrt{Q_e}, \text{ м} && 2 < Q_e \leq 1000 \text{ кг} \\
 r_e &= 63 \cdot \sqrt[3]{Q_e^2}, \text{ м} && Q_e < 2 \text{ кг}
 \end{aligned}$$

де Q_e – еквівалентна маса заряду, кг; для групи з n свердловинних (шпурових) зарядів довжиною більше 12 своїх діаметрів:

$$Q_e = 12 \cdot p \cdot d \cdot K_n \cdot n, \text{ кг}, \quad (3.46)$$

де p – місткість ВР в одному метрі свердловини, кг;

d – діаметр свердловини, м;

K_n – коефіцієнт, що залежить від відношення довжини набійки до діаметра свердловини; $K_n = 0,002$ (табл. 8, Додаток 8 ЕПБ [98]);

n – кількість свердловинних (шпурових) зарядів, (при КУП кількість зарядів у максимальній групі).

Якщо поверхнева мережа не буде представлена ДШ, до обчисленого значення Q_e не варто нічого додавати.

Розрахунок ведемо за формулою 14 (Додаток 8 ЕПБ [98]).

У випадку короткоуповільненого висадження з інтервалами від 20 мс до 30 мс результат необхідно помножити на 1,5. При підриванні порід IX категорії за ДБН А.1.2-3-99 і вище результат необхідно збільшити в 1,5 рази.

Тому радіус небезпечної зони за дією УПХ може становити:

$$r_e = 1.5 \cdot 1.5 \cdot 65 \cdot \sqrt[3]{Q_e^2}, \text{ м}, \quad (3.47)$$

Якщо підривні роботи проводитимуться при температурі нижче 0°C, то безпечну відстань необхідно збільшити в 1,5 рази.

У разі присутності поблизу лікувальних дитячих закладів та будівель з великою площею скління, значним зібранням людей і т.ін. питання визначення безпечних відстаней вирішується з залученням спеціалізованих організацій [98].

Розрахунок сейсдобезпечної відстані

Визначення відстані, на якій коливання ґрунту, викликані масовим висадженням свердловинними зарядами, стають безпечними для будівель та

споруд, при короткоуповільненому підриванні N зарядів загальною масою $Q_{заг}$ з інтервалами уповільнення між окремими вибухами не менше 20 мс проводиться за формулою п. 2.3 (Додаток К [98]):

$$r_c = K_z \cdot K_c \cdot \frac{\alpha}{N^4} \cdot \sqrt[3]{Q_{заг}}, \text{ м}, \quad (3.48)$$

де K_z – коефіцієнт, який залежить від властивостей ґрунту в основі будівель, споруд, що охороняються; згідно з табл. 2 (Додаток К [98]);

K_c – коефіцієнт, який залежить від типу будівель (споруд) і характеру забудови; згідно з табл. 3 (Додаток К [98]);

α – коефіцієнт, який залежить від умов підривання; згідно з табл. 4 (Додаток К [98]) $\alpha = 1$, але при розміщенні зарядів в воді або водонасичених ґрунтах значення α необхідно збільшувати в 1,5 рази;

$Q_{заг}$ – загальна маса зарядів типової серії, кг.

Також слід зазначити, що з застосуванням НСІ свердловинний заряд ініціюється з нижньої частини, що також зменшує інтенсивність поверхневих сейсмічних хвиль від вибуху залежно від технологічних умов в 1,4-2,4 рази, сейсмонебезпечна відстань за даними сейсмічних спостережень зменшиться в 1,5 рази і в нашому випадку буде становити 200 м.

3.4 Розробка технологічних рішень з пилоподавлення при пересипанні та дробленні порід

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 буропідривних робіт, а також наступне дроблення негабаритів, перевантаження гірничої маси і т.п.

Можливі наступні варіанти технічних розв'язків: заміна автосамоскидів конвеєрами для доставки гірничої маси від вибою до установок переробки, застосування проміжних складів гірничої маси, буферних бункерів і т.д.

У США запатентовано спосіб відкритого видобутку корисних копалин, що полягає у відпрацьовуванні родовища круглим у плані кар'єром з радіально розташованим одним або декількома прямолінійними уступами, що переміщуються по колу в горизонтальній площині або по спіралі з одночасним поглибленням у тіло родовища. Розробка уступів ведеться буропідривним способом, і подрібнену корисну копалину доставляють у центральну частину кар'єру, де проходять вертикальний або похилий ствол або штольню для видачі копалини на поверхню. Для доставки копалини до ствола рекомендуються схеми із застосуванням автосамоскидів і конвеєрів, причому найбільш

вигідною вважається система «пересувна дробильна установка – конвеєр». Оскільки основні навантажувальні операції сконцентровано в центрі кар'єру, легше проводити заходи щодо знепилення.

Мокрі способи боротьби з пилом поділяють 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 частинок (зрошення й зв'язування осілого пилу);

– облаштування 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 його 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 пилу 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 укриття. Пиловиділення з холостої гілки можна різко скоротити періодичним чищенням, на навантаженні – шляхом зменшення висоти перепадів матеріалу, що транспортується, а також спорудження укриття й 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 подрібненого матеріалу конвеєром характеризуються найбільшим пилоутворенням, тому застосування різних аспіраційних систем є одним із основних заходів щодо зниження пиловиділення цих джерел пилу.

На рис. 3.32 представлена схема організації укриття при різній висоті пересипу матеріалу – місце пересипу ізолюється від навколишнього середовища за допомогою установаження укриттів з металу, пластику або брезенту, з якого запилене повітря видаляється на очищення через вентиляційні канали.

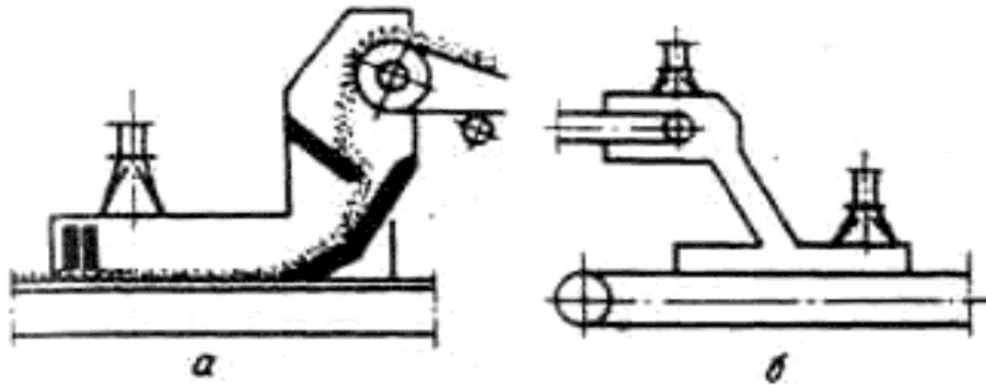


Рис. 3.32. Схема аспірації місць перевантаження з одного конвеєра на іншій при їхньому паралельному встановленні: а – для невеликого перепаду висот; б – для великого перепаду висот

В Україні впроваджено аспірацію на вкритті пункту перевантаження сипучих матеріалів, що включає корпус із навантажувальним жолобом та відсмоктуючим патрубком, який ущільнюється фартухом, й знепилююче обладнання. Для зменшення віднесення пилу через аспіраційну систему знепилююче обладнання виконано 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 укриття пункту перевантаження, в якому передбачено внутрішній ущільнюючий фартух, установлений перед аспіраційним патрубком, який виконано із двох рядів П-подібних 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 надходження пилу 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 біля основи стосовно його бічних стінок і примикає до торцевих стінок і відбійної плити.

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 надходження пилу з укриття воно оснащено пов'язаною з торцевою стінкою камерою, бічні стінки якої перфоровані отворами.

Існує обладнання для бортів аспіраційних укриттів підвищеної герметизації, яка досягається тим, що укриття виконане з еластичних жолобчастих елементів, заповнених баластом, наприклад піском.

У деяких країнах використовується обладнання для придушення пилу, що літає, при транспортуванні подрібнених матеріалів стрічковими конвеєрами, основане на використанні відомого принципу електроіонізації. Поліус «мінус» джерела енергії з'єднаний із ґратами, що діє як іонізатор, а «плюс» – з матеріалом, що транспортується. Ґрати підвішується над конвеєром за допомогою дедеронових шнурів і складається з рами, дротової сітки й закріплених на ній електродів. Розміри гнізд дротової сітки становлять від 50 мм до 150 мм, довжина електродів відповідає половині розміру гнізда сітки. Відстань між електродами і матеріалом, що транспортується, 400 мм, напруга на ґратах – 70 кВ.

Також застосовують систему аспіраційних укриттів для місць перевантаження із транспортера на транспортер, в якій змонтована знепилююча установка з фільтром. Періодична зворотна продувка стисненим повітрям забезпечує виділення з фільтра пилу, який падає на конвеєр. Ця система ефективна, малоенергоємна й економічна.

Заходи щодо облаштуваності виробництва місцевою вентиляцією у вузлах пересипання на шляху переробки дроблених матеріалів досить трудомісткі. Тому існує інноваційна система створення аеродинамічного затвора в зоні падіння подрібленого матеріалу. Аеродинамічний затвор дозволяє втримувати, пил що утворюється у зваженому стані, й відбирати пил в місцях його постійного виникнення.

Після обладнання відбору пилу газопиловий потік надходить на вихровий пиловловлювач, де здійснюється перший ступінь очищення. Далі газопиловий потік надходить у модуль очищення, в якому здійснюється двоступінчасте очищення (вихрова камера й два паралельно працюючі пиловловлювачі). Останній ступінь очищення – у пиловловлювачі труби-ежектора. Труба-ежектор забезпечує викид очищеного газопилового потоку в атмосферу з попутним змішанням з навколишнім повітрям. Увесь уловлений пил осаджується в бункерах знепилюючого устаткування. Бункери комплектуються обладнаннями вивантаження за узгодженням із замовником.

Висота обладнання вивантаження над рівнем землі дозволяє спеціалізованому транспорту для перевезення насипних порошкоподібних матеріалів стати під завантаження. Тяга по робочому тракту забезпечується за рахунок багатотискового вентилятора. Робота аеродинамічного затвора забезпечується допоміжним вентилятором. Основна відмінність пропонованого способу пиловловлення від традиційного відбору в місцях пересипання - відбір пилу безпосередньо в зоні вузла дроблення без можливості осідання пилу за межі корпусу дробарки разом із щебенем. Однією з переваг цього методу є можливість утилізації продуктів, що вловлюються, і запобігання їх подальшого поширення в навколишньому середовищі.

На кар'єрах застосовують як сухі, так і мокрі знепилюючі засоби. В обладнанні для вловлювання пилу сполучуються функції пиловловлювача й збудника тяги. Воно постачене ежекційними форсунками, установленими між завихрювачем і шламовіддільником і орієнтованими убік останнього. Вода, що розпорошується під тиском, створює в ежекторі розрідження, у результаті чого відсмоктується запилене повітря. Повітря закручується за допомогою завихрювача повітряного потоку. Обертальний і осьовий рух повітря сприяє захопленню пили краплями розпиленої води. Змочений пил відділяється від ежектора й уловлюється в шламовіддільнику. Застосування цього обладнання дозволяє підвищити ефективність знепилення до 98 % при одночасному забезпеченні високої надійності в роботі.

У пиловловлювачі, в якому використовується для вловлювання пилу вологе середовище, запилене повітря надходить в обладнання через вхідний розтруб, проходить канал з рідинними форсунками, накопичується у фільтр-камері й в очищеному вигляді виходить в атмосферу через вихідний патрубок, з'єднаний з вентилятором. Зібраний в нижній частині фільтра камери пил у вигляді пульпи насосом перекачується в циклон-згущувач.

У США винайдено апарат, що являє собою водяну форсунку, поміщену всередині сопла труби Вентури. У форсунку подається вода, а в сопло труби Вентури – стиснене повітря, у результаті з апарата виходить струмінь стисненого повітря, що містить дрібні водяні краплі. Цей струмінь зволожує і осаджує пил безпосередньо на місці його утворення. В обладнанні передбачена можливість установлення сопел різної форми. Апарат може працювати разом з навантажувальними машинами, на навантажувальних і перевантажувальних пунктах [100].

Англійськими фахівцями запропоновано фільтр, в якому пиловий потік змішується з тонкорозсіяною водою. Крупний пил уловлюється металевою сіткою з нержавіючої сталі, а дрібний збирається на фільтруючій панелі. Обидві секції зрошуються водою, яка потім стікає у водостік і вертається назад до системи.

Для вловлювання пилу з джерел їх утворення можуть бути використані й сухі пиловловлювачі. У цьому випадку застосовують електроциклон-пиловіддільник для очищення повітря від високодисперсного (0,5-15 мкм) сухого вибухобезпечного пилу, що виділяється при виконанні робочих процесів на гірничорудних підприємствах. Продуктивність електроциклона 1000-6000 м³/год., ефективність очищення 95 %. Електроциклон являє собою звичайний інерційний знепилювач – циклон, усередині якого є іонізуючий електрод – порожній металевий циліндр із голками на стінках, що імітують точки [101].

Із усіх технічних заходів боротьби зі зваженим пилом найбільш ефективною: на даному етапі розвитку техніки й технології гірничої промисловості є локалізація пилу шляхом його подавлення і вловлювання.

Основний фактор, що впливає на зниження пилоутворення, – збільшення вологості гірських порід. У зв'язку із цим майже повсюдно для знепилювання застосовують гідрозрошення місць пилоутворення. Зрошення роблять за допомогою гідромоніторів, змонтованих на пересувних установках. Кращі результати дають розпилювачі (зрошувачі), що дозволяють створити рідинний аерозоль, який інтенсивно пригнічує пил, що утворюється.

На кар'єрах застосовуються зрошувачі різної конструкції. Так, у корпусі подібного зрошувача (СРСР) встановлено коаксіально конусний дифузор, який утворює кільцевий зазор із внутрішньою поверхнею корпусу.

Для кращої змочуваності пилу застосовуються розчини з поверхнево-активними речовинами. За часів СРСР розроблені метод і установка для дослідження динамічної взаємодії краплі рідини й тонкодисперсного пилу. Встановлено, що основними факторами, що впливають на величину коефіцієнта захоплення, є дисперсний склад крапель, швидкість відносного руху крапель й порошин, щільність і турбулентність потоку близько краплі. Поверхневий натяг не впливає на коефіцієнт захоплення пилу краплею. Немаловажне значення має для знепилення дисперсність (параметри) рідини, що розпорошується. Експериментами польських учених встановлено, що найбільшу ефективність знепилення можна одержати при діаметрі крапель від 150 мкм до 80 мкм. Встановлено також, що ефективність знепилення зростає зі збільшення концентрації краплин в одиниці об'єму повітря й залежить від кількості води, що розпорошується.

В якості зволожуючої рідини при мокрому знепиленні можуть застосовувати водяний розчин Компаунд MR у співвідношенні 1:1000. Питома витрата рідини близько 5,5 л на 1 т гірничої маси. Система характеризується задовільними експлуатаційними показниками, але при мінусових температурах спостерігається обмерзання розчину.

Існує метод пиловловлення, що передбачає додавання до зрошувальної рідини замість ПАВ згущувачів у вигляді полісахаридів. Знепилення здійснюється в результаті прилипання пилових частинок до крапель. Ефективність методу забезпечується значним часом утримання зрошувальної рідини на поверхні пилу. Додавання згущувачів проводиться в межах від 0,1% до 1% по масі. В якості добавок передбачається використання природних камедей, а також водорозчинних похідних целюлози, зокрема карбоксиметилцелюлози.

Також розроблено метод пилоподавлення, що передбачає обробку промивної води в магнітному полі напруженістю $8 \times 10^4 - 2 \times 10^5$ А/м. Використання води, відпрацьованої в магнітному полі, дозволяє зменшити концентрацію пилу в атмосфері у 2 рази.

Останнім часом в якості знепилюючих агентів використовують різні піни. Застосовують піногенератори в основному двох типів: ежекційні (в ежекторі піноутворюючий розчин змішується із засмоктуваним повітрям) та сітчасті (піна генерується шляхом пропускання вентиляційного струменя крізь сітку, змочену піноутворюючою речовиною).

Піни класифікують на 3 групи:

- піна низької кратності утворюється при змішуванні білкового сурфактанта з водою й повітрям і викидається з форсунки під високим тиском;
- піна високої кратності утворюється при змішуванні штучної білкової речовини (3-6 %) з водою, що викидається під тиском з форсунки через сито з отворами діаметром 3-6 мм. Високократна піна ефективніше води на 16-20 % для частинок розміром 1-10 мкм і на 50 % - для частинок більш 10 мкм;
- напірна піна складається з води, сурфактанта й повітря в строго певних співвідношеннях. Стиснене повітря й вода під тиском відповідно 0,7 і 0,14-0,7 МПа, з'єднуючись із іонізуючим агентом, надходять у спеціальне обладнання, на виході з якого утворюється піна з діаметром повітряних пухирців 100-200 мкм. Було встановлено, що такий розмір пухирців у піні найбільш ефективний для знепилення, особливо для частинок пилу розміром 1-50 мкм. Така піна застосовується в циклонах, де ефективність осадження пилу складає 99,94 %.

Зміна вмісту пилу в атмосфері кар'єрів у пори року пояснюється головним чином напрямком і інтенсивністю процесів тепломасообміну гірського масиву з атмосферою. Останні визначаються термодинамічними параметрами атмосфери (температура, відносна вологість, вологовміст, швидкість руху) і приконтурною частиною гірського масиву (температура, вологомісткість). Зміна температури або вологомісткості атмосфери в процесі добових або сезонних коливань веде до появи різниці потенціалів (градієнта) на межі «гірський масив – атмосфера» і інтенсифікації потоку теплоти або маси газу (пари), залучення в цей процес атмосферного повітря з фазовими переходами води «рідина-пара» у процесі «випар-конденсація». Ці явища змінюють швидкість виносу аерозолів і газових сумішей з кар'єру, а також інтенсивність пиловиділення джерел (гірнична маса, відвали та ін.) і знепилювання (пароконденсаційне).

Установлена залежність відносної запиленості повітря:

$$PA = P/P_0 \quad (3.49)$$

P – фактична запиленість повітря, мг/м³;

P_0 – запиленість повітря при відсутності масообміну, мг/м³; ($\Delta d = 0$) від напрямку (конденсація + , випар -) процесу масообміну й величини відносної зміни вологовмісту повітря Δd .

Ріст запиленості при випарі Δd вологи (сублімації льоду) з поверхні розраховується по формулі: $P/P_0 = 1 + 3\Delta d$. Зниження запиленості при випаданні вологи (конденсації) з повітря визначається виразом: $P/P_0 = 1 - 0,2\Delta d$.

Аналіз отриманої емпіричної кривої (рис. 3.33) свідчить про наявність симетричного «перехідного» періоду при зміні напрямку масообміну в межах градієнта вологовмісту $\Delta d = \pm 0,02$ г/(кг м) і подальшій відмінності процесу пилової динаміки при змінах градієнта вологомісткості.

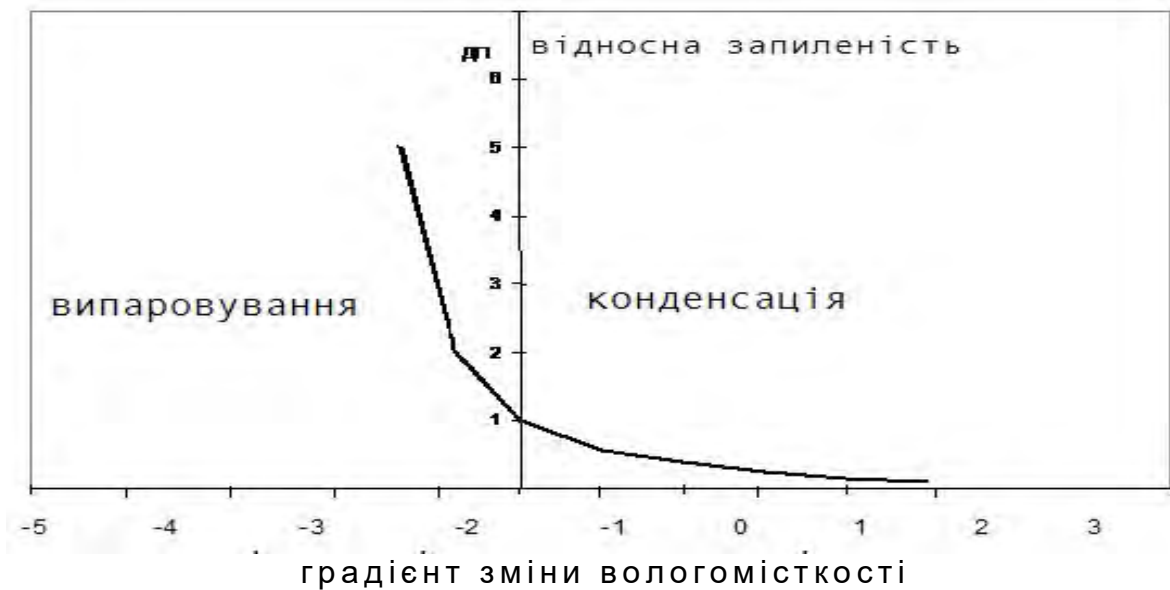


Рис. 3.33. Залежність відносної запиленості повітря від градієнта зміни вологомiсткості

Візуальними спостереженнями й пиловими зйомками на гірничих підприємствах, що ведуть видобуток відкритим способом, установлено, що в зимовий період року очищення забрудненого повітря від шкідливих аерозольних частинок відбувається в основному за рахунок фільтруючої дії атмосферних опадів.

Фізична сутність цього процесу полягає в активації на порошинах конденсату й снігу, а також у механічному уловлюванні сніжинками зважених, частинок у результаті прояву сил адгезії між ними.

Ефективність знепилення снігом обумовлена тим, що сніжинки діють як фільтруючий елемент, який й екранує зони знепилення. Практично створюється можливість ізолювати джерело пилу сніжним заслоном з усіх боків і тим самим знизити запиленість повітря на робочих місцях.

Незважаючи на різноманітність існуючих снігогенеруючих установок більшість із них мають досить вузьку область застосування й не можуть використовуватися на гірничих підприємствах з технологічних або економічних умов [102].

Форсуночне гідрознепилення. Основним фактором, що впливає на зниження пилу при вантажно-розвантажувальних роботах, є вологість гірничої маси. Тому на всіх рудниках і кар'єрах як у нашій країні, так і за кордоном широко застосовується штучне зволоження висадженої породи.

У момент навантаження й розвантаження застосовують зрошення пилу, що утворюється, розпилювачами-форсунками. Застосовується також спосіб нагнітання води у відвали або недоторкані масиви. Для душування дрібнодисперсного пилу доцільно використовувати туманні генератори. Щоб одержати гомогенний туман з високою ефективністю знепилення пропонується конструкція, в якій є обладнання, що забезпечує постійний рівень рідини, –

сферичний вібратор, установлений на фокусній відстані від рівня рідини. Генератор ультразвукової частоти з'єднаний із пневморозпилювачем, і розмір крапель рідини регулюється зміною частоти генератора.

Розроблено, також туманоутворювач, що дозволяє за допомогою однієї форсунки створювати завісу. Коливальний рух в обладнанні забезпечується за рахунок реактивних і інерційних сил, що знижують [103].

Розроблений спосіб знепилення гірничої маси, оснований на принципі поділу її на класи по крупності в процесі навантаження й доставки. При цьому нижній продукт, що містить пилові частинки, відокремлено переміщують до пунктів утилізації. При використанні комплексу циклічно-поточної технології СДСК – 300 і самохідного дробильного агрегата СДА-300 кращі результати із знепилення повітря були досягнуті за допомогою одночасного зрошення гірничої маси в процесі її черпання екскаватором і місць пилоутворення дробильного агрегата. Сумарна витрата води в знепилюючих установках становила 8,3-10,2 л на 1 м³ гірничої маси.

При цьому до 70 % води витрачали на зрошення в радіусі дії ковша екскаватора, а іншу частину – дробильної установки. Для попередження замерзання в холодний період року використовувався водопровід з коаксіальних елементів з електрообігрівачем шлангів з безперервною циркуляцією води по замкненому циклу.

Таким чином, незважаючи на труднощі знепилення дробильно-сортувальних робіт у гірничій промисловості, існують системи пиловловлення й знепилення. Однак використання розглянутих систем на цих ділянках не завжди ефективно з різних причин: високої вартості, великої витрати матеріалів або води, що вимагає пошуку нових раціональних рішень.

3.5 Екологозберігаючі технологічні рішення при застосуванні мобільних комплексів з дробильно-сортувальних процесів на нерудних кар'єрах

3.5.1 Загальні відомості

Мобільні дробильно-сортувальні установки (МДСУ) досить широко розповсюджені в зарубіжній практиці відкритої розробки нерудних родовищ [104]. Однак слід зауважити, що в своїй більшості там застосовують технологічну схему з відпрацюванням одного уступу в кар'єрі на МДСУ, тобто поуступне відпрацювання покладу. В такій схемі МДСУ встановлюють біля розвалу гірських порід, а завантаження їх в приймальний бункер здійснюють безпосередньо з вибою екскаватором або ж колісним навантажувачем. Щебенева продукція вивозиться з кар'єру автосамоскидами, які можуть бути власністю як кар'єру, так і замовників. Поступово МДСУ пересувають на інший нижній уступ.

При значній продуктивності кар'єру, що має місце на вітчизняних гірничодобувних підприємствах, у відпрацюванні буде знаходитися 2-3 горизонти. З них породи поступають на один загальний комплекс МДСУ. В розділі 3.2 розглянуто деякі технологічні схеми з застосуванням МДСУ.

Зазначені результати досліджень показують, що найбільш доцільно розміщувати МДСУ на нижньому уступі (серед відроблюваних), та організувати тут концентраційний горизонт з площадкою для переробки корисної копалини. Такі площадки можуть функціонувати біля вибою уступу (концентраційного горизонту) або ж в його торцовій частині під неробочим боковим бортом, в наближеному місці до виїзної траншеї.

Особливості застосування на нерудних кар'єрах МДСУ мають місце при будівництві їх та при відновленні роботи в раніше діючих кар'єрах, що розглядається нижче.

Технологічні схеми ведення гірничих робіт в нерудних кар'єрах твердих корисних копалин можуть компонуватися на основі застосування такого обладнання: а) виймально-навантажувальне – одноковшові екскаватори, колісні навантажувачі; б) транспортне – автомобільний транспорт (автосамоскиди чи шляхові великовагові автосамоскиди), конвеєри; в) дробильно-сортувальні установки – стаціонарні, пересувні чи мобільні дробильно-сортувальні установки (ПДСУ, МДСУ).

З урахуванням зазначеного необхідно розглянути наступні технологічні схеми:

1. З доставкою гірничої маси з кар'єру від МДСУ на поверхню до складу готової продукції (МДСУ розташована на робочій площадці одного з уступів кар'єру).

2. З доставкою гірничої маси до МДСУ в кар'єрі на його дні та готової продукції від нього до поверхневого складу готової продукції (ПСГП).

3. З доставкою гірничої маси до ПДСУ/МДСУ, що розташоване на площадці неробочого борта, та готової продукції від неї на завантаження транспортних засобів споживачів, які установлені на поверхні біля неробочого борта.

4. З доставкою гірничої маси з кар'єру до поверхневого ДСУ, в комплексі якого є акумулюючий склад готової продукції та механізми її відвантаження споживачам.

3.5.2 Технологічні схеми з розташуванням МДСУ на площадці в кар'єрі

Досить прийнятним варіантом технологічної схеми є такий, в якому МДСУ розташоване на нерухомій площадці в торці робочого горизонту, а гірничу масу до його бункера доставляють автотранспортом або колісними навантажувачами (див.рис.3.5). В такій технологічній схемі доставка фракцій готової продукції на ПСГП може виконуватися автосамоскидами або ж конвеєрними лініями (підйомний та поверхневий горизонтальний конвеєри (див. рис. 3.7). При цьому зазначена нерухома площадка МДСУ може знаходитися в середині групи відпрацьовуваних добувних горизонтів, а також на нижньому уступі (на дні кар'єру). В останньому варіанті доставка гірничої маси може виконуватись з верхніх горизонтів по породоскату, який формують під укосом неробочого (тимчасово неробочого) борта (рис. 3.34). Така технологічна схема найчастіше

може застосовуватися на вапнякових та доломітних кар'єрах флюсової сировини при достатніх просторових розмірах для введення залізничного транспорту на верхні уступи кар'єру.

Традиційно ж в кар'єрах нерудних корисних копалин (наприклад будівельних матеріалів) прагнуть мати не менше 2-х робочих вибоїв: один в роботі, інший – в резерві. Як показують дослідження [33], [58], [64], відробку корисної копалини в крутому виїмковому шарі доцільно виконувати по схемі, в якій гірничо-виймальні механізми розташовані на 3-х суміжних за висотою уступах. Після дробки блока порід на ширину крутого шару B_c верхнім видобувним горизонтом екскаватор (або інший гірничо-виймальний механізм) переводиться на відпрацьовування нижнього уступу, що перебуває за останнім горизонтом суміжних розроблюваних уступів (рис. 3.34, 3.35).

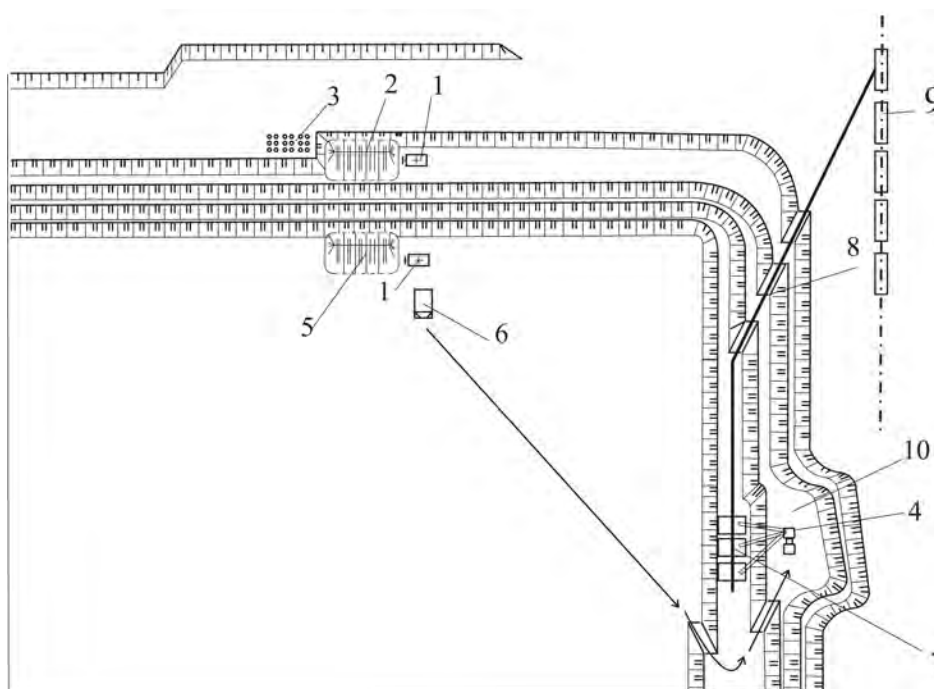


Рис. 3.34. Схема доставки гірничої маси з верхніх горизонтів по породоскату (по укосу тимчасово неробочого борта): 1 – екскаватор пряма (зворотна) лопата; 2 – розвал підірваної гірничої маси корисної копалини; 3 – блок буріння; 4 – ПДСУ/МДСУ на площадці верхніх добувних уступів; 5 – розвал гірничої маси на нижній площадці (дні) кар'єру; 6 – автосамоскид; 7 – фракційні бункери, склади готової продукції; 8 – стрічковий конвеєрний подіймач; 9 – залізничний потяг, встановлений під навантаження продукції; 10 – складська площадка

Розкриття кожного з розроблюваних видобувних уступів здійснюється за допомогою стаціонарних напівтраншей-з'їздів, які відбудовані на боковому неробочому борті кар'єру, а також (за необхідності) у торцевій частині робочого борта із застосуванням ковзних насипних з'їздів. Зазначені напівтраншей-з'їзди формують із такими ухілами, щоб забезпечувалася можливість переміщення по

них (униз і нагору) комплексів МДСУ. Такі переїзди МДСУ здійснюють не тільки при їхньому переміщенні з одного уступу на нижній у процесі відпрацювання крутого шару, а й при відводі установки в безпечне місце (за 250-300 м) від місця виробництва підривних робіт на блоці буріння у вибої.

Унаслідок 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 відміченого розглянемо детальніше технологічні схеми гірничих робіт, де в кар'єрі МДСУ буде переміщуватись слідом за вибоєм.

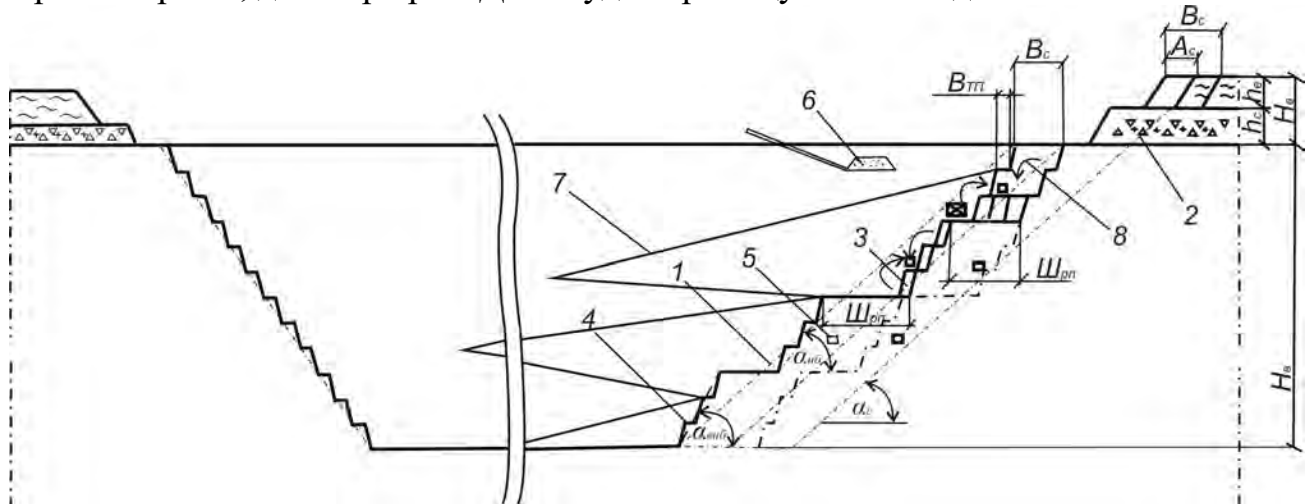


Рис. 3.35. Схема розробки нерудних родовищ крутими шарами із застосуванням комплексів дробильно-сортувальних установок і транспортною доставкою корисної копалини на площадку МДСУ: 1 – контур крутого виймального шару по корисній копалині; 2 – контур виймального шару по розкритих породах; 3 – робочі уступи на ділянці виробництва гірничих робіт (розконсервація тимчасово неробочої ділянки борта); 4 – тимчасово неробоча ділянка борта; 5 – площадка для розміщення комплексу устаткування МДСУ; 6 – основний склад готової продукції на неробочому борті кар'єру; 7 – стаціонарні розкриття напівтраншеї-з'їзди; 8 – напрямок доставки корисної копалини до МДСУ з інших горизонтів

Це наступні схеми:

схема 1 - гірничі роботи ведуться тільки на одному горизонті, МДСУ розташована у вибої, переміщують її слідом за посуванням вибою, готова продукція з конусоподібних складів на робочій площадці відвантажується в автотранспорт колісними навантажувачами;

схема 2 - гірничі роботи ведуться на 2-3-х горизонтах, МДСУ розташована у вибої верхнього або середнього (якщо у відпрацюванні 3 уступи) горизонту, із суміжних відпрацьовуваних видобувних уступів корисна копалина доставляється до площадки 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 розташована у вибої нижнього уступу серед суміжних відпрацьовуваних (концентраційний

уступ), з верхніх розроблюваних горизонтів корисна копалина переєкскарвується на концентраційний уступ, звідки разом з породою концентраційного уступу спрацьовується загальним вибоєм і тут же переробляється 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 робочій площадці 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. З такого складу продукцію відвантажують у засоби магістрального транспорту (залізничні вагони, багатотонажні автофургони, на баржі й інші судна водного транспорту) для доставки основним, далеко розташованим споживачам.

Ці склади готової продукції можуть бути розташованими як на поверхні, так і на площадці неробочого уступу на глибині 30-50 м усередині кар'єру. Вони обладнуються навантажувальними комплексами, що забезпечують ефективно, ресурсозберігаюче завантаження щебенів і піску в засоби магістрального транспорту, наприклад підштабельними конвеєрами, грейферними, роторними екскаваторами, колісними навантажувачами й іншими механізмами.

У **схемі 2** комплекс МДСУ розміщують, як правило, на середньому уступі відпрацьовуваної групи 3-х горизонтів (див.рис.3.5) або ж на нижньому уступі - при 2-х горизонтах. У цьому випадку забезпечуються мінімальні транспортні витрати на переміщення корисної копалини до площадки МДСУ: з вибою верхнього уступу породи автотранспортом або колісними навантажувачами доставляються по транспортній площадці цього ж горизонту до місця знаходження площадки МДСУ, потім розвантажуються під укіс підірваних порід нижнього уступу – поперед вибою екскаватора, що завантажує бункер первинної дробарки МДСУ; з вибою нижнього уступу корисна копалина аналогічно доставляється на площадку 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 переєкскарвації й підвозу порід до укусу колісним навантажувачем.

У схемі з переєкскарвацією й підвалкою порід за лінією брівки уступу корисна копалина гравітаційно перепускається на площадку концентраційного уступу, і ним підвалюється укіс уступу поперед площадки МДСУ (рис. 3. 8 – 3.11).

Висота видобувних уступів у кар'єрах повинна відповідати параметрам гірничо-виймального устаткування. При цьому висота вибою (розвалу) не

повинна перевищувати максимальну висоту черпання екскаватора $H_{\text{ч}}^{\text{max}}$ або підйому ковша навантажувача $H_{\text{к}}^{\text{max}}$.

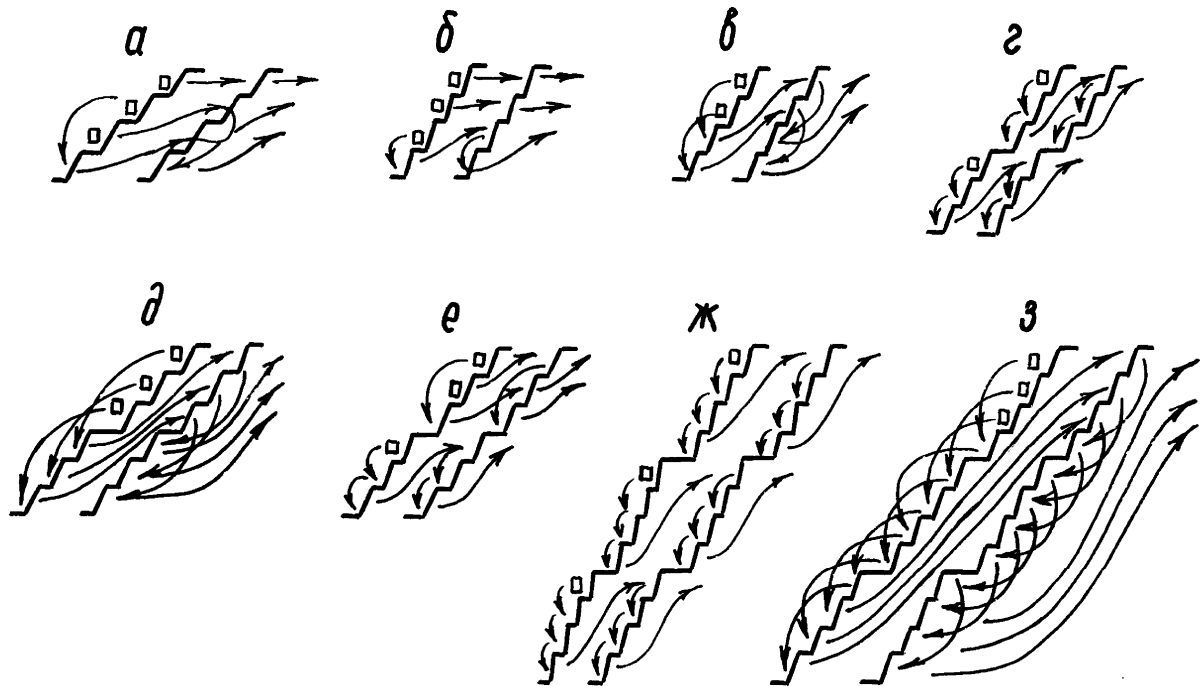


Рис. 3.36. Схема послідовності переміщення екскаваторів на уступах при відпрацюванні крутих виймальних шарів в нерудних кар'єрах трьома (а, б, д, е, ж, з) та двома (в, г) екскаваторами (колісними навантажувачами)

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 підірваної корисної копалини B_x регулюється з урахуванням діаметра свердловинних зарядів, кількості їхніх рядів в оббуреному блоці уступу, схеми підривання, конструкції заряду й ін. При підриванні зарядів діаметром 100-105 мм кількості рядів 3-4 повна ширина розвалу становить $B_x = 34-36$ м. Висота розвалу корисної копалини у вибої: проміжна – $h' = 8,4$ м, повна – $h = 11,1$ м [7]. З урахуванням зазначеного вище, ширина бурової заходки $A = 15-16$ м, а ширина площадки з розміщеним комплексом МДСУ $Ш_{pn} = 50$ м. Ширина площадки концентраційного уступу (при реалізації схеми 3) також складе 50 м. Ширина робочої площадки уступу, на якому екскаватором виймається корисна копалина й автотранспортом або колісним навантажувачем доставляється до площадки МДСУ суміжного уступу й становить $B_{pn} = 45-46$ м, ширина транспортної смуги на цих уступах $B_{mn} = 24$ м. Ширину крутого виймального шару B_c за результатами досліджень [6], [33] доцільно приймати в межах $B_c = 36-50$ м. При ширині бурової заходки

$A = 16$ м крутий шар приймається $B_c = 48$ м, що забезпечує відпрацювання трьох заходок у межах одного шару.

При реалізації технологічної схеми 3 на тимчасово неробочій ділянці борта між суміжними уступами залишаються берми шириною $b_6 = 2,5-3,0$ м. У цьому випадку кут нахилу (укосу) борта на даній ділянці $\alpha_{внб} = 72-73^\circ$. Кут нахилу (укосу) тимчасово неробочої ділянки борта в схемах 1, 2 складе $\alpha_{внб} = 29-30^\circ$.

Перееккавація підірваної корисної копалини на концентраційний уступ здійснюється видобувним екскаватором. Для вищевказаних гідравлічних екскаваторів їхній максимальний радіус розвантаження становить 12-12,5 м. При ширині площадки на видобувному уступі, після підірвання бурової заходки $A = 16$ м, рівної $Ш_{py} = 18$ м, весь об'єм корисної копалини від першої заходки ($V_{кк} = 1280-1300$ м³ на погонний метр уступу) буде перееккавований за один прохід екскаватора. Породи з розвалу двох інших заходок (у межах $B_c = 48$ м) можуть бути перееккавовані тільки при дво-три кратному проході видобувного екскаватора.

З метою зниження витрат на перееккавацію пропонується наступна технологія виймання й перевалки корисної копалини на концентраційний уступ. Ту частину розвалу порід, що має висоту 4-5 м, варто відробити колісними навантажувачами. Навантажувачі після забору породи й наповнення ковша підїжджають до укосу й виконують підвалку порід під нього. Відстань маневрування колісним навантажувачем при зачерпуванні й розвантаженні 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 [11] різної виробничої потужності P_i (тис. м³/рік) досліджена зміна питомих витрат $Z_{днв}$ (грн/м³) на видобуток, переробку корисної копалини й вивезення готової продукції на поверхневий склад при реалізації досліджуваних технологічних схем 1, 2 й 3.

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

З попереднього розгляду видно, що в технологічних схемах з пересувними за вибоєм комплексами МДСУ найбільшу ефективність має схема при веденні гірничих робіт лише на одному уступі та відвантаженням отриманої готової продукції в автотранспорт колісними навантажувачами. Отже, такий комплекс

МДСУ потрібно періодично пересувати на наступний нижній уступ у міру відпрацювання гірських порід в крутому виїмковому шарові.

Дещо вищі (на 6,5-7,1 %) витрати будуть мати місце в технологічній схемі з розташуванням МДСУ у вибої самого нижнього добувного горизонту (на дні кар'єру) та переєксквацією гірничої маси з верхніх уступів на нижній (концентраційний) горизонт (дно) кар'єру. Тобто біля 50-60 % об'ємів гірничої маси, яка переробляється на МДСУ до площадки устаткування буде транспортуватися з гравітаційним переміщенням.

При реалізації технологічної схеми з розміщенням площадки МДСУ в торцевій частині нижнього уступу (на дні кар'єру) гірнична маса може доставлятися від вибоїв верхніх уступів автосамоскидами чи колісними навантажувачами. Для детального дослідження параметрів технології відпрацювання порід в крутому виїмковому шарові (див. рис. 3.7) розглянемо такі варіанти схем.

У загальному порядку ведення робіт у виїмковому шарові розпочинається з верхнього добувного уступу на борту кар'єру. МДСУ розташовують на першому уступі на площадці розмірами до 110x120 м. Обладнання встановлюється ближче до з'їздів (траншей), як правило ближче до торця бокового неробочого борта. Відстань від площадки МДСУ до верхнього краю (за висотою) приймального бункера МДСУ (2-4 м) компенсується насипом-пандусом, з якого здійснюється розвантаження колісного навантажувача чи автосамоскида. Довжина транспортування від вибою до МДСУ для усереднення (базових) (див.табл. 1.3) нерудних кар'єрів складе від 530 м до 960 м. Максимальна ж довжина перевезення не перевищить 1,2 км, що забезпечує досить високу продуктивність колісних навантажувачів при їх роботі у вибої як виймально-транспортного обладнання.

Після відпрацювання 1-го уступу колісні навантажувачі переводяться для формування 4-го по глибині видобувного уступу (див.рис.3.35). У цьому випадку довжина транспортування до МДСУ (ПДСУ) складе не більше 1150 м. Переміщення корисної копалини з 2-го й 3-го видобувних уступів буде здійснюватися на нижній 4-й горизонт до ПДСУ.

Після відпрацювання крутого шару на повну його ширину (2-го й 3-го уступів) послідовно будуть розроблятися відповідно до черговості відпрацювання нижні, 5-й та 6-й уступи. Для базових кар'єрів 1-3-го типів у такій схемі перенесення ПДСУ буде здійснюватися 2 рази на рік, а для 4-го типу – раз у рік.

У міру посування фронту гірничих робіт площадки із ПДСУ переміщуються слідом за ним. При посуванні борта на кар'єрі проводиться відпрацювання цих площадок. У цьому випадку ПДСУ розміщається на площадці другого нижнього уступу й так до дна кар'єру.

Під час масового вибуху, щоб уникнути ушкоджень, ПДСУ переміщують на безпечну відстань (250 м). Переміщення дробильно-сортувального комплексу на зазначену відстань і повернення у вихідне положення по тривалості не перевищує часу зміни.

Від ПДСУ готова продукція транспортується безпосередньо споживачам, до основного заводу або на поверхневий склад. Переміщення її може здійснюватися автомобільним транспортом споживачів або кар'єру. Довжина транспортування автотранспортом істотно скорочується через застосування колісних навантажувачів і становить 780-3800 м.

Перспективними також є переміщення готової продукції від ПДСУ на поверхню колісними навантажувачами в комбінації зі стрічковими конвеєрами [6]. При цьому стрічковий конвеєр установлюється на неробочому бічному борті в постійному положенні з розміщенням перевантажувально – складського комплексу (ПСК) на глибині, що досягає 3–4-х уступів по корисній копалині [105], [106]. Цей ПСК буде комплектуватися секційним бункером місткістю секції не менше 20-25 м³ і вібраційним або стрічковим живильником в кожній секції. Готова продукція, що доставляється від ПДСУ колісними навантажувачами, завантажується в секційний бункер ПСК і далі стрічковим похилим конвеєром переміщається на поверхню в основний склад. Такий склад може обладнатися навантажувальними бункерами або штабелями з підштабелевими галереями й автоматизованими вагами, з яких потрібні фракції щебеню і піщано-щебенева суміш завантажуються в транспорт споживачів (залізничний, річковий або автомобільний) з автоматизованим ваговим контролем об'ємів відвантаженої продукції.

Нижче наведено графіки зміни питомих експлуатаційних витрат на видобуток і транспортування корисної копалини й готової продукції ($C_{тр}$) із кам'яних кар'єрів глибиною (H_k) для технологічних схем з переміщенням (рис.3.37):

1 – корисної копалини до ПДСУ(МДСУ) й готової продукції від ПДСУ до ПСК колісними навантажувачами й продукції від ПСК на поверхню стрічковим конвеєром;

2 – корисні копалини до ПДСУ колісними навантажувачами й готової продукції від нього на поверхню автотранспортом;

3 – з навантаженням корисної копалини екскаваторами в автотранспорт, переміщенням ним до ПДСУ і готової продукції від ПДСУ на поверхню автотранспортом;

4 – корисні копалини автотранспортом від вибою на поверхню до стаціонарного ДСЗ при екскаваторному навантаженні порід.

З даних графічних залежностей видно помітну перевагу застосування технологічної схеми 1 з використанням колісних навантажувачів, мобільного дробильно-сортувального устаткування, ПСК і стрічкового конвеєра для видачі готової продукції з кар'єру в порівнянні з усіма іншими досліджуваними схемами.

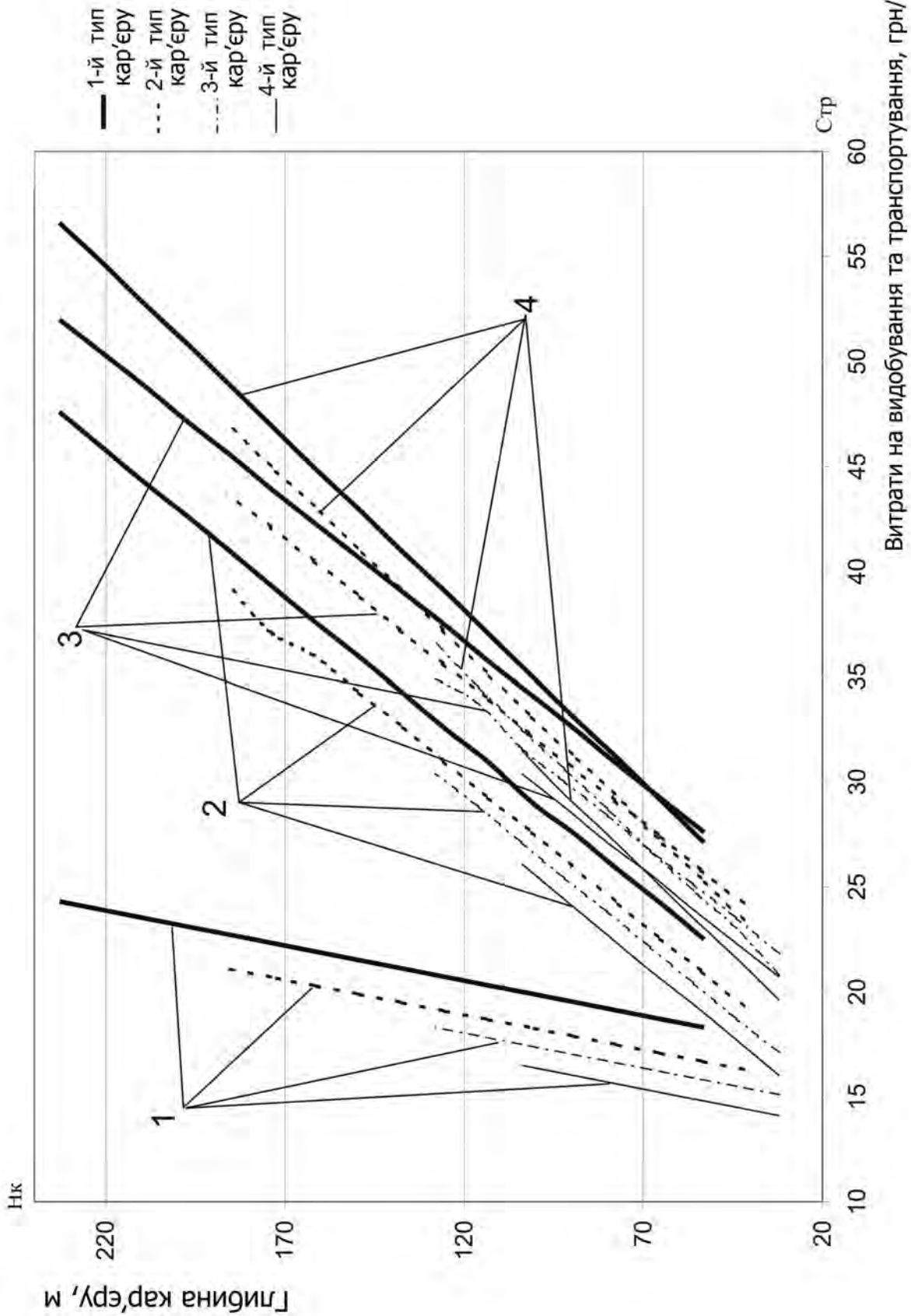


Рис. 3.37. Графіки зміни питомих експлуатаційних витрат на видобуток і транспортування корисної копалини та готової продукції з глибиною нерудних кар'єрів

3.5.3 Технологічні схеми з МДСУ при будівництві нерудних кар'єрів

При відкритій розробці твердих нерудних корисних копалин (будівельних матеріалів) для їх переробки на щебінь та пісок розкриття кар'єрних полів в основному здійснюється шляхом проведення загальних траншей на одній з торцових ділянок. Для будівництва таких траншей, як правило, вибирається ділянка з найменшою потужністю покривних порід. Крім цього, до уваги приймається також розміщення, розгалуження та стан існуючих під'їзних шляхів до розробляємих родовищ або тих, які вводяться в експлуатацію і призначення земельних ділянок, що плануються до відведення під розкривні траншеї. З урахуванням зазначеного розкриття родовищ проводиться здебільшого зовнішніми траншеями. Ці траншеї проводяться до робочих площадок одного-двох видобувних горизонтів [38], [107]. Якщо ж є обмеження щодо площі земельного відводу під зовнішні траншеї, тоді аналогічно виконується проходка внутрішніх траншей. Після чого розвиток гірничих робіт в кар'єрі здійснюється в горизонтальних шарах порід розкриття та корисної копалини шляхом посування фронту уступів за прийнятим у проекті напрямком.

Мінімальні розміри початкової розрізної траншеї на кожному уступі повинні забезпечувати розташування всього необхідного комплексу обладнання на робочій площадці. Згідно діючих Норм технологічного проектування [36] ці розміри в межах однієї робочої площадки регламентуються об'ємом розпушених вибухом порід, розташуванням виймального та транспортного устаткування, і можуть бути зменшені для досліджуваних кар'єрів до величин від 150x40 м до 40x40 м. Однак на добувному горизонті зазначені початкові розрізні траншеї повинні забезпечувати ще і розташування пересувних (мобільних) дробильно-сортувальних установок (ПДСУ, МДСУ), якщо вони плануються до застосування на кар'єрі.

Традиційно на вітчизняних нерудних, гранітних та кам'яних кар'єрах видобуті корисні копалини автосамоскидами вивозились із кар'єру на поверхню, де поблизу його борта (за 0,5-0,8 км) були побудовані стаціонарні, дробильно-сортувальні (щебеневі) установки і заводи (ДСУ, ДСЗ) [108]. Сучасні технології відкритої розробки родовищ нерудних будівельних матеріалів базуються переважно на використанні ефективних ПДСУ та МДСУ [109]. Відомо також застосування на таких кар'єрах конвеєрного транспорту для перевезення на поверхню напівготової чи готової продукції [32], [110].

Відповідно до зазначеного й розглянутого вище можна розглядати **три варіанти** застосування гірничо-транспортно-переробного обладнання на кар'єрах з видобутку нерудної мінеральної сировини:

варіант 1 – після виймання та завантаження гірничої маси з кар'єру доставляється на переробку до стаціонарного поверхневого ДСЗ, ДСУ;

варіант 2 – ПДСУ, МДСУ розміщено в кар'єрі біля вибою або на концентраційному горизонті, а звідти на поверхню до складів або безпосередньо до споживачів автотранспортом вивозиться готова продукція;

варіант 3 – біля вибою в кар'єрі розташована частина ланок дробильно-сортувального обладнання (як правило це дробарки первинного або первинного та вторинного дроблення ПДВ), інша ж їх частина (переважно сортувальні ланки) знаходиться на поверхні і до неї подрібнена гірнична маса з кар'єру транспортується конвеєром.

У **варіанті 1** застосовуються екскаваторно-автомобільний комплекс обладнання та стаціонарно побудовані ДСЗ, ДСУ. Розміри початкової розрізної траншеї на видобувному уступі можуть тут сягати мінімальних нормативних 150×40 м – 40×40 м.

У **варіанті 2** всі виробничі цикли процесу переробки гірничої маси в товарну продукцію виконуються в кар'єрі на робочій площадці. На поверхню транспортують уже готову продукцію. При цьому після виймання гірничої маси з вибою уступу екскаватор розвантажує свого ковша безпосередньо в приймальний отвір дробарки первинного дроблення або ж можна застосовувати колісний навантажувач для виконання аналогічних процесів. Завантаження готової продукції з фракційних складів (штабелів) здійснюється також колісним навантажувачем.

Варіант 3 реалізується використанням в кар'єрі пересувних (мобільних) дробарок для первинного або ж первинного і вторинного дроблення. Від них повністю подрібнена, але не відсортована на потрібні фракції, гірська порода за допомогою пересувних вибійних конвеєрів подається на магістральний підймальний конвеєр, яким транспортується на поверхню. Тобто в даному варіанті реалізується циклічно-потокова 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.

У технологічній схемі за **варіантом 3** капітальну траншею на видобувний горизонт, на площадці якого розташовують конвеєр та МДСУ (ПДСУ), доцільно проходити під кутом ухилу 10 – 12° для підймального магістрального конвеєра. При цьому ширину траншеї понизу необхідно приймати з урахуванням доцільності розташування паралельно конвеєру транспортної полоси для обслуговування його, вибійного конвеєра та екскаватора і дробильного устаткування. Якщо приймати зазначену величину ухилу траншеї, та для обслуговування гірничо-транспортно-переробного устаткування доцільно застосовувати засоби на гусеничному ході.

На період проведення вибухових робіт в кар'єрі все гірничо-транспортно-переробне обладнання з вибою виводиться за межі небезпечної зони – на поверхню. У **варіанті 2** виведенню підлягають усі одиниці обладнання. Варіант 3 повинен бути укомплектований таким чином, щоб можна було вивести або захистити від шкідливої дії вибухових процесів усе обладнання. Мобільно-пересувні дробарки та секції вибійного конвеєра в досліджуваних умовах

переміщуються на поверхню, а магістральний підймальний конвеєр необхідно додатково захищати від падіння кусків породи та ударної хвилі спеціально зведеними стінками, дахом чи іншими конструкціями.

При розкритті двох видобувних уступів комплекси МДСУ (ПДСУ) розташовують на нижньому уступі, у вибої застосовують колісний навантажувач, яким гірничу масу виймають та транспортують до розвалу нижнього добувного уступу. З цього розвалу видобувним екскаватором нижнього горизонту породи завантажують безпосередньо в дробарку первинного дроблення (ПДСУ) МДСУ.

Для усереднених і систематизованих [11] кар'єрів нерудних твердих корисних копалин і скельних будівельних матеріалів виконано розрахунки технологічних параметрів гірничих робіт при розкритті родовищ зовнішніми загальними траншеями. До них віднесені:

- глибина, на яку проведені капітальні траншеї $H_{кт}$ при розкритті одного (3-й та 4-й типи кар'єрів) та двох (2-й і 1-й типи) видобувних горизонтів;

- довжина капітальних траншей $L_{кт}$; ширина $B_{рм}$ та розмір по фронту $l_{рм}$ початкової розрізної траншеї (котловану) для розвитку добувного фронту гірничих робіт;

- річне посування фронту гірничих робіт $P_{рп}$ у проектному і попередньому до нього $P_{рпн}$ напрямках; об'єм гірської породи, відділеної від масиву добувного уступу за один масовий вибух $Q_{мв}$;

- об'єми проведення капітальних $V_{кт}$ та початкових розрізних $V_{рмн}$ траншей в кар'єрах; загальний об'єм розрізних траншей в проектних контурах $\Sigma V_{рм}$;

- середньозважена відстань транспортування гірничої маси з добувних уступів до дробарок 1 ст;

- середньорічна відстань пересування обладнання ПДСУ, МДСУ під час проведення вибухових робіт $L_{рвр}$ та ставів вибійного конвеєра $L_{квр}$.

Зазначені технологічні параметри гірничих робіт зведено в табл. 3.5.

Довжина початкової розрізної траншеї (по корисній копалині) по фронту робіт відносно до Норм технологічного проектування [36] повинна забезпечити необхідну продуктивність кар'єру по корисній копалині, а також двохмісячні запаси підготовлених до виймання корисних копалин.

У розглянутих варіантах 2 і 3 технологічної схеми розкриття родовищ для комплексів МДСУ (ПДСУ) можливість зайняти своє місце розташування на робочій площадці нижнього добувного уступу настає лише після проведення до нього капітальних траншей та котловану початкової розрізної траншеї з необхідними мінімальними розмірами в плані.

За аналізом параметрів обладнання сучасних МДСУ (ПДСУ) [104] зазначені розміри цього котловану становлять по ширині 40-50 м, у довжину 60-80 м. Отже, на кар'єрах типів 1-3 спочатку потрібно здійснити проходку майже половини початкової розрізної траншеї за її довжиною $l_{рм}$ на добувному горизонті, потім в пройденій частині цієї траншеї можна розташувати МДСУ (ПДСУ). На кар'єрах типу 4 зазначене обладнання буде введено і розташоване

на площадці добувного уступу після завершення проходки початкової розрізної траншеї на всю довжину.

Таблиця 3.5

Технологічні параметри гірничих робіт на нерудних кар'єрах скельних корисних копалин після їх розкриття

Параметр	Базові кар'єри			
	Глибокі великої площі, тип 1	Глибокі середньої площі, тип 2	Середньої глибини і площі, тип 3	Середньої глибини, малої площі, тип 4
1	2	3	4	5
Глибина проведення капітальних траншей, $H_{кт}$, м: - розкрив м'який, (M_p) - розкрив скельний, (C_p) - корисна копалина, (K_k)	16 40 60	12 30 50	9,5 20 30	7 20 30
Довжина капітальних траншей, $L_{кт}$, м: - M_p - C_p - K_k	200 300 250	150 225 250	125 125 125	88 163 125
Ширина початкової розрізної траншеї, $B_{рп}$, м: - M_p - C_p - K_k	190 126 50	180 126 50	140 108 42	140 108 42
Розміри початкової розрізної траншеї (довжина) по фронту робіт, $L_{рп}$, м: - M_p - C_p - K_k	390 338 228	250 195 128	225 206 181	112 82 54
Річне посування фронту гірничих робіт, м: - в проєктному напрямку, $P_{гр}$ - в поперечному напрямку, $P_{грп}$	235 205	175 148	224 210	148 138
Об'єм порід, відділених за один масовий вибух, $Q_{мв}$, м ³	27084,0	14584,0	10417,0	6042,0
Об'єм проведення капітальних траншей, $V_{кт}$, тис м ³ :* - M_p - C_p - K_k	1044/36,87 1334,75/56,65 142/24,73	782,94/27,6 738/31,32 142/24,73	558,85/21,16 104,24/4,42 19/3,3	311,1/11,8 167,9/7,12 19/3,3
Об'єм проведення початкових розрізних траншей, $V_{рпн}$, тис м ³ : - M_p - C_p - K_k	1291,68 1171,17 214,78	591,41 483,0 120,6	347,1 262,2 92,9	116,8 120,8 27,7

Продовж. табл. 3.5

1	2	3	4	5
Середньозважена відстань транспортування гірничої маси до дробарок, $l_{ст}$, км:				
- варіант 1	1,7	1,53	1,3	1,2
- варіант 2	0,155	0,1	0,13	0,07
- варіант 3	0,155	0,1	0,13	0,07
Середньорічна відстань переміщення ПДСУ, МДСУ, $L_{рвр}$, км:				
- варіант 2	92,1	85,44	64,32	28,8
- варіант 3	92,1	85,44	64,32	28,8
Відстань переміщення ставів вибійного конвеєра в схемі 3, $L_{квр}$, км/рік	92,54	75,74	54,33	24,1

Примітка: * – в знаменнику – об’єми для варіанта 3 при ухилі траншеї 12°.

З урахуванням такої організації гірничо-капітальних робіт на кар’єрі під час проходки траншей дробильно-сортувальне устаткування буде розташовуватися на виїзді з траншеї таким чином, щоб забезпечувалась неушкодженість цього обладнання при підриваннях скельних порід. У разі використання емульсійної вибухівки та діагональних схем підривання зарядів МДСУ (ПДСУ) безпечно розташовувати за 200-250 м від місця проведення вибухів [98]. Тобто, розмістивши зазначене устаткування безпосередньо на виїзді з добувної траншеї (за 20-50 м від її гирла), забезпечується його безпечна експлуатація.

Доставка гірничої маси від видобувних уступів до МДСУ (ПДСУ) при прохідницьких роботах виконується автомобільним транспортом чи колісними навантажувачами.

Розрахунки показників за формулами виконувалися згідно даних табл. 3.5, а також середніх техніко-економічних показників роботи гірничовидобувних підприємств, які були досягнуті в 2009 році. За умов, що $C_{\sigma}=11,7$ грн/м³; $C_e=0,158$ грн/м³; $C_m=1,04$ грн/ткм; $C_{згн}=1,78$ грн/м³; $C_{дсу}=11,34$ грн/м³; $C_{др}=1,73$ грн/м²; $C_{ву}=3,93$ грн/м³; $C_{рвр}=0,058$ грн/км; $C_{квр}=0,08$ грн/км.

Результати розрахунків величини T_n , K_n і Z_{en} наведено в табл. 3.6.

З цих результатів видно, що найменшому за величиною по виробничому показнику T_n відповідають економічні K_n і Z_{en} . В наведеному прикладі це **варіант 3** – з циклічно-поточною технологією розробки, переробки гірничої маси та доставки готової продукції на поверхню до поверхневого склада готової продукції (ПСГП) або на завантаження магістрального транспорту [55].

Таблиця 3.6

Розрахункові величини виробничого та економічних критеріїв оцінки доцільності застосування технологічних схем розкриття і розробки родовищ на початковому етапі експлуатації

Критерій оцінки	Їх величина			
	Базові кар'єри			
	Тип 1	Тип 2	Тип 3	Тип 4
Термін проходки розкривних траншей T_n , діб:				
- варіант 1	725	399	193	107
- варіант 2	725	399	193	107
- варіант 3	390	179	107	40
Питомі гірничокапітальні вкладення K_n , тис. грн./м ³ :				
- варіант 1	31 178,21	17 468,71	8 151,74	4 316,27
- варіант 2	31 196,96	17 504,71	8 164,83	4 322,01
- варіант 3	17 225,38	8 120,48	4 671,21	1 915,53
Собівартість видобутку 1 м ³ корисної копалини Z_{en} , грн./м ³ :				
- варіант 1	40 940,26	23 319,56	15 216,95	4 323,81
- варіант 2	37 056,32	21 861,73	14 377,68	4 111,45
- варіант 3	36 342,32	21 315,28	14 015,92	3 995,86

3.5.4 Технологічні схеми з МДСУ при відновленні роботи на раніше діючих нерудних кар'єрах

Розгляд зазначених схем обумовлений необхідністю переходу раніше діючих нерудних кар'єрів на технологію розробки з застосуванням внутрішньокар'єрних комплексів МДСУ. В 90-х роках ХХ століття багато кар'єрів з видобутку сировини для виробництва щебеню з переходом гірничодобувних галузей до нових ринкових відношень тимчасово припинили фактично своє існування понад 170 гранітних, кам'яних, вапнякових та інших нерудних кар'єрів.

У нових ринкових відносинах, що склалися в Україні, підвищилися вимоги до якості виготовляємої продукції, економічності видобутку корисної копалини, а також обов'язковим стала реалізація заходів, спрямованих на зменшення шкідливого впливу гірничого виробництва на навколишнє середовище. Це вплинуло на умови роботи діючих підприємств і на процес поновлення гірничих робіт у раніше експлуатованих кар'єрах. Істотний вплив на роботу зазначених підприємств зробило збільшення санітарно-захисних зон з 500-600 м до 1500 м. У зв'язку із цим на кар'єрах будівельних матеріалів стали застосовуватися нові типи ВР і нові природоохоронні технології ведення гірничих робіт [4].

У цілому ж, на організацію введення раніше діючих кар'єрів в експлуатацію впливає поточний стан капітальних траншей та з'їздів, наявність

транспортних площадок і берм безпеки, розміри виробленого простору, об'єми розкривних робіт і наявність земельного відводу й застосовування комплексів гірничотранспортного й переробного устаткування.

На кар'єрах з наявністю транспортних площадок або берм безпеки й з'їздів, що забезпечують доступ до цих площадок, організація гірничих робіт з введення кар'єру в експлуатацію не викликає ускладнень. При підриванні блока висотою 10 м і шириною 20 м ширина розвалу становить 25-30 м. У той же час ширина площадки, на якій буде розміщена гірнична маса після вибуху, складе також 25-30 м (з урахуванням ширини блока, ширини транспортної смуги або берми безпеки й берми можливого обвалення). Виймання підірваної маси виробляється з використанням різних типорозмірів виймально-навантажувального устаткування. За наявності з'їзду, що забезпечує доступ до гірничої маси, можливе застосування прямих мехлопат з навантаженням в автомобільний транспорт. Дослідження [26], [41] показали ефективність застосування колісних навантажувачів як виймально-навантажувального устаткування. Ефективна довжина переміщення ними не перевищує 0,9-1,0 км. Тому при розташуванні дробильно-сортувального заводу (ДСЗ) поблизу кар'єру доцільне застосування колісних навантажувачів (рис. 3.38). Для скорочення довжини транспортування, а отже, і зниження вартості виробництва готової продукції, можливе застосування напівстаціонарних і мобільних дробильно-сортувальних установок (відповідно ПДСУ й МДСУ) [104]. Ці установки останнім часом знайшли широке поширення завдяки своїй мобільності, маневреності й можливості максимально скоротити відстань переміщення корисної копалини. Тоді при зниженні фронту гірничих робіт і переміщенні видобувних робіт на нижніх уступах можливе розташування ПДСУ або МДСУ у виробленому просторі, що дозволить скоротити довжину переміщення й зменшити кількість транспортного устаткування (рис. 3.39).

Застосування зворотних мехлопат у першу чергу обумовлюється відсутністю з'їзду або недостатніх розмірів робочої площадки для виконання маневрів автосамоскидами й іншими видами транспорту. У такому випадку екскаватор працює нижнім черпанням з навантаженням за допомогою автомобільного транспорту на верхній площадці розроблювального уступу. При роботі зворотних мехлопат відстань транспортування скорочується за рахунок зменшення довжини похилої ділянки шляху, на рознесеному борті кар'єру.

Описані вище схеми із прямою мехлопатою і колісними навантажувачами важко застосувати на кар'єрах, де немає транспортних площадок і берм безпеки. На них борта були приведені в граничне положення на момент припинення експлуатації. Із часом борта кар'єру обсіпалися й зараз являють собою один суцільний укіс із максимальною глибиною до 100-130 м., а на окремих, що вводять в експлуатацію кар'єрах, до 260 м. При веденні буропідривних робіт підірвана гірнична маса частково розташовується на знову утвореній площадці розконсервованого уступу (близько 70 %), а частина її (30 %) під дією сили ваги й вибуху обрушається на дно кар'єру або розташований нижче уступ (якщо на ньому є площадка) (див. рис. 3.38, 3.39).

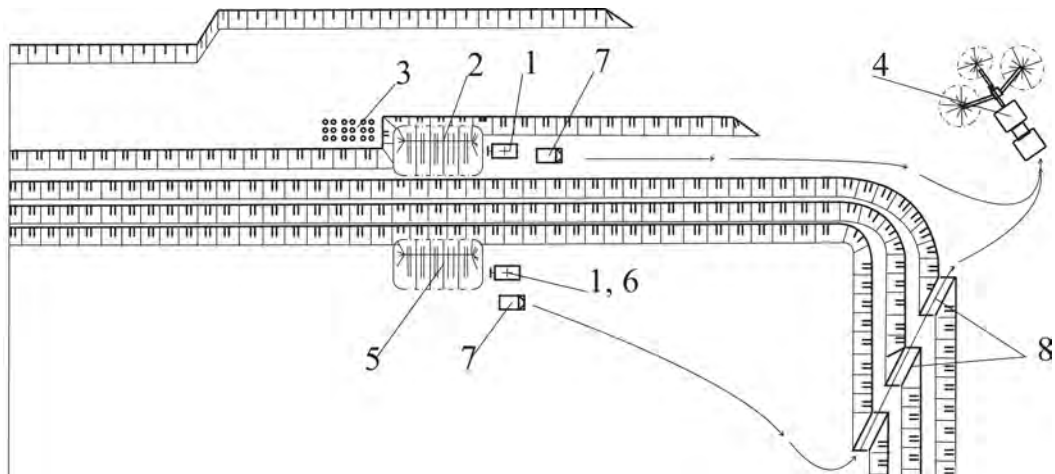


Рис. 3.38. Технологічна схема розконсервації борта кар'єру, що відновлює свою роботу з екскавациєю гірничої маси на створюваній площадці уступу: 1 – екскаватор пряма (зворотна) лопата; 2 – розвал підірваної гірничої маси корисної копалини; 3 – блок буріння; 4 – дробильно-сортувальний завод; 5 – розвал гірничої маси на нижній площадці (дні) кар'єру; 6 – колісний навантажувач; 7 – автосамоскид; 8 – раніше пройдена траншея (з'їзди) у кар'єр

У цілому ж, при введенні в експлуатацію таких підприємств завдання оптимізації організації їхнього запровадження зводиться до вибору раціональної технологічної схеми, що забезпечує економічне й ефективне ведення гірничих робіт у кар'єрах на розконсервованих бортах.

Попередньо розглянуті наступні технологічні схеми (за варіантами) поновлення гірничих робіт на кар'єрах, що вводять в експлуатацію:

Варіант (схема) 1 - ЕКГ – АТ – ДСЗ;

Варіант (схема) 2 - ЕКГ/КП – МДСУ/ПДСУ – КТ;

Варіант (схема) 3 - ЕКГ/КП – МДСУ – АТ;

Варіант (схема) 4 - ЕКГ – АТ – МДСУ/ПДСУ – КТ.

Де ЕКГ – екскаватор пряма або обернена мехлопата, що розробляє вибій верхнім черпанням; АТ – автомобільний транспорт; ДСЗ – дробильно-сортувальний завод; МДСУ/ПДСУ – мобільні/напівстаціонарні дробильно-сортувальні установки; КТ – стрічковий конвеєрний транспорт; КП – колісний навантажувач.

Технологічна **схема 1** є найпоширенішою на вітчизняних кар'єрах будівельних (нерудних) корисних копалин. Підірвана гірнича маса екскаваторами мехлопата (пряма або обернена) з розвалу, розташованого на знову утвореній площадці уступу, завантажується в автосамоскиди, які транспортують її до дробильно-сортувального заводу, розташованого на поверхні (див. рис. 3.38). Транспортування корисної копалини, скинутої вибухом і розташованої на дні кар'єру, транспортується автомобільним транспортом до ДСЗ на поверхні. Застосування конвеєрного транспорту в цій схемі ускладнюється стиснутими умовами роботи, робота відбувається в зоні розльоту кусків під час масових вибухів, необхідністю нарощування конвеєрної лінії у міру зниження фронту гірничих робіт.

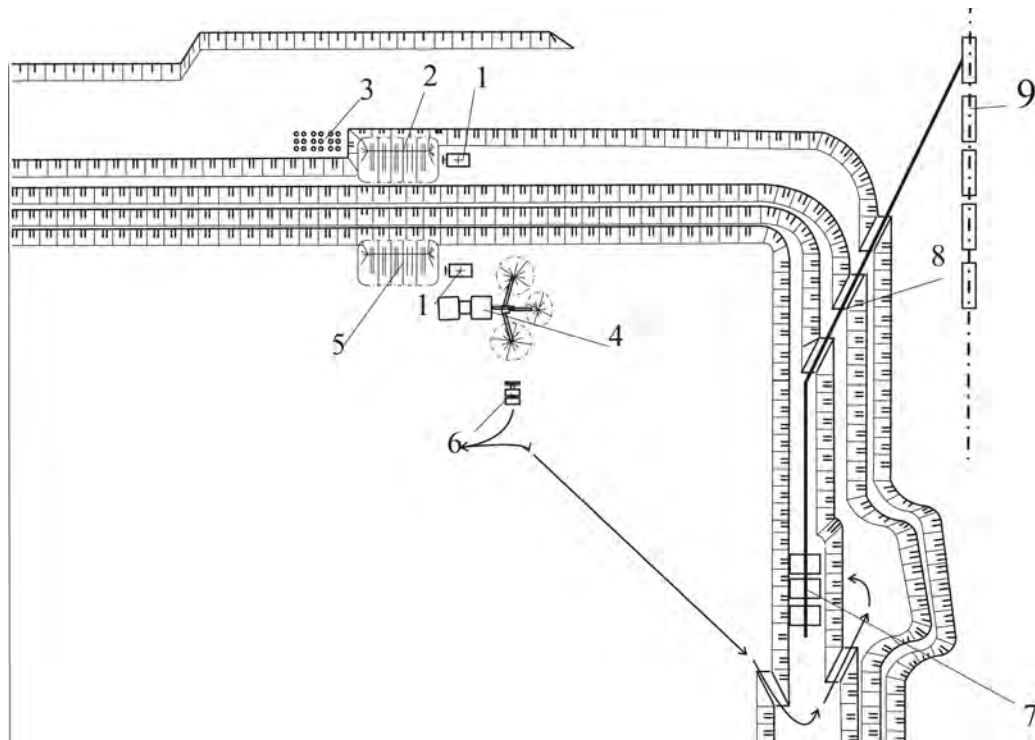


Рис. 3.39. Технологічна схема розконсервації борта кар'єру, що відновлює свою роботу, з переєкспавацією гірничої маси на дно (нижню площадку) кар'єру й видачею готової продукції конвеєром: 1 – екскаватор пряма (зворотна) лопата; 2 – розвал підірваної гірничої маси корисної копалини; 3 – буровий блок; 4 – ПДСУ/МДСУ; 5 – розвал гірничої маси на нижній площадці (дні) кар'єру; 6 – колісний навантажувач; 7 – фракційні бункери, склади готової продукції; 8 – стрічковий конвеєрний підйомник; 9 – залізничний потяг, установлений під навантаження продукції

У технологічній **схемі 2** гірнича маса, розташована після підривання на площадці розносимого уступу борта переукладається екскаватором у вироблений простір, звідки й відбувається її виймання екскаватором із завантаженням безпосередньо в приймальний бункер МДСУ [56], [119], [120], на ньому відбувається її дроблення й поділ на фракції готової продукції (див. рис. 3.39). Транспортування готової фракційної продукції на поверхню здійснюється конвеєрним транспортом від фракційних складів, розташованих під неробочим бортом уздовж осі завантажувального конвеєра. Готова продукція в кар'єрі від МДСУ/ПДСУ до фракційних складів доставляється колісними навантажувачами за найкоротшою відстанню. На поверхні щебенева продукція з конвеєра завантажується в залізничні вагони або автопоїзди. Похилий конвеєрний підйомник розміщують у траншеї кар'єру, що залишилася після припинення гірничих робіт, або ж на пілонах-колонах. Ці пілони-колони влаштовують на площадках неробочого борта. Конвеєр монтують закритим від ураження кусками породи, що розлітаються.

Технологічна **схема 3** відрізняється від попередніх тим, що для транспортування щебеню застосовуються автосамоскиди. Ними перевезення готової продукції виконується від ПДСУ/МДСУ на поверхню до складів навантажувального комплексу кар'єру, де продукцію завантажують у транспорт споживачів.

У **схемі 4**, як і двох попередніх схемах 1, 2, є присутнім процес переекскавації підірваної маси під укіс борта. Вона відрізняється тим, що для транспортування застосовується комбінація автомобільного й конвеєрного транспорту (рис. 3.40).

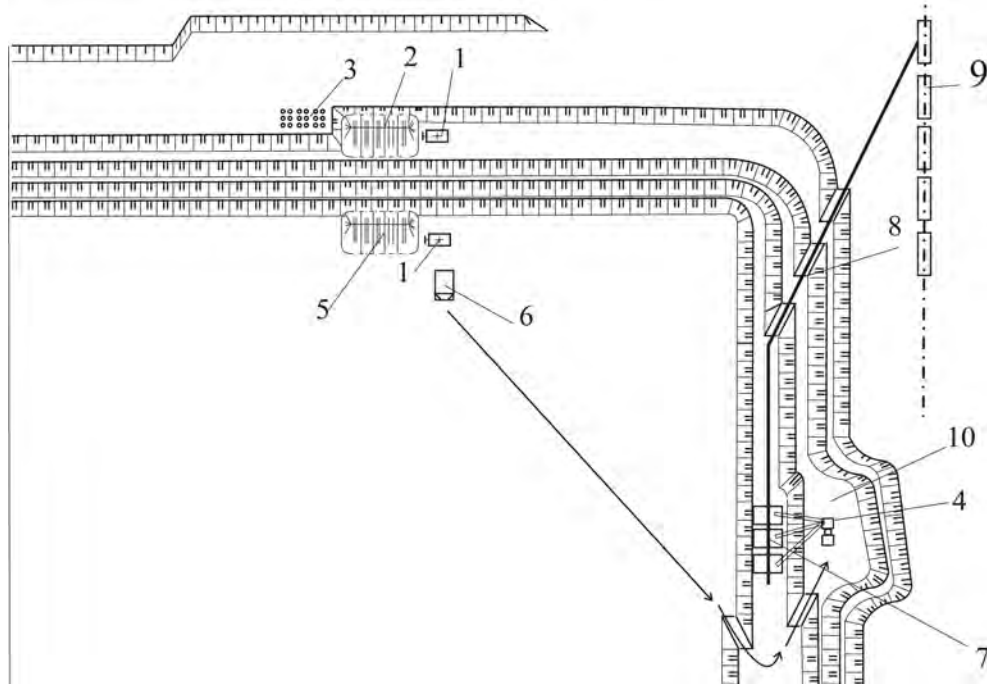


Рис. 3.40. Технологічна схема розконсервації борта кар'єру, що відновляє свою роботу, з переекскавацією гірничої маси на дно (нижню площадку) кар'єру, автомобільною доставкою її на складську площадку й видачею готової продукції конвеєром: 1 – екскаватор пряма (зворотна) лопата; 2 – розвал підірваної гірничої маси корисної копалини; 3 – буровий блок; 4 – ПДСУ/МДСУ; 5 – розвал гірничої маси на нижній площадці (дні) кар'єру; 6 – автосамоскид; 7 – фракційні бункери, склади готової продукції; 8 – стрічковий конвеєрний підйомник; 9 – залізничний потяг, встановлений під навантаження продукції; 10 – складська площадка

Навантаження корисної копалини на дні (нижній площадці) кар'єру здійснюється в автосамоскиди, які транспортують підірвану гірничу масу до (концентраційної) складської площадки, на якій розташована МДСУ/ПДСУ. Із цієї площадки транспортування готової фракційної продукції здійснюється конвеєрним транспортом на поверхню з навантаженням її в залізничні вагони або автомобільний транспорт споживачів.

Перевагою **схем 2, 3, 4** є те, що немає необхідності у виділенні земель під будівництво ДСЗ на поверхні, тому що МДСУ/ПДСУ й склади готової

продукції будуть розташовуватися у виробленому просторі кар'єру на площадках обмежених розмірів (40×50 м).

Нижче на рис. 3.41 наведено графіки зміни питомих витрат на виконання основних виробничих процесів (розкривні + видобувні роботи + переробка порід + транспортування готової продукції і її навантаження) зі збільшенням глибини базових кар'єрів [11].

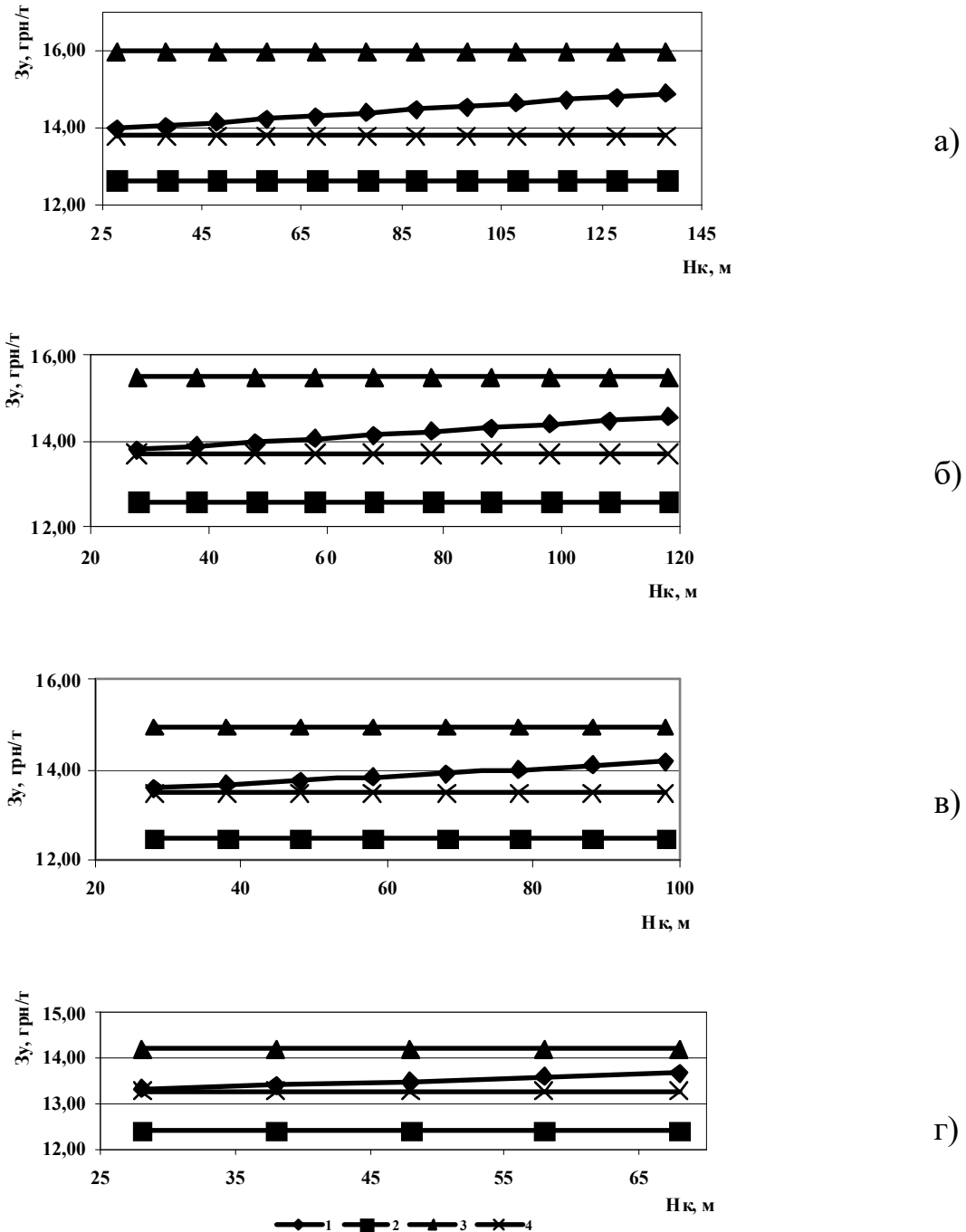


Рис. 3.41. Графіки зміни питомих витрат Z_y на виконання основних виробничих процесів зі збільшенням глибини кар'єру H_k : а - кар'єри 1-го типу; б - 2-го типу; в - 3-го типу; м - 4-го типу

Як видно з наведених графіків, питомі витрати в схемах 2 й 3 змінюються незначно із глибиною кар'єру. Це зумовлено тим, що довжина транспортування на період введення кар'єру в експлуатацію не змінюється, а витрати на переробку й проведення виймально-навантажувальних робіт для прийнятих розрахункових даних майже постійні. У технологічній схемі 1 витрати на виконання основних виробничих процесів збільшуються за рахунок поступового збільшення довжини транспортування корисної копалини з розвалу, утвореного після підривних робіт площадки уступу, до ДСЗ.

Порівняння ефективності технологічних схем будемо розглядати щодо першої «класичної» схеми. Аналіз наведених графіків показує, що найбільш витратною є схема 3. Це обумовлено тим, що готова фракційна продукція транспортується автосамоскидами по найбільшому шляху, а також значними будуть витрати на переєкスカвацію 70 % підрваної маси.

Найбільш економічні - схеми 2 й 4. Це обумовлюється застосуванням конвеєрного транспорту й найменших відстаней транспортування готової продукції автомашинами. Серед цих схем, незважаючи що найменші витрати має технологічна схема 2, застосування її недоцільно, тому що конвеєрна лінія обладнується майже на всю глибину кар'єру. Після закінчення відбудовних робіт (після створення робочих площадок на уступах) виникне необхідність транспортування підрваної маси з верхніх горизонтів на дно кар'єру. Найбільш раціональною є схема 4, тому що транспортування корисної копалини буде здійснюватися на площадку навантаження (концентраційну), у середню частину неробочого борта, де розташований дробильний комплекс. Відтіля здійснюється переміщення щебеневої продукції на поверхню і її навантаження в транспорт споживачів.

Варто врахувати, що в технологічній схемі 4 на витрати впливає глибина розташування концентраційної площадки. Чим глибше вона розташовується, тим тісніше значення витрат будуть наближатися до значень витрат за схемою 2. У підсумку це призведе до збільшення витрат на виробництво готової продукції.

Порівнюючи економічні показники схем 1 й 4, у розрахунках приймалися значення глибини розташування концентраційної площадки для 1-го типу кар'єрів 100 м; 2-го типу - 75 м; 3-го - 55 м; 4-го - 35 м.

3.5.5 Технологічні схеми з МДСУ та поверхневими складами на кар'єрах

З результатів досліджень, які розглянуті вище, можна зробити висновки щодо раціональних технологічних схем ведення гірничих робіт з застосуванням МДСУ на діючих нерудних кар'єрах. Найкращі показники мають технологічні схеми з МДСУ, в яких доставка готової продукції від площадки МДСУ здійснюється на ПСПП за допомогою стрічкового конвеєра. При цьому сам комплекс дробильно-сортувального обладнання може розміщуватись в середній частині відробляємої групи добувних уступів або ж на нижній площадці дна кар'єру) останнього добувного горизонту.

З верхніх та нижніх робочих уступів корисна копалина до бункера МДСУ доставляється фронтальними колісними навантажувачами чи автосамоскидами. На відстанях до 1,2 км доцільніше застосовувати колісні навантажувачі.

Розглядаючи схеми, в яких площадка МДСУ розміщена в середині групи уступів, необхідно також відмітити можливість заповнення дна кар'єру на повну площу його площадки (за виключенням траншеї для транспортних заїздів-виїздів) внутрішніми відвалами. Отже, і з цієї позиції розташування МДСУ на окремо виділеній площадці неробочого бокового борта в середині робочої зони кар'єру є доцільним.

За результатами досліджень [6], [106] встановлено, що іншим суто неекономічним критерієм може слугувати мінімальна величина питомої енергоємності процесів виймання, навантаження, транспортування і переробки та складування гірських порід ω_e (кВт-год/м³). Ця величина визначається за наступною методикою:

– в загальному вигляді ω_e розраховується по формулі:

$$\omega_e = \omega_{eб} + \omega_{ев} + \omega_{ее} + \omega_{ет} + \omega_{едр} + \omega_{ез} + \omega_{ев} + \omega_{ерв} + \omega_{еоп} + \omega_{ен} \rightarrow \min, \quad (3.50)$$

де $\omega_{eб}$, $\omega_{ев}$, $\omega_{ее}$, $\omega_{ет}$, $\omega_{едр}$, $\omega_{ез}$, $\omega_{ев}$, $\omega_{ерв}$ – питома енергоємність виконуваних процесів відповідно буріння, вибухового руйнування порід, екскавації (виймання й навантаження), транспортування, дроблення, грохочення порід, складування (відвалоутворення), рекультивациі порушених земель, кВт-год/м³;

$\omega_{еоп}$, $\omega_{ен}$ – питома енергоємність допоміжних робіт з обслуговування персоналом технологічних процесів і господарсько-побутових послуг для їхнього забезпечення кВт-год/м³.

Складові першого виразу визначаються як сума витрати електричної, теплової енергії й енергії людської праці на виконання всіх процесів відкритих гірничих робіт. У загальному вигляді питома енергоємність виконання якогось i -го технологічного процесу визначається виразом:

$$\omega_{ei} = \frac{1}{P_k} \left\{ \sum_{j=1}^{me} W_{ej} + \left[\sum_{\eta=1}^{mn} (p_{n\eta} \times q_{n\eta}) + \sum_{\xi=1}^{mnm} (p_{nm\xi} \times q_{nm\xi}) \right] \times k_n + \right. \\ \left. + (0,05 - 0,073) \sum_{\varphi=1}^{mp} T_{mp\varphi} \right\}, \quad (3.51)$$

де m_e , m_n , m_{nm} , m_{mp} – відповідно кількість споживачів електроенергії, видів палива, горючих, мастильних й обтиральних матеріалів (ПММ), а також видів трудового (людського) обслуговування персоналом технологічного i -го процесу;

P_k – виробнича потужність кар'єру по корисній копалині, м³;

p_{np} , $p_{nm\xi}$ – витрата палива, горючих, мастильних й обтиральних матеріалів відповідно η -го й ξ -го видів, кг;

W_{ej} – кількість витраченої електроенергії j -м споживачем на виконання технологічного i -го процесу, кВт-год;

$q_{пг}$, $q_{пмм\zeta}$ – питома теплота згоряння палива й горючих мастильних, обтиральних матеріалів η -го й ζ -го видів, кДж/кг;

k_n – еквівалентний коефіцієнт перерахування теплової енергії на електричну при спалюванні палива, ПММ й інших матеріалів (обтиральних) в енергетичних казанах, кВт·год/кДж;

$T_{тp}$ - витрата трудових ресурсів, чол.·год;

0,05-0,073 - показник витрати енергії людини (обслуговуючого персоналу) при тривалій роботі в середньому за 1 годину, установлений за відповідною методикою АН СРСР, кВт.

Величина витрат палива, електроенергії, ПММ й обтиральних матеріалів, що входять в другий вираз (3.51), визначається по відомих методиках і нормативам для конкретного виду устаткування, механізму. Питома теплота згоряння палива й ПММ приймається виходячи з даних фізичних властивостей конкретного виду палива й ПММ. Еквівалентний коефіцієнт $k_n = 27,8$ кВт·год/кДж.

За зазначеною методикою оцінимо дві раціональні схеми транспортування гірничої маси та готової продукції колісними навантажувачами для виявлення більш доцільної в умовах кар'єрів з розробки твердих нерудних корисних копалин. Витрати на переробку гірничої маси в готову продукцію виключаємо, так як вони однакові в обох схемах. Витрати на виймання гірських порід та завантаження готової продукції за допомогою колісних навантажувачів враховані в енергоємності виробничих процесів навантажувачів [107].

Таким чином, розглянуто технологічні схеми доставки корисної копалини від вибою до МДСУ та готової продукції від останнього до складу ПСГП на земній поверхні (в умовах усереднених (базових) кар'єрів I, II, III, IV типів. Відстань транспортування готової продукції на поверхні – 700 м:

а) колісний навантажувач + МДСУ + стрічковий конвеєр;

б) колісний навантажувач + МДСУ + завантажувальний конвеєр + автосамоскид.

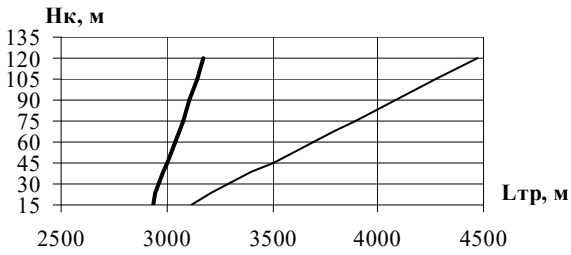
Результати досліджень відображено на графіках залежностей між поточною глибиною типових кар'єрів і максимальною довжиною транспортування корисної копалини, а також питомою енергоємністю виймання, навантаження й транспортування корисної копалини (рис. 3.42, 3.43).

При визначенні питомої енергоємності було розглянуто два варіанти:

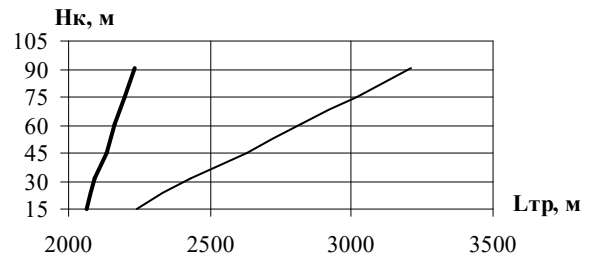
1) колісний навантажувач виймає й транспортує корисну копалину на максимальну відстань до МДСУ усередині кар'єру (I тип кар'єрів - 2,09-2,19 км, II тип - 1,24-1,31 км, III тип - 1,12-1,18 км, IV тип - 0,68-0,71 км);

2) колісний навантажувач виймає й транспортує корисну копалину до МДСУ на відстань, зазначену вище (I тип кар'єрів - 1,2 км, II тип - 0,7 км, III тип - 0,6 км, IV тип - 0,5 км).

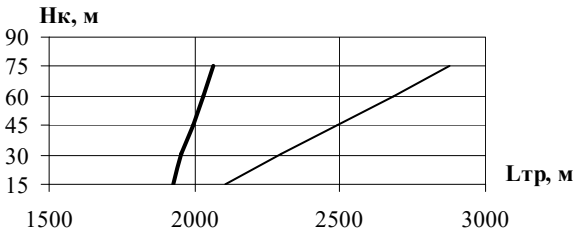
I



II



III



IV

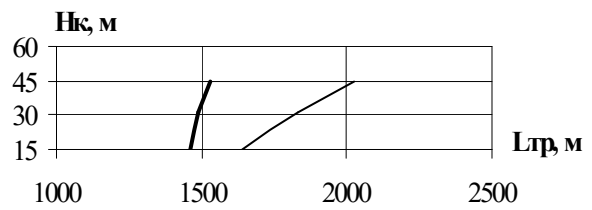
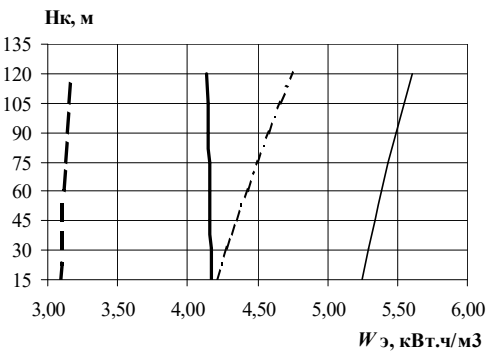


Рис. 3.42. Графіки залежності поточної глибини H_k від максимальної довжини транспортування корисної копалини L_{tr} , на кар'єрах I, II, III, IV типів:

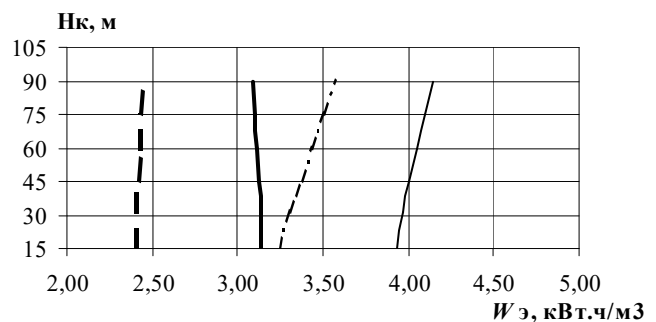
— колісний навантажувач + МДСУ + стрічковий конвеєр

— колісний навантажувач + МДСУ + автосамоскид

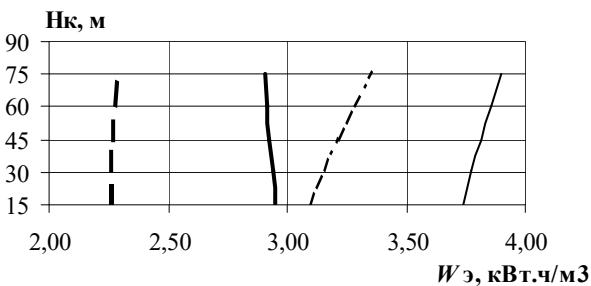
I



II



III



IV

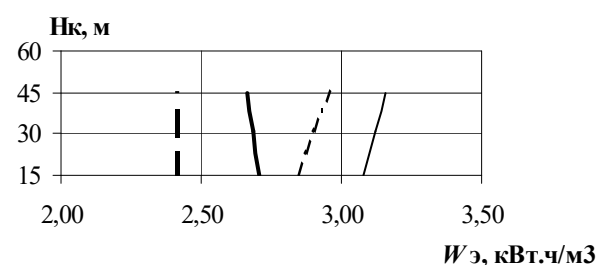


Рис. 3.43. Графіки залежності поточної глибини H_k від питомої енергоємності на кар'єрах I, II, III, IV типів:

— колісний навантажувач + МДСУ + стрічковий конвеєр

— колісний навантажувач + МЛСУ + автосамоскид – для першого варіанта

- · - · колісний навантажувач + МДСУ + стрічковий конвеєр

- · - · - · колісний навантажувач + МДСУ + автосамоскид – для другого варіанта

З отриманих залежностей видно, що на типових кар'єрах питома енергоємність транспортування мінімальна при переміщенні гірничої маси колісними навантажувачами на відстань до 1,2 км до МДСУ, що доцільно розміщати в середній частині групи уступів робочої зони кар'єру. При цьому ефективніше застосування технологічної схеми - колісний навантажувач + МДСУ + стрічковий конвеєр. У цьому зв'язку, розглядаючи в якості МДСУ мобільні дробильні й дробильно-сортувальні установки, необхідно рекомендувати до впровадження на всіх типах гранітних і кам'яних кар'єрів України введення конвеєрного транспорту безпосередньо до зазначених мобільних установок. У загальному ж можна зробити наступні висновки:

1. Переробка корисних копалин здійснюється в кар'єрі на мобільних (пересувних) дробильно-сортувальних установках (МДСУ, ПДСУ); готова продукція частково накопичується на робочій площадці, звідки автотранспортом перевозиться на поверхневий склад та безпосередньо до ближніх споживачів; із поверхневого складу кар'єру (ПСК) готова продукція відвантажується в магістральні види транспорту (залізничні потяги, великовантажні автомобілі, річкові судна) для доставки дальнім споживачам.

2. У кар'єрі здійснюється часткова переробка корисної копалини (одна чи дві стадії дроблення) на пересувному дробильному устаткуванні (ПДУ), в подальшому подрібнена гірнична маса стрічковими конвеєрами подається до поверхневого комплексу остаточної переробки (ПКОП), де готова продукція накопичується в ПСК; зі штабелю ПСК готова продукція по фракціях завантажується в магістральні види транспорту та автомашини для доставки відповідно до близько та далеко розташованих споживачів.

3. На борту кар'єру розміщено комплекс переробного обладнання, до нього гірничу масу з добувних уступів перевозять колісним транспортом (автосамоскиди, колісні навантажувачі); після виготовлення готової продукції її акумулюють в штабелях-складах ПСК, який знаходиться поблизу комплексу переробного обладнання; відвантаження готової продукції здійснюється з зазначеного ПСК в транспорт до розташованих близько та далеко споживачів.

У першій технологічній схемі МДСУ, ПДСУ може бути розміщеним безпосередньо у вибої екскаватора чи колісного навантажувача, на концентраційному горизонті (КГ) корисні копалини з інших (одного-двох) добувних горизонтів доставляються колісними навантажувачами або автосамоскидами. При цьому раціональним рішенням є використання породоскатів, через які породи з верхніх уступів перепускаються на КГ [51]. При реалізації даної технологічної схеми можливим є також поділення обладнання МДСУ, ПДСУ на два вузли, які розташовані на окремих площадках. Дробарка першої стадії з надбункерним грохотом знаходиться біля вибою на робочій площадці, а все інше устаткування МДСУ, ПДСУ (дробарка другої стадії, дво-три каскадний грохот з відвантажувальними конвеєрами) розташоване в торці КГ, за межею впливу вибухових робіт на тимчасово неробочій площадці. З конусів-штабелів цієї площадки готова продукція частково завантажується в автотранспорт ближніх споживачів, а основні її

обсяги вивозяться на ПСК, де зберігаються і відвантажуються в магістральний транспорт дальніх споживачів. За подібною схемою працюють на Рибальському гранітному кар'єрі, ВАТ «Тернопільський кар'єр» (Максимівська дільниця) і інших.

Відвантаження готової продукції на підприємствах виконується з штабелів ПСК, що знаходяться на поверхні, часто поряд з комплексом переробного обладнання. Основним навантажувальним механізмом на таких ПСК є колісні навантажувачі і кар'єрні екскаватори з ємністю ковша 5-8 м³. У низці досліджень розглядалась також можливість застосування завантаження залізничних потягів і автосамоскидів на ПСК безекскаваторним устаткуванням [55]. Ці склади обладнані бункерами, естакадно-бункерними штабелями з підштабелевими конвеєрними галереями та залізничними тунелями, вібраційними подавачами та пристроями для керованого завантаження транспортних засобів.

Застосування ПСК з безекскаваторним устаткуванням забезпечує відомі переваги [55], [58]: зменшена в 8-10 разів металоємність устаткування; знижене споживання енергоресурсів (електроенергія в 2,5-3,5 разів, дизпаливо на 80-85 %); збільшена майже в 2 рази продуктивність на відвантаженні готової продукції, тобто зменшується термін обробки залізничних потягів на ПСК. З урахуванням зазначеного важливо визначити область застосування різних за конструктивною компоновкою ПСК на типових нерудних кар'єрах [12].

За даними результатів досліджень [4], [50], [52], [112], відомі нові конструктивні компоновки штабелевих ПСК з вібромеханізмами, які доцільно застосовувати на кар'єрах при конвеєрному завантаженні транспортних засобів. У цих компонованих рішеннях завантажувальний конвеєр розташований в підштабелевій галереї (рис. 3.43-3 45).

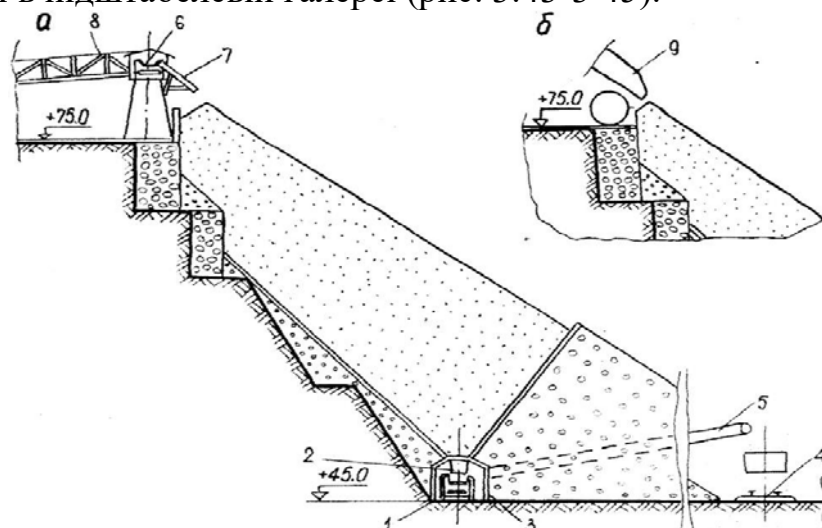


Рис. 3.44. Схема поверхневого складу кар'єру з підштабелевою конвеєрною галереєю, розташованою під укосом верхніх уступів борта:

1 – підштабелева галерея; 2 – випускні отвори з віброподавачами; 3 – кріплення галереї; 4 – залізнична колія на поверхні, або на площадці верхніх уступів; 5 – передавальний та завантажувальний конвеєри; 6 – естакадний (штабелевий) конвеєр; 7 – скидальний пристрій; 8 – подавальний конвеєр; 9 – автосамоскид

При розташуванні ПСК під укосом верхніх уступів борта кар'єру (див. рис. 3.43) з активної частини штабеля випуск щебеневої продукції виконується на конвеєр 1 віброподавачами 2 в галерею 3. З конвеєра 1 в транспортні засоби 4 продукція завантажується конвеєром 5. Подача щебеню в штабель ПСК здійснюється конвеєрами 6, 8 через скидальний пристрій 7 (автостелу). Можливо також поповнення штабеля ПСК здійснювати автосамоскидами 9 чи колісними навантажувачами.

Якщо штабель ПСК знаходиться на горизонтальній площадці для збільшення об'єму активної частини штабеля, застосовують активне днище (див. рис. 3.45) або ж активно-рухоме днище (див. рис. 3.46). В першій конструкції ПСК штабель формується таким чином, що забезпечується примусове гравітаційне розвантаження готової продукції на підштабелевий конвеєр 6 затвором-подавачем 7 через випускні отвори 8 під дією віброприводів 9 та амортизаторів 4, на яких встановлені елементи днища 2. Вібраційні коливання елементів днища 2 передаються в масив штабеля 1 внаслідок чого активується додатковий об'єм продукції в бокових зонах від центрального потоку і активна частина (рухома) штабеля 1 збільшується.

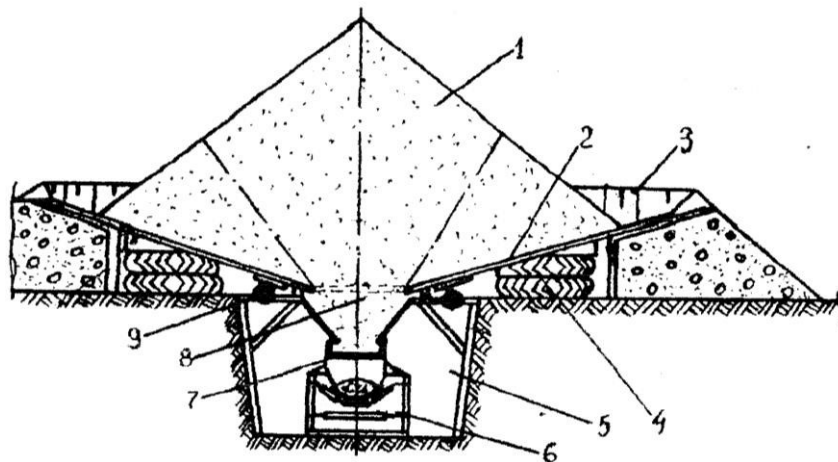


Рис. 3.45. Схема штабелевого ПСК з активним днищем штабеля

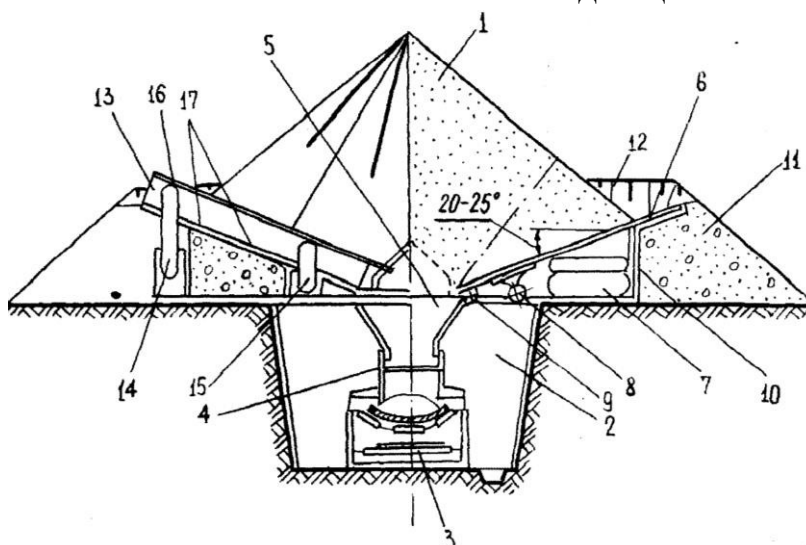


Рис. 3.46. Схема ПСК з активнорухомим днищем штабеля

Інший варіант ПСК відрізняється від попереднього наявністю активно-рухомого днища штабеля (див. рис. 3.46). В нього між платформами 6 встановлено підйомні плити 13. В верхньому положенні плити 13 утворюють скат для щебеню в сторону платформ 6, а підіймаються під дією пневмобалонів 14, 15. Ці балони розташовані в спеціальних гніздах вертикально. Плити 13 між собою з'єднані еластичною стрічкою 16, а зі сторони віброплатформи 6 вони приєднанні до рам металоконструкцій петлями 17.

У завантаженому положенні плити 13 притиснуті і знаходяться в нахиленому (20-25°) стані, утворюють днище штабеля 1. Після включення віброподавачів 4 продукція під дією гравітації та сил вібрації поступає через випускні отвори 5 на підштабелевий конвеєр 3 галереї 2. Коли потік щебеню перестає проходити через отвори 5, включаються віброзбуджувачі 8 на платформі 6. Поступово тиск повітря в балонах 14, 15 перевищує зовнішні навантаження на підйомні плити 13 і з'єднувальні стрічки 16. Пневмобалони 14, 15 розпрямляються, а стиковані краї плит 13 від стрічок 16 підіймаються вгору. Повертаючись на шарнірах 17, плити 13 встановлюються відносно площини платформ 6 під кутом 30-40°. Вібраційні коливання від корпусу платформ 6 передаються і на плити 13. Готова продукція з них рухається на платформи 6, а з них до випускних отворів 5. Днище штабелю 1 розвантажується на 80-90 % без необхідності задіяти для цього іншу техніку (бульдозер, екскаватор, колісний навантажувач). Бокові елементи 10, 11, 12 ПСК забезпечують необхідні кутові параметри днища. Основні параметри описаних ПСК (розрахункові) наводяться в табл. 3.7.

Для визначення доцільності застосування наведених ПСК на нерудних кар'єрах пропонується критерій їх оцінки – питома енергоємність перевантаження готової продукції $\omega_e^{ПСК}$ (кВт-год/м³) [126]. Зазначений критерій знаходиться як сума витрат енергії на виконання усіх процесів і операцій, які пов'язані з перевантаженням готової продукції. В загальному вигляді:

$$\omega_e^{ПСК} = \omega_{ез} + \omega_{ет} + \omega_{ео} + \omega_{exo} \rightarrow \min \quad (3.52)$$

де $\omega_{ез}$, $\omega_{ет}$, $\omega_{ео}$ – питома енергоємність відповідно завантажувальних, транспортувальних робіт, процесів і операцій на обслуговуванні обладнання ПСК (включаються і ремонтно-відновлювальні роботи) та необхідних господарчих витрат енергії (на прання спецодягу, душові, обігрів персоналу, тощо), кВт.год/м³

У попередньому виразі (3.52) кожна із складових питомої енергоємності $\omega_e^{ПСК}$ розраховується за відповідними формулами методики [126]. Згідно неї питома енергоємність на виконання конкретного і-го технологічного процесу (ω_{ei}) розраховується окремо.

Таблиця 3.7

Основні параметри і показники ПСК для типових нерудних кар'єрів [11], [50]

Найменування показника, параметра;	Типові нерудні кар'єри						
	1	2	3	4	5	6	7
Продуктивність по готовій продукції, тис. м ³ /рік:							
А	105	375	702	940	1100	1190	1590
Б							
В							
Об'єм штабеля, м ³ :							
А	1300	1950	2200	2700	3100	3300	3500
Б	1000	1800	2500	3800	4500	6000	10000
В	1000	1800	2500	3800	4500	6000	10000
Довжина штабеля, м:							
А	10	15	17	20	23	25	26
Б	22	26	29	37	37	44	58
В	22	26	29	37	37	44	58
Кількість віброподавачів/ потужність приводних електродвигунів, кВт:							
А	1/28	2/31	2/34	2/39	3/47	3/53	3/70
Б	3/74	3/87	3/98	4/110	5/124	6/148	7/195
В	3/70	3/82	3/93	4/106	5/120	6/143	7/190
Питомі витрати енергетичних ресурсів: електроенергія, кВт.год/м ³ / дизпаливо, кг/м ³							
А	0,233/ 0,625/ 0,018	0,168/ 0,376/ 0,012	0,145/ 0,235/ 0,011	0,117/ 0,183/ 0,01	0,141/ 0,2/ 0,011	0,159/ 0,21/ 0,012	0,21/ 0,27/ 0,016
Б	0,616/ 1,74/ 0,046	0,472/ 1,05/ 0,036	0,419/ 0,68/ 0,021	0,33/ 0,52/ 0,02	0,373/ 0,53/ 0,028	0,445/ 0,59/ 0,033	0,586/ 0,75/ 0,045
В	0,582/ 1,65/ 0,043	0,445/ 0,98/ 0,033	0,397/ 0,64/ 0,023	0,319/ 0,502/ 0,023	0,36/ 0,514/ 0,027	0,43/ 0,566/ 0,0317	0,571/ 0,7251/ 0,0425
Питомі трудовитрати, чол./год 10 ⁻³ /м ³							
А	8,35	5,34	5,33	3,76	3,76	3,45	3,76
Б	10,43	5,34	4,16	3,005	3,01	3,008	3,004
В	10,43	6,78	5,33	3,76	3,76	3,45	3,76

* А – ПСК під укосом борта (рис. 3.44); Б – ПСК з активним днищем (рис. 3.45); В – ПСК з активнорухомим днищем (рис. 3.46).

Вибір вищеописаного критерію обумовлено тим, що величина $\omega_e^{ПСК}$ не залежить від вартісних показників на придбання енергетичних, трудових, земельних і інших паливно-енергетичних ресурсів, вартість яких постійно змінюється. На рис. 3.47 представлено графіки залежності питомої енергоемності перевантаження готової продукції на ПСК ($\omega_e^{ПСК}$) від виробничої потужності ($П_k$) типових нерудних кар'єрів.

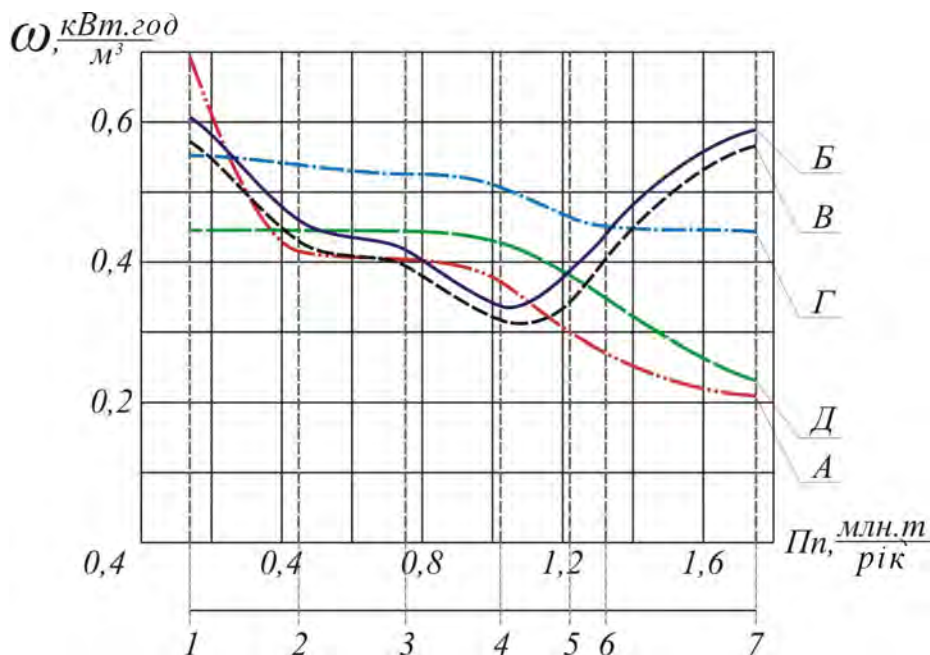


Рис. 3.47. Графіки залежності питомої енергоемності перевантаження готової продукції $\omega_e^{ПСК}$ від виробничої потужності $П_k$ типових кар'єрів (1, 2-7 типи кар'єрів [4], [6], [32]): А, Б, В – аналогічно позначенням в табл. 1; Г – ПСК обслуговується колісними навантажувачами з ковшами ємністю 5,6-8 м³ та відстанню транспортування до вагонів 140-150 м; Д – ПСК існуючих штабелевих складів з конвеєрними галереями

Результати дослідження свідчать про наступне:

1. На кар'єрах 1-го типу питомі енергоемності при застосуванні ПСК з активнорухомим (рис. 3.46) та активним (рис. 3.45) днищами дещо вищі (на 15-18 %) за ПСК з підштабелевою конвеєрною галереєю. Це обумовлює доцільне застосування на них останніх типів ПСК.

2. Кар'єри 2 і 3-го типів мають приблизно однакові величини питомої енергоемності на завантаження готової продукції при використанні ПСК, сформованого під укосом верхніх уступів з конвеєрною галереєю і завантаженням транспортних засобів на поверхні (рис. 3.44) та ПСК з активним і активнорухомим днищами. ПСК з конвеєрною галереєю має вищі показники (на 0,5-0,7 %) ніж під укосом борта кар'єру.

3. На кар'єрах 4 і 5-го типів рекомендуються для використання ПСК з активним і активнорухомим днищами. ПСК з конвеєрною галереєю мають

вищу $\omega_e^{ПСК}$ на (19-21,0 %) від зазначених типів перевантажувально-складського комплексу.

4. Кар'єри 6 і 7-го типів доцільно оснащувати ПСК, сформованим під укосом верхніх уступів борта або ж штабелем з підштабелевою конвеєрною галереєю.

5. Серед усіх вищезазначених кар'єрів штабелів ПСК можна розвантажити колісними навантажувачами (при маневрово-доставочних відстанях 140-150 м). При цьому витрати $\omega_e^{ПСК}$ будуть дещо вищими (на 25-27 %) ніж на ПСК з підштабелевою конвеєрною галереєю.

6. При необхідності транспортування готової продукції від штабеля ПСК до пункту завантаження магістрального транспорту понад 0,5 км доцільним буде також застосування колісних навантажувачів як виймально-доставочного (транспортувального) обладнання до відстані 0,9-1,0 км [107].

Відвантажують фракції готової продукції із штабелів ПСК через підштабелеві конвеєрні галереї в залізничні вагони [55], [112]. Застосовуються також способи завантаження вагонів колісними навантажувачами. На приймальних коліях ПСК ведеться завантаження 10-12 напіввагонів або вагонів-дозаторів, які потім тепловозними локомотивами транспортуються до близької за розташуванням залізничної станції міністерства транспортних сполучень. Вже тут, на зазначеній залізничній станції, формуються потяги з 30-32 вагонів для доставки відповідним споживачам.

За другою технологічною схемою в вибої КГ функціонують ПДУ і екскаватор або колісний навантажувач. В бункер ПДУ зазначеним виймально-навантажувальним обладнанням завантажуються корисні копалини з вибою цього добувного уступу. З інших добувних горизонтів гірська порода доставляється через породоскати, аналогічно як і в першій технологічній схемі. Після подрібнення в дробарці ПДУ корисна копалина транспортується пересувними конвеєрними подавачами (ПКП) до підймального конвеєра, а ним до комплексу переробного обладнання [24], [107]. На ПСК кар'єру здійснюється завантаження магістрального (залізничні потяги, великовантажні автомашини і інші) та місцевого (автомобілі) транспорту.

Досить велике розповсюдження мають гірничодобувні нерудні підприємства, які функціонують за третьою технологічною схемою. При її реалізації на борту кар'єру (за 200-500 м) споруджено комплекс переробного обладнання – дробильно-сортувальний завод (ДСЗ), дробильно-сортувальна фабрика (ДСФ) або щебзавод та інше.

Прикладом можуть слугувати такі нерудні підприємства: ВАТ «Любимівський гранітний кар'єр», ТОВ «Глухівський кар'єр кварцитів» Запорізького алюмінієвого комбінату, ЗАТ «Коростеньський щебзавод», ЗАТ «Микитівський гранкар'єр» та ін. В останні роки в якості ДСЗ, ДСФ стали застосовувати комплекси МДСУ, ПДСУ, які розташовані безпосередньо на верхніх уступах кар'єру або біля його виїзної траншеї [112], [114], [115].

3.5.6 Технологічні аспекти екологозберігаючої доробки нерудних кар'єрів при їх ліквідації та консервації

Аналізуючи досвід роботи гірничодобувних підприємств необхідно підкреслити, що при розробці твердих нерудних корисних копалин спостерігаються найбільші викиди забруднюючих речовин (пилу, газоподібних складових) в атмосферу [51], [61]. Зазначені викиди виникають при проведенні буропідривних робіт, екскавації (вийманні гірничих порід), відвалоутворенні порід розкриття і складуванні корисної копалини в склади чи перевантаженні в бункери дробильно-збагачувального чи дробильно-переробного устаткування, при відвантаженні готової продукції споживачам. Крім цього, деяка частка пилового забруднення повітря має місце на відвалах, які під дією вітрових потоків можуть пилити.

Значний негативний вплив на довкілля виникає внаслідок розміщення порід розкриття та відходів гірничого виробництва на землях, відчужених з сільсько- чи лісгосподарського та іншого користування на значний період (понад 20-30 років). З урахуванням необхідності провадження відкритої розробки родовищ корисних копалин з мінімізацією, а при можливості і з повним виключенням шкідливого впливу на природне середовище, виникає необхідність удосконалення основних підходів до розробки та впровадження екологозберігаючих технологій ведення гірничих робіт.

Видобування мінеральної сировини повинно вестися згідно з наступними вимогами:

- мінімальне порушення структури і родючості земель;
- використання на відкритих розробках електрифікованого обладнання;
- застосування сучасних безпечних для довкілля способів пилоподавлення та пилоуловлення при провадженні виробничих процесів;
- застосування специфічних способів і методів виконання вибухових робіт, які забезпечать мінімізацію викидів пилогазових речовин (або повністю їх унеможливають), сейсмічної дії на найближчі об'єкти від блока, що підривається, ударної хвилі та розлітання кусків породи в різні сторони;
- максимально повне використання утворених вироблених просторів кар'єрів;
- повнота виймання корисних копалин;
- забезпечення осушування родовищ і дренажних робіт при видобутку сировини таким способом, щоб найбільшою мірою підтримувався природний, або близький до нього, гідрологічний режим району без суттєвих змін в напрямках постачання підприємств і населення потрібними об'ємами питної та технічної води [115];
- провадження рекультивації і ревіталізації порушених гірничими розробками земель до найбільш екологічно прийнятних ландшафтів територій та їх рекреації [6], [116].

Значна частина зазначених вимог виконується при поетапній розробці нерудних родовищ твердих корисних копалин крутими виймальними шарами

(рис. 3.48) з першочерговим зосередженням гірничих робіт у кар'єрі першої черги [6], [33], [58], [64].

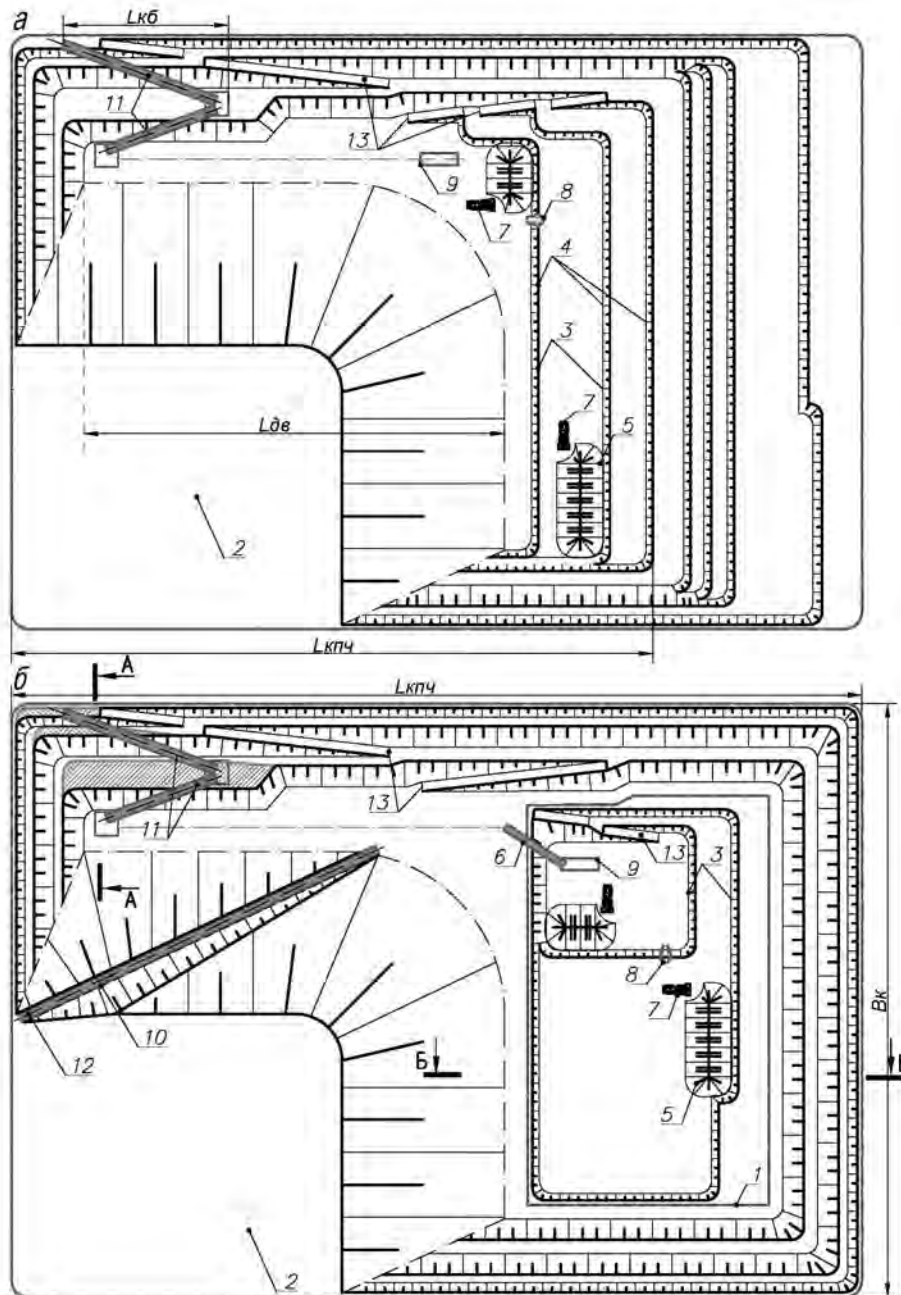


Рис. 3.48. Схема до пояснення технології поетапної розробки нерудних родовищ та відпрацювання залишкових запасів мінеральної сировини: *а* – на кінець формування кар'єру першої черги; *б* – на початок відпрацювання природжених запасів нижче дна КПЧ; 1 – природжені запаси нижче дна КПЧ; 2 – внутрішній відвал; 3 – добувні горизонти; 4 – суміжні добувні уступи крутого виймального шару; 5 – розвал корисної копалини; 6 – пересувні конвеєрні перевантажувачі; 7 – фронтальний колісний навантажувач; 8 – породоскат; 9 – пересувний дробильний вузол; 10 – площадка конвеєрного підйомача на укосі відвалу; 11 – напівтраншеї конвеєрного підйомача на борту кар'єру; 12 – траса конвеєрного підйомача на відвалі; 13 – автомобільні з'їзди в кар'єр; 14 – свердловинні заряди; 15 – породний розвал при відпрацюванні законсервованих на борту запасів корисної копалини

На другому та інших етапах відпрацювання кар'єрного поля проводиться з посунанням фронту робіт по борту в цілому в горизонтальному напрямку, а виймання порід на цьому борті здійснюється в крутих шарах шириною 36-45 м від верхнього уступу до нижнього з групуванням вибоїв на 2-3 суміжних за висотою уступах.

Таким чином, гірничі роботи у виймальному крутому шарі провадяться по всій довжині робочого фронту (борту) на 2-3 суміжних горизонтах з пониженням його від верхнього добувного уступу до нижнього [64]. Після відпрацювання корисної копалини в крутому шарі приступають до нарізання нових вибоїв на верхніх уступах наступного крутого виймального шару. Тобто здійснюється посунання усього робочого борта в горизонтальному напрямку на ширину одного шару (36-45 м).

При описаній вище технології розробки нерудних родовищ в кар'єрі будуть задіяні однокішцеві фронтальні навантажувачі, якими гірнича маса доставляється від вибою до дробильно-пересувного вузла системи внутрішньокар'єрного конвеєрного транспорту [50], [51]. Власне використання цього транспорту забезпечує найменші викиди шкідливих газів. Пояснюється це тим, що більшість виробничих процесів виконується електроприводним обладнанням. Виключенням є лише фронтальні навантажувачі та бульдозери, силові агрегати яких працюють на дизельному паливі.

Так як основні гірничі роботи будуть зосереджені в нижній частині робочої зони кар'єру (в межах границь прирощених запасів 1, (див. рис. 3.48, б), а весь об'єм розкритих порід в кар'єрному полі вже відроблений і його переміщено до внутрішнього відвалу 2, то в кар'єрі будуть виконуватися лише добувні роботи і роботи з рекультивациі поверхні внутрішнього відвалу. Тому відробку добувних горизонтів 3 можна проводити поступово, поуступно, від верхнього уступу 4 товщі прирощених запасів до нижнього. В роботі будуть знаходитися 2-3 суміжні уступи 4, 5. Коли верхній з них 4 досягне межі 1 прирощених запасів, горизонт 3 буде продовжувати відпрацьовуватись в горизонтальному напрямку: добувний уступ 5 посувається вслід за горизонтом 4. Нижче них нарізується наступний добувний уступ 6, який також відпрацьовують аналогічно. Отже, видобуток корисної копалини в робочій зоні виконується вийманням порід у горизонтальних шарах.

Транспортування добутої корисної копалини здійснюється з вибоїв 7 до системи пересувних конвеєрних перевантажувачів 8 колісними навантажувачами 9. При цьому з верхнього уступу 4 на площадку нижнього 5 відвантажувана корисна копалина перепускається по рудоскату 10 (див. рис. 3.48). Від нього навантажувачем 9 породи доставляються до пересувного дробильно-сортувального вузла 11. Після відповідної підготовки корисна копалина завантажується на систему конвеєрних перевантажувачів 8, а ними – на підіймач 12 і таким чином доставляється до поверхового переробного комплексу.

Конвеєрний підіймач 12, на перших етапах відпрацювання родовища, розташовується на неробочому борті кар'єру в напівтраншеї 13 (рис. 3.49).

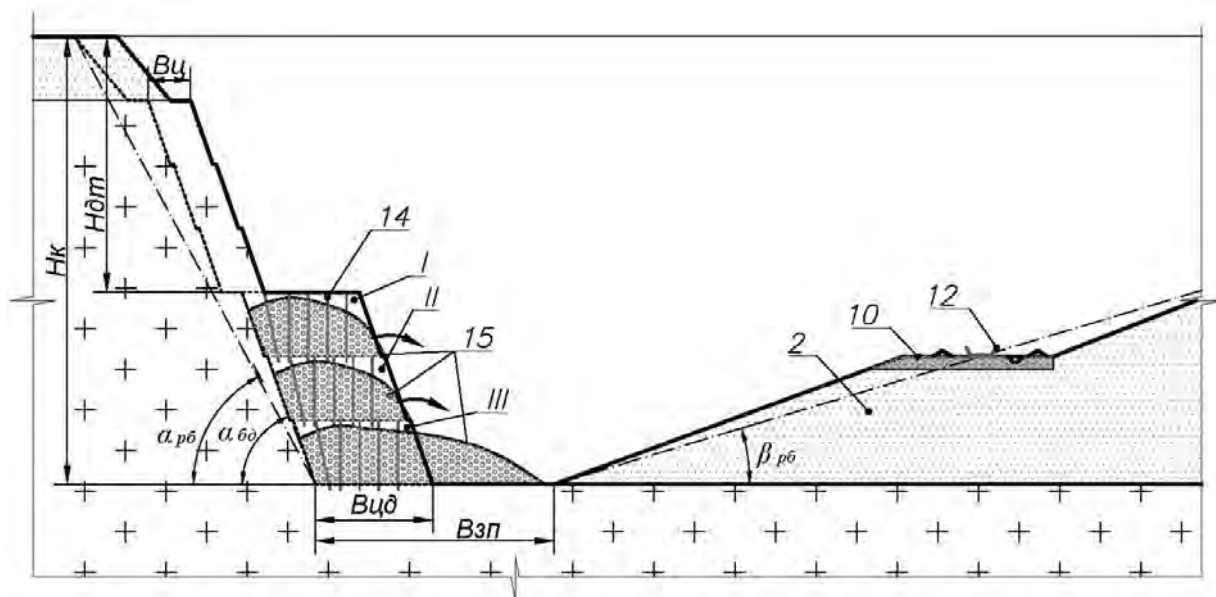


Рис. 3.49. Схема відпрацювання законсервованих запасів сировини в борту під конвеєрною напівтраншеєю (розріз А-А рис. 3.48, б): 2, 14, 15 – див. рис. 3.48; I, II, III – черговість переєкспації корисних копалин з навалу на нижні горизонти

З переведенням гірничих робіт на відпрацювання прирощених запасів 1 конвеєрний підіймач 12 з напівтраншеї 13 доцільно перенести на трасу 14, що розташована на укосі внутрішнього відвалу 2. Трасу 14 можливо сформувати з насипних порід розкриву під укосом 15-16° на попередньо розпланованій площадці, ширина якої забезпечує можливість обслуговування підіймача 12. При цьому площадку траси 14 покривають шаром скельних порід для забезпечення обслуговування підіймача 12 транспортним обладнанням (крани, доставщики запчастин і мастильних матеріалів та іншого), а також надійного відведення поверхневих вод.

Законсервовані в борті під напівтраншеєю 13 запаси корисної копалини підлягають відпрацюванню. Для цього буровими верстатами вибурюють приконтурні свердловини. Після заряджання вибуховими речовинами свердловин та їх підірвання під зазначеним бортом утворюються розвали. Їх відпрацювання виконується наступним чином. Механічна лопата (використовується обладнання, яке було задіяне на розкривних роботах) по бермам із з'їздів 13 під'їжджає до породного розвалу 8 і переєкспаковує породи нижче на площадку дна виробленого простору кар'єру першої черги. Переєкспація об'ємів порід здійснюється поступово у міру відпрацювання порід у розвалах 5 від площадки верхнього добувного уступу (який розбурювався) до нижнього. Корисна копалина навантажувачем 9 доставляється до пересувного дробильного вузла 9. Після переробки гірнична маса системою стрічкових конвеєрів підіймача 11 видається на поверхню.

Використання крутих шарів дозволяє розміщувати значні об'єми порід розкриву у виробленому просторі.

4

МЕТОДИКИ ТА РОЗРАХУНКИ ПАРАМЕТРІВ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ Й ЕКОЛОГОЗБЕРІГАЮЧІ РІШЕННЯ З ВИДОБУТКУ НЕРУДНОЇ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ

Деякі методики розрахунку технологічних параметрів гірничих робіт з видобутку нерудних корисних копалин та показників переробки їх на готову продукцію наведено раніше. Це методики розрахунку параметрів шуму й вібрації, що впливають на здоров'я населення навколишніх територій (див.розд.2.6); параметрів розповсюдження пилогазової хмари із шкідливих речовин, що утворюється при масових вибухах на кар'єрах (див.розд.2.5); параметрів буропідривних робіт з керуванням дією вибуху (див.розд.3.3); технологічних показників обладнання з відвантаження готової продукції із складів різноманітними механізмами (див.розд.2.3, 3.6.); методики визначення експлуатаційної продуктивності мобільних (пересувних) дробильно-сортувальних устаткувань (див. розд. 3.5).

Інші методики розрахунку технологічних параметрів видобутку і переробки нерудної мінеральної сировини та результати таких розрахунків наводяться нижче.

4.1 Методика визначення економічно доцільної кінцевої глибини розробки твердої корисної копалини на нерудних родовищах

Доцільна кінцева глибина розробки родовищ нерудних скельних корисних копалин повинна визначатися з урахуванням наступного способу, який включає розкрий родовища на етапи відробки кар'єрного поля, формування початкового кар'єру (ПК), складання розкриву послідовно в приконтурних і внутрішніх відвалах, відробку етапів крутими шарами послідовно від верхнього горизонту до нижнього, доставку видобутої копалини до комплексу мобільного дробильно-сортувального устаткування (МДСУ), який розміщено на робочому майданчику видобувного уступу, переробку корисної копалини в МДСУ на різні фракції готової продукції, крім цього породи розкриву з приконтурного відвалу та уступів товщі покривних порід після формування початкового кар'єру транспортують у вироблений простір і утилізують шляхом формування під неробочими бортами насипного породного з'їзду, обладнують на його поверхні основну виїзну дорогу, яку з'єднують з робочими майданчиками добувних відвальних і розкривних уступів, всі інші породи розкриву складують у внутрішньому відвалі виробленого простору початкового кар'єру.

Економічно доцільна глибина розробки родовищ нерудних скельних корисних копалин також враховує, що після відробки останнього етапу розкритого кар'єрного поля на вільному від внутрішнього відвалу дні кар'єрного простору виконують дорозвідку корисних копалин і здійснюють постановку їх на облік балансових запасів та виконують їх подальшу розробку горизонтальними і крутими виїмковими шарами з пониженням гірничих робіт до граничної глибини, яку попередньо визначають за виразом:

$$H_{\kappa} = \left[\frac{\frac{Q_{\kappa\kappa}}{C_{\text{соб}}} - (Z_n + Z_{\text{вод}} + Z_{\text{пер}})}{Q_{\kappa\kappa} \times \gamma_{\kappa\kappa} \times C_{\text{т.км}}} - \left(\frac{L_{\text{ф}}}{2} + L_{\text{нов}} \right)}{K_{\text{подов.т}}} \right] \times i, \quad (4.1)$$

де $Q_{\kappa\kappa}$ – об’єм транспортування корисної копалини, м³/рік;

$C_{\text{соб}}$ – собівартість корисної копалини, грн/м³;

Z_n – незмінні витрати, грн;

$Z_{\text{вод.}}$ – витрати на водовідлив, грн;

$Z_{\text{тр}}$ – витрати на транспортування порід розкриття, грн;

$\gamma_{\kappa\kappa}$ – щільність корисної копалини, т/м³;

$C_{\text{т.км}}$ – витрати на один т·км транспортування корисної копалини, грн/км;

$L_{\text{ф}}$ – довжина фронту робіт, км;

$L_{\text{нов}}$ – довжина переміщення по поверхні, км;

i – ухил з’їздів, ‰;

$K_{\text{подов.т}}$ – коефіцієнт подовження траси.

$$Z_{\text{в.від}} = C_{\text{ел}} \times \frac{N_n \times N_{\text{дв}} \times P_n \times K_z \times T_p \times \frac{A \times S_{\kappa} + S_{\text{вис}} \times q}{Q_n \times T_{\text{р.доб}}}}{\eta_c}, \quad (4.2)$$

де N_n – кількість насосів у робочому режимі;

$N_{\text{дв}}$ – кількість двигунів на насосі;

P_n – потужність насоса, кВт;

K_z – коефіцієнт завантаження насоса;

T_p – кількість робочих днів на рік;

A – середньодобові опади, м;

S_{κ} – площа кар’єрного поля, м²;

$S_{\text{вис}}$ – площа оголення корисної копалини, з якої височуються ґрунтові води, м²;

q – об’єм води, що надходить в кар’єр з одного квадратного метра, м³/м²;

$T_{\text{р.доб}}$ – час роботи за добу, год;

Q_n – продуктивність насоса, м³/год;

η_c – коефіцієнт корисної дії мережі;

$C_{\text{ел}}$ – вартість 1 кВт-год, грн.

$$Z_{тр.в} = C_p \times Q_p \times \gamma_p \times C_{т.км.р} \times \left\{ L_{нов.р} + \frac{H_{в.від}}{i} \cdot K_{y.m} + 0,5 \times [(B_0 - H_{від} \cdot \langle ctg\alpha_n - ctg\alpha_n \rangle) + L_{від} - H_{п.від} \times ctg\alpha_{від}] + L_m \right\} \quad (4.3)$$

де C_p – витрати на виймання та навантаження 1 м³ порід розкриття, грн/м³.

Q_p – об'єм транспортування порід розкриття, м³;

γ_p – щільність порід розкриття, т/м³;

$C_{т.км.р}$ – витрати на один т·км транспортування порід розкриття, грн/км;

$L_{нов.р}$ – довжина переміщення по поверхні, км;

$H_{в.від}$ – глибина формування внутрішнього відвалу, м;

B_0 – ширина дна кар'єру в відвальній частині, км;

$H_{п.від}$ – поточна висота відвалу, км;

$ctg\alpha_n$ – кут відкосу неробочого борта, град;

$ctg\alpha_{від}$ – кут відкосу відвалу, град;

$L_{від}$ – довжина відвалу, км;

L_m – довжина маневрів, км.

При цьому майданчики робочих горизонтів у зоні кар'єру, що доробляється з'єднують ковзними з'їздами з основною виїзною дорогою насипного породного з'їзду.

4.2 Рекомендації і методики щодо встановлення проміжних контурів нерудних кар'єрів

Розробку нерудних родовищ твердих нерудних корисних копалин доцільно виконувати за технологією з внутрішньокар'єрним складуванням порід розкриття й інших відходів гірничого виробництва. Ця технологія обумовлює відпрацювання родовищ по етапах його розробки. Перший етап відпрацювання необхідно виділяти за глибиною $H_{кп}$ кар'єру першої черги (КПЧ) та на поверхні розмірами: $L_{кп}$ – довжина КПЧ і B_k – ширина кар'єрного поля.

Відпрацьовуючи частину об'ємів порід і корисної копалини в межах КПЧ досягають: значного зменшення відстані перевезень порід розкриття до відвалу (отже і витрати на розкриття роботи); запобігання відведенню земельної площі (як правило родючих ґрунтів) під зовнішній відвал (отже, і відповідних витрат на зазначені дії); суттєвого зменшення порушених земель і повітряного середовища. При відпрацюванні КПЧ на території поверхні кар'єрного поля, яка залишається за межами КПЧ формують приконтурний відвал. В нього складаються породи розкриття з КПЧ, попутні корисні копалини, якщо їх виділяють при розробці порід, відсівів й інші відходи гірничодобувного

виробництва. Формування зазначених порід і відходів в ярусах приконтурного відвалу виконується роздільним.

Із завершенням відпрацювання кар'єру першої черги (з розмірами $L_{кп}$, $B_{к}$, $H_{кп}$) раціонально застосовувати розробку кар'єру другої черги (глибиною $H_{к}$) крутими виймальними шарами (КВШ). Межі цього етапу розробки співпадають з межами кар'єрного поля при глибині $H_{кп}$ (рис. 4.1).

Кар'єр третього етапу формують за кінцевою глибиною $H_{к}$, яку встановлюють за методикою, що наводиться нижче. При цьому вироблений простір кар'єру не заповнюється породами розкриття, а його розміри обмежуються бортами кар'єру другого етапу.

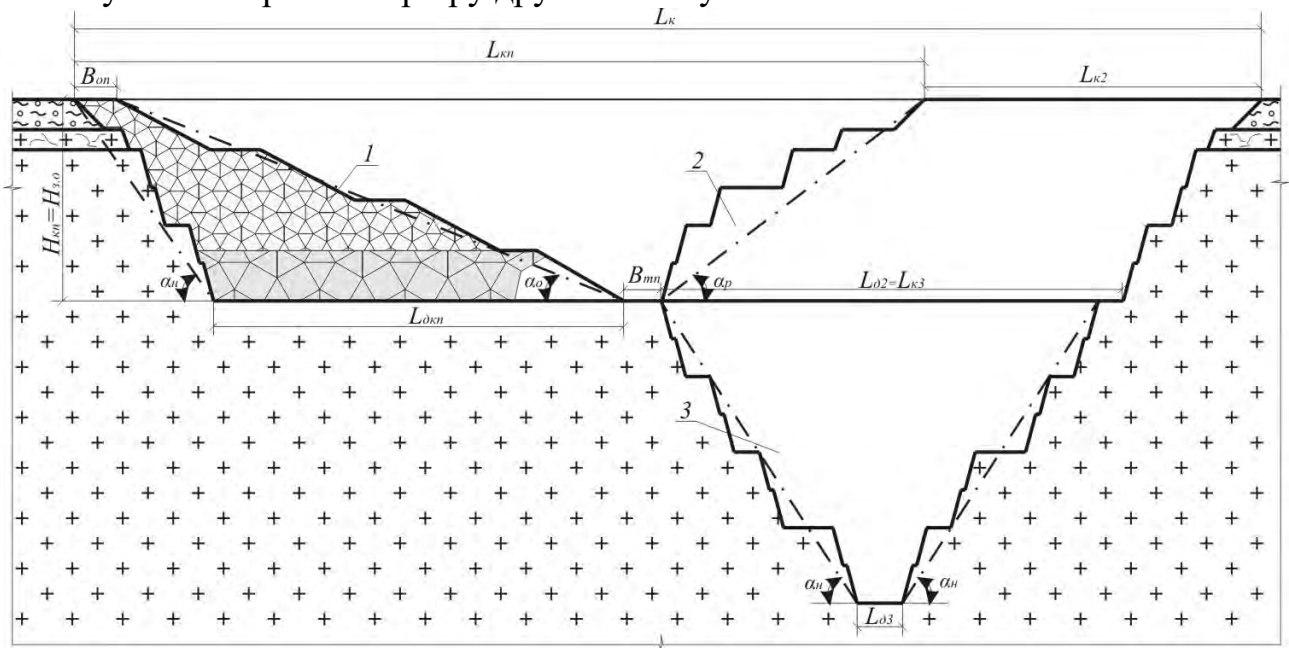


Рис. 4.1. Схема до встановлення меж проміжних контурів етапів відпрацювання кар'єрного поля нерудних родовищ твердих корисних копалин: 1 – внутрішній відвал у виробленому просторі КПЧ; 2 – кар'єр другого етапу відпрацювання; 3 – кар'єр третього етапу відпрацювання

При описаній вище технології розробки нерудних родовищ в кар'єрі будуть задіяні однокоровні фронтальні навантажувачі, якими гірнична маса доставляється від вибою до дробильно-пересувного вузла системи внутрішньокар'єрного конвеєрного транспорту [53], [118]. Власне використання цього транспорту забезпечує найменші викиди шкідливих газів. Пояснюється це тим, що більшість виробничих процесів виконується електроприводним обладнанням. Виключенням є лише фронтальні навантажувачі та бульдозери, силові агрегати яких працюють на дизельному паливі.

При застосуванні зазначеної екологоощадної технологічної схеми розробки родовищ передбачено з початком проведення гірничих робіт у кар'єрі другої черги у виробленому просторі кар'єру першої черги формувати внутрішній відвал [51]. Його відсипають на всю висоту торцевого неробочого борта кар'єру

першої черги. Поступово цей відвал заповнить простір кар'єру першої черги по всій ширині його дна. В окремих випадках такий внутрішній відвал може бути перенесеним ще глибше [9, 10]. На більшості родовищ з глибиною відпрацювання 100-120 м внутрішній відвал займе своє остаточне місце в просторі кар'єру першої черги. Далі відпрацьовують кар'єрне поле ще двома – трьома етапами залежно від розмірів родовища. З досягненням бортами свого кінцевого контуру до розміру L_{κ} (див. рис. 4.1) усі об'єми розкриву будуть відпрацьовані і переміщені до внутрішнього відвалу.

На зазначеному етапі відпрацювання ведуться роботи з погашення бортів кар'єру, а також по дорозвідці і прирощенню запасів корисної копалини в межах залишкового дна кар'єру, залежно від просторових розмірів кар'єрного поля. При цьому технологія гірничих робіт з відпрацювання прирощених запасів корисної копалини буде в подальшому змінюватися щодо порядку відробки порід на борту і посуванню фронту гірничих робіт кар'єру.

До технологічних параметрів, які характеризують вищеописану організацію доробки кар'єрів та встановлених контурів кар'єру останнього етапу, відносяться наступні: довжина ділянки борта, зайнята конвеєрною напівтраншеєю, що підлягає відпрацюванню $L_{\kappa\delta}$ (див. рис. 4.1); довжина ділянки дна кар'єру першої черги, на якій сформовано внутрішній відвал $L_{\delta\text{вн}}$; довжина кар'єру першої черги по поверхні $L_{\kappa\text{пч}}$; ширина ділянки на дні кар'єру першої черги не засипана відвалом (залишкова площадка) $B_{\text{зн}}$; ширина кар'єру поверху в кінцевих (граничних) межах B_{κ} ; ширина ціликів під конвеєрною напівтраншеєю, яка підлягає відпрацюванню $B_{\text{ц}}$, $B_{\text{ц}\delta}$; обсяг (об'єм) корисної копалини в ціликах $V_{\text{ц}}$ і $V_{\text{ц}\delta}$; глибина кар'єру (проектна) в межах першої черги відробки корисних копалин H_{κ} ; глибина кар'єру після відпрацювання прирощених запасів $H_{\kappa\text{пз}}$; ширина ділянки на дні кар'єру першої черги, яка зайнята внутрішніми відвалами $B_{\delta\text{в}}$; результуючий кут укосу неробочого борта кар'єру першої черги $\alpha_{\text{рн}}$; результуючий кут укосу тимчасово неробочого борта кар'єру першої черги $\alpha_{\text{тн}}$; висота ділянки борта, на яку утворена ланка діагонально розташованої конвеєрної напівтраншеї $H_{\delta\text{т}}$.

Визначаються зазначені технологічні параметри за виразами [6], [51]:

$$L_{\delta\text{в}} = \frac{H_{\text{р}} \times (L_{\kappa} - H_{\text{р}} \times \text{ctg}\alpha_{\delta\text{в}}) \times (B_{\kappa} - H_{\text{р}} \times \text{ctg}\alpha_{\delta\text{в}}) \times K_{\text{рр}}}{H_{\kappa} \times (B_{\kappa} - B_{\delta\text{т}} - H_{\kappa} \times (\text{ctg}\alpha_{\text{рн}} + \text{ctg}\alpha_{\text{тн}}))}, \quad (4.4)$$

де $H_{\text{р}}$ – потужність порід розкриву, м;

L_{κ} , – довжина кар'єрного поля по поверхні, м;

B_{κ} – ширина кар'єрного поля по поверхні, м;

$K_{\text{рр}}$ – коефіцієнт розпушення порід розкриву;

B_{δ} – ширина по дну в межах кар'єру першої черги, м;

$B_{\delta\text{т}}$ – ширина технологічної площадки на дні кар'єру між брівками відвалу і борта, м;

$$B_{\text{дв}} = B_{\text{д}} - B_{\text{зн}}, \quad (4.5)$$

$$L_{\text{ко}} = \frac{H_{\text{к}}}{\sin \gamma}, \quad (4.6)$$

де γ – кут нахилу підйимального конвеєра до горизонту, град;

$$L_{\text{кб}} = \frac{H_{\text{дм}}}{\sin \gamma} \times \cos \beta, \quad (4.7)$$

де β – кут між віссю конвеєрної напівтраншеї та верхньою брівкою борта кар'єру, град;

$H_{\text{дм}}$ – висота борта на діагональному відрізку напівтраншеї, м.

$$\beta = \arcsin \frac{\sin \gamma}{\text{tg} \alpha_{\text{рн}}}, \quad (4.8)$$

Об'єм законсервованих в борту запасів корисної копалини під напівтраншеєю:

$$V_{\text{зз}} = (B_{\text{ц}} \times H_{\text{дм}} + B_{\text{цд}} \times (H_{\text{к}} - H_{\text{дм}})) \times L_{\text{кб}}, \text{ м}^3, \quad (4.9)$$

Довжина кар'єру першої черги по поверхні $L_{\text{кнч}}$ (див. рис. 4.2, а) визначається за виразом [50]:

$$L_{\text{кнч}} = L_{\text{двн}} + B_{\text{дм}} + 2 \times H_{\text{к}} \times \text{ctg} \alpha_{\text{рн}}, \quad (4.10)$$

З урахуванням наведених виразів для базових нерудних кар'єрів [59] визначено та наведено технологічні параметри (табл. 4.1).

Об'єм прирощених запасів (нижче дна кар'єру першої черги) до глибини $H_{\text{кпз}}$ (рис. 4.1, 4.2) визначається за формулою:

$$V_{\text{пз}} = \frac{1}{3} H_{\text{кпз}} (L_{\text{дпз}} + 60) \times (B_{\text{дпз}} + 60), \text{ м}^3, \quad (4.11)$$

де $L_{\text{дпз}}$ – довжина ділянки кар'єру з видобутку прирощених запасів корисної копалини по верхній брівці, м;

$B_{\text{дпз}}$ – ширина зазначеної ділянки по верхній брівці, м;

$$L_{\text{дпз}} = L_{\text{дкп}} + B_{\text{мн}} + H_{\text{кп}} \text{ctg} \alpha_{\text{р}} + L_{\text{к}} - L_{\text{кп}} - H_{\text{кп}} \text{ctg} \alpha_{\text{н}} - 12, \text{ м}, \quad (4.12)$$

$$B_{\text{дпз}} = B_{\text{ок}} - 24 \quad (4.13)$$

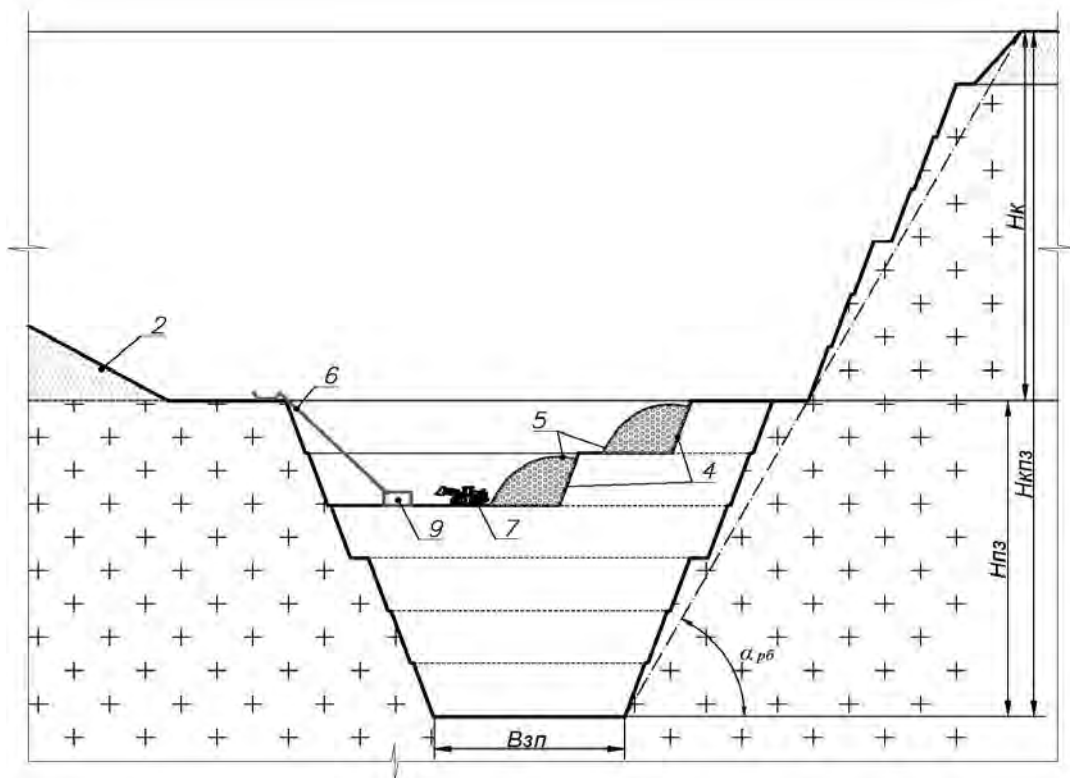


Рис. 4.2. Схема відпрацювання прирощених запасів корисної копалини: 1 – дно кар'єру; 2 – внутрішній відвал; 3 – неробочий борт; 4 – робочі уступи прирощених запасів; 5 – розвал порід; 6 – міжступінний конвеєр; 7 – навантажувач, 8 – магістральний конвеєр; 9 – ПДСУ

Глибина кар'єру в межах прирощених запасів $H_{кз}$ визначається за виразом:

$$H_{кз} = \frac{B_{окз} - 60}{ctg\alpha_{бд} + ctg\alpha_{рб}}, \text{ м}, \quad (4.14)$$

де $\alpha_{бд}$ – результуючий кут укосу групи неробочих добувних уступів, град;
 $\alpha_{рб}$ – результуючий кут укосу неробочого борта кар'єру в межах прирощених запасів, на якому не сформовані з'їзди, град ($\alpha_{рб} = 60^\circ$).

При впровадженні описаної екологозберігаючої технології доробки нерудних кар'єрів потрібно оцінювати її за величиною концентрацій забруднюючих речовин на межі санітарно-захисної зони (СЗЗ). За результатами досліджень [4], [6], [12], [60] близько 40 % діючих щебеневих кар'єрів України розташовані від житлових забудов за 350-1200 м, що в 1,3-4,5 разів менше нормативної ширини СЗЗ (1500 м). З урахуванням зазначеного, авторами розраховано концентрації забруднюючих речовин, що викидаються, для кар'єру продуктивністю до 800 тис. м³/рік (понад 1900 тис. т/рік) готової піщано-щебеневої продукції при розмірі СЗЗ шириною 300 м (табл. 4.2). Враховувалось, що технологічна схема відкритої розробки родовища та доробки прирощених і законсервованих запасів корисної копалини відповідає вищеописаній.

Таблиця 4.1

Технологічні параметри доробки базових нерудних кар'єрів

№	Параметр	Тип базових нерудних кар'єрів						
		1	2	3	4	5	6	7
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Виробнича потужність, тис. м ³ /рік: - корисна копалина; - розкриті породи; - у т.ч. скельні	115 51 8	417 135 28	780 310 54	1015 363 10	1226 463 89	1323 1295 663	1764 828 407
2	Розміри кар'єрного поля, м: - довжина, L_k ; - ширина, B_k ; - проектна глибина*, H_k ; - площа, га	460 250 78 11,5	740 435 73 32	840 626 107 53	1800 580 45 104	1660 670 75 112	2240 1250 130 280	2210 930 200 206
3	Довжина ділянки дна з внутрішнім відвалом, $L_{де}$, м	146	144	184	136	143	239	225
4	Довжина кар'єру першої черги по поверхні, $L_{кпч}$, м	384	330	558	266	364	794	919
5	Довжина ділянки борту під конвеєрною напівтраншеєю, $L_{кб}$, м	138	129	188	159	115	223	338
6	Висота борта на діагональному відрізьку напівтраншеї, $H_{дм}$, м	39	36,5	53,5	45	32,5	65	100
7	Ширина ділянки на дні кар'єру під внутрішніми відвалами, $B_{де}$, м	140	335	430	470	515	910	370
8	Довжина діагональної конвеєрної напівтраншеї, $L_{ко}$, м	142	133	194	163	118	236	363
9	Кут нахилу конвеєрної напівтраншеї до борту (в горизонтальній проєкції), β , град	13,4	13,4	14,9	13,4	13,4	19	21,4
10	Об'єм законсервованих в борту запасів корисної копалини під напівтраншеями, $V_{зз}$, тис. м ³	242,2	211,9	452,6	107,3	168,2	652,3	1521
11	Глибина кар'єру в межах прирощених запасів, $H_{пз}$, м	65	156	152	–	295	–	–
12	Об'єм прирощених запасів корисної копалини, $V_{пз}$, т. м ³	612	8269	6788	–	78090	–	–
13	Довжина ділянки кар'єру з видобутку прирощених запасів по верхній брівці, $L_{дпз}$, м	131	375	335	–	1045	–	–
14	Ширина ділянки кар'єру з видобутку прирощених запасів по верхній брівці, $B_{дпз}$, м	154	350	350	–	580	–	–

Примітки: 1) базові кар'єри 4, 6 і 7 типів з видобутку пластових родовищ флюсодоломітної сировини відпрацьовують усі запаси до проектної глибини H_k ;

2)* проектна глибина H_k на нерудних родовищах корисних копалин магматичного генезису досягає глибини закладення розвідувальних (геологічних) свердловин (75-105 м);

3) в розрахунках прийнято $B_{ц} = 15$ м; $B_{цд} = 30$ м; $B_{дм} = 25-30$ м; $\alpha_{бд} = 37^\circ-60^\circ$ (для 1 і 2 типів $\alpha_{бд} = 60^\circ$; 3- 50° ; 4- 45° ; 7- 37°).

Таблиця 4.2

Максимальні розрахункові величини концентрацій забруднюючих речовин на межі СЗЗ та межі житлової зони (далі ГДК)

Речовина	На межі СЗЗ	На межі житлової зони
Азоту двоокис	0,23/0,4	0,17/0,34
Сажа	0,43/0,89	0,34/0,74
Ангідрид сірчаний	0,12/0,52	0,08/0,481
Вуглецю окис	0,14/0,54	0,084/0,484
Бензопірен	0,048/0,448	0,026/0,426
Альдегіди	0,32/0,72	0,19/0,59
Вуглеводні	0,54/0,94	0,37/0,77
Пил неорганічний (SiO ₂ понад 70 %)	0,35/0,75	0,22/0,62
Пил неорганічний (SiH ₂ менше 20 %)	0,065/0,465	0,033/0,433

Примітки: 1) чисельник – величини без урахування фону; знаменник – величини з урахуванням фону; 2) ефект сумачії мають двоокис азоту й сірчаного ангідриду – група сумачії 31, максимальні значення концентрацій по групі сумачії складають: на межі СЗЗ – 0,67 ГДК; на межі житлової зони – 0,48 ГДК.

З наведених результатів розрахунків видно, що вплив виробничих процесів на навколишнє середовище за межею зменшеної до 300 м СЗЗ є мінімальним. Перевищення гранично допустимих концентрацій речовин в межах СЗЗ і житлової зони по всім інгредієнтам відсутнє. Цей приклад вказує на екологічну й економічну доцільність розробки нерудних родовищ в Україні та доробки прирощених запасів нерудної мінеральної сировини при застосуванні вищеописаної технології.

Методика встановлення проміжних контурів

Глибину $H_{кп}$ та $H_{к}$ встановлюють з урахуванням залежностей $H_{\max}(H_{к}) = f(H_{кп}, H_{во})$. Ці залежності побудовані відповідно до раціональних параметрів внутрішнього відвалоутворення порід розкриву та відходів гірничого виробництва.

Таким чином, максимальна глибина відпрацювання нерудних скельних родовищ з видобутку щебеню залежно від глибини розташування внутрішнього відвалу становить:

1) для кар'єрів великої площі:

- з малою потужністю розкривних порід – максимальна глибина відпрацювання не залежить від глибини розташування внутрішнього відвалу;
- з середньою потужністю розкривних порід – максимальна глибина відпрацювання не залежить від глибини розташування внутрішнього відвалу;

– з великою потужністю розкривних порід:

$$H_{\max}^{\kappa} = 0,0004H_{3.0}^3 - 0,1704H_{3.0}^2 + 23,064H_{3.0} - 728,5, \quad (4.15)$$

2) для кар'єрів середньої площі:

– з малою потужністю розкривних порід:

$$H_{\max}^{\kappa} = 7E - 0,5H_{3.0}^3 - 0,0251H_{3.0}^2 + 2,9987H_{3.0} + 177,25, \quad (4.16)$$

– з середньою потужністю розкривних порід:

$$H_{\max}^{\kappa} = 0,0001H_{3.0}^3 - 0,0545H_{3.0}^2 + 6,8968H_{3.0} - 6,6171, \quad (4.17)$$

– з великою потужністю розкривних порід:

$$H_{\max}^{\kappa} = 0,0002H_{3.0}^3 - 0,0939H_{3.0}^2 + 11,927H_{3.0} - 291,92, \quad (4.18)$$

3) для кар'єрів малої площі:

– з малою потужністю розкривних порід:

$$H_{\max}^{\kappa} = 5E - 0,5H_{3.0}^3 - 0,0198H_{3.0}^2 + 2,2631H_{3.0} + 101,79, \quad (4.19)$$

– з середньою потужністю розкривних порід:

$$H_{\max}^{\kappa} = 9E - 0,5H_{3.0}^3 - 0,036H_{3.0}^2 + 4,292H_{3.0} - 0,7593, \quad (4.20)$$

– з великою потужністю розкривних порід:

$$H_{\max}^{\kappa} = 0,0004H_{3.0}^3 - 0,0656H_{3.0}^2 + 3,8493H_{3.0} + 34,063, \quad (4.21)$$

Результуючий кут укосу відвалу в кар'єрі першої черги α_o (град) визначається за апроксимованою залежністю $\alpha_o = f(H_{6o})$:

$$\alpha_o = -3E - 0,5H_{6o}^3 + 0,0073H_{6o}^2 - 0,6169H_{6o} + 39,669 \quad (4.22)$$

Величина вірогідності апроксимації (квадрат змішаної кореляції) дорівнює:
 $R^2 = 0.9996$.

Довжина КПЧ по дну $L_{окп}$ (м) визначається з формули (4.9) вищенаведеної методики.

4.3 Методика розрахунку параметрів при внутрішньокар'єрному складуванні порід розкриву та відходів гірничого виробництва

Загальні положення

Внутрішньокар'єрне складування порід розкриву та відходів гірничого виробництва на нерудних кар'єрах твердих корисних копалин є тією еколого-та ресурсозберігаючою технологією, яка повинна всебічно застосовуватись при освоєнні родовищ. Для реалізації цієї технології кар'єрні поля потрібно поділяти на 2-3 етапи відпрацювання. На першому етапі розробляється кар'єр першої черги (етапу) (КПЧ) до заздалегідь визначеної глибини $H_{кп}$ (рис. 4.3). Розміри кар'єру першої черги: довжина по поверхні $L_{кп}$; довжина по дну $L_{дп}$; ширина по поверхні $B_{кп}$; ширина по дну $B_{дп}$.

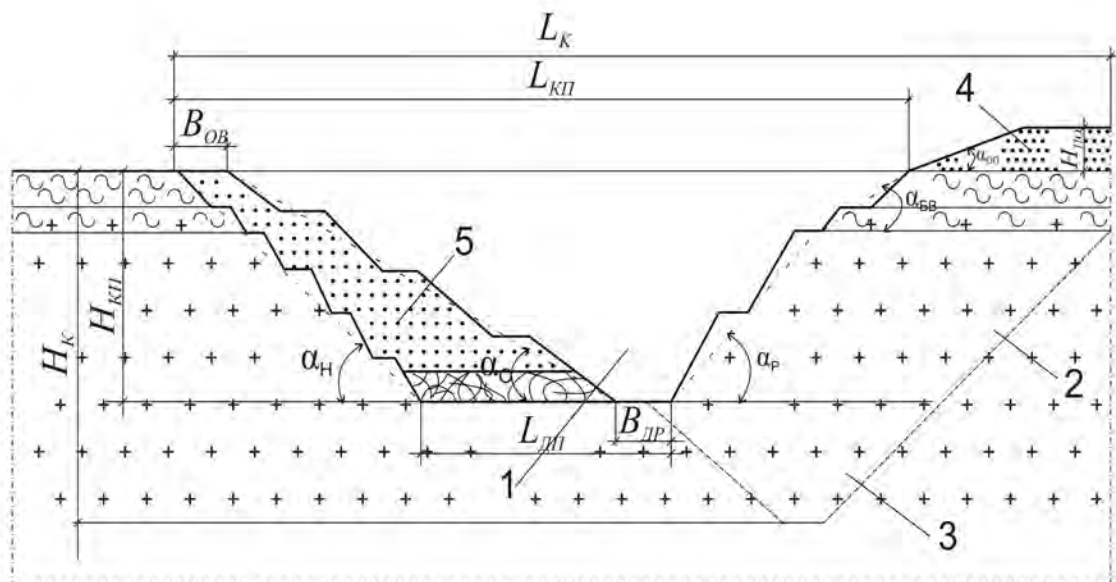


Рис. 4.3. Принципова схема внутрішньокар'єрного складування порід розкриву і інших відходів при поетапному відпрацюванні нерудного родовища: 1 – кар'єр першої черги; 2 – кар'єр другого етапу; 3 – кар'єр третього етапу; 4 – приконтурний відвал; 5 – внутрішній відвал порід розкриву та відходів гірничого виробництва

При відпрацюванні КПЧ 1 породи розкриву повинні доставлятися на підготовлену поверхню в межах кар'єру другого етапу 2, де формується з них приконтурний відвал 4. В цей же відвал роздільно складуються також інші відходи гірничого виробництва: відсів, жорства, скельні породи, які не є корисною копалиною чи не відповідають технічним умовам для щебеневої сировини (валуни, надто вивітрені корисні копалини). Після досягнення розмірів $L_{кп}$ та $L_{дп}$ поступово формується внутрішній відвал 5. При цьому в його яруси направляються породи розкриву з приконтурного відвалу 4 та інші відходи виробництва.

В нижню частину першого від дна КПЧ 1 ярусу укладаються скельні некондиційні породи, жорства, піщанисті різновиди та валуни. Таким чином формується водопроникний шар потужністю до 3 м для відведення атмосферних і підземних вод з-під відвалу 5 до кар'єрного водозбірника. Яруси внутрішнього відвалу 5 відсипаються від дна КПЧ 1 до поверхні поступово. При цьому висоту кожного ярусу потрібно визначати відповідно до фізико-механічних властивостей порід. Для відсипання відвалу 5 доцільно використати породоскати, які утворюють на неробочому боковому борті кар'єру.

У внутрішній відвал 5 поряд з породами приконтурного відвалу 4 також доставляються породи, що відробляються на розкривних уступах кар'єру другого етапу 2 під час його відпрацювання. Ті породи, які можуть бути використані як попутні корисні копалини (в майбутньому) повинні складуватися у верхньому ярусі внутрішнього відвалу 5 [6], [34].

Після закінчення відпрацювання кар'єру другого етапу 2 здійснюються гірничі роботи з поглибленням фронту до глибини H_k в межах кар'єру етапу 3 без додаткового розносу бортів. На етапі відпрацювання кар'єру 3 розкривні роботи будуть відсутні. Кінцева глибина H_k відпрацювання родовища на третьому етапі кар'єру 3 визначається за технологічними, економічними та геологічними умовами (див. розд. 4.2).

Визначення параметрів внутрішнього відвалу

Об'єм порід у внутрішньому відвалі:

$$V_v = [H_p (L_k - H_v \times ctg\alpha_{\sigma v}) (B_k - H_v \times ctg\alpha_{\sigma v}) + V_{zv}] \times K_{po}, \quad (4.23)$$

де H_p – середня висота уступів з розробки порід покривної товщі (м'які та скельні породи розкриву), м;

$\alpha_{\sigma v}$ – результуючий кут укосу борта в межах товщі покривних порід, град;

V_{zv} – об'єм відходів гірничого виробництва, які намічено розташувати у відвалі, м³;

K_{po} – коефіцієнт розпушення порід розкриву і відходів у відвалі.

Розмір внутрішнього відвалу по ширині кар'єрного поля (його довжина по фронту ділянки):

$$L_{ov} = B_d - H_{kn} (ctg\alpha_{eid} - ctg\alpha_n) + H_{no} (ctg\alpha_n + ctg\alpha_{eid}), \quad (4.24)$$

де B_d – розмір дна кар'єру у відвальній частині за шириною кар'єрного поля (ширина дна), м;

H_{no} – висота підсипки відвалом неробочого борта КПЧ зі сторони розташування кар'єрних транспортних комунікацій над дном кар'єру, м;

α_n – результуючий кут укосу неробочого борта, град;

α_{eid} – результуючий кут укосу відвалу, град;

Довжина відвалу на поверхні в напрямку, перпендикулярному його фронту:

$$B_{ов} = \frac{2[H_{\epsilon}(L_{\kappa} - H_{\epsilon} \times ctg\alpha_{\sigma\epsilon})(B_{\kappa} - H_{\epsilon} \times ctg\alpha_{\sigma\epsilon}) + V_{\zeta\epsilon}]K_{po}}{B_{\delta} - H_{\kappa n}(ctg\alpha_{\sigma} - ctg\alpha_{\eta}) + H_{no}(ctg\alpha_{\eta} + ctg\alpha_{\sigma})} - (L_{\delta n} - B_{\delta p})H_{\kappa n}, \quad (4.25)$$

де $B_{\delta p}$ – залишкова довжина дна КПЧ, яка не заповнюється внутрішнім відвалом, приймається 40-60 м.

Прийнявши довжину $B_{ов}$ мінімальною з розрахунку безпечного розвантаження на верхній площадці відвалу автосамоскиду чи колісного навантажувача ($B_{ов} = 25 - 35$ м), висота відвалу $H_{\sigma} = H_{\kappa n}$ визначиться за формулою:

$$H_{\kappa n} = \frac{B_{ов} \times B_{\delta} + B_{ов} \times H_{no}(ctg\alpha_{\eta} + ctg\alpha_{\sigma}) - 2(H_{\epsilon} \times L_{\phi\epsilon} \times B_{\phi\epsilon} + V_{\zeta\epsilon})K_{po}}{B_{ов}(ctg\alpha_{\sigma} - ctg\alpha_{\eta}) - (L_{\delta n} - B_{\delta p})}, \quad (4.26)$$

де:

$$L_{\phi\epsilon} = L_{\kappa} - H_{\epsilon} \times ctg\alpha_{\sigma\epsilon}; \quad (4.27)$$

$$B_{\phi\epsilon} = B_{\kappa} - H_{\epsilon} \times ctg\alpha_{\sigma\epsilon}, \quad (4.28)$$

Виразивши величину $L_{\delta n}$ через $B_{ов}$, маємо:

$$L_{\delta n} = B_{ов} + H_{\kappa n}(ctg\alpha_{\sigma} - ctg\alpha_{\eta}) + B_{\delta p}, \quad (4.29)$$

приймавши

$$L_{\delta n} - B_{\delta p} = L_{\delta\kappa n} = H_{\kappa n}(ctg\alpha_{\sigma} - ctg\alpha_{\eta}) \quad (4.30)$$

і визначивши об'єм відвалу, з виразу

$$\frac{B_{ов} + L_{\delta\kappa n}}{2} L_{ов} = (H_{\epsilon} \times L_{\phi\epsilon} \times B_{\phi\epsilon} + V_{\zeta\epsilon})K_{po} \quad (4.31)$$

слідуює:

$$H_{\kappa n} = \frac{2(B_{\delta} - B_{ов})(ctg\alpha_{\sigma} - ctg\alpha_{\eta}) + H_{no}(ctg\alpha_{\eta} + ctg\alpha_{\sigma})}{2(ctg\alpha_{\sigma} - ctg\alpha_{\eta})} + \sqrt{\frac{[2(B_{\delta} - B_{ов})(ctg\alpha_{\sigma} - ctg\alpha_{\eta}) + H_{no}(ctg\alpha_{\eta} + ctg\alpha_{\sigma})]^2 - 4(ctg\alpha_{\sigma} - ctg\alpha_{\eta})^2 \times (H_{\epsilon} \cdot L_{\phi\epsilon} \cdot B_{\phi\epsilon} + V_{\zeta\epsilon})K_{po}}{2(ctg\alpha_{\sigma} - ctg\alpha_{\eta})}} \quad (4.32)$$

Підставляючи змінну величину $B_{ов}$ можна визначити висоту внутрішнього відвалу, а отже і глибину кар'єру першої черги.

Визначено результуючий кут укосу внутрішнього відвалу залежно від його висоти за вищенаведеними виразами (4.23-4.32) (табл. 4.3 та рис. 4.4).

Таблиця 4.3

Залежність кута укосу відвалу від його висоти

n_y	H_y , м	α_y , град	$L_{пл.б}$, м	H_o , м	α_o , град
1 ярус	20	30		20	30,0
2 ярус	20	28	15	40	24,6
3 ярус	20	28	20	60	22,5
4 ярус	20	28	20	80	21,6
5 ярус	20	28	20	100	21,0

Результуючий кут укосу відвалу α_o змінюється з висотою його H_o по залежності (рис. 4.4).

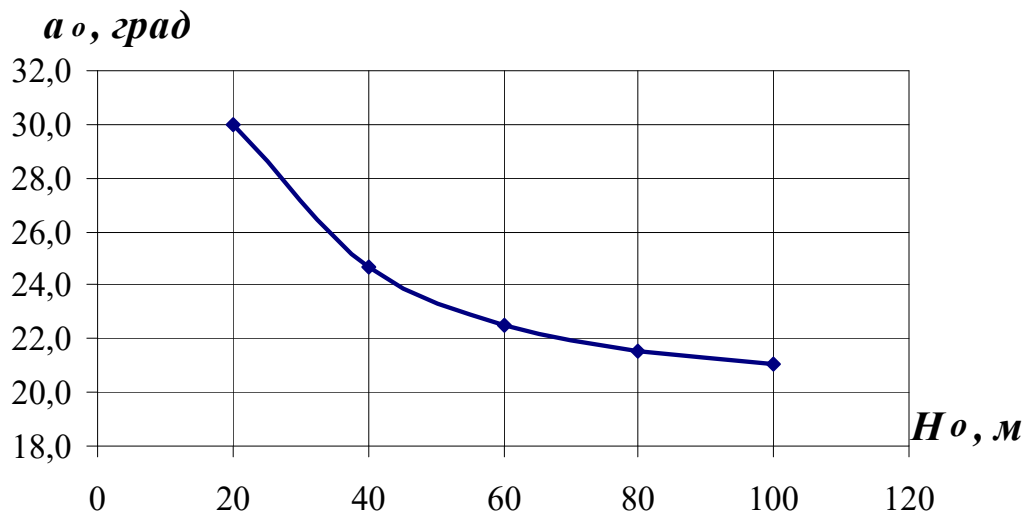


Рис. 4.4. Графік залежності результуючого кута укосу відвалу від його висоти

Графічна залежність кута укосу відвалу апроксимована у вигляді наступної аналітичної залежності:

$$\alpha_o = -3E - 0,5H_o^3 + 0,0073H_o^2 - 0,6169H_o + 39,669 \quad (4.33)$$

Зазначену аналітичну залежність рекомендується застосовувати при призначенні висоти $H_{кп} = H_o$.

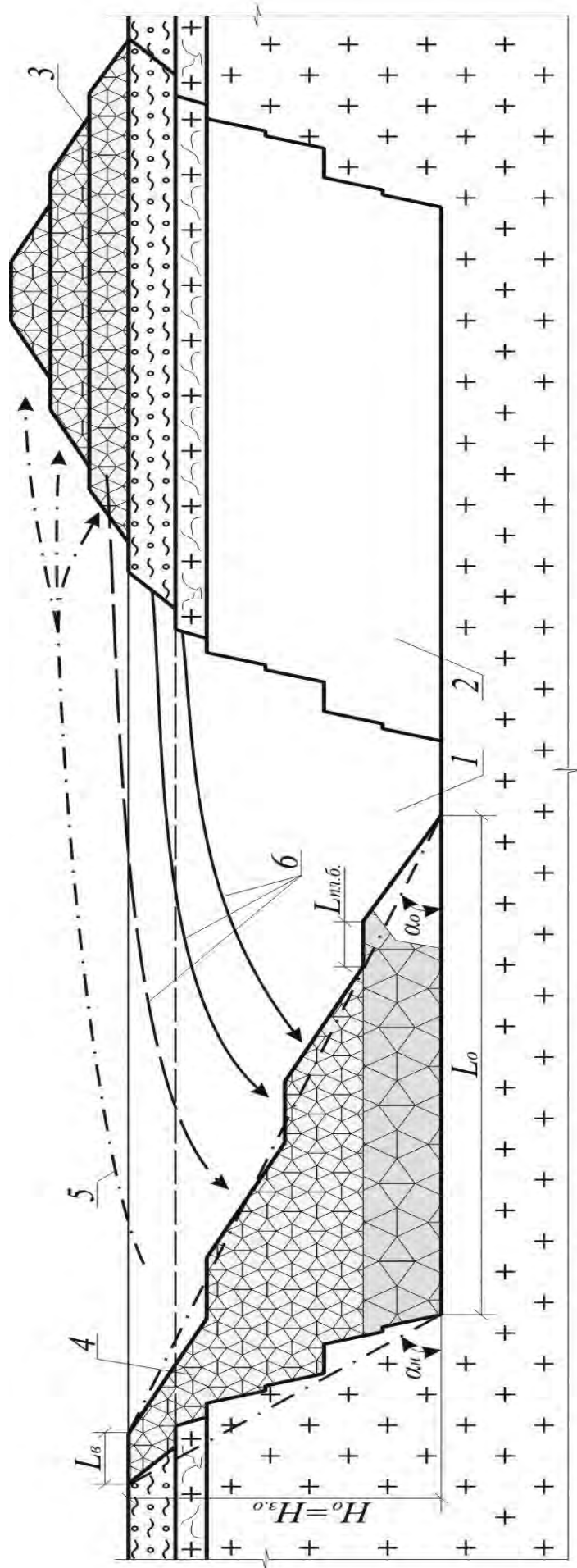


Рис. 4.5. Принципова схема формування внутрішнього відвалу при поетапному відпрацюванні нерудного родовища:

1 – кар'єр першої черги; 2 – кар'єр другої черги; 3 – ярус приконтурного відвалу; 4 – внутрішній відвал; 5 – напрямок переміщення порід розкриття з кар'єру першої черги; 6 – напрямок переміщення порід розкриття з кар'єру другої черги

Технологія формування внутрішнього відвалу на Любимівському гранітному кар'єрі

Організація відвальних робіт. Організацію проведення відвальних робіт розглянемо на прикладі Любимівського гранітного кар'єру. Відвалоутворення порід розкриття у зовнішніх відвалах та у виробленому просторі – бульдозерне. При виконанні даних робіт застосовується бульдозер Т-130 або Т-170.

Для організації формування внутрішньокар'єрного складування порід розкриття і відходів переробки необхідна наступна поетапна робота:

– Виконати відпрацьовування порід розкриття у північно-східних відвалах на борту кар'єру. Для цього на поверхні відвалу виконати підготовку його площадки до гірничих робіт: вирубати дерева та чагарники, а також зняти верхній шар потенційних-родючих порід потужністю до 1 м. Цей шар утворився на відвалі за період його тривалого існування після складування розкриття. Загальний об'єм потенційних-родючих порід – близько 35 тис. м³. Відпрацьовування шару варто виконувати розкривним екскаватором Е-2503 з навантаженням в автосамоскиди КрАЗ-6510 для доставки на склад ґрунтово-родючих порід, розташованого в межах гірничого відводу в південно-східній частині кар'єру.

– Попередньо на дні кар'єру необхідно сформувати попередній відвал паралельно північному борту (рис. 4.6) між відмітками +3,0 - +18,0 м шириною по поверхні не менше 36 м. Виконати доставку порід розкриття з північно-східного і північного відвалів у вироблений простір кар'єру. Для цього автосамоскиди КрАЗ-6510 і БелАЗ-540 переміщують породи розкриття на сформовану площадку внутрішнього відвалу, відмітка +35,0 м.

Від цієї площадки розвивається фронт відвальних робіт у південному та східному напрямках зі складуванням уздовж північного та східного бортів кар'єру на його дні в одному відвальному ярусі висотою 15 - 17 м.

– Складування порід розкриття доцільно робити селективно: на дні кар'єру (відм. +3,0 м) укладається дренажний шар скельних порід потужністю не менш 3 м, для найбільшої стійкості необхідне формування першого ярусу висотою 15 м (див. рис 4.6–4.9). Наявність цього шару забезпечує фільтрацію ґрунтових і поверхневих вод, а так само її стік у кар'єрний зумпф, що буде знаходитися біля південно-західного борта кар'єру.

– Для зниження витрат на виконання розкривних й відвальних робіт при відпрацьовуванні північно-східної ділянки кар'єра можлива технологічна схема з доставкою всіх порід розкриття на південно-східний борт кар'єру по автодорозі, розташованій уздовж східного борту. Ці породи розкриття рекомендується з поверхні перепустити на дно кар'єру гравітаційно (під власною вагою). Для таких робіт уздовж існуючого контуру верхньої брівки на відстані 3 ÷ 5 м від укосу необхідно буде обладнати стаціонарну підпірну стінку під колеса автосамоскидів шляхом анкерування її в свердловинах, пробурених у гранітному масиві, що на даній ділянці виходить на поверхню. На дні кар'єру перепущені породи розкриття навантажувачем розподіляються рівномірно по всьому фронті відвала в другому ярусі до відмітки.

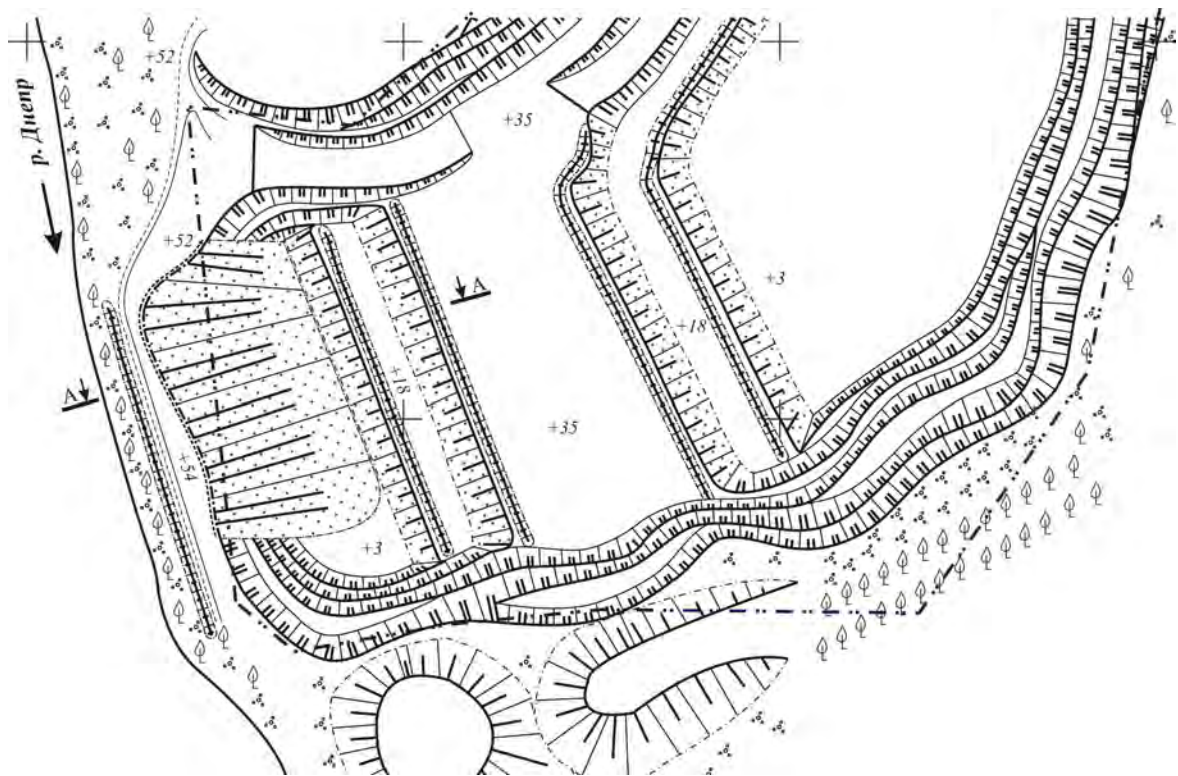


Рис. 4.6. Схема формування внутрішнього відвалу на Любимівському родовищі гранітів

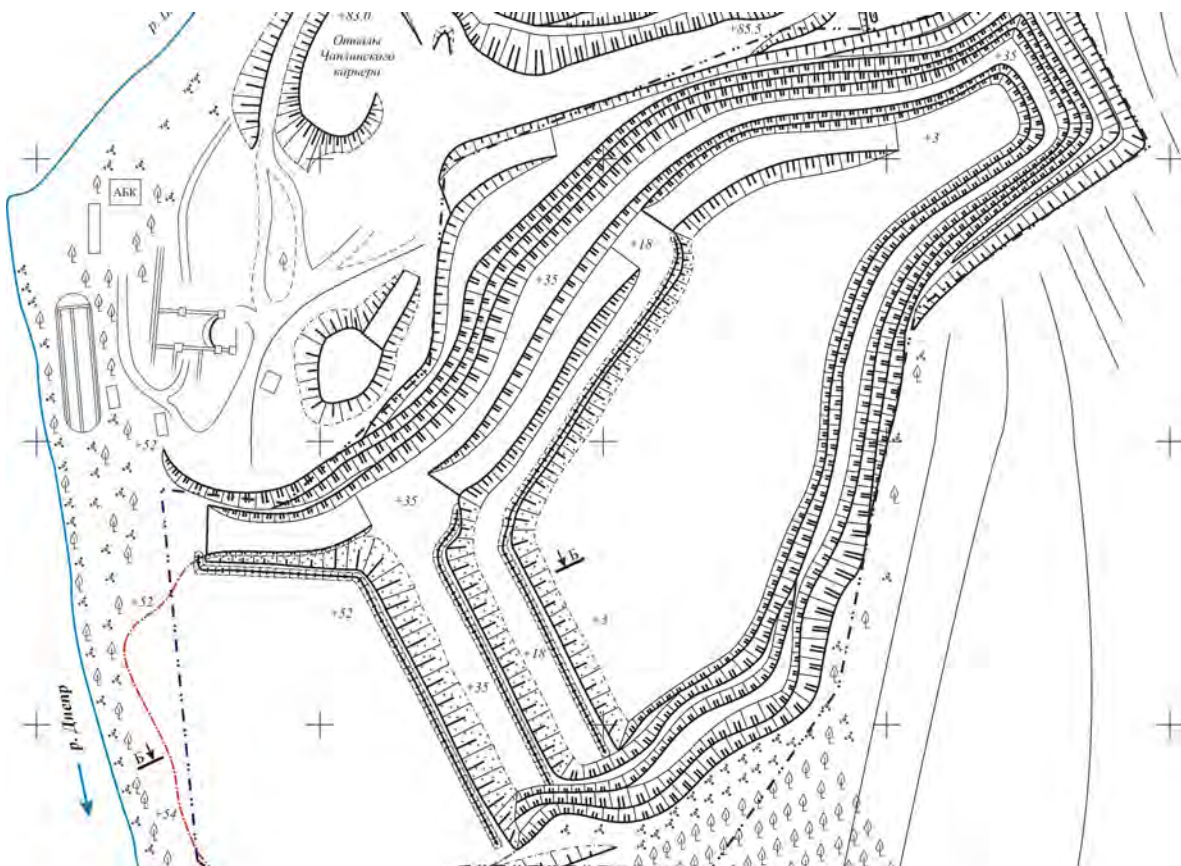


Рис. 4.7. Схема внутрішнього відвалу на Любимівському родовищі гранітів на кінцевому етапі його формування

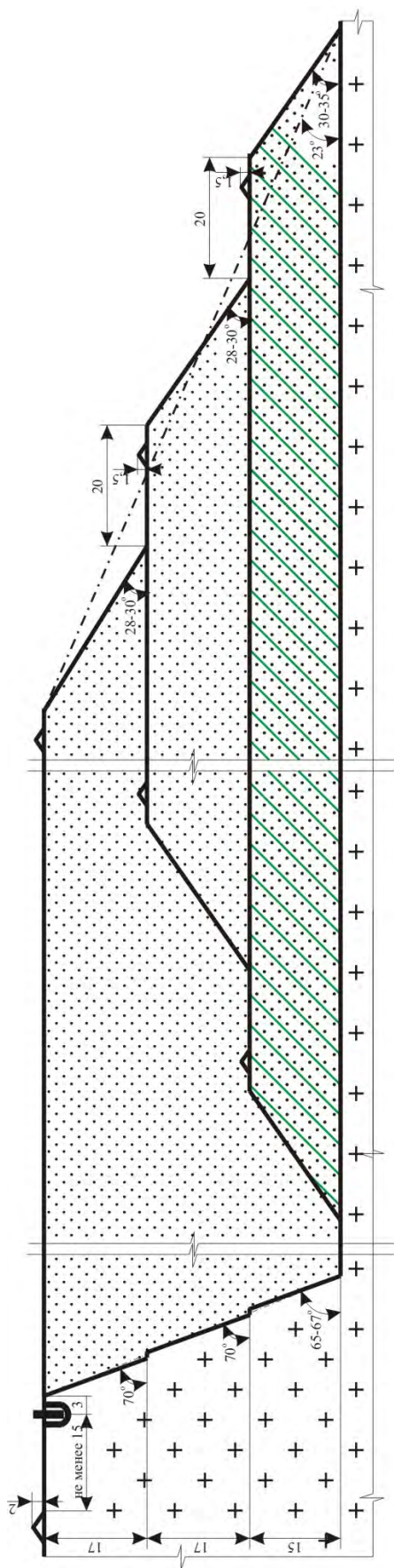


Рис. 4.8. Розріз А-А, формування внутрішнього відвалу на Любимівському родовищі гранітів

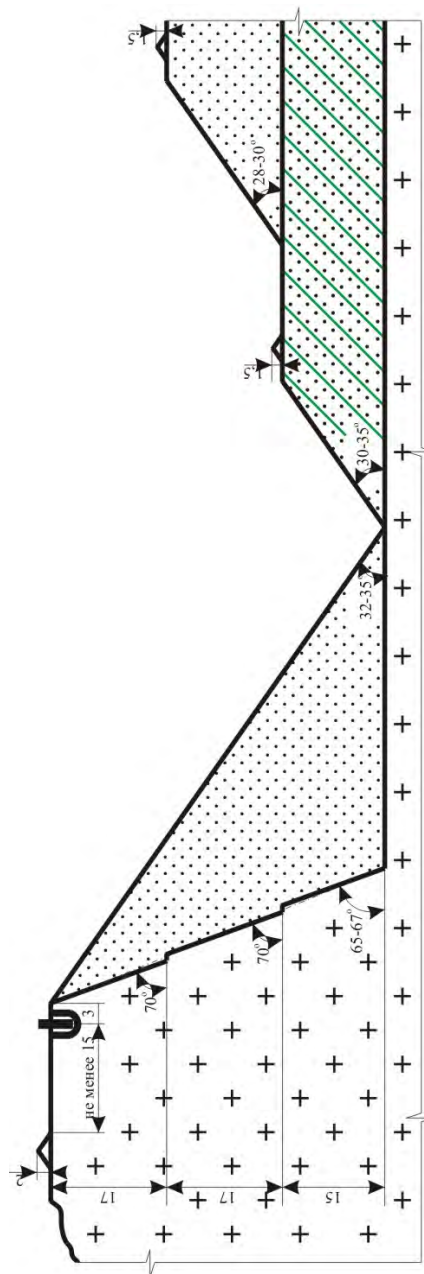


Рис. 4.9. Розріз Б-Б, внутрішній відвал на Любимівському родовищі гранітів на кінцевому етапі його формування

– По обладнаному спуску розкриву в кар'єр можна також перепустити розкрив існуючих південних відвалів, направивши їх у такий спосіб для рекультивації кар'єру.

Порівняння техніко-економічних показників формування зовнішнього і внутрішнього відвалів. У якості прикладу обрано Любимівський гранітний кар'єр.

Формування зовнішнього відвалу:

– Відстань транспортування до відвалу $L_{mp} = 1,3$ км.

– Відстань транспортування до відвалу й назад у вибій:

$$\sum L_{mp} = 1,3 \times 2 = 2,6, \text{ км.} \quad (4.34)$$

– Кількість ходок автосамоскидів при транспортуванні всього об'єму порід розкриву:

$$N_{\text{ходок}} = \frac{V_p \times \gamma_{cp}}{Q_{a.f}} = \frac{2857200 \times 2,0}{12} = 476200 \text{ ходок,} \quad (4.35)$$

де V_p – об'єм порід розкриву, м³;

γ_{cp} – середня щільність порід розкриву, т/м³;

$Q_{a.f}$ – фактична вантажопідйомність автосамоскида КрАЗ-256, т.

– Сумарний пробіг автосамоскида під час перевезення всього об'єму розкривних порід:

$$L_{\text{тр.р.}} = N_{\text{ходок}} \times \sum L_{mp} = 476200 \times 2,6 = 1238120, \text{ км,} \quad (4.36)$$

– Витрата дизельного палива:

$$Q_{\text{д.п.}} = L_{\text{тр.р.}} \times H_p = 1238120 \times 1,15 = 1423838, \text{ л,} \quad (4.37)$$

де H_p – нормативна витрата палива на 100 км пробігу, дорівнює 1,15 л.

Формування внутрішнього відвалу:

– Відстань транспортування до відвалу $L_{mp} = 0,75$ км.

– Відстань транспортування до відвалу й назад у вибій:

$$\sum L_{mp} = 0,75 \times 2 = 1,5, \text{ км.} \quad (4.38)$$

– Кількість ходок автосамоскида при транспортуванні всього об'єму порід розкриву:

$$N_{\text{ходок}} = \frac{V_p \times \gamma_{\text{ср}}}{Q_{\text{а.ф}}} = \frac{2857200 \times 2,0}{12} = 476200 \text{ ходок.} \quad (4.39)$$

– Сумарний пробіг автосамоскида під час перевезення всього об'єму порід розкриву:

$$L_{\text{тр.р.}} = N_{\text{ходок}} \times \sum L_{\text{тр}} = 476200 \times 1,5 = 714300, \text{ км.} \quad (4.40)$$

– Витрата дизельного палива складе:

$$Q_{\text{д.п}} = L_{\text{тр.р.}} \times H_p = 714300 \times 1,15 = 812445, \text{ л.} \quad (4.41)$$

Висновки:

– Внутрішній відвал складається із трьох ярусів:

1 ярус – висотою 15 м (відм. +3,0 - +18,0 м) складається на 90 % зі скельних розкривних порід з кутом укосу 35°.

2 ярус – висотою 17 м (відм. +18,0 - +35,0 м) складається зі скельних і м'яких розкривних порід, а також з відходів переробки корисної копалини з кутом укосу 32-35°.

3 ярус – висотою 17-19 м (відм. +35,0 - +52,0 м (+54,0)) складається з м'яких розкривних порід з кутом укосу не більше 32°.

– Між кожним ярусом залишається берма безпеки, для очищення осипів і більш стійкого стану внутрішнього відвалу із шириною не менш 20 м.

– Розміри відсипаної площадки 60 м×60 м у плані забезпечують виконання всіх нормативних вимог при відвалоутворенні порід. Висота відвального ярусу 15-19 м забезпечує безпечні умови роботи устаткування при ширині берми можливого обвалення до 6 м. Коефіцієнт запасу стійкості відвалу при цьому $n > 1,3$, що задовольняє нормативному, величина якого складає $n = 1,2$.

– Відвалоутворення за запропонованим способом дозволить зменшити площу використовуваних земель під зовнішні відвали на 10-12 га.

– Сумарний пробіг автосамоскида під час перевезення всього об'єму розкривних порід відвалу скоротиться на 42 %, внаслідок чого експлуатаційні витрати на транспортування порід розкриву зменшуються більш ніж на 50 %.

Визначення параметрів приконтурного відвалу

Висота приконтурного відвалу визначається з виразу:

$$H_{\text{нс}} = \frac{B_{\text{к}}}{2\text{ctg}\alpha_{\text{он}}} - \sqrt{\frac{B_{\text{к}}^2}{4\text{ctg}^2\alpha_{\text{он}}} + \frac{H_{\text{е}}(B_{\text{к}} - H_{\text{е}}\text{ctg}\alpha_{\text{ос}})}{\text{ctg}\alpha_{\text{он}}}} \quad (4.42)$$

$$H_{нв} = \frac{B_{\kappa}}{2ctg\alpha_{он}} - \sqrt{\frac{B_{\kappa}^2}{4ctg^2\alpha_{он}} + \frac{H_{\epsilon}(B_{\kappa} - H_{\epsilon}ctg\alpha_{\epsilon\epsilon})}{ctg\alpha_{он}}} - \frac{H_{\kappa}[B_{\epsilon\epsilon} + 0,5H_{\kappa\kappa}(ctg\alpha_{\epsilon} - ctg\alpha_{\epsilon})]}{K_{\rho\epsilon} \times ctg\alpha_{он}} \quad (4.43)$$

Розмір ділянки за довжиною кар'єрного поля, який зайнятий приконтурним відвалом:

$$L_{нв} = L_{\kappa} - L_{\kappa\kappa} \quad (4.44)$$

Висота приконтурного відвалу визначена за наведеними вище виразами складає для базових нерудних кар'єрів типів:

- 1 тип – 38 м;
- 2 тип – 7,2 м;
- 3 тип – 27 м;
- 4 тип – 1,2 м;
- 5-6 тип – 26 м.

З результатів видно, що лише на кар'єрах типу 1 частину порід розкритву необхідно буде розмістити за його межами.

4.4 Розрахунки технологічних параметрів виконання гірничих робіт на нерудних кар'єрах при зменшених санітарно-захисних зонах

Основні положення. Родовища твердих нерудних корисних копалин відпрацьовується переважно відкритим способом з застосуванням буропідривних робіт методом вертикальних свердловинних зарядів. Застосування методу похилих свердловинних зарядів для технологічних масових вибухів в умовах необхідності зменшення розмірів санітарно-захисної зони (СЗЗ) є небажаним, оскільки сприяє збільшенню радіуса зони розлітання кусків відбитої гірничої маси.

Основною вимогою щодо якості буропідривних робіт є забезпечення якісного подрібнення скельної сировини в обводнених умовах, з максимальним розміром кондиційного куска до 0,7 м.

Проектами розробки необхідно передбачити вторинне руйнування негабаритних фракцій механічним способом з застосуванням спеціальних пристроїв, допущених органами Держгірпромнагляду України.

Вибір ефективного діаметра свердловинного заряду

Серед спеціалістів вибухової справи існує думка, що діаметр свердловинних зарядів при дотриманні однакових питомих витрат вибухових речовин та певних геометричних співвідношень з сіткою свердловин на результати подрібнення не впливає [43]. Однак переважна більшість експериментальних досліджень вказує на погіршення якості руйнування

скельного масиву зі збільшенням діаметра свердловин і відповідно розмірів їх сітки зі зменшення його тріщинуватості. З врахуванням категорії тріщинуватості за МКВС у роботі [75] з чисто технологічної точки зору діаметр свердловинних зарядів рекомендується визначати за формулою:

$$d = 0,02H\sqrt[3]{\frac{2}{N}}, \quad (4.45)$$

де H – висота уступу, м;

N – категорія тріщинуватості за МКВС ($N = 2-5$).

Для потреби зменшення санітарної зони значення діаметра свердловин необхідно приймати якомога меншим.

Вибір раціональних типів вибухових речовин

На кар'єрах твердих нерудних корисних копалин можуть застосовуватися вибухові речовини, які відповідають «Переліку вибухових матеріалів промислового призначення, допущених до постійного виробництва і застосування», затвердженому наказом Держгірпромнагляду України № 222 від 31.12.2009 р., інших чинних нормативних актів, у тому числі емульсійні ВР як вітчизняного, так і іншого виробництва, а також ВР із конверсійної продукції, допущені Держгірпромнагляду України в установленому порядку.

Допускається застосування нових вибухових речовин та засобів ініціювання, які розробляються у відповідності до програм розвитку вибухової справи в режимі проведення попередніх та приймальних випробувань за наявності на них технічних умов, методик та програм випробувань та дозволу Держгірпромнагляду України на проведення випробувань.

При заміні однієї вибухової речовини іншою необхідно користуватися перевідним коефіцієнтом e , значення якого для деяких вибухових речовин наведено в табл. 4.4.

Таблиця 4.4

Перевідні коефіцієнти ВР за ідеальною роботою вибуху

Тип ВР	Щільність заряджання Δ , кг/дм ³	Перевідний коефіцієнт $e = \frac{A_{вр}}{A_{ем}}$
Ігданіт	0,85	0,85
Грануліт С-2	0,85	0,90
Амоніт № 6ЖВ	0,90	1,00
Грамоніт 79/21 ГС	0,90	1,00
Гранулотол*	1,00	1,00
Україніт ПП-2Б	1,40	1,15

* - при підриванні в обводнених умовах.

Місткість 1 п.м. свердловини залежно від діаметру та щільності заряджання буде наведено в табл. 4.5.

Таблиця 4.5

Місткість ВР в свердловинах

Діаметр свердловини, мм	Місткість ВР в 1 п.м. залежно від щільності заряджання, P, кг/ п.м.							
	0,8	0,9	1,00	1,10	1,20	1,30	1,40	1,50
105	6,9	7,7	8,6	9,5	10,3	11,2	12,0	12,8
140	12,3	13,9	15,4	16,9	18,5	20,0	21,6	23,1
149	13,8	15,5	17,2	19,	20,9	22,6	24,4	26,1
152	14,5	16,3	18,1	20,0	21,8	23,6	25,4	27,2

Питома витрата маси заряду в свердловині на об'єм породи, що ним висаджується:

$$q = \frac{Q}{Ha^2}, \text{ кг/м}^3 \quad (4.46)$$

Вона зростає з ростом висоти уступу до тих пір, поки довжина заряду не досягне $40d$, і подальше зростання q стає економічно невиправданим.

Об'єм пилогазових викидів для типової серії свердловинних зарядів

Розрахунок пилогазових викидів при висадженні гірської маси типовою серією свердловинних зарядів виконується за методикою:

Об'єм пилогазової хмари V_o (м³):

$$V_o = 44000 \times Q_{заг.}^{1,08}, \text{ м}^3, \quad (4.47)$$

де $Q_{заг.}$ – кількість вибухової речовини за типовою серією, т.

Висота підйому пилогазової хмари H_o (м) визначається за формулою:

$$H_o = b(164 + 0,258Q_{заг.}), \text{ м}, \quad (4.48)$$

Концентрація забруднюючої речовини C в пилогазовій хмарі при застосуванні одного типу вибухової речовини:

$$C = \frac{10^9 q_z \cdot Q_{заг.}}{V_o} \left(1 - \frac{\eta}{100}\right), \text{ мг/м}^3, \quad (4.49)$$

де q_z – питома виділення забруднюючої речовини при вибуху 1 т вибухової речовини (т/т);

η – ефективність застосованих при масовому вибуху засобів пилогазопригнічення %.

Для конкретного вибуху кількість забруднюючої речовини, що викидається з пилогазовою хмарою за межі кар'єру, складає:

$$P_o = \frac{kCV_o}{10^9}, \text{ т} \quad (4.50)$$

де k – коефіцієнт, що враховує гравітаційне осідання забруднюючої речовини в межах кар'єру; приймається рівним для пилу 0,16, для газів 1,0.

Кількість оксиду вуглецю, що виділяється з гірничої маси після вибуху приймається рівним 50 % його викиду з пило газовою хмарою, тобто:

$$P_2^{co} = 0,5P_o^{co}, \text{ т} \quad (4.51)$$

Для пилу та оксидів азоту $P_2=0$.

Вищезначені розрахунки об'ємів викидів за газом і пилом стосуються миттєвих підривань на викид без застосування штучних пило- та газозахисних засобів, які будуть суттєво впливати на розміри.

Застосування неелектричних систем ініціювання окрім зменшення сейсмічної та ударно-повітряної хвиль значно зменшує висоту підйому ПГХ, відстань розповсюдження пилогазових викидів та їх об'ємів.

Розрахунок параметрів похилих свердловинних зарядів для контурного підривання

Для захисту запрофільного масиву від сейсмічної й механічної дії вибухів, запобігання небезпечному щілиноутворенню в північному неробочому борту кар'єру, де буде знаходитися стаціонарна конвеєрна лінія 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.

Свердловини варто бурити вздовж лінії брівки проектного укусу із відповідним укусу кутом (75°) суворо паралельно одна одній на заданих відстанях [119]

$$a = 22 \times d \times k_3 \times k_y, \text{ м}, \quad (4.52)$$

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 кількості свердловин більше трьох, а також при контурній відбійці $k_3 = 1,0$; те ж саме при меншій кількості свердловин розпушування $k_3 = 1,1$;

k_y – коефіцієнт геологічних умов.

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 H , що висаджується, визначається як:

$$L = \frac{H}{\sin \alpha}, \text{ м} \quad (4.53)$$

Відхилення стовбура свердловин від проєктного положення контурної площини не повинне перевищувати 1 см на 1 м глибини свердловини, а відхилення відстані між контурними свердловинами від проєктної величини – величини діаметра свердловини, глибина контурних свердловин – величини $\pm 0,3$ м.

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

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. Вибой найближчого до щілини ряду свердловин розпушування варто розташовувати на відстанях $(10-20)d$ зарядів розпушування, тобто 1,6-3,2 м від щілини, утвореної контурним висадженням методом попереднього відколу.

Виймально-навантажувальні роботи

Нерудні кар'єри України з видобутку та переробки скельних гірських порід на щебенеvu продукцію розробляють численні родовища гранітів, мігматитів, андезитів, діоритів, гнейсів, сієнітів, базальтів, вапняків, піщаників та інших кристалічних корисних копалин у 24 областях і автономній республіці Крим. Основним обладнанням даних кар'єрів, яким здійснювалися виймально-навантажувальні процеси, були: застарілі однокошові екскаватори пряма мехлопата з ковшем ємністю 2,5-5 м³ (переважно з електричним приводом); фронтальні колісні навантажувачі з ковшем ємністю 2,0-3,2 м³ в основному вітчизняного виробництва (застосовувалися на відвантаження щебеню та рідше для підбирання дрібнокускової гірничої маси в кар'єрах після подрібнення негабариту).

В останні роки збільшилося застосування більш ефективного обладнання зарубіжного виробництва: зворотні та прямі гідравлічні мехлопати переважно з дизельним приводом (ємність ковшів від 1,6 м³ до 4,5 м³); фронтальні навантажувачі з ємністю ковшів 2,5-6,0 м³ для виконання виймально-навантажувальних робіт у кар'єрах.

Таким чином необхідно визначити можливі області застосування сучасного обладнання та навести схеми його використання при виконанні виймально-навантажувальних робіт з урахуванням усереднених параметрів типових кар'єрів.

Параметри роботи виймально-навантажувального обладнання

Висота уступу

Висота уступу повинна відповідати діючим правилам охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом.

Так, висота уступу при розробці порід, які не потребують попередньої підготовки (буропідривні роботи), не повинна перевищувати максимальної висоти черпання виймально-навантажувального обладнання:

$$h_y \leq H_q^{\max}, \text{ м}, \quad (4.54)$$

Для екскаваторів (зворотна мехлопата), які можуть відпрацьовувати уступи нижнім черпанням, висота такого уступу не повинна перевищувати максимальної глибини черпання з умови безпечного розміщення обладнання.

Зона дії робочого органа, в якій виконується виймання та навантаження гірничої маси, відрізняється від прямої мехлопати (рис. 4.10).

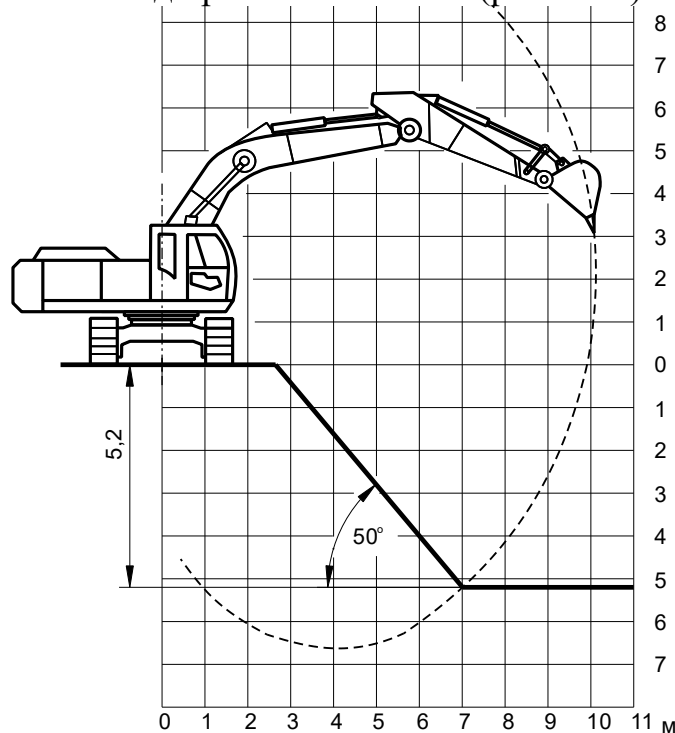


Рис. 4.10. Робоча зона дії робочого органа (штрихова лінія) зворотної мехлопати

Для визначення висоти уступу, який екскаватор зможе відпрацювати, необхідно враховувати особливості роботи даного типу обладнання. Таким чином, висота уступу для найбільш поширених екскаваторів може бути визначена з графіка (рис. 4.11).

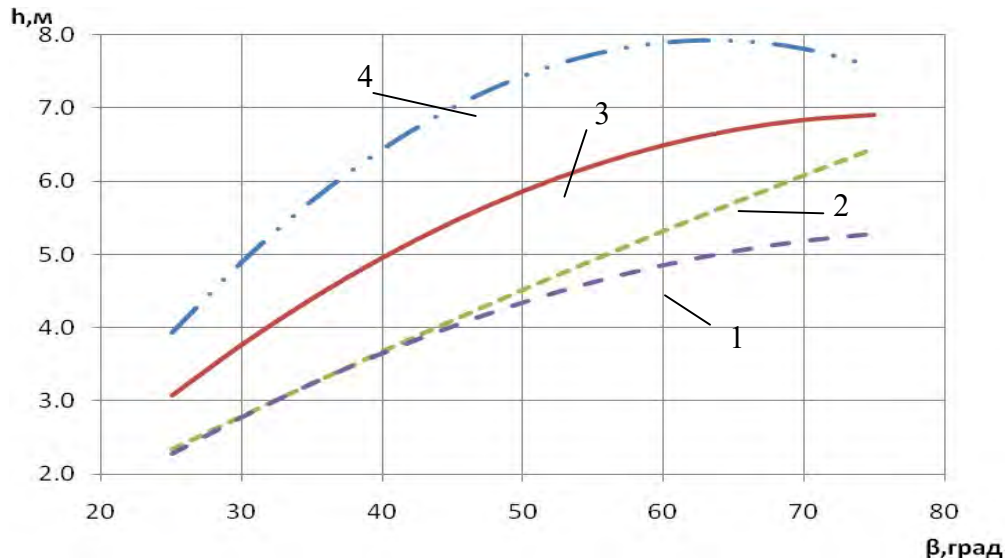


Рис. 4.11. Графік залежності висоти уступу від стійкого кута укосу порід що розробляються: радіуси черпання на рівні розташування екскаватора, м: 1 – 8.5 м; 2 – 10 м; 3 – 11 м; 4 – 14 м.

Для аналітичного визначення висоти уступу можна використовувати наступні вирази:

Для екскаваторів з радіусом черпання на рівні розташування 8.5 м:

$$h_y = -0,0009\beta^2 + 0,1499\beta - 0,9538, \text{ м.} \quad (4.55)$$

Для екскаваторів з радіусом черпання на рівні розташування 10 м:

$$h_y = -0,0002\beta^2 + 0,1021\beta - 0,0167, \text{ м.} \quad (4.56)$$

Для екскаваторів з радіусом черпання на рівні розташування 11 м:

$$h_y = -0,0014\beta^2 + 0,2167\beta - 0,4706, \text{ м,} \quad (4.57)$$

де β – стійкий кут укосу для порід, що розробляються, град.

Висота уступів скельних гірничих порід з попереднім рихленням за допомогою БВР може бути збільшена до півтори висоти черпання виймально-навантажувального обладнання:

$$h_y \leq H_c^{\max}, \text{ м.} \quad (4.58)$$

При розробці скельних порід, які можливо відпрацьовувати, висота розвалу залежить від схеми розміщення обладнання у вибої. Так, при розміщенні екскаватора на нижній площадці уступу висота розвалу $h_{роз}$, яку можливо відпрацьовувати виймально-навантажувальним обладнанням, повинна відповідати умові:

$$h_{роз} \leq H_c^{max}, \text{ м,} \quad (4.59)$$

де H_c^{max} – максимальна висота черпання, м.

При поділенні розвалу на дві частини та розміщенні екскаватора (зворотна мехлопата) на нижньому підступі висота розвалу, яку можливо відпрацьовувати даним типом обладнання, повинна відповідати умові:

$$h_{роз} \leq h_{ny}^e + h_{ny}^n, \text{ м,} \quad (4.60)$$

де h_{ny}^e – висота верхнього підступу;

h_{ny}^n – висота нижнього підступу, приймається 2-3 м з умови безпечного ведення виймально-навантажувальних робіт та обслуговування обладнання (рис. 4.12).

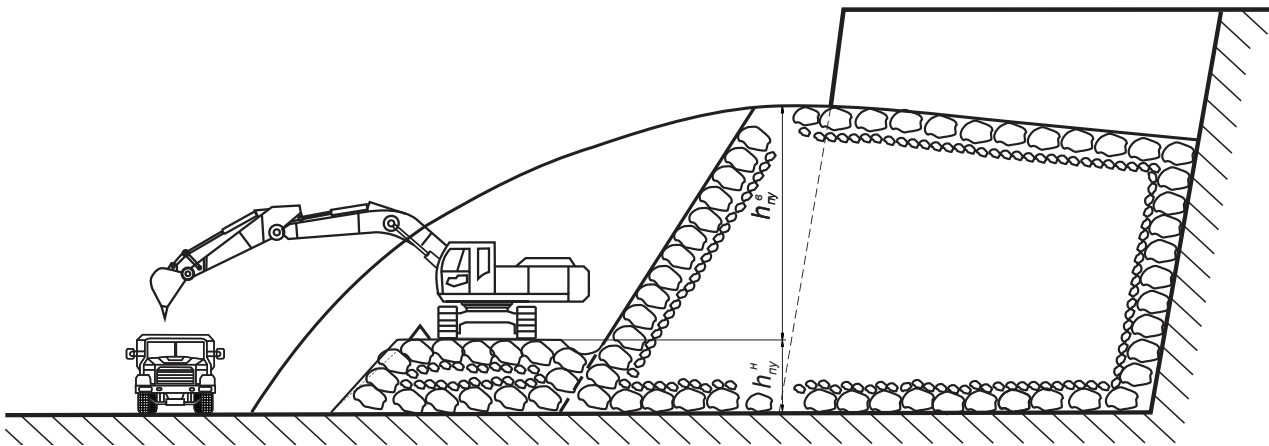


Рис. 4.12. Розміщення екскаватора на підступі при розробці скельних порід нижнім та верхнім черпанням

Ширина заходки

На розкривних та видобувних роботах ширина заходки екскаватора з верхнім черпанням і нижнім навантаженням визначається за формулою:

$$A_3 = 1,5 \div 1,7 R_{ч,y}, \text{ м,} \quad (4.61)$$

де $R_{ч,y}$ – радіус черпання на горизонті установаження екскаватора, м.

При визначенні ширини заходки для гідравлічних екскаваторів типу зворотна мехлопата з нижнім черпанням необхідно враховувати розміщення засобів транспортування гірничої маси або приймального бункера мобільного дробильно-сортувального комплексу.

При розміщенні автотранспорту на одній площадці з екскаватором (рис. 4.13) ширина заходки визначається виразом:

$$A_3 = \left(R_p - h_y \operatorname{ctg} \beta - 0,5 - \frac{b_a}{2} \right) + h_y \operatorname{ctg} \beta + l + \frac{b_{\text{екс}}}{2}, \text{ м}, \quad (4.62)$$

де R_p – радіус розвантаження екскаватора, м;

h_y – висота уступу, м;

l – безпечна відстань розташування екскаватора, $l = 1$ м;

b_a – ширина кузова автосамоскида, м; якщо використовуються автосамоскиди різних марок та вантажопідйомності, тоді до розрахунку приймаються параметри більшого автосамоскиду;

$b_{\text{екс}}$ – ширина ходової бази (ширина колії), м.

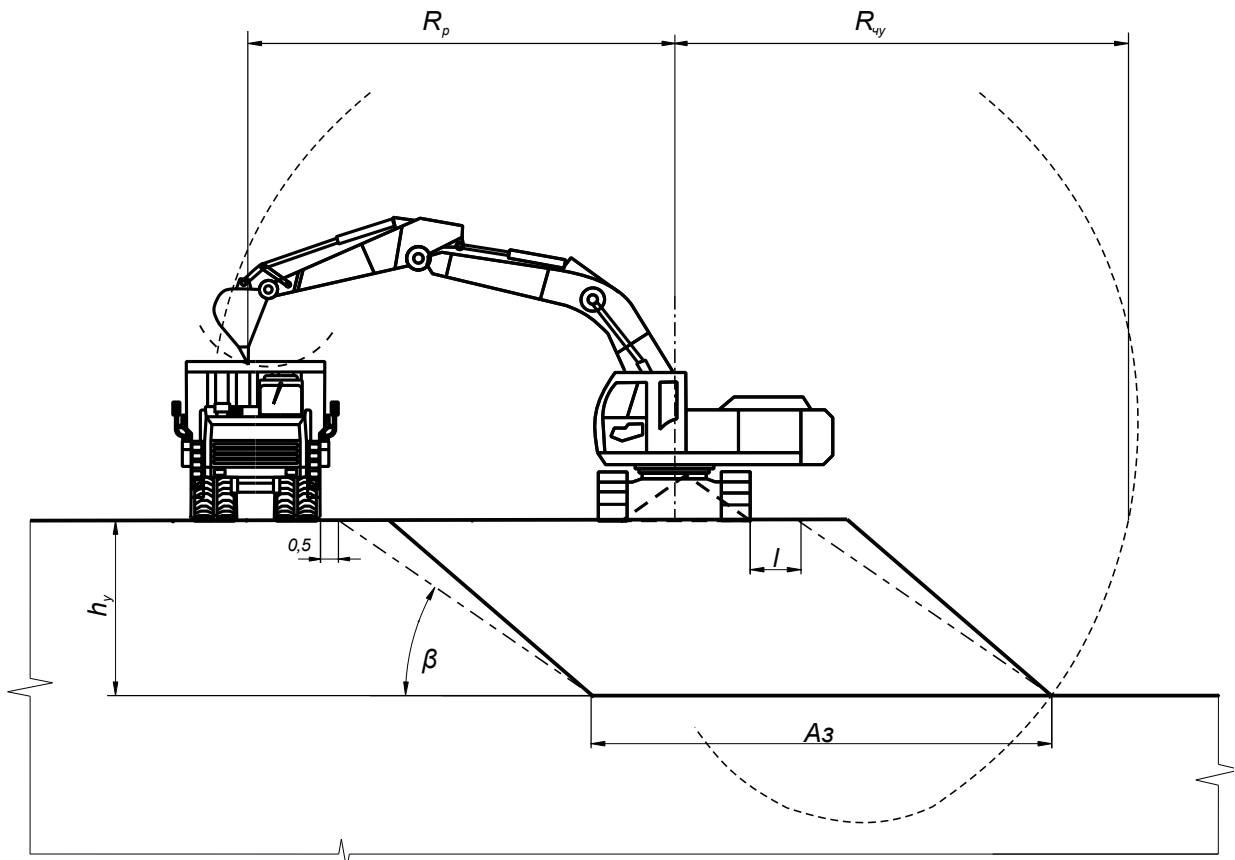


Рис. 4.13. Схема роботи екскаватора з розміщенням автосамоскида на одному горизонті з екскаватором

При розміщенні автотранспорту на площадці нижче розташованого горизонту (рис.4.14) ширина заходки визначається виразом:

$$A_3 = R_{ч.у} + \left(R_p - h_y \operatorname{ctg} \beta - l - 0,5 - \frac{e_a}{2} \right), \text{ м}, \quad (4.63)$$

де $R_{ч.у}$ – радіус черпання на рівні розташування екскаватора, м;

Ширина робочих площадок

Розрахунок робочих площадок виконується з умови розташування на площадках обладнання при наскрізній та тупиковій схемах руху транспорту.

Наскрізна схема руху автотранспорту:

Для уступу, на якому не проводяться вибухові роботи (м'які породи), ширина робочої площадки розраховується за виразом [23], [31], [32], [36]:

$$Ш_{рн.м.н} = A_3 + B_{об} + K + e_o + П_{на} + e_o + B_o + Z, \text{ м}, \quad (4.64)$$

де A_3 – ширина заходки екскаватора, м;

$B_{об}$ – ширина обочини зі сторони верхнього уступу з урахуванням смуги збирання просипів, $B_{об} = 2$ м;

K – ширина водовідвідної каналу, м;

e_o – ширина обочини вздовж проїзної частини дороги, м;

$П_{на}$ – ширина транспортної смуги руху автосамоскидів, м;

B_o – ширина орієнтуючого (захисного) валу вздовж зовнішнього укосу уступу, висота такого валу складає:

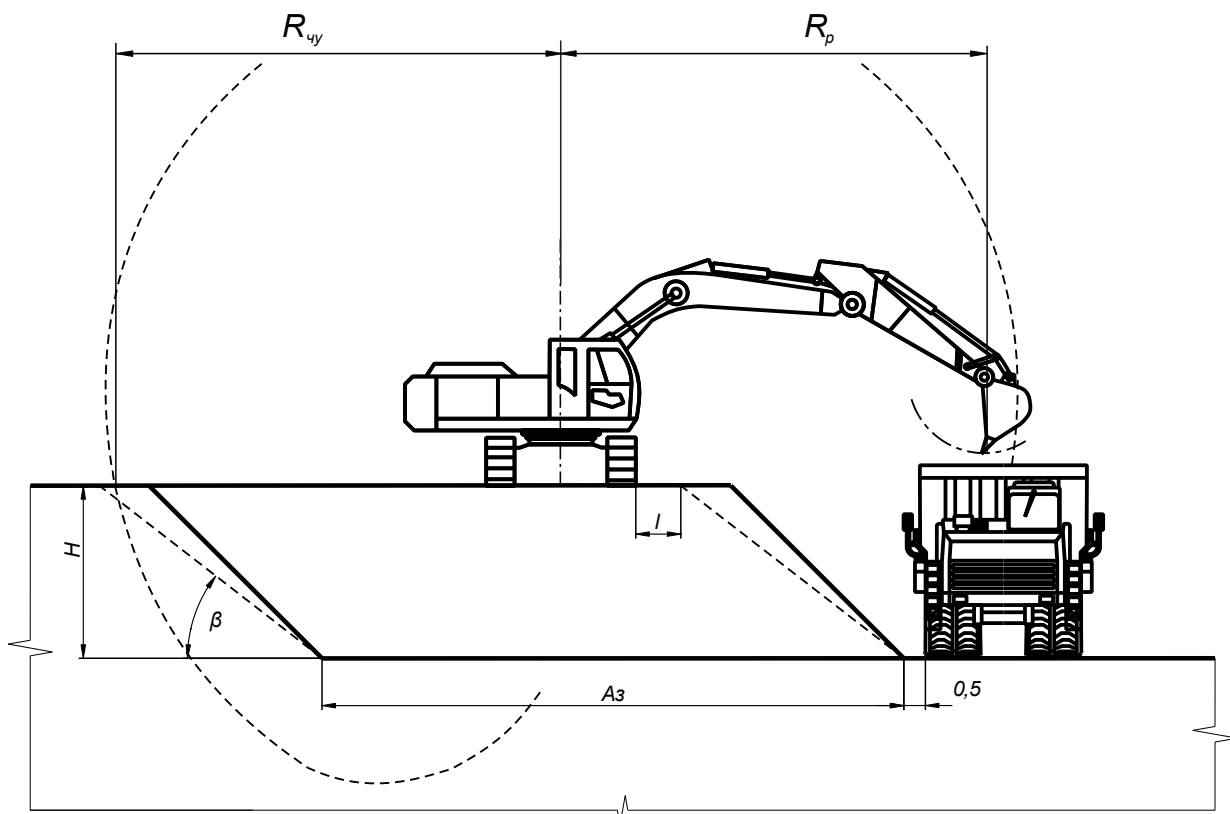


Рис. 4.14. Схема роботи екскаватора з розміщенням автосамоскиду на площадці нижнього горизонту

$$B_o = h_{вал} \times 2ctg\alpha_c, \text{ м}, \quad (4.65)$$

$h_{вал}$ – висота валу, м;

Z – ширина призми можливого обрушення:

$$Z = H_{ур} \times (ctg\alpha_n - ctg\alpha_p), \text{ м}, \quad (4.66)$$

де $H_{ур}$ – висота уступу, м;

α_p, α_n – відповідно кути укосів робочого і неробочого уступів, град.

При розрахунку призми можливого обрушення висоту уступу та кути приймати нижнього уступу.

Для уступу, на якому проводяться вибухові роботи (скельні породи), ширина робочої площадки розраховується за виразом [30], [31], [36], [120]:

$$Ш_{р.с.н} = B_p + B_{об} + K + \epsilon_o + П_{на1} + \epsilon_o + B_o + Z, \text{ м}, \quad (4.67)$$

де B_p – ширина розвалу підірваних порід розкриття, м. Визначається буропідривними роботами [36], [43].

Тушикова схема руху автотранспорту:

Для уступу, на якому не проводяться вибухові роботи (м'які породи), ширина мінімальної робочої площадки розраховується за виразом:

$$Ш_{р.м.п.} = B_{об} + K + C + \frac{l_a}{2} + R_{p.a} + \frac{П_{на1}}{2} + \epsilon_o + B_o + Z, \text{ м}, \quad (4.68)$$

де $B_{об}$ – ширина обочини зі сторони верхнього уступу з урахуванням смуги збирання просипів, $B_{об} = 2$ м;

C – безпечна відстань від автосамоскида до водовідвідної канавки під час його розвороту, $C = 1$ м;

l_a – довжина автосамоскида, м;

$R_{p.a}$ – радіус розвороту автосамоскида, м;

Для уступу, на якому проводяться вибухові роботи (скельні породи), ширина мінімальної робочої площадки розраховується за виразом [30], [31], [36], [120]:

$$Ш_{р.с.н.} = B_{об} + K + C + \frac{l_a}{2} + R_{p.a} + \frac{П_{на1}}{2} + \epsilon_o + B_o + Z, \text{ м}, \quad (4.69)$$

Ширина транспортних площадок і берм безпеки

Ширина транспортних площадок (берм) визначена за виразами, наведеними в [30] з урахуванням вимог норм [120], правил та нормативів з урахуванням однієї смуги руху:

$$Ш_{тр} = B_{об} + K + \epsilon_o + П_{на} + \epsilon_o + B_o + Z, \text{ м}, \quad (4.70)$$

де $B_{об}$ – ширина обочини зі сторони верхнього уступу з урахуванням смуги збирання просипів, $B_{об} = 2$ м;

K – ширина водовідвідної канави, м;

e_o – ширина обочини вздовж проїзної частини дороги, м;

$П_{на}$ – ширина транспортної смуги руху автосамоскидів;

B_o – ширина орієнтуючого (захисного) валу вздовж зовнішнього укосу уступу

$$B_o = h_{вал} \times 2ctg\alpha_c, \text{ м}, \quad (4.71)$$

$h_{вал}$ – висота валу, м;

Z – ширина призми можливого обрушення:

$$Z = H_{yp} \times (ctg\alpha_n - ctg\alpha_p), \text{ м}, \quad (4.72)$$

де H_{yp} – висота уступу, м;

α_p, α_n – відповідно кути укосів робочого і неробочого уступів, град.

При розрахунку призми можливого обрушення висоту уступу та кути приймати нижнього уступу.

Ширина запобіжної площадки (берми) визначається виходячи зі стійкої висоти ділянки неробочого борта.

На ділянках бортів зі стійким положенням відпрацьованих видобувних уступів формуються запобіжні берми шириною:

$$b_{зан} = \frac{1}{3} \times H_y, \text{ м}. \quad (4.73)$$

Таким чином, ширина запобіжної берми повинна бути такою, щоб було можливе механізоване очищення від просипання гірничої породи.

Продуктивність виймально-навантажувального обладнання

Норма виробки на виймання й навантаження порід в автосамоскиди екскаватором [36]:

$$H_e = \frac{T_{зм} - T_{пз} - T_{он}}{T_{за} + T_{ун}} \times Q_k \times n_k, \text{ м}^3/\text{зм}, \quad (4.74)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, хв;

$T_{пз}$ – час на виконання підготовчо-завершувальних операцій, хв ($T_{пз}=35$ хв);

$T_{он}$ – час на особисті потреби, хв ($T_{он}=10$ хв);

$T_{за}$ – час завантаження одного автосамоскида, хв;

$T_{ун}$ – час установавлення автосамоскида під навантаження, $T_{ун}=0,5$ хв.

$$T_{за} = \frac{n}{n_{ц}}, \text{ хв}, \quad (4.75)$$

де n – кількість циклів екскавації для завантаження одного автосамоскида;
 $n_{ц}$ – кількість циклів екскавації на хвилину;
 $n_{к}$ – кількість ковшів в одному автосамоскиді.

За вантажопід'ємністю автосамоскиду:

$$n_{к} = \frac{C_m}{C_e}, \text{ ковшів}, \quad (4.76)$$

де C_m – вантажність автосамоскида, т;
 C_e – фактична маса породи в ковші, т;

$$C_e = \frac{q_{к} \times K_n \times \gamma}{K_p}, \text{ т}, \quad (4.77)$$

де $q_{к}$ – геометрична ємність ковша екскаватора, м³;
 K_n – коефіцієнт наповнення ковша;
 K_p – коефіцієнт розпушення породи в ковші екскаватора;
 γ – об'ємна вага порід м'якого розкриву, т/м³.

За ємністю кузова автосамоскида розраховують кількість ковшів:

$$n_{к} = \frac{Q_m}{Q_{к}}, \text{ ковшів}, \quad (4.78)$$

де Q_m – геометричний об'єм гірничої маси в кузові автосамоскида, м³;
 $Q_{к}$ – фактична ємність ковша екскаватора, м³;

$$Q_{к} = q_{к} \times K_n, \text{ м}^3, \quad (4.79)$$

З двох значень вибираємо менше для розрахунку.

Кількість екскаваторів, необхідних для виконання виймально-навантажувальних робіт:

$$n_n = \frac{V_{зм}}{H_g \times K_{m.г}}, \text{ шт}, \quad (4.80)$$

де $V_{зм}$ – змінна продуктивність кар'єру по розкривних або видобувних породах, м³/зм;

H_g – норма виробки екскаватора, м³/зм;

$K_{m.г}$ – коефіцієнт технічної готовності обладнання, $K_{m.г} = 0,8$.

Для скельних порід норми виробки для виконання виймально-навантажувальних робіт екскаваторами, які найбільш поширені, зображено на графіках (рис 4.15, 4.16).

Норма виробітку на виймання й навантаження порід в автосамоскиди фронтальним колісним навантажувачем [36]:

$$H_{\text{ф.н}} = \frac{T_{\text{зм}} \times 3600 \times q_k \times K_n \times K_e}{t_y \times K_p} \times K', \text{ м}^3/\text{зм}, \quad (4.81)$$

де $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни в хвилинах становить, год;

q_k – ємність ковша навантажувача;

K_n – коефіцієнт наповнення ковша;

K_e – коефіцієнт використання часу зміни;

K_p – коефіцієнт розпушення гірської породи для граніту;

K' – коефіцієнт, що враховує відбирання негабариту, $K'=0,95$;

t_y – тривалість одного циклу завантаження, с

$$t_y = t_n + t_n + t_p + \left(\frac{l_n}{v_1} + \frac{l_{\text{с.в.}}}{v_2} \right) \times 3600, \text{ с}, \quad (4.82)$$

де $l_{\text{с.в.}}$ - середня відстань транспортування, м;

v_1 - швидкість руху навантажувача порожнім, км/год;

l_n - середня відстань руху в порожньому стані, м;

v_2 – швидкість руху навантажувача в завантаженому стані, км/год;

t_n – час наповнення ковша, с;

t_n – час підйому ковша над кузовом автосамоскида, с;

t_p – час розвантаження ковша, с.

$H_{\text{в}} \text{ м}^3/\text{зм}$

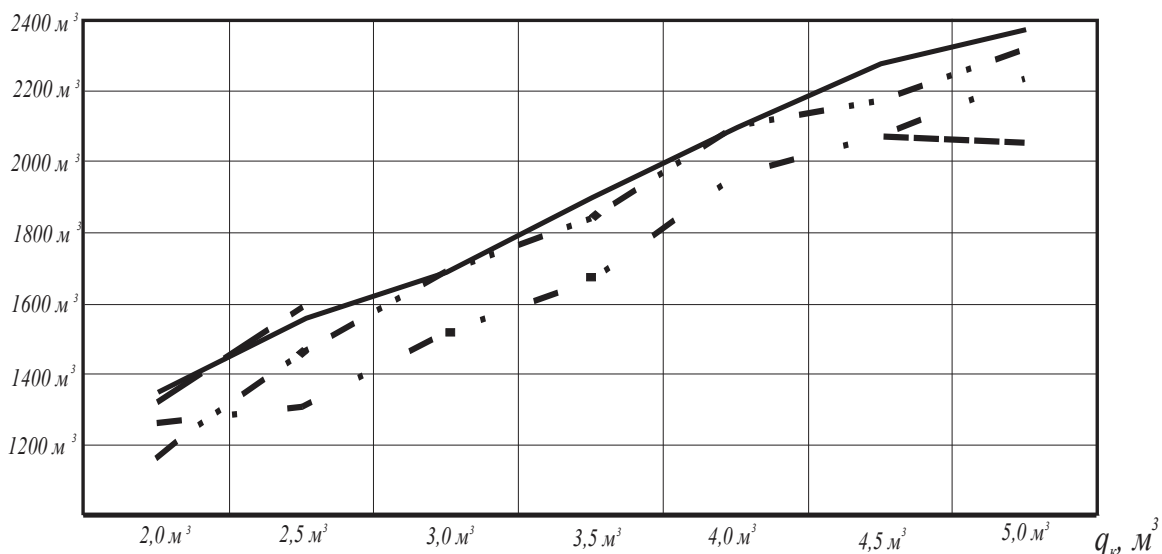


Рис. 4.15. Графік залежності змінної продуктивності від об'єму ковша для зворотних мехлопат різних фірм:

— • — • KOMATSU, - - - - - HYUNDAI, — • — • — LIBHERR,
 - - - - - ОАО "ВЕКС", ————— CATERPILAR

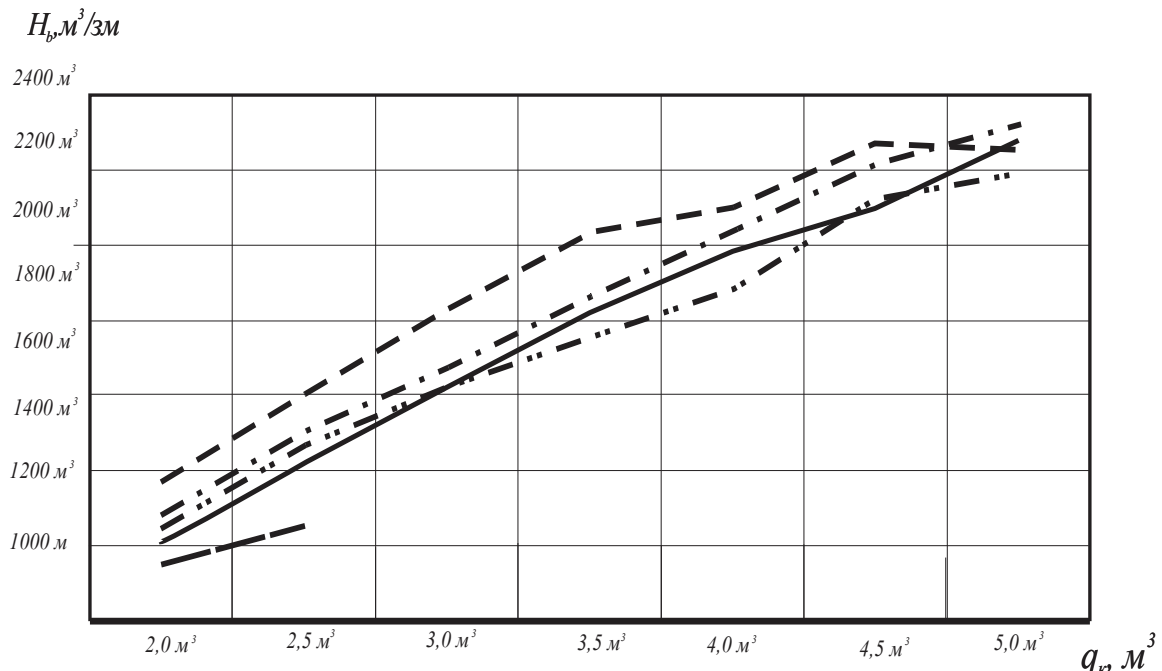


Рис. 4.16. Графік залежності змінної продуктивності від об'єму ковша для прямих мехлопат різних фірм:

— · — · KOMATSU, - - - - - HYUNDAI, - · · - LIBHERR,
- - - - - ОАО "ВЕКС", ————— CATERPILAR

Для скельних порід норми виробітку для виконання виймально-навантажувальних робіт навантажувачами які найбільш поширені, зображені на графіках (рис. 4.17).

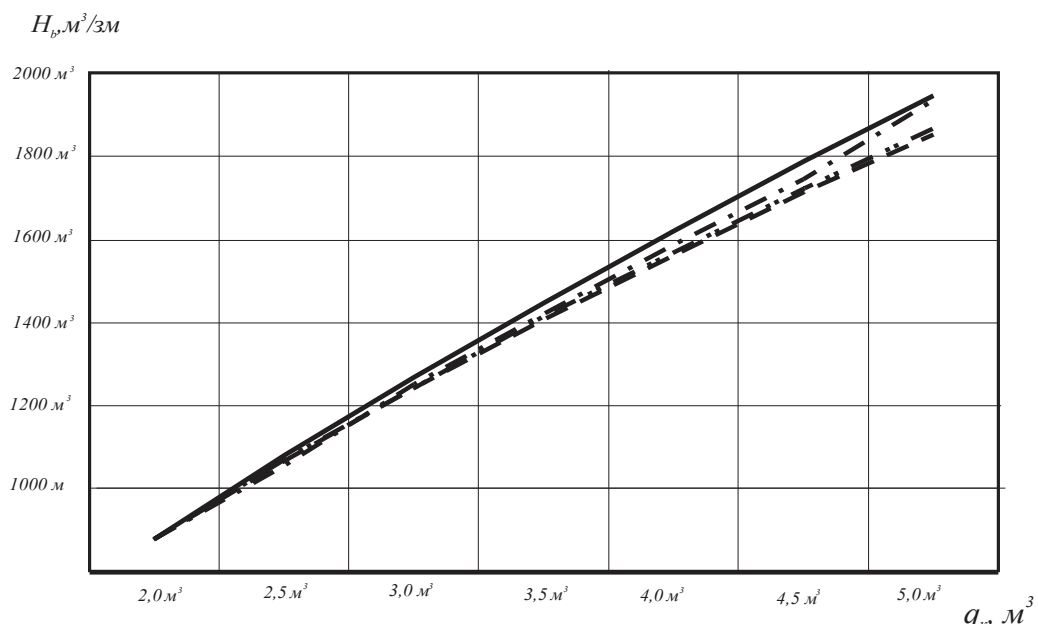


Рис. 4.17. Графік залежності змінної продуктивності від об'єму ковша для фронтальних навантажувачів різних фірм:

— · — · KOMATSU, - - - - - HYUNDAI, - · · - LIBHERR,
- - - - - ОАО "ВЕКС", ————— CATERPILAR

Для виконання виймання і навантаження порід в автосамоскиди на нерудних кар'єрах скельних корисних копалин площею 110-50 га і продуктивністю 1350-750 тис.м³/рік з технологічного критерію оцінки рекомендується застосовувати гідравлічні екскаватори (зворотна мехлопата) з об'ємом ковша 3-4,5 м³. Фронтальні колісні навантажувачі з об'ємом ковша 3,5-5 м³ доцільно застосовувати на кар'єрах малої площі (до 20 га) і продуктивністю 50-276 тис.м³/рік.

Кількість виймально-навантажувального обладнання для виконання змінної продуктивності кар'єру по типовим кар'єрам наведено табл.4.6.

Транспортні роботи при доставці гірничої маси конвеєрами

Через порівняно невеликі розміри кар'єрів будівельних матеріалів стрічкові конвеєри не здобули широкого застосування при транспортуванні гірничої маси. Проте останнім часом з погіршенням екологічної ситуації в гірничодобувних регіонах з'явилася потреба у використанні на зазначених кар'єрах екологічно безпечних видів транспорту.

На основі досліджень, проведених Інститутом з проєктування гірничих підприємств Державного ВНЗ «НГУ» [4], [16], [21], можна стверджувати, що застосування стрічкових конвеєрів на кар'єрах твердих нерудних корисних копалин дозволить значно зменшити техногенне навантаження на навколишнє природне середовище.

Транспортування гірничої маси стрічковими конвеєрами характеризується наступними показниками:

1. Продуктивність конвеєра.

Продуктивність конвеєра приймається виходячи із максимальної змінної продуктивності кар'єру по гірничій масі, яка транспортується зазначеним обладнанням. Тоді продуктивність буде визначатися:

$$P_k = Q^{\max}, \text{ м}^3/\text{змін}, \quad (4.83)$$

де Q^{\max} – максимальний об'єм гірничої маси протягом зміни, що транспортується конвеєром, м³.

Таблиця 4.6
Кількість виймально-навантажувального обладнання для виконання змінної продуктивності типових кар'єрів

Тип обладнання	Ємність ковша, м ³	Продуктивність обладнання, м ³ /зм	Кількість обладнання для виконання даного обсягу робіт розрахункова				Необхідна кількість обладнання				Ефективно використовувати			
			Середньої площі				Середньої площі				Середньої площі			
			Тип 1 Q _к 1731 м ³ /зм	Тип 2 Q _к 962 м ³ /зм	Тип 3 Q _к 705 м ³ /зм	Тип 4 Q _к 590 м ³ /зм	Тип 1 Q _к 1731 м ³ /зм	Тип 2 Q _к 962 м ³ /зм	Тип 3 Q _к 705 м ³ /зм	Тип 4 Q _к 590 м ³ /зм	Тип 1 Q _к 1731 м ³ /зм	Тип 2 Q _к 962 м ³ /зм	Тип 3 Q _к 705 м ³ /зм	Тип 4 Q _к 590 м ³ /зм
Зворотні мехлопати	2.0	1276	1.4	0.8	0.6	0.5	2	1	1	1	2	1	1	1
	2.5	1518	1.1	0.6	0.5	0.4	2	1	1	1	2	1	1	1
	3.0	1711	1.0	0.6	0.4	0.3	2	1	1	1	2	1	1	-
	3.5	1828	0.9	0.5	0.4	0.3	1	1	1	1	1	1	1	-
	4.0	2035	0.9	0.5	0.3	0.3	1	1	1	1	1	1	1	-
Прямі мехлопати	4.5	2118	0.8	0.5	0.3	0.3	1	1	1	1	1	1	1	-
	5.0	2330	0.7	0.4	0.3	0.3	1	1	1	1	1	1	1	-
	2.0	1518	1.1	0.6	0.5	0.4	2	1	1	2	1	1	1	1
	2.5	1613	1.1	0.6	0.4	0.4	2	1	1	2	1	1	1	1
	3.0	1730	1.0	0.6	0.4	0.3	2	1	1	2	1	1	1	-
Фронтальні навантажувачі	3.5	1882	0.9	0.5	0.4	0.3	1	1	1	1	1	1	1	-
	4.0	1931	0.9	0.5	0.4	0.3	1	1	1	1	1	1	1	-
	4.5	2017	0.9	0.5	0.3	0.3	1	1	1	1	1	1	1	-
	2.0	1073	1.6	0.9	0.7	0.5	2	1	1	2	1	1	1	1
	2.5	1234	1.4	0.8	0.6	0.5	2	1	1	2	1	1	1	1
Фронтальні навантажувачі	3.0	1460	1.2	0.7	0.5	0.4	2	1	1	2	1	1	1	1
	3.5	1594	1.1	0.6	0.4	0.4	2	1	1	2	1	1	1	1
	4.0	1809	1.0	0.5	0.4	0.3	1	1	1	1	1	1	1	-
	4.5	1924	0.9	0.5	0.4	0.3	1	1	1	1	1	1	1	-
	5.0	2112	0.8	0.5	0.3	0.3	1	1	1	1	1	1	1	-

У табл. 4.7 наведено продуктивність стрічкових конвеєрів залежно від умов їх експлуатації.

Таблиця 4.7

Продуктивність стрічкових конвеєрів, м³/год

Ширина стрічки, мм	Кут нахилу конвеєра, град	Швидкість стрічки, м/с													
		0,8		1,0		1,25		1,6		2,0		2,5		3,15	
		Кут нахилу бокових роликів, град													
		20	30	20	30	20	30	20	30	20	30	20	30	20	30
500	0-10	56	69	70	86	88	108	112	138	140	172	175	215	220	272
	11-15	52	63	64	79	80	97	103	126	128	158	160	198	202	248
	16-18	46	57	58	72	73	90	93	115	116	144	145	180	183	226
650	0-10	99	113	124	142	154	177	197	227	248	284	308	355	391	450
	11-15	94	107	118	135	146	168	187	216	236	270	293	337	371	427
	16-18	89	102	112	128	139	159	177	204	223	256	277	319	352	405
800	0-10	150	173	188	216	235	270	300	346	376	432	470	541	593	681
	11-15	142	164	177	205	223	257	285	329	357	410	446	513	563	647
	16-18	135	156	169	194	211	243	270	311	338	389	423	487	533	613
1000	0-10	235	270	294	338	368	422	470	541	588	676	735	845	926	1064
	11-15	223	256	279	321	350	401	446	513	559	642	698	803	880	1011
	16-18	211	243	265	304	331	380	423	487	529	608	661	760	833	958
1200	0-10	–	–	423	487	530	608	678	779	848	973	1058	1217	1334	1533
	11-15	–	–	402	463	503	578	644	740	806	924	1005	1156	1267	1456
	16-18	–	–	381	438	477	547	610	701	763	875	952	1095	1200	1380
1400	0-10	–	–	–	–	720	828	920	1060	1152	1325	1440	1656	1812	2087
	11-15	–	–	–	–	684	787	874	1011	1094	1259	1368	1573	1721	1983
	16-18	–	–	–	–	648	745	828	954	1037	1192	1296	1490	1631	1878
1600	0-10	–	–	–	–	–	–	1204	1384	1506	1730	1882	2153	2380	2725
	11-15	–	–	–	–	–	–	1144	1315	1431	1643	1788	2055	2261	2589
	16-18	–	–	–	–	–	–	1084	1246	1355	1557	1694	1947	2142	2452
2000	0-10	–	–	–	–	–	–	1880	2163	2352	2704	2940	3380	3704	4259
	11-15	–	–	–	–	–	–	1786	2055	2234	2569	2793	3211	3519	4046
	16-18	–	–	–	–	–	–	1692	1947	2117	2434	2646	3042	3334	3833

2. Ширина конвеєрної стрічки визначається виходячи з годинної продуктивності кар'єру за виразом [31], [36]:

$$B = \sqrt{\frac{Q}{C \times v \times \gamma}}, \text{ м,} \quad (4.84)$$

де Q – продуктивність кар'єру, т/год;

C – коефіцієнт, що залежить від кута укосу матеріалу на стрічці й кута нахилу роликів. Значення коефіцієнта C наведено в табл. 4.8;

v – швидкість руху стрічки, м/с. Значення швидкості руху стрічки конвеєра наведено в табл. 4.9;

γ – об'ємна маса вантажу, т/м³.

Таблиця 4.8

Значення коефіцієнта С

Природний кут укосу матеріалу, град	Кут нахилу конвеєра, град							
	0-10		11-15		16-18		19-22	
	Кут нахилу бокових роликів роликкоопор, град							
	20	30	20	30	20	30	20	30
30	257	296	245	282	232	267	225	259
35	277	319	262	302	250	288	240	276
40	294	338	279	320	264	304	250	288
45	313	358	295	340	280	322	265	305

Таблиця 4.9

Швидкість руху стрічки v

Ширина стрічки, мм	Швидкість руху стрічки, м/с	
	для дрібнокускового та легкого матеріалу	для крупнокускового та скельного матеріалу
650	від 125 до 2,0	—
800	„ 1,6 „ 2,5	від 125 до 2,0
1000	„ 2,0 „ 3,0	„ 1,6 „ 2,5
1200	„ 3,0 „ 4,0	„ 2,0 „ 3,0
1400	„ 3,0 „ 4,0	„ 2,0 „ 3,0
1600	„ 3,0 „ 5,4	„ 2,0 „ 3,0
2000	„ 3,0 „ 5,4	„ 2,0 „ 3,0

Отримане значення округляється до найближчого стандартного значення ширини стрічки в *більшу сторону*. Стандартними є стрічки шириною 500 мм, 650 мм, 800 мм, 1000 мм, 1200 мм, 1400 мм, 1600 мм, 2000 мм.

Максимальний розмір куска при конвеєрному транспортуванні не повинен перевищувати розмірів, наведених в табл. 4.10.

Таблиця 4.10

Максимальний розмір куска, що транспортується

Ширина стрічки, мм	Вміст максимальних кусків по масі в матеріалі, що транспортується, %						
	5	10	20	50	80	90	100
500	200	160	150	120	100	90	90
650	270	220	200	160	140	130	120
800	350	300	250	220	200	170	160
1000		360	350	300	250	220	200
1200			400	350	300	280	250
1400				400	350	330	300
1600					400	350	320
2000						450	400

3. Потужність приводного двигуна конвеєра:

$$N_e = \frac{N_{\sigma} \times K_n}{\eta}, \text{ кВт}, \quad (4.85)$$

де N_{σ} – потужність на валу приводного барабана для режиму встановленого руху, кВт;

K_n – коефіцієнт запасу потужності на пуск від неврахованих опорів;
 η – к. к. д. приводу при завантаженому конвеєрі.

N_{σ} , кВт	до 2	3-6	7-10	більше 10
K_n	1,8-2,0	1,5-1,7	1,3-1,5	1,15-1,25

$$N_{\sigma} = (N_1 + N_2 + N_3) \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 + N_{uc} + N_{nl} + N_{борт}, \text{ кВт}, \quad (4.86)$$

де N_1 – потужність, необхідна для переміщення стрічки на холостому ходу, кВт;

$$N_1 = \frac{K_o \times L_2 \times v}{10000}, \text{ кВт}, \quad (4.87)$$

де K_o – коефіцієнт, що залежить від маси роликкоопор, ширини стрічки й типу стрічки;

L_2 – довжина горизонтальної проєкції конвеєра по осях крайніх барабанів, м;

N_2 – потужність, необхідна для переміщення матеріалу в горизонтальному напрямку, кВт;

$$N_2 = \frac{1,2 \times Q \times L_2}{10000}, \text{ кВт}, \quad (4.88)$$

N_3 – потужність, необхідна на підйом матеріалу, кВт;

$$N_3 = \frac{27,2 \times Q \times (H + H_o)}{10000}, \text{ кВт}, \quad (4.89)$$

де H – висота підйому матеріалу, м;

H_o – додаткова висота підйому матеріалу за наявності скидального візка, м;

Ширина стрічки, мм	500	650	800	1000	1200	1400	1600	2000
H_o , м	1,4	1,6	2,3	2,7	3,3	3,5	3,8	4,9

N_{uc} – потужність, затрачувана на подолання опору очисних пристроїв, кВт;

Ширина стрічки, мм	500	650	800	1000	1200	1400	1600	2000
N_{uc} , кВт	1,0	1,6	1,6	2,0	2,4	2,8	3,2	4,0

N_{nl} – потужність, що витрачається на подолання опору від плужкового скидача;

$$N_{nl} = 0,008 \times Q \times B, \text{ кВт}, \quad (4.90)$$

$N_{борт}$ – потужність, затрачувана на подолання опору тертя стрічки конвеєра й матеріалу об напрямні борти;

$$N_{борт} = 0,14 \times L_{борт} \times v, \text{ кВт}, \quad (4.91)$$

де $L_{борт}$ – довжина напрямних бортів, м;

K_1 – коефіцієнт, що залежить від довжини стрічки

Довжина, м	до 15	16-30	31-50	більше 50
K_1	1,2	1,1	1,02	1,0

K_2 – коефіцієнт, що враховує форму траси конвеєра;

K_3 – коефіцієнт, що враховує умови роботи конвеєрів при транспортуванні матеріалів;

K_4 – коефіцієнт, що враховує наявність розвантажувального візка.

Довжину конвеєра, задіяного на транспортуванні гірничої маси, можна визначити за виразом:

$$L_{\text{кон}} = \frac{H_{\text{к}}}{\sin \alpha} + l_{\text{гор}}, \text{ м}, \quad (4.92)$$

де $H_{\text{к}}$ – глибина кар'єру, з якої відбувається транспортування стрічковим конвеєром, м;

α – кут нахилу конвеєра, град;

$l_{\text{гор}}$ – протяжність стрічкових конвеєрів на горизонтальних ділянках. Визначається на стадії виконання робочого проекту розробки родовища і залежить від прийнятої технологічної схеми та просторових розмірів кар'єру.

Розрахунки шумових впливів на довкілля при відкритій розробці нерудних родовищ

Рівні джерел шуму та захисних екранів

Основні відмітки рівнів об'єктів кар'єру (джерел шуму, розрахункових точок поблизу житлових будинків, а також екранів) представлено нижче:

- Рівень розрахункових точок поблизу будинків.
- Рівень кар'єру на початок відпрацьовування.
- Рівень площадки ДСЗ.
- Рівень відвалів.

Основні джерела шуму гірничого підприємства згруповані в три джерела: кар'єр, дробильно-сортувальний завод, пункт навантаження.

Екранами шуму в кар'єрі є: борти кар'єру й відвали.

Розрахунок рівнів звукового тиску

Розрахунок виконано згідно БНіП II-12-77 «Захист від шуму».

Октавні рівні звукового тиску L (дБ) у розрахункових точках, якщо джерело шуму й розрахункові точки розташовані на території житлової забудови або на площадці підприємства, визначають за формулою:

$$L = L_p - 15 \lg r + 10 \lg \Phi - \frac{B_a^r}{1000} - 10 \lg \Omega, \quad (4.93)$$

де L_p - октавний рівень звукової потужності джерела шуму, дБ;

Φ - фактор спрямованості джерела шуму, безрозмірний, обумовлений за дослідними даними. Для джерел шуму з рівномірним випромінюванням звуку варто приймати $\Phi=1$;

r - відстань від джерела шуму до розрахункової точки, м;

Ω - просторовий кут випромінювання звуку, прийнятий для джерел шуму, розташованих:

- у просторі - $\Omega = 4\pi$;

- на поверхні території огорожуючих конструкцій будівель та споруджень - $\Omega = 2\pi$;

- у двогранному куті, утвореному конструкціями, що огорожують будівлі і споруди, - $\Omega = \pi$;

β_a - загасання звуку в атмосфері, дБ/км, [табл. 6., БНіП II-12-77]

Октавні рівні звукового тиску від декількох джерел шуму $L_{\text{сум}}$ (дБ) визначають як суму рівнів звукового тиску L_i (дБ) в обраній розрахунковій точці від кожного джерела шуму (або кожної перешкоди, через яку проникає шум у приміщення або атмосферу) за формулою:

$$L_{\text{сум}} = 10 \lg \sum_{i=1}^n 10^{0,1L_i} \quad (4.94)$$

Визначення рівнів звуку в розрахункових точках

Рівень звуку $L_{a.\text{тер}}$ (дБА) в розрахунковій точці на території об'єкта, що захищає від шуму, визначають за формулою:

$$L_{a.\text{тер}} = L_{a.\text{екв}} - \Delta L_{a.\text{екр}} - \Delta L_{a.\text{зел}} - \Delta L_{a.\text{пог}}, \quad (4.95)$$

де $L_{a.\text{екв}}$ - шумова характеристика джерела шуму, дБА;

$\Delta L_{a.\text{пог}}$ - зниження рівня звуку залежно від погодних умов [121], дБА;

$\Delta L_{a.\text{екр}}$ - зниження рівня звуку екранами на шляху поширення звуку, дБА.

$\Delta L_{a.\text{зел}}$ - зниження рівня звуку смугами зелених насаджень, дБА.

Зниження рівня звуку екраном $\Delta L_{a.\text{екр}}$ (дБА) визначають [табл. 32, БНіП II-12-77] залежно від різниці довжин шляхів проходження звукового променя δ (м) при прийнятій висоті екрана.

Різницю довжин шляхів проходження звукового променя у відповідності зі схемами екранів, наведеними на рис. 4.19 визначають за формулою:

$$\delta = (a + b) - c, \quad (4.96)$$

де a - найкоротша відстань між геометричним центром джерела шуму й верхньою точкою екрана, м;

b - найкоротша відстань між розрахунковою точкою й верхньою точкою екрана, м;

c - найкоротша відстань між геометричним центром джерела шуму й розрахунковою крапкою, м.

Для розглянутих раніше Любимівського гранітного кар'єру (див. рис. 4.7) й відвалу екрануючі поверхні, які мають, відповідно при розташуванні устаткування під екраном (бортом) на найближчій відстані від житлового будинку – $\delta = 11$, а $\Delta L_{a.екр} = 24$ дБа. При розташуванні устаткування на далекій відстані від житлового будинку й від північного борта кар'єру $\delta = 1$, а $\Delta L_{a.екр} = 18$ дБа.

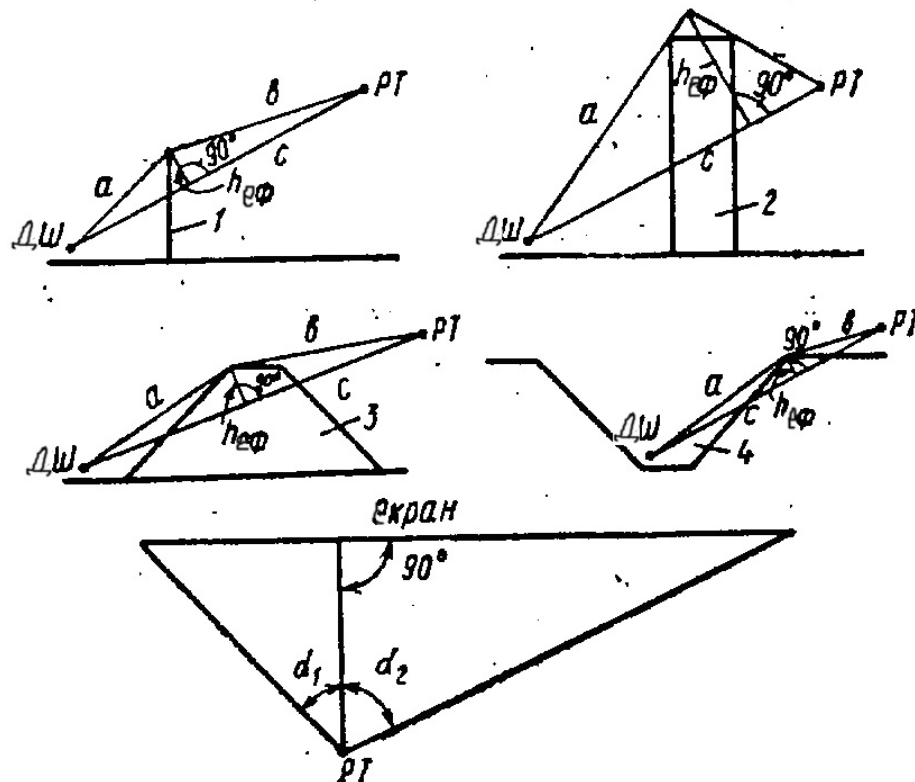


Рис. 4.19. Розрахункові схеми для визначення зниження рівня звуку за екранами: 1 – стінка; 2 – будинок; 3 – насип; 4 – виїмка; ДШ – джерело шуму; РТ – розрахункова точка; $h_{эф}$ – ефективна висота екрана

Зниження рівня звуку $\Delta L_{a.зел}$ (дБа) смугами зелених насаджень приймають [табл. 36, БНіП II-12-77].

Смуга зелених насаджень однорядна при шаховій посадці дерев усередині смуги. Ширина смуги 10-15 м. Зниження рівня звуку $\Delta L_{a.зел} = 4-5$ дБа.

При посадці смуг зелених насаджень повинне бути забезпечене щільне примикання крон дерев між собою й заповнення простору під кронами до поверхні землі чагарником. Смуги зелених насаджень повинні передбачатися з порід швидкоростучих дерев і чагарників, стійких до умов повітряного середовища в містах й інших населених пунктах, які проростають у відповідній кліматичній зоні.

Додаткове затушення $\Delta L_{нов}$ (дБ) над землею з трав'яним (сніговим) покривом в граничних інтервалах частот $f_n = 2 \times 10^3 / \sqrt{r}$; $f_s = 20 \times \frac{r}{hH_{icm}}$ визначається за формулою [122]:

$$\Delta L_{нов} = 20 \lg r - 10 \lg \left[\frac{2 \times 10^{13}}{f^4} + 10^{-3} f^2 (hH_{icm})^2 \right], \text{ дБ} \quad (4.97)$$

Визначається коригований рівень звукового тиску (дБА) з урахуванням значення корекції ΔL_a [122] для різної частоти та визначається єдиний еквівалентний показник за формулою $L_{сум}$.

Зниження рівня звуку екранами: кар'єр (18 дБА – устаткування під південним бортом кар'єру, 24 дБА – устаткування під північним бортом кар'єру). Зниження рівня звуку смугами зелених насаджень: у кар'єрі 5 дБА, на ДСЗ 4 дБА, при навантаженні в залізничний транспорт 4 дБА. Зниження звуку за рахунок погодних умов 2 дБА [122].

Допустимі рівні звукового тиску (еквівалентні рівні звукового тиску) (дБ) в октавних смугах частот, рівні звуку й еквівалентні рівні звуку (дБА) для житлових і суспільних будинків й їхніх територій варто приймати відповідно до [табл. 1, БНіП П-12-77]. Для територій, що безпосередньо прилягають до житлових будинків (в 2 м від конструкцій, що огорожують): площадки відпочинку мікрорайонів і груп житлових будинків, площадки дитячих дошкільних установ, ділянки шкіл – допустимий еквівалентний рівень звуку становить 45 дБА (розрахункове від усіх джерел 45,9 дБА). Згідно додатка №16 до «Державних санітарних правил планування та забудови населених пунктів» №173 від 19.06.96 р. допустимий еквівалентний рівень звуку вночі (з 23 год до 7 год) становить 45 дБА (60 дБА максимально) і вдень (7 год до 23 год) – 55 дБА (максимально 70 дБА).

Шумовий вплив вибуху

Октавний рівень звукового тиску L_{ji} (дБ) у розрахунковій точці для імпульсного шуму (вибух) від одного джерела (БПР блок у кар'єрі) визначають за формулою L для кожного окремого імпульсу тривалістю τ_{ji} (хв) із октавним значенням звукового тиску L_{ji} (дБ), замінивши в зазначених формулах L на L_{ji} .

Потім слід визначити еквівалентний октавний рівень звукового тиску $L_{екв}$ (дБ) за обраний відрізок часу T (хв), замінивши в ній τ_j на τ_{ji} , а L_j на L_{ji} по формулі:

$$L_{екв} = 10 \lg \left(\frac{1}{T} \sum_j \tau_j 10^{0.1L_j} \right), \quad (4.98)$$

де τ_j - час, протягом якого значення рівня звукового тиску L_j (дБ) залишається постійним, хв;

L_j - постійне значення октавного рівня звукового тиску переривчастого шуму за час τ_j (хв), дБ. При висадженні 67 свердловин, 5 рядів необхідно приблизно 14 уповільнень. Кожне уповільнення вибуху групи свердловин становить 25 мс. Таким чином, загальний час уповільнення становить $T=0,0059$ хв (при цьому $\tau_j = T$).

Вибух на кар'єрах супроводжується розповсюдженням повітряної ударної хвилі. Безпечна відстань від ударної повітряної хвилі встановлюється відповідним розрахунком.

Рівень шуму від вибухових робіт (140-200 дБА), що прийнятий для розрахунку (табл. 4.11), встановлений шляхом аналітичної обробки опублікованих результатів постійного моніторингу вибухових робіт. На основі даних про масу зарядів, відстань від місця вибуху, рівень шуму, зниження шуму екранами та лісополосами за відомими формулами розраховано рівень шуму біля місця вибуху, що виконується з застосуванням аналогічних прийнятим в даному проекті способів зниження дії вибухових робіт на навколишнє середовище – уповільнення між вибухами в рядах.

У практиці роботи гірничодобувних підприємств рівень шуму від підричних робіт, фактично виміряний на відстані від 460 м до 600 м, на порядок менший та становить від 43 дБ до 47 дБ.

Таблиця 4.11

Розрахункові дані октавного рівня звуку при вибухах

Процес	Шум, дБА	Відстань до найближчої будівлі, м	Розрахунок октавного (Гц) рівня звукового тиску біля найближчого будинку, дБ						
			63	125	250	500	1000	2000	4000
Вибух біля південного борта кар'єру	140	838	91,2	83,7	72,5	72,3	75,7	76,7	71,1
Вибух біля північного борта кар'єру	140	433	95,5	88,3	77,5	77,8	82,4	85,8	85,1

Зниження рівня звуку екранами: кар'єр (18 дБА – вибух під південним бортом кар'єру, 24 дБА – вибух під північним бортом кар'єру). Визначення рівнів звуку в розрахункових точках (щодо крайніх житлових будинків) при вибухах з урахуванням зниження рівня звуку наведено в табл. 4.12.

Таблиця 4.12

Рівні звуку в розрахункових точках з урахуванням їх зниження

Джерело шуму	Розрахунок октавного рівня звукового тиску щодо найближчого будинку з урахуванням зниження, дБА						
	63	125	250	500	1000	2000	4000
Кар'єр (вибух у південного борта)	39,9	42,6	38,9	44,1	50,7	52,9	47,1
Кар'єр (вибух у північного борта)	38,2	41,2	37,9	43,6	51,4	56	55,1

Вибухові роботи (з підриванням свердловин) є короточасним (не постійним) шумовим ефектом (імпульсний шум), який діє на людей наступним чином згідно наукових досліджень [123]: 185 дБ – розрив барабанної перетинки, 194 дБ – ушкодження легких, 134 дБ – оглушливе, 128 дБ – помірне обурення суспільства.

Наведені дані свідчать, що на частоті найбільш відчутній людиною (1000 Гц) рівень шуму щодо найближчого будинку не перевищуватиме не тільки максимальний рівень 65 дБА, що встановлений для імпульсних шумів «Державними санітарними правилами планування і забудови міст» [18], але і допустимий еквівалентний рівень шуму (55 дБА), що встановлений для періоду з 7 год до 23 год.

4.5 Кліматичні умови та їх вплив на викиди та розсіювання шкідливих речовин у кар'єрах

4.5.1 Вплив метеорологічних умов на поширення шкідливих домішок

Істотний вплив на перенос речовин в атмосфері виявляють метеорологічні умови й у першу чергу вітровий режим і температурна стратифікація нижнього шару атмосфери. Облік результатів досліджень забруднення атмосфери й кліматичних умов, що визначають розсіювання речовин в атмосфері, необхідний також при державному плануванні заходів щодо охорони атмосферного повітря, складанні довгострокових планів розвитку народного господарства для раціонального розміщення житлових районів і підприємств, виробничі відходи яких можуть впливати на стан атмосфери.

У низці випадків викиди шкідливих речовин джерелами забруднення носять нерегулярний характер, можливо їх збільшення в окремі короткі періоди часу. Таке збільшення викидів не можна допускати при несприятливих умовах для їхнього розсіювання.

Якщо несприятливі для розсіювання метеорологічні умови спостерігаються часто, то вони можуть впливати на формування середнього рівня забруднення. У цьому випадку окремі короточасні періоди інтенсивного нагромадження домішок в атмосфері пов'язані з іншими, ще більш несприятливими умовами

розсіювання. З метою запобігання підвищених рівнів забруднення розробляються методи їх короткострокового прогнозу. Такі роботи виконуються з використанням для кожного фізико-географічного району кліматологічної інформації про повторюваність несприятливих умов для розсіювання речовин в атмосфері.

Метеорологічні фактори, що впливають на розсіювання домішок.

Метеорологічні умови вочевидь впливають на перенос і розсіювання шкідливих домішок, що надходять в атмосферу. Сучасні родовища звичайно займають території в десятки, а іноді сотні квадратних кілометрів, тому зміна вмісту шкідливих речовин у їхній атмосфері відбувається під дією мезо- й макромасштабних атмосферних процесів. Найбільший вплив на розсіювання домішок в атмосфері виявляє режим вітру й температури, особливо її стратифікація.

Вплив метеорологічних умов на перенос речовин у повітрі проявляється по-різному, залежно від типу джерела викидів. Якщо вихідні від джерела газу перегріті щодо навколишнього повітря, то вони мають початковий підйом; у зв'язку із цим поблизу джерела викидів утворюється поле вертикальних швидкостей, що сприяють підйому смолоскипа й віднесенню домішок нагору. При слабких вітрах цей підйом обумовлює зменшення концентрацій домішок біля землі. Концентрація домішок біля землі збуває й при дуже сильних вітрах, однак у цьому випадку воно відбувається за рахунок швидкого переносу домішок, У результаті найбільші концентрації домішок у приземному шарі формуються при деякій швидкості, яку називають «небезпечна».

При низьких джерелах викидів підвищений рівень забруднення повітря відзначається при слабких вітрах (0-1 м/с) за рахунок скупчення домішок у приземному шарі.

За даними спостережень в кар'єрах за концентрацією пилу виявлено, що вона зростає при слабкому вітрі й вітрі швидкістю 4-6 м/с. Отже, при дослідженні умов розсіювання домішок у міських умовах слід урахувувати як повторюваність малих швидкостей вітру 0-1 м/с, так і повторюваність небезпечної швидкості вітру.

Безсумнівно, важливе значення для скупчення домішок має й тривалість вітру певної швидкості, особливо слабого.

Прямий вплив на характер забруднення повітря поряд з кар'єрами виявляє напрямок вітру. Істотне збільшення концентрації домішок спостерігається тоді, коли переважають вітри з боку промислових об'єктів: кар'єрів, відвалів, шламосховищ.

До основних факторів, що визначають розсіювання домішок, відносяться стратифікація атмосфери, у тому числі інверсія температури (тобто підвищення температури повітря з висотою). Якщо підвищення температури починається безпосередньо від поверхні землі, інверсію називають приземною, якщо ж з деякої висоти над поверхнею землі, то – піднятою. Інверсії утруднюють вертикальний повітрообмін. Якщо шар піднятої інверсії розташовується безпосередньо над джерелом викидів, то в приземному шарі атмосфери

створюються небезпечні умови забруднення, тому що інверсійний шар обмежує підйом викидів і сприяє їхньому нагромадженню в приземному шарі. Якщо шар піднятої інверсії розташований на досить великій висоті від джерел викидів промислових підприємств, то концентрація домішок буде суттєво менше. Шар інверсії, розташований нижче рівня викидів, перешкоджає переносу їх до земної поверхні.

Інверсії температури в нижній тропосфері визначаються в основному двома факторами: охолодженням земної поверхні внаслідок радіаційного випромінювання й адвекцією теплого повітря на холодну підстилаючи поверхню; часто вони пов'язані з охолодженням приземного шару за рахунок витрат тепла на випар води або танення снігу й льоду. Формуванню інверсій сприяють також спадні рухи в антициклонах і стік холодного повітря в знижені частини рельєфу. На узбережжях морів і великих водойм у теплу пору року інверсії виникають при морських бризах.

У результаті теоретичних досліджень встановлено, що при високих викидах концентрація домішок у приземному шарі росте за рахунок посилення турбулентного обміну, викликаного нестійкою стратифікацією.

У низці робіт як характеристики стійкості прикордонного шару атмосфери використовується так звана «висота шару перемішування», що відповідає приблизно висоті прикордонного шару. У цьому шарі спостерігаються інтенсивні вертикальні рухи, викликані радіаційним нагріванням, а вертикальний градієнт температури наближається до сухоадіабатичного або перевищує його. Висота шару перемішування може бути визначена за даними аерологічного зондування атмосфери й максимальної температурі повітря в землі за добу. Підвищення концентрації домішок в атмосфері звичайно спостерігається при зменшенні шару перемішування, особливо при його висоті менше 1,5 км. При висоті шару перемішування більше 1,5 км практично не спостерігається підвищення забруднення повітря.

При ослабленні вітру до штилю відбувається накопичення домішок, але в цей час значно збільшується підйом перегрітих викидів у верхні шари атмосфери, де вони розсіюються. Однак, якщо при цих умовах спостерігається інверсія, може утворюватися «стеля», яка буде перешкоджати підйому викидів. Тоді концентрація домішок у землі різко зростає.

Зв'язок між рівнем забруднення повітря й метеорологічними умовами дуже складний. Тому при дослідженні причин формування підвищеного рівня забруднення атмосфери більш зручно використовувати не окремі метеорологічні характеристики, а комплексні параметри, що відповідають певній метеорологічній ситуації, наприклад, швидкість вітру й показник термічної стратифікації. Для стану атмосфери в містах більшу небезпеку становить приземна інверсія температури в комбінації зі слабкими вітрами, тобто ситуація застою повітря. Звичайно вона пов'язана з великомасштабними атмосферними процесами, найчастіше з антициклонами, при яких у прикордонному шарі атмосфери спостерігаються слабкі вітри, формуються приземні радіаційні інверсії температури.

На формування рівня забруднення повітря також впливають тумани, опади й радіаційний режим. Тумани на вміст домішок у повітрі впливають складним образом: краплі туману поглинають домішки, причому не тільки підстилаючої поверхні поблизу, але й верхніх шарів, найбільш забруднених шарів повітря. Внаслідок цього концентрація домішок сильно зростає в шарі туману й зменшується над ним. При цьому розчинення сірчистого газу в краплях туману призводить до утворення більш токсичної сірчаної кислоти. Оскільки в тумані зростає вагова концентрація сірчистого газу, то при його окисненні сірчаної кислоти може утворюватися в 1,5 рази більше. Опади очищають повітря від домішок. Після тривалих і інтенсивних опадах високі концентрації домішок спостерігаються дуже рідко.

Сонячна радіація обумовлює фотохімічні реакції в атмосфері й формування різних вторинних продуктів, що володіють часто більш токсичними властивостями ніж речовини, що надходять від джерел викидів. Так, у процесі фотохімічних реакцій в атмосфері відбувається окиснення сірчистого газу з утворенням сульфатних аерозолів. У результаті фотохімічного ефекту в ясні сонячні дні в забрудненому повітрі формується фотохімічний смог.

4.5.2 Взаємозв'язок клімату, концентрацій шкідливих речовин пилогазової хмари та вибухових робіт

Застосовувані на відкритих гірничих роботах технології ведення підричних робіт, на сьогоднішній день (в умовах ринкової економіки), не повною мірою можуть забезпечити одержання запланованого об'єму масового вибуху в силу обмеження кількості підриваємої за один масовий вибух вибухової речовини (ВР) у блоці й зменшення санітарно-захисних зон.

В цих умовах необхідно вирішувати низку завдань, пов'язаних з вдосконаленням технологічних процесів виконання підричних робіт в умовах випадання опадів, у різні сезони року, зниження матеріальних витрат й антропогенного навантаження на навколишнє середовище, а також з застосуванням засобів раціонального використання вибухової речовини (ВР) і збільшення обсягів виробництва.

Встановлено, що зниження концентрації шкідливих речовин у пилогазовій хмарі (за інших рівних умов) досягається шляхом керування окремими технологічними елементами виконання масових вибухів [13], [18], [19], [43]. Серед таких елементів виділяють конструкцію свердловинного заряду, кількість вибухової речовини, діаметр заряду, кількість (об'єм) висадженої гірничої маси в одному вибуху та за рік. Аналіз отриманих раніше даних показує, що ефективність використання різних типів свердловинних зарядів і ступінь зниження концентрації шкідливих речовин у пилогазовій хмарі в умовах випадіння атмосферних опадів і зміни метеорологічних умов у цілому взаємозалежні фактори і показники. Для їх розрахування необхідно розробити методику визначення шкідливих викидів. Ця методика повинна враховувати

типи конструкцій свердловинних зарядів, параметри кар'єрних полів і розташування у ньому блоків, що підривають, з комплексним урахуванням зон зміни показників якості сировини, що видобувається (тріщинуватості й обводненості масиву). Крім цього, необхідним є також урахування міцності порід і температури навколишнього середовища.

Нижче наводяться розрахункові залежності для визначення величини шкідливих викидів при виконанні масових вибухів у кар'єрах.

Концентрація шкідливих газів у пилогазовій хмарі (C_1) може бути визначена з виразу:

$$C_1 = \frac{N_1 \times A \times K}{10V_o}, \text{ мг/м}^3, \quad (4.99)$$

де N_1 – кількість шкідливих газів у пилогазовій хмарі, л/кг;

A – кількість ВР, що підривається, кг;

V_o – об'єм пилогазової хмари, м³;

K – коефіцієнт, що враховує розмірність типу ВР (для СО – $K = 1,25 \times 10^4$, для окислів азоту $K = 5 \times 10^4$).

Величина V_o дорівнює:

$$V_o = n \times h \times \left(a \times b + \frac{a+b}{2} \times h \times \text{tg}\beta + h^2 \times \frac{\text{tg}\beta^2}{3} + \frac{2}{3} \times n \times (a + h \times \text{tg}\beta) \times (b + h \times \text{tg}\beta) \times (h_o - h) \right), \text{ м}^3, \quad (4.100)$$

де $a = 2a_1/\sqrt{n}$; $b = 2b_1/\sqrt{n}$; $h = 0,66 \times h_o$; $\beta = 12^{np}$,

a_1 й b_1 – половина довжини й ширини висаджуваного блока, м;

h_o – висота підйому пилогазової хмари, м;

β – кут між напрямком вітру й більшою віссю еліпса в перетині пилогазової хмари, град.

Висота підйому пилогазової хмари h_o для різної температурної стратифікації атмосфери визначається за формулами:

Для $\gamma \geq \gamma_a$

$$h_o = Z_o + \left\{ \frac{2Z_o \times g \times \Delta T x_\zeta \times h^* \times t}{v_* \times T_o} \left[1 + \frac{g \times (\gamma - \gamma_a) \times t^2}{6T_o} \right] \right\}^{1/2}, \text{ м.} \quad (4.101)$$

Для $\gamma = \gamma_a$

$$h_o = Z_o + \left[\frac{2Z_o \times g \times \Delta T x_\zeta \times h^* \times t}{v_* \times T_o} \right]^{1/2}, \text{ м.} \quad (4.102)$$

Для $\gamma \leq \gamma_a$

$$h_0 = Z_o + \frac{g \times t}{T_o} \times \left[\Delta T_o + \frac{(\gamma_a - \gamma) \times g \times t^2 \times \Delta T_o}{2T_o} \right], \text{ м}, \quad (4.103)$$

де

$$Z_o = v_o \times \left[t_1 - \frac{\alpha^2 \times t_1^3}{6} + \left(\frac{\alpha \times t_1^2}{2} - \frac{\alpha^3 \times t_1^4}{24} \right) \times tg \frac{n}{8} - \frac{1}{n} \times \left(\frac{\alpha^2 \times t_1}{2} - \frac{\alpha^3 \times t_1^4}{72} \right) \right], \text{ м}, \quad (4.104)$$

де g – прискорення вільного падіння, м/с²;

T_o – температура навколишнього середовища, К;

$$\Delta T = T - T_o, \quad (4.105)$$

T – температура пилогазової хмари, °К;

x_c – постійна Кармана ($x_c = 0,4$);

h^* – характерний вертикальний масштаб турбулентних пульсацій, $h^* = 40$ м;

t – час формування пилогазової хмари, с (для глибоких кар'єрів – 50-80 с);

v_* – швидкість динамічного тертя, м/с ($v_* \approx 0,5$ м/с);

γ_a – суходіабатичний градієнт температури, $\gamma_a = 1^\circ\text{C}/100$ м;

γ – вертикальний градієнт температури в атмосфері, °С/100 м;

v_o – швидкість виходу залишків продуктів детонації зі свердловини, визначається за формулою (м/с):

$$v_o = M \times \mathcal{G}_p \times \left(\frac{2}{0,33 + \frac{l_3}{l_{ea}} \times \frac{J_3}{J_{ea}}} \right)^{1/2}, \text{ м/с}, \quad (4.106)$$

де M – коефіцієнт, що враховує взаємодію тіла, що метається із стінками свердловини (при щєбеневій забивці ($d=250$ мм і висоті уступу 18 м – $M=5,3 \times 10^{-2}$), при активній – $M=3,7 \times 10^{-2}$).

Параметр α дорівнює:

$$\alpha = \frac{1}{t_1} \times \left(9 - \sqrt{81 - 28,26 \times t_1} \right)^{1/2}. \quad (4.107)$$

Маса заряду в свердловині, кг	62	124	248	372	496	620
Час, с	0,08	0,12	0,3	0,52	0,77	1,0

Кількість шкідливих газів (Q_1), що виділяються в атмосферу кар'єру з пилогазовою хмарою, дорівнює:

$$Q_1 = C_1 \times V_o \times 10^{-6}. \quad (4.108)$$

Значення параметрів m, δ_o, γ

Параметр	Стан атмосфери						
	Стійкий			нейтральна	Нестійкий		
	сильна	помірна	слабка		слабка	помірна	сильна
Категорія стійкості	I	II	III	IV	V	VI	VII
m	0,5	0,4	0,3	0,25	0,2	0,15	0,1
δ_o	0	0,04	0,06	0,08	0,11	0,14	0,16
γ	-0,02	-0,005	0,005	0,001	0,012	0,015	0,02

Збільшення температури (ΔT_o) пилогазової хмари

A, т	10	20	40	60	80	100
$\Delta T_o, K$	0,4	0,6	1,4	2,24	3,44	4,8

Концентрація шкідливих газів у висадженій гірничій масі (C_2) може бути визначена з виразу:

$$C_2 = \frac{N_2 \times A \times K}{10 \times Q_{г.м} \times (K_p - 1)}, \text{ мг/м}^3, \quad (4.109)$$

де N_2 – кількість шкідливих газів у відбитій гірничій масі, л/кг;

$Q_{г.м}$ – об'єм підриваємої гірничої маси, м³;

K_p – коефіцієнт розпушення гірничої маси.

Кількість шкідливих газів (Q_2), що виділяються з висадженої гірничої маси в атмосферу кар'єру дорівнює:

$$Q_2 = C_2 \times Q_{г.м} \times 10^{-6}. \quad (4.110)$$

Загальна кількість шкідливих газів (Q), що виділяється в атмосферу кар'єру при підриванні одного блока з пилогазовою хмарою:

$$Q = Q_1 + Q_2. \quad (4.111)$$

Загальна кількість шкідливих газів (N_o) за дослідженнями [43]:

$$N_o = N + N_1, \text{ л/кг}, \quad (4.112)$$

де N – кількість шкідливих газів у пило-газовій хмарі (ПГХ), л/кг;

N_1 – кількість шкідливих газів у висадженій гірничій масі, л/кг.

$$N = \frac{10 \times V_{ПГХ} \times C}{A}, \text{ л/кг}, \quad (4.113)$$

$$N_1 = \frac{10 \times Q \times (K_p - 1) \times C_1}{A}, \text{ л/кг}, \quad (4.114)$$

де $V_{ПГХ}$ – об'єм ПГХ., м³;

C – вміст газу в хмарі, %;

C_1 – вміст газу в гірничій масі, %;

A – кількість ВР, кг;

Q – об'єм підриваємої гірничої маси, м³;

K_p – коефіцієнт розпушення висадженої гірничої маси.

$$V_{ПГХ} = 4,4 \times 10^4 \times A^{1,08}, \text{ м}^3, \quad (4.115)$$

$$N = \frac{N_1 \times q}{0,27}, \text{ л/кг}, \quad (4.116)$$

де q – питома витрата вибухової речовини на 1 м³ породи, кг/м³.

Питома кількість пилу, що виділилася при вибуху з ПГХ (n_o):

$$n_o = \frac{n_{cp.} \times V_{П.Г.О.}}{Q}, \text{ мг/м}^3, \quad (4.117)$$

де $n_{cp.}$ – середня концентрація пилу в пилогазовій хмарі, мг/м³.

Середня кількість пилу ($N_{cp.}$), що випала на поверхні висадженого блока:

$$N_{cp.} = 0,6 \times N_{cp.i.}, \text{ г/м}^2, \quad (4.118)$$

де $N_{cp.i.}$ – середня кількість пилу, що випадає на 1 м² смуги осідання, г/м².

Ширина смуги осідання в районі блока (B_o) і на відстані від нього (B):

$$B_o = K_o \times (b_o \times \cos \alpha_o + d_o \times \sin \alpha_o), \text{ м}, \quad (4.119)$$

$$B = K_o \times (1,05 \times 10^{-3} \times L^{1,22} + 1) \times (b_o \times \cos \alpha_o \times \sin \alpha_o), \text{ м}, \quad (4.120)$$

де K_o – коефіцієнт розширення смуги осідання в районі висадженого блока (для $d_o \leq 100$ м, $K_o = 1,25$; $d_o = 100-200$ м, $K_o = 1,2$; $d_o \geq 200$ м, $K_o = 1,15$);

L – відстань від висадженого блока, м;

d_o – довжина висадженого блока, м;

α_o – кут між напрямком вітру й простяганням блока, град.

При швидкості руху повітряних потоків у кар'єрі 1-4 м/с середня кількість пилу, що випав, може бути визначена з виразу:

$$N_{cp.} = (0,43 \times A^2 - 48 \times A + 3440) \times \exp\left[-(0,053 \times A^{-0,216} \times L)\right] \times K_o, \text{ г/м}^2, \quad (4.121)$$

де K_o – коефіцієнт, що враховує зміну середньої кількості осілого пилу залежно від напрямку вітру;
 A – кількість ВР, т.

$$K_o = \frac{b_o}{b_o \times \sin \alpha_o + d_o \times \cos \alpha_o}. \quad (4.122)$$

Висота підйому пилогазової хмари (Z_1) визначається з виразу:

$$Z_1 = (0,2 \times A + 139) \times \exp\left[10^{-4} \times (41 - 0,04 \times A) \times t_o\right] \times b_o, \text{ м}, \quad (4.123)$$

де t_o – час формування пилогазової хмари ($0 \leq t_o \leq 60c$), с;
 b_o – коефіцієнт, що враховує зміну висоти пилогазової хмари залежно від глибини свердловин, що підриваються (≤ 15 м то $b_o = -1$; ≥ 15 м то $b_o = -0,8$).

Приземна концентрація викидів шкідливих домішок (C_n) після виконання масового вибуху в кар'єрі з урахуванням його глибини розраховується по формулі [45]:

$$C_n = 1,21 \times \exp(-0,0018 \times H_k) \times (1 - 0,01 \times E) \times C_i, \text{ м}, \quad (4.124)$$

де H_k – глибина кар'єру, м;
 E – ефективність пилогазоподавлення, %;
 C_i – концентрація пилу в пилогазовій хмарі, мг/м³.

Початкова концентрація полідисперсного пилу в пилогазовій хмарі (C_o):

$$C_o = \begin{cases} A \times (51 \times q_n - 1,15) \\ 3,25 \times q_n \times A^{1,68} \end{cases}, \text{ мг/м}^3 \text{ при відповідно } \begin{cases} -0 \leq A \leq 80m \\ -80 \leq A \leq 320m \end{cases} \quad (4.125)$$

Концентрація полідисперсного пилу в пилогазовій хмарі на відстані (C_x) визначається за формулою [46]:

$$C_x = 1,21 \exp(-0,0018 \times H_k) \times \frac{3,25 \times a_x \times A^{2,68}}{A + \left(\frac{\delta_a \times x}{14,4}\right)^2} \times (1 - 0,01 \times E), \text{ мг/м}^3. \quad (4.126)$$

Середня лінія в перетині пилогазової хмари:

$$m_d = 2 \times \sqrt{d_1^2 \times \sin^2 \alpha + b_1^2 \times \cos^2 \alpha}, \text{ м}, \quad (4.127)$$

де d_1 і b_1 – половина довжини й ширини підриваємого блока, м;

α – кут між напрямком повітряного потоку й більшою віссю еліпса в перетині пилогазової хмари, град.

При вибуху траншеї й фронтальних блоків початкова концентрація (C_o) шкідливих газів у підірваній гірничій масі дорівнює:

$$C_o = \frac{0,9 \times N_o}{b_r} \times 100, \quad (4.128)$$

де N_o – загальна кількість шкідливих газів, що припадає на 1 кг висадженої вибухової речовини, м³/кг;

b_r – об'єм всіх газів від вибуху 1 кг підірваної вибухової речовини, м³/кг.

$$V_o = 44000 \times A^{1,08}, \text{ м}^3, \quad (4.129)$$

де A – кількість ВР, т

при

$$\begin{aligned} A \leq 3 & \rightarrow V_o = 47890 \times (A - 0,062) \\ 3 \leq A \leq 30 & \rightarrow V_o = 57580 \times (A - 0,062) \\ A \geq 30 & \rightarrow V_o = 69220 \times (A - 6,2) \end{aligned}$$

Температура газів у хмарі T_o (°C):

$$T_o = T_B + \Delta T, \quad (4.130)$$

де T_B – температура навколишнього повітря, °C;

ΔT – перегрів пилогазової хмари щодо навколишнього повітря

A	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100
ΔT	0,40	0,60	0,97	1,40	1,79	2,24	2,82	3,44	4,09	4,8

Концентрація забруднюючої речовини (C , мг/м³) у пилогазовій хмарі при використанні одного типу вибухової речовини:

$$C = \frac{10^9 \times q \times A}{V_o} \times \left(1 - \frac{\eta}{100}\right), \quad (4.131)$$

де η – ефективність застосовуваних при вибуху засобів пилогазоподавлення, %;

q – питома виділення забруднюючої речовини при вибуху 1 т ВР, т/т.

При використанні декількох вибухових речовин:

$$C = \frac{10^7 \times (100 - \eta)}{V_o} \times (q_1 A_1 + q_2 A_2 + \dots + q_n A_n), \quad (4.132)$$

Індексми 1, 2, ... n, – позначені типи вибухових речовин.

Кількість забруднюючої речовини, що переноситься з пилогазовою хмарою за межі кар'єру (Π):

$$\Pi = \frac{k \times C \times V_o}{10^9}, \text{ т}, \quad (4.133)$$

де k – коефіцієнт, що враховує гравітаційне осідання забруднюючої речовини в межах кар'єру, для пилу дорівнює 0,16, для газів – 1,0.

$$\Pi_o = k \times q \times A \times \left(1 - \frac{\eta}{100}\right). \quad (4.134)$$

Кількість CO, виділяемого при виконанні масового вибуху з гірничої маси (Π_2^{CO}) приймають рівним 50 % його викиду з пилогазовою хмарою:

$$\Pi_2^{CO} = 0,5 \times \Pi_o^{CO}. \quad (4.135)$$

При плануванні заходів щодо охорони атмосферного повітря використовують формулу, в якій враховується умовне приведення вибухових речовин до граммоніту 79/21:

$$\Pi = a \times k \times q \times A_r \times \left(1 - \frac{A_m}{A_2} \times \frac{\eta}{100}\right), \quad (4.136)$$

де a – коефіцієнт, що залежить від типу речовини, що виділяється (для CO дорівнює 1,5, для пилу й NO – 1);

q – питома виділення забруднюючих речовин при вибуху 1 т граммоніту 79/21 (залежить від питомої витрати ВР);

A_2 – загальна витрата ВР, т/рік;

A_m – витрата ВР із застосуванням заходів з пилогазоподавлення, т/рік.

Межа розсіювання хмари по поверхні землі (L , м) може бути визначена по формулі, отриманій у ВНДІНБТГГ [46], [47]:

$$L = \frac{1,21 \exp(-0,0018 \times H_k) \times \left[\left(-\ln \frac{C}{C_o} \right) \times (292,5 \times \mathcal{G}^2 + 497,5 \times \mathcal{G} - 500) \right]}{\mathcal{G}^{1,59}}, \quad (4.137)$$

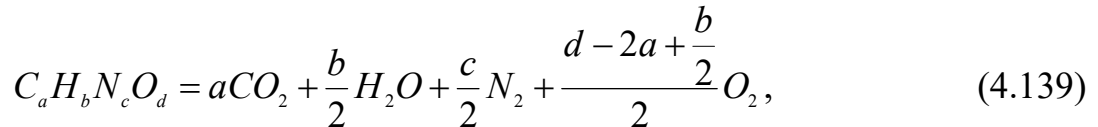
де H_k – глибина кар'єру, м;
 C – ГДК пилу, мг/м³;
 C_o – початкова концентрація пилу, мг/м³.

Питома кількість пилу (кг/м³), створена вибухом (N_y):

$$N_y = \frac{N_k \times V_o}{Q_o}, \quad (4.138)$$

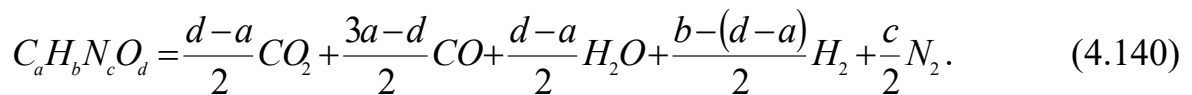
де N_k – концентрація пилу в пилогазовій хмарі, кг/м³;
 V_o – об'єм пилогазової хмари, м³;
 Q_o – об'єм блока, що підривається, м³.

Реакція вибухового розкладання вибухової речовини із нульовим і позитивним кисневим балансом (у лівій частині тверді ВР, у правій – суміш газоподібних продуктів детонації):



де a, b, c, d – число атомів відповідних елементів.

Реакція вибухового розкладання ВР із негативним кисневим балансом:



Об'єм будь-якого газу, що утворився (l), а також їхня сума визначається по формулі:

$$W_z = 22,4 \times n_m, \quad (4.141)$$

де n_m – число грам-молекул газів, що утворюються при підриванні 1 кг вибухової речовини;

22,4 – об'єм 1 грам-молекули в нормальних умовах.

Температурний градієнт (Γ):

$$\Gamma = \frac{(t_2 - t_1)}{(Z_2 - Z_1)} = \frac{\Delta t}{\Delta Z}, \quad (4.142)$$

де t_1 – температура на глибині Z_1 .

$$\Gamma = \frac{100\Delta t}{H}, \quad (4.143)$$

де Δt – різниця температур повітря дно – поверхня, °С;
 H – глибина кар'єру, м.

Вертикальний температурний градієнт на 100 м:

Понададіабатичний	$\geq 1,0$
Адіабатичний для сухого повітря	1,0
Адіабатичний для вологого повітря	0,6
Ізотермічний	0,0
Інверсійний	$\leq 0,0$

Туман можливий за межами кар'єру при $\Gamma \leq -0,8^\circ\text{C}$, а при $\Gamma \geq -0,7^\circ\text{C}$ відбувається задимлення.

Кількість шкідливих речовин (тверді частинки, CO, NO_x), що викидаються із пилогазовою хмарою за межі кар'єру при виконанні масового вибуху, розраховується за формулою:

$$M_g = K \times q_n^g \times A \times (1 - \eta'), \text{ т}, \quad (4.144)$$

де K – безрозмірний коефіцієнт, що враховує гравітаційне осідання шкідливих речовин у межах кар'єрного поля (для твердих частинок дорівнює 0,16, газів – 1,0);

q_n^g – питоме виділення шкідливих речовин при вибуху 1 т ВР, т/т;

η' – коефіцієнт ефективності засобів пилогазоподавлення, частки од.;

A – кількість ВР, т.

Маса газів у пилогазовій хмарі:

$$m = q_g \times V, \text{ кг}, \quad (4.145)$$

де q_g – щільність газів у пилогазовій хмарі, кг/м³;

V – об'єм пилогазової хмари, м³.

Сила Архімеда:

$$F_a = q_g \times g \times V. \quad (4.146)$$

Вага газу в пилогазовій хмарі, Н:

$$P = q_g \times g \times V. \quad (4.147)$$

Прискорення центру ваги пилогазової хмари, м/с²:

$$a = g \left(\frac{q_g}{q_z} - 1 \right). \quad (4.148)$$

Виходячи з II закону Ньютона відповідно до рівняння стану Менделєєва-Клапейрона маємо:

$$q_6 = \mu_6 \frac{P_a}{RT_1}, \quad q_2 = \mu_2 \frac{P_a}{RT_2}, \quad (4.149)$$

де μ_6, μ_2 – г/моль, $\mu_6 = 29$ г/моль;
 R – 8,31 Дж/моль;

$$a = g \left(\frac{\mu_6 T_1}{\mu_2 T_2} - 1 \right). \quad (4.150)$$

Чим менше $\left(\frac{\mu_6 T_1}{\mu_2 T_2} \right)$, тим швидше буде осідати пил, і радіус розсіювання буде менше.

Об'єм парів H_2O масою m_1 , при температурі T , і тиску P у відповідності з рівнянням стану газу:

$$V = \frac{m_1 RT}{\mu_1 P}, \quad (4.151)$$

де μ_1 – мольна вага води, г/моль.

Об'єм газоподібних продуктів детонації масою m у цих же термодинамічних умовах:

$$V = \frac{mRT}{\mu P}, \quad (4.152)$$

де μ – середньозважена вага продуктів детонації, г/моль.

$$\frac{V}{V_\Sigma} = \frac{m_1 \bar{\mu}}{m \mu_1}, \%, \quad (4.153)$$

де $m_1 \bar{\mu}$ і $m \mu_1$ – відповідно кількість молів продуктів детонації й води, г/моль.

Наприкінці адіабатичного процесу температура газу дорівнює:

$$T_2 = T_1 \left(\frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{k-1}{k}}, \quad (4.154)$$

де P_1 і P_2 – тиск на початку й наприкінці адіабатичного процесу, Па;
 T_1 і T_2 – температура на початку адіабатичного процесу газу, що розширився, К;
 k – показник адіабати, для багатоатомних газів $k=1,33$.

Температура газу на момент вибуху вибухової речовини:

$$T_1 = T_o + \frac{Q_{ep}}{C_v}, \quad (4.155)$$

де Q_{ep} – теплота вибуху, Дж/кг;
 C_v – ізохорна теплоємність газу, Дж/(кг×К);
 T_o – початкова температура вибухової речовини дорівнює температурі навколишнього середовища, К.

Початковий тиск продуктів детонації в свердловині:

$$P = \frac{q_{ep}}{\mu_{ep}} RT_1, \quad (4.156)$$

де q_{ep} – щільність вибухової речовини;
 μ_{ep} – середньозважена вага продуктів детонації з урахуванням водяних пар, г/моль.

Підставивши (4.155) та (4.156) в (4.154) одержимо:

$$T_2 = \left(\frac{P_2 \mu_{ep}}{q_{ep} R} \right)^{\frac{k-1}{k}} \times \left(\frac{Q_{ep}}{C_v} + T_o \right)^{\frac{1}{k}}. \quad (4.157)$$

Відношення температури газів T_2 після розширення до температури T_2' еталонного ВР:

$$\frac{T_2}{T_2'} = \left(\frac{\mu_{ep} q_e}{\mu_e q_{ep}} \right)^{\frac{k-1}{k}} \times \left(\frac{Q_{ep} + C_v T_o}{Q_e + C_v T_o} \right)^{\frac{1}{k}}, \quad (4.158)$$

де q_e і μ_e – щільність і середньозважена вага продуктів детонації еталонної ВР, кг/м³ і г/моль.

Отримані чисельні значення концентрації шкідливих речовин у пилогазовій хмарі коректуються з урахуванням конструкції свердловинних зарядів залежно від типу атмосферних опадів, що випадають.

Запобігання забрудненню навколишнього середовища шкідливими домішками може бути досягнуте за рахунок удосконалення технології виконання масових вибухів. У цьому зв'язку питання зниження шкідливих викидів у навколишнє середовище, у першу чергу оксидів азоту й пилу, може бути досягнуте за рахунок удосконалення конструкцій свердловинних зарядів із застосуванням різного роду нейтралізуючих композицій.

Нейтралізаторами можуть слугувати хімічно активні речовини, що входять до складу забивки, або зрошувальні повітря кар'єру рідини, що вводяться негайно ж після вибуху в розпиленому стані.

Кількість шкідливих домішок і газів у пилогазовій хмарі залежить, насамперед, від міцності, тріщинуватості й обводненості масиву гірських порід у взаємодії із продуктами детонації.

Зміною конструкції свердловинного заряду можна регулювати вміст шкідливих домішок у пилогазовій хмарі. Крім регулювання ступеня дроблення гірських порід, заміна суцільної конструкції свердловинного заряду на конструкцію з повітряними, інертними, водними проміжками (залежно від обводненості масиву гірських порід) дозволяє не тільки поліпшити ступінь дроблення порід у порівнянні із застосуванням суцільного заряду, але й значно знизити викид отруйних шкідливих речовин у навколишнє середовище.

Необхідно відзначити, що застосування конструкцій свердловинних зарядів, розосереджених повітряними, водними або інертними проміжками, забезпечує крім зменшення питомої витрати ВР більш ніж на 30 % зниження заколів в глиб масиву й зменшення сейсмічного ефекту вибуху.

Доцільне розосередження заряду в неоднорідних породах шляхом розташування різного роду проміжків у менш міцних ділянках масиву висаджуваних гірських порід по його висоті. Як наповнювачі проміжків можна використати також різного роду нейтралізатори.

За наявності проміжків зарядів на висаджуваний масив передаються навантаження з меншою силовою й більшою тимчасовою характеристикою, у результаті чого поряд з інтенсивним дробленням масиву кількість пилоподібних фракцій стає значно менше.

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

На кар'єрах, де переважають породи середньої міцності, використовують конструкцію свердловинного заряду з утворенням повітряного або водного проміжку в перебуді свердловини. Використанням такої конструкції свердловинного заряду досягається крім зниження кількості шкідливих отруйних речовин, що утворилися, гарне пророблення підшви уступу.

Сумарну довжину повітряних проміжків можна приймати в таких межах:

- слабкі породи – 0,32-0,4 довжини заряду;
- міцні породи – 0,15-0,20 довжини заряду.

Величину верхньої частини заряду приймають 0,25-0,35 загальної довжини заряду. При довжині повітряного проміжку більше 3,5-4,0 м заряд розосереджують на кілька частин, які ініціюють від окремих бойовиків.

В обводнених свердловинах варто відмовлятися від зарядів, розосереджених проміжками з інертного матеріалу, через те, що він, потрапляючи в заряд, погіршує детонаційну здатність ВР. У таких умовах досить ефективним є застосування водних або водно-щебених проміжків, що істотно знижує питому витрату ВР, одночасно поліпшуючи вибухове дроблення скельного масиву.

Дослідження взаємозв'язків екологічних і технологічних факторів гірничих робіт, а також прогнозування зони поширення пилоподібної фракції внаслідок проведення масових вибухів набуває поряд із соціальними, економічними, екологічними значеннями й практичне значення, що враховується при виборі способів і технологій розробки родовищ.

Зміна конструкції свердловинного заряду дає широкі можливості крім керування процесом руйнування гірських порід, регулювати інтенсивністю виділення й вміст шкідливих речовин у ньому.

Витрати вибухової речовини залежно від діаметра свердловин і відповідної конструкції заряду наведено в таблиці 4.13-4.15.

Таблиця 4.13

Витрата вибухової речовини різного типу залежно від міцності гірських порід при суцільній конструкції свердловинного заряду та діаметра свердловини

Суцільна конструкція свердловинного заряду з діаметром 105 мм								
Міцність порід за Проподьяконовим	Кількість 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 Проподьяконовим	Кількість 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	-	-	-	-

Продовження табл. 4.13

Суцільна конструкція свердловинного заряду з діаметром 220 мм								
Міцність порід за Протодьяконовим	Кількість 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 Протодьяконовим	Кількість вибухової речовини, кг							
	5000	10000	25000	50000	5000	10000	25000	50000
	Грамоніт 79/21				Грамоніт 50/50			

Таблиця 4.14

Витрата вибухової речовини залежно від діаметра свердловини при застосуванні конструкції свердловинного заряду з інертним проміжком

Конструкція свердловинного заряду з інертним проміжком								
Висота проміжку 1 м				Висота проміжку 1,5 м				
Кількість вибухової речовини, кг								
5000	10000	25000	50000	5000	10000	25000	50000	
Діаметр 105 мм								
368/4632	752/9248	1856/23144	3712/46288	552/4448	1128/8872	2784/22216	5568/44432	
Діаметр 155 мм								
432/4568	828/9172	2088/22912	4176/45824	672/4328	1288/8712	3248/21752	6496/43504	
Діаметр 220 мм								
432/4568	864/9136	2088/22912	4176/45824	648/4352	1296/8704	3132/21868	6264/43736	
Діаметр 250 мм								
440/4560	880/9120	2200/22800	4400/45600	660/4340	1320/8680	3300/21700	6600/43400	

Таблиця 4.15

Витрата вибухової речовини залежно від діаметра свердловини при застосуванні конструкції свердловинного заряду з інертним проміжком та рідким нейтралізатором

Висота проміжку	Конструкція з інертним проміжком та рідким нейтралізатором			
	Кількість вибухової речовини, кг			
1-1	5000	10000	25000	50000
	Діаметр 105 мм			
	736/4264	1504/8496	3712/21288	7424/42576
1,5-1	920/4080	1880/8120	4640/20360	9280/40720
1-1,5	920/4080	1880/8120	4640/20360	9280/40720
1-1	Діаметр 155 мм			
	864/4136	1656/8344	4176/20824	8352/41648
	1296/3704	2484/7516	6264/8736	12528/37472
1-1,5	1296/3704	2484/7516	6264/8736	12528/37472
1-1	Діаметр 220 мм			
	864/4136	1728/8272	4176/20824	8352/41648
	1080/3920	2160/7840	5220/19780	10440/39560
1-1,5	1080/3920	2160/7840	5220/19780	10440/39560
1-1	Діаметр 250 мм			
	880/4120	1760/8240	4400/20600	8800/41200
	1100/3900	2200/7800	5500/19500	11000/39000
1-1,5	1100/3900	2200/7800	5500/19500	11000/39000

Таблиця 4.16

Викид окислів азоту при застосуванні конструкції свердловинного заряду з різним діаметром та інертним проміжком

Міцність порід за проф. М.М. Протодаконовим	Кількість вибухової речовини, кг							
	Типи ВР							
	Грамоніт 79/21				Грамоніт 50/50			
	Діаметр 105 мм							
	4632	9248	23144	46288	4632	9248	23144	46288
14-16	8337,6	16646,4	41659,2	83318,4	-	-	-	-
13-15	11116,8	22195,2	55545,6	111091,2	9264,0	18496,0	46288,0	92576,0
12-13	11116,8	22195,2	55545,6	111091,2	10653,6	21270,4	53231,2	106462,4
10-12	22233,6	44390,4	111091,2	222182,4	-	-	-	-
9-10	23160,0	46240,0	115720,0	231440,0	-	-	-	-
	4448	8872	22216	44432	4448	8872	22216	44432
14-16	8006,4	15969,6	39988,8	79977,6	-	-	-	-
13-15	10675,2	21292,8	53318,4	106636,8	8896,0	17744,0	44432,0	88864,0
12-13	10675,2	21292,8	53318,4	106636,8	10230,4	20405,6	51096,8	102193,6
10-12	21350,4	42585,6	106636,8	213273,6	-	-	-	-
9-10	22240	44360,0	111080,0	222160,0	-	-	-	-

Продовження табл. 4.16

Міцність порід за проф. М.М. Протогдюковим	Кількість вибухової речовини, кг							
	Типи ВР							
	Грамоніт 79/21				Грамоніт 50/50			
	Діаметр 155 мм							
	4568	9172	22912	45824	4568	9172	22912	45824
14-16	8222,4	16509,6	41241,6	82483,2	-	-	-	-
13-15	10963,2	22012,8	54988,8	109977,6	9136,0	18344,0	45824,0	91648,0
12-13	10963,2	22012,8	54988,8	109977,6	10506,0	21095,6	52697,6	105395,2
10-12	21926,4	44025,6	109977,6	219955,2	-	-	-	-
9-10	22840,0	45860,0	114560,0	229120,0	-	-	-	-
	4328	8712	21752	43504	4328	8712	21752	43504
14-16	7790,4	15681,6	39153,6	78307,2	-	-	-	-
13-15	10387,2	20908,8	52204,8	104409,6	8656,0	17424,0	43504,0	87008,0
12-13	10387,2	20908,8	52204,8	104409,6	9954,4	20037,6	50029,6	100059,2
10-12	20774,4	41817,6	104409,6	208819,2	-	-	-	-
9-10	21640,0	43560,0	108760,0	217520,0	-	-	-	-
	Діаметр 220 мм							
	4568	9136	22912	45824	4568	9136	22912	45824
14-16	8222,4	16444,8	41241,6	82483,2	-	-	-	-
13-15	10963,2	21926,4	54988,8	109977,6	9136,0	18272,0	45824,0	91648,0
12-13	10963,2	21926,4	54988,8	109977,6	10506,4	21012,0	52697,6	105395,2
10-12	21926,4	43852,8	109977,6	219955,2	-	-	-	-
9-10	22840,0	45680,0	114560,0	229120,0	-	-	-	-
	4352	8704	21868	43736	4352	8704	21868	43736
14-16	7833,6	15667,2	39362,4	78724,8	-	-	-	-
13-15	10444,8	20889,6	52483,2	104966,4	8704,0	17408,0	43736,0	87472,0
12-13	10444,8	20889,6	52483,2	104966,4	10009,6	20019,2	50296,4	100592,8
10-12	20889,6	41779,2	104966,4	209932,8	-	-	-	-
9-10	21760,0	43520,0	109340,0	218680,0	-	-	-	-
	Діаметр 250 мм							
	4560	9120	22800	45600	4560	9120	22800	45600
14-16	8208,0	16416,0	41040,0	82080,0	-	-	-	-
13-15	10944,0	21888,0	54720,0	109440,0	9120,0	18240,0	45600,0	91200,0
12-13	10944,0	21888,0	54720,0	109440,0	10488,0	20976,0	52440,0	104880,0
10-12	21888,0	43776,0	109440,0	218880,0	-	-	-	-
9-10	22800,0	45600,0	114000,0	228000,0	-	-	-	-
	4340	8680	21700	43400	4340	8680	21700	43400
14-16	7812,0	15624,0	39060,0	78120,0	-	-	-	-
13-15	10416,0	20832,0	52080,0	104160,0	7812,0	17360,0	43400,0	86800,0
12-13	10416,0	20832,0	52080,0	104160,0	9982,0	19964,0	49910,0	99820,0
10-12	20832,0	41664,0	104160,0	208320,0	-	-	-	-
9-10	21700,0	43400,0	108500,0	217000,0	-	-	-	-

Таблиця 4.17

Викид окислів азоту при застосуванні конструкції свердловинного заряду
різного діаметра з інертним проміжком та рідким нейтралізатором

Міцність порід за проф. М.М. Протодьяконовим	Кількість вибухової речовини, кг							
	Типи ВР							
	Грамоніт 79/21				Грамоніт 50/50			
	Діаметр 105 мм							
	4264	8496	21288	42576	4264	8496	21288	42576
14-16	7675,2	15292,8	38318,4	76636,8	-	-	-	-
13-15	10233,6	20390,0	51091,2	102182,4	8528,0	16992,0	42576,0	85152,0
12-13	10233,6	20390,0	51091,2	102182,4	9807,2	19540,8	48962,4	97924,8
10-12	20467,2	40780,8	102182,4	204364,8	-	-	-	-
9-10	21320,0	42480,0	106440,0	212880,0	-	-	-	-
	4080	8120	20360	40720	4080	8120	20360	40720
14-16	7344,0	14616,0	36648,0	73296,0	-	-	-	-
13-15	9792,0	19488,0	48864,0	97728,0	8160,0	16240,0	40720,0	81440,0
12-13	9792,0	19488,0	48864,0	97728,0	9384,0	18676,0	46828,0	93656,0
10-12	19584,0	38976,0	97728,0	195456,0	-	-	-	-
9-10	20400,0	40600,0	101800,0	203600,0	-	-	-	-
	Діаметр 155 мм							
	4136	8344	20824	41648	4136	8344	20824	41648
14-16	7444,8	15019,2	37483,2	74966,4	-	-	-	-
13-15	9926,4	20025,6	49977,6	99955,2	8272,0	16688,0	41648,0	83296,0
12-13	9926,4	20025,6	49977,6	99955,2	9512,8	19191,2	47895,2	95790,4
10-12	19852,8	40051,2	99955,2	199910,4	-	-	-	-
9-10	20680,0	41720,0	104120,0	208240,0	-	-	-	-
	3704	7516	18736	37472	3704	7516	18736	37472
14-16	6667,2	13528,8	33724,8	67449,6	-	-	-	-
13-15	8889,6	18038,4	44966,4	89932,8	7408,0	15032,0	37472,0	74944,0
12-13	8889,6	18038,4	44966,4	89932,8	8519,2	17286,8	43092,8	86185,6
10-12	17779,2	36076,8	89932,8	179865,6	-	-	-	-
9-10	18520,0	37580,0	93680,0	187360,0	-	-	-	-
	Діаметр 220 мм							
	4136	8272	20824	41648	4136	8272	20824	41648
14-16	7444,8	14889,6	37483,2	74966,4	-	-	-	-
13-15	9926,4	19852,8	49977,6	99955,2	8272,0	16544,0	41648,0	83296,0
12-13	9926,4	19852,8	49977,6	99955,2	9512,8	19025,6	47895,2	95790,4
10-12	19852,8	39705,6	99955,2	199910,4	-	-	-	-
9-10	20680,0	41360,0	104120,0	208240,0	-	-	-	-
	3920	7840	19780	39560	3920	7840	19780	39560
14-16	7056,0	14112,0	35604,0	71208,0	-	-	-	-
13-15	9408,0	18816,0	47472,0	94944,0	7840,0	15680,0	39560,0	79120,0
12-13	9408,0	18816,0	47472,0	94944,0	9016,0	18032,0	45494,0	90988,0
10-12	18816,0	37632,0	94944,0	189888,0	-	-	-	-
9-10	19600,0	39200,0	98900,0	197800,0	-	-	-	-

Продовження табл. 4.17

	Діаметр 250 мм							
	4120	8240	20600	41200	4120	8240	20600	41200
14-16	7416,0	14832,0	37080,0	74160,0	-	-	-	-
13-15	9888,0	19776,0	49440,0	98880,0	8240,0	16480,0	41200,0	82400,0
12-13	9888,0	19776,0	49440,0	98880,0	9476,0	18952,0	47380,0	94760,0
10-12	19776,0	39552,0	98880,0	197760,0	-	-	-	-
9-10	20600,0	41200,0	103000,0	206000,0	-	-	-	-
	3900	7800	19500	39000	3900	7800	19500	39000
14-16	7020,0	14040,0	35100,0	70200,0	-	-	-	-
13-15	9360,0	18720,0	46800,0	93600,0	7800,0	15600,0	39000,0	78000,0
12-13	9360,0	18720,0	46800,0	93600,0	8970,0	17940,0	44850,0	89700,0
10-12	18720,0	37440,0	93600,0	187200,0	-	-	-	-
9-10	19500,0	39000,0	97500,0	195000,0	-	-	-	-

На основі отриманих даних, з метою вивчення поширення пилогазової хмари, було проведено низку досліджень з визначення дисперсного складу пилоподібних фракцій, що випадають із пилогазової хмари на різних відстанях від місця проведення масового вибуху при суцільній конструкції свердловинного заряду (рис. 4.20, а), розосередженої повітряним (рис. 4.20, б) і водним (рис. 4.20, в) проміжком.

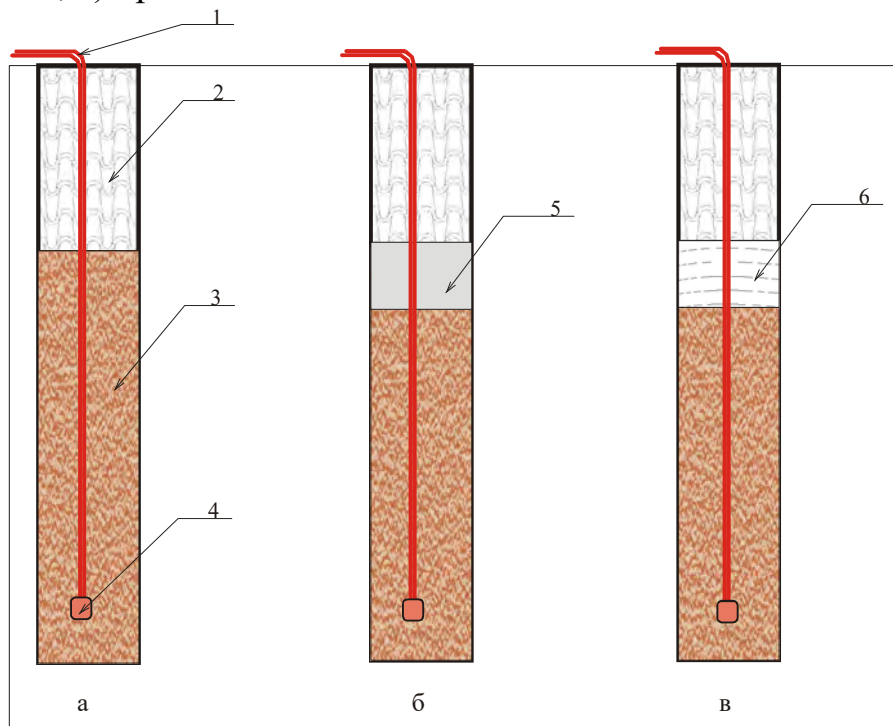


Рис. 4.20. Конструкції свердловинних зарядів: 1 – неелектрична система ініціювання; 2 – інертна забивка; 3 – заряд вибухової речовини; 4 – проміжний детонатор (тротилова шашка Т-400М); 5 – водний проміжок; 6 – повітряний проміжок

Результати досліджень розповсюдження пилогазової хмари при веденні вибухових робіт наведено в таблицях 4.18 – 4.20 .

Таблиця 4.18

Дисперсний склад пилу, що випадає з пилогазової хмари на різних відстанях від місця виконання масового вибуху при суцільній конструкції свердловинного заряду

Відстань, м	Вміст (%) фракцій, мкм				
	До 1,5	1,5 – 5	5 – 15	15 – 50	50 і більше
50	64,82	27,02	9,19	1,37	1,56
100	67,13	24,15	8,23	1,04	0,51
150	78,77	29,41	8,01	1,12	0,03
200	73,10	17,14	7,03	0,78	0,03
300	74,16	19,80	7,76	0,82	0,02
400	76,32	14,56	5,20	0,63	0,18
500	77,08	14,03	5,02	0,58	0,16
1000	64,02	12,48	3,82	0,42	0,10
1500	38,42	7,49	2,03	0,22	0,08

Таблиця 4.19

Дисперсний склад пилу, що випадає з пилогазової хмари на різних відстанях від місця виконання масового вибуху при конструкції свердловинного заряду, розосередженого повітряним проміжком

Відстань, м	Вміст (%) фракцій, мкм				
	До 1,5	1,5 – 5	5 – 15	15 – 50	50 і більше
50	51,86	21,62	7,35	1,10	1,25
100	53,71	19,32	6,58	0,83	0,41
150	63,02	23,53	6,41	0,89	0,02
200	58,48	13,71	5,63	0,62	0,02
300	59,33	15,84	6,21	0,66	0,02
400	61,06	11,65	4,16	0,51	0,14
500	61,66	11,22	4,02	0,46	0,13
1000	51,22	9,98	3,06	0,34	0,08
1500	30,81	5,99	1,62	0,18	0,06

Таблиця 4.20

Дисперсний склад пилу, що випадає з пилогазової хмари на різних відстанях від місця виконання масового вибуху при конструкції свердловинного заряду, розосередженого водним проміжком

Відстань, м	Вміст (%) фракцій, мкм				
	До 1,5	1,5 – 5	5 – 15	15 – 50	50 і більше
50	38,89	16,21	5,52	0,83	0,94
100	40,28	14,49	4,94	0,63	0,31
150	47,26	17,65	4,81	0,67	0,02
200	43,86	10,28	4,22	0,47	0,02
300	44,50	11,88	4,66	0,50	0,01
400	45,80	8,74	3,12	0,38	0,11
500	46,25	8,42	3,01	0,35	0,01
1000	38,41	7,49	2,29	0,25	0,06
1500	23,05	4,49	1,22	0,13	0,05

Встановлено, що ступінь осідання частинок пилу менш 1,5 мкм збільшується у міру їхнього видалення від місця вибуху. На інтенсивність випадання пилу і його концентрацію в хмарі істотний вплив робить конструкція свердловинного заряду, параметри кар'єрного поля й метеорологічні умови.

Метеорологічні умови при виконанні масових вибухів дуже впливають на винос і поширення шкідливих домішок за межі кар'єру і є одним з основних факторів самоочищення навколишнього середовища.

Облік метеорологічного аспекту при веденні підривних робіт дає можливість не тільки прогнозувати поширення концентрації шкідливих речовин, але й, беручи до уваги багато факторів, планувати й реалізовувати комплекс заходів спрямованих на захист навколишнього середовища.

При виконанні масових вибухів велике значення має не тільки швидкість і напрямок вітру, але й рельєф місцевості щодо напрямку поширення пилогазової хмари, а також місце розташування висаджуваного блока у кар'єрі.

Більша частина цих домішок й їхніх з'єднань у міру руху повітряних мас буде осаджуватися на денну поверхню під впливом сил гравітації й наявності атмосферних опадів, створюючи аномальні зони підвищеного вмісту забруднених речовин у ґрунті й водних джерелах.

Якщо виробництво масового вибуху робити під час випадання опадів, то частина шкідливих речовин буде нейтралізуватися в тому або іншому ступені. Результати досліджень наведено в таблиці 4.21.

Таблиця 4.21

Розсіювання пилогазової хмари при випаданні різних типів атмосферних опадів

Тип опадів	Кількість пилоподібних фракцій у пилогазовій хмарі, %		
	Безвітряна погода	Слабкий вітер	Сильний вітер
Сонце	–	–	–
Дощ	10–15	15–20	30–35
Дощ із грозою	15–20	20–25	35–40
Дощ зі снігом	20–30	25–35	40–45
Сильний дощ	30–40	35–45	45–55
Сніг	40–45	45–50	55–65
Мряка	45–60	50–65	65–70
Туман	60–70	65–70	70–80

Ступінь осадження пилогазової хмари буде прямо залежати від видів і кількості атмосферних опадів, що випадають, тому що вони утягують частину шкідливих домішок у численні ланцюги природних зв'язків.

Конструкції свердловинних зарядів, що передбачають розосередження водними й повітряними проміжками, істотно впливають не тільки на регулювання ступеня дроблення, але й на кількість викидів в атмосферу пилоподібних фракцій. Використання таких конструкцій свердловинних зарядів залежно від гідрогеологічних і метеорологічних умов дає можливість широко керувати дією вибуху в масиві. При цьому концентрації шкідливих речовин у

пилогазовій хмарі при ініціюванні свердловинного заряду, розосередженого водним проміжком, у тих самих умовах будуть нижче, ніж при використанні свердловинного заряду з повітряним проміжком. Так, при використанні в свердловинних зарядах водних проміжків концентрації шкідливих речовин знижуються на 20 %, а відповідно водних проміжків – близько 70 % стосовно зарядів із суцільною конструкцією.

Проведене дослідження дозволило встановити, що кількість і дисперсний склад пилу в пилогазовій хмарі істотно залежать від метеорологічних умов. Результати дослідження дисперсного складу пилу, що випадає з пилогазової хмари на різних відстанях від місця виконання масового вибуху з використанням суцільної конструкції свердловинного заряду при різних видах опадів, наведено в таблиці 4.22.

Таблиця 4.22

Дисперсний склад пилу, що випадає з пилогазової хмари на різних відстанях від місця виконання масового вибуху при суцільній конструкції свердловинного заряду й різних видів опадів

Тип опадів	Відстань, м	Вміст (%) пилоподібних фракцій у пилогазовій хмарі, мкм				
		До 1,5	1,5 – 5	5 – 15	15 – 50	50 і більше
Дощ	50	56,7	23,6	8,04	1,20	1,37
	100	58,7	21,1	7,20	0,91	0,45
	150	68,9	25,7	7,01	1,00	0,03
	200	64,0	15,0	6,15	0,68	0,03
	300	64,9	17,3	6,79	0,72	0,02
	400	66,8	12,7	4,55	0,55	0,16
	500	67,5	12,3	4,39	0,51	0,14
	1000	56,0	10,9	3,34	0,37	0,09
Сильний дощ	50	42,1	17,6	5,97	0,89	1,01
	100	43,6	15,7	5,35	0,68	0,33
	150	51,2	19,1	5,21	0,73	0,02
	200	47,5	11,1	4,57	0,51	0,02
	300	48,2	12,8	5,04	0,53	0,01
	400	49,6	9,5	3,38	0,41	0,12
	500	50,1	9,1	3,26	0,38	0,10
	1000	41,6	8,1	2,48	0,27	0,07
Мряка	50	30,8	12,8	4,37	0,65	0,74
	100	31,9	11,5	3,91	0,49	0,24
	150	37,4	14,0	3,81	0,53	0,01
	200	34,7	8,1	3,34	0,37	0,01
	300	35,2	9,4	3,69	0,39	0,01
	400	36,3	6,9	2,47	0,30	0,09
	500	36,6	6,7	2,39	0,28	0,08
	1000	30,4	5,9	1,82	0,20	0,05
1500	18,3	3,6	0,96	0,11	0,04	

Як бачимо з таблиці, атмосферні опади при виконанні масових вибухів істотно впливають на інтенсивність осадження пилових фракцій з пилогазової хмари й значно знижують у ньому концентрацію забруднюючих речовин.

Підсумовуючи вищесказане, можна зробити висновок, що технологія виконання масового вибуху, що передбачає застосування різних конструкцій свердловинних зарядів з використанням нейтралізуючих речовин у складі забивного матеріалу, дає можливість широко керувати поширенням пилогазової хмари.

Глибина кар'єру, його розміри в плані, а також оцінка рівня виконання масових вибухів значною мірою впливають на винос шкідливих речовин за межі кар'єрного поля й концентрацію забруднення прилеглих територій.

Поширення частинок у пилогазовій хмарі від підірваного блока на різні відстані, а також перетворення їх у ті або інші шкідливі хімічні сполуки значною мірою залежать від метеорологічних умов.

Знаючи особливості впливу перерахованих вище факторів при виконанні масових вибухів можна не тільки прогнозувати зміну концентрації шкідливих речовин з відстанню, але й планувати й реалізовувати комплекс заходів, спрямованих на захист навколишнього середовища.

4.5.3 Вплив кліматичних факторів на концентрації та розсіювання пилогазової хмари на нерудних кар'єрах

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. 4.23) покладена аеродинамічна картина руху повітря, що виникає в них під дією природних термічних і динамічних вентиляційних сил в ув'язуванні з параметрами кар'єру.

Таблиця 4.23

Класифікація схем провітрювання кар'єрів, їх характеристики, які впливають на ефективність схем

Схема провітрювання	Характеристика фізичних величин	Сила, під дією якої здійснюється повітрообмін у кар'єрі	Визначальні параметри
Інверсійна	$\Delta\gamma < 0$ $v_0 < 0,8 - 1$ м/с	Температура	Не залежить від L, H, β
Конвективна	$\Delta\gamma > \frac{1^{\circ}\text{C}}{100}$ м $v_0 < 0,8 - 1$ м/с	Температура	Не залежить від L, H, β
Рециркуляційна	$\Delta\gamma = \frac{1^{\circ}\text{C}}{100}$ м $v_0 > 0,8 - 1$ м/с	Вітер	При $\frac{l}{H} < 5 - 6$, але при $\beta > 15^{\circ}$

Продовження табл. 4.23

Прямоточна	$\Delta\gamma = \frac{1^{\circ}\text{C}}{100}\text{ м}$ $v_0 > 0,8 - 1\text{ м/с}$	Вітер	При будь-яких l, 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 $\frac{l}{H} < 8 - 10$, 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, H , але при $\beta > 15^{\circ}$, $\beta_1 \leq 15^{\circ}$ та $\beta_2 \leq 15^{\circ}$

Примітки: $\Delta\gamma$ – вертикальний температурний градієнт повітря, м; v_0 – швидкість вітру, м/с; L, H – розмір кар'єру по поверхні за напрямком руху вітру та глибина кар'єру, м; β, β_1, β_2 – кути укосів бортів підвітряного та верхньої і нижньої груп уступів, град.

Класифікація оснований 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 $\gamma, \frac{1^{\circ}\text{C}}{100}$, м. До основних параметрів кар'єру відносяться такі: 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 $\frac{l}{H}$; β, β_1, β_2 - кути укосів бортів: підвітряного, відповідно верхньої й нижньої груп уступів цього борту.

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 поєднує 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 переходить 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 впадин рельєфу місцевості зміни параметрів термічних і динамічних природних вентиляційних факторів, так і порядком відпрацьовування кар'єру.

Крім того, при виникненні різких поглиблень на дні або при співвідношенні розмірів кар'єру поверху до глибини менше 5 - 6, можуть виникати комбіновані схеми, що поєднують у собі елементи теплових і вітряних схем. При цьому верхня частина кар'єру провітрюється по одній з вітряних, а глибока частина або окремі різкі поглиблення - по одній з теплових схем.

Кількість вибухової речовини A прийнята в тоннах: 5, 10, 25, 50.

Питома витрата вибухової речовини ρ (залежно від міцності гірських порід і тріщинуватості масиву: сильнотріщиноваті, тріщинуваті, блокові) приймається: 0,25, 0,50, 0,75, 1,00 кг/м³.

Продуктивність кар'єру $Q_{пр.к}$, тис.м³, приймається: 28, 32, 64, 96, 111, 375, 390, 451, 516, 891, 1177, 1608, 1795, 2160, 2690, 3370, 3820, 4600, 7778, 9152.

Виходячи із продуктивності кар'єру, визначено річний обсяг вибухівки, для підривання $V_{м.в}$ (гірничої маси, тис. м³/рік=вибухівки, тис. м³/рік) відповідно: 28=1,17; 32=1,33; 64=2,67; 96=4,00; 111=4,63; 375=15,63; 390=16,25; 451=18,79; 516=21,50; 891=37,13; 1177=49,04; 1608=67,00; 1795=74,79; 2160=90,00; 2690=112,08; 3370=140,42; 3820=159,17; 4600=191,67; 7778=324,08; 9152=381,33.

Температура навколишнього середовища, сезон року, кількість і тип вибухової речовини, що застосовується, метеорологічні умови, а також глибина кар'єру впливають на висоту підйому пилогазової хмари (ПГХ). На рис. 2.21 показане співвідношення висоти підйому ПГХ при температурі навколишнього повітря – 8 °С та +16°С відповідно.

Під час вибуху вибухової речовини масою 10-30 т тверді частинки діаметром 25-50 мкм переносяться на відстань до 5 км.

Визначено кількість вибухової речовини (t) на один масовий вибух, залежно від питомої витрати (табл. 4.25).

Таблиця 4.25

Кількість вибухової речовини, що витрачається за одне масове висадження

$V_{м.в}$, 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

Визначений об'єм пилогазової хмари V_o , м³ залежно від питомої витрати вибухової речовини наведено в табл. 4.26.

Таблиця 4.26

Об'єм пилогазової хмари, що утворюється під час висадження масиву гірських порід вибуховою речовиною різної питомої витрати

Об'єм пилогазової хмари від питомої витрати ВР, V_o , 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

Діаметр свердловинного заряду приймаємо для сіток свердловин:
3×3 - 105 мм; 4×4 - 155 мм; 5×5 - 220 мм; 5×6 - 250 мм.

Оскільки діаметр свердловинного заряду значною мірою впливає на висоту підйому пилогазової хмари, то розрахунок максимальної її висоти виконуємо за формулою: $H_{\max} = 1160 \times d_{ce}^2$, м (табл. 4.27) [44].

Таблиця 4.27

Максимальна висота підйому пилогазової хмари залежно від діаметра свердловинного заряду й кількості вибухової речовини в свердловині

Діаметр свердловинного заряду, мм	105	155	220	250
H_{\max}	13	28	56	73

Глибина перебуру відповідно для сіток свердловин:

3×3 - 1,0 м; 4×4 - 1,5 м; 5×5 - 2,0 м; 5×6 - 2,0 м.

Довжина свердловини складе відповідно: 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.

Обсяг гірської маси, що підривається однією свердловиною складе: 135; 240; 375; 450 м³.

Знаючи кількість вибухової речовини в свердловині, визначено потрібну кількість свердловин в одному масовому вибуху залежно від діаметра свердловинного заряду (табл. 4.28).

Таблиця 4.28

Кількість свердловин в одному масовому вибуху залежно від витрати вибухової речовини та діаметра свердловинного заряду

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

Знаючи обсяг висадженої гірничої маси однією свердловиною визначається обсяг висадженої гірничої маси в одному масовому вибуху (табл. 4.29).

Таблиця 4.29

Обсяг висадженої гірничої маси в одному масовому вибуху

Кількість вибухової речовини, кг	Обсяг висадженої гірничої 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

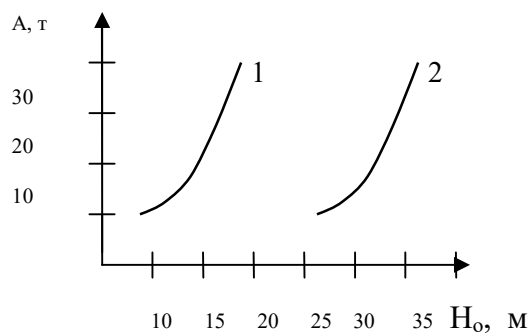


Рис. 4.21. Зміна висоти підйому ПГХ від температури повітря: 1, 2 – висота підйому ПГХ відповідно при +16°С і -8°С

З рис. 4.21 видно, що збільшення кількості ВР, для підривання призводить до збільшення висоти підйому ПГХ на 10-15 %, а збільшення різниці температур на 22 С⁰ збільшує висоту підйому ПГХ до 30 %.

Причому на висоту ПГХ буде впливати як глибина вибухових свердловин, так і тріщинуватість масиву гірських порід, а на вміст у ній пилових фракцій - обводненість масиву, а також ефективність заходів, спрямованих на поліпшення екологічної обстановки в кар'єрі та розташованих у безпосередній близькості від нього населених пунктів після проведення масових вибухів.

Підсумовуючи викладене, можна зробити висновок, що викид шкідливих речовин у навколишньому природному середовищі (НПС) під час провадження масових вибухів тісно пов'язаний з фізико-механічними та гідрогеологічними властивостями гірських порід, кліматичними факторами, а кількість NO_x, що утвориться - з типом і кількістю застосовуваної вибухової речовини.

Таким чином, можна зробити висновок про те, що технологія провадження масових вибухів, яка передбачає застосування різних типів вибухової речовини із урахуванням метеорологічних умов (сезон року), дає можливість керувати поширенням ПГХ в кар'єрі й за його межами. І, як показує наведений вище аналіз, ці питання ще недостатньо досліджені.

Знаючи особливості впливу перерахованих чинників при провадженні масових вибухів, можна не тільки прогнозувати зміну концентрації шкідливих речовин з відстанню, але й планувати й реалізувати комплекс заходів, спрямованих на зменшення концентрації шкідливих речовин у кар'єрі й за його межами.

Так, з рис. 4.22 видно, що ступінь осадження пиловидних фракцій з ПГХ буде прямо залежати від видів і кількості атмосферних опадів, що випадають на передодні вибуху, тому що вони адсорбують частину шкідливих домішок у численні ланцюги природних зв'язків.

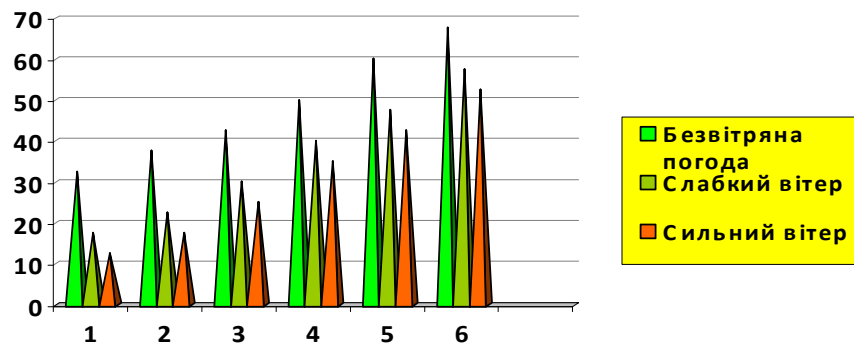


Рис. 4.22. Середня кількість пиловидних фракцій, що випадають з ПГХ, %:

1 – дощ; 2 – дощ з грозою; 3 – дощ зі снігом; 4 – сильний дощ; 5 – сніг; 6 – мряка

При всіх погодних умовах найбільша кількість пиловидних фракцій випадає під час випадіння на передодні дощів та дощів зі снігом та снігу при безвітряній погоді. Тривалість "існування" домішок в атмосфері і частота провадження масових вибухів буде відігравати більшу роль у підвищенні концентрації забруднюючих речовин у тому випадку, коли проміжок часу між проведенням масових вибухів буде вищим за тривалість «існування» домішок. ПГХ від більших масових вибухів при хмарній погоді досягає нижньої границі хмар (при умові співпадання деяких метеорологічних факторів, а саме температури повітря близької $+5^{\circ}\text{C}$ в осінній період та на початку весни і невеликої швидкості повітря на поверхні кар'єру; це зумовлює підняття мілких фракцій пилу, котрі адсорбували на своїй поверхні гази – за рахунок випаровування) і вступає з ними у взаємодію, утворюючи шкідливі хімічні сполуки.

Зміна метеорологічних умов у міру руху ПГХ, у тому або іншому ступені проявляється безпосередньо на стані ґрунтів, водного середовища, а також рослинного й тварини світу.

Поля (А – велика, В – середня, С – мала зони ураження рослинності) концентрацій шкідливих речовин (залежно від метеорологічних умов проведення масових вибухів) у міру руху ПГХ будуть змінюватися в широких межах. Очевидно, що на параметри полів (А, В, С) будуть впливати кількість і тип ВР, що підривається, обводненість масиву, міцність гірських порід, діаметр і конструкція свердловинних зарядів, їхня глибина, ефективність заходів, спрямованих на захист навколишнього природного середовища. Змінний вплив шкідливої речовини на рослинний і ґрунтовий покрив влітку, і сніжний і промерзлий ґрунт узимку обумовлений швидкістю проходження (у нашому

випадку в гетерогенній системі) хімічної реакції з перетворенням оксидів азоту. При цьому швидкість реакції та її тривалість (яку видно з рис. 4.23-4.25) залежать від температури навколишнього природного середовища.

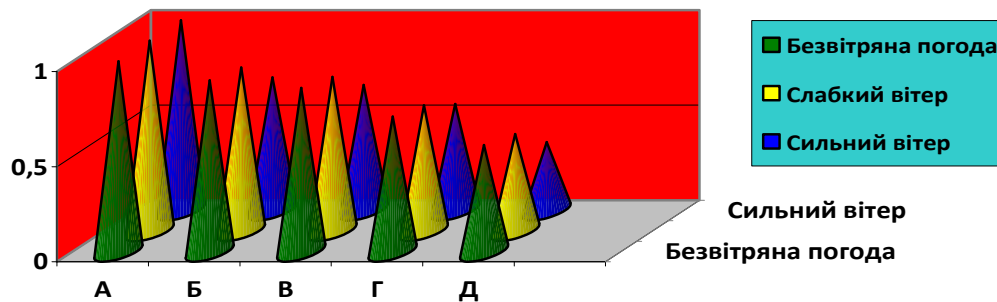


Рис. 4.23 Величина коефіцієнта поглинання атмосферними опадами оксиду азоту при температурі повітря $+20^{\circ}\text{C}$: А – опади відсутні; Б – дощ; В – дощ з грозою; Г – сильний дощ; Д – мряка

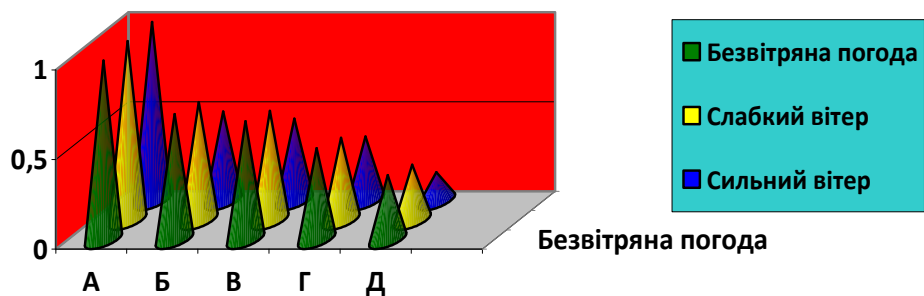


Рис. 4.24. Величина коефіцієнта поглинання атмосферними опадами оксиду азоту при температурі повітря $+10^{\circ}\text{C}$: А – опади відсутні; Б – дощ; В – дощ з грозою; Г – сильний дощ; Д – мряка

Прогноз випадання пилоподібних фракцій і кислих опадів з урахуванням вищеперерахованих чинників спрямований на ліквідацію наслідків на ушкоджених ділянках ґрунту та підвищення родючості (у перші 5 років на 25 % і вище в наступні роки) у заходах збереження різновиду рослинного ареалу.

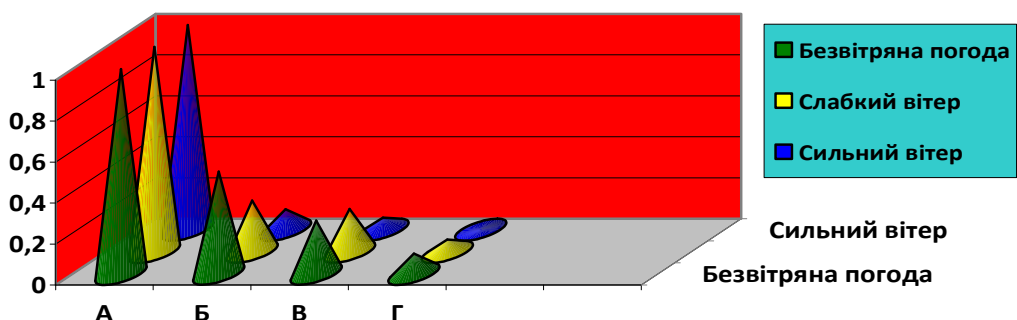


Рис. 4.25. Величина коефіцієнта поглинання атмосферними опадами оксиду азоту при температурі повітря $+0^{\circ}\text{C}$: А – опади відсутні; Б – дощ; В – дощ з грозою; Г – сильний дощ

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 ураження деревинно-чагарникової рослинності.

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

Необхідно відзначити, що застосування конструкцій свердловинних зарядів, розосереджених повітряними, водними або інертними проміжками, забезпечує крім зменшення питомої витрати вибухової речовини більш ніж на 30 % зниження заколів в глиб масиву й зменшення сейсмічного ефекту вибуху. Крім того, необхідно відзначити, що саме питома витрата вибухової речовини змінюється при зміні міцності порід і тріщинуватості масиву гірських порід. В зруйнованій під час вибуху гірничій масі утворюються пори залежно від подрібнення. Пори в них заповнюють гази, що утворюються внаслідок вибуху, й вода.

Вміст води й газів в гірничій масі залежить від обсягу його пор (розпушеності масиву). Чим більше пори заповнені водою, тим менше в них утримується газів, і навпаки. У цьому сенсі вода й газ (С.П. Кравков), є мов би антагоністами, що прагнуть витиснути один одного з пор. Залежно від переваги в гірській масі води або газів властивості різко змінюються. Особливо різко відрізняється за своїми властивостями гірнична маса більш подрібнена, середньо-, менш подрібнена (негабарит).

Гази у вигляді повітря проникають у пори гірської маси з свердловини. Газообмін між атмосферою й товщею розпушеної гірничої маси виникає в результаті:

- дифузійного перемішуванням газів;
- коливання температури й барометричного тиску;
- атмосферних опадів і вітру.

Дифузійне перемішування газів обумовлено різним складом газоподібної фази в розпушеній гірській масі та атмосферному повітрі. Б.А. Кін вважає, що швидкість дифузії газів пропорційна квадрату пористості гірської маси.

Інтенсивність газообміну залежить від температури гірничої маси.

При нагріванні гірської маси вдень, гази, що утримуються в ній, виділяються в атмосферу, а при охолодженні її в нічний час гази повітряної атмосфери проникають усередину гірської маси.

Із квітня по вересень тепловий потік спрямований від поверхні кар'єру, а з листопада по березень більша нагрітість нижніх шарів обумовлює зворотний, висхідний напрямок теплового потоку. Зміни температури гірської маси викликають зміну щільності газів 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 гірської маси в атмосферу. Такий газообмін найбільше легко здійснюється взимку або влітку в суху погоду. В іншу пору року атмосферні опади, що випадають, порушують ритмічність газообміну. Вода, потрапляючи в гірську масу, може ізолювати гази або витіснити їх з верхніх шарів у більш нижні. Вітер сприяє газообміну головним чином при наявності позитивних форм рельєфу в кар'єрі. Зустрічаючи на своєму шляху перешкоди у вигляді нерівних бортів, повітря, що рухається проникає в них.

Газообмін між гірською масою і атмосферою залежить від структури й мікроструктури гірської породи. У структурних гірських породах газообмін протікає значно більш інтенсивно, ніж у породах, що мають тонкі безструктурні пори. У таких гірських породах газообмін утруднений.

Гази в гірській масі можуть перебувати у вільному, адсорбованому й затисненому стані. Адсорбовані гази втримуються на поверхні гірської маси під впливом молекулярних сил. Завдяки цим силам у сухій розпушеній гірничій масі на поверхні частинок утворюються полімолекулярні газові плівки, нижні шари яких перебувають під тиском; верхні шари менш щільно пов'язані із частинками (випробовуваний ними тиск близький до атмосферного). Кількість адсорбованих газів залежить від кількості вибухової речовини в блоці та тріщинуватості масиву. За своїм складом адсорбовані гази відрізняються від газів, що вільно заповнюють пори ґрунтів.

При зволоженні гірської маси відбувається часткове витіснення адсорбованих газів водною плівкою. У тому випадку, коли зволоження пов'язане з капілярним підняттям води, гази, що витісняються з відкритих пор, вільно потрапляють в атмосферу. При одночасному надлишковому зволоженні ґрунту знизу й зверху гази на окремих ділянках гірничого масиву можуть виявитися в замкнутому стані. Затиснені гази можуть займати значні ділянки усередині ґрунту або перебувати тільки в невеликих кількостях у найтонших мікропорах, видалити затиснене повітря з яких досить важко, навіть при впливі на неї.

Затиснені гази мають велике практичне значення: ними обумовлюється в цілому якість сировини. Тому в тріщинуватих масивах доцільне розосередження заряду шляхом розташування різного роду проміжків у ослаблених ділянках масиву гірських порід, що висаджується, по його висоті. В якості проміжків можна використовувати також різного роду нейтралізатори.

При наявності проміжків у зарядах у масиві, що висаджується, передаються навантаження з меншою силовою й більшою тимчасовою характеристиками, у результаті чого поряд з інтенсивним руйнуванням масиву кількість пилоподібних фракцій стає значно меншою.

Проведені в цьому напрямку дослідження показали, що зниження 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 устя свердловини.

Більша частина цих домішок і їхніх з'єднань в процесі руху повітряних мас буде випадати на денну поверхню під впливом сил гравітації й наявності атмосферних опадів, створюючи аномальні зони підвищеного вмісту забруднюючих речовин у ґрунті й водних джерелах.

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 пилогазовій хмарі при ініціюванні свердловинного заряду, розосередженого водним проміжком, у тих самих умовах будуть нижчі, ніж при використанні свердловинного заряду з повітряним проміжком. Проведені дослідження дозволили встановити, що кількість і дисперсний склад пилу в пилогазовій хмарі істотно залежать від метеорологічних умов.

4.6 Вплив шуму і вібрації на навколишнє середовище при видобутку корисних копалин

Шум. Допустимі норми шуму

Екологи виносять окремо таке поняття як «шумове забруднення».

Шум як фізичний фактор являє собою хвилеподібно поширюваний механічний коливальний рух пружного середовища, що носить звичайно випадковий характер.

Шумом називають також усякий звук, що заважає оточуючим або завдає їм значні незручності. При оцінці впливу шуму велике значення мають час доби, сила й тривалість дії, тип звуку й регулярність його впливу.

Рівень шуму вимірюється в одиницях, що виражають ступінь звукового тиску – децибелах (дБ). Цей тиск сприймається не безмежно. Шум в 20-30 дБ практично нешкідливий для людини й становить природний звуковий фон, без якого неможливе життя. Що ж стосується «голосних звуків», то тут допустима межа піднімається приблизно до 80 дБ. Шум в 130 дБ уже викликає в людини болюче відчуття, а досягши 150 дБ стає для нього нестерпним.

Шум на виробництві, у побуті діє безпосередньо на орган слуху людини й може його зашкодити, тобто послабити й навіть позбавити людини слуху (приглухуватість, глухота). Так само, він здатний впливати на центральну

нервову систему (ЦНС) людини, викликаючи головний біль, безсоння, підвищене серцебиття, підвищення артеріального тиску й навіть психічні порушення (ослаблення уваги, нервозність і т.д.).

Шум впливає на організм людини через ділянку головного мозку, що синтезує звукове роздратування в певне звукове сприйняття. Звук, сприйманий нашим вухом, майже завжди поширюється в повітрі й силу звуку можна охарактеризувати мінливим тиском звукових коливань, що накладаються на атмосферний тиск. Цей змінний тиск називають звуковим тиском.

Вухо людини сприймає звуки в діапазоні від 16 Гц до 20 кГц. Ці межі в людей різні й залежать від стану звукового апарата людини і його віку. Розрізняють низькі або інфразвукові коливання (1-16 Гц), середні (16 Гц-20кГц) і високі або ультразвукові коливання (понад 20 кГц).

Шуми або шумові забруднення, сприйняті людиною як перешкоди, прийнято ділити на низькочастотні (нижче 350 Гц), середньочастотні (350-800 Гц) і високочастотні (вище 800 Гц). Шум завжди присутній у навколишньому середовищі й повна його відсутність діє на людину гнітюче, що веде до втрати працездатності, тому що неможливо ефективно працювати в умовах повної тиші.

Найбільш чутливе вухо людини до коливань у діапазоні 1-4 кГц. Такі звуки називають «чутними». Звукові коливання із частотами нижче 16 Гц (інфразвуки) і вище 20 кГц (ультразвуки) людським вухом не реєструється, а тому відносяться до розряду нечутних, але й ці звуки впливають на організм людини.

Орган, що сприймає звуки й шуми – вухо людини. Звукова хвиля проходить від барабанної перетинки через кісточки середнього вуха й раковини й по мембрані поширюється вібрація, приводяться в рух волоскові клітини кортикового органа, які вигинаються, скручуються й у них утворюються електричні сигнали, що дратують слуховий нерв. Ці «кодовані» імпульси передаються в мозок, де вони «розшифровуються», і ми сприймаємо звуковий сигнал.

Нормально, тобто постійно, орган слуху «працює» у режимі прийому: ми не спимо, вухо безупинно приймає «потік інформації», що потім фільтрується, упорядковується, відправляється на зберігання в «комірці пам'яті» головного мозку або викликає негайну реакцію нашого організму. І під час сну слух людини повністю не відпочиває. У цей час вищі інстанції центральної нервової системи (ЦНС) стежать за слуховими враженнями й вирішують, які з них необхідно терміново пропустити у свідомість людини й розбудити сплячого.

Реакція людини на гучність звуку дуже індивідуальна, й всі наведені чисельні величини рівня шуму є середньостатистичними. Варто мати на увазі, що добре вивчено дію шумів високої інтенсивності, але мало що відомо про вплив на організм людини шумів малої й середньої інтенсивності, а саме таким шумам піддається більшість із нас.

Серед всіх видів механічних впливів для технічних об'єктів найнебезпечніші – вібрації. Знакозмінні напруги, викликані вібрацією,

сприяють нагромадженню ушкоджень у матеріалах, появі тріщин і руйнуванню. Найчастіше й досить швидке руйнування об'єкта настає при вібраційних впливах в умовах резонансу. Вібрація викликає також і відмови машин, приладів.

Дія вібрації на людину стає особливо неприємна й небезпечна, якщо частота коливань наближається до власної частоти коливань людського тіла (5 Гц). При дії вібрації на тіло людини в різних положеннях можна представити у вигляді кінематично змінюваної системи, окремі частини якої мають свої власні частоти коливань (Гц):

- око – 22-27;
- горло – 6-12;
- грудна клітка – 2-12;
- ноги, руки – 2-8;
- голова – 8-27;
- щелепи – 4-27;
- поперекова частина хребта – 4-14;
- живіт – 4-12.

Вертикальна складова вібрації несприятлива для людей, які працюють сидячи, а горизонтальна – для працюючих стоячи. Погіршення зорового сприйняття відбувається під дією вібрацій у двочастотних діапазонах – від 25 Гц до 40 Гц і від 60 Гц до 90 Гц.

Градації дії шуму

У цей час розрізняють наступні градації дії шуму на організм людини: що заважає; активація організму, тобто порушення центральної і вегетативної нервової систем; вплив на працездатність людини; перешкода для передачі інформації й порушення загальної орієнтації у звуковому середовищі; ушкодження слуху, тобто втрата слуху й приглухуватість.

Розглянемо ці питання більш докладно.

а) Дія шуму, що заважає.

Росте зі збільшенням гучності, але залежить від індивідуального сприйняття шуму й конкретної обстановки.

Перешкодою для людини може стати навіть ледь чутний звук: цокання годинника, дзижчання мухи, писк комара, капання води із крана й т.д. Чим сильніше гучність раптової шумової перешкоди відрізняється від фонового шуму, тим неприємніша вона для слуху.

Завдяки частковому звиканню людини до шуму, психологічний вплив шуму може послабитися або зовсім зникнути. Так, людина, яка живе у великому місті, на гучній магістралі, звекає до постійного шуму вулиці й спить значно спокійніше, ніж житель тихої окраїни, де за ніч 2-3 рази проїде машина.

На вулиці, на робочому місці, за звичкою ми готові терпіти більше голосні звуки, шуми, чим вдома, де відповідно до досліджень верхня межа шуму «звикання» вдень становить 40-45 дБ, а вночі не вище 35 дБ (але як перешкоду людина сприймає шум з рівнем 25 дБА). Гігієністи відзначають, що не можна

допускати, щоб люди хронічно піддавалися впливу такого шуму, до якого не можна звикнути. Пов'язані із цим негативні впливи на самопочуття людини необхідно вважати серйозними й небажаними незалежно від того, чи покажуть подальші медичні дослідження, що таке шумове навантаження може призвести до захворювань та ін.

б) Активація (порушення центральної й вегетативної нервової системи).

Активація організму людини шумом призводить до порушення ЦНС і вегетативної нервової системи, порушення сну, невміння розслабитися в моменти відпочинку, помітного посилення реакцій, пов'язаних з переляком. Реакція активації здійснюється незалежно від свідомості людини через системи стовбура головного мозку. Дратівні нервові імпульси надходять від слухового нерва. Так, у сплячої людини поріг слухового сприйняття на 10-15 дБ нижче, ніж у того, який не спить, що обумовлюється відсутністю гальмової дії головного мозку. При такому впливі шуму підвищується артеріальний тиск, розширюються зіниці очей, зменшується рухливість шлунка, підвищується частота подиху, пульсу, збільшується виділення гормонів. Поріг деяких реакцій досить великий: кровоток шкіри змінюється, починаючи з 70-75 дБ, а зміна електричного опору шкірного покриву починається зі збільшення рівня шуму на 3-6 дБ над фоновим рівнем. Найсильніші активації відбуваються при реакціях переляку.

У наш час на людину протягом доби впливають самі різні шуми, і організм реагує на них так, як й організм наших «предків». І якщо ми вільний час проводимо під звуки голосної музики або постріли телевізійного детектива, ревіння гальм машин, то стресовий стан не залишає нас й у хвилини відпочинку. Ми не звертаємо уваги на те, що фізіологічні реакції організму кличуть нас до активних відповідних дій, але ми продовжуємо сидіти в кріслі. А така напруга накопичується усередині нас і призводить до захворювань (виразка шлунка, інфаркти, інсульту й ін.).

Залежно від часу доби шум може призвести до більш або менш стресового стану людини, що може розладнати внутрішні годинники, тому що діяльність нашого організму підкоряється певному ритму, в якому протягом 24 год відбуваються різні фізіологічні процеси: кровотворні, створення гормонів, зміна чутливості й активності ЦНС, обмінні процеси, виділення шлункового соку, зміна температури тіла, артеріального тиску й т.д. Всі ці процеси протягом доби періодично коливаються від максимуму до мінімуму.

У режимі відпочинку нервова система перебуває на середньому рівні активації, і звукові подразники можуть різко підняти цей рівень, перешкодити зняттю нервової напруги. Якщо такі шумові перешкоди повторюються, то вони завдають шкоди здоров'ю людини, особливо хворим, ослабленим людям, які мають потребу у відпочинку. Шум заважає під час відпочинку, особливо під час сну. Шум утрудняє засипання, може будити людину вночі й навіть якщо людина не прокинеться від шуму, сон стає неспокійним.

Особливо людині заважає немонотонний шум з більшими стрибками гучності (літаки, автомобілі, шум водопровідних труб, шуми, що несуть

інформацію: радіо, телебачення, розмови й т.д.). До шумів, що особливо заважають відносяться раптові короткочасні шуми, ляскіт дверей, постріли, гавкіт собак, дзвінки й т.д., рівень яких перевищує нормальний фоновий шум на 10-15 дБ. Дуже неприємний безперервний шум, що не робить пауз для відпочинку.

в) Вплив шуму на працездатність людини.

Звичні й очікувані шуми не погіршують виконання заучених як розумових, так і механічних дій, а часто й поліпшують працездатність завдяки реакції активації організму на звичний шум. Так, тиха, мелодійна музика сприяє підвищенню працездатності, але несподіваний, незвичний шум може знизити результативність роботи, що вимагає концентрації уваги людини (такий шум робить відволікаючу дію). Конкретна дія шуму залежить від коливань його рівня, інформаційного змісту, особистості людини й труднощі в роботі.

Уважалося, що на вегетативну нервову систему впливають шуми голосніше 65-90 дБ, але дослідження останнього років показали, що на вегетативну нервову систему впливають шуми з інтенсивністю нижче 65 дБ.

Перешкоди для передачі інформації. Розбірливість мови, сприйняття сигналів попередження порушуються при шумі тим сильніше, чим вище рівень шуму. Так, шумова перешкода при розмові повинна бути на 10 дБ нижче мови співрозмовника. При складних або іншомовних текстах різниця між рівнями розмови й шуму повинна становити не менш 20 дБ.

г) Глухота, приглухуватість.

Глухоту, викликану шумом, відносять до числа професійних захворювань. Небезпека глухоти виникає у випадках, якщо тривалий час протягом робочого дня на людину діє шум із середнім рівнем вище 85 дБ. Такий шум досягається на деяких виробництвах, в апаратних залах об'єктів зв'язку.

За статистикою 10-15 % працюючих у промисловості піддаються шуму з рівнями вище 90 дБ, а 15-20 % – вище 85 дБ.

Найбільше від постійної дії шуму страждають робітники та службовці, зайняті у металорізальних, ковальських цехах, апаратних залах і кабінах деяких об'єктів зв'язку, у приміщеннях, де розміщаються дизель-електричні агрегати й ін. Тут відзначаються шуми з інтенсивністю вище 100 дБ.

У повсякденному житті ушкодження слуху можуть викликатися занадто голосною музикою, сигналами автомобілів й т.д.

Типи шумів та їхні джерела

Шум буває промисловий, транспортний, вуличного руху й побутовий.

Основними джерелами промислового шуму слугують підприємства, серед яких особливо виділяються енергетичні установки (100-110 дБ), компресорні станції (100 дБ) (шум, інтенсивність якого коливається між 85 дБ й 110 дБ становить небезпеку для людини). Джерелами шуму на промислових підприємствах, обладнаних вентиляцією з механічним спонуканням, кондиціонерами для обміну повітря, приладами повітряного опалення, газодинамічними установками, є вентилятори, холодильні машини,

електродвигуни, і повітророзподільні установки, у тому числі й елементи мережі воздуховодів.

Значний шум у містах і селищах створюють транспортні засоби: легковий автомобільний шум досягає значень до 85 дБ, а шум від вантажних автомашин й автобусів дорівнює 90 дБ. Залізничний транспорт на сучасній шляховій основі є найвищим джерелом створення антропогенного (екологічного) шуму, його сила наближається до 100 дБ. Залізничний й автомобільний транспорт зв'язує міста й селища, і тому в Україні понад 30% жителів піддаються дії наднормативних рівнів шуму (55-65 дБ і вище).

Деяка частина гірничих підприємств знаходиться поряд з населеними пунктами. Джерелами шуму в житлових і суспільних будинках є шум вулиці з його безперервним і монотонним характером. Особливо турбує цей шум тих мешканців, квартири або будинки яких виходять на вулицю.

Багато шуму створює вуличний рух у центрі міста й на основних міських магістралях, де автомобілям доводиться гальмувати й знову розганятись. Рівень шуму залежить від кількості автомашин, їх технічного стану й віддалення будинків від проїзної частини вулиці. Забудова вулиці підвищує рівень шуму від транспорту за рахунок відбивання звукових хвиль від стін будинків. Так, якщо по вулиці проїжджає до 210 автомашин на годину, то створюється шум з рівнем 60 дБ, а якщо під 1000, то рівень шуму зростає до 67 дБ.

У природі також існує шум у вигляді природних звуків, до яких людина звикла, і без них вона багато чого втратила у своєму світовідчутті, наприклад: шурхіт листя, спів птахів, морський прибій або рівномірний шум водоспаду, дощу.

Так само шум можна підрозділити за характером спектру на: широкосмуговий (з безперервним спектром шириною більше однієї октави) і тональний (у спектрі якого є виражено дискретні тони).

За тимчасовими характеристиками шум підрозділяється: на постійний (зі зміною за робочий день не більше ніж на 5 дБ) і непостійний (рівень звуку якого змінюється в часі більш ніж на 5 дБ).

Методи й засоби захисту від шуму

Засоби захисту від шуму підрозділяють на засоби колективного й індивідуального захисту.

Боротьба із шумом у джерелі його виникнення – найбільш діючий спосіб боротьби із шумом. Створюються малошумні механічні передачі, розробляються способи зниження шуму в підшипникових вузлах, вентиляторах.

Архітектурно-планувальний аспект колективного захисту від шуму пов'язаний з необхідністю обліку вимог шумозахисту в проектах планування й забудови промислових територій і населених пунктів. Передбачається зниження рівня шуму шляхом використання екранів, територіальних розривів, шумозахисних конструкцій, зонування й районування джерел й об'єктів захисту, захисних смуг озеленення.

Організаційно-технічні засоби захисту від шуму пов'язані з вивченням процесів шумоутворення промислових установок й агрегатів, транспортних машин, технологічного й інженерного устаткування, а також з розробкою більше малошумних конструкторських рішень, норм гранично допустимих рівнів шуму верстатів, агрегатів, транспортних засобів і т.д.

Акустичні засоби захисту від шуму підрозділяються на засоби звукоізоляції, звукопоглинання й глушители шуму.

Зниження шуму звукоізоляцією. Суть цього методу полягає в тому, що об'єкт або найбільш гучні об'єкти розташовуються окремо, ізольовано від основного, менш гучного приміщення за звукоізольованою стіною або перегородкою.

Звукопоглинання досягається за рахунок переходу коливальної енергії в теплоту внаслідок втрат при терті у звукопоглиначі. Звуковбирні матеріали й конструкції призначені для поглинання звуку як у приміщеннях із джерелом, так й у сусідніх приміщеннях. Акустична обробка приміщення передбачає покриття стелі й верхньої частини стін звуковбирним матеріалом. Ефект акустичної обробки більше в низьких приміщеннях (де висота стелі не перевищує 6 м) витягнутої форми. Акустична обробка дозволяє знизити шум на 8 дБ.

Глушители шуму застосовуються в основному для зниження шуму різних аеродинамічних установок і пристроїв. У практиці боротьби із шумом використовують глушители різних конструкцій, вибір яких залежить від конкретних умов кожної установки, спектра шуму й необхідного ступеня зниження шуму. Глушители поділяються на абсорбційні, реактивні й комбіновані. Абсорбційні глушители, що містять звуковбирний матеріал, поглинають звукову енергію, що надійшла до них, а реактивні відбивають її назад до джерела. У комбінованих глушителях відбувається як поглинання, так і відбиття звуку.

Заходи для зниження шумових впливів

Проектами повинні передбачатися наступні шумозахисні заходи:

– магістральні, завантажувальні й інші конвеєри обладнуються в місці розташування приводів шумопоглинальним капотом;

– дизельні електростанції, які допускаються до роботи в кар'єрі (наприклад пересувні електрозварювальні агрегати) застосовуються з шумопоглинальними капотами;

– пункт навантаження готової продукції (щебеню) облицьовується на бічних стінках вузла навантаження м'якими плитами (деревно-волокнистими й іншими подібними) товщиною 50 мм; приміщення оператора обтягується шаром утеплювача, який також сприяє шумопридушенню;

– застосовувані бурові верстати, засоби транспорту та тракторної техніки з дизельними двигунами мають відповідні сертифіковані глушники, які знижують звуковий тиск на вихлопі в 2-2,5 рази; зазначені глушники в період

ТО та ремонтів перевіряються і регулюються відповідно регламенту, що встановлений індивідуально для кожного виду механізмів;

– на бурових верстатах при бурінні гірської породи застосовуються (на усті свердловини) спеціальні сертифіковані насадки для пилозбору та шумопоглинання;

– навколо підприємства здійснюється посадка дерев та чагарників, а зі сторони житлових забудов при необхідності інші екранні споруди (наприклад стінка, тин, вал та ін.).

Шум. Розрахункова модель

Рівень звуку L_{pA} визначають підсумовуванням відкоректованих по А октавних рівнів звукового тиску. Його розраховують по формулі (4.141):

$$L_{pA} = 10 \cdot \lg \sum 100,1 \cdot (L_f T(DW) + A) \quad (4.141)$$

Сумарний рівень звукового тиску від всіх джерел, з урахуванням уявних джерел $\sum L_f(DW)$ визначається по формулі (4.142) енергетичним підсумовуванням:

$$\sum L_f(DW) = 10 \cdot \lg \sum 100,1 \cdot L_f T(DW) \quad (4.142)$$

Розрахунки шумових впливів

Для розрахунку шумового впливу на прилеглі території використовується методика поділення типових кар'єрів за їх ознаками та варіантів використовуваного обладнання з розміщенням останнього в кар'єрі.

Для кар'єру параметри джерел шуму, що враховують у даному варіанті розрахунку, наведено в таблиці 4.30.

Таблиця 4.30

Параметри джерел шуму

Джерело	Тип	Висота, м	Координати			Рівень звукової потужності (дБ, дБ/м, дБ/м ²) в октавних смугах зі середньгеометричними частотами в Гц										L _p
			x ₁	y ₁	ширин	31,5	63	125	250	500	1000	2000	4000	8000		
			x ₂	y ₂	а, м											
1. Буровий верстат	Т	1,5	-181,2	245	-	0	92	91	88	82	80	73	66	58	85,1	
2. Екскаватор1	Т	53,5	86,6	201,6	-	0	95	87	83	76	73	69	64	58	80,0	
3. Автосамоскид1	Т	53,5	63,3	201,6	-	0	100	98	93	87	85	77	68	59	90,3	
4. Екскаватор2	Т	46,5	7,2	-50,2	-	0	95	87	83	76	73	69	64	58	80,0	
5. Автосамоскид2	Т	46,5	-21,4	-46	-	0	100	98	93	87	85	77	68	59	90,3	
6. Екскаватор3	Т	31,5	-228,8	33,4	-	0	95	87	83	76	73	69	64	58	80,0	
7. Автосамоскид3	Т	31,5	-257,4	30,2	-	0	100	98	93	87	85	77	68	59	90,3	
8. Екскаватор4	Т	1,5	-363,2	115	-	0	95	87	83	76	73	69	64	58	80,0	
9. Автосамоскид4	Т	1,5	-393,9	115	-	0	100	98	93	87	85	77	68	59	90,3	
10. Екскаватор5	Т	31,5	-101,3	-145	-	0	95	87	83	76	73	69	64	58	80,0	
11. Автосамоскид5	Т	31,5	-130,4	-143	-	0	100	98	93	87	85	77	68	59	90,3	
12. Бульдозер1	Т	85	420,6	197	-	0	100	92	88	81	78	70	67	61	84,6	
13. Автосамоскид6	Т	85	407,4	304	-	0	100	98	93	87	85	77	68	59	90,3	
14. Бульдозер2	Т	85	423,9	-3,4	-	0	100	92	88	81	78	70	67	61	84,6	
15. Автосамоскид7	Т	85	404,8	-113	-	0	100	98	93	87	85	77	68	59	90,3	
16. ДСЗ	П	70	105,6	-460	118	0	72	74	75	83	87	73	65	60	88,0	

В таблиці 4.30 для джерел типу «Т» (точковий) рівень звукової потужності виражений у Дб; для типу «Л» (лінійний) - у Дб/м довжини джерела для типу «П» (майданний) - у Дб/м² площі джерела.

Схема розташування обладнання в кар'єрі наведена на рис. 4.28.

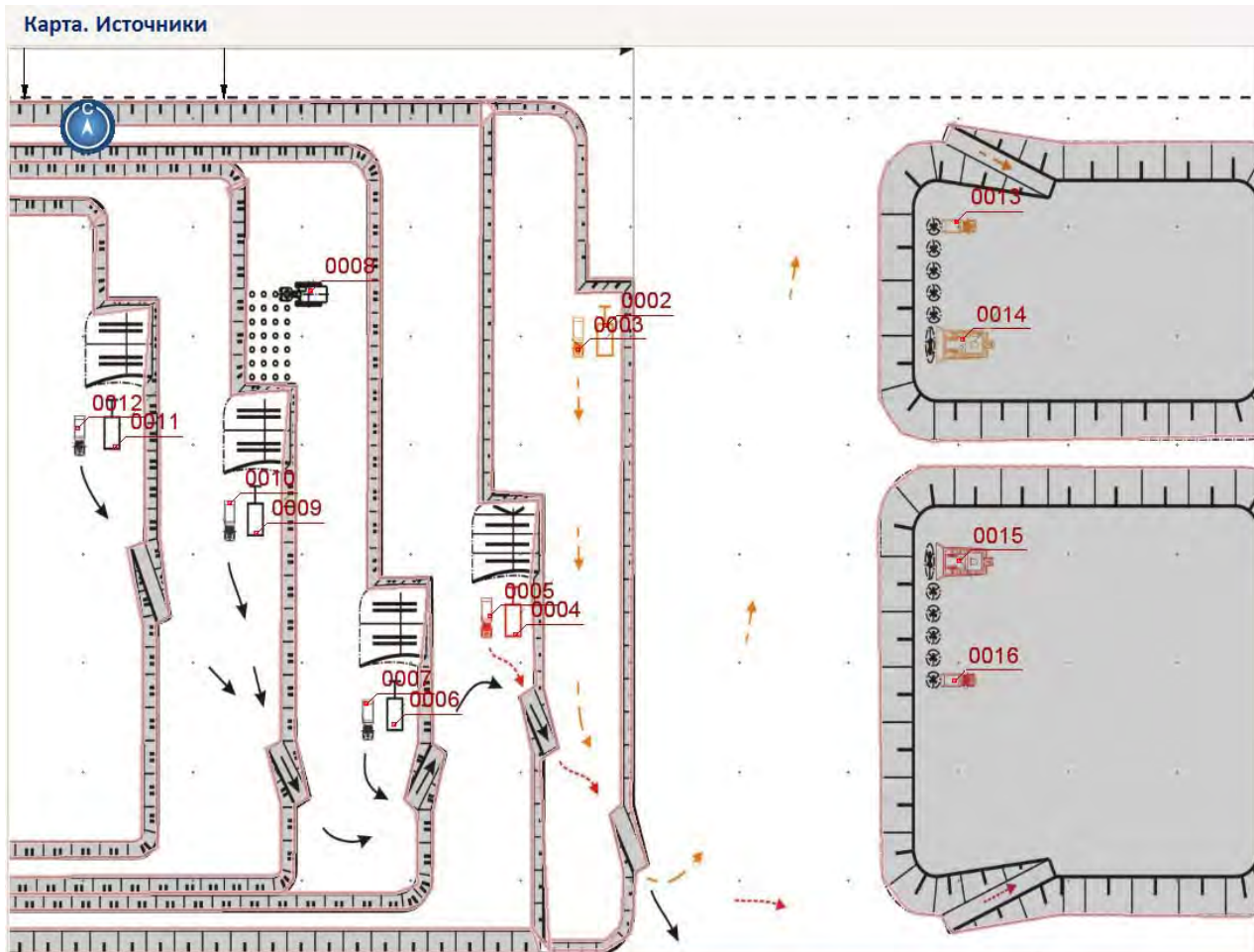


Рис. 4.28. Розташування основного гірничого обладнання в кар'єрі

Для обґрунтування шумового впливу на прилеглі житлові зони розглядалися дві ситуації: перша - відсутність якої-небудь перешкоди (лісових посадок, споруд, ін.) і друга - наявність посадок шириною 25-30 м з висотою дерев 5 м перед житловими забудовами (рис. 4.29).

Повний розрахунок представляє шумовий вплив по всіх частотах від 63 Гц до 8000 Гц. У наведеному прикладі показано розрахунок по частотах з урахуванням шумової завіси у вигляді лісопосадок. Необхідно враховувати, що найбільш часто людиною вловлюється звук, що перебуває на частоті 1000 Гц. Усереднений розрахунок шумового впливу представлений інтегрованим показником (L_{pA}), який наведено нижче.

Для можливих основних варіантів і типів кар'єрів проведено розрахунок поширення шуму за сторонами світу з урахуванням розташування житлової зони по чотирьох напрямках. Основні дані шумового тиску наведено на рис. 4.29.

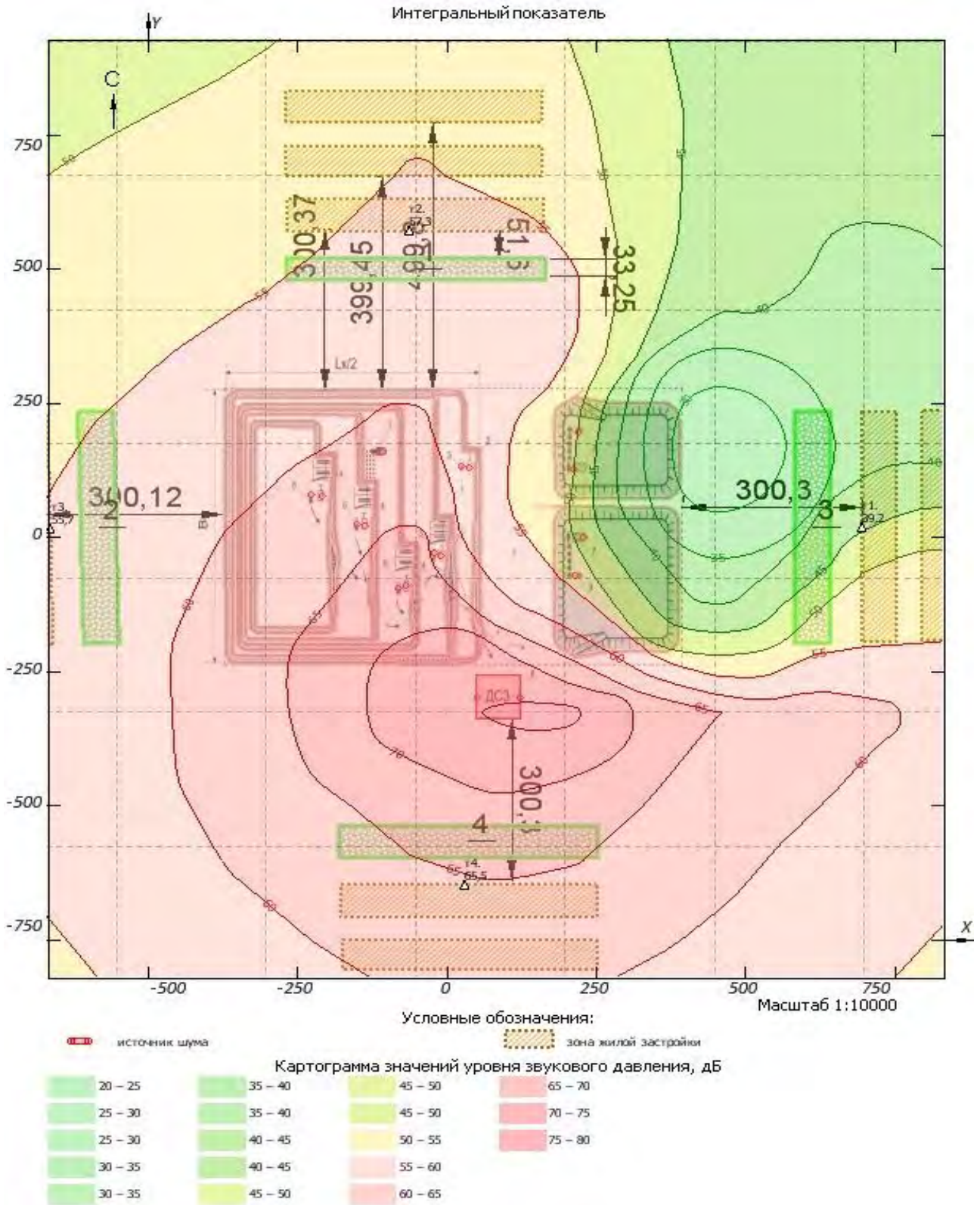


Рис. 4.29. Схема розповсюдження звукового тиску за наявності перешкоди у вигляді відвалу та посадки дерев

Звіт по шумовому впливу виконаного в програмному продукті «Екоцентр. Шум» представлено у вигляді таблиць і рисунків. Показовими є рисунки. Ізолінії поширення шумового впливу більш повно показують їхній стан на плані поверхні в певних точках. У розрахунках врахована рівна поверхня землі (стєпова, рівнинна). За наявності значних перепадів відміток горизонтів поверхні схеми будуть змінюватися, і необхідно проводити розрахунок з урахуванням ізоліній поверхні.

Вібрація. Резонансні частоти

Вібрація – це малі механічні коливання, що виникають у пружних тілах під впливом змінних сил.

Прийнято вважати, що основною ознакою вібрації є відносно малі відхилення тіла або його точок при механічних коливаннях. Іншою ознакою вібрації вважається частота переміщень, чинених тілом або його точками в одиницю часу. При коливаннях тіла частота може бути дуже незначною (низькою), а при вібраціях – більш високою. Можна навести такий приклад: коливання судна при його хитах мають більші відхилення й малі частоти, а вібрація обшивання судна – малі відхилення й високі частоти.

Вібраціям піддаються пружні тіла – будинки й спорудження, шини й устаткування, ґрунти й фундаменти поблизу гірничих підприємств, через які на значні відстані поширюються механічні хвилі, через ґрунт і фундамент вібраціям піддається й сама людина, перебуваючи поблизу працюючого устаткування (наприклад, поруч із грохотом або дробаркою).

На об'єкт або приймач, що підданий вібрації, передається звичайно два типи порушення: силове й кінематичне.

Силове порушення виникає при безпосередній дії зовнішньої сили, що у часі може бути періодичною, майже періодичною, довільною й випадковою, а також імпульсною (із загасаючими коливаннями). Кінематичне порушення – це передача від джерела коливань на приймач (об'єкт), що перебуває на хвильовому полі.

Так, електродвигун передає на фундамент вібрацію, викликувану неврівноваженим ротором. Ідеально зрівноважити елементи механізмів практично неможливо, тому в механізмах з обертовими частинами майже завжди виникає вібрація. Резонансна вібрація вагона виникає в результаті близькості частоти сили впливу на стиках рейок до власної частоти вагона. Вібрація по землі поширюється у вигляді пружних хвиль і викликає коливання будинків і споруджень.

Вібрація гірничих машин може призводити до порушення функціонування техніки й викликати серйозні аварії. Установлено, що вібрація є причиною 80 % аварій у машинах. Зокрема, вона призводить до нагромадження застарілих ефектів у металах, появі тріщин.

При впливі вібрації на людину найбільш істотно те, що тіло людини можна представити у вигляді складної динамічної системи. Численні дослідження показали, що ця динамічна система змінюється залежно від пози людини, її

стану, розслабленого або напруженого, та інших факторів. Для такої системи існують небезпечні резонансні частоти. І якщо зовнішні сили впливають на людину із частотами, близьким або рівними резонансним, то різко зростає амплітуда коливань як усього тіла, так й окремих його органів.

Для людини резонанс настає:

- у положенні сидячи при частоті 4-6 Гц;
- для голови – 20-30 Гц;
- для очних яблук – 60-90 Гц.

При цих частотах інтенсивна вібрація може призвести до травматизації хребта й кісткової тканини, розладу зору, у жінок – викликати передчасні пологи. Коливання викликають у тканинах органів змінні механічні напруги. Інформація про діючу вібрацію сприймається вестибулярним апаратом.

Вестибулярний апарат розташовується в скроневій частині черепа й складається з передніх й напівкругних каналів, розташованих у взаємно перпендикулярних площинах. Вестибулярний апарат забезпечує аналіз положень і переміщень голови в просторі, активізацію тонуусу м'язів і підтримку рівноваги тіла.

При широкому спектрі вібрацій, що впливають на людину, вестибулярний апарат може передавати помилкову інформацію. Це пов'язане з особливостями гідродинамічного пристрою вестибулярного апарата, що не пристосувався в ході еволюції до функціонування в умовах високочастотних коливань. Така помилкова інформація викликає стан заколисування, дезорганізує роботу багатьох систем організму.

Вплив вібрації на організм людини визначається рівнем віброшвидкості й віброприскорення, діапазоном діючих частот, індивідуальними особливостями людини. За нульовий рівень віброшвидкості прийнята величина 5×10^8 м/с, віброприскорення – 3×10^4 м/с, розраховані по порозі чутливості організму людини.

Класифікація вібрацій

За способом передачі на тіло людини вібрацію поділяють на загальну, котра передається через опорні поверхні на тіло людини, і локальну, котра передається через руки людини. Загальні вібрації сприймаються всім організмом людини і в першу чергу, нервовою й кістковою тканинами людини.

Місцеві вібрації мають місце при зіткненні людини з віброючим інструментом або устаткуванням. Чутливість людини до вібрацій залежить від положення його тіла: найбільш чутлива людина до вібрацій у положенні “стоячи” або “сидячи”. Вага впливу вібрацій на людину залежить від амплітуди зсуву в просторі окремих органів людського тіла, ступеня роздратування його вестибулярного апарата.

Загальна вібрація класифікується в такий спосіб:

- транспортна, котра виникає внаслідок руху по дорогах;
- транспортно-технологічна, котра виникає при роботі машин, які виконують технологічні операції в стаціонарному положенні або при

переміщенні по спеціально підготовлених частинах виробничих приміщень, виробничих площадок;

– технологічна, котра впливає на операторів стаціонарних машин або передається на робочі місця, які не мають джерел вібрації.

У виробничих умовах часто зустрічаються випадки комбінованого впливу вібрації – загальної й локальної.

Вібрація і її вплив на людину

Тривалий вплив на людину вібрації веде до вібраційної хвороби. Це захворювання є професійним. Вібраційна патологія займає 2-ге місце після пилових, серед професійних захворювань.

Залежно від ступеня впливу на організм людини виділяють 4 стадії розвитку вібраційної хвороби:

1. На першій стадії симптоми незначні: біль у руках, спазми капілярів, біллю у м'язах плечового пояса.

2. На другій стадії підсилюються болі в руках, відбувається розлад чутливості, знижується температура, синіє шкіра кистей рук.

За умови виключення впливу вібрації на людину на першій і другій стадіях лікування ефективно й зміни оборотні.

Третя й четверта стадії характеризуються інтенсивними болями в руках, різким зниженням температури кистей рук. Відбуваються зміни в нервовій й ендокринній системах, а також судинні зміни. На цих стадіях порушення набувають генералізований характер.

Хворі страждають запамороченням, головними й грудними болями. Зміни мають стійкий характер, необоротні.

Віброзахист людини являє собою складну проблему біомеханіки. При розробці методів віброзахисту необхідно враховувати емоційний стан людини, напруженість роботи й ступінь його стомлення.

Вібрація викликає порушення фізіологічного й функціонального станів людини. Стійкі шкідливі фізіологічні зміни називають вібраційною хворобою. Симптоми вібраційної хвороби проявляються у вигляді головного болю, оніміння пальців рук, болю в кистях і передпліччі, виникають судороги, підвищується чутливість до охолодження, з'являється безсоння. При вібраційній хворобі виникають патологічні зміни спинного мозку, серцево-судинної системи, кісткових тканин і суглобів, змінюється капілярний кровообіг.

Функціональні зміни, пов'язані з дією вібрації на людину-оператора, – погіршення зору, зміна реакції вестибулярного апарата, виникнення галюцинацій, швидка стомлюваність. Негативні відчуття від вібрації виникають при прискоренні, що становить 5 % прискорення сили ваги, тобто при $0,5 \text{ м/с}^2$. Особливо шкідливі вібрації із частотами, близькими до частот власних коливань тіла людини, більшість яких перебуває в межах 6-30 Гц.

Вібрації викликають неприємні відчуття, що проявляються на резонансних частотах органів людського тіла і здатні призвести до зупинки серця.

Методи боротьби з вібрацією

Загальні методи боротьби з вібрацією базуються на аналізі рівнянь, які описують коливання машин у виробничих умовах і класифікуються в такий спосіб:

- зниження вібрацій у джерелі виникнення шляхом зниження або усунення збудливих сил;
- регулювання резонансних режимів шляхом раціонального вибору наведеної маси або твердості системи, що коливається;
- вібродемпферне – зниження вібрації за рахунок сили тертя демпферного пристрою, тобто переведення коливальної енергії в теплову;
- динамічне гасіння – введення в коливальну систему додаткової маси або збільшення твердості системи;
- віброізоляція – введення в коливальну систему додаткового пружного зв'язку з метою ослаблення передачі вібрацій суміжному елементу, конструкції або робочому місцю;
- використання індивідуальних засобів захисту.

Розглянемо докладніше вищевикладені методи:

Зниження вібрації в джерелі її виникнення досягається шляхом зменшення сили, що викликає коливання. Тому ще на стадії проектування машин і механічних пристроїв варто вибирати кінематичні схеми, в яких динамічні процеси, викликані ударами й прискоренням, були б виключені або знижені.

Регулювання режиму резонансу. Для ослаблення вібрацій істотне значення має запобігання резонансних режимів роботи з метою виключення резонансу із частотою примусової сили. Власні частоти окремих конструктивних елементів визначаються розрахунковим методом за відомими значеннями маси й твердості або ж експериментально на стендах.

Вібродемпферування. Цей метод зниження вібрації реалізується шляхом перетворення енергії механічних коливань коливальної системи в теплову енергію. Збільшення витрати енергії в системі здійснюється за рахунок використання конструктивних матеріалів з більшим внутрішнім тертям: пластмас, сплавів марганцю й міді, нікель-титанових сплавів, нанесення на віброуючі поверхні шарами матеріалів, які мають більші втрати на внутрішнє тертя. Найбільший ефект при використанні даних покриттів досягається в області резонансних частот, оскільки при резонансі значення впливу сил тертя на зменшення амплітуди зростає.

Вібропогашення. Для динамічного гасіння коливань використовують динамічні віброгасники: пружинні, маятникові, ексцентрикові гідравлічні. Недоліком динамічного гасителя є те, що він діє тільки при певній частоті, що відповідає його резонансному режиму коливань.

Динамічне віброгашення досягається також установленням агрегату на масивному фундаменті.

Віброізоляція полягає в зниженні передачі коливань від джерела порушення до об'єкта, що захищається, шляхом введення в коливальну систему

додаткового пружного зв'язку. Цей зв'язок запобігає передачі енергії від коливного агрегату до основи або від коливальної основи до людини або до конструкцій, які захищаються.

Засоби індивідуальної захисту від вібрації застосовують у випадку, коли розглянуті вище технічні засоби не дозволяють знизити рівень вібрації до норми. Для захисту рук використовують рукавиці, вкладиші, прокладки. Для захисту ніг – спеціальне взуття, підметки, наколінники. Для захисту тіла – нагрудники, пояси, спеціальні костюми.

Для ослаблення передачі вібрацій і шуму по трубопроводах приєднувати їх до вентиляторів і насосів треба за допомогою гнучкої вставки із прогумованої тканини або гумового патрубку.

Санітарні норми регламентують гранично допустимі рівні шуму, вібрації й лікувально-профілактичні заходи. Однак слід зазначити, що вібрація та шум в певних кількостях впливає на організм людини. Вібрація здатна збільшувати активність життєвих процесів в організмі. Шум пригнічує діяльність робітників.

5

ПРОЄКТНІ РІШЕННЯ ЩОДО ЕКОЛОГО- Й РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧОГО ВИРОБНИЦТВА ПРИ РОЗРОБЦІ НЕРУДНИХ РОДОВИЩ

5.1 Землезберігаюча технологія відвалоутворення на кар'єрі філії ВП «Київський кар'єр» ПАТ ГВКК «Біличі»

Загальні відомості про територію

Філія ВП «Київський кар'єр» ПАТ ГВКК «Біличі» з виготовлення блочного каменю експлуатує ділянку «Центральна» Токівського родовища гранітів.

Родовище розташоване в Апостолівському районі Дніпропетровської області України. Токівське родовище граніту знаходиться в 225 км західніше обласного центра м. Дніпропетровська і в 18 км на схід районного центра м. Апостолово [125].

Токівське родовище граніту має витягнуту зі заходу на схід форму та розташоване уздовж р. Кам'янка. Довжина родовища, що складається з 4-х ділянок – 6 км, ширина – до 1,0 км.

«Центральна» ділянка розташована уздовж ріки Кам'янка, на правому її березі. Межами ділянки є на північному сході - р. Кам'янка, на сході і південному сході – село Токівське, на південному заході - асфальтована автомобільна дорога, на північному заході - межа ділянки «Водоспад». Географічні координати центра родовища: 47°30' півн. ш. й 35°55' схід. д.

Найближчі населені пункти: робочі селища Токівське (колишнє Мар'ївка-1) і Мар'ївка-2, розташовані в 0,5 км й 4,0 км південніше Токівського кар'єру, а село Червоний Тік – у 5 км на захід.

У геоморфологічному відношенні Токівське родовище граніту розташоване в межах Правобережного Українського плато, що характеризується слабохвилястим рельєфом. Плато перетинається мережею рік і балок, що відносяться до басейну р. Дніпро.

Родовище приурочене до долини р. Кам'янка, яка протікає з північного заходу на південний схід і в 4-5 км південніше родовища впадає в р. Базавлук, що є правим притоком р. Дніпро.

Токівське родовище розташоване в сільськогосподарському районі та у безпосередній близькості до великих промислових центрів: Криворізького залізорудного і Нікопольського марганцеворудного басейнам. Землі в основному відносяться до сільськогосподарських угідь типу пасовища.

Орогідрографія і клімат району. Місцевість має слабкий нахил до долини р. Кам'янка. Верхній край ділянки має позначки +45 - +50 м, берег річки +16 м, у 150 м вище ділянки «Центральна» в р. Кам'янка впадає велика балка Баштанка. В межах ділянки береговий схил прорізаний невеликими балками. Під час дощів і в періоди сніготанення балки несуть бурхливі потоки води, що повинно враховуватися при плануванні розвитку кар'єру.

Район родовища має континентальний клімат, який характеризується малою кількістю опадів, досить значними коливаннями температури і частими сухими вітрами. Найбільш висока температура буває в липні (макс. +31,8°C, мін. +21,9°C), найнижча в лютому (макс. +1,4°C, мін. -14,2°C). Середньорічна температура +8,8°C. Найбільша кількість опадів випадає в червні-липні (56 мм/міс.), найменше в лютому (28 мм/міс), середня за рік – 446 мм. Максимальна висота снігового покриву дорівнює 10 см, мінімальна 1 см. Сніг випадає найчастіше в другій половині грудня і сходить в лютому-березні. Максимальна глибина промерзання ґрунту становить близько 120-125 см.

Геологічна будова родовища. В геологічній будові району родовища бере участь складний, неодноразово дислокований комплекс магматичних і метаморфічних порід докембрію і молоді недислоковані або дислоковані вельми слабо, третинні та четвертинні відкладення, що лежать горизонтально на нерівній поверхні кристалічного масиву.

У геологічній будові Токівського родовища і його «Центральної» ділянки є породи четвертинного, палеозой-мезозойського і докембрійського віку.

Корисна копалина складає тіло, яке являє собою частину гранітного масиву. Підшва корисної копалини являє собою вирівняну поверхню на умовній позначці -10 м. Покрівля незмінних гранітів залягає на відмітках +32,5 м (св. 124) і + 48,4 м (св. 142) і в загальних рисах повторює рельєф денної поверхні.

У середині тіла корисної копалини, за даними геологорозвідувальних виробок, спостерігаються зони зближених похилих тріщин, в яких відстані між тріщинами менше 0,22 м.

Гідрогеологічні умови. Підземні води в межах розглянутого району знаходяться в піщано-глинистих відкладеннях четвертинного віку, у вапняках сарматів, у древніх кристалічних породах та у продуктах їхнього вивітряння.

У складі четвертинної товщі виділяються два водоносних горизонти: горизонт четвертинних відкладень і горизонт лесової серії порід.

Запаси корисної копалини. Запаси гранітів «Центральної» ділянки Токівського родовища класифікувалися за категоріями А, В і С₁. Запаси категорії А і В підраховані до горизонту +16 м. Нижче горизонту +16 м до горизонту -10 м запаси віднесено до категорії С₁.

Балансові запаси корисної копалини станом на 01.01.2015 р. складають за категоріями, тис. м³: А – 2 004,28, В – 2 317,05. Разом: А+В = 4 321,33 тис. м³.

Основні проектні рішення з технології розробки родовища

Продуктивність кар'єру становить 12 тис. м³ блоків на рік. Продуктивність кар'єру по породах розкриття буде змінюватися за роками відпрацювання та не перевищуватиме 1 000 м³ на рік.

Вихід блоків з гірничої маси згідно з протоколом засідання ДКЗ №8777 від 05.06.1981 становить 60 %. В той же час, згідно з висновками, наведеними у звіті «Об эксплуатационной разведке Токовского месторождения облицовочных гранитов...», який був виконаний Комплексною геологічною експедицією

«Укргеолстром» в 1982 р., прогнозний вихід блоків I-IV груп на площі експлуатаційної розвідки у середньому, становить 41 % при коливаннях відсотка виходу блоків 20-65 %. Проектом розробки ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів для видобутку блочного каменю [125] надрокористувачу рекомендується виконати переоцінку запасів у т.ч. з метою затвердження середнього виходу блоків в 41 %.

Відповідно до проекту прийнята транспортна система розробки з паралельним посуванням фронту гірничих робіт.

Породи розкриву представлені ґрунтово-рослинним шаром, суглинком палевим і палево-жовтим з уламками порід; жорствою граніту, вивітряними гранітами. Середня потужність порід розкриву на ділянці родовища «Центральна» складає 1,47 м. Вивітрені граніти мають незначне розповсюдження і здебільшого спостерігаються в локальних зонах. Відпрацювання порід розкриву здійснюється з допомогою екскаватора. Породи м'якого розкриву виймаються екскаватором Doosan-Solar 340 LC-V, завантажуються в автосамоскиди КрАЗ-256, БелАЗ-540 та транспортуються в тимчасовий зовнішній відвал, який розташовано в північній частині ділянки родовища. Породи скельного розкриву подрібнюються буропідричним способом. Для буріння свердловин застосовується буровий верстат СБУ-100. Породи скельного розкриву виймаються з розвалу екскаватором Doosan-Solar 340 LC-V, завантажуються в автосамоскиди КрАЗ-256, БелАЗ-540 та транспортуються на дробильний завод для переробки на щебінь.

Розробка корисної копалини здійснюється уступами висотою 6 м з поділом кожного на 2-3 підступи. Відділення монолітів від масиву проводиться буропідричним способом із застосуванням порошку НРС, гідроклинових установок і машин канатного різання.

Буріння шпурів здійснюється буровим верстатом Perfora minidrill, верстатом стрічкового буріння Marini та бурильними молотками УТ-28. Шпури розташовуються на лінії відрізу блока, що відколюється від масиву. Відстань між шпурами складає 20-25 см. Ширина заходки – до 4 м.

Витрати димного порошу під час відділення моноліту від масиву складає 0,4 кг на 1 м³.

Також для відділення блока від масиву застосовуються машини канатного різання Piligrini TD I 80 та FY-QWM-55KW. Ширина заходки складає 6 м, висота уступу – до 5 м.

До початку використання машин канатного різання виконуються підготовчі роботи: пробурюються шпури для введення канату з алмазними напайками. Завалювання відокремлених блоків здійснюється за допомогою лебідок або спеціального навісного обладнання, яке встановлюється на колісному навантажувачі.

Навантаження блоків здійснюється кранами ДЕК-50, МКГ-25/5, КДК-25/5.

Відходи, у міру накопичення, підгортають бульдозером Т-130 і вантажать в автомобілі КрАЗ-256 екскаватором Doosan-SOLAR 340 LC-V.

Транспортування блоків на прирейковий склад проводиться автомобілями БелАЗ-540 і КрАЗ-256, звідки відбувається їх відвантаження споживачам.

Груба обробка блоків (відколювання) проводиться для додання їм форми відповідно до вимог [ДСТУ Б В.2.7-59-97](#) «Будівельні матеріали. Блоки із природного каменю для виробництва облицювальних виробів. Загальні технічні умови» (ГОСТ 9479-84).

Результати впровадження землезберігаючої технології при розробці ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів

Впровадження землезберігаючої технології виконано в робочому проекті розробки ділянки «Центральна» Токівського родовища гранітів для видобутку блочного каменю (рис. 5.1).

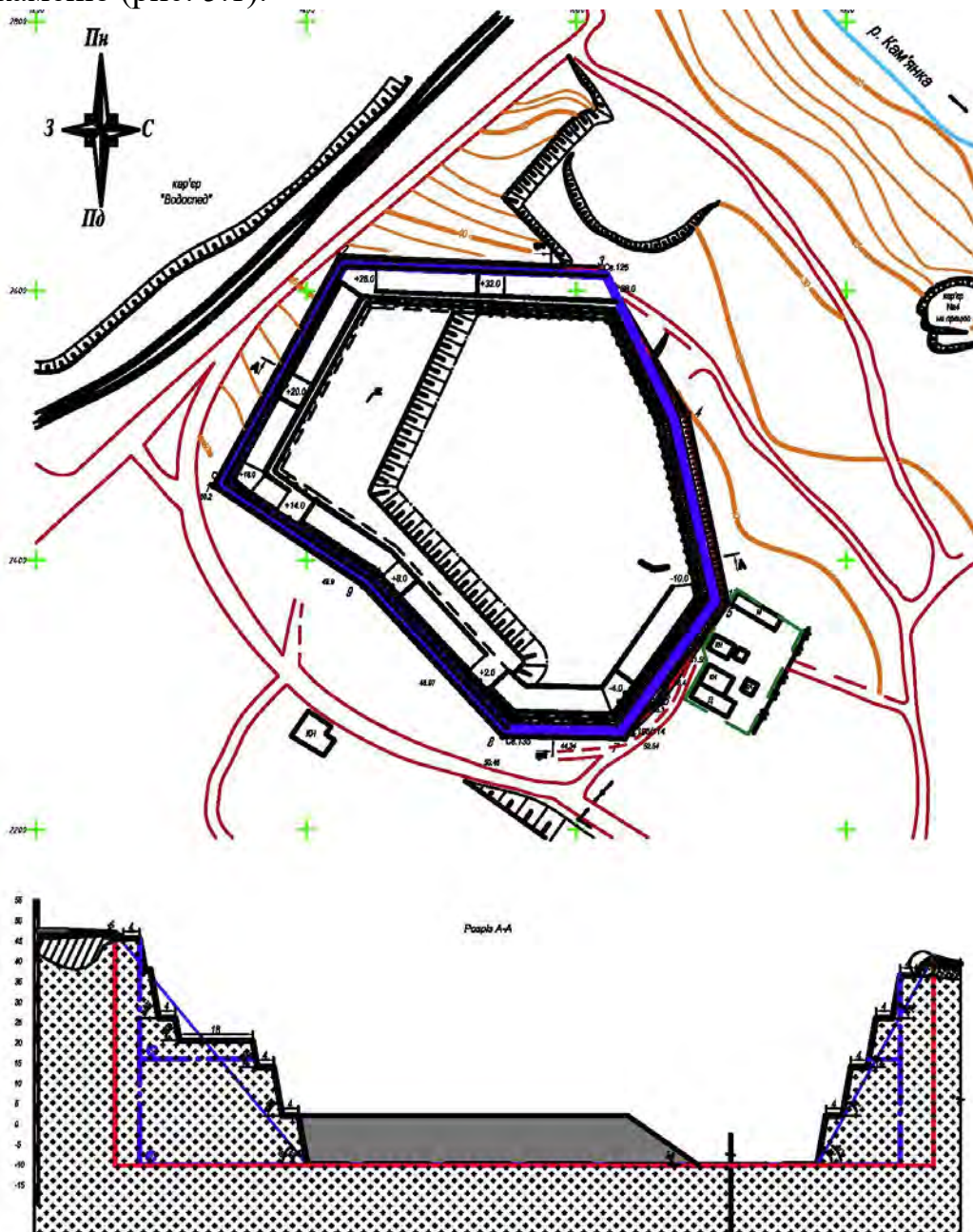


Рис. 5.1. Впровадження землезберігаючої технології при розробці «Центральної» ділянки Токівського родовища гранітів

Проектом запропоновано застосування внутрішньокар'єрного відвалу та складу відходів виробництва. Для цього передбачено розміщення порід розкриву в тимчасовому зовнішньому відвалі, який розташовано в північній частині ділянки родовища. Після досягнення гірничими роботами межі підрахунку запасів (дна кар'єру) буде сформовано внутрішній відвал. Тимчасовий зовнішній відвал буде переміщено до виробленого простору кар'єру.

Впровадження запропонованої технології дозволило зменшити площу земельного відводу на 17 % та суттєво покращити стан довкілля в зоні впливу гірничих робіт.

5.2 Ресурсозберігаюча технологія відпрацювання Любимівського родовища гранітів

Коротка геологічна й гідрогеологічна характеристика родовища. Любимівське родовище гранітів розташоване на лівому березі р. Дніпро, південніше с. Чаплі Самарського району м. Дніпра [126].

Географічні координати родовища 48⁰23' півн. ш. й 38⁰15' схід. д.

Найближча залізнична станція Придніпровськ Придніпровської залізниці розташована в 8-ми кілометрах на північ від родовища. З півночі й заходу родовище обмежене річкою Дніпро. Зі сходу межує із Чаплінським родовищем гранітів, а з півдня родовище обмежене орними землями Синельниківського району Дніпропетровської області. Площа родовища становить 23,7 га.

Район родовища являє собою низинну, слабохвилясту, досить нерівномірно розчленовану рівнину.

Абсолютні позначки поверхні коливаються від 70,0 м до 92,0 м.

Найбільш низькі позначки поверхні спостерігаються уздовж річкової долини р. Дніпро, що глибоко врізалася в кристалічні породи.

У гідрографічному відношенні район родовища перебуває в межах басейну р. Дніпро, що протікає поруч. З боку р. Дніпро родовище обмежене охоронним ціликом шириною 40 м. Річка Дніпро в районі родовища протікає майже в меридіальному напрямку. Будова долини асиметрична. Ширина русла річки досягає 0,8 км, її глибина 7-8 м.

Орогідрографія й клімат району. У геоморфологічному відношенні район Любимівського родовища гранітів розташований на Українському щиті. Займає територію уздовж лівого берега р. Дніпро смугою до 400 м ширини й 600 м довжини в межах земельного відводу. Поверхня родовища являє собою низинну, слабохвилясту, досить нерівномірно розчленовану рівнину.

У гідрографічному відношенні родовище перебуває в межах р. Дніпро, що обмежене від річки охоронним ціликом 40 м.

У руслі вздовж р. Дніпро зустрічаються обмілини й плоскі острови, найбільший з них о. Монастирський, розташований проти м. Дніпра.

Річка Самара є найбільшою лівою притокою річки Дніпро. Входить вона в район родовища тільки своєю гирловою частиною. Водотік постійний.

Клімат району - помірно-континентальний з жарким сухим літом і помірно-холодною зимою. Середньорічна температура повітря $+7 - +9^{\circ}\text{C}$. Мінімальна температура припадає на січень й лютий і становить $-30,2^{\circ}\text{C}$, максимальна – на липень, серпень і дорівнює $+40,1^{\circ}\text{C}$.

Середньорічна кількість опадів становить 649,2 мм. Сніг випадає в листопаді-грудні. Товщина сніжного покриву не перевищує 8-15 см, через що, незважаючи на помірно-холодну зиму, ґрунтовий шар промерзає до глибини 0,5-0,7 м від поверхні. Протягом року переважають вітри північно-східного напрямку.

Геологічна характеристика родовища. У будові родовища беруть участь породи кінксько-верховцевської серії, ультраметаморфічні утворення, пов'язані з породами верхньої свити аульської серії архейського віку, інтрузивні утворення, породи кори вивітрювання й породи четвертинної системи.

Корисними копалинами на родовищі є кристалічні породи архею, представлені плагіогранітами, мігматитами й ксенолітами амфіболітів, гнейсів з прожилками пегматоїдних гранітів, габро, діоритів.

Гідрогеологічна характеристика родовища. Гідрогеологічні умови родовища обумовлені його геологічною будовою, що не відрізняється особливою складністю: породи кристалічного фундаменту перекриті суцільним чохлам четвертинних відкладень потужністю до 20 м. На площі родовища четвертинні відкладення практично безводні, ґрунтові води здреновані долиною р. Дніпро. Підземні води приурочені до тріщинуватої зони кристалічних порід, які представлені дрібними й середньозернистими гранітами, плагіогранітами й діоритами архейського віку з інтрузіями основних порід у північно-східній частині родовища.

Водорясність кристалічних порід обумовлюється ступенем тріщинуватості й станом тріщин. Дзеркало підземних вод залягає нижче покрівлі кристалічних порід на абсолютних позначках 52-79 м. Підземні води безнапірні, тому що вони частково здреновані долиною р. Дніпро й діючим кар'єром.

Потужність водоносного горизонту змінюється від 30 м до 75 м, середня потужність у розроблюваній частині родовища 60 м.

Коефіцієнт фільтрації кристалічних порід й їхньої кори вивітрювання коливається в широких межах. Для жорстви й щебенів, за даними гідрогеологічних досліджень, змінюється від 0,1 до 5-10 м/добу. Коефіцієнт фільтрації водовмісних порід за фактичним водопрпливом в діючий кар'єр дорівнює 0,17 м/добу. Цей коефіцієнт фільтрації є усередненим і характеризує фільтраційні властивості порід у районі діючого кар'єру. Згідно з геологічним звітом цей коефіцієнт фільтрації поширюється на західну частину родовища, що прилягає до р. Дніпро. На схід у міру віддалення від р. Дніпро коефіцієнт фільтрації водомістких порід різко знижується й дорівнює 0,01 м/добу. Середній коефіцієнт фільтрації по родовищу дорівнює – 0,09 м/добу.

Середньодобовий приток води в кар'єр за порами року коливається в наступних межах: зимою – $400 \text{ м}^3/\text{добу}$, весною – $600 \text{ м}^3/\text{добу}$, літом – $500 \text{ м}^3/\text{добу}$, восени – $580 \text{ м}^3/\text{добу}$. Середньодобовий приток становить

600 м³/добу. При поглибленні кар'єру до позначки +6 м водопріплив до нього збільшується до 900 м³/добу.

Запаси прироцених корисних копалин. Згідно з рішенням колегії ДКЗ від 21 жовтня 2016 р. (протокол № 3677) прироцені запаси гранітів загальнодержавного значення Любимівського родовища затверджені станом на 01.08.2016 р. у кількості 2 202 тис.м³ – код класу 122 за категорією С₁. Граніти придатні для виробництва щебеню марок 1000-1400 за міцністю і F-100, за морозостійкістю відповідно до вимог ДСТУ Б В.2.7-75-98 «Щебінь та гравій щільні природні для будівельних матеріалів, виробів, конструкцій та робіт. Технічні умови», а також для виробництва каменю будового марок 600-1400 за міцністю та F-50, за морозостійкістю відповідно до вимог ДСТУ Б В.2.7-241:2010 «Камінь будовий. Технічні умови».

Впровадження запропонованої технології

Задля забезпечення виробничої потужності ТОВ «Любимівський кар'єр» Інститутом з проектування гірничих підприємств запропоновано виконати прироцнення запасів корисної копалини в межах існуючого дна кар'єру. Таке рішення дозволило додатково вийняти понад 2 млн м³ корисної копалини без посування бортів кар'єру та відведення додаткових площ земель (рис. 5.2).

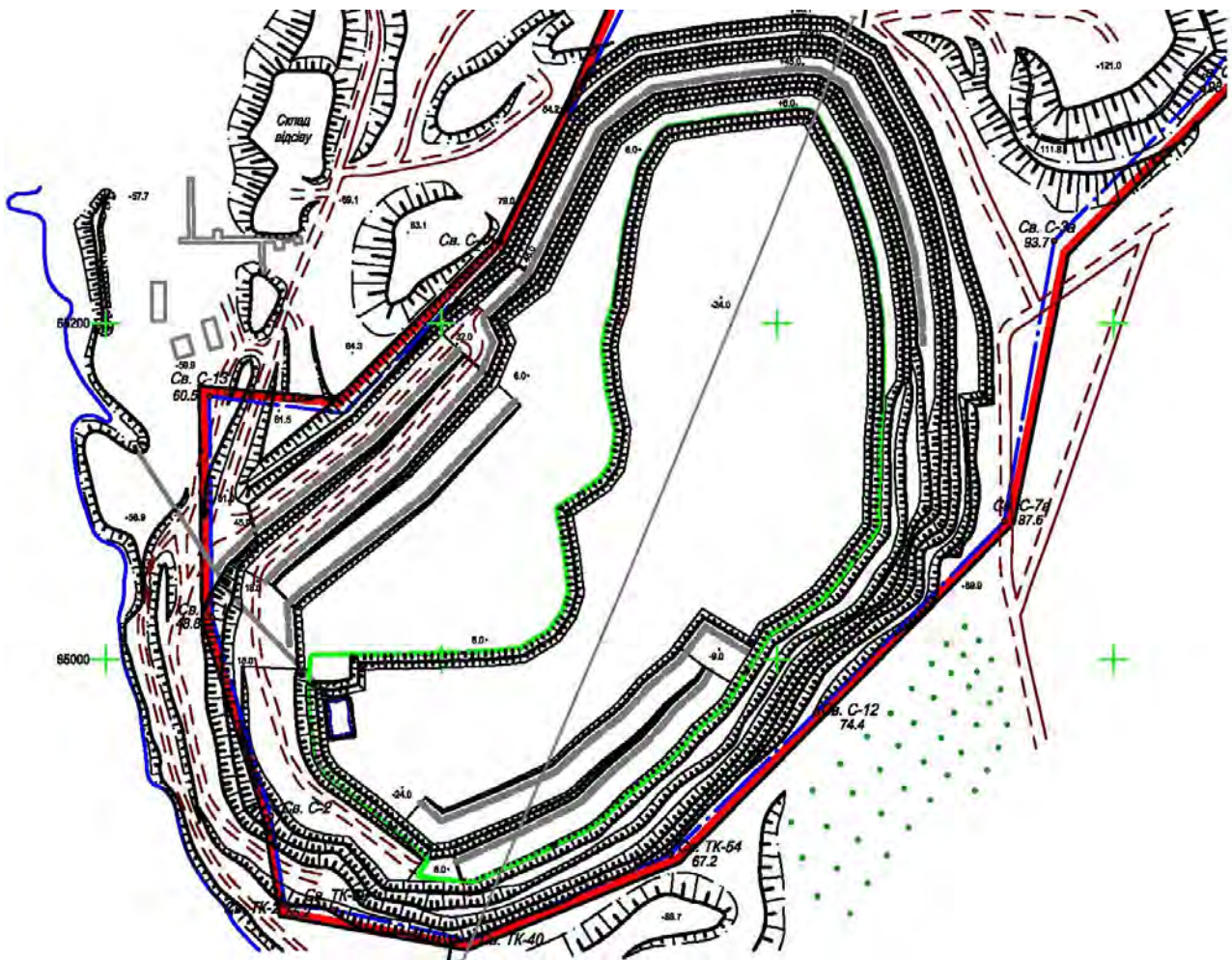


Рис. 5.2. Відпрацювання прироцених запасів ТОВ «Любимівський кар'єр»

Для виконання видобувних робіт застосовується гідравлічний екскаватор Cat-365 C, автосамоскиди БелАЗ 75405 та КрАЗ -6510. В якості резервного застосовуються екскаватори Cat-330 D та ЕКГ-4,6. Для подрібнення негабаритів застосовується бутобій на базі екскаватора Cat-330 D.

Організація робіт з відпрацювання прирощених запасів наступна:

1-й етап. Виконується відпрацювання прирощених запасів у межах існуючого дна кар'єру.

Порядок ведення гірничих робіт.

1. Проводиться капітальна траншея з позначки +6,0 м на позначку -9,0 м вздовж південно-східної межі прирощених запасів. При цьому для забезпечення транспортного зв'язку горизонту +6,0 м з поверхнею (для проїзду бурового верстата) доповненням до робочого проекту передбачається спорудження транспортної берми на горизонті +6,0 м вздовж південно-східної межі прирощених запасів.

2. Після проходження капітальної траншеї споруджується котлован з розмірами 25×50 м для створення початкового фронту гірничих робіт на горизонті -9,0 м. З котловану гірничі роботи будуть розвиватися смугою шириною 25-30 м у південно-західному напрямку вздовж сформованої капітальної траншеї та південно-західної межі прирощених запасів.

3. У міру досягнення гірничими роботами діючого зумпфа, розташованого на горизонті +6,0 м, у сформованому виробленому просторі буде побудовано зумпф на горизонті -9,0 м.

4. Подальше відпрацювання горизонту -9,0 м у межах існуючого дна кар'єру буде вестися в північно-східному напрямку. Зворотнім ходом буде відпрацьовано транспортну берму, а розкривна напівтраншея буде переміщена впритул до межі підрахунку прирощених запасів.

5. Після відпрацювання горизонту -9,0 м у межах існуючого дна кар'єру буде виконано розкриття горизонту -24,0 м. Капітальна траншея проводитиметься в південно-західному напрямку вздовж розкривної напівтраншеї горизонту -9,0 м.

6. Спочатку розвиток гірничих робіт ведеться в південно-західному напрямку до насосної установки кар'єрного водовідливу. Після чого на горизонті -24,0 м формується зумпф та переноситься насосна установка.

7. Відпрацювання горизонту -24,0 м ведеться в північно-східному напрямку. Вздовж південно-східної і східної меж прирощених запасів. З майданчика горизонту -9,0 м залишається транспортна берма для виведення бурового верстата та для відпрацювання прирощених запасів на наступних етапах.

2-й етап. Посування північного борта існуючого кар'єру.

Задля забезпечення повноти виймання та зменшення втрат прирощених запасів доповненням до робочого проекту передбачається посування північного борта діючого кар'єру. Посування виконується в обсягах, необхідних для безпечного відпрацювання прирощених запасів, що знаходяться під північним бортом.

Під час посування західного борта діючого кар'єру та формування системи з'їздів задля сполучення горизонту +32,0 м з бермою безпеки на горизонті +45,0 м доповненням до робочого проекту передбачається спорудження з'їзду. Оскільки роботи з зачищення просипів на бермі буде виконуватися бульдозером, то згідно з п. 3.6 розділу IV НПАОП 0.00-1.24-10 «Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом» кут укосу з'їзду прийнятий 20°.

3-й етап. Доробка прирощених запасів після посування північного борта діючого кар'єру.

Після виконання робіт з посування північного борта діючого кар'єру за межі прирощених запасів виконується доробка корисної копалини. Для забезпечення доступу бурового верстата до покрівлі горизонту -9,0 м буде сформовано ковзний з'їзд з горизонту +18,0 м на горизонт +6,0 м вздовж північно-західного борту кар'єру. Доставка корисної копалини з вибою горизонту -9,0 м до дробильно-сортувального заводу здійснюватиметься по існуючій транспортній бермі. Сполучення вибою горизонту -24,0 м з поверхнею здійснюватиметься системою існуючих з'їздів. Під час постановки уступів прирощених запасів в граничне положення транспортна берма горизонту -9,0 м буде відпрацьована зворотним ходом.

Проектні рішення з розвитку гірничих робіт на кар'єрах ТОВ «Любимівський кар'єр»

Співробітниками Інституту з проектування гірничих підприємств проаналізовано стан гірничих робіт на кар'єрах ТОВ «Любимівський кар'єр». В результаті аналізу було запропоновано два можливих варіанти подальшого розвитку гірничих робіт.

1-й варіант. Максимальне відпрацювання запасів корисної копалини Любимівського родовища в існуючих межах підрахунку запасів (рис. 5.3).

При реалізації технології за варіантом 1 передбачається внутрішньокар'єрне складування порід розкриву (рис. 5.3).

Впровадження запропонованої технології дозволить відпрацювати Любимівське родовище до позначки -72,0 м (межа підрахунку прирощених запасів -24,0 м) що дасть змогу додатково вийняти понад 2,8 млн м³ корисної копалини без відведення земель під зовнішні відвали.

2-й варіант. Об'єднання Чаплинського та Любимівського кар'єрів ТОВ «Любимівський кар'єр».

ТОВ «Любимівський кар'єр» експлуатує два розташованих поряд родовища гранітів: Чаплинське та Любимівське.

Співробітниками ПГП НТУ «Дніпровська політехніка» (Держ. ВНЗ «НГУ») досліджена можливість об'єднання Чаплинського та Любимівського кар'єрів в один спільний до межі підрахунку запасів діючих кар'єрів (рис. 5.4). В результаті об'єднання з'явиться можливість відпрацювати понад 1,5 млн м³ корисної копалини. Обсяги виймання порід розкриву під час розробки «перегородки» між кар'єрами є значними. Весь розкрит розташовується у

виробленому просторі кар'єру (рис. 5.4).

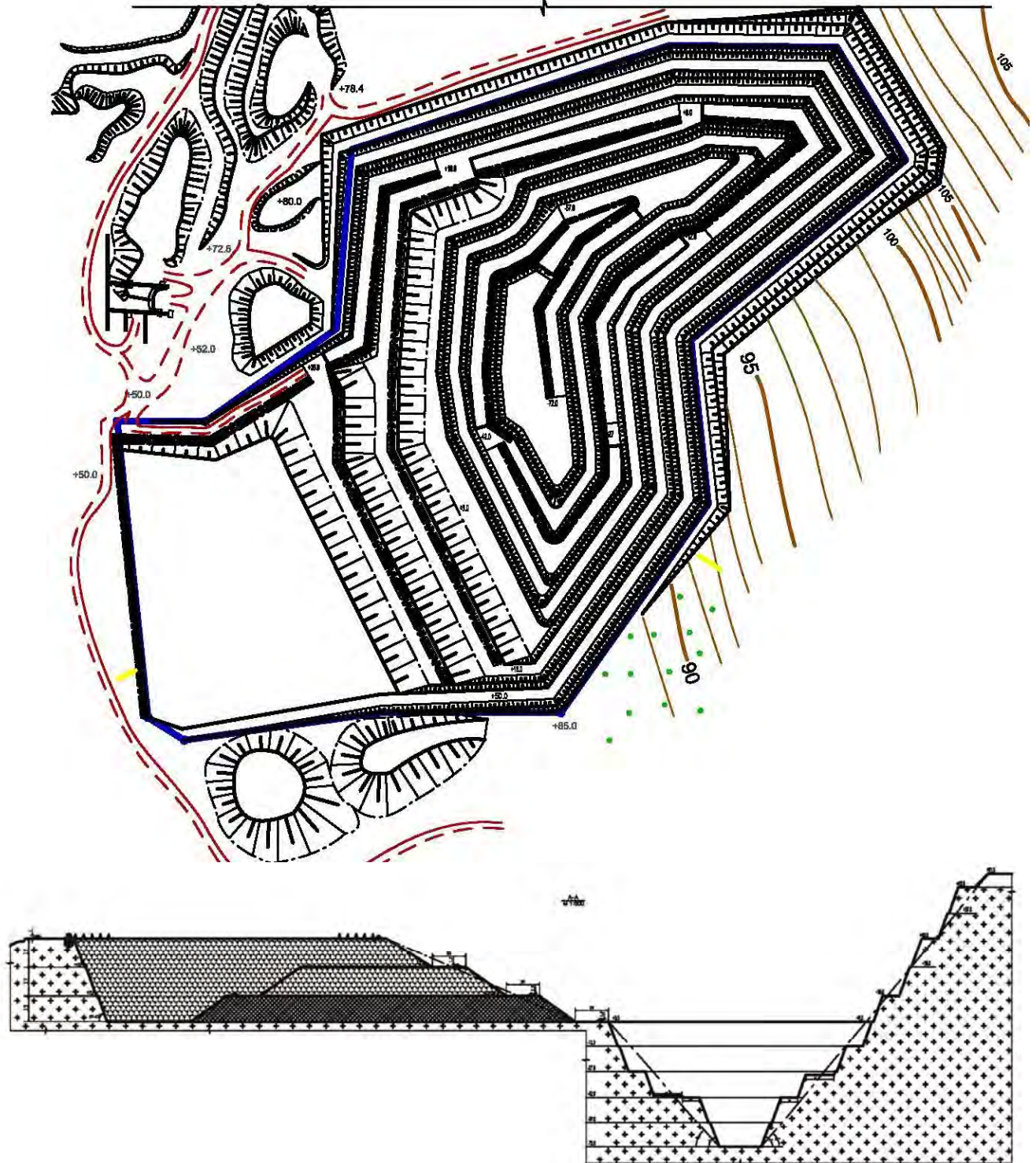


Рис. 5.3. Відпрацювання Любимівського родовища до позначки $-72,0$ м

Досліджувалась також можливість поглиблення гірничих робіт об'єднаного кар'єру нижче лінії підрахунку запасів до позначки $-162,0$ м (рис. 5.5).

В результаті поглиблення гірничих робіт до позначки $-162,0$ м з'явиться можливість вийняти додатково понад 17 млн м^3 корисної копалини без виконання розкривних та відвальних робіт.

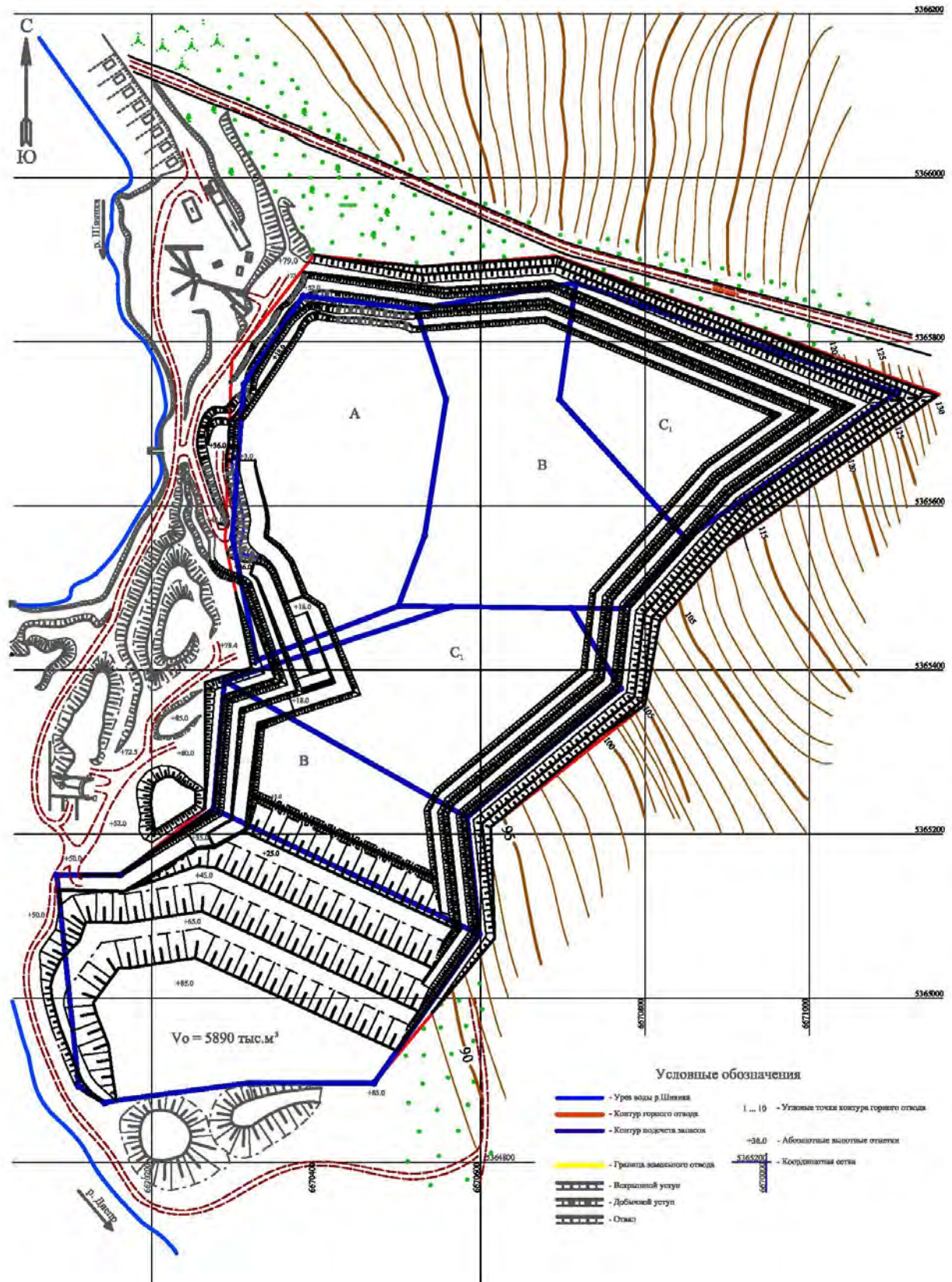


Рис. 5.4. Загальний вигляд кар'єру після об'єднання Чаплинського та Любимівського кар'єрів

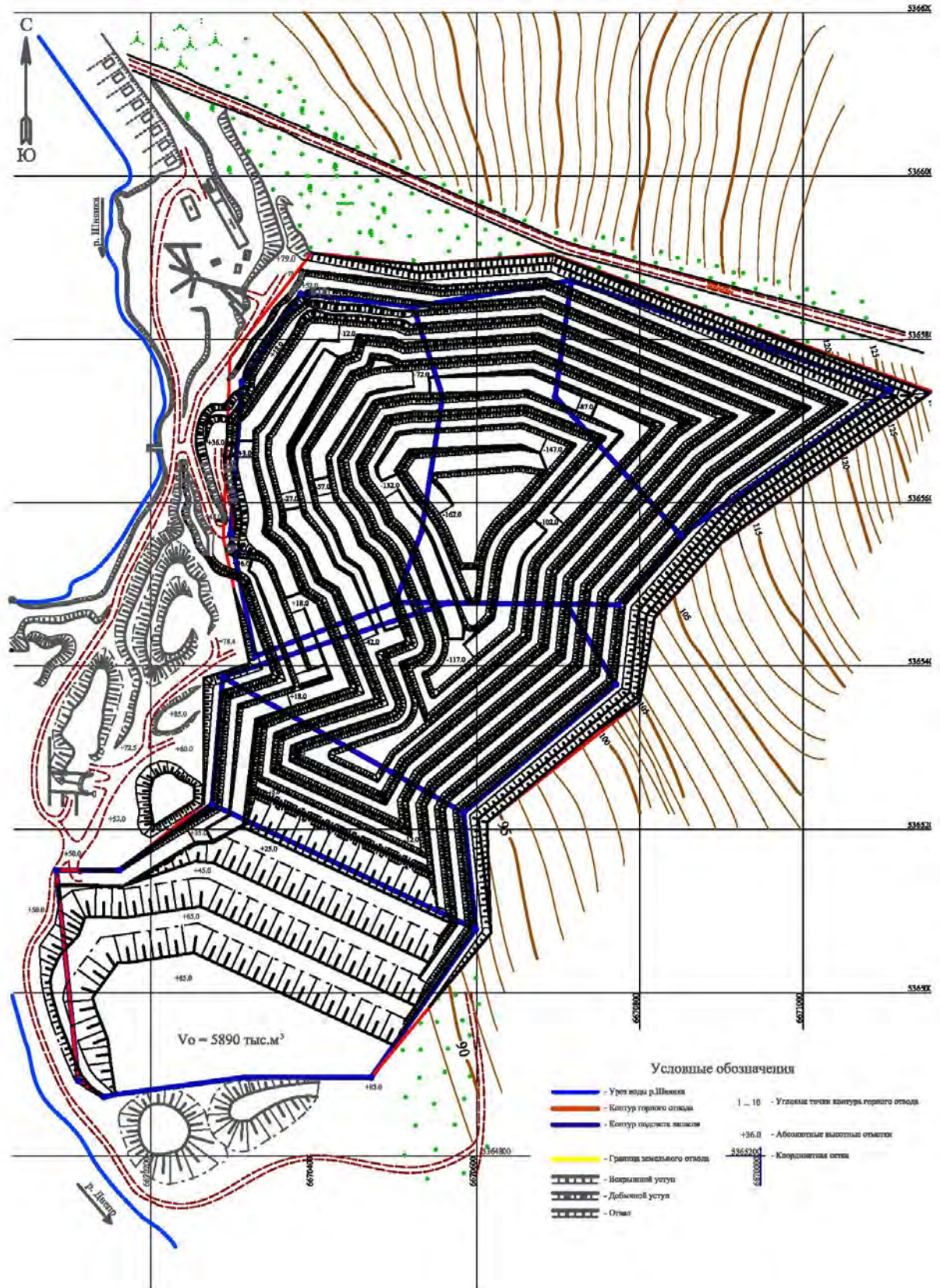


Рис. 5.5. Положення гірничих виробок та споруд об'єднаного кар'єру після відпрацювання до позначки $-162,0$ м

5.3 Впровадження екологозберігаючих технологій на Баничському родовищі кварцитовидних пісковиків

Баничське родовище кварцитовидних пісковиків є єдиною в Україні сировинною базою для виробництва кристалічного кремнію на потужностях ВАТ «Запорізький алюмінієвий комбінат». У зв'язку з цим особливу актуальність і значимість набуває проблема вдосконалення технології відкритої розробки родовища, яке експлуатується ДП ВАТ «ЗалК» «Глухівський кар'єр кварцитів» з метою підвищення ефективності гірничодобувного виробництва. Глухівський кар'єр кварцитів як підприємство засноване в 1928 р.

Підприємство є також постачальником сировини для виробництва високоякісних феросплавів (феросиліцію), а також щебеню і буту для будівельних цілей. Сировинна база підприємства в даний час передбачається виключно на експлуатації Баничського родовища кварцитовидних пісковиків.

Баничське родовище кварцитовидних пісковиків розташоване в Глухівському районі Сумської області у північно-східній околиці с. Баничі. Районний центр і найближча залізнична станція м. Глухів знаходяться в 20 км на північ від родовища. Родовище розташоване на орній землі Баничської сільської ради в межиріччі річок Есмань і Клевень і складається з двох ділянок: Південної та Північно-східної.

У структурному відношенні район Баничського родовища приурочений до північної частини північно-східного борта Дніпрово-Донецької впадини.

У геологічній будові району беруть участь відкладення крейдового, палеогенового і четвертинного віку, головну роль відіграють палеогенові відкладення, що вміщують продуктивний горизонт і переривають їх четвертинні утворення. Крейдяні відкладення в межах площі родовища розкриті на глибині від 32,7 м до 62,4 м і перекриті пісками канівської світи. Палеогенові відкладення на родовищі представлені (знизу вгору), піщаними відкладеннями канівської й бучакської світи. Канівська світа залягає на розмитій поверхні крейдових відкладень і представлена дрібнозернистими кварцовими пісками сірого і темно-зеленого кольору з глауконітом.

За якістю кварцитовидні пісковики є унікальним висококремнеземною сировиною, придатною для виробництва високоякісних феросплавів і кристалічного кремнію. Кристалічний кремній випускається п'яти марок.

Короткий зміст і сучасний стан гірничих робіт. Виробництво гірничих робіт у кар'єрі ведеться відповідно до проекту [127] його реконструкції, виконаним в 1979 р. Відповідно до гірничотехнологічних умов експлуатації родовища прийнята транспортна система розробки із застосуванням автомобільного транспорту з вивезенням розкритих порід автосамоскидами у внутрішній відвал, а корисної копалини на завод. Посування фронту видобувних робіт паралельне.

Породи розкриття розміщуються в існуючих внутрішніх відвалах. Відвалоутворення бульдозерне.

Транспортування корисної копалини і розкривних порід проводилося автосамоскидами. Відвалоутворення розкривних порід - внутрішнє у виробленому просторі кар'єру. До 1993 р. частина розкривних порід (близько 50 % річних обсягів) розроблялася засобами гідромеханізації. Гідровідвал останньої черги розміщувався на Південній ділянці Баничського родовища в відпрацьованому кар'єрі. На момент ліквідації гідророзкривної ділянки вказаний кар'єр більш ніж на 2/3 свого об'єму був заповнений породами гідророзкриття.

Після ліквідації на кар'єрі гідророзкривної ділянки виймання розкривних порід проводилася одноківшевим екскаватором ЕКГ-5 з навантаженням в автосамоскиди БелАЗ-540А і КрАЗ-256Б. Висота розкривного уступу в середньому становила 24-25 м, а в окремі періоди експлуатації Баничського родовища вона досягала 27-30 м. До 2000 р. виконувалося зниження розкривних уступу до висоти 12-14 м і воно проводилося шляхом виположування і відпрацювання його верхньої частини дизельними екскаваторами-драглайнами ЕО-5111 і Е-2005.

З 2001 р. пониження розкривного уступу здійснюється буропідривним способом, відповідно до «Типового проекту ...» [127]. Розвал порід після вибуху не перевищує найбільшу висоту черпання розкривного екскаватора, який встановлений на покрівлі продуктивного покладу кварцитовидних пісковиків, гор. +168.5 ÷ +169.8 м.

Розкривні породи автосамоскидами БелАЗ-540А по транспортній бермі уздовж північного борта на ділянці кар'єру, що відпрацьовується, перемішаються у внутрішній відвал, на його верхню площадку. Майданчик з відмітками +168,5 - +172,5 м планується бульдозерами.

У даний час видобуток кварцитовидних пісковиків проводиться на двох нижніх горизонтах кар'єру. Висота видобувного уступу не перевищує 12 м. Розробка його ведеться екскаватором ЕО-6123 після буропідривного розпушування пісковиків. Буріння свердловин здійснюється верстатом СБШ-250МН, підривання грамонітом 79/21 за допомогою детонуючого шнура.

З вибоїв видобувних горизонтів гірнична маса автосамоскидами БелАЗ-540А доставляється на ДСФ, де переробляється на кусковий кварцит (щебінь), що є основною готовою продукцією підприємства.

Відвалені ж на дно кар'єру породи екскаваторами ЕО-6123А передбачалося переєкскавувати в сторону від укусу - в західному напрямку (породи вкладалися в передвідвал внутрішнього відвалу). Крім того, проектом [137] передбачається, що велика частина цих розкривних порід, відвалених на дно кар'єру, вантажиться екскаваторами ЕО-6123А в автосамоскиди БелАЗ-540А з доставкою в зазначений передвідвал (на відстані 120-150 м від вибою) висотою до 6-7 м.

*Розробка рекомендацій щодо оптимізації відпрацювання родовища.
Відпрацювання корисної копалини уздовж північного крила на
розроблюваній частині Північно-Східної ділянки*

На розроблюваній східній частині Північно-Східної ділянки родовища доцільно в першу чергу відпрацьовувати корисну копалину уздовж його північного крила. Необхідність такого напрямку відпрацювання пояснюється тим, що до досягнення проектних границь кар'єру на цьому крилі ділянки слід посунути борт в північному напрямку на 25-30 м, після чого на погашеному борту залишаються берми: по нижній площадці розкривного уступу (відм. +169,8-+172,0 м) – 20-22 м; по нижній площадці верхнього видобувного уступу (відм. +158,0 - +160,0 м) – 4-5 м.

Уздовж погашеного борта на північному крилі Північно-Східної ділянки, що відпрацьовується, з площадки розкривного уступу формується нижній ярус внутрішнього відвалу (висота до 25 м) з шириною розвантажувального майданчика ярусу до 73-75 м (рис. 5.6). При цьому існуюча автодорога на дні кар'єру повинна бути перенесена на південь і розташовуватися від нижньої брівки південного борта розроблюваної ділянки на відстані 7-8 м. При двосмуговому русі автосамоскидів на дорозі ширина транспортної смуги складе 11-12 м, а з урахуванням узбіч ширина дороги досягне 15 м. Отже, при відстані від узбіччя дороги до нижньої брівки відсипаного ярусу внутрішнього відвалу 7-8 м уздовж південного борта залишається незасипаною виїзна траншея шириною 28-29 м.

Для забезпечення вантажотранспортного зв'язку робочої площадки верхнього видобувного уступу з транспортною бермою погашеного борта на північному крилі ділянки між ними відсипається ковзний з'їзд довжиною 150 м в торцевій частині уступу на північному крилі Північно-Східної ділянки. Ширина з'їзду поверху 12-12,5 м. З боку укосу з'їзд огорожений вздовж проїжджої частини дороги запобіжним породним валом шириною 3,2-3,5 м.

З урахуванням зазначених вище припущень при влаштуванні внутрішніх відвалів уздовж погашеного борта довжина формованого нижнього ярусу відвалу складе близько 290-300 м (рахуючи від існуючих контурів відсипаних відвалів). Приймальна здатність ярусу внутрішніх відвалів складе близько 522 тис. м³.

Відстань доставки порід розкриву від вибою розкривного уступу до розвантажувального майданчика становить від 550 м до 300 м (середнє 430 м).

Кварцитовидні пісковики, видобуті на верхньому видобувному горизонті (спільно з вмісними кварцитовидними пісками) автотранспортом переміщуються по робочому майданчику та транспортній бермі цього горизонту, далі по відбудованому з'їзду на транспортну берму розкривного уступу і по ній вздовж північного борта кар'єру на ДСФ.

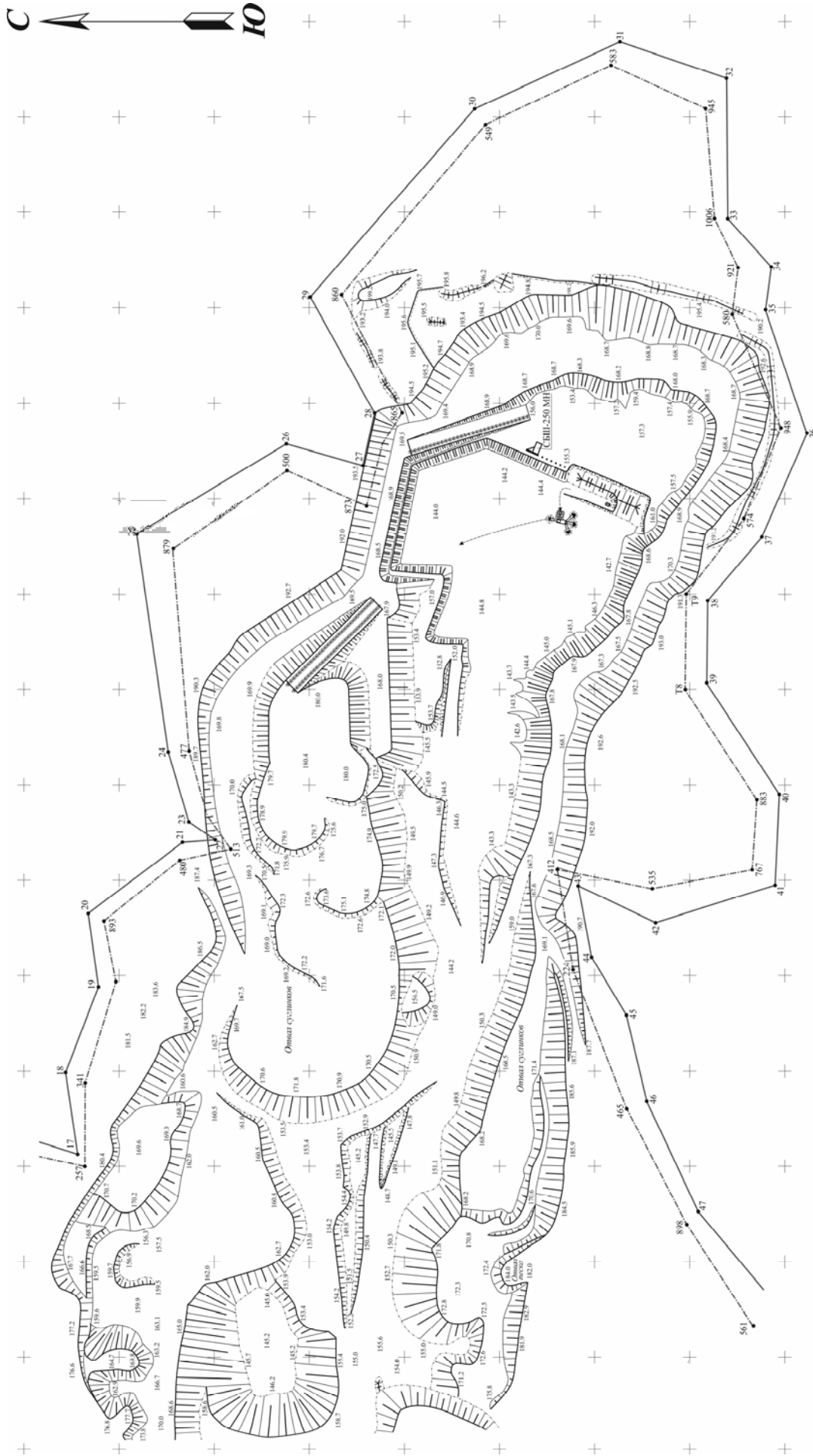


Рис. 5.6. Впровадження проектної пропозиції на ДП ВАТ «Залк» «Глухівський кар'єр кварцитів»

Середня відстань переміщення корисної копалини - 1,55 км. Вийнята на нижньому уступі гірничя маса на ДСФ доставляється по автодорозі, розташованій на дні кар'єру уздовж його південного борта. Відстань перевезення корисної копалини по цій дорозі також дорівнює 1,5-1,55 км. Надалі фронт гірничих робіт на Північно-Східній ділянці, що відпрацьовується, орієнтується уздовж східного борта і його посуювання здійснюється строго на схід, північний схід.

На внутрішніх відвалах слід формувати другий ярус, від майданчика +170,0 м до рівня +180,0 м. При цьому на першому ярусі необхідно залишати берми шириною 12 м. Тоді ширина верхньої площадки другого відвального ярусу складе 30 м. З'їзд на верхню площадку другого відвального ярусу пропонується відбудувати довжиною 125 м уздовж автодороги, розташованої по бермі уздовж північно-східного схилу розкривного уступу невідпрацьованого Північного блока кварцитів на кар'єрі (див. рис.5.6). З урахуванням створення зазначеного з'їзду приймальня здатність другого ярусу відвалів складе близько:

$$V_{n.від} = 230 \times 10 \times 30 - 125 \times 5 \times 12 = 61500, \text{ м}^3 \quad (5.1)$$

Тоді загальний об'єм порід розкриву, який можна розмістити в відвалах першого і другого ярусів дорівнює 583,5 тис. м³.

При відпрацюванні корисної копалини уздовж північного крила Північно-Східної ділянки необхідно провести виймання розкривних порід на площі 4330 м², повний об'єм розкривних порід складе:

$$V_p = S \times h_p = 4330 \times 25 = 108250, \text{ м}^3, \quad (5.2)$$

де h_p - потужність розкривних порід, м.

Породи розкриву складаються у внутрішній відвал, який має два яруси. Об'єм порід, що складається:

$$V_o = V_p \times K_{роз} = 108250 \times 1,28 = 138560, \text{ м}^3, \quad (5.3)$$

де $K_{роз}$ - коефіцієнт розпушення розкривних порід.

Перший ярус з відмітками по нижній брівці +145,0-+154,0 і позначкою верхньої брівки +168,0 м. Другий ярус має позначки +168,0-+180,0 м. Кут укосу кожного з ярусів становить не менше 30°. Довжина в'їзду становить не менше 120 м при ухилі 100 %, а при ухилі 80 % довжина в'їзду складе 150 м. Ширина в'їзду становить не менше 12-18 м.

При відпрацюванні корисної копалини на північному крилі Північно-Східної ділянки видобувні роботи передбачено вести на двох видобувних горизонтах, де об'єм корисної копалини складе:

$$V_{\text{кк}} = V_{1z} + V_{2z} = 120660 + 196570 = 317230 \text{ , м}^3, \quad (5.4)$$

де V_{1z} - об'єм корисної копалини з першого видобувного горизонту, м^3 ;

V_{2z} - об'єм корисної копалини з другого видобувного горизонту, м^3 .

Об'єм високоякісних кварцитів (з урахуванням потужності високоякісної корисної копалини $h_{\text{в.кк}} = 4,6 \text{ м}$) складе:

$$V_{\text{в.кк}} = V_{\text{кк}} \times \frac{h_{\text{в.кк}}}{\sum H_{\text{кк}}} = 317230 \times \frac{4,6}{23} = 63446 \text{ , м}^3, \quad (5.5)$$

де $h_{\text{в.кк}}$ - середня потужність високоякісних кварцитів в зазначеній частині Північно-Східної ділянки, м;

$\sum H_{\text{кк}}$ - потужність першого і другого видобувних горизонтів, м.

Експлуатаційний коефіцієнт розкриву при відпрацюванні північного крила Північно-Східної ділянки складе:

$$K_p = \frac{V_p}{V_{\text{кк}}} = \frac{108250}{317230} = 0,34 \text{ , м}^3/\text{м}^3. \quad (5.6)$$

Біля південного борта на Північно-Східній ділянці кар'єру обладнується насипна естакада для розвантаження автосамоскидів або колісних навантажувачів в приймальний бункер сортувальної установки (ПСУ). Сортувальний пристрій, наприклад конструкції ТОВ ІІ «НВО«Мінералтехніка», компонується пересувними на ковзних опорах «санчатах». Для влаштування естакади висотою 2,8-3,0 м буде потрібно 2,5 тис. м^3 піщаної маси, розміри естакади: $35 \times 22 \text{ м}$ - маневровий майданчик; $6 \times 10 \text{ м}$ - розвантажувальний майданчик; $38 \times 6 \text{ м}$ - заїзд на маневровий майданчик з ухилом 0,08 (див. рис.5.6). Приймальний бункер з розмірами $3,5 \times 2,5 \times 2,0 \text{ м}$ місткістю $17,5 \text{ м}^3$ виготовлений зварною конструкцією. З нього кварцитога гірнична маса (крупністю до 400 мм) стрічковим конвеєром (довжина 10,5 м, ширина стрічки 1800-2000 мм) надходить на первинний грохот типу ГІЛ-52, на якому здійснюється поділ шматків: надгрохотний матеріал +20-40 мм складається в штабелі, далі завантажується в автосамоскиди БелАЗ-540 і транспортується ними на ДСФ; підгрохотний матеріал 0-20 мм аналогічним стрічковим конвеєром подається на вторинне просівання ГІЛ-52, де відокремлюється фракція +5-20 мм - готова продукція для будівництва і динасових заводів. Підгрохотний матеріал, відсів фракції 0-5 мм, стрічковим конвеєром (довжина 10-11 м і ширина стрічки до 1000 мм) переміщується в бічну сторону для складування в передвідвалі. За наявності відповідних споживачів частина відсіву може відвантажуватися їм безпосередньо в кар'єрі.

Економічний ефект від реалізації заходів.

Витрати на видобувні роботи за існуючим варіантом:

Відстань транспортування до ДСФ $L_{mp} = 1,5$, км.

Кількість ходок автосамоскида при транспортуванні річного об'єму перевезення корисної копалини:

$$N_{\text{ходок}} = \frac{Q_{\text{кк}} \times \gamma_{\text{ср}}}{Q_{\text{а.ф.}}} = \frac{161507 \times 2,2}{24} = 14805, \text{ ходок.} \quad (5.7)$$

Сумарний пробіг автосамоскида при перевезенні річного об'єму корисної копалини:

$$L_{\text{тр.річ}} = N_{\text{ходок}} \times \sum L_{\text{тр}} = 14805 \times 3 = 44415, \text{ км.} \quad (5.8)$$

Річні витрати дизельного палива складуть:

$$Q_{\text{д.п.}} = L_{\text{тр.річ}} \times H_p = 44415 \times 1,35 = 59960, \text{ л.} \quad (5.9)$$

Річні витрати на дизельне паливо:

$$Z_{\text{д.п.}} = Q_{\text{д.п.}} \times Ц = 59960 \times 18 = 1079, \text{ тис. грн.} \quad (5.10)$$

Витрати на перевезення відходів переробки корисної копалини у внутрішній відвал становитимуть:

Відстань транспортування від ДСФ до відвалу $L_{mp} = 0,5$, км.

Об'єм перевезення відходів переробки:

$$Q_{\text{відх}} = 0,45 \times Q_{\text{кк}} \times \gamma = 0,45 \times 161507 \times 2,2 = 159892, \text{ т.} \quad (5.11)$$

Кількість ходок автосамоскида при транспортуванні річного об'єму перевезення корисної копалини:

$$N_{\text{ходок}} = \frac{Q_{\text{відх}}}{Q_{\text{а.ф.}}} = \frac{159892}{24} = 6662, \text{ ходок.} \quad (5.12)$$

Сумарний пробіг автосамоскида при перевезенні відходів:

$$L_{\text{тр.річ}}^{\text{відх}} = N_{\text{ходок}} \times \sum L_{\text{тр}} = 6662 \times 1 = 6662, \text{ км.} \quad (5.13)$$

Річні витрати дизельного палива:

$$Q_{\text{д.п.}} = L_{\text{тр.річ}}^{\text{відх}} \times H_p = 6662 \times 1,35 = 8994, \text{ л.} \quad (5.14)$$

Річні витрати на дизельне паливо:

$$Z_{\text{д.п.}} = Q_{\text{д.п.}} \times Ц = 8994 \times 18 = 162, \text{ тис. грн.} \quad (5.15)$$

Витрати на видобувні роботи за запропонованим варіантом:

Відстань транспортування до ПСУ $L_{mp} = 50$, м.

Відстань транспортування до ПСУ і назад у вибій: $L_{mp}^{\text{об}} = 50 \times 2 = 0,1$, км.

Кількість ходок навантажувача на виконання річного об'єму видобутку корисної копалини (161507 м³/355315 т):

$$N_{\text{ходок}} = \frac{Q_{\text{кк}}}{Q_{\text{н.ф.}}} = \frac{355315}{4,3} = 82631, \text{ ходок}; \quad (5.16)$$

$$Q_{\text{н.ф.}} = \frac{V_{\text{к}} \times K_{\text{н}} \times \gamma}{K_{\text{р}}} = \frac{3 \times 0,9 \times 2,2}{1,38} = 4,3, \text{ т.} \quad (5.17)$$

Час роботи навантажувача при виконанні річної продуктивності кар'єру по корисній копалині:

$$T_{\text{річ}} = N_{\text{ходок}} \times t_{\text{ц}} = 82631 \times 0,9 = 1240, \text{ год.} \quad (5.18)$$

Річні витрати дизельного палива:

$$Q_{\text{д.п.}} = T_{\text{річ}} \times H_{\text{р}} = 1240 \times 10 = 12400, \text{ л.} \quad (5.19)$$

Річні витрати на дизельне паливо:

$$З_{\text{д.п.}} = Q_{\text{д.п.}} \times Ц = 12400 \times 18 = 223, \text{ тис. грн.} \quad (5.20)$$

Витрати на перевезення відходів переробки корисної копалини у внутрішній відвал становитимуть:

Відстань транспортування до відвалу $L_{\text{мр}} = 100, \text{ м.}$

Об'єм перевезення відходів грохочення:

$$Q_{\text{відх}} = 0,45 \times Q_{\text{кк}} = 0,45 \times 355315 = 159892, \text{ т.} \quad (5.21)$$

Кількість ходок навантажувача при транспортуванні річного об'єму перевезення відходів грохочення:

$$N_{\text{ходок}} = \frac{Q_{\text{відх}}}{Q_{\text{н.ф.}}} = \frac{159892}{4,7} = 34020, \text{ ходок}; \quad (5.22)$$

$$Q_{\text{н.ф.}} = \frac{V_{\text{к}} \times K_{\text{н}} \times \gamma}{K_{\text{р}}} = \frac{3 \times 0,95 \times 2,0}{1,2} = 4,7, \text{ т.} \quad (5.23)$$

Час роботи навантажувача при перевезенні річного об'єму відходів грохочення:

$$T_{\text{річ}} = N_{\text{ходок}} \times t_{\text{ц}} = 34020 \times 1,25 = 709, \text{ годин.} \quad (5.24)$$

Річні витрати дизельного палива:

$$Q_{\text{д.п.}} = T_{\text{річ}} \times H_{\text{р}} = 709 \times 10 = 7090, \text{ л.} \quad (5.25)$$

Річні витрати на дизельне паливо:

$$З_{\text{д.п.}} = Q_{\text{д.п.}} \times Ц = 7090 \times 18 = 127, \text{ тис. грн.} \quad (5.26)$$

Витрати на транспортування корисної копалини в обсязі 3555315 т-159892 т = 195423 т корисної копалини на ДСФ при використанні в якості транспортного засобу автосамоскида БелАЗ-540 складуть:

Середня відстань транспортування до ДСФ або до складу $L_{тр} = 1,5$, км.

Кількість ходок автосамоскиду:

$$N_{ходок} = \frac{Q_{кк}}{Q_{а.ф.}} = \frac{195423}{24} = 8143, \text{ ходок.} \quad (5.27)$$

Сумарний пробіг автосамоскида:

$$L_{тр.річ} = N_{ходок} \times \sum L_{тр} = 8143 \times 3 = 24429, \text{ км.} \quad (5.28)$$

Річні витрати дизельного палива:

$$Q_{д.п.} = L_{тр.річ} \times H_p = 24429 \times 1,35 = 32979, \text{ л.} \quad (5.29)$$

Річні витрати на дизельне паливо:

$$Z_{д.п.} = Q_{д.п.} \times Ц = 32979 \times 18 = 594, \text{ тис. грн.} \quad (5.30)$$

Таблиця 5.1

Ефективність реалізації запропонованих варіантів і заходів

Вид витрат	Сума, тис.грн	
	Існуючий варіант	Запропон. варіант
Транспортування корисної копалини до сортувальної установки	-	223
Перевезення відходів переробки корисної копалини в відвал	162	127
Транспортування корисної копалини на ДСФ при використанні автосамоскида БелАЗ-540	1079	594
РАЗОМ	1241	944
ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ	297 тис. грн	

5.4 Результати впровадження екологоощадної технології розробки в проєкті Ахтовського гранітного кар'єру

Ефективність екологоощадної та ресурсозберігаючої технології ілюструється на прикладі Ахтовського родовища гранітів, технічний проєкт якого розроблений ІПГП НТУ «ДП» і затверджений Замовником [128]. Це родовище розроблялося однойменним кар'єром до 1995 р. Він входив до складу підприємства Миколаївського «Облміжколгоспбуду». Ахтовський кар'єр розкритий на два горизонти загальними внутрішніми напівтраншеями. З'їзди відбудовані в південній частині кар'єрного поля. Позначки наявних уступів у межах: верхнього від +37,0 до +43,0 м; нижнього – від +23,5 до +29,0 м. Кар'єр має розміри із заходу на схід – 320 м, з півдня на північ – 500 м. Глибина кар'єру становить 25 м. Борта кар'єру на сході й півночі відпрацьовані в

граничне положення. Від цих границь на відстані 100 м протікає р. Мертвовод на сході й р. Арбузинка на півночі. Відпрацьовування Ахтовського кар'єру велось з видобутку запасів гранітів категорії А. Площа виробленого кар'єрного простору становить 150 тис. м². Ширина площадки нижнього уступу – 120-160 м; верхнього уступу – 60-140 м. Верхнім (передовим) уступом відпрацьовують розкривні породи, що представлені ґрунтовим шаром, суглинками, мергелисто-глинистими породами та вивітряними гранітами.

Границі кар'єрного поля розташовані в межах підрахованих запасів корисної копалини категорій А+В+С₁ й у межах гірничого відводу. Вона проходить по верхній брівці розкривного уступу. Площа кар'єрного поля – 71 га, периметр – 4102 м, довжина із заходу на схід – 1260 м; з півдня на північ – 490-980 м. Максимальні позначки поверхні – +70,0 м, мінімальні позначки поверхні – +35,0 м (рис. 5.7). Річна продуктивність кар'єру з виймання граніту – 400 тис. м³ у щільному тілі; з розкриву – 30,2 тис. м³. Кількість робочих днів на рік з видобутку – 260 у три зміни по 8 год; з розкриву – 150 у дві зміни по 8 год. Роботи ведуться 5 днів на тиждень.

При розробці гранітів для створення внутрішнього відвалу передбачається частину розкривних порід (122,32 тис. м³) розмістити в межах кар'єрного поля. З огляду на змінну потужність покриваючих порід передбачаються розкривні породи розмістити в межах кар'єру III черги. З урахуванням того, що потужність розкривних порід у середньому становить 3 м, відвал «Тимчасовий» споруджується на косогорі до позначки +65,0 м. Фронт відвальних робіт посувається в східному напрямку в бік струмка, який перетинає балку й розташований в межах кар'єрного поля.

Відвал «Тимчасовий» розташовується на запасах категорії З₁ і у міру посування фронту гірничих робіт і відпрацьовування кар'єру III черги переноситься у внутрішній відвал, який сформований на позначці +7,0 м. При цьому розкривні породи у відвалі відпрацьовуються як технологічний розкрив верхнього уступу. Площа, зайнята відвалом «Тимчасовий», становить 30000 м². Висота відвалу коливається від 0,5 м до 3 м. Кут укосу відвалу 32-35°. Довжина відвалу – 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 покращеною кар'єрною дорогою від вибою до струмка. Струмок пересипається й формується дорога уздовж його. Відвал формується бульдозером CAT D-8N.

Економія витрат на створення приконтурного відвалу «Тимчасовий» у порівнянні із зовнішнім становить 628,8 тис. грн. Ґрунтово-рослинна маса знімається бульдозером, складається в бурти-склади, відвантажується розкривним екскаватором в автосамоскиди у міру переміщення фронту гірничих робіт і переміщається в тимчасові склади на території 3-ї черги відпрацювання кар'єру. При завершенні формування стрічкового внутрішнього відвала по східній і північній границі уздовж цих бортів відпрацьованого кар'єрного поля, ґрунтово-рослинна маса наноситься на його верхню площадку шаром 40 см.

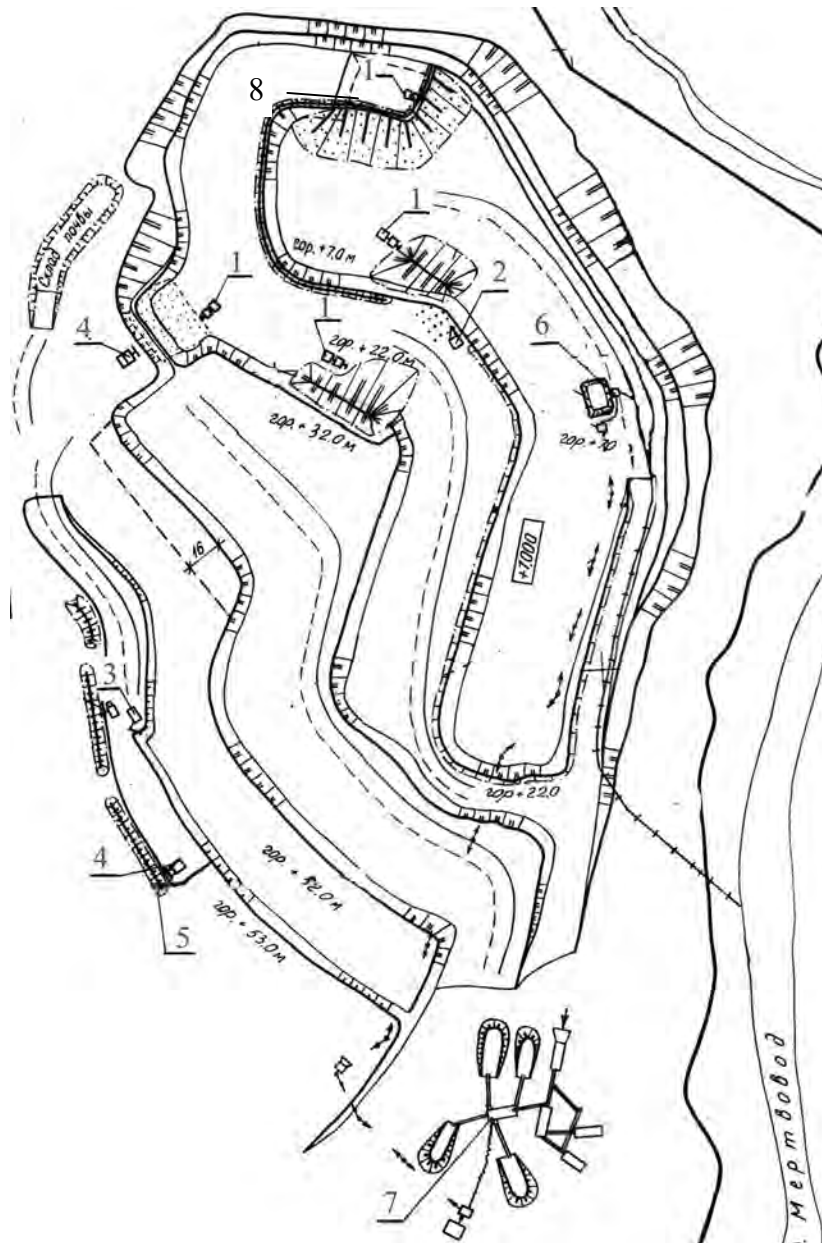


Рис.5.7. План гірничих робіт Ахтовського гранітного кар'єру:
1 – фронтальні колісні навантажувачі; 2 – буровий верстат; 3 – екскаватор на розкритті; 4 – бульдозер; 5 – склади порід розкриття; 6 – водозбірник; 7 – пересувне дробильно-сортувальне устаткування (ПДСУ); 8 – внутрішній відвал

Основний обсяг порід розкриття переміщається в стрічковий внутрішній відвал у міру відпрацювання нижнього добувного уступу з позначкою підшви +7 м. Виймання породи виконується екскаватором JCB –JSB 330 NL D типу зворотна мехлопата з ковшем місткістю 1,7 м³ у комплексі з автосамоскидами JVECO MP 380 E 35 H вантажопідйомністю 25 т. Зазначеним проектом також передбачається виймання порід розкриття і її перевезення вітчизняним обладнанням таких же типорозмірів, як і описані вище. Наприклад, екскаваторами-мехлопатами Е-1251, Е-2503 й ін. з навантаженням на

автосамоскиди КРАЗ -256 Б, КАМАЗ -55111 або КАМАЗ-65111 та ін. марок. Середня відстань переміщення порід розкриву у внутрішній відвал 0,7 км.

Річний обсяг виїмки розкриву визначається інтенсивністю посування добувних робіт, що становить 32 м. Річний обсяг 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 1-й черги кар'єру вироблений простір сформований і дозволяє переміщати розкрив по поверхні й площі на уступ +52,0 м, безпосередньо до верхньої площадки південного й північного бортів для розвантаження порід під укіс із гравітаційним спуском на площадку уступу +22,0 м. Відстань транспортування 0,2 км. Через невеликі обсяги розкривних робіт як навантажувально-транспортне обладнання тут крім автосамоскидів проектом також приймаються колісні навантажувачі JCB RD 456 HT 5 HLA. У міру накопичення розкриву на горизонті +22,0 м навантажувачі направляються до відвалу «Тимчасовий» й переміщують розкривні породи по площадках уступу та відвалу з позначкою +22,0 м, у прибортовий стрічковий відвал з підшовою на горизонті +7,0 м. Відстань транспортування при переєкспавації становить 0,2-0,3 км при середньому значенні 0,2 км. Породи на верхній площадці прибортового відвалу плануються навантажувачем у процесі розвантаження розкриву. Змінна продуктивність одного навантажувача розраховуються 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 дорозі – 1 хв; час рейсу – 3,3 хв; кількість рейсів за зміну – 130; норма виробітку – 260 м³ за зміну. Час циклу роботи навантажувача 8,5 хв, норма виробітку за зміну 102 м³. Кількість навантажувачів у роботі 6 од., за списком – 7 од. Річна продуктивність робочого навантажувача 477,3 тис. м³.

Продуктивна товща гранітів, що підлягає розробці й переробці в товарну продукцію, має хвилясту поверхню в межах позначок +52 м - +44 м. Промислові запаси по категоріях А+У підраховані до позначки +7,0 м. Для ефективного використання гірничотранспортного обладнання й можливості складування розкриву в межах кар'єрного поля видобуток граніту ведеться на трьох уступах: верхній – з підшовою по позначці +37,0 м (уступ +37,0 м); середній – з підшовою по позначці +22,0 м (уступ +22,0 м); і нижній – з підшовою по позначці +7,0 м (уступ +7,0 м). При підвищенні позначок поверхні до граничних (+62,0 - +64,0 м) верхній уступ ділиться по висоті на два самостійних уступи. Розкривний середньою потужністю 5 м, представлений м'якими породами й сильно вивітряними гранітами, розробляється без попереднього розпушування. Вивітрені граніти середньою потужністю 3,1 м відпрацьовуються аналогічно з буропідривним розпушенням масиву порід. Для переробки розпушеного вибухом граніту у відповідності з завданням на проектування прийнята напівстаціонарна дробильно-сортувальна установка (ПДСУ) виробництва компанії TEREX з годинною продуктивністю 400 т або

152 м³ у цілику. Доставка дробленого граніту до ПДСУ здійснюється колісними навантажувачами JCB KB 456 HT 5 HLA з місткістю ковша $V_k=3,5$ м³. Для безпечної роботи у вибої в процесі підривання масиву 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 висадженої породи формується висотою 7,5-8 м. Витрати вибухової речовини збільшені до 1,1 кг/м³, що дозволяє одержувати середній кусок розпушеної породи діаметром 250 мм. Ширина розвалу по підшві 45 м (рис. 5.8).

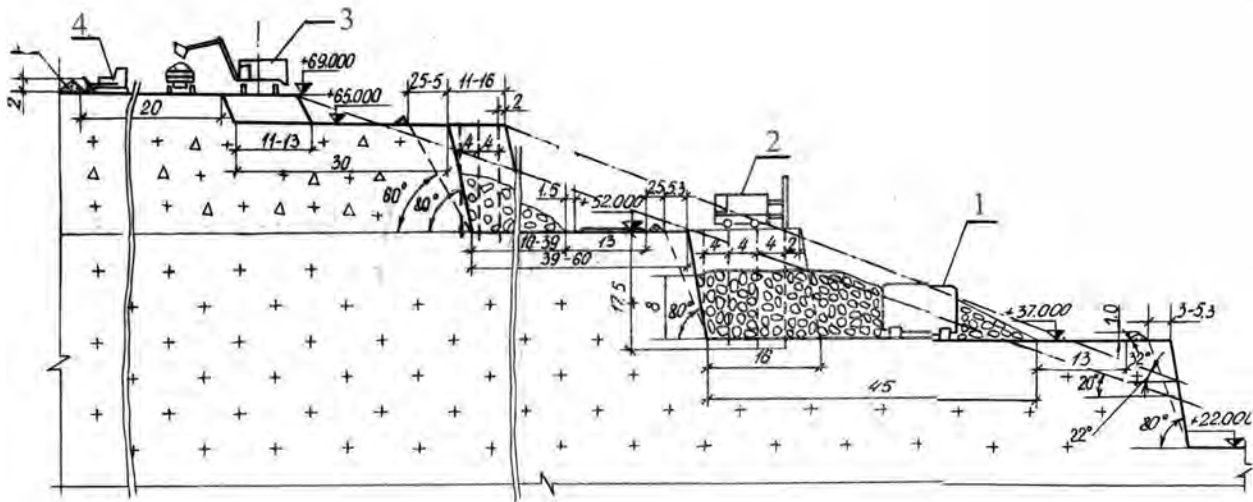


Рис. 5.8. Конструкція робочого борта кар'єру (позначення див. рис. 5.7)

Розкриття гор. +7,0 м і переформування підготовлених існуючих уступів виконується буропідривним способом із проходкою виїзних траншів з ухилом 80 %. Після відпрацьовування I черги кар'єру виїзна траса переноситься південніше. Виїзд із уступа +22.0 м до південної межі кар'єру ліквідується. Для формування виїзної траншеї з гор. +7,0 м використовується розкрив із прибортового стрічкового відвалу й розроблюваного розкривного уступу. Роботи виконуються бульдозером і колісними навантажувачами. Об'єм породи для формування насипної виїзної напівтраншеї – 310,5 тис. м³. Застосування фронтальних колісних навантажувачів у порівнянні з екскаваторно-автомобільним комплексом обладнання дозволяє відмовитися від використання на добувних роботах екскаватора Е-2503 та 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 відвалі з наступним їхнім переміщенням у внутрішній відвал, поряд із пристроєм ПДСУ в кар'єрі дозволяє запобігти порушенню гірничими роботами 5,2 га прилеглих родючих земель або близько 10 % площі гірничого відводу.

5.5 Впровадження удосконалених технологічних схем видобутку корисних копалин на родовищах Побужжя

Типовим кар'єром з розробки твердих нерудних корисних копалин Побужжя є кар'єр з розробки ділянок Капітанківського родовища гранітів Миколаївської обл.

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 – Побузької і Довгопристанської [129].

Довгопристанська ділянка розміщена на лівому березі р. Південний Буг в 1-1,5 км на південний схід від с. Довга Пристань навпроти с. Токарівка, що знаходиться на правому протилежному березі Південного Буга. На ділянці відкрито у 1963 р. Довгопристанський гранітний кар'єр.

Селище Побужжя з'єднане з ділянкою ґрунтовою дорогою і розміщене в 10 км на північний захід від ділянки.

Найближчими населеними пунктами до родовища являється села Довга Пристань, Олександрівка, Капітанківка, Брод, Подгір'я, 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. Найближчий капітальний міст через р. Південний Буг знаходиться в м. Первомайськ на відстані 20 км на південний схід від родовища.

Геологія. Довгопристанська ділянка розміщена на схилі лівого корінного берега річки Південний Буг. Південна частина ділянки на межі із схилом долини р. Південний Буг має найменші позначки, північна частина ділянки характеризується більш високим гіпсометричним положенням. Коливання абсолютних позначок поверхні в межах ділянок 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.

Докембрійські кристалічні породи представлені сірими і рожево-сірими чарнокітовими мігматитами, рожевими дрібно-середньозернистими апліто-пегматоїдними гранітами. Вказані породи відносяться за віком до верхнього архею.

Мінералогічний склад розових гранітів і мігматитів чарнокітового комплексу Довгопристанської ділянки аналогічний мінеральному складу Побужської ділянки. Основними породотвірними мінералами є плагіоклаз, мікроклін, кварц, біотит; в чарнокітах присутні гіперстен; акцесорні – малакон, циркон, апатит, рудні – ільменіт. Макроскопічні рожеві апліто-пегматоїдні граніти являють собою дрібно-, середньозернисту, ділянками крупнозернисту неяснополосчасту породу рожевого, сіро-рожевого і сірого кольорів, по площинах тріщин забарвлені гідроксидами заліза. У 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 у межах ділянки коливається 0 - 12,9 м, потужність порід, зачеплених вивітрюванням, коливається в межах 0,1-9,9 м. 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 м.

Простягання розових апліто-пегматоїдних гранітів і мігматитів чарнокітових в межах ділянки мінлива і коливається від Пв.Зх 330 м до Пв.Сх 50 м. Падіння порід південно-східне, північно-східне і північно-західне під кутом 70-85°.

Верхня частина кристалічних порід піддана в рівному ступені процесам вивітрювання. Потужність вивітрених порід у межах ділянки за даними свердловин коливається в межах 0-17,4 м. Тріщинуватість кристалічних порід ділянки розвинута в основному в одному напрямку, що співпадає із елементами залягання порід. Перевагу мають крутоспадні і вертикальні тріщини. По свердловинах відмічено полосчаті породи. Кут падіння цих тріщин 70-90°. Поверхня кристалічних порід покрита породами кори вивітрювання – первинними каолінами, іноді жорствою кристалічних порід рівномірної зернистості. Потужність каолінів у межах ділянки за даними 3-х свердловин (9,13,38), які зустріли каоліни, коливається від 1 м до 17,3 м. Потужність жорстви, які зустріто практично всіма свердловинами, складає 0,5-4,7 м. Загальна потужність вивітрених порід у межах ділянки коливається від 0,6 м до 17,3 м. До осадових порід неогенового віку віднесено, сірі глини, які зустрічаються в північній та південно-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 відноситься до середньо-сарматського підярусу і досягає 0,9-1,3 м в межах ділянки. Товща неогенових відкладень шароподібно покриває кристалічні породи і простежується тільки в північній (св. 31,41) і північно-східній (св. 35 і 36) частинах ділянки. Як видно із наведених даних, загальна потужність неогену досягає 10,2 м.

Осадові 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 м до 6,5 м. До четвертинних відкладень відносяться також піски, які стратиграфічно залягають нижче суглинків. Піски переважно дрібнозернисті 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 м. Породи четвертинного віку в межах ділянки мають повсюдне поширення. Вони покривають більш древні неогенові утворення, а місцями, за відсутності останніх, – породи кори вивітрювання кристалічних або безпосередньо кристалічні породи. Корисною копалиною на

ділянці є свіжі невивітрені граніти і зачеплені вивітрюванням кристалічні породи – граніти і мігматити архейського віку.

Неогенові і четвертинні породи, є пухкі відкладення, а також вивітрені кристалічні породи за своїми фізико-механічними властивостями не можуть бути використані для бута і щебеню, віднесені до розкривних порід. Сумарна потужність розкривних порід на ділянці коливається в межах 0,7-24,9 м.

Гідрогеологічні умови. В процесі гідрогеологічного обстеження були відмічені всі виходи підземних вод на ділянці і на прилеглих до неї площах. Основним фактором є його положення в поіменній і при схильній частині долини р. Південний Буг. Відмітка поверхні річки поблизу ділянки складає 73,2 м. Гіпсометричне положення покрівлі граніту коливається в межах позначок 94,4-99,9 м, значно вище рівня води в річці. Тому при розробці родовища фільтрація через покрівлю кристалічних порід буде відсутня.

На ділянці присутні джерела і їх дебіт становить 0,05-0,2 л/с. 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 і є постійним водоносним горизонтом і поширюється по всій площі розвіданої ділянки. Глибина залягання його – 6,1-22,2 м. Покрівля кристалічних порід звичайно зруйнована до стану жорстви і щебеню.

Потужність обводнених товщ даної зруйнованої зони складає 0,1-12,6 м. Відсутність витриманого за простяганням і потужністю водотриву обумовлює гідравлічний зв'язок води з тріщинуватих порід з водами четвертинних відкладень. У привододільній частині розвіданої ділянки (св. 35, 41), де кристалічні породи перекриваються шаром сірої щільної глини, водоносний горизонт носить слабонапірний 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 позначки дзеркала води підземних вод збільшуються за напрямками від річки до водорозділу від 78,3 м до 105,5 м. Напрямок руху підземних вод простежується з сторони водорозділу до річки. Розкрита потужність водоносного горизонту не перевищує 40 м.

Загальний притік води в кар'єр у процесі його максимальної розробки буде складати 1730 м³/добу (70 м³/год). Середній коефіцієнт фільтрації 0,029 м³/добу. Таким чином, осушення кар'єру може бути проведено шляхом відкритого водовідливу. Крім того, з часом, коли створиться депресійна воронка в дзеркалі підземних вод, водоприток за рахунок підземних вод значно зменшиться.

Основну загрозу становить водоприток за рахунок фільтрації зі сторони річки. Для захисту кар'єру від паводкових і проливних вод слід передбачити залишення ціликів граніту й обвалування по контуру кар'єру і розкривних

порід.

Підрахунок запасів корисної копалини. У зв'язку з витриманою якістю корисної копалини на глибину і по площі проведено загальний підрахунок запасів кристалічних порід родовища без поділу на петрографічні різновиди. До розрахунку прийняті свіжі кристалічні породи та породи, зачеплені вивітрянням. Запаси підраховані середньоарифметичним методом у межах розвіданого контуру.

Запаси кристалічних порід на Довгопристанській ділянці підраховані методикою середньоарифметичного і ступінь їх розвіданості віднесена по категоріях А, В і С₁. Затверджені запаси кристалічних порід Капітанківського родовища (Довгопристанської ділянки) як сировина придатна для бутового каміння та щебеневої продукції для будівельних робіт, згідно перерахунку, проведеного у відповідності за категоріями (табл. 5.2).

Побузька ділянка за своїми характеристиками корисних копалин придатна для аналогічної продукції, як і на Довгопристанській ділянці. Запаси корисних копалин Побузької ділянки оцінено такими: категорії А – 256,1 тис.м³, В – 144,7 тис.м³, С₁ – 88,6 тис.м³.

Таблиця 5.2

Запаси корисної копалини за категоріями, тис. м³

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 категоріях А+В+С ₁	4262,0	392,2	3869,8

Сутність технологічної схеми розробки гранітів, що апробована в проєкті

Проєктом розробки прийнято заглиблено-суцільну систему розробки [23, 30] із постійними з'їздами. Довгопристанська ділянка Капітанківського родовища з урахуванням геологічної будови і об'ємів розкривних порід, розкривається з південно-східної частини по південному борту кар'єру.

Ділянка родовища розкривається капітальною траншеєю з позначки +101 м на відмітку +93 м. З'їзди формуються напівтраншеями розміщеними на південному борту кар'єру на позначки +93-+88 м, +88-+78 м, +78-+68 м, +68-+58 м. Довжина траншеї, що розкриває перший розкривний горизонт з урахуванням позовжнього похилу 80 %, складе 100 м, наступні розкривні виробки формуються з таким ж ухилом довжиною 125 м.

Підготовка скельних гірських порід до виймання проводиться буропідричним методом (рис. 5.9) з використання сучасних вибухових речовин

з завантаженням висадженої гірничої маси екскаватором з дизельним приводом в автосамоскид. Екскаватор фірми Hitachi «Zaxis-450 LD-3», з ємністю 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.

Ширина проїзної частини автодороги в кар'єрі розрахована за умови двостороннього руху автосамоскидів і становить 16 м.

Бурові роботи виконуються буровим станками Atlas Copco L6 діаметр свердловин 95-110 мм. Проектом передбачено ВР, допущені Держгірпромтехнаглядом до промислового використання.

Технологічні рішення

У проекті розглянуто розробку даного кар'єру з мінімальними втратами корисної копали. Запропоновано 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 перший горизонт +101 м розробляє перемінну потужність розкривних порід, яка знаходиться вище початку розробки і розробляється без створення похилої розкривної виробки.

Всі наступні горизонти +93 м, +88 м, +78 м, +68 м, +58 м розробляються внутрішніми напівтраншеями, об'єми яких необхідно вийняти при проведенні внутрішніх напівтраншей та котлованів для створення початкового фронту робіт, наведено в табл. 5.3.

Таблиця 5.3

Параметри та об'єми розкривних виробок

№ п/п	Показник	Висота уступу, м	Керівний ухил	Кути укосів при проведенні траншей, 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

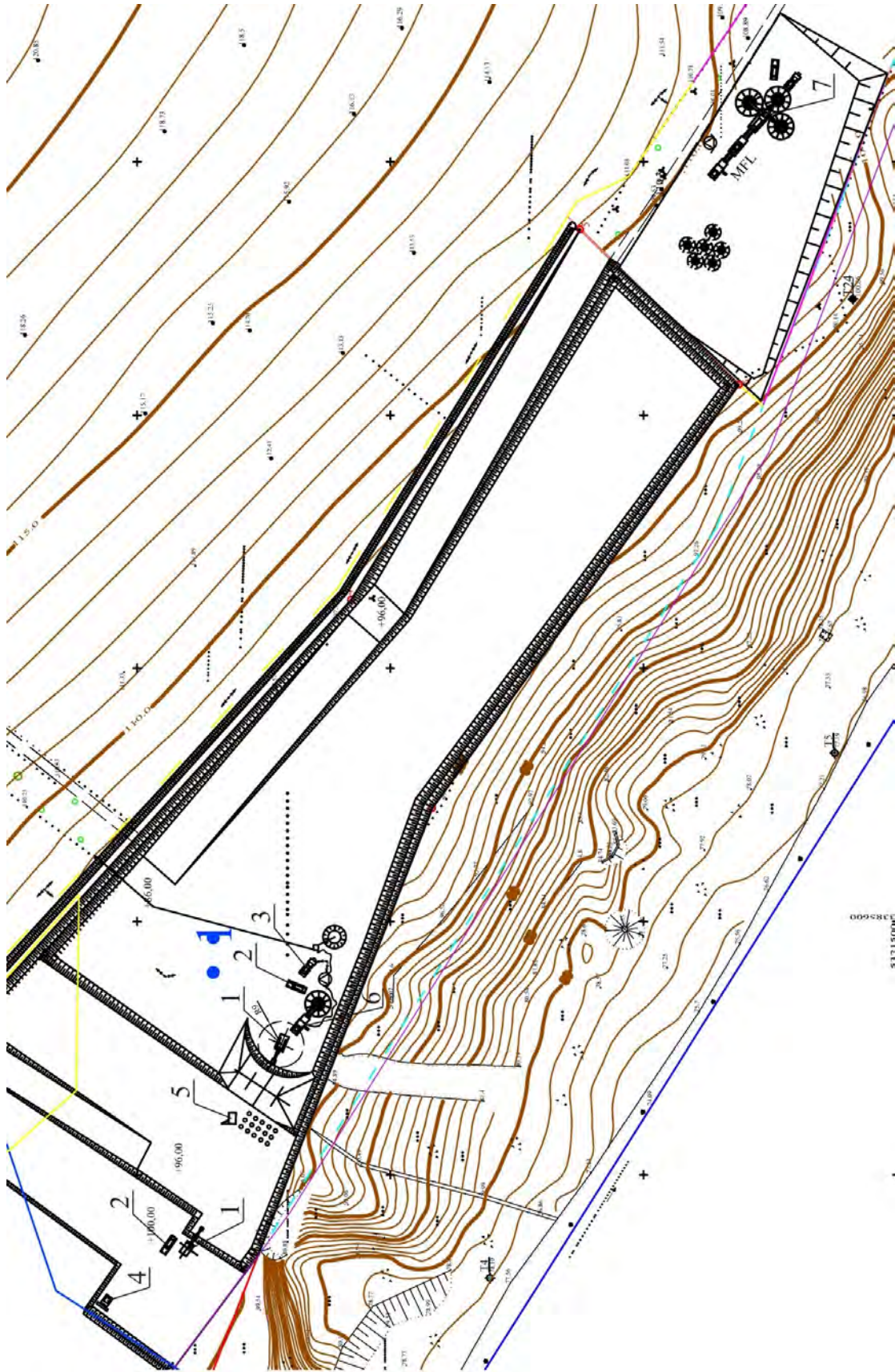


Рис. 5.9. Технологічна схема розробки Довгопристанської ділянки: 1 – екскаватор; 2 – автосамоскид; 3 – колісний навантажувач; 4 – бульдозер; 5 – буровий верстат; 6 – мобільна дробильно-сортувальна установка; 7 – напівстаціонарна дробильно-сортувальна установка

Розробка проводиться до кінця кар'єрного поля в заданому напрямку. Розкривні породи, об'єм яких 530779 м^3 , з них 27606 м^3 є ґрунтово-рослинним шаром, розміщуються в північно-західній частині кар'єрного поля у тимчасовий відвал площею 3,7 га. На другому етапі розробки з розкривних порід з південної сторони у виробленому просторі формуються 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, який буде переноситися у міру просування фронту гірничих робіт. Сполучення денної поверхні з робочими горизонтами виконується за допомогою насипних з'їздів 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 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.

Дробильно-сортувальний комплекс на першому етапі розробки розміщується поблизу виїзду з кар'єру, таке розміщення дозволяє суттєво скороти відстані транспортування гірничої маси.

Сутність апробованої в проекті технологічної схеми розробки гранітів на кар'єрі малої площі (Побузька ділянка)

Розкриття родовища. На даній ділянці з урахуванням того, що родовище перебуває в заплаві частині р. Південний Буг розкривні виробки мають незначні параметри. Відпрацьовування 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 межі водоохоронної зони шириною 100 м. Вантажотранспортний 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 буропідричним 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 ємністю ковша $1,62 \text{ м}^3$ дозволяє відпрацьовувати уступ висотою до 7 м верхнім черпанням. Вони обслуговуються автосамоскидами типу Scania або подібних вантажопідйомністю 25 т, 30 т.

Бурові роботи здійснюються буровими верстатами Atlas Copco L6, діаметр свердловини 90-110 мм.

Вибір системи розробки. Гірничо-геологічні й інженерно-геологічні умови залягання корисної копалини й існуючий досвід експлуатації аналогічних родовищ гранітів визначили застосування в проєкті на Побузькій ділянці Капітанківського родовища транспортної системи розробки з паралельним посуванням фронту гірничих робіт, при якій гірничі роботи розвиваються з поступовим зниженням до проєктної глибини +76,0 м на Побузькій ділянці, а потім тільки в горизонтальному напрямку з паралельним посуванням фронту робіт.

На кар'єрі застосовується зазначена вище система розробки з переміщенням розкривних порід у постійний і тимчасовий (для порід ґрунтово-рослинного шару) зовнішні відвали. Основні види гірничотранспортного устаткування прийняті згідно завдання на виконання даного проєкту (рис. 5.10): екскаватори – Hitachi типу Zaxis 450 LD-3 (пряма лопата) і Hitachi типу Zaxis 330 LC-3 (зворотна лопата); автосамоскиди – фірми Scania (модель CB6×4 NHZ, вантажопідйомністю 25 т); колісний навантажувач Hitachi ZW-250 – (об'єм ковша 3.6 м³); бульдозер – ТС-10 («Добриня»); буровий верстат – Atlas Copco L6 (діаметр свердловини 95-110 мм); мобільний комплекс MFL.

Коригування технологічних заходів з еколого- й енергозберігаючого видобутку і переробки корисних копалин на Капітанківському родовищі гранітів в умовах зменшеної СЗЗ згідно з зауваженнями експертів

Під час проходження експертизи робочого проєкту «Розробки Побузької й Довгопристанської ділянок Капітанківського родовища гранітів» в Держгірпромнагляді Миколаївської обл. (ДП «Миколаївський ЕТЦ») експертами було пред'явлено низку зауважень.

Окрім організаційних питань, які стосувалися оформлення проєкту, були висунуті зауваження щодо порушення нормативно-правових актів з питань охорони праці та промислової безпеки. Особлива увага приділялася безпеці ведення гірничих робіт; заходів, що гарантують безпеку населення; охорони праці при виконанні буропідливних робіт.

Під час усунення зауважень Інституту з проєктування гірничих підприємств Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» було розроблено і запропоновано низку заходів, які б дозволили підвищити безпеку виконання буропідливних робіт, безпеку ведення робіт та охорону навколишнього середовища на зазначеному підприємстві.

Зокрема було зауважено: а) буропідливні 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 Національного технічного університету «ДП» було розроблено «Проєкт ведення буропідливних робіт на кар'єрах Капітанківського родовища гранітів». арх. № 070348; Керівник к.т.н. В.Ю. Швець. В ньому передбачено: екологоощадні буропідливні 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 протилежному від житлової зони напрямку.

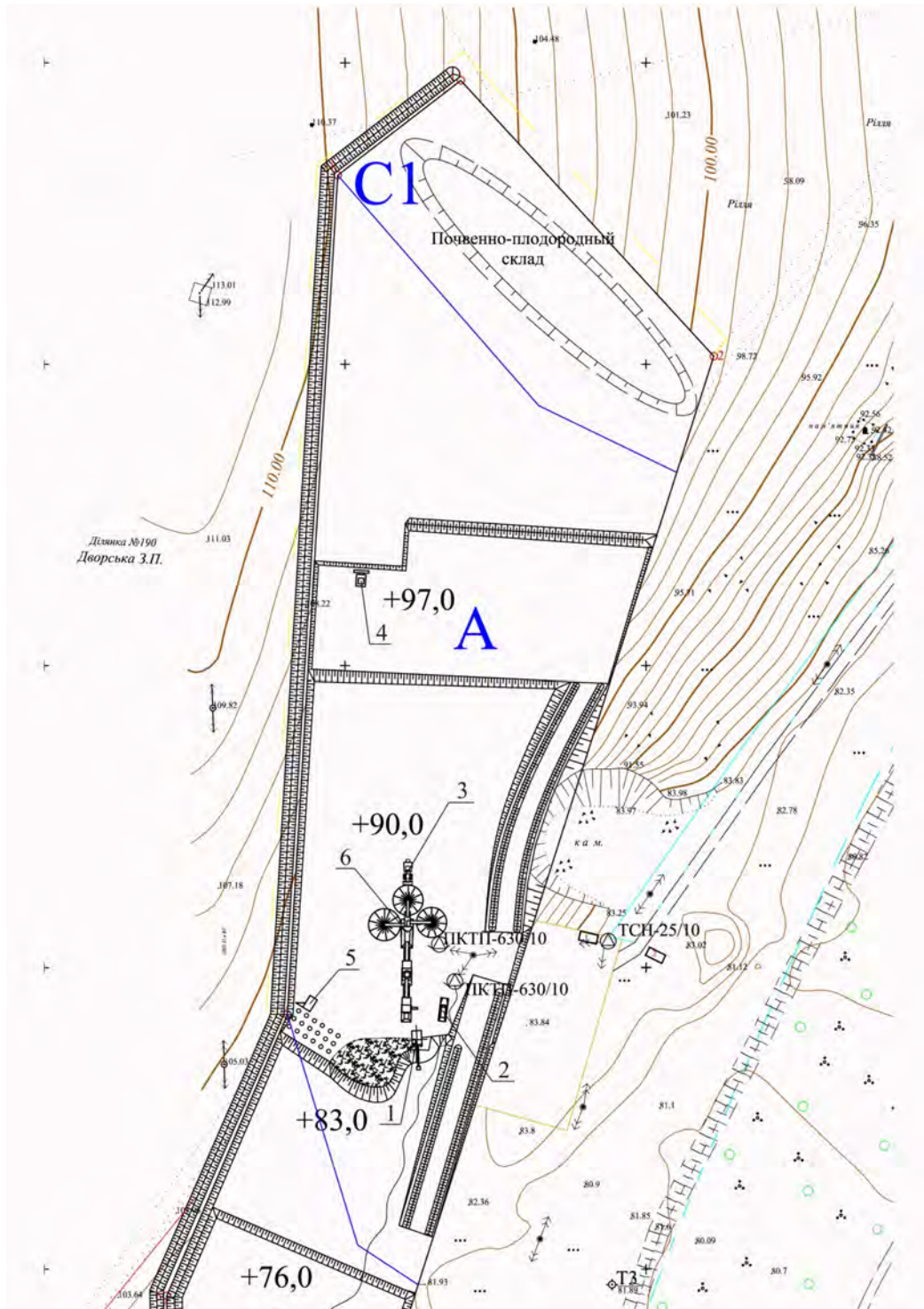


Рис. 5.10. Технологічна схема розробки Побузької ділянки: 1 – екскаватор; 2 – автосамоскид; 3 – колісний навантажувач; 4 – бульдозер; 5 – буровий верстат; 6 – мобільна дробильно-сортувальна установка

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 природним 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 розкриву та корисної копалини, від роботи кар'єрної техніки. Відповідно до представлених розрахунків, внески 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'єктів на значній відстані від населеного пункту.

Розроблено обґрунтування можливості скорочення нормативної санітарно-захисної зони Довгопристанської та Побузької ділянок Капітанківського родовища гранітів.

Запропонована технологія виконання буропідривних робіт для руйнування скельних порід забезпечує ефективне розпушення гірських порід і зменшення негативного впливу підривних робіт за фактором розлітання кусків гірничої маси діями ударно-повітряної і сейсмічної хвиль 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 й екологічної безпеки, а також охорони праці та промислової безпеки.

5.6 Реалізація екологоощадних технологій у проекті розробки Одарівського родовища гнейсів

Загальні відомості про район розробки. Одарівське родовище мігматитів розташоване в Оріхівському районі Запорізької області в 0,5 км на південь від с. Одарівка, на лівобережжі р. Конка [130].

Районний центр м. Оріхов розташований в 20 км на південний схід, а найближча залізнична станція «Загальна» Придніпровської залізниці - в 4 км на схід від родовища, станція «Фісаки» - в 4,5 км на захід від нього.

Найближчими до родовища населеними пунктами, крім села Одарівка, є села Комишуваха, Дмитрове та ін. На відстані 200 м на північ від родовища проходить залізнична лінія Запоріжжя-Камиш Зоря, а в 500 м на північ - автотраса Запоріжжя - Маріуполь. У 300 м на захід від західного контуру кар'єру проходить високовольтна лінія в 750 кВт республіканського значення.

Географічні координати Одаровського родовища мігматитів складають: 47 42'північної широти і 33 36' східної довготи від Гринвіча.

Дорозвідана площа в 2 га примикає із заходу і сходу до контуру раніше розвіданого родовища площею 19,9 га.

Межами ділянки є: із заходу - лінія, розташована в 120-150 м на захід від західної границі кордону кар'єрного поля в межах площі, виділеної облвиконкомом, на півночі - в 50 м на південь від берегової лінії р. Конка, на сході - в 200 м на схід 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 у західній околиці Конксько-Ялинської западини в межах Оріхово-Павлоградського синклінорію і приурочені до комплексу порід Аульської світи консько-верховцевської серії.

У геологічній будові родовища беруть участь відкладення четвертинного віку і докембрійські кристалічні породи.

Покрів четвертинних відкладень в межах родовища має суцільне поширення.

До четвертинних утворень, що залягають в межах родовища, відноситься ґрунтово-рослинний шар, піски, супіски і глини.

Ґрунтово-рослинний шар являє собою сильно гумусований суглинок з великою кількістю органічних залишків. Потужність його коливається від 0,2 (розч. №3) до 2,0 м (св. №30), в середньому складаючи 0,45 м. Покрів четвертинних відкладень в межах родовища має суцільне поширення.

Піски, супісок і глини, в зв'язку з тим, що родовище розташоване на схилі долини р. Конка, за своїм генезисом віднесені до алювіальних утворень.

Піски (а III) дрібнозернисті сірі, світло-сірі до світло-жовтих кварцові, в основному, глинисті, іноді з прошарками середньо- і грубозернистих, потужність їх коливається від 1,5 (розч. №3) до 12,6 м (св. №16-А), в середньому складаючи 4,4 м. Піски на родовищі витримані за простяганням, і зустрінуті всіма свердловинами (за винятком св. №31).

Піски на родовищі повсюдно подстиляються глинами, які більш-менш витримані за простяганням, а за потужністю по окремих свердловинах збільшуються на південь. Відсутні вони лише в свердловинах №16-А та 27.

Глини являють собою від жовто-бурого до темно- та коричнево-бурого породи (а II), пластичну, часто записочену, щільну, що містить в нижній частині шару уламки кристалічних порід. Потужність глин становить від 0,2 (розч. №3) до 8,0 м (св. 14), в середньому 3,35 м.

Загальна потужність пухких (без жорстви) осадових порід на родовищі коливається від 1,9 м до 19,6 м, в середньому складаючи 8,2 м.

Збільшення потужності пухких осадових порід спостерігається на південь і схід.

Четвертинні відклади залягають на кристалічних породах докембрійського віку.

У зв'язку з відсутністю на родовищі осаждень неогенового, палеогенового і мезозойського віку докембрійські кристалічні породи піддалися інтенсивному вивітрюванню і повсюдно покриті продуктами цього вивітрювання, які в межах всього родовища представлені жорствою.

Жорства складається зі змінених вивітрюванням уламків порід і окремих мінеральних зерен, що належать гнейсу, мігматити, кварцу, польового шпату, вкраплених в щільну каоліністу масу. Жорства розкрита багатьма розвідувальними виробками, за винятком свердловин № 27 та 29. Збільшення потужності жорстви приурочено до зон інтенсивної тріщинуватості кристалічних порід. Потужність жорстви коливається в межах 0,3 (св. №13) - 10,2 м (св. №28), в середньому складаючи 3,50 м.

Нижче жорстви на родовищі залягають вивітрені породи, представлені головним чином мігматитами, що містять жили і включення гранітів, пегматитів, кварцу, переважають амфіболіти. Потужність вивітрених мігматитів коливається від 0,2 (розч. №2) до 6,9 м (св. №14), в середньому - 1,6 м.

Інтенсивність вивітрювання порід родовища найбільшими частинами проявилася в районі свердловин №14, 18 і 27.

Вивітрені породи характеризуються дуже інтенсивною тріщинуватістю, тріщини носять в основному відкритий характер, по площинах тріщин відзначаються процеси озалізнення. Вивітрені породи хлоритизовані і серицитизовані, а у верхній частині розрізу каолінізовані. Тріщини заповнені жорствою, каоліном і глинистим матеріалом.

Керн представлений уламками, плашками, стовпчиками висотою 4-8 см. Вихід керна від 80% до 90%. Вивітрені породи на дорозвіданій ділянці поширені не повсюди. Вони відсутні в межах свердловин № 25, 28, 29, 30, 32, 33, 35, 37 і 38.

Одарівське родовище характеризується досить витриманим одноманітним комплексом кристалічних порід і в цілому вписується в серію Консько-Верховцевських гнейсів і їх мігматитів.

Присутні на родовищі амфіболіти і граніти мають обмежене поширення і зустрінуті у вигляді прошарків і жил. Залежно від ступеня поверхневого вивітрювання розвідані в якості корисної копалини кристалічні породи включають зону порушених вивітрюванням і невивітрених порід.

Кожна з виділених зон кристалічного масиву вивчалася самостійно.

Виділення в мігматитах зони порушених вивітрюванням порід зроблено шляхом візуального визначення і підтверджено мікроскопічними

дослідженнями на підставі структурних особливостей і мінералогічного складу порід.

Мігматити, порушені вивітрюванням, мають повсюдне залягання.

Макроскопічно вони представляють собою світло-сіру, сіру, зеленувато-сіру і темно-сіру породу гнейсовидної і паралельної текстури. Порода тріщинувата. Тріщинуватість відзначається в різних напрямках, падіння тріщин близьке до вертикального. По площинах тріщин спостерігається озалізнення. Під мікроскопом структура породи лепідогранобластів з елементами пойкилітових, ділянками гранобластова і порфіробластова, що переважають Порфіро-бласти, представлені плагіоклазом (35 %), мікроклін - перлітом (20-25 %), кварцом (30-35 %), біотитом (5 %) і амфіболом (1-2 %). Акцесорні мінерали представлені апатитом, цирконом, сфеном. Спостерігається незначна каолінізація зерен плагіоклазу, хлоритизації зерен, проявляються також процеси серицитизації і пілітизації.

Мігматити, порушені вивітрюванням, мають більш низьку механічну міцність, ніж незмінені вивітрюванням, що пояснюється структурними особливостями породи і наявністю в них тріщинуватості.

Потужність порід, порушених вивітрюванням, на родовищі невелика і коливається від 0,4 (розч. №2) до 12,4 м (св. №19), в середньому складаючи 3,36 м.

Незмінені породи, що складають основну частину розвіданих запасів корисних копалин, представлені в основному біотитовими і амфібол-біотитовими мігматитами, рідше гранітами і амфіболітами, зустрічаються серед мігматитів у вигляді ксенолітів, жил і прошарків. Порода в основному міцна, монолітна, тріщинувата у верхній частині розрізу, з глибиною тріщинуватість загасає.

Мігматити утворилися в результаті ін'єкції гранітного матеріалу в товщу амфібол-біотитових і біотитових гнейсів. Макроскопічно це породи сірого, темно-сірого і зеленувато-сірого кольору, нерівномірно зернисті, часто дрібнозернисті з паралельно орієнтованою, неявно вираженою лепідогранобластовою структурою.

Головні породотвірні мінерали представлені плагіоклазом, калієвим польовим шпатом (мікроклін-пертитовим), кварцом і біотитом, які характеризуються нерівномірним їх розподілом у породі.

З акцесорних мінералів присутні циркон, циртоліт, стеноapatит, зрідка ортит; вторинні мінерали представлені епідотом, апатитом.

Також присутні каолінит і гідроксиди заліза в породах, порушених вивітрюванням.

Плагіоклаз-альбіт-олігоклаз і олігоклаз-андезин представлені таблитчастими ізометричними і неправильної форми зернами розміром 0,1-2,5 мм, полісинтетичними здвоєними і без двійників. Найчастіше з пойкилітовими вкрапленнями кварцу спостерігається заміщення плагіоклазу калієвим польовим шпатом з виділенням мірмекітових вrostків.

Калієвий польовий шпат в основному гратчастий, утворює ксеноморфні зерна, що розвиваються в міжзернових просторах, з розміром зерен 0,1-0,6 до 1,0-1,5 мм, заміщає плагіоклаз і містить останній у вигляді реліктів.

Кварц відзначається в кількох різновидах у вигляді купчастих відокремлень гранобластової структури, у вигляді ксеноморфних зерен, пойкилітових і мірмекітових вrostків.

Біотит утворює подовжені пластиночки і лусочки, що перемежуються з темно-коричневим і світло-коричневим кольором.

Амфібол представлений блідно-зеленою роговою обманкою з ясно вираженим плеохроїзмом в зеленуватих тонах.

Крім мігматитів, що мають основне поширення на родовищі, в окремих свердловинах у вигляді ксенолітів, дрібних ін'єкцій, жил і прошарків зустрінуті граніти, амфіболіти і гнейси (св. №2а, 16а, 19а, 20а).

На родовищі зустрінуті граніти порфіровидні, біотитові і лейкократові. Макроскопічно порода сірувато-рожевого кольору нерівномірно зерниста, масивної і гіпідіоморфнозернистої структури. Складена плагіоклазом 55-60 %, калієвим польовим шпатом - 5-10 %, кварцом - 25-30 %, біотитом - 5-10 %.

Плагіоклаз утворює великі порфіровидні скупчення розміром до 2,5-3,5 мм, полісинтетичними і здоєними, іноді без двійників. Заміщується калієвим польовим шпатом з виділенням мірмекітових вrostків. Калієвий польовий шпат (мікроклін-пертит) утворює зерна неправильної форми, розміром від 0,3 мм до 1,5-2,0 мм. Кварц утворює зерна ксеноморфні форми з хвилястим і хмарним згасанням, зрідка кварц відзначається в пойкилітових і мірмекітових вrostках. Біотит утворює безладно орієнтовані лусочки і пластиночки розміром до 0,3-0,6 мм, слабо хлоритизовані.

Гнейси амфібол-біотитові макроскопічні представляють собою світло-сіру мілкозернисту породу з паралельно-орієнтованої текстурою, лепідогранобластовою структурою. Складена агрегатом зерен плагіоклазу (олігоклаз-андезин), кварцу, зернами рогової обманки, лусочками і пластинками біотиту. Розмір від 0,1-0,3 до 1,0 мм.

Амфіболіти характеризуються темно-сірим кольором середньозернистої структури з густо розміщеними темно-зеленими біотит-амфіболовими скупченнями до 63,2 м (св. №31).

Текстура породи масивна. У мінералогічному складі переважає амфібол. Порода також складається з біотитів, плагіоклазу, кварцу.

Пройдена потужність незмінених порід на родовищі коливається від 6,3 м (св. №30д). Мігматити, порушені вивітрюванням, мають повсюдне залягання.

Мігматити Одарівського родовища місцями містять значну кількість оксидів заліза. В цілому ж породи розвіданого родовища характеризуються досить витриманим хімічним складом.

Умови залягання корисної товщі ілюструються планами ізопотужностей розкривних порід і ізогіпс покрівлі корисної копалини, а також геологічними розрізами.

За наявними графічними матеріалами умови залягання корисних копалин представляються в такий спосіб.

Покрівля корисної копалини має куполоподібну форму, з максимальним підняттям в районі свердловини №13 (35,97 -35,70 м). Мінімальні позначки поверхні корисної копалини спостерігаються в районі свердловини №34 (13,55 м - поблизу заплави р. Конка) і в районі свердловини №14 (15,22 м). Коливання позначок знаходиться в межах 22 м.

Поверхня корисних копалин має ухил на північ і на схід, в сторону р. Конка.

Найближче до поверхні кристалічні породи залягають поблизу південно-східного флангу сучасного кар'єру.

План ізопотужностей розкритих порід в основному повторює конфігурацію покрівлі корисної копалини, в окремих місцях пониження в фундаменті виконані потужною товщею пухких порід. Загальна потужність розкриття на родовищі коливається від 3,3 м до 24,0 м (св. №14), в середньому складаючи 12,48 м. Середня потужність пухкого розкриття становить 11,70 м, а скельного - 1,69 м.

При проведенні геологорозвідувальних робіт було встановлено, що кристалічні породи Одарівського родовища характеризуються наявністю значної тріщинуватості, яка поширена в основному в породах вивітрених і порушених вивітрюванням. З глибиною тріщинуватість згасає.

Оскільки кристалічні породи Одарівського родовища будуть використані для отримання будівельного щебеню і попутно бутового каменя, характер тріщинуватості не має принципового значення, оскільки кускуватість каменю не визначає можливість отримання будівельного щебеню.

У результаті вивчення характеру тріщинуватості порід за наявними на родовищі розчищеннями в стінках кар'єру, а також за керновим матеріалом, було встановлено, що тріщинуватість порід на родовищі проявляється в різному ступені, а тріщини проходять в різних напрямках. Тріщинуватість носить пластовий, діагональний або радіальний характер, не скрізь чітко виражений. Відстані між тріщинами в середньому 30-50 см і 45-70 см. Частота тріщин значна у верхній вивітрений зоні. У міру віддалення від поверхні масиву кількість тріщин помітно зменшується.

Тріщинуватість в зоні вивітрювання пов'язана в основному з процесами фізичного вивітрювання, впливу якого кристалічний масив піддавався протягом тривалого часу. У тріщинуватих зонах керн по свердловинах був представлений у вигляді щебеню і невеликих уламків.

Тріщини різноспрямовані, відкриті і закриті. Часто по тріщинах розвивається залізнення і хлоритизація. Мігматити Одарівського родовища місцями містять значну кількість оксидів заліза. В цілому ж породи розвіданого родовища характеризуються досить витриманим хімічним складом.

Найближче до поверхні кристалічні породи залягають поблизу південно-східного флангу сучасного кар'єру.

З вибоїв кар'єру добре видно системи паралельно розташованих тріщин. По кутах падіння тріщин можна виділити систему горизонтальних тріщин з кутами падіння 0-10°, пологих тріщин – 10-30°, тріщин похилих з кутами падіння 30-50°, крутоспадних – 50-80°, вертикальних і близьких до них – 80-90°.

На родовищі по корисних копалинах в основному розвинені 3 системи тріщин: вертикальні (або крутоспадні), горизонтальні (або пологі) і похилі. Кількість тріщин на 1 м² і відстані між ними непостійні і незакономірні. У вивітрених породах тріщини розташовуються частіше на відстані від 0,4-0,5 м, іноді ці відстані складають 2-12 см, 40-80 см, а кількість тріщин на 1 м² досягає 15-25.

У гранітах, порушених вивітрюванням, кількість тріщин на 1 м² – 1-3, а відстань між тріщинами коливається від 0,45 м до 1,5 м. З глибиною тріщинуватість помітно слабшає, тріщини відзначаються через 1,0-1,1 м.

Взаємно перетинаючись, системи тріщин розбивають породу на окремі блоки різних розмірів, форм, іноді зовсім безформні. Такі ділянки характеризуються сильною тріщинуватістю.

Так, у західній стінці кар'єру в центральній частині простежуються і вертикальна і горизонтальна тріщинуватість, що створює плитчасті окремість. В окремих інтервалах вибою систему тріщин виділити неможливо, бо тріщини в основному різноспрямовані.

В основному інтенсивна тріщинуватість простежується до 30-40 м, але в окремих місцях і глибше.

З викладеного вище можна зробити такі висновки: в цілому результати попередньої розвідки (1973 р.) про геологічну будову, стратиграфію і літологію підтвердилися. Але знову проведені роботи дозволили більш детально вивчити умови залягання корисних копалин, тектонічну будову родовища, що дає можливість визначити найбільш доцільний в подальшому напрямок фронту розвитку видобувних робіт.

Відповідно до «Інструкції щодо застосування класифікації запасів до родовищ будівельного і облицювального каменя» Одарівське родовище віднесено до I групи. Це родовище простої геологічної будови у вигляді масивного покладу інтрузивних порід, що зазнали процесів метаморфізму і ультраметаморфізму, однорідного складу з витриманими фізико-механічними властивостями, з непошкодженим заляганням.

Гідрогеологічні умови родовища. Вивчення гідрогеологічних умов Одарівського родовища вперше розпочато в 1965 році. У цей період були виконані виміри рівнів води в свердловинах, зроблені чотири поодинокі досліджувальні відкачування води з свердловин (№4, 5, 8, 14), за результатами відкачок визначено коефіцієнти фільтрації тріщинуватої зони кристалічних порід і розраховано прогнозний водоприток до проектного кар'єру.

Рівень води в свердловинах встановлюється на глибині від 0,0 до 33 м від денної поверхні. Аналогічний комплекс гідрогеологічних робіт був виконаний і в період дорозвідки родовища в 1975 р. Дослідні відкачування води були проведені з п'яти свердловин (№ 8, 17, 19, 20 і 23).

При проведенні геологорозвідувальних робіт при повторній дорозвідці родовища в 1986 р. було вивчено й проаналізовано матеріали гідрогеологічних робіт минулих років, проведено виміри рівнів води в період буріння свердловин, виконано одне дослідне відкачування води з куца свердловин (34), вивчено хімічний склад підземних і поверхневих вод р. Конки.

Гідрогеологічні умови району родовища характеризуються розвитком водоносних горизонтів, приурочених до тріщинуватої зони кристалічних порід докембрію, бучакськими, харківськими і полтавськими відкладеннями і алювіальних піщаних відкладів четвертинного віку.

Тріщинні води в районі робіт мають повсюдний розвиток. Водоносний горизонт залягає на глибині від 0,0 м до 60-80 м, рівні води в дослідних свердловинах. На окремих ділянках води тріщинуватої зони мають напірний характер, величина напору змінюється від декількох метрів до 40-60 м.

Багатоводність горизонту цілком залежить від ступеня тріщинуватості кристалічних порід, в результаті чого питомі дебіти свердловин коливаються від тисячних часток літра на секунду до 0,2 л/с.

Якість тріщинних вод характеризується великою строкатістю по площі, мінералізація змінюється від 0,9 г/л до 3 г/л.

Водоносний горизонт бучакських відкладень має локальний розвиток. Водовмісними породами є піски різного гранскладу і глинястості. Залягає водоносний горизонт на глибині 55,0-80,0 м. Водоносний горизонт напірний, величина напору рідко перевищує 5-7 м.

Багатоводність бучакських відкладень дуже мінлива за площею і глибиною, окремі дебіти свердловин складають від 0,05 л/с до 0,12 л/с. Якість води в більшості випадків задовільна.

Харківський водоносний горизонт має також локальне поширення. Приурочений він до малопотужної товщі глауконітових дрібнозернистих пісків, характеризується досить слабкою багатоводністю і незадовільною якістю води.

Залягає він на глибині 60-70 м, характеризується слабким напором, низькими дебітами свердловин (питомі дебіти не більше 0,08 л/с) і, переважно, незадовільною якістю води.

Водоносний горизонт полтавських відкладень має вельми обмежене острівне поширення в межах району. Багатоводність його дуже низька якість води в основному незадовільна.

До алювіальних піщаних відкладів долини р. Конки приурочений четвертинний водоносний горизонт. Водовмісними породами є дрібнозернисті кварцові світло-жовті піски на окремих ділянках глинисті, замулені.

У цих відкладах розвинені ґрунтові води, які характеризуються глибиною залягання від 0,3 м до 2,7 м, відносно невисокою багатоводністю (питомі дебіти 0,15 л/с) та незадовільною якістю води. На окремих ділянках, де відсутні підстилаючі глини, ґрунтові води алювіальних відкладень тісно пов'язані з водоносним горизонтом тріщинуватої зони кристалічних порід. На цих ділянках здійснюється як приплив тріщинних вод, так і їх розвантаження в

долину р. Конки. Одарівське родовище розташоване в заплаві р. Конки; на її лівому березі.

Північний контур підрахунку запасів розташовується на відстані від 100 м до 200 м від русла, східний – в 150-220 м.

Існуючий кар'єр на період виконання дорозвідки (1986-88 р) мав площу 14 га, глибину до 30 м, відмітку вибою - 9,0 м.

Кар'єр обводнений. Надходження води йде в основному з дна кар'єру за рахунок підземних вод тріщинуватої зони кристалічних порід. Величина водотоку нерівномірна в часі, зміна її спостерігається практично після кожного масового вибуху без будь-якої закономірності. Відбувається то збільшення, то зменшення надходження води.

Крім того, на величину водотоку впливають і метеорологічні чинники - атмосферні опади, що випадають безпосередньо як на площу кар'єру, так і в межах області підтікання тріщинних вод.

При проведенні геологорозвідувальних робіт з дорозвідки родовища усіма пробуреними тут свердловинами був розкритий водоносний горизонт, приурочений до тріщинуватої зони кристалічних порід. Покривні алювіальні відкладення, піски різного гранкладу були сухими, що пояснюється дренажною здатністю кар'єру Одарівського родовища. Розкритий свердловинами водоносний горизонт кристалічних порід безнапірний або, на окремих ділянках, напірний, рівні води фіксувалися на глибині від 0,0 м (св. 2-А в дні кар'єру) до 17,5 м (св. №36); на відмітках від 8,4 до 35,3 м (св. №31). Величина напору по окремих свердловинах становила від 1,8 м (св. 33) до 17,2 м (св. 26).

Порівнюючи положення рівнів підземних вод розвідки 1986 року і попередніх років видно, що відбулося зниження рівнів підземних вод на величину 2-3 м, що пояснюється дренажною здатністю існуючого кар'єру.

Багатоводність ділянки розвідки за результатами дослідних відкачок характеризується дебітом свердловин від 0,04 л/с до 0,2 л/с.

За хімічним складом води відносяться до хлоридно-гідрокарбонатно-кальцієвих і хлоридно-сульфатно-кальцієвих з мінералізацією 1400-1500 мг/л. Слід зазначити, що 2010 р. проведений аналіз води р. Конка, мінералізація склала в кар'єрі 2196 мг/л, в р. Конка – 2331 мг/л. Підвищену мінералізацію мають і поверхневі води річки Конки. Сумарний середньодобовий водоприток, що віднесений до першої години роботи насоса, становив за період з березня 1986 року по березень 1987 року 2500 куб.м/добу.

Супутні корисні копалини. В якості попутних корисних копалин на родовищі можуть розглядатися розкривні породи, які представлені жорствою, четвертинними алювіальними глинами і пісками, а також ґрунтово-рослинним шаром.

Як показали результати лабораторних досліджень, жорства за зерновим складом не відповідає вимогам ТУ 218 УРСР 225-79 «Матеріал з гравійної жорстви Українського кристалічного масиву для дорожніх робіт». За вмістом в жорстві глинистих частинок (0,05-0,11 %), по числу пластичності частинок

розміром меншим 0,63 мм (2,1-3,1) при відповідності інших показників, жорсткості може бути використана в дорожньому будівництві для влаштування основи тільки в III і IV дорожньо-кліматичних зонах.

У результаті лабораторних випробувань піску встановлено, що за зерновим складом і вмістом пиловидних, мулистих і глинистих частинок пісок не відповідає вимогам ГОСТ 8736-85 «Пісок для будівельних робіт. Технічні умови» і є непридатним для будівельних робіт. Пісок з кількох свердловин не відповідає ГОСТу по глині, але його якість вище, ніж на Комишувахському родовищі і його можна покращити за рахунок промислового промивання.

Вивчена на родовищі глина темно-бура представляє собою помірно- і середньопластичну сировину, середньо- і низькодисперсну. За вмістом крупнозернистих включень (0,38-7,0 %, в тому числі карбонатних до 1,61 %) глина засмічена карбонатними включеннями середніх і дрібних розмірів і не відповідає вимогам держстандартів і не може бути використана як будівельний матеріал.

Глина темно-бура та пісок в загальному об'ємі 1819,0 тис. м³ може бути використано для відновлення еродованих земельних площ.

Грунтово-рослинний шар необхідно знімати окремо і складувати, надалі використовуючи його для рекультивації земель. Об'єм ґрунтово-рослинного шару в межах родовища складає 149,6 тис. м³.

Згідно з результатами рентгеноспектрального аналізу, виконаного в лабораторії Кіровського НТО, кристалічні породи Одарівського родовища відповідно до норм НРБ належать до I класу і можуть використовуватися як сировини для виробництва щебеню будівельного та каменя бутового.

Пісок і вивітрілі мігматити можуть становити товарну продукцію.

Запаси корисних копалин. Виконаним підрахунком (1988 р) на площі 31 га виявлено 18696,0 тис. м³ корисної копалини. Запаси категорії А складають 3736,7 тис. м³ або 20 % від загальної кількості запасів, запаси категорії В - 3475,7 тис. м³ або 19 % від усіх запасів, запаси категорії С₁ - 11483,60 тис. м³ або 61%. Сумарний об'єм розкритих порід, що покривають корисну копалину, становить 3141,76 тис. м³.

На 31.10.2008 р. відповідно спеціального дозволу на користування надрами №4763 загальна кількість запасів становить 16908,0 тис. м³. Запаси категорії А складають 4114,0 тис. м³ або 24 % від загальної кількості запасів, запаси категорії В - 2189,0 тис. м³ або 13 % від усіх запасів, запаси категорії С₁ - 10605,0 тис. м³ або 63 %.

Сумарний об'єм розкритих порід на 31.10.2008 р (з урахуванням формування меж кар'єрного поля), що покривають корисну копалину, становить 4103,6 тис. м³.

Якісна характеристика корисної копалини. Метою виконаних в 1986-88 рр. геологорозвідувальних робіт на Одарівському родовищі мігматитів було вивчення можливості використання останніх для виробництва щебеню будівельного і попутно каменя бутового.

Можливість застосування корисної копалини для виробництва зазначених видів продукції визначається вимогами відповідних Держстандартів.

Випробування вихідної гірської породи проводилися згідно з ГОСТ 8269-76 «Щебінь із природного каменя, гравій та щебінь з гравію для будівельних робіт. Методи випробувань» (що відповідає в даний час ДСТУ Б В.2.7-71-98), а оцінка якості - відповідно до технічних вимог ГОСТ 8267-93 «Щебінь і гравій із щільних гірських порід для будівельних робіт. Технічні умови» і ГОСТ 22132-76 «Камінь бутовий. Технічні умови».

Крім того, вивчалися відсів, щебінь, пісок та глина з метою використання їх в будівництві.

Випробування відсіву проводилися згідно з ГОСТ 8735-88 «Пісок для будівельних робіт. Методи випробувань», а якісна оцінка - відповідно до ГОСТ 2560-03 «Матеріали нерудні для щебеневих і гравійних основ та покриттів автомобільних доріг. Технічні умови» (що відповідає в даний час ДСТУ Б В.2.7-30-95).

Жорства вивчалася відповідно до методичних вимог ТУ 218 УССР 225-79 «Матеріал з гравійної жорстви Українського кристалічного масиву для дорожніх робіт. Технічні умови».

Випробування піску проводилися згідно з ГОСТ 8735-88 «Пісок для будівельних робіт. Методи випробувань», а оцінка якості піску – відповідно до вимог ГОСТ 8736-85 «Пісок для будівельних робіт. Технічні умови» (що відповідає в даний час ДСТУ Б В. 2.7-32-95).

Випробування глини проводилися згідно з ГОСТ 21216.0-12-81 «Глина. Загальні вимоги до методів аналізу», а класифікація глинистої сировини - відповідно до вимог ГОСТ 9169-75 «Глина для керамічної промисловості. Технічні умови» (що відповідає в даний час ДСТУ Б А. 1.1-54-94).

За геологічними ознаками і за даними петрографічного аналізу розвідану сировину представлено в основному, біотитовими і амфібол-біотитовими мігматитами, рідше гранітами і амфіболітами, зустрічаються серед мігматитів у вигляді ксенолітів, жил і прошарків. Порода в основному міцна, масивна і монолітна, тріщинувата у верхній частині розрізу, з глибиною тріщинуватість згасає.

За ступенем вивітрювання серед розвіданих порід виділяються породи вивітрені, порушені вивітрюванням і незмінні. Вивітрені кристалічні породи як в уступах кар'єру, так і по керну свердловин, характеризуються густою мережею тріщин вивітрювання. Такі тріщини зазвичай короткі, розгалужені, що розбивають породу на дрібні, безформні блоки і уламки. Домішка гідроксиду заліза надає породі бурі і жовто-бурі тони. Для вивітрених порід характерна інтенсивна політизація майже всіх зерен польового шпату, яка обумовила їх помутніння і бляклість.

Розвинена мікротріщинуватість в польовому шпаті сприяє їх розкладанню. Міцність зерен різко падає - зерна стають пухкими, легко розпадаються по площинах спайкості.

Фізико-механічні властивості вивітрених мігматитів вивчені на 11-ти пробах, з них 1 - за повною програмою, 3 - за скороченою, 7 - за подрібнюваністю. Крім того, ці породи були вивчені під час розвідки в 1965 р. Результати їх випробувань наведено нижче (табл.5.4).

З наведеної таблиці видно, що вивітрені породи характеризуються найбільш низькими фізико-механічними показниками і в якісному відношенні характеризуються значною неоднорідністю. Незважаючи на те, що по окремих пробах марочні показники непогані, відносити їх до корисних копалин не можна.

З минулих розвідок фізико-механічні властивості вивітрених порід вивчалися тільки в 1966 р. за скороченою програмою по 2 пробах. Результати фізико-механічних показників минулої розвідки і зазначеної збігаються.

Таблиця 5.4

Результати випробування вивітрених мігматитів

№	Види випробування	Одиниці виміру	Результати випробування					
			від		до		середні	
			1965	1988	1965	1988	1965	1988
1	Щільність	г/см ³	2,72	2,65	2,81	2,70	2,76	2,68
2	Об'ємна маса	г/см ³	2,58	2,53	2,66	2,58	2,62	2,55
3	Пористість	%	3,4	4,5	7,0	5,1	5,2	4,45
4	Водопоглинання	%	0,37	0,57	0,70	0,73	0,53	0,63
5	Межа міцності при стисканні в повітряно-сухому стані	кгс/см ²	—	—	—	293	—	293
6	Межа міцності при стисканні в водонасиченому стані	кгс/см ²	—	—	—	173	—	173
7	Коефіцієнт розм'якшення		—	—	—	0,6	—	0,6
8	Втрати по масі при дробимості	%	—	17,8	—	30,7	—	24,4
9	Марка за дробимістю	марка	—	200	—	600	—	300
10	Втрати по масі після заморожування від 50 до 100 циклів	%	—	3,33	—	6,67	—	4,83
11	Марка за морозостійкістю	марка	—	Мрз-25	—	Мрз-50		

Порушені вивітруванням мігматити становлять 4 % всього обсягу запасів дорозвіданого родовища. Тріщинуватість цих порід значно рідше, ніж в вивітрених породах. В цілому це монолітні породи зі слабкими слідами вивітрування у вигляді політизації, окислення заліза і т.д. З глибиною всі ці явища поступово зникають і мігматити переходять в незмінні.

Результати випробувань вихідної породи з порушених вивітруванням мігматитів в різні періоди розвідок збігаються, що свідчить про досить однорідний склад розвіданих мігматитів. Невеликі коливання значень водопоглинання, пористості, меж міцності у водонасиченому і повітряно-

сухому станах в різні періоди досліджень, очевидно, пояснюються структурною особливістю порід, різним ступенем їх тріщинуватості і вивітрюваності, а отже, і їх різною монолітною міцністю.

Результати випробувань вихідної породи з порушених вивітрюванням мігматитів свідчить про те, що з них можливо отримати будівельний щебінь марок 800-1000 за подрібнюваністю, Мрз-50 – Мрз-100 – за морозостійкістю і камінь бутовий марок 400, 600 і 800 – за міцністю.

Випробуваний в лабораторії з порушених вивітрюванням мігматитів щебінь відрізняється хорошими властивостями міцності. Щебінь був виготовлений з двох проб, а його властивості вивчені після розсівання по трьох основних фракціях, щебінь з порушених вивітрюванням мігматитів був також вивчений по 2 пробах в 1973 р. Результати випробувань щебеню в період двох розвідок збігаються. Дані цих випробувань свідчать про те, що з порушених вивітрюванням мігматитів можливе отримання будівельного щебеню марок 600-1200 по подрібнюваністю I-1.

Показники результатів визначення фізико-механічних властивостей незмінених вивітрюванням мігматитів по вихідній гірській породі свідчать про досить високі їх міцнісні властивості, що дозволяють отримати з них щебінь марок 1000-1200 і бутовий камінь марок 600, 800, 1000 і 1200, що відповідають вимогам Держстандартів.

Високі міцнісні властивості незмінених вивітрюванням мігматитів підтверджуються результатами випробувань щебеню, виготовленого в лабораторії з 8 проб. Результати випробувань щебеню з незмінених вивітрюванням мігматитів за даними трьох розвідок збігаються.

Вихід щебеню по фракціях з незмінених мігматитів становить:

фр. 20-40 мм - 38,7-51,5 %;

фр. 10-20 мм - 19,6-31,8 %;

фр. 5-10 мм - 8,6-11,4 %;

менше 5 мм (відсів) - 14,6-22,4 %.

Результати випробувань щебеню свідчать про їх високі міцнісні властивості.

Технологія гірничих робіт у кар'єрі

Загальні відомості. Згідно прийнятих у проекті раціональних технічних і технологічних рішень, шар чорнозему і ґрунтово-родючих порід потужністю до 0,3-0,5 м розробляють бульдозером Б-170. Бульдозером ґрунтово-родючі породи знімаються, потім формується бурти чорнозему висотою 1,8-2,0 м уздовж розкривного фронту робіт. Виймання і навантаження із зазначених буртів ґрунтово-родючих порід здійснюються екскаватором Hitachi типу Zaxis 330 LC-3, АТЕК-761 або навантажувачем БіАЗ-7822, із завантаженням в автосамоскиди КраЗ-65055 (або інших аналогічних типів, вантажопідйомністю 18-25 т). Автотранспортом ґрунтово-родючі породи доставляються до місця укладання на зовнішній склад у східній частині земельного відводу (рис. 5.11).

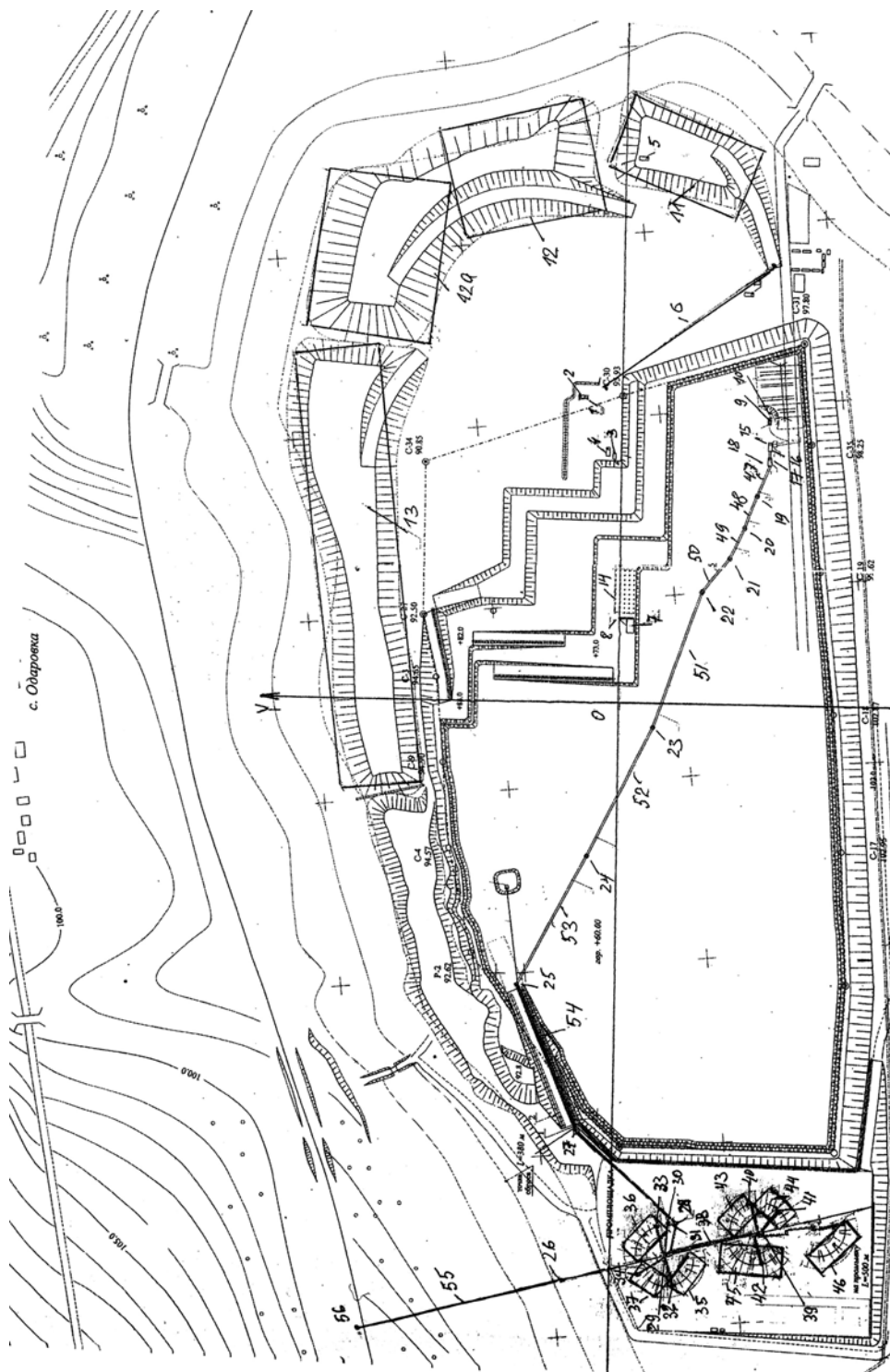


Рис. 5.11. Проектна технологічна схема комплексу кар'єрного обладнання при розробці Одарівського родовища гнейсів з переміщенням їх конвеєрним транспортом: 1, 2 – бульдозер Б-170; 3 – екскаватор Zaxis 330 LC3; 4, 5, 6 – автосамоскид; 7, 8 – буровий верстат Atlas Copco L6; 9, 10 – колісний навантажувач; 11 – склад родючого ґрунту, 12, 13 – приконтурний відвал піску та глини; 14 – майданчик проведення вибухових робіт; 15, 16 – приймальний бункер та дробарка СДА-1; 17, 18 – приймальний бункер та дробарка (СДА-2); 19-25 пересувні конвеєри (ПКП); 26 – підмальний конвеєр; 27, 28, 31-34, 38, 40-55 – система конвеєрів на ДСЗ; 29 – грохот TRIO 7203; 30 – дробарка Bagmac B9100SE; на ДСЗ; 35-37 – фракційна продукція; 39 – грохот TRIO 6203; 56 – навантажувальний пункт в залізничні вагони

Уступи м'яких порід розкриву (із середньою потужністю пластів до 2,8 м) середньою висотою до 6,5 м передбачено розробляти зворотною лопатою Hitachi типу Zaxis 330 LC-3 (АТЕК-761) (рис.5.11, поз.3) з навантаженням в автосамоскиди КрАЗ-65055 або інших подібних типів вантажопідйомністю до 25 т. Доставка м'якого розкриву здійснюється у зовнішній відвал 12,13, який розташований в північній і північно-східній частинах земельного відводу. Частина розкривних порід, а саме піски, передбачається селективно виймати, складувати і відвантажувати споживачам.

Уступ скельних порід розкриву (вивітрені мігматити потужністю від 1,0 м до 5 м) середньою висотою 3 м передбачається розпушувати буропідривним способом з наступним навантаженням екскаватором Hitachi типу Zaxis 330 LC-3 або навантажувачем в автосамоскиди КрАЗ-65055.

Проектом передбачається переробка скельних розкривних порід для власних потреб. Незатребувані обсяги скельного розкриву будуть розміщуватися в зовнішньому відвалі.

Згідно прийнятих у проекті раціональних технічних і технологічних рішень, буріння свердловин буде здійснюється із застосуванням бурових верстатів типу Atlas Copco L6 або Titon-500 7,8 (див.рис.5.11) з діаметром свердловин 95-152 мм. Вибухові роботи будуть проводитися підрядною організацією за типовим проектом з урахуванням рекомендацій щодо зменшеної санітарно-захисної зони.

Виймання мігматитів з розвалу проводиться фронтальним навантажувачем БілАЗ 7822. Також може вестися на двох суміжних уступах поперемінно (див. рис. 5.11, поз. 9, 10). Корисна копалина з розвалу колісними навантажувачами виймається і транспортується до самохідних дробильних агрегатів (СДА) фірми «Metso Minerals»: СДА-1 (Lokotrack LT110E - щокова) (рис. 5.11, поз. 10) і СДА-2 (Lokotrack LT300GPE - конусна) (поз.18) першої та другої стадій дроблення, розташованих в кар'єрі таким чином, що розвантаження колісних навантажувачів буде здійснюватися на горизонті установки навантажувача і СДА, а також з майданчиків верхнього уступу по попередньо обладнаному породоскату, який споруджують на укосі здвоєних уступів, але не в дробарку, а на майданчик нижнього уступу. Транспортування дробленої маси від СДА до з'єднувального конвеєра буде здійснюватися за допомогою трьох пересувних самохідних стрічкових конвеєрів (рис. 5.11, поз. 19-25) з шириною стрічки 650 мм і довжиною 38 м кожен. Ці конвеєри утворюють фактично вибійний конвеєр.

Розвантаження корисних копалин на вибійний стрічковий конвеєр буде здійснюватися безпосередньо з конвеєра, розташованого на СДА-2. Зазначений комплекс буде пересуватися у міру посування фронту видобувних робіт, у зв'язку з чим довжина конвеєра всередині кар'єру буде періодично змінюватися.

Переміщення роздробленої маси до підйимального конвеєра буде здійснюватися трьома сполучними конвеєрами (рис. 5.11, поз. 51-53) довжиною 165-230 м кожен (ширина конвеєрної стрічки 650 мм). Видача корисних копалин до проммайданчика, розташованого на заході від родовища,

здійснюється підйомним стрічковим конвеєром 26 (рис. 5.11) з шириною стрічки 650 мм. У міру поглиблення кар'єру і виникненні необхідності нарощування конвеєру подовження підйомного конвеєрного постава буде здійснюватися за рахунок установки одного із з'єднувальних конвеєрів у раніше пройденій похилій траншеї.

На проммайданчику ДСЗ буде відбуватися подальше додрібнення і класифікація корисних копалин по фракціях (рис. 5.11, поз. 30-37, 39) за крупністю: 0-2 мм, 2-5 мм, 5-10 мм, 10 -20 мм, 20-40 мм, 40-70 мм.

Готова товарна продукція фронтальним навантажувачем БілАЗ 7822 (з ємністю ковша 6 м³) пофракційно, відвантажується зі складу готової продукції (рис. 5.11, поз. 35-37, 40-43) проммайданчика Одарівського кар'єру на магістральний конвеєр (поз. 55) або споживачам.

Магістральним конвеєром щебінь доставляється по мостовому переходу через річку Конка до навантажувального пристрою 56 в район поста 228 км. Для навантаження щебеню у вагони здійснюється будівництво під'їзних шляхів до навантажувального пункту. Під час навантаження напіввагонів здійснюється протяжка навантажених вагонів лебідкою на тупикову колію.

Схема розкриття кар'єру. Відповідно до технічного завдання на виконання даного проекту передбачається застосування конвеєрного транспорту як основного внутрішньокар'єрного для видачі роздробленої гірничої маси з кар'єру на ДСЗ. Тому розкриття кар'єру передбачено похилою напівтраншеєю, розташованою на північно-західному борту. Ухил цієї траншеї проектом прийнятий 13°. За своїм закладенням зазначена напівтраншея відноситься до комбінованої, бо її верхня частина довжиною близько 40 м зовнішня, а та частина, що залишилася – внутрішня. Для розрахунку параметрів основної капітальної напівтраншеї врахована необхідність розміщення уздовж магістрального конвеєра транспортної смуги для його обслуговування. Крім цього, проектом передбачено захист конструкції конвеєра і транспортної смуги від падіння породних кусків з верхнього північного укосу траншеї. Цей захист здійснюється спорудами з боку укосу борта каменеуловлюваного породного валу. З боку нижчих укосів по всій протяжності транспортної берми напівтраншеї, за узбіччям зазначеної смуги і за межами берми можливого обвалення, передбачається спорудження обмежувального (запобіжного) валу висотою не менше 1 м.

Будівництво основної напівтраншеї передбачається виконувати в місці, де на діючому кар'єрі раніше (до 1990 р.) був нарізаний з'їзд на гор. +8,0 м. Крім цієї траншеї Одарівський кар'єр був також розкритий тимчасовим з'їздом на південному борту (для відпрацювання розкривних і двох видобувних спарених уступів гор. +20,0 м і +10,0 м) та тимчасовим з'їздом-напівтраншеєю на борту до видобувного горизонту +10,0 м.

Цим проектом передбачено, що зазначені з'їзди будуть використовуватися для допоміжних цілей: заїзду обладнання (бурових верстатів, бульдозера, колісних навантажувачів, автосамоскидів і ін.); доставки запасних частин і різних матеріалів, людей, переміщення в кар'єрі і з нього агрегатів СДА-1,

СДА-2, вибійних пересувних стрічкових конвеєрів №№ 3, 4, 5, міжступного перевантажувача №2 і т.д.

Надалі при відпрацюванні родовища передбачено формувати з'їзди-напівтраншеї на східному борту для розкриття горизонтів +26,0 м, +13,0 м, ±0,0 м, -13,5 м, -27,0 м, -40,0 м, а також випереджальну ковзну траншею в північно-західному торці. Довжина ковзних з'їздів при їх ухилі 100 %, що обумовлено технічними можливостями переміщувача по ним обладнання, становить 130-135 м

Крім цього, даним проектом передбачається, що в міру необхідності можуть споруджуватися тимчасові насипні з'їзди. Їх спорудження виконують переважно гірничою масою з подрібнених порід мігматитів, щоб було відсутнє збіднювання видобувної корисної копалини.

Передбачено також спорудження на укосах верхніх горизонтів породоскатів. При цьому створення самих породоскатів у класичному за формою вигляді власне не потрібно. Переміщення гірничої маси здійснюється з верхнього майданчика на нижній по укосі уступу, сформованому під кутом 55-80°. Якщо скидання порід виконується в межах висоти одного уступу, тоді породоскатом слугує укіс такого уступу з кутом 70-80°. За необхідності перепуску корисних копалин з висоти двох уступів (наприклад з майданчика +26,0 м на майданчик ±0,0 м) уступи ±0,0-+13,0 м і +13,0-+26,0 м здвоюються. У цьому випадку на позначці +13,0 м залишається берма шириною до 5 м, на якій в процесі перепуску з корисної копалини формується підсіпка під кутом укосу 40-50°. Загальний же кут укосу такого породоскату складе 60-61°, що забезпечить надійне переміщення порід на нижню площадку без зависання під дією сил гравітації.

Траншеї і напівтраншеї по скельних породах проходяться буропідливним способом із застосуванням сучасних емульсійних промислових вибухових речовин з навантаженням гірських порід екскаватором зворотна лопата і фронтальним навантажувачем. Застосовуваний навантажувач на видобувних роботах БілАЗ-7822 виробництва Білорусь, з ємністю ковша 6 м³ дозволяє відпрацьовувати розвал уступу висотою до 11 м. Для проходки траншеї використовується екскаватор Hitachi типу Zaxis 330 LC-3 (зворотна лопата). Він обслуговується автосамоскидами типу КрАЗ або подібних вантажопідйомністю 16-25 т і менше. Об'єми видобувних робіт при проходці капітальної траншеї по горизонтах і укосах для відпрацювання ділянки наведено в табл. 5.5.

Ширина транспортної берми капітальної напівтраншеї під конвеєр розрахована за умовою розміщення на ній однієї смуги руху для автосамоскидів КрАЗ і навантажувача БілАЗ-7822 і передбачена 16 м. Для переміщення транспортних засобів і зарядних машин передбачено на початковому етапі розробки кар'єру використання напівтраншей, пройдених по південному і західному ділянках борта кар'єру.

Таблиця 5.5

Об'єми гірничо-капітальних робіт при проходці траншей (напівтраншей) на північному борту в кар'єрі Одарівського родовища

	Відмітка м	Ухил, град	Об'єм, м ³
Капітальна траншея	+36,0 - +30,0	13	6992
Проміжний розкривний уступ	+30,0 - +26,0	13	806,2
1-й видобувний уступ	+26,0 - +13,0	13	9267
2-й видобувний уступ (напівтраншея)	+13,0 - ±0,0	13	3464
3-й видобувний уступ	±0,0 - -13,5	13	10034,4
4-й видобувний уступ	-13,5 - -27,0	13	10034,4
5-й видобувний уступ	-27,0 - -40,0	13	9267

Бурові роботи здійснюються буровими верстатами Atlas Copco L6, Titon-500, діаметр свердловини 152 мм. Проектом передбачено вибухові речовини допущені Держнаглядохоронпраці до промислового застосування - Україніт ПП-2 та ін., що передбачені в Типовому проекті ведення БПР методом свердловинних зарядів на Одарівському родовищі мігматитів.

Основні параметри розкривної капітальної траншеї на кінець відпрацювання: довжина – 330 м, ширина площадки – 22 м, підйомний кут –13°. Ширина транспортної смуги капітальної напівтраншеї під конвеєр розрахована за умовою розміщення також смуги руху для автосамоскидів КраЗ і навантажувача БелАЗ-78221. Дана смуга використовується як допоміжна для ремонту конвеєра, виключається її застосування як технологічної для переміщення гірничої маси автотранспортом.

Захист конструкції конвеєра від породних кусків з вищого північного укосу траншеї здійснюється спорудженням з боку укосу борта каменеуловлювального породного валу. З урахуванням вищевідзначеного виконаний розрахунок ширини основної похилої напівтраншеї для підйомного конвеєра № 1. Ширина її становить:

$$B_{mp} = B_{кв} + b_{mn} + 2 \times b_o + B_{кн} + C_1 + b_{не} + Z = 4,8 + 4,5 + 2 \times 1,5 + 1,5 + 0,7 + 2,8 + 6 = 23,2, \text{ м}, \quad (5.31)$$

де $B_{кв}$ – ширина основи каменеуловлювального валу, м;

$$B_{кв} = 2 \times h_n \times ctg \alpha_n, \quad (5.32)$$

h_n – висота протиобвального (каменеуловлювального) валу, м;

α_n – кут укосу порід у каменеуловлювальному валі, град;

b_{mn} – ширина транспортної полоси, прийнята рівною 4,5 м;

$B_{кн}$ – габаритна ширина конвеєрного підйомача, рівна 1,5 м за заводськими параметрами;

b_o – ширина узбіччя, $b_o = 1,5$ м;

C_1 - відстань від узбіччя транспортної полоси до каменеуловлювального валу, прийнята рівною 0,7 м;

$b_{не}$ - ширина огорожувального (запобіжного) валу згідно [120] рівна 2,8 м;

z - ширина берми можливого обвалення,

$$z = h_y \times (ctg\alpha_o - ctg\alpha_p) = 30 \times (ctg65^\circ - ctg75^\circ) = 6,0, \text{ м}, \quad (5.33)$$

h_y - висота нижчого укосу напівтраншеї, $h_y=30$ м;

α_o, α_p - кут укосу уступів по нижньому борту напівтраншеї відповідно допустимий безпечний і робочий, $\alpha_o = 65^\circ, \alpha_p = 75^\circ$.

Висота протиобвального уловлювального (каменеуловлювального) валу визначається за залежністю, яка виведена відповідно до методики [131]:

$$h_n = \frac{\gamma \times V \times g \times h_y - \left(\gamma \times V \times g \times \cos\alpha_y \times tg\varphi_1 + C \times \frac{h_y}{\sin\alpha_y} \right) \times \frac{h_y}{\sin\alpha_y}}{n \times K \times (\gamma \times g \times V + \gamma \times V \times g \times \cos\alpha_n \times tg\varphi_2 \times \sin\alpha_n)}, \quad (5.34)$$

де K - коефіцієнт кочення обвалених кусків, 4,25 (для скельних);

n - кількість горизонтальних майданчиків шириною 1-2 м, од.;

g - прискорення вільного падіння, м/с²;

γ - об'ємна маса порід, т/м³;

V - об'єм скочуваного куска, м³ (для ідеального круглого куска (м³),

$$V = 1/6 \times \pi \times d^3, \quad (5.35)$$

d - діаметр куска, м;

h_y - висота уступу (групи уступів), м;

α_y - кут укосу уступу (уступів), град;

ω_1 - кут внутрішнього тертя для скочуваного куска породи на схилі уступу, град;

α_n - кут укосу протиобвального уловлювального валу, град;

ω_2 - кут внутрішнього тертя для скочуваного куска породи на протиобвальному уловлювальному валу, град.

Для скельних порід (мігматити) з наявними фізико-механічними характеристиками (об'ємна вага – 2,65 т/м³; зчеплення падаючого куска – 0,0005 т/м²; кут внутрішнього тертя порід – 34°; кут породного валу – 40°; кут внутрішнього тертя порід валу – 36°; діаметр куска – 0,5 м) і при висоті уступу 30 м отримано значення 2 м. Основні параметри допоміжних розкривних виробок, до яких відносяться ковзаючі з'їзди: глибина максимальна – 13,5 м, керівний ухил шляху – 100 %, довжина – 130-135 м, ширина транспортної берми – 15 м та- 16 м (мігматити). Об'єми видобувних робіт при проходці траншеї по горизонтах і ухили для відпрацювання ділянки визначені рівними відповідно (куб.м) 2700 – розкривний уступ; 1280 – проміжний; 13520 – 1-й і 2-

й видобувні; 14580 – 3-й і 4-й видобувні; 13520 – 5-й видобувний уступ; ухил – 100 ‰ (табл.5.6.). Ширина транспортних смуг визначена нижче.

Таблиця 5.6

Об'єми гірничо-капітальних робіт при проходці напівтраншеї (ковзних з'їздів) в кар'єрі Одарівського родовища

	Позначки, м	Ухил, ‰	Ширина з'їзду, м	Об'єм, м ³
Розкривний уступ	+36,0 - +30,0	100	15	2700
Проміжний уступ	+30,0 - +26,0	100	16	1280
1-й видобувний уступ	+26,0 - +13,0	100	16	13520
2-й видобувний уступ (напівтраншея)	+13,0 - ±0,0	100	16	13520
3-й видобувний уступ	±0,0 - -13,5	100	16	14580
4-й видобувний уступ	-13,5 - -27,0	100	16	14580
5-й видобувний уступ	-27,0 - -40,0	100	16	13520

На розкривних уступах. Ширина транспортних площадок (берм) визначена за виразами наведеним в [120] з урахуванням вимог норм, правил і нормативів [36], [97] з урахуванням однієї смуги руху:

$$Ш_{mp} = B_o + B_{ov} + Z + П_{na} + v_o = 2 + 2,8 + 2 + 5 + 2 \cdot 1,5 = 14,8 \text{ м}, \quad (5.36)$$

приймається 15 м;

де B_o – ширина узбіччя з боку верхнього уступу з урахуванням смуги для збору осипів, $B_o = 2$ м;

B_{ov} – ширина запобіжного (захисного) валу уздовж зовнішнього укосу уступу, згідно [120] для автосамоскидів вантажопідйомністю до 25-30 т висота такого валу становить 1 м, тоді:

$$B_{ov} = 1 \text{ м} \times \text{ctg}35^\circ \times 2 = 2,8 \text{ м}; \quad (5.37)$$

Z – ширина призми можливого обвалення:

$$Z = 12 \times (\text{ctg}32^\circ - \text{ctg}35^\circ) = 2 \text{ м} \quad (5.38)$$

приймається – 2,0 м;

v_o – ширина узбіччя вздовж проїжджої частини дороги, $v_o = 1,5$ м [120].

На видобувних уступах. З урахуванням застосування навантажувачів як основного виймально-транспортного обладнання:

$$Ш_{mpl} = Z + B_{ov} + T + 2 \times П_o + B_o, \text{ м} \quad (5.39)$$

$$Ш_{mpl} = 2,7 + 2,8 + 5,5 + 2 \times 1,5 + 1,7 = 15,7 \text{ м}; 16 \text{ м} - \text{односмуговий рух};$$

де Z – ширина призми можливого обвалення, м;

$$Z = 13,5 \times (\operatorname{ctg}65^\circ - \operatorname{ctg}75^\circ) = 2,7 \text{ м, приймається } - 2,7 \text{ м; (5.40)}$$

$B_{ов}$ – ширина запобіжного (захисного) валу уздовж зовнішнього укосу уступу, приймається такий же, як і для автосамоскидів вантажопідйомністю до 25-30 т, при висоті 1 м вона складе:

$$B_{ов} = 1 \text{ м} \times \operatorname{ctg}35^\circ \times 2 = 2,8 \text{ м; (5.41)}$$

T – ширина транспортної смуги з урахуванням розміщення навантажувача, м;

P_o – ширина узбіччя вздовж проїжджої частини дороги, 1,5 м [120];

B_o – ширина узбіччя з боку верхнього уступу з урахуванням смуги збору осипів і розташування дренажної каналі,

Ширина берми під конвеєрну лінію

Враховано односмуговий рух автосамоскида

$$\begin{aligned} Ш_{тpкoн} &= Z + B_{ов} + C_в + b_{cm} + y + T_a + b_б + c_m = \\ &= 5 + 2,8 + 1,5 + 1,5 + 0,7 + 4,5 + 0,7 + 4,7 = 21,4 \text{ м} \end{aligned} \quad (5.42)$$

Транспортна берма приймається - 22 м,

де Z – ширина призми можливого обвалення,

$$Z = 26 \times (\operatorname{ctg}65^\circ - \operatorname{ctg}75^\circ) = 5 \text{ м; (5.43)}$$

$B_{ов}$ – ширина запобіжного (захисного) валу уздовж верхньої бровки уступу, згідно для автосамоскидів вантажопідйомністю до 25-30 т при висоті 1 м вона складе $B_{ов} = 1 \text{ м} \times \operatorname{ctg}35^\circ \times 2 = 2,8 \text{ м}$;

T_a – ширина транспортної смуги, 4,5 м;

T_o – ширина узбіччя вздовж проїжджої частини дороги з боку конвеєра, $T_o = 0,7 \text{ м}$ з урахуванням безпечної відстані від конвеєра до узбіччя не менше 0,7 м (згідно «Правил охорони праці ...»);

b_{cm} – ширина поставу конвеєра (ширина стрічки 650 мм), $b_{cm} = 1,5 \text{ м}$;

$C_в$ – відстань від конвеєра до валу, $C_в = 1,5 \text{ м}$;

c_m – ширина каменеуловлювального валу висотою 2 м кутом 40° уздовж укосу верхнього уступу, $c_m = 4,7 \text{ м}$;

$b_б$ – ширина узбіччя вздовж проїжджої частини дороги з боку каменеуловлювального валу, 0,7 м.

Робочим проектом приймається ширина автотранспортних майданчиків (берм):

- на розкривних уступах (односмуговий рух) - не менше 15 м;

- на видобувних уступах (односмуговий рух) - не менше 16 м;

- під конвеєрну лінію на капітальному з'їзді і тимчасових бермах на горизонтах (односмуговий рух автосамоскидів і один конвеєрний постав) - не менше 22 м;

- на відвалах (односмуговий рух по піонерному насипу) - не менше 18-20 м.

При цьому передбачається спорудження вздовж проїжджої частини доріг запобіжного (захисного) валу висотою 1 м (ширина по основі до 2,8 м) зі скельної гірничої маси, смуги для збору осипів з боку вищого уступу і дренажної канави шириною 1,7 м, і узбіччя 1,5 м уздовж проїжджої частини автодороги по обидва боки.

Запобіжні площадки. Ширина запобіжної площадки (берми) визначається виходячи з стійкої висоти ділянки неробочого борта. Для верхнього розкривного уступу ширина запобіжної берми становить не менше – 6 м. Для ділянок бортів зі стійким станом відпрацьованих уступів на горизонтах з позначкою –27,0 м; –13,5 м; ± 0,0 м; формується запобіжна площадка:

$$b_{np} = \frac{1}{3} \times H_{\sigma} = \frac{1}{3} \times 27 = 9, \text{ м}, \quad (5.44)$$

де H_{σ} - середня висота ділянок стійкого борта по мігматитам, під якими влаштовується запобіжна берма, м (27 м).

Ширина запобіжних берм 6 м (для м'якого розкриву) і 10 м дозволяє здійснювати механічне очищення просипів.

Засоби буріння, підривання і подрібнення негабаритів. Проектом прийнято буропідривне розпушування скельних і напівскельних порід у масиві:

- *буріння свердловин* здійснюється із застосуванням бурових верстатів типу Atlas Copco L6 або Titon-500 з діаметром свердловин 95-152 мм;

- *підривання свердловин.* Форма сітки приймається квадратною. Заряди в свердловинах суцільні або розосереджені. Вибухові роботи на Одарівському кар'єрі здійснюються методом вертикальних свердловинних зарядів коротко уповільнюючим способом. Основні параметри свердловинних зарядів наведено в типовому проекті буропідривних робіт «Типовий проект проведення буропідривних робіт методом свердловинних зарядів на Одарівському родовищі мігматитів» ТОВ «Індустріальна група-Магнетит» [130]:

- *подрібнення негабаритів.* Використовуються гідромолоти в якості навісного обладнання на екскаваторі Hitachi типу Zaxis 330 LC-3 для подрібнення негабаритних кусків. Тип молота визначається конструктивними технічними параметрами вищенаведеного екскаватора. Для подрібнення негабаритних кусків передбачено гідравлічний бутобій НВ 3000, встановлюваний на екскаватор Zaxis 330 LC-3.

Виробництво вибухових робіт на кар'єрі з урахуванням зменшеної санітарно-захисної зони

Буропідривні роботи на Одарівському кар'єрі будуть здійснюватися методом вертикальних свердловинних зарядів у свердловинах діаметром 0,152 м коротко уповільненим способом; параметри БПР наведено в табл. 5.7. Радіус небезпечної зони при вибухових роботах визначено згідно діючих правил та методик і становить 300 м.

Таблиця 5.7

Параметри типової серії масового вибуху свердловинних зарядів при розробці незмінених мігматитів Одарівського родовища

№ п/п	Параметр	Одиниця виміру	Величина
1	Коефіцієнт міцності за шкалою М.М. Протодьяконова, f	-	12
2	Група порід за ДБН Д. 2.2-3-99, M	-	IX
3	Категорія тріщинуватості за МКВД, N	-	IV
4	Тип вибухівки	емульсійна	Україніт-ПП-2Б
5	Висота уступу, H	м	13,50
6	Глибина бурових свердловин, $L_{св}$	м	15,32
7	Діаметр бурових свердловин, d	м	0,152
8	Відстань між буровими свердловинами: в ряду, a / між рядами, b	м	5,15 / 5,15
9	Об'єм гірничої маси з 1-ї бурової свердловини, V	м ³	358,05
10	Маса заряду в 1-й буровій свердловині, Q	кг	283,21
11	Річний об'єм видобутку в щільному тілі, A	м ³	570300,00
12	Періодичність підривань	шт./міс.	2
13	Об'єм підривання гірничої маси в щільному тілі на 1 масового вибуху, $V_{бл}$	м ³	23762,5
14	Кількість бурових	шт.	67
15	Кількість рядів, m свердловин для 1-го масового вибуху, n	шт.	5
16	Довжина підрваного блоку, $L_{бл}$	м	69
17	Найбільша маса зарядів в групі уповільнення	кг	1982,47
18	Питома витрата ВР, ρ	кг/м ³	0,79
19	Загальна маса зарядів типової серії, $Q_{заг}$	кг	18772,40
20	Ширина розвалу без врахування ширини підрваного блоку, B	м	28,5
21	Схема комутації	-	діагональна
22	Висота навалу	м	11,17
23	Річні витрати ВР Україніт ПП-2Б	т	450,537
24	Об'єм буріння за рік	п.м.	21502,73

Регулювання напрямку і величини сейсмовипромінення схемами уповільненого підривання в умовах природної тріщинуватості масиву

З огляду на те, що природна тріщинуватість масиву кристалічних породах Одарівського родовища грає важливу роль в перерозподілі інтенсивності сейсмовипромінення при масових вибухах за рахунок часткової екранізації сейсмічних хвиль, у проекті передбачається застосування раціональних напрямків відбійки гірської породи залежно від простягання основної системи тріщин, розташування й орієнтації вибухових блоків. Це дозволить направити максимум сейсмічної енергії в безпечному південно-східному напрямку, зменшивши його загальну величину в 1,2-1,7 рази. Для цього, при відпрацюванні східної частини родовища, фронт видобувних робіт і відповідно поздовжня орієнтація блоків кожного масового висадження повинні бути

меридіональною, а відповідно залишків запасів в північній і південно-західній частинах - широтною.

Орієнтація діагональних рядів зарядів на блоках, які підлягають підриванню, з цією ж метою повинна бути паралельною напрямку простягання основної системи тріщин, азимут якого становить $220 (40)^\circ$. У південно-західній частині родовища розміщення врубової частини зарядів має бути на лівому фланзі, тобто на заході, а в північній частині на сході, тобто на правому фланзі. Відповідно для меридіонально орієнтованих блоків у східній частині родовища розташування врубової частини зарядів має бути з північної сторони.

Обґрунтування проектних заходів проведення підривних робіт на кар'єрі зі зниження санітарно-захисної зони. З метою забезпечення необхідних умов експлуатації житлових будинків с. Одарівка і високовольтної ЛЕП при вибухових роботах проектом передбачено:

1. При відпрацюванні східної частини родовища фронт видобувних робіт і відповідно поздовжня орієнтація підірваних блоків кожного масового вибуху повинні бути меридіональною, а відповідно залишків невідпрацьованих запасів у північній і південно-західній частинах – широтною.

2. Комутацію рядів свердловинних зарядів при відпрацюванні східної частини родовища слід здійснювати діагональними схемами уповільненого підривання, з розташуванням врубу з північного боку й орієнтацією діагональних рядів свердловинних зарядів по азимуту $220 (40)^\circ$, тобто паралельно основній системі природних вертикальних тріщин. Це дасть можливість вести відбійку гірничої маси перпендикулярно системі природних розкритих тріщин у північно-західному напрямку і направити 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. У південно-західній і північній частинах родовища орієнтація діагональних рядів свердловинних зарядів на блоках, які підлягають підриванню, з цією ж метою повинні бути також у напрямку, азимут якого становить $220^\circ (40^\circ)$ при розміщенні врубів у південно-західній частині на лівому фланзі, тобто із західного боку і відповідно в північній частині родовища з правого флангу або на схід.

4. Для підвищення гарантії умов безпеки високовольтної ЛЕП, системи конвеєрів, похилого і магістрального конвеєрів кар'єру, а також комплексу ДСЗ на північно-західному борту кар'єру від надмірного розльоту кусків підірваної гірничої маси й одночасно дотримання безпеки і захисту 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 «Прима-Ера»; ефект скорочення зони розльоту кусків породи при цьому досягається в 2-3 рази порівняно з традиційним застосуванням детонуючого шнура і піротехнічних реле.

5. З метою максимального зменшення дії ударно-повітряної хвилі локалізації розльоту гірничої маси, а також зменшення сейсмічного впливу вибухів на навколишнє середовище конструкції свердловинних зарядів повинні передбачати внутрішньо-свердловинне уповільнення, щоб забезпечити їх детонацію лише з донної частини до верху. При цьому в разі суцільної колонки заряду основний і дублюючий проміжний детонатори повинні 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 у 1,4-2,4 рази, а виділення отруйного газу СО знижується на 11 %.

6. Для забезпечення належної якості подрібнення гірських порід, а також зменшення викидів отруйних газів і пилу під час проведення масових вибухів слід застосовувати потужну водостійку емульсійну вибухову речовину Україніт-ПП-2Б, яка має нульовий кисневий баланс.

7. Подальше зменшення обсягу пилогазових викидів буде досягнуто шляхом застосування при певних умовах водних або повітряних проміжків у зарядних колонках. Одночасно з цим буде досягнута 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 сприятиме попереднє зволоження технологічного блока перед висаджуванням, а також застосування в складі набійки нейтралізаторів отруйних газів.

9. У разі застосування неводостійких аміачно-селітрянних ВР розміщення їх в обводнених свердловинах необхідно передбачати з гідроізоляцією їх за допомогою поліетиленових рукавів, яка попередить часткове вимивання аміачної селітри, порушення кисневого балансу і відповідно виділення отруйного газу СО, а також чистого вуглецю.

10. Зменшення сейсмічного впливу на житлові об'єкти с. Одарівка, а також опори високовольтної ЛЕП до безпечного рівня буде досягнуто шляхом мікрорайонування кар'єрного поля щодо сейсмобезпеки мас зарядів, які будуть визначені на підставі оцінки конструктивних особливостей, призначення та стану об'єктів, які підлягають захисту, а також результатів інструментальних вимірювань поширення сейсмоколивачів під час проведення технологічних масових вибухів.

11. Проектом передбачена технологія руйнування негабаритних фракцій гірничої маси за допомогою механічних пристроїв, яка також суттєво зменшить ударно-повітряну дію, розлітання гірничої маси і пилогазові викиди з боку кар'єру на житлову зону і навколишнє середовище і сприятиме зменшенню розмірів санітарно-захисної зони.

12. Висадження гірничої маси в кар'єрі буде передбачено здійснювати переважно при східному напрямку вітру, а також в періоди випадання опадів і наявності вологості в повітрі, що дозволяє значно знизити поширення

шкідливих продуктів вибуху (пилу і газів) в сторону житлової забудови с. Одарівка, інших об'єктів уздовж залізниці та автомобільної доріг.

Заходи щодо зниження шкідливих викидів в атмосферу. Застосування неводостійких аміачно-селітряних ВР в обводнених свердловинах призводить до часткового вимивання аміачної селітри, порушення нульового кисневого балансу і виділенню в результаті вибуху отруйного газу СО і вуглецю в чистому вигляді. Тому не слід допускати контакту цих ВВ з водою, застосовуючи гідроізолюючі оболонки або формуючи водні проміжки [130]. До цього призводить також використання ВР з негативним кисневим балансом (тротил, конверсійні ВР) в сухих свердловинах.

З іншого боку, штучне порушення нульового кисневого балансу в позитивну сторону за рахунок додавання аміачної селітри до грамонітів 79/21, що іноді практикується у виробництві, призводить до виділення отруйних газів типу NOx.

Застосування нижнього ініціювання за даними вітчизняних досліджень, дозволяє знизити виділення газу СО на 11 %.

Зменшення виділення пилу і газів сприятиме застосування водних проміжків і водної набійки. Для цього можна використовувати наявні в достатній кількості поліетиленові ємності з-під мінеральної води і напоїв.

При масовому підриванні повинні встановлюватися пости ДВГРС (МНС), які здійснюють контроль за складом отруйних продуктів вибуху в кар'єрі. Необхідність залучення працівників ДВГРС (МНС) визначається керівником підприємства. До обов'язків ДВГРС (МНС) входить контроль за загазованістю повітря на уступах, а також огляд стану уступів після висадження.

Після кожного масового висадження допуск людей до місця роботи повинен здійснюється лише після зниження концентрації отруйних газів до допустимих меж і повного розсіювання хмари пилу, але не раніше ніж через 30 хв (п. 12 Інструкції по заходах безпеки стосовно отруйних газів, які утворюються при масових вибухах ЄПБ [98]).

Відвальні роботи. Проектом передбачається формування зовнішніх відвалів у межах земельного відводу ділянки Одарівського родовища мігматитів.

Зовнішні відвали формуються по межі гірничого відводу на півночі ділянки, північно-східній і на сході уздовж охоронної зони р. Конка. Відвали формуються на неорних землях загальною площею – 17 га.

Об'єм розкривних порід по родовищу становить на 31.10.2008 р (з урахуванням формування меж кар'єрного поля), що покривають корисну копалину, становить 4103,6 тис. м³, з них ґрунтово-родючі породи - 149,6 тис. м³, розкрив м'який і скельний – 3953,9 тис. м³ Перед формуванням відвалів створюється рів глибиною 2 м, який засипається щебенем зверху.

Мета створення даного валу – захист території відвалу від підтоплення під час паводків (висота валу не менше 2 м, кут закладення 30-35°) і запобігання

сповзанню відвалу в р. Конка. При формуванні зовнішнього відвалу в північній і північно-східній частинах гірничого відводу використовується бульдозерне відвалоутворення. В процесі відвалоутворення можуть брати участь навантажувачі (для зачищення, формування майданчиків і т.д.). Доставка гірничої маси здійснюється автосамоскидами або навантажувачами. Відвал формується на похилій прибережній площадці (р. Конка), верхня відмітка основи відвалу +45,0 - +55,0 м, нижня відмітка +29,1 - +30,0 м. В основі відвалу укладаються скельні розкривні породи для забезпечення стійкого стану. Попередньо знімаються ґрунтово-родючі породи з площі. Верхня площадка відвалу (жорстви, глини, вивітрени мігматити) формується на горизонті з позначкою +45,0 - +47,0 м. Верхня площадка відвалу (піску) формується на горизонті з позначкою +56,0 - +59,0 м. По периметру верхньої площадки відвалів формується огорожувальний вал висотою 1 м.

На відвалі формуються три ділянки. Перша ділянка - розвантажувальна. На ній автосамоскиди розвантажуються на площадці відвалу. Друга ділянка - робоча, де бульдозер здійснює планувальні роботи. На третій ділянці відбувається усадка спланованого відвалу. Як основне обладнання використовується бульдозер Б-170, його ж одночасно використовують на робочих площадках для допоміжних робіт. Довжина окремих ділянок бульдозерного відвалу становить 20-25 м кожен.

Організація відвальних робіт проектом «Будівництво кар'єру ...» [140] передбачається такою: скельний розкрив з горизонту +20,0 - +26,0 м і м'який з +30,0 - +40,0 м виймається і переміщається по тимчасовому з'їзду на поверхню за допомогою автосамоскидів або навантажувачів і потім по тимчасовим дорогам, розташованих на півдні і сході та доставляється у зовнішній відвал. Ухил транспортної смуги піонерного насипу на відвалі передбачається 100 %, для чого необхідно поверхню дороги формувати з твердою основою (зі скельного розкриву). Ширина проїжджої частини піонерного насипу відвалів і складу ґрунтово-родючих порід з урахуванням односмугового руху транспорту – 17-20 м. Фронт відвальних робіт переміщається в західному і північному напрямках

Проектом передбачається можливість збільшення запасів, після чого може бути розглянута технологічна схема розміщення розкривних порід всередині виробленого простору кар'єрного поля. Розкривні породи в початковому періоді відпрацювання I етапу доставляються в зовнішній відвал, розташований в північній частині гірничого відводу Відвалоутворення жорстви та глини здійснюється окремо від пісків. Окреме складування пісків дозволяє в подальшому їх реалізовувати споживачу при відповідній якості попутних корисних копалин. На початковому етапі формування зовнішнього відвалу з жорстви, глини, скельних вивітрених мігматитів його об'єм складе 1330 тис. м³, з них 1 ярус – 1080 тис. м³ і 2 ярус – 250 тис. м³. Відвал формується з двох ярусів з відмітками 1 ярус – +45 - +47 м, і 2 ярус - +60 - +62 м.

Формування відвалів піску передбачає розміщення об'ємів в кількості 750 тис. м³. Пісок складується окремо і може бути реалізований споживачеві.

Частина скельних розкривних порід об'ємом – 20 тис. м³ переробляється, а жорства близько 16 тис. м³ йде на будівництво внутрішньокар'єрних автомобільних доріг і доріг, що примикають до кар'єру. При доопрацюванні розкривних уступів до граничного контуру кар'єрного поля (східна сторона кар'єру) розкривні породи доставляються або на будівельні об'єкти Васіновського ГЗК, або на зовнішні відвали, розташовані на північний захід від родовища.

Проектом передбачається можливість формування відвалів у виробленому просторі за необхідності з коригуванням та доповненням даного проекту. Об'єми розкриття складуть (без ґрунтового-родючого шару) - 1801,9 тис. м³, у т.ч.:

- 1149,3 тис. м³ - жорства і глина, скельні вивітрені мігматити;
- 652,6 тис. м³ – піску.

Проектні та технологічні заходи виробництва гірничих робіт зі зменшення санітарно-захисної зони. Об'єкти, які підлягають охороні від негативного впливу масових вибухів, представлені: з півночі житловими будинками с. Одарівка; із заходу – високовольтна ЛЕП державного значення. З північної сторони проходить залізнична колія Запоріжжя- Камиш Зоря і далі, в 500 м автодорога Запоріжжя-Маріуполь. Також з північно-західного, північного та східного боків знаходиться берегова лінія р. Конка, мінімальна відстань до якої від меж земельної відводу становить 50 м.

Основні технологічні заходи виробництва щодо зниження санітарно-захисної зони під час проведення підривних робіт наведено вище.

Для локалізації забруднень навколишнього середовища від пиління вибоїв, складів, доріг, відвалів на кар'єрі передбачається систематичний полив масиву порід у вибоях, що розробляються, складів породи і готової продукції, автодоріг, робочих майданчиків на уступах і відвалі водою (в літньо-осінній час) із застосуванням спеціалізованих поливальних машин. Рух машин і механізмів передбачено здійснювати лише по кар'єрних автодорогах, площадках, попередньо политих для запобігання пилоутворення. Всі механізми з дизельними й ін. механічними двигунами обладнуються каталізаторами. Пересувні конвеєри мають електричний привід, що зменшує газові викиди. Конвеєри забезпечуються укриттям.

На комплексі ДСЗ і СДА-1,2 (внутрішньокар'єрному і поверхневому його вузлах), відповідно до технологічного регламенту, передбачено застосування водяного пилоподавлення і аспірації пилу в процесі переробки мігматитів на готову продукцію.

Складування відпрацьованих запчастин, масел, мастил та ін. виробів і речовин, що містять нафтопродукти, буде здійснюватися на відведених майданчиках (біля дробарок в кар'єрі, поверхневого ДСЗ, боксу для ремонтів устаткування і ін.) У герметичні непроливаємі контейнери, чим забезпечується мінімізація забруднень навколишнього середовища зазначеними відходами.

Для зниження шумового, вібраційного впливу, дії ударно-повітряних хвиль, розльоту кусків гірничої маси при масових вибухах на об'єкти

залізничної та автомобільної доріг, а також житлові будинки с. Одарівка з боку північного і північно-східного бортів кар'єру (між його граничним контуром та межею водоохоронної зони) формується зовнішній відвал. Він має протяжну, стрічкову форму і відсипається висотою 10-20 м.

Транспортування готової продукції з проммайданчика до пункту навантаження залізничних вагонів. Передбачено використання конвеєрного мостового переходу під магістральний конвеєр довжиною до 310 м.

Магістральний конвеєр має такі ж, як і похилий конвеєр, конструкційні особливості (можливість виведення роликів з контакту зі стрічкою без зупинки конвеєра, висока центруюча здатність поставу, глибока жолобчастість стрічки, частотно-регульований електричний привід і ін.).

Транспортування готової продукції здійснюється магістральним конвеєром №9 від комплексу дробильно-сортувального заводу до вантажного пристрою залізничного тупика або споживачами власними коштами.

Магістральний конвеєр має ширину конвеєрної стрічки 650 мм і довжину 310 м

Потужність на валу приводного барабана магістрального конвеєра – 138 кВт.

Залізничний транспорт. Навантаження щебеню здійснюється в засоби залізничного транспорту. Пункт навантаження розташовується на лівому березі р. Конка. Для цього відновлюється розібране залізничне полотно і робиться відповідний тупик. Навантаження щебеню в залізничні напіввагони здійснюється спеціальним вантажним пунктом. Попередній контроль за вагою завантаження піввагонів здійснюється конвеєрними вагами, а остаточний контроль - залізничними вагами, розташованими під шляхами. Відбувається безперервне і рівномірне завантаження піввагонів при протягуванні цілого поїзда без роз'єднування, без його зупинок і без зупинок конвеєра при протягуванні під вантажним пунктом вагонних сцепок за рахунок спеціального кінцевого навантажувального пристрою, обладнаного двома жолобами. Пристрій навантажувального пункту УПРМ і його конструкція визначається конструкторською документацією. Регламент робіт з навантаження, організації їх і улаштування під'їзних шляхів проектом приймався відповідно до проектних матеріалів розроблених спеціалізованою організацією «Дніпродіпротранс».

Організація транспорту з перевезення гірничої маси і готової продукції. Передбачено, що порядок подачі автосамоскидів до виймально-навантажувального механізму визначає технічний керівник гірничих робіт на кар'єрі, ним же визначається тип і кількість автомашин, що закріплюються до одного механізму на зміну. Розміщення навантажувачів на робочому уступі визначається тим же керівником.

У літній період часу ділянки кар'єрних та інших автошляхів, по яких переміщається гірнична маса до відвалу, складу ДСЗ періодично, у міру необхідності, плануються бульдозером, грейдером або ін. технікою, а також

поливаються водою. Витрата води на одне поливання – 0,3 л/м² для доріг з удосконаленим покриттям (асфальтованих, викладених бруківкою) і 0,5 л/м² – для доріг з ґрунтовим (піщаним і щебеним) покриттям.

Поливання кар'єрних доріг в особливо жаркий період передбачено здійснювати 20-30 % розчином хлористого кальцію в два цикли: перший - три поливу з витратою 1,2-2,5 л/м²; другий - через місяць після першого циклу - один полив з витратою 0,3-1,0 л/м². Термін дії такого поливу 1,5 місяці.

Покращення ґрунтового покриття автодоріг забезпечується шляхом підсипання земляного полотна шаром щебеню (потужністю 0,25-0,3 м) з подальшим укочуванням, а також пісків і суглинків. З'являються вибоїни на дорогах, які засипаються зазначеними матеріалами і плануються бульдозером Б-170 або наявними на кар'єрі інших марок. У зимовий період дороги повинні бути вичищеними від снігу, в разі ожеледиці посипані відсівом або відповідними хімічними засобами, що забезпечують безпечну роботу транспорту.

Завантаження приймального бункера СДА-1 (Metso Minerals LT-110) передбачається колісним навантажувачем БелАЗ-7822 тільки в працюючому його стані. Перед цим необхідно, щоб всі вузли сполучення між дробильними установками СДА-1 і СДА-2, а також з конвеєрами (міжступним перевантажним, вибійними пересувними, сполучними напівстаціонарними і підйомним стаціонарним) були виставлені з урахуванням виключення просипів гірських порід. Включення ланок конвеєрного ланцюжка між кар'єром і ДСЗ починається в напрямку від вузлів розвантаження готової продукції (штабельному-кільцевих конвеєрів ДСЗ) на ДСЗ до СДА-1.

Подрібнені мігматити переміщують системою конвеєрних установок у міру ведення видобувних робіт, а також об'ємів продукції, що відвантажується на промайданчику ДСЗ. При переміщенні СДА і пересувних конвеєрів транспортування припиняється до установлення їх в нове положення. Під час проведення підривних робіт конвеєрні установки віддаляються від місця їх проведення на відстань не менше 200 м або ж для них споруджуються укриття у вигляді захисних валів і вони накриваються щитами (дерев'яними). Готова продукція переміщається магістральним конвеєром до пункту навантаження в залізничний транспорт при подачі його в глухий кут. Частково продукція може відвантажуватися споживачеві в його транспорт (автосамоскиди).

Технологія гірничотехнічної рекультивуації. Технологія передбачає формування відвалів з відповідними кутами укосів, планування і заоткоска цих уступів, виположування верхньої частини укосів уступів, площадок на відвалах. Після чого, на сплановані площадки і виположені укоси здійснюється нанесення ґрунтово-родючих порід. Аналогічне покриття ґрунтово-родючими породами виконується на територіях під'їзних доріг і виробничих майданчиках.

Кути укосу відвалів відповідають кутах природного укосу розкривних порід і перебувають в межах 30-35°. Ці укоси є природно-допустимими для зростання на них дерево-чагарникових рослин: акація біла, клен гостролистий, тополя чорна, обліпіха крушиновидна, шипшина канадська, глід, терен. Кути

укосів верхніх уступів (м'який розкрит) необхідно виположувати до 25-30° для можливості посадки на них дерев і чагарникових рослин.

При використанні кар'єру під водойму схили повинні бути пологими, а їх форма залежить від запланованого характеру використання водойм. Круті схили є джерелом небезпек, ускладнюють озеленення і перешкоджають інтеграції кар'єру зі структурою загального ландшафту. Пологі укоси необхідно створювати безпосередньо в період експлуатації кар'єру, так як після закінчення робіт здійснювати його набагато складніше, особливо якщо виположуються схили, розташовані нижче рівня води. За профілем укосу виділяється кілька зон: зона нересту риб; заростей очерету (підводні частини укосу); зони посадки м'яколистяних і твердолистяних порід; узлісся які засаджуються чагарником. Для улаштування пляжу (якщо берегова смуга водойми призначена для купання) підводна частина укосу планується з ухилом 1:10 до глибини водойми 1 м, потім до глибини 2 м укіс має закладення 1: 4, далі - на кручі 1: 1 Надводну частину укосу в пляжній зоні на відстань не менше 10 м по горизонталі також планують з ухилом 1:10.

Оскільки після відпрацювання балансових запасів намічається дорозвідка родовища в глибину і на прилеглій південній ділянці, постановка розвіданих запасів на баланс і їх подальша доробка, то в цьому проекті неможливо встановити кінцеву конфігурацію і розміри виробленого простору такого кар'єру.

Планування і заоткоска уступів передбачає постановку нижчих уступів в граничне, стійке положення із застосуванням буропідривних робіт.

Технологічні схеми рекультивації і вибір устаткування. Проектом передбачається наступна технологічна схема гірничотехнічної рекультивації. Після завершення гірничих робіт у кар'єрі з виймання корисної копалини верхня площадка й укоси відвалів покриваються шаром ґрунтово-родючих порід потужністю не менше 0,2 м. Технологія робіт полягає в навантаженні ґрунтово-родючих порід з тимчасового складу (розташованого на сході земельного відводу) екскаватором Hitachi Zaxis-330 LC-3 або за допомогою фронтального навантажувача БілАЗ-7822 в автосамоскиди КрАЗ-65055. Дані автомашини доставляють родючі породи на верхню площадку відвалу, де складають їх за 4-5 м від верхньої його брівки. Потім бульдозер на базі трактора Б-170 зіштовхує родючі породи під укіс відвалу, вони самопливом розподіляються рівномірним шаром по всій площі укосу. Кут природного укосу родючих порід (ґрунтової маси) при укладанні на схилах – 32,5°. Після цього проводиться покриття шаром ґрунтової маси верхнього майданчика відвалів.

Етап біологічної рекультивації передбачається виконувати або ж безпосередньо після завершення гірничотехнічної рекультивації, або його можна чергувати: частина відвалу покривається шаром ґрунтової маси і після цього виконується посів трав і насіння дерево-чагарникових рослин; потім аналогічно здійснюються роботи з рекультивації на наступній частині відвалу.

Конкретне рішення про організацію виконання робіт з рекультивації відвалів приймається керівництвом підприємства. Запропонованим проектом рекомендується етап біологічної рекультивації поєднувати в часі з етапом гірничотехнічної рекультивації на суміжних ділянках відвалу (наприклад зовнішньому його укосі і верхній площадці (майданчику), потім верхній майданчик і схилі з боку борта кар'єру). При такій технології забезпечується поділянкова задача рекультивованих ділянок користувачеві (лісгоспу).

Висадження дерево-чагарникових рослин на схилах передбачається вручну, на горизонтальних майданчиках - ручна або механізована. Також не заперечується можливість посіву на укоси насіння дерево-чагарникових рослин, наведених за переліком вище. При цьому доцільно застосувати гідросівалку з металевими типами типу ДЕ-16 та ін. Вони переміщуються уздовж укосу відвалу по його верхньому майданчику. Насіння трав (парнолистник звичайний, мятников вузьколистий, катратий звичайний, ромашка польова, подорожник, чебрець, спориш) наносяться спільно з насінням дерев (акація біла, клен гостролистий, тополя чорна, обліпіха крушиновидна, шипшина канадська, глід, терен) на укоси відвалу.

Під час висадження дерев і посіву насіння вручну дотримуються заходи з охорони праці (застосування поясів з мотузною страховкою), що попереджають падіння людей по схилу.

На горизонтальних майданчиках передбачається ручне (або механізоване) висадження дерев, чагарникових і посів трав із застосуванням спеціалізованої техніки, яка орендується у підприємстві лісового господарства. Це, наприклад, ямокопачі ЯМ-100, лісонасадильна машина СВН-1 і ін.

Як посадковий матеріал використовуються однорічні саджанці вищевказаних дерев і чагарникових рослин. Ці лісонасадження можна віднести до захисних, як лісонасадження на піщано-глинистих ґрунтах.

Вода після закінчення гірничих робіт і виведення обладнання, техніки заповнює кар'єр за рахунок поверхневих і ґрунтових вод. Таким чином, у виробленому просторі при завершенні гірничих робіт створюється водойма. Водоприток в вироблений простір на кінець відпрацювання кар'єру становить – 5100 м³/добу. Дзеркало води досягне позначки рівня води в р. Конка +29,0 м.

Розроблена в даному проекті технологія видобутку й переробки корисної копалини, а також відвантаження готової продукції забезпечує повною мірою мінімальний вплив виробничих процесів на довкілля, перевищення ГДК шкідливих викидів по всіх градієнтах на межі СЗЗ відсутнє.

Список літературних джерел

1. Семененко, Н.П., & Бакланов, Г.М. (1976). *Перспективы развития минерально-сырьевой базы промышленности строительных материалов УССР*. Київ: Наукова думка, 421 с.
2. *Строительные материалы Украины (Обзор месторождений по областям)*. (1964). Киев: Будівельник.
3. *Строительные материалы Украины (Обзор месторождений по областям)*. (1963). Киев: Госстройиздат.
4. Симоненко, В.І. (2010). *Розробити технологічні основи еколого- й енергозберігаючого виробництва при видобутку твердої нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон*. Звіт про НДР (проміжний). №ДР 0110U000532. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет.
5. Шлаин, Б.И. (1985). *Разработка месторождений нерудного сырья*. Москва: Недра, 344 с.
6. Симоненко, В.И. (2004). *Разработка энергосберегающей технологии добычи скальных нерудных полезных ископаемых Украины*. Дисс. д-ра техн. наук. Днепропетровск, Украина.
7. Буянов, Ю.Д. (1973). *Циклично-поточная технология на карьерах по добыче нерудных строительных материалов*. Москва: Стройиздат, 152 с.
8. Черняев, А.В. (2006). Эффективность доработки нерудных месторождений нерудных строительных материалов в глубину ниже границы подсчета запасов. *Геотехнічна механіка*, (65), 172-178.
9. Черняев, О.В. (2008). До вибору критеріїв для встановлення раціональної глибини розробки гранітних родовищ із внутрішнім відвалоутворенням. *Геотехнічна механіка*, (77), 219-226.
10. Симоненко, В.И., & Черняев, А.В. (2006). К установлению зависимостей между параметрами системы разработки при отработке нерудных месторождений с внутренним отвалообразованием. *Геотехнічна механіка*, (62), 93-97.
11. Симоненко, В.И., Черняев, А.В., & Мостыка, А.В. (2007). Систематизация гранитных и каменных карьеров для исследования ресурсосберегающей технологии их разработки. *Збірник наукових праць НГУ*, (27), 47-51.
12. Симоненко, В.І., Пацьора, С.В., Швець, В.Ю., & Воропаєва, З.В. (2009). Екологічні проблеми розробки родовищ скельних будівельних матеріалів у районах прилеглих до житлових забудов. *Науковий вісник НГУ*, (3), 12-16.
13. Ефремов, Э.И., Мартыненко, В.П., & Бережецкий, А.Я. (2002). Способы повышения эффективности взрыва и локализации пылегазовых выбросов. *Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету: Наукові праці КДПУ*, (2), 3-5.
14. Симоненко, В.И., Черняев, А.В., Мостыка, А.В., & Пацера, С.В. (2010). Технологические решения снижающие воздействие горного производства на

природную среду при разработке гранитных месторождений Украины. *Хохряковские чтения, посвященные памяти проф. В.С. Хохрякова* (с. 284-289), Екатеринбург: УТГУ, 284-289.

15. Дриженко, А.Ю., Козенко, Г.В., & Рыкус, А.А. (2009). *Открытая разработка железных руд Украины: состояние и пути развития*. Полтава: Полтавский литератор, 83-90.

16. Симоненко, В.И., Анісімов, О.О., & Гриценко, Л.С. (2012). Створення безпечних умов при розробці нерудних родовищ із зменшеною санітарно-захисною зоною. *Збірник наукових праць НГУ*, (39), 180-187.

17. Наказ № 173. (1996). *Про затвердження Державних санітарних правил планування та забудови населених пунктів*. Київ: Міністерство охорони здоров'я України.

18. Гопанюк, Д.Г., Швець, В.Ю., & Пацера, С.В. (2015). Способы уменьшения загрязнения окружающей природной среды от действия взрывных работ при разрушении горных пород. *Науковий вісник НГУ*, (12), 99-101.

19. Коротенко Л.М. (2006). Влияние метеорологических условий на загрязнение окружающей среды при производстве массовых взрывов на карьерах. *Геотехнічна механіка*, (65).

20. Бульбашев, А.П., & Шувалов, Ю.В. (2006). *Борьба с пылью на карьерах при добыче строительных материалов*. СПб: Международная академия наук экологии, безопасности человека и природы, 208 с.

21. Симоненко, В.І., Павличенко, А.В., Черняєв, О.В., & Гриценко, Л.С. (2015). Екологічні аспекти розробки родовищ нерудних корисних копалин в умовах зменшеної санітарно-захисної зони. *Актуальні проблеми науково-промислового комплексу регіонів: Матеріали I Всеукраїнської наук.-техн. конф.* (с. 175-178). Рубіжне, Україна: ІХТ СНУ ім. В. Даля.

22. Ясыркин, А.И. (1994). *Схема развития металлургического комплекса Украины до 2010 г. Флюсодобывающие предприятия*. Звіт. № ГР 99-НИР-4217-ПЗ.3. Харьков: Укргіпроруда.

23. Бизов, В.Ф., & Дриженко, А.Ю. (2004). *Підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком «Гірництво»*. Кривий Ріг: Мінерал, 341 с.

24. Симоненко, В.І., Черняєв, О.В., Гриценко, Л.С. та ін. (2010). *Спосіб відкритої розробки нерудних скельних корисних копалин*. Патент на винахід № 46844, МПК Е 21С41/26, Україна.

25. Дриженко, А.Ю. (2014). *Відкриті гірничі роботи*. Дніпропетровськ: МОН України, Національний гірничий університет, 590 с.

26. Симоненко, В.І., & Ярошик, Н.І. (2010). Організація виймально-транспортувальних робіт на нерудних кар'єрах в сучасних умовах. *Збірник наукових праць НГУ*, (35), 44-51.

27. Новожилов, М.Г., Маевский, А.М., Бондарь, С.А., & Дриженко, А.Ю. (1982). *Технологические параметры глубоких карьеров*. М.: Недра, 175 с.

28. Симоненко, В.І., Мостика, А.В., & Кірнос В.Д. (2008). Обґрунтування критеріїв визначення ефективності технологічної схеми застосування

дробильно-сортувальних комплексів на кар'єрах будівельних матеріалів. *Збірник наукових праць НГУ*, (31), 69-75.

29. Симоненко, В.І. (2012). *Спосіб засипання відроблених кар'єрів пухкими та скельними породами*. Патент на винахід № 36913А, Україна.

30. Ржевский, В.В. *Открытые горные работы: учебник для студентов высших учебных заведений*. М.: Недра.

31. Томаков, П.И., & Наумов, И.К. (1992). *Технология, механизация и организация открытых горных работ*. М.: МГИ, 464 с.

32. Симоненко, В.І. (2001). Новая концепция открытой разработки нерудных месторождений скального минерального сырья. *Сборник научных трудов НГА*, (12), 155-160.

33. Симоненко, В.І., Черняев, О.В., & Гриценко, Л.С. (2016). Організація робіт з відпрацювання нерудних родовищ крутими виймальними шарами. *Mining of Mineral Deposits*, 10 (4), 68-73.

34. Симоненко, В.І. (2004). Обоснование области применения на нерудных карьерах технологии поэтапной разработки с внутрикарьерным складированием отходов гонного производства. *Науково-технічний збірник КТУ*, (85), 150-153.

35. Анисимов, О.А. (2015). *Технологии строительства и разработки глубоких карьеров*. Д.: Национальный горный университет, 272 с.

36. *Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов*. (1977). Ленинград: Стройиздат, 366 с.

37. *Проект разработки Трикратского месторождения гранитов: Рабочий проект*. (2008). Днепропетровск: Национальный горный университет, 58 с.

38. Симоненко, В.І. (2006). Про напрямки удосконалення технології розробки корисних копалин на гранітних та кам'яних кар'єрах. *Форум гірників* (с. 147-150). Дніпро, Україна: Національний гірничий університет

39. Симоненко, В.І., Гриценко, Л.С., Воловик, В.П., Коган, И.Л., & Карпенко, А.В. (2010). Про напрямки удосконалення технології розробки корисних копалин на гранітних та кам'яних кар'єрах. *Форум гірників* (с. 97-104). Дніпро, Україна: Національний гірничий університет.

40. Симоненко, В.І., & Гриценко, Л.С. (2011). Экологически безопасные и энергосберегающие технологии разработки твердых нерудных полезных ископаемых. *Экология и промышленность*, (3), 46-53.

41. Симоненко, В.І., Мостыка, А.В., & Гриценко, Л.С. (2014). Организация горных работ на каменных карьерах при использовании мобильного оборудования. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. (8), 68-72.

42. Бондаренко, А.О. (2017). *Гірничі машини для відкритих гірничих робіт*. Дніпро: ДВНЗ «Національний гірничий університет», 123 с.

43. Ткачук, К.Н., & Федоренко, П.И. (1990). *Взрывные работы в горнорудной промышленности*. Киев: Вища школа, 296 с.

44. Єфремов, Е.І., Бересневич, П.В., Петренко, В.Д., & Федоренко, П.І. (1996). *Взрывные работы в горнорудной промышленности*. Дніпропетровськ: Січ, 179 с.
45. Ушаков, К.З., & Михайлов, В.А. (1981). Исследование процессов развития пылегазового облака при массовых взрывах в железорудных карьерах. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. (5), 58-62.
46. Бересневич, П.В., & Фурса, І.В. (1985). *Аэрология карьеров: учебник для вузов*. Москва: Недра, 272 с.
47. Дорошенко, В.І., Данченко, Ф.І., Бересневич, П.В., Кузьменко, П.К., & Наливайко, В.Г. (1988). *Методика расчета выбросов вредных веществ карьеров с учетом не стационарности их технологических процессов*. Кривой Рог: ВНИИБТГ.
48. Симоненко, В.І., Гриценко, Л.С., & Пацера, С.В. (2009). Технологічні аспекти еколого- та ресурсозберігаючих технологій відпрацювання прирощених запасів при ліквідації нерудних кар'єрів. *Науковий вісник НГУ*, (2), 20-22.
49. Симоненко, В.І., Анісімов, О.О., & Гриценко, Л.С. (2017). Технологічні аспекти еколого- та ресурсозберігаючих технологій відпрацювання прирощених запасів при ліквідації нерудних кар'єрів. *Збірник наукових праць НГУ*, (52), 114-124.
50. Симоненко, В.І. (2013). *Розробка технологічних, управлінських рішень, нормативної документації, системи екологічного моніторингу щодо природоохоронної діяльності гірничих підприємств*. Звіт про НДР. №ДР 0112U000875. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 368 с.
51. Симоненко, В.І., Черняєв, О.В., Гриценко, Л.С., & Черняєва, О.В. (2018). Технологічні параметри розробки нерудних кар'єрів з вивезенням сировини конвеєрним транспортом при внутрішньому відвалоутворенні. *Збірник наукових праць НГУ*, (55), 78-87.
52. Симоненко, В.І., & Гриценко, Л.С. (2014). Оцінка технології відпрацювання нерудних кар'єрів з підтриманням безпеки в зменшеній санітарно-захисній зоні. *Металлургическая и горнорудная промышленность*, (1), 80-85.
53. Воловик, В.П., Карпенко, А.В., Бондаренко, А.А., Симоненко, В.І., Коган, І.Л., & Анисимов, О.А. (2011). Совершенствование отгрузки щебеночной и песчаной продукции потребителям. *Форум гірників* (с. 246-253). Дніпро, Україна: Державний ВНЗ «Національний гірничий університет».
54. Симоненко, В.І., Гриценко, Л.С., Кірнос, В.Д. & Мостика, А.В. (2010). Технологічні параметри та схеми розробки при завершенні розкриття родовищ скельних будівельних матеріалів. *Науковий вісник НГУ*, (5), 31-37.
55. Симоненко, В.І., Черняєв, О.В., Гриценко, Л.С. & Коротков, П.Р. (2017). Перевантаження готової продукції нерудних кар'єрів в магістральний транспорт споживачів. *Збірник наукових праць НГУ*, (51), 55-64.
56. Симоненко, В.І., & Гриценко, Л.С. (2013). Технологічні схеми відкритої розробки гранітних кар'єрів, що забезпечують безпеку територій у зменшеній

санітарно-захисній зоні. *Форум гірників* (с. 124-129). Дніпро, Україна: Державний ВНЗ «Національний гірничий університет».

57. Симоненко, В.И., Мостыка, А.В., & Гриценко, Л.С. (2014). Организация горных работ на каменных карьерах при использовании мобильного оборудования. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. (8), 68-72.

58. Симоненко, В.И., Черняев, О.В., & Гриценко, Л.С. (2016). Організація робіт з відпрацювання нерудних родовищ крутими виймальними шарами. *Mining of Mineral Deposits*, 10 (4), 68-73.

59. Симоненко, В.И. (1997). *Способ розкриття при відкритій розробці скельних корисних копалин*. Патент на винахід № 30073, Україна.

60. Симоненко, В.И., Гопанюк, Д.Г., Швец, В.Ю., & Пацера, С.В. (2006). Рациональная технология ведения взрывных работ при разработке месторождений открытым способом с минимизацией техногенного загрязнения окружающей среды. *Збірник наукових праць НГУ*, 200-206.

61. Симоненко, В.И., Дриженко, А.Ю., Мостыка, А.В., Черняев, О.В., & Гриценко, Л.С. (2011). *Способ відкритої розробки родовищ нерудних скельних корисних копалин*. Патент на винахід № 93570, Україна.

62. Симоненко, В.И., Павличенко, А.В., Черняев, О.В., Гриценко, Л.С. & Савенков, С.С. (2016). Технологічні аспекти екологозберігаючої дробки нерудних кар'єрів при їх ліквідації та консервації. *Вісник НУВГП «Технічні науки»*, 2(74), Рівне: Нац. університет водного господарства та природокористування, 148-158.

63. Drizhenko, A.Vu., Simonenko, V.I., Bondarenko, A.A., & Anisimov, O.A. (2013). Alternative technologies of opencast mining with minimum ecological disturbance. *Scientific Reports on Resource Issues-volume*, (1), Technische University Bergakademie Freiberg, Germany, 52-57.

64. Симоненко, В.И., & Савенков, С.С. (2019). Організація добувних робіт при відпрацюванні борту нерудного кар'єра крутими шарами. *Збірник наукових праць НГУ*, (57), 45-54.

65. Симоненко, В.И. (2004). Обоснование области применения на нерудных карьерах технологии поэтапной разработки с внутрикарьерным складированием отходов горного производства. *Научно-технический сборник КТУ*, (85), Кривой Рог: КТУ, 150-153.

66. Мосинец, В.Н. (1976). *Дробящее и сейсмическое действие взрывов в горных породах*. Москва: Недра, 271 с.

67. Богацкий, В.Ф., & Фридман, А.Г. (1982). *Охрана инженерных сооружений и окружающей среды от вредного воздействия промышленных взрывов*. Москва: Недра, 162 с.

68. Богацкий, В.Ф., & Пергамент, В.Х. (1978). *Сейсмическая безопасность при взрывных работах*. Москва: Недра, 128 с.

69. Гурвич, И.И. & Боганик, Г.Н. (1980). *Сейсмическая разведка*. Москва: Недра, 551 с.

70. Юревич, Г.Г. & Трофимов, В.Д. (1980). *Горная геомеханика глубинных взрывов*. Москва: Недра, 156 с.

70. Кравец, В.Г. Денисюк, И.Д. & Кузьменко, А.А. (1975). Методы расчета и строительства преград с использованием энергии взрыва. *Взрывные работы в грунтах. Наук. думка*, 164-180.
72. Кузнецов, Г.В., & Улыбин, В.П. (1973). Изменение величины сейсмического воздействия взрывов на карьерах в зависимости от различных факторов. *Взрывное дело*, (71/28), 174-180.
73. Сергейчук, А.Г. (1992). Вопросы теории формирования сейсмических колебаний при КЗВ. *Сб. науч. тр. НИГРИ*, (10), 200-208.
74. Воробьев, В.Д. & Перегудов, В.В. (1984). *Взрывные работы в скальных породах*. Киев: Наук. думка, 240 с.
75. Кучерявый, Ф.И., Олейников, А.С., & Волов, А.Т. (1984). *Многорядное короткозамедленное взрывание на карьерах строительных материалов*. Киев: Будівельник, 84 с.
76. Бойко, В.В., Кривцов, Н.В., & Гончар, И.Ф. (1984). *Пути повышения эффективности и безопасности взрывных работ на карьерах*. Киев: Знание Украинской ССР, 19 с.
77. Кучерявый, Ф.И., & Кратковский, И.Л. (1978). *Распространение сейсмозрывных колебаний в массиве локально-трещиноватых пород*. Киев: Наук. думка, 78-81.
78. Садовский, М.А. (1946). *Простейшие приемы определения сейсмической опасности массовых взрывов*. Москва: АН СССР, 184 с.
79. Гемба, В.И., Садовников, В.В., & Калмыков, В.Н. (1975). Сейсмический эффект взрыва зарядов, рассредоточенных воздушными промежутками. *Сб. науч. тр. Магнит-го горнометаллург. ин-та им. Г.Н. Носова*, (151), 77-83.
80. Прищепа, Е.А., Кучерявый, Ю.Ф. & Майнов, В.И. (1974). Эффективный способ снижения сейсмического эффекта в ближней зоне. *Взрывное дело*, (71/28), 181-184.
81. Кутузов, М.И., & Абрамов, Н.Л. (1973). Сейсмобезопасность строящихся объектов при взрывах в скальных грунтах. *Горнорудное производство. Буровзрывные работы*, (42), 92-101.
82. Миндели, Э.О., Россинский, Н.Л., & Александров, А.Е. (1964). Влияние направления инициирования на эффективность и безопасность взрывных работ в угольных шахтах. *Взрывное дело*, (46/13), 186-207.
83. Пуго, А.М. (1958). Направленное сейсмическое и взрывное действие колонковых зарядов. *Горный журнал*, (7), 47-50.
84. Пшеничный, В.И. (1971). Исследование влияния порядка инициирования скважинных зарядов ВВ на результаты взрыва. *Научное сообщество ИГД им А.А. Скочинского*, (83), 159-165.
85. Баум, Ф.А., & Санасарян, Н.С. (1966). Влияние условий инициирования заряда ВВ на величину и распространение удельных импульсов взрыва вдоль образующей скважины. *Взрывное дело*, (49/16), 53-102.
86. Баранов, Е.Г., Гопанюк, Д.Г., Оберемок, О.Н., & Пикар, С.Н. (1980). Природа взрывной эффективности водного промежутка скважинного заряда. *Горный журнал*, (7), 63-68.

87. Ляхов, Г.М. (1974). *Основы динамики взрывных волн в грунтах и горных породах*. Москва: Недра, 192 с.
87. Пучков, С.В. (1974). *Закономерности колебания грунта при землетрясении*. Москва: Наука, 210 с.
89. Миронов, П.С. (1973). *Взрывы и сейсмобезопасность сооружений*. Москва: Недра, 168 с.
90. Азаркович, А.Е., Шуйфер, М.И., & Тихомиров, А.П. (1984). *Взрывы и сейсмобезопасность сооружений*. Москва: Недра, 213 с.
91. Стрілець, О.П. (2013). Дослідження впливу водоемульсійного проміжку в конструкції свердловинного заряду емульсійних вибухових речовин на інтенсивність подрібнення скельних гірських порід. *Український союз інженерів взривників, Інформаційний бюллетень*, (4/21), 21-24.
92. ДСТУ 4704:2008 «Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки».
93. Стрілець, О.П. (2017). Прогнозування сейсмічної дії вибуху на кар'єрах будівельної сировини в умовах зменшеної санітарно-захисної зони. *II Міжнародна науково-технічна інтернет-конференція «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі»*. Кривий Ріг, Україна: ДВНЗ «Криворізький національний університет».
94. ДСТУ 7116:2009 «Вибухи промислові. Метод визначення фактичної сейсмічної стійкості будинків та споруд».
95. ДСТУ 7117:2009 «Вибухи промислові. Метод визначення тиску на фронті ударної повітряної хвилі та границі безпечної зони».
96. Авдеев, Ф.А., Барон, В.Л., Гуров, Н.В., & В.Х.Кантор. (1972). *Нормативный справочник по буровзрывным работам*. Москва: Недра, 176 с.
97. НПАОП 0.00-1.24-10 «Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом».
98. *Единые правила безопасности при взрывных работах*. (1992). Киев: Норматив, 171 с.
99. *Неелектрична система ініціювання «Імпульс». Опис системи*. Казенне підприємство «Шосткінський казенний завод «Імпульс». Шостка, 23 с.
100. Emmerichs, M., SchMephake, R., & Stuke, J. (1977). Weiterentwicklungen und Ergebnisse der zentralen Auswertung betrieblicher Feinstaubmessungen. *MSilikoseber*, Nordrhein-Westfedem.
101. Jure, Z., Kwiecien, Z., & Zacharzewski, J. (1977). Metoda pomiaru wielkosci kropel wody wytwarzanych przez dysze zraszajace i okreslenie kryterium efektyw - osci stracenia pidu z powietraba. *PAN-Krakdwie*, 45-63.
102. Шувалов, Ю.В., Ильченкова, С.А., Гаспарьян, Н.А., & Бульбашев, А.П. (2004). Снижение пылеобразования и переноса пыли при разрушении горных пород. *Горный информационный бюллетень*, (10), 92-100.
103. Хубутія, В.А. (1977). *Туманообразователь*. № 1706925/22-03.
104. Гриценко, Л.С. (2008). Исследование организации горных работ при применении мобильных дробильно-сортировочных комплексов на нерудных карьерах. *Збірник наукових праць НГУ*, (30), 77-82.

105. Симоненко, В.І., Мостыка, А.В., & Кирнос, В.Д. (2006). К вопросу применения на гранитных карьерах Украины технологии добычи с выделением в заобьях товарной продукции. *Сборник научных трудов НГУ*, (25), 75-81.
106. Симоненко, В.І. (2004). К обоснованию рациональных комплексов оборудования на вскрышных и отвальных работах нерудных карьеров. *Сборник научных трудов НГУ*, (19), 75-79.
107. Симоненко, В.І., & Черняев, О.В. (2017). Оптимизация применения технологических схем транспортирования горной массы при разработке гранитных месторождений. *Збірник наукових праць НГУ*, (52), 109-114.
108. Кучерявый, Ф.И., Крысин, Р.С., & Бурков, Ю.П. (1966). *Совершенствование технологии разработки гранитных карьеров*. Киев: Техника, 267 с.
109. Симоненко, В.І., & Черняев, А.В. (2006). К установлению зависимостей между параметрами системы разработки при отработке нерудных месторождений с внутренним отвалообразованием. *Геотехнічна механіка*, (62), 93-97.
110. *Комплексные системы, спроектированные для различных условий, Дробление и сортировка: Metso Minerals 2007*.
111. Симоненко, В.І., & Мостыка, А.В. (2009). Технологические параметры гонных работ при применении мобильных дробильно-сортировочных установок на нерудных карьерах. *Форум гірників* (с. 66-71). Дніпро, Україна: Національний гірничий університет.
112. Симоненко, В.І., Мостыка, А.В., & Кирнос, В.Д. (2012). О целесообразности применения фронтальных колесных погрузчиков на гранитных и каменных карьерах. *Науковий вісник НГУ*, (4), 26-29.
113. Cherniaiev, O.V. (2017). Systematization of the hard rock non-metallic mineral deposits for improvement of their mining technologies. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (5), 11-17.
114. Симоненко, В.І., Ярошик, Н.І., & Кирнос, В.Д. (2011). Про доцільність застосування пересувного і мобільного дробильно-сортувального обладнання на нерудних кар'єрах. *Форум гірників* (с. 139-143). Дніпро, Україна: Державний ВНЗ «Національний гірничий університет».
115. Симоненко, В.І., Мороз, В.Ю., & Шевченко, В.Г. (2007). Розробка Микитівського родовища граніту, яке підтоплюється зливними водами. *Форум гірників* (с. 138-140). Дніпро, Україна: Національний гірничий університет.
116. Симоненко, В.І. (1999). Технологія дороблення та рекультивації нерудних кар'єрів. *Науковий вісник НГУ*, (2), 26-30.
117. Симоненко, В.І., Бондаренко, А.О., Кирнос, В.Д., Богданець, А.І. & Гафіулов, В.В. (2006). Екологізберігаючі технологічні рішення з подальшої розробки флюсових вапняків на ВАТ Балаклавського рудоуправління ім. О.М. Горького. *Відомості Державного технологічного університету*, (3), 176-182, Житомир: ЖДТУ.

118. Симоненко, В.І., Черняєв, О.В., Мостика, А.В., Гриценко, Л.С. (2010). *Спосіб відкритої розробки нерудних твердих корисних копалин*. Корисна модель № 61984, Україна.
119. Ефремов, Э.И., Бересневич, П.В., Петренко, В.Д. и др. (1996). *Проблемы экологии массовых взрывов в карьерах*. Днепропетровск: Сич, 179 с.
120. СОУ-Н МПП 73.020-078-1:2007. (2007). *Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Частина 1. Гірничі роботи. Ліквідація гірничодобувних підприємств. Техніко-економічна оцінка та показники*. Київ: Міністерство промислової політики України.
121. Тэйлор, Р., пер. с англ. Арнольда, Д.И, под ред. Исаковича, М.А. (1978). *Шум*. Москва: Мир, 308 с.
122. Юдин, Е.Я. Борисов, Л.А., Горенштейн, И.В. (1985). *Борьба с шумом на производстве*. Москва: Машиностроение, 400 с.
123. *Руководство по проектированию санитарно-защитных зон промышленных предприятий*. (1984), Москва: Стройиздат, 40 с.
124. СДС Уголь. (2021). Режим доступу: <http://sds-ugol.ru/ecology/index.php>.
125. *Робочий проект видобутку блочного каміння на токівському родовищі гранітів філії ВП «Київський кар'єр» ПАТ ГВКК «Біличі»: пояснительная записка*. (2015). Дніпропетровськ: Інститут з проектування гірничих підприємств Державного ВНЗ «Національний гірничий університет», 127 с.
126. *Разработка Любимовского месторождения гранитов. Рабочий проект*. (2004). Днепропетровск: Институт по проектированию горных предприятий Национального горного университета, 66 с.
127. *Технический аудит с разработкой технических и технологических решений для повышения эффективности работы ДП ОАО «ЗаЛК» Глуховский карьер кварцитов*. (2011). Днепропетровск: Институт по проектированию горных предприятий Государственного высшего учебного заведения «Национальный горный университет», 80 с.
128. *Проект разработки Ахтовского месторождения гранитов в Николаевской обл.* (2006). Днепропетровск: Институт по проектированию горных предприятий Национального горного университета, 69 с.
129. *Разработка Побужского и Долгопристанского участков Капитанковского месторождения гранитов. Рабочий проект*. (2008). Днепропетровск: Институт по проектированию горных предприятий Национального горного университета, 87 с.
130. *Строительство карьера и дробильно-сортировочного завода для разработки Одаровского месторождения мигматитов и производства щебня. Рабочий проект*. (2011). Днепропетровск: Институт по проектированию горных предприятий Государственного высшего учебного заведения «Национальный горный университет», ТХ. Т. 1, 2.
131. Анисимов, О.А. (2010). Обоснование параметров противообвальных улавливающих валов для предотвращения процессов обрушения откосов уступов в карьерах. *Збірник наукових праць НГУ*, (34), 53-59.

ЗМІСТ

С.

ПЕРЕДМОВА.....	3
1 ОСОБЛИВОСТІ ГІРНИЧОДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ НЕРУДНИХ РОДОВИЩ.....	4
1.1 Загальні відомості про родовища твердих нерудних корисних копалин.....	4
1.2 Основні параметри кар'єрних полів та їх систематизація.....	10
1.3 Розташування селітебної зони на нерудних кар'єрах.....	22
1.4 Структура гірничодобувних нерудних підприємств.....	24
2 ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ НА НЕРУДНИХ КАР'ЄРАХ.....	25
2.1 Схеми розкриття родовищ та транспортування гірничої маси	25
2.2 Система розробки нерудних родовищ.....	26
2.2.1 Діючі технологічні системи розробки	26
2.2.2 Механізація технологічних процесів.....	28
2.2.3 Розкривні роботи при внутрішньокар'єрному складуванні порід і відходів виробництва.....	36
2.2.4 Видобувні роботи з використанням крутих шарів.....	39
2.3 Технологічні схеми переробки нерудних корисних копалин	44
2.3.1 Сировина, запаси та готова продукція.....	44
2.3.2 Загальні відомості про технологічні схеми переробки гірничих порід.....	50
2.3.3 Переробка корисної копалини на стаціонарному дробильно- сортувальному комплексі.....	54
2.3.4 Переробка корисної копалини на напівстаціонарних та пересувних дробильно-сортувальних комплексах.....	56
2.4 Методики визначення технологічних та економічних параметрів при переробці корисних копалин.....	63
2.4.1. Методика визначення продуктивності мобільних дробильно-сортувальних установок в кар'єрі.....	63
2.4.2 Методика визначення економічних показників для вибору технологічних схем з МДСУ.....	66
2.4.3 Методика розрахунку технологічних параметрів відвантаження готової продукції фронтальними колісними навантажувачами.....	68
2.4.4 Методика розрахунку технологічних параметрів відвантаження продукції одноковшовими екскаваторами.....	69
2.4.5 Методика розрахунку технологічних параметрів відвантаження продукції стрічковим конвеєром (стакером)	70
2.4.6 Методика розрахунку технологічних параметрів	

відвантаження продукції з бункера складу.....	72
3 РОЗРОБКА ЕКОЛОГО- Й ЕНЕРГОЗБЕРІГАЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ З ВИДОБУТКУ ТА ПЕРЕРОБКИ НЕРУДНИХ КОПАЛИН.....	73
3.1 Напрями локалізації впливу виробничих процесів на природне довкілля.....	73
3.2 Технологічні схеми розвитку робіт при видобутку нерудних корисних копалин.....	73
3.3 Еколого- й енергозберігаючі технологічні рішення на основі керування дією вибуху на нерудних кар'єрах.....	99
3.3.1 Загальні відомості про вибухові роботи на кар'єрах.....	99
3.3.2 Вплив водоемульсійного проміжку в конструкції свердловинного заряду емульсійних вибухових речовин на інтенсивність подрібнення скельних гірських порід.....	114
3.3.3 Технологія виконання вибухових робіт в умовах зменшеної санітарно-захисної зони нерудних кар'єрів.....	119
3.3.4 Особливості технології буропідривних робіт на нерудних кар'єрах за умови дотримання сейсмодопустимих параметрів свердловинних зарядів	126
3.3.5 Розрахунок параметрів розташування свердловин і величин свердловинних зарядів.....	132
3.3.6 Спосіб підривання.....	138
3.3.7 Схеми комутації свердловинних зарядів.....	140
3.3.8 Розрахунок безпечних відстаней.....	140
3.4 Розробка технологічних рішень з пилоподавлення при пересипанні та дробленні порід	146
3.5 Екологічнозберігаючі технологічні рішення при застосуванні мобільних комплексів з дробильно-сортувальних процесів на нерудних кар'єрах.....	154
3.5.1 Загальні відомості.....	154
3.5.2 Технологічні схеми з розташуванням МДСУ на площадці в кар'єрі.....	155
3.5.3 Технологічні схеми з МДСУ при будівництві нерудних кар'єрів.....	164
3.5.4 Технологічні схеми з МДСУ при відновленні роботи на раніше діючих нерудних кар'єрах.....	169
3.5.5 Технологічні схеми з МДСУ та поверхневими складами на кар'єрах.....	175
3.5.6 Технологічні аспекти екологічнозберігаючої доробки нерудних кар'єрів при їх ліквідації та консервації.....	186

4 МЕТОДИКИ ТА РОЗРАХУНКИ ПАРАМЕТРІВ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ Й ЕКОЛОГОЗБЕРІГАЮЧІ РІШЕННЯ З ВИДОБУТКУ НЕРУДНОЇ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ	190
4.1 Методика визначення економічно доцільної кінцевої глибини розробки твердої корисної копалини на нерудних родовищах.....	190
4.2 Рекомендації і методики щодо встановлення проміжних контурів нерудних кар'єрів.....	192
4.3 Методика розрахунку параметрів при внутрішньокар'єрному складуванні порід розкриву та відходів гірничого виробництва.....	200
4.4 Розрахунки технологічних параметрів виконання гірничих робіт на нерудних кар'єрах при зменшених санітарно-захисних зонах	210
4.5 Кліматичні умови та їх вплив на викиди та розсіювання шкідливих речовин в кар'єрах.....	235
4.5.1 Вплив метеорологічних умов на поширення шкідливих домішок.....	235
4.5.2 Взаємозв'язок клімату, концентрацій шкідливих речовин пилогазової хмари та вибухових робіт.....	238
4.5.3 Вплив кліматичних факторів на концентрації та розсіювання пилогазової хмари на нерудних кар'єрах.....	260
4.6 Вплив шуму і вібрації на навколишнє середовище при видобутку корисних копалин.....	270
5 ПРОЄКТНІ РІШЕННЯ ЩОДО ЕКОЛОГО- Й РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧОГО ВИРОБНИЦТВА ПРИ РОЗРОБЦІ НЕРУДНИХ РОДОВИЩ.....	285
5.1 Землезберігаюча технологія відвалоутворення на кар'єрі філії ВП «Київський кар'єр» ПАТ ГВКК «Біличі»	284
5.2 Ресурсозберігаюча технологія відпрацювання Любимівського родовища гранітів.....	289
5.3 Впровадження екологізберігаючих технологій на Баничському родовищі кварцитовидних пісковиків.....	297
5.4 Результати впровадження екологоощадної технології розробки в проєкті Ахтовського гранітного кар'єру.....	305
5.5 Впровадження удосконалених технологічних схем видобутку корисних копалин на родовищах Побужжя.....	310
5.6 Реалізація екологоощадних технологій у проєкті розробки Одарівського родовища гнейсів.....	319
Список літературних джерел	351

Наукове видання

Симоненко Володимир Іванович

Павличенко Артем Володимирович

Анісімов Олег Олександрович

Бондаренко Олексій Андрійович

Черняєв Олексій Валерійович

Гриценко Леонід Сергійович

**ТЕХНОЛОГІЯ ЕКОЛОГОБЕЗПЕЧНОЇ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ
НЕРУДНИХ РОДОВИЩ ТВЕРДИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН**

МОНОГРАФІЯ

Під загальною редакцією доктора технічних наук Павличенка А.В.
Друкується у редакційній обробці авторів

Підписано до друку 02.11.2022 р. Формат 30x42/4

Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 16,7

Обл.-вид. арк. 18,1. Тираж 100 прим. Зам. № 811

Віддруковано ФОП Вахмістров О.Є.
м. Дніпро, вул. Писаржевського, буд. 18

Технологія екологобезпечної відкритої розробки нерудних родовищ
твердих корисних копалин: монографія. Симоненко В.І.,
Павличенко А.В., Анісімов О.О., Бондаренко А.О., Черняєв О.В.,
Гриценко Л.С. Дніпро: Журфонд, 2022. 365 с.

ISBN 978-966-934-366-6

Журфонд