

Міністерство освіти і науки України
Криворізький національний університет
Гірничо-металургійний факультет
Кафедра відкритих гірничих робіт

**ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
до випускної магістерської роботи**

зі спеціальності 184 – Гірництво

**на тему: «ДОСЛІДЖЕННЯ ТА АНАЛІЗ СТУПЕНЮ ВПЛИВУ
КУСКУВАТОСТІ ПОДРІБНЕНОЇ ГІРНИЧОЇ МАСИ НА
ЕФЕКТИВНІСТЬ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ВІДКРИТИХ
ГІРНИЧИХ РОБІТ »**

Виконав: магістрант групи ГІВ -23-1м _____ Ігнатов Б.І
Керівник випускної роботи _____ Луценко С.А
Завідувач кафедри _____ Жуков С.А.

Кривий Ріг
2024 р.

ЗМІСТ

РЕФЕРАТ

ВСТУП

1.АНАЛІЗ СТУПЕНЮ ВПЛИВУ КУСКОВАТОСТІ НА ЕФЕКТИВНІСТЬ
ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

1.1 Передумови щодо якісної вибухової підготовки порід

1.2 Способи визначення кусковатості підірваної гірничої маси

1.3 Види підривання та їх вплив на ефективність дроблення порід

1.4 Способи відображення гранулометричного складу

1.5 Аналіз впливу кусковатості на ефективність виймально-транспортних робіт

2. ДОСЛІДЖЕННЯ ЯКОСТІ ПОДРІБНЕНИХ ГІРНИЧИХ ПОРІД В УМОВАХ
КРИВОРІЗЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО БАСЕЙНУ

2.1 Аналіз гранулометричного складу після БВР та екскавації

2.2 Методи ліквідації негабариту

2.3 Розрахунок гранулометричного складу та вмісту негабаритної фракції

2.4 Собівартість буровибухових робіт та їх вплив на економіку підприємства

3. СПОСОБИ ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ПОДРІБНЕННЯ ПОРІД

ВИСНОВОК

ЛІТЕРАТУРА

РЕФЕРАТ

Ігнатова Б.І. Дослідження та аналіз ступеню впливу кускуватості подрібненої гірничої маси на ефективність технологічних процесів відкритих гірничих робіт. Випускна роб. на здоб. другого (магістерського) рівня вищої освіти – Кривий Ріг: Криворізький національний університет, 2024. - 82с.

Актуальність теми

Зростання потреби в енергоефективних і екологічно безпечних технологіях у гірничодобувній галузі спричиняє необхідність оптимізації всіх етапів виробничого процесу, починаючи від видобутку та транспортування корисних копалин і до їх подальшої обробки. Оскільки кускуватість подрібненої гірничої маси впливає на технічні характеристики багатьох процесів — від роботи вибухових матеріалів до зносостійкості машин і механізмів — її значення у цьому контексті неможливо переоцінити.

Завдяки глибокому вивченню цього питання можна досягти значних знижень енергетичних витрат, підвищити безпеку робіт, а також зменшити вплив на навколишнє середовище, що робить дослідження цієї теми надзвичайно актуальним.

Випускна кваліфікаційна робота складається з вступу, 3 розділів, висновків та рекомендацій щодо подальших досліджень, літератури, Обсяг роботи становить 82 сторінки комп'ютерного тексту, 29 таблиць, 7 рисунків, 4 діаграм, 5 графіків, 38 найменувань списку літератури.

Мета і завдання дослідження

Метою даного дослідження є вивчення впливу кускуватості подрібненої гірничої маси на ефективність основних технологічних процесів відкритих гірничих робіт. Для досягнення цієї мети необхідно вирішити наступні завдання:

1. Проаналізувати фактори, що визначають кускуватість подрібненої гірничої маси.

2. Оцінити вплив кускуватості та ефективність БВР.
3. Дослідити вплив кускуватості на енергетичні витрати при транспортуванні та обробці гірничої маси.
4. Розробити рекомендації щодо оптимізації технологічних процесів з урахуванням результатів дослідження.

Об'єкт дослідження: Технологічні процеси відкритих гірничих робіт в умовах Криворізького залізорудного басейну, зокрема на підприємствах Північного, Південного гірничозбагачувального комбінату та АрселорМіттал Кривий Ріг.

Предмет дослідження: Вплив кускуватості подрібненої гірничої маси на ефективність технологічних процесів, таких як вибухові роботи, транспортування, дроблення та обробка руди, на прикладі гірничих підприємств Криворіжжя.

Методи дослідження

Для вирішення поставлених завдань використано комбінований підхід, що включає теоретичні та експериментальні методи, аналіз, а також узагальнення результатів науково-технічних робіт. Теоретичні розрахунки виконувались за допомогою математичних моделей, що описують процеси подрібнення та транспортування гірничої маси. Експериментальні дослідження проводилися на базі гірничих підприємств Криворізького залізорудного басейну, де вимірювалися параметри кускуватості та ефективність технологічних процесів при різних значеннях цього параметра.

Результати дослідження

1. Вплив на вибухові роботи: З'ясовано, що при оптимальному співвідношенні класу крупності, вибухові роботи можуть бути більш

ефективними, оскільки правильно підібрана кускуватість зменшує витрати вибухових матеріалів і підвищує точність та безпеку вибуху.

2. Енергетичні витрати: Дослідження показали, що занадто велика або мала кускуватість гірничої маси призводить до збільшення енергетичних витрат під час її транспортування, дроблення та подальшої обробки. Найбільша ефективність досягається при середній кускуватості, яка оптимізує ці процеси.
3. Оптимізація технологічних процесів: Рекомендації щодо оптимальної кускуватості включають використання високоякісних вибухових матеріалів і модернізацію бурових установок для підвищення продуктивності. Також розглядаються методи контролю кускуватості на різних етапах виробничого процесу для зменшення загальних витрат.

Висновки

У висновках до роботи було сформульовані основні результати магістерської роботи та коротко дана оцінка проведеним дослідженням. На основі проведеного аналізу гранулометричного складу гірничої маси після БВР в рамках Криворізького залізорудного басейну, а саме Північного, Південного гірничо-збагачувальних комбінатів та приватного підприємства АрселорМіттал Кривий Ріг та отримано певні результати, які свідчать, що суттєве просування інновацій у галузі БВР за останнє десятиріччя дало суттєвий прогрес та позитивно вплинуло на техніко-економічні показники роботи кар'єрів у цілому.

ВСТУП

Сучасний рівень техніки і технології відкритого розроблення порід і руд із застосуванням буропідривних робіт не забезпечує отримання потрібного гранулометричного складу підірваної гірничої маси та нульового виходу негабариту. Удосконалення параметрів буропідривних робіт на кар'єрах і збільшення розмірів кондиційного шматка за рахунок застосування потужнішої і сучаснішої техніки є головними шляхами зниження виходу негабариту, однак вони можуть потребувати значних витрат і виявитися економічно не вигідними. Крім того, застосування потужної навантажувальної і транспортної техніки зумовлює потрапляння деякої частини негабариту руди до приймальних бункерів установок першої стадії дроблення, що призводить до забутки приймальних отворів дробарок, утворення зависань руди в бункері та, в решті-решт, до вимушених простоїв окремих технологічних ланцюжків гірничорудного підприємства. Тому, поряд із заходами щодо зниження виходу негабариту, необхідне створення нових, досконаліших способів вторинного дроблення скельних порід і руд на кар'єрах і стаціонарних дробильних установках.

Вихід негабариту в кар'єрах коливається в широких межах і залежить від фізико-механічних властивостей порід, параметрів буропідривних робіт, технології розроблення та застосовуваного обладнання.

Екстремальний характер сумарних витрат на видобуток 1 м^3 корисної копалини під час вибухового відбою гірських порід у кар'єрі загальновідомий факт. При цьому вирішальне значення має кусковатість підірваної гірської маси. Вона включає такі сторони оцінки вибухопідготовки, як інтенсивність і рівномірність дроблення. Перша може характеризуватися діаметром середнього шматка, друга - виходом матеріалу за класами крупності або величиною середньоквадратичного відхилення від середнього.

До дроблення корисної копалини на шматки висуваються різні вимоги залежно від низки чинників: призначення корисної копалини, застосовуваного

вантажно-транспортного обладнання, потужності дробильних установок, їхніх приймальних отворів.

Під час екскаваторних робіт зростання кусковатості і, насамперед, виходу негабариту спричиняють зниження продуктивності виїмково-навантажувальних і транспортних машин через непродуктивні витрати часу на відсортовування негабариту, зниження коефіцієнта екскавації і зростання тривалості циклу. Нерівномірність дроблення впливає на коефіцієнт використання транспортних посудин. Зі збільшенням крупності гірничої маси, що надходить у дробарку, знижується її продуктивність.

Отже, одним із завдань управління кусковатістю з урахуванням вимог виїмково-транспортних робіт і першої стадії механічного дроблення є зниження розмірів середнього шматка і забезпечення рівномірності дроблення. Однак ці вимоги безпосередньо пов'язані зі збільшенням питомої витрати ВР і з загальним зростанням витрат на буропідривні роботи. Як видно, кусковатість є причиною виникнення протидіючих економічних чинників, які й призводять до необхідності розроблення економіко-математичних моделей оптимізації параметрів буропідривних робіт. Під час складання цільової функції таких моделей враховуються техніко-економічні функції основних операцій видобувного циклу. У зв'язку з тим, що їх виконання здійснюється різними типами та типорозмірами обладнання, розглянемо вплив кусковатості на ці процеси та особливості економіко-математичних моделей за даними раніше виконаних досліджень.

Таким чином, одним із завдань управління кусковатістю з урахуванням вимог виїмально-транспортних робіт і механічного дроблення є зниження розмірів середнього шматка та забезпечення рівномірності подрібнення. Однак ці вимоги безпосередньо пов'язані зі збільшенням питомої витрати ВР і з загальним зростанням витрат на буропідривні роботи. Як бачимо, кусковатість є фактором впливу на економічну ефективність процесів гірничого виробництва. Застосування нового гірничого обладнання, нових ВР і засобів ініціювання

(Нонель), призводять до необхідності розроблення економіко-математичних моделей оптимізації параметрів буропідливних робіт, тому тема «Дослідження та аналіз ступеню впливу кускуватості подрібненої гірничої маси на ефективність технологічних процесів відкритих гірничих робіт », на сьогоднішній день є актуальною.

Завдання цієї роботи полягає у вивченні якості дроблення гірських порід і оптимізації цієї якості щодо мінімізації сумарних витрат.

За останні десятиліття вітчизняними та зарубіжними вченими вирішувалися важливі теоретичні та практичні завдання в галузі уповільненого підривання свердловинних зарядів для різних гірничо- геологічних умов розробки корисних копалин [1,8,10,16]. Обґрунтовані та вдосконалені вибухові речовини, розроблені раціональні схеми підривання зарядів , їх конструкції, методи розрахунку параметрів вибухових робіт та ін. [5,7,11]. Ряд авторів запропонували методи оперативного управління комплексом буровибухових робіт на основі мінімізації вартісних витрат [30]. Аналіз існуючих методів оцінки гранулометричного складу гірничої маси, методів прогнозування кускуватості розвалів, їх впливу на процеси буріння , підривання, ліквідації негабариту і екскавації показують, що ці методи поки не знайшли широкого практичного застосування в роботі кар'єрів України.

1.АНАЛІЗ СТУПЕНЮ ВПЛИВУ КУСКОВАТОСТІ НА ЕФЕКТИВНІСТЬ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

1.1 Передумови щодо якісної вибухової підготовки порід

Останніми роками в нашій країні проведено велику кількість досліджень у сфері руйнування гірських порід вибухом, унаслідок чого розроблено відомі методи регулювання ступеня дроблення підірваної гірничої маси, які дали змогу значно знизити вихід негабариту і підвищити рівномірність дроблення. Водночас необхідної якості дроблення і опрацювання підоснови уступу в породах, які важко і вельми складно підривати, ще не досягнуто. Це, вочевидь, є наслідком того, що в цих методах не встановлено часткову участь кожного з визначальних чинників у кінцевих результатах вибуху.

Важлива вимога до якості вибухової підготовки порід полягає в забезпеченні такої кусковатості, за якої витрати на розробку одиниці об'єму порід будуть мінімальними. Оптимальне значення середнього діаметра шматка має відповідати мінімуму наведених витрат.

Якість вибухової підготовки порід залежить від цілої низки чинників природного й технологічного характеру. Вона визначається не тільки розмірами зони дроблення одиночного заряду та інтенсивністю руйнування породи в її межах, що залежить від властивостей порід і параметрів заряду, а й розмірами і формою сітки свердловин, питомою витратою ВВ, способом і схемою підривання, конструкцією заряду тощо.

Сучасна наука і практика мають у своєму розпорядженні великий набір вискоефективних методів вибухового дроблення гірських порід, серед яких слід виділити: багаторядне короткосповільнене підривання (МКЗП); підривання в затиснутому середовищі (6) звичайних і високих уступів; раціональні конструкції свердловинних зарядів і схеми черговості їхнього підривання; регулювання дроблення порід питомою витратою ВРВ і т. д. Раціональну сферу застосування відомих методів підривання визначають гірничогеологічні та

гірничотехнічні умови, фізико-механічні властивості гірських порід і їх обводненість, глибина розроблення, параметри робочих майданчиків уступів, близькість промислових і цивільних об'єктів, економічна доцільність використання та ін. Зростання обсягів видобутку корисних копалин відкритим способом веде до збільшення глибини розроблення і, як наслідок, до ускладнення гірничотехнічних і гірничогеологічних умов розроблення. При цьому збільшуються обсяги видобутку міцних гірських порід, підвищується їх обводненість і змінюється тріщинуватість, що впливає на ефективність сучасних методів вибухової підготовки гірничої маси. Зменшення з глибиною ширини робочих майданчиків уступів впливає на питому вагу високоефективних методів вибухового дроблення порід, застосування яких пов'язане з великою кількістю рядів свердловинних зарядів і перехідними запасами підірваної гірської маси.

Одним із чинників, що впливають на ефективність буропідривних робіт, є обводненість масиву гірських порід. У результаті обводненість порід, що підриваються, на багатьох кар'єрах досягає 60-80 %. Використання в цих умовах водостійких ВВ значно здорожує вибухові роботи.

Суперечливі відомості про вплив обводненості на ступінь дроблення порід. Те, що в низці випадків обводненість позитивно позначається на якості дроблення, автор пояснює різними причинами. З одного боку, в обводнених породах, як правило, застосовують потужні ВВ. З іншого боку, у дрібнотріщинуватих породах заповнення тріщин водою робить масив квазіоднорідним, що сприяє рівномірнішому розподілу динамічних напруг вибуху у підривному масиві та повнішому переданні цих напруг від заряду до периферії.

Таким чином, в обводнених блокових породах посилюється хвильова дія вибуху. Водночас частина енергії продуктів детонації витрачається на подолання опору води, її нагрівання, значно знижується роль ударної взаємодії. Як наслідок - зниження інтенсивності дроблення моделей в обводнених умовах (рис. 1).

$$S_H \cdot 10^{-3}, \text{см}^2$$

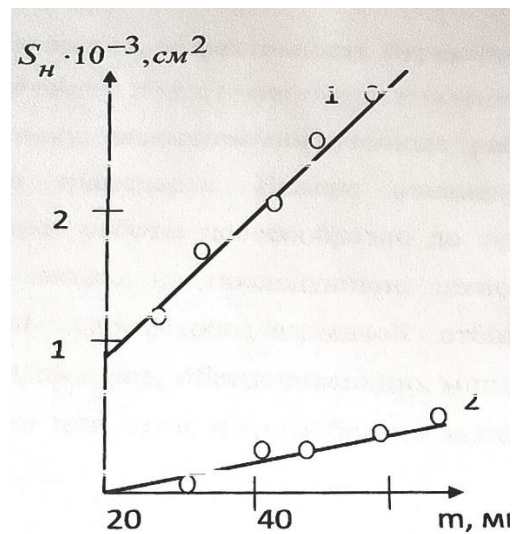


Рис 1. Вплив маси ВВ на величину новоутвореної поверхні шматка породи, що дробиться, оточеного повітрям (1) і водою (2)

Вплив води позначається на величині напружень, що виникають у блоках за тріщинами. В обводнених умовах значення максимальних напружень, викликаних прямою хвилею стиснення, приблизно в два-чотири рази вищі, ніж під час руйнування такої ж моделі в повітрі. Одна з причин цього - менш інтенсивне загасання волі в тріщинах, заповнених водою, порівняно із загасанням у повітрі. Особливістю руйнування тріщинуватих середовищ у воді є й те, що значно знижуються напруження, спричинені зіткненням окремоостей, оскільки вода пом'якшує удар. Крім властивостей гірських порід і умов підривання, як зазначалося вище, на ступінь і рівномірність дроблення гірських порід вибухом значно впливають параметри вибухового імпульсу.

Наявність у безпосередній близькості промислових і цивільних об'єктів ставила серйозні вимоги до масштабності масових вибухів за умовами сейсмічної небезпеки і розльоту осколків породи під час вибуху.

Як відомо, ефективність буропідривних робіт оцінюють насамперед за якістю підготовки порід до виїмки та пов'язаними з цим витратами на

підготовку, виїмково-навантажувальні роботи та на переміщення порід засобами транспорту. Цілком очевидно, що збільшення витрат на буропідривні роботи є доцільним доти, доки це компенсується зниженням витрат на подальші технологічні процеси, а завдання оптимізації параметрів вибухового відбійного відбійного робіт зводиться до встановлення варіанту параметрів, що забезпечують мінімум витрат. Як критерій оптимізації при цьому доцільно використовувати питомі наведені витрати.

Визначення оптимальних параметрів буропідривних робіт має базуватися на науково обґрунтованому розв'язанні таких взаємопов'язаних техніко-економічних питань: прогнозування кусковатості підірваної гірничої маси; оцінювання техніко-економічних показників розкривних робіт за технологічними процесами підготовки, екскавації й транспортування гірничої маси і, нарешті, оптимізації на цій основі параметрів буропідривних робіт.

З огляду на неоднорідність порід і складність процесу їх вибухового руйнування, слід вважати, по-перше, що експериментальний метод вивчення впливу природних і технологічних чинників на якість підготовки порід є єдино достовірним, таким, що реалізується у виробничих умовах, і таким, що доповнюється лабораторними дослідженнями в разі необхідності уточнення якісної картини процесу. По-друге, зазначені завдання мають вирішуватися стосовно конкретного об'єкта дослідження, оскільки кількісні зв'язки, встановлені в одних умовах, можуть виявитися абсолютно невідповідними іншим.

1.2 Способи визначення кусковатості підірваної гірничої маси

Нині існує велика кількість робіт, присвячених способам визначення кусковатості підірваної гірничої маси [3], [25], [27], [29], [34].

Спосіб визначення кусковатості [29] підірваної гірничої маси на кар'єрі включає вимірювання розмірів шматків і визначення виходу фракцій шматків, за

якими оцінюють кусковатість підірваної гірничої маси. Для підвищення точності визначення кусковатості підірваної гірничої маси за рахунок об'ємного виміру шматків перед вимірюванням завантажують гірничу масу в мірний контейнер кубічної форми, виконаний із прозорого матеріалу з нанесеною на бокових стінках масштабною сіткою, підраховують кількість шматків у трьох взаємно-перпендикулярних площинах. Результат у двох вертикальних взаємно-перпендикулярних площинах визначається як середнє вимірювання по двох паралельних бічних стінках контейнера.

Вихід фракції шматків визначають за формулою :

$$J_i = (J_{in})^{3/2} \cdot K_p \cdot 100 \%, \quad (1.1)$$

де J_i - об'ємний вихід i -й фракції в мірному контейнері;

J_{in} – середній за трьома взаємно-перпендикулярними площинами мірного контейнера вихід i -й фракції, визначеної планіметричним методом;

K_p - коефіцієнт розпушення гірничої маси в мірному контейнері.

Основним завданням роботи [25] є зниження трудомісткості та підвищення оперативного визначення кусковатості. На поверхні розвалу підірваної гірничої маси з низки великих, негабаритних за робочим органом виїмково-навантажувального обладнання, шматків породи вибирають максимальний за діаметром шматок і вимірюють його діаметр. Обсяг вмісту фракцій визначають за формулою:

$$F(x) = (1 - \exp(-10/\gamma)) \cdot [1 + 10x/\gamma]^2 / 2\gamma^2 + (10x/\gamma)^3 / 6\gamma^3 \quad (1.2)$$

де $F(x)$ - вмісту шуканої фракції;

x - розмір шматків шуканої фракції;

γ діаметр максимального шматка породи в розвалі.

Горлов Ю.В. [3] пропонує виконати усереднений розрахунок виходу дрібних фракцій залежно від максимального розміру шматка (частинки) в розглянутій пробі та міцності породи (від 30 до 160 МПа) за універсальною формулою:

$$V = K \cdot \frac{\frac{d_{max} \cdot \sqrt{d}}{0,412 \cdot d_{max} - 57,64}}{\exp\left[-\frac{30,74 \cdot \exp(-8,684 \cdot 10^{-4})}{\tau_{сж}}\right]} \quad (1.3)$$

де V_d - масовий вміст шматка (частинок) розміром менше d , %;

$\tau_{сж}$ - межа міцності гірської породи на стиск, МПа;

d - діаметр аналізованих шматків (частинок), мм;

d_{max} - максимальний розмір шматків (частинок) у передбачуваній пробі, мм;

K_c - коефіцієнт відповідності виходу 100% для максимального шматка в пробі ($d > d_{max}$) обчислюється за формулою:

$$K_c = 100 / V_{d_{max}}$$

$V_{d_{max}}$ - вміст за масою шматків (частинок) при $K_c = 1$ и $d = d_{max}$.

Цей спосіб застосовний більше для лабораторних досліджень, тому для виробничих вимірювань він прийнятний.

1.3 Види підривання та їх вплив на ефективність дроблення порід

Зміна параметрів буропідричних робіт [27], зокрема зміни діаметра вибухових свердловин, а, отже, і відстані між ними, може змінити характер розподілу в зоні, що безпосередньо примикає до заряду і в зоні відкольних явищ. Це своєю чергою спричинить зміну середнього шматка в інших зонах руйнування. Застосування свердловин малих діаметрів дає змогу знизити вихід дрібних фракцій, тому що зменшиться зона «переподрибнення», і зменшиться вихід негабариту, у зв'язку з рівномірнішим розподілом енергії ВР у блоці, що відбивається, (34) для розрахунку гранулометричного складу використовує відому методику Кузнєцова-Раммлера, що враховує реальні умови відбою. Під час вибору раціонального ступеня дроблення необхідно враховувати не тільки вартість буропідричних робіт, а також зміну витрат на навантаження, транспортування і механічне дроблення за різного виходу негабариту. У разі збільшення питомої витрати $ВР > 0,4$ кг/т оцінювання кусковатості потрібно здійснювати з урахуванням мікротріщин у підричних масивах. За даними вимірювань фактичного гранулометричного складу в розрахункові формули для визначення виходу фракцій різних шматків крупності зазвичай вносять доповнення залежно від фактичних умов ведення буропідричних робіт.

Малий діаметр свердловини вимагає ВР з малим критичним діаметром, які зі свого боку дорожчі за ВР зі збільшеним критичним діаметром.

Найбільшого поширення на кар'єрах країни набуло багаторядне короткосповільнене підривання, що пояснюється його ефективністю в різних гірничогеологічних умовах і універсальністю. З фізичного погляду ефективність короткосповільненого підривання пояснюється інтерференцією волі напруг, збільшенням часу дії вибуху на масив і осередків дії відбитих хвиль

напруг (за рахунок збільшення площин оголення). Істотний вплив на ефективність дроблення порід при цьому чинить зіткнення потоків гірничої маси, що рухаються під час вибуху. Обмежувальний фактор багаторядного короткосповільненого підривання - необхідність наявності широких робочих майданчиків уступів.

Використання багаторядного короткосповільненого підривання (КЗП) на кар'єрах дало змогу істотно розширити можливості регулювання якості дроблення, призвело до підвищення безпеки та культури виробництва вибухових робіт.

Максимальний ефект короткосповільненого підривання забезпечується за підривання з оптимальним часом уповільнення. Час уповільнення для конкретних умов має бути визначено з максимальною точністю, оскільки в разі відхилення від його оптимального значення ефект від застосування короткосповільненого підривання знижується.

Підвищення ефективності дроблення порід під час використання зарядів у похилих свердловинах пояснюється насамперед зменшенням об'єму зони нерегульованого дроблення, скороченням втрат енергії заряду в масиві, скороченням витрат енергії на руйнування породи нижче подошви уступу, підвищенням якості опрацювання подошви уступу за зменшення глибини перебуру. За даними зарубіжної практики, перехід на похиле розташування свердловин дає змогу зменшити величину перебуру з 25-33 до 13% від величини ЛЗВП.

На підвищення ефективності вибухового дроблення гірських порід не важливу роль відіграє застосування зарядів різних конструкцій. У результаті проведених досліджень [19] встановлено, що застосування зарядів із повітряним проміжком і повітряною подушкою за оптимальних параметрів буропідривних

робіт дає змогу підвищити вихід гірничої маси в 1,1-1,3 рази і знизити питому витрату ВР в 1,25-1,45 рази порівняно із суцільним колонковим зарядом.

На кар'єрах Grob-Biebere (Німеччина) [33], для ініціювання зарядів з емульсійних ВР в свердловинах $d=89$ мм і глибиною до 22 м застосовують електронні детонатори Dinatronic. Час спрацьовування таких детонаторів забезпечується з підвищеним ступенем точності і може змінюватися від 1 до 100 мс. Після порівняння результатів вимірів кусковатості під час звичайного електропідривання та ініціювання електронними детонаторами, було показано, що вихід фракції більшої за 1500 мм знизився у 2,5-5 разів, а крупністю від 50 до 100 мм зріс у 1,5-3 рази. Поліпшення якості дроблення забезпечило зниження вартості навантажувальних робіт і 16 механічного дроблення відбитих порід при використанні електронних детонаторів.

Оптимізацію параметрів вибухового відбою порід необхідно здійснювати на основі принципів системного підходу, які стосовно буропідричних робіт припускають необхідність оцінювати якість підготовки порід на основі комплексного врахування її залежності від природних, технічних і технологічних чинників і розглядати буропідричні роботи у взаємозв'язку з іншими виробничими процесами.

Для підтримання необхідної потужності кар'єра вдаються [26] або до збільшення кількості вибухів, що, своєю чергою, призводить до непродуктивних простоїв кар'єрів, збитки від яких обчислюються десятками тисяч грн. на годину, або застосовують підривання уступів збільшеної висоти (понад 15 м). Однак у цьому разі при використанні вертикальних свердловин істотно зростає ЛСПП, що вимагає застосування свердловин збільшеного діаметру. Застосування ж глибоких похилих свердловин недоцільне через осипання їхніх стінок і складність заряджання. Питання ускладнюється й тим, що в умови зменшеної

робочої зони виникає необхідність у веденні вибухових робіт без застосування підпірної стінки, що не дає змоги керувати параметрами розвалу.

Водночас способи управління дією вибуху визначаються багатьма факторами, вплив яких вивчали в процесі тривалого виробничого досвіду й аналізу результатів масових вибухів. Удосконалювалися ВВ і СВ, конструкції зарядів, параметри сітки свердловин, схеми підривання. Досягнення тих чи інших позитивних результатів, як правило, пов'язане зі зміною технологічного процесу, застосуванням нової бурової техніки тощо. Схеми підривання удосконалювалися в міру зростання вимог до виробництва масових вибухів, незалежно від стану інших параметрів буропідривних робіт і технічного переоснащення підприємств.

Автор вказує на ефективність застосування нових парно-порядкової та діагонально-порядкової схем підривання, також на кресленні можна побачити й інші види короткосповільненого підривання (рис. 1)

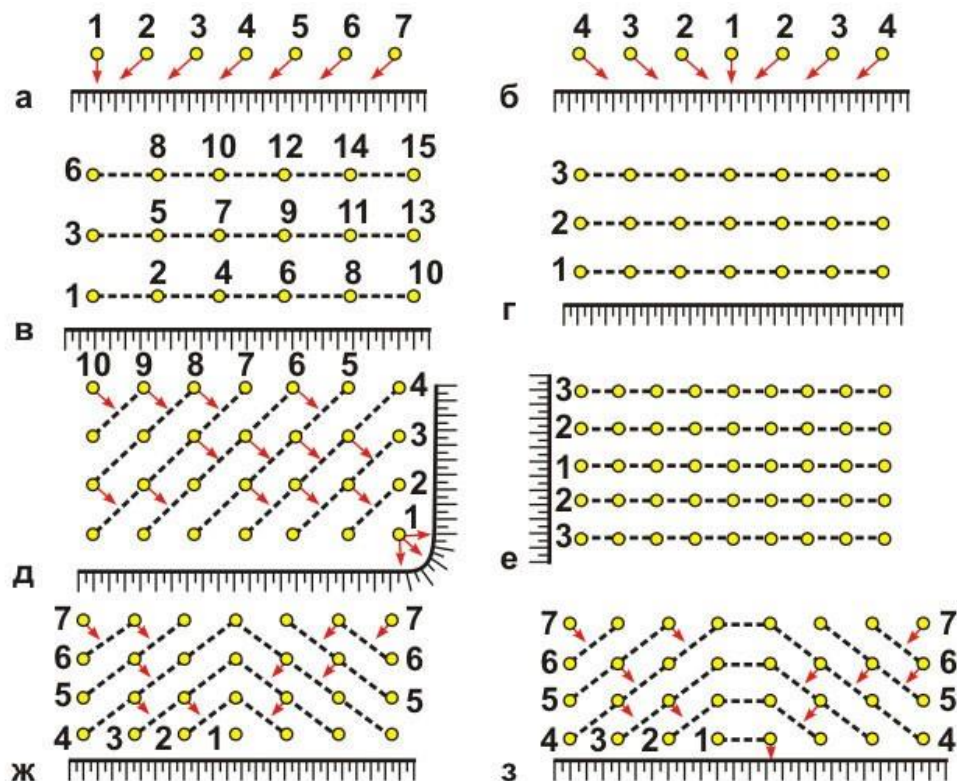


Рис.1 Схеми короткосповільненого підривання (кружками позначено заряди, пунктирні лінії з'єднують заряди, що детонують одночасно; цифри біля кружків - черговість детонації; стрілки показують напрямок руху гірничої маси). а, б - однорядні схеми; в, г, д, е, ж, з - багаторядні схеми. а - послідовна в ряду схема (заряди по одному детонують послідовно з одного флангу до іншого); б - послідовно-зустрічна (детонація відбувається від центру ряду в напрямку до його флангу); в - послідовна в рядах (у кожному ряду заряди детонують з одного флангу послідовно один за одним із однаковим інтервалом сповільнення); г - порядна (заряди в кожному ряду детонують одночасно, ряди зарядів, які одночасно детонуючі, підриваються послідовно, починаючи від вибою вглиб масиву); г - порядна (заряди в кожному ряду детонують одночасно, ряди зарядів, що одночасно детонуються, підриваються послідовно, починаючи від вибою вглиб масиву); г - діагонально-порядна (заряди, що одночасно детонуються, вибухають одночасно, починаючи від вибою в глиб масиву); д - діагонально-порядна; д - діагонально-порядкова (ряди зарядів, що одночасно детонують, розташовані під кутом до фронту вибою); е - поперечно-порядкова врубова (заряди детонують одночасно в кожному ряді, перпендикулярному фронту вибою, а ряди зарядів підривають послідовно, починаючи з центрального); ж - клинова (ряди зарядів, що одночасно детонують, розташовані по діагоналях і детонують послідовно від центру вибою до флангів); з - трапецієвидна (аналогічна клиновій, при цьому ряди зарядів мають трапецієподібну конфігурацію).

Незважаючи на те, що за створенням режимів імпульсивних навантажень вони ідентичні, остання вигідно вирізняється конфігурацією фронту відбою, за якого створюються сприятливі умови для додаткового дроблення під час формування розвалу гірничої маси.

Розвиток детонації в заряді та виділення енергії під час вибуху [21] залежить від природи ВР, умов ініціювання та низки інших чинників і можуть протікати по-різному. Вибуховий розклад ВР характеризується численними параметрами, основними з яких є теплота вибуху, працездатність, бризантність, швидкість детонації та величина детонаційних тисків. Під час оцінки вибухових речовин, як джерел енергії, насамперед, потрібно знати кількість енергії, що виділяється в процесі перетворення. При веденні первинних вибухів у міцних і вельми міцних породах гарне дроблення і опрацювання підшви уступу забезпечуються при застосуванні ВР з більш високою швидкістю детонації.

Під час ведення вибухів у реальних тріщинуватих масивах досягнута після вибуху кусковатість і опрацювання підшви уступу зумовлені природними властивостями порід і детонаційними характеристиками ВР. Для обчислення гранулометричного складу підірваної гірничої маси класу до 0,6 м ($i=3$), Ракішев Б.Р. пропонує таку формулу:

$$p'(x_j) = (1 + k) \left[1 - \sum_{j=1}^i p(x_j) \right]^{\frac{v(x_j)}{v}} + p(x_j) \left[1 - \sum_{j=1}^i p'(x_j) \right] \quad (1.4)$$

а вміст фракцій у наступних класах ($j \geq 4$) визначає за виразом

$$p'(x_j) = \frac{q(x_j)}{\sum_{j=4}^m p(x_j)} \left[1 - \sum_{j=1}^i p^1(x_j) \right] \quad (1.5)$$

де V - об'єм породи шару масиву, що відбивається;

$V(x_j)$ - об'єм активно роздробленої породи j -ї фракції;

$P(x_j)$ - вміст j -ї фракції після вибуху;

$p'(x_j)$ - вміст j -ї фракції в розвалі, дол. од.

m - кількість класів усіх фракцій;

$$p'(x_i) = \frac{p'1(x_j) + (n-1)p'n(x_j)}{n} \quad (1.6)$$

де $p'1(x_j)$ - вихід j -ї фракції з першого шару, що підривається;

$P'n(x_j)$ - вихід j -ї фракції з другого і наступних підривних шарів;

n - кількість рядів свердловин;

Таким чином, за виразами (1,4) - (1,6) за заданих фізико-механічних, структурних властивостей порід, детонаційних, енергетичних характеристиках ВВ, параметрах і способі підривання гранулометричний склад підриваємої руди і породи розраховується заздалегідь. Звідси випливає, що, змінюючи один або одночасно кілька з факторів, що впливають, можна активно керувати кусковатістю гірської маси, що підривається.

Із практики роботи гірничих підприємств відомо, що якість дроблення підірваної гірничої маси впливає на всі технологічні процеси видобутку

корисних копалин і насамперед на продуктивність навантажувального обладнання. За поганої якості дроблення збільшується вихід негабаритних шматків, ускладнюється процес екскавації, зростає тривалість непродуктивних витрат часу на вибирання та відкидання негабариту. Це призводить до збільшення простоїв транспортних засобів під навантаження і зниження їхньої продуктивності.

Одним з основних чинників забезпечення якісного підривання є питома витрата ВВ. За допомогою статистичного опрацювання великої кількості даних промислових вибухів на криворізьких кар'єрах автором було встановлено узагальнений вираз середнього розміру шматків від питомої витрати ВР і міцності порід

$$D_{сп} = k'В \cdot f - A_1 + \frac{k''_{в} \cdot f + B_1}{q}, \quad (1.7)$$

де $k'_{в}$, $k''_{в}$, A_1 , B_1 , - коефіцієнти, що відповідно дорівнюють 6,526; 1,579; 30,737; 58,289;

f - коефіцієнт міцності;

q - питома витрата ВВ, $\text{кг}/(\text{м}^3)$.

Як критерій кусковатості переважно застосовувався вихід негабаритних фракцій. Математичним опрацюванням статистичних даних знаходився емпіричний вираз продуктивності екскаватора залежно від виходу негабариту.

Нині крупність роздробленої вибухом породи заведено характеризувати ступенем дроблення [12], який відображають у вигляді графіків, що вказують на зв'язок розмірів шматків або фракцій з їхнім виходом, вираженим у відсотках.

Графіки гранскладу у вигляді гістограм або ламаних ліній дають наочну картину вмісту в зруйнованому обсязі тієї чи іншої фракції. Кумулятивні графіки компактніші та наочніші. За опуклістю або увігнутістю кривої можна оцінити інтегрально ступінь дроблення, але водночас не представляється можливим виділити будь-яку одну фракцію й оцінити її кількісний вміст в об'ємі, тому що графік враховує сумарний вихід фракцій знизу. Так чи інакше, графічне відображення кусковатості не дає змоги використовувати її в моделях, що пов'язують технологічні параметри вибухопідготовки зі ступенем дроблення. Тому в аналітичних розрахунках сумарними, усереднювальними характеристиками гранулометричного складу є вихід негабариту, середній діаметр шматка гірничої маси та рідше вихід дрібних шматків (дрібноти).

У роботах [19, 23, 32] висловлюється точка зору, відповідно до якої збільшення діаметра заряду призводить до підвищення інтенсивності та рівномірності дроблення порід. Інші дані [13] свідчать про те, що зі збільшенням діаметра зарядів ступінь дроблення порід не підвищується, а знижується. Ця думка абсолютно протилежна висловленій вище і підтверджується результатами широких експериментальних досліджень і даними практики. Підвищення ступеня дроблення порід зі зменшенням діаметра заряду Л. І. Барон пояснює, зокрема, підвищенням рівномірності розподілу ВВ у масиві та збільшенням кількості окремішності, які опиняються у сфері дроблячої дії зарядів.

Лабораторні експерименти показують, що зі зменшенням діаметра зарядів вихід переподрібної породи не збільшується, а знижується.

Отже, скорочуються втрати енергії заряду на контакті із середовищем, підвищується її корисне використання на дроблення в основному обсязі руйнування. За даними Ф. І. Кучерявого, зі зменшенням діаметра заряду в 1,4-2 рази обсяг неподрібнених порід знижується на 7-12 %. Характерно, що питома витрата ВВ знижується при цьому на 8-14 %, що цілком логічно.

Експерименти показують, що на рівних відносних відстанях від заряду швидкість зростання тріщин для зарядів меншого діаметра виявляється вищою,

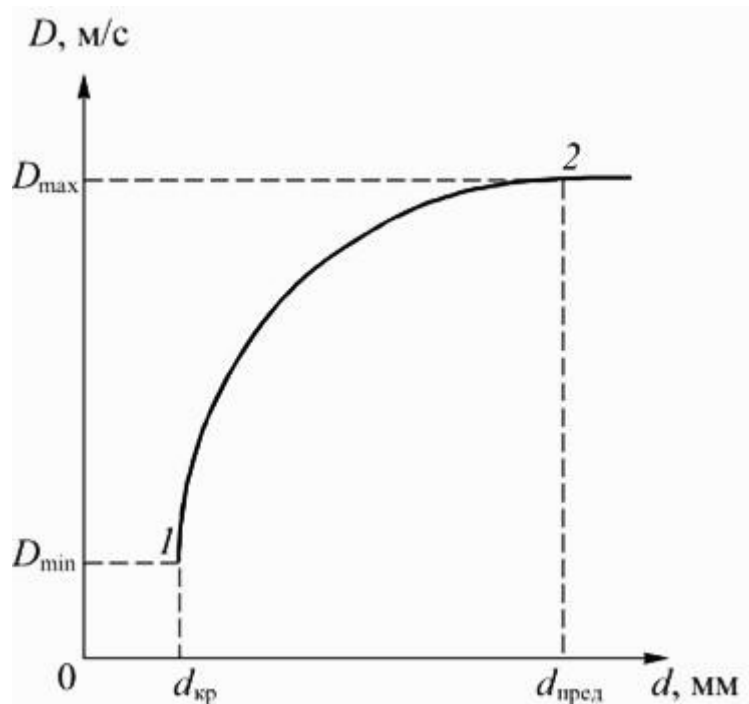
ніж для зарядів більшого діаметру, а ступінь дроблення зі збільшенням діаметра заряду знижується. Виконані на розрізах Кузбасу експериментальні роботи переконливо показали, що вплив діаметра заряду на якість дроблення порід істотно залежить від їхньої блоковості: якщо під час підготовки крупноблочних порід зміна діаметра заряду (за відповідної зміни розмірів сітки свердловин) дає змогу в широких межах регулювати якість їхнього дроблення, то у сильнотріщинуватих породах вплив діаметра заряду на ступінь дроблення вельми обмежений.

Безумовно, ці твердження вірні, але для того часу, коли використовувалися тротилові вибухові речовини, тому що саме ці ВВ мають малий критичний діаметр. Як відомо, нині на кар'єрах, і не тільки, давно відмовилися проводити вибухові роботи із застосуванням тротилу. Американський учений М. А. Кук довів, що для безтротілових ВР діаметр свердловини потрібен більших розмірів, і пов'язав цю величину з критичним діаметром заряду:

$$d_{\text{minскв}} = \frac{d_{\text{кр}}}{0,6(\pm 0,2)} \quad (1.8)$$

З цієї формули видно, що середній діаметр свердловини збільшується майже вдвічі. В Америці, Німеччині, Франції та ін. вже давно йде використання свердловин великих діаметрів із застосуванням дешевих ВВ, до цього призвів також той факт, що зі збільшенням діаметра заряду збільшується швидкість детонації [28], але до деякої величини.

Робота з діаметром свердловини від критичного до граничного не прийнятна, оскільки відбувається нестійка робота В (рис. 4), тому використання свердловин більших величин більш раціональне.



Графік 1.2. Залежність величини швидкості детонації від діаметра заряду

Не менш важливою є величина відстані між буровими свердловинами. Аналіз формул, розроблених авторами для її визначення л. с. п. п., показує, що найчастіше для тих порід, для яких виконують розрахунок, потрібна інформація про деякі параметри відкритих робіт (питому витрату ВР, коефіцієнт зближення зарядів, довжину повітряних ділянок, довжину набивання, відстань між зарядами в ряді, кількість зарядів у групі). Для багатьох наведених величин потрібно також, на підставі інформації про властивості гірських порід і ВР, визначити параметри підірваного пласта і діаметр заряду. Автори на основі теорії О.Є.Власова дослідили параметри зони дроблення навколо заряду ВВ. Зокрема, знайшли аналітичну формулу для умов підривання сферичного заряду в безмежному середовищі:

$$W = d_3^4 \sqrt{\frac{Q \cdot \Delta}{3 \cdot A}} \quad (1.9)$$

де d_3 , - діаметр заряду, м;

Q - питома енергія (теплота) вибуху ВВ, кДж/кг;\

Δ - щільність заряду, кг/м³;

A - питома робота дроблення, $A = \sigma_{ст}/2E$.

Оскільки між питомою роботою дроблення A і коефіцієнтом міцності f існує кореляційна залежність, тому було виведено напівемпіричну формулу для обчислення відстані між зарядами, розміщеними в рядах, крім першого й останнього:

$$W_2 = F \cdot d_3 \cdot \sqrt[4]{\frac{Q \cdot \Delta}{f}}, \text{ м} \quad (1.10)$$

де F - розмірний коефіцієнт, $F = 1,05 \dots 1,1$ м/кДж;

f - коефіцієнт міцності.

1.4 Способи відображення гранулометричного складу

У виробничій практиці мірою руйнування гірської породи вибухом є вихід негабариту. Низкою дослідників [8], [12], [14], [20]), [21], [24], запропоновано методи прогнозування виходу негабариту залежно від розміру кондиційного шматка і природної окремішності, а також методи, які дають змогу за відомими характеристиками міцності, пружними властивостями порід, структурними характеристиками масиву і властивостями ВР розрахувати діаметр заряду та інші параметри його розташування в масиві.

Найбільш відомі роботи В. К. Рубцова. Розглядаючи різні способи відображення гранулометричного складу, автор зупиняється на кумулятивному графіку, який можна виразити у вигляді степеневої залежності. Представлене рівняння виходу негабариту від розмірів кондиційного і максимального шматків використано в техніко-економічних розрахунках. Стосовно реального, зазвичай тріщинуватого масиву, частина якого під час вибуху розвалюється на природні окремішності, також запропоновано під час визначення середнього об'єму негабаритного шматка враховувати не тільки вихід негабариту, а й параметри, що залежать від розмірів прийнятого некондиційного (негабаритного) шматка.

У низці робіт вихід негабариту пов'язаний з питомою витратою і працездатністю ВВ. Беручи питому витрату ВР як основний параметр, що регулює ступінь дроблення породи вибухом, В.К. Рубцов виділяє найбільш значущі характеристики масиву:

а) до вибуху масив містить певний об'єм шматків, які не потребують дроблення;
б) з ростом тріщинуватості зростають труднощі руйнування великих шматків, які в ньому містяться; в) під час вибуху основні руйнування поширюються від заряду; г) форма та розміри шматків підірваної породи визначаються формою та розмірами природних окремішків. Аналізуючи відомі залежності виходу негабариту від питомої витрати, автор спростовує усталену думку про існування межі енергоємності дроблення, що обмежує можливості регулювання цього процесу.

З урахуванням вище зазначених постулатів В. К. Рубцовим запропоновано аналітичні залежності виходу великих і дрібних шматків від параметрів заряду (висота заряду, працездатність ВВ), параметрів уступу (висота уступу, опір на підшві) та об'ємів руйнування (радіусів руйнування вздовж і перпендикулярно осі заряду). На підтвердження можливості регулювати кусковатість у заданих межах, доречно послатися на дослідження Ю. С. Меца, який зазначає, що «зі збільшенням питомої витрати ВР бризантність ВР у дробленні починає відігравати все більшу роль. За питомих витрат ВР до 2,5 кг/м³ спостерігається інтенсивний розвиток мікротріщин в усьому об'ємі зруйнованої породи, що

призводить не тільки до зменшення видимих розмірів шматків, а й до різкого зниження міцності породи, її опірності подальшому руйнуванню».

У роботі [23] робиться спроба пов'язати вихід негабариту із середнім розміром шматка гірничої маси. Оцінка кусковатості тільки за виходом негабариту вносить суттєві обмеження під час розгляду впливу фракційного складу розвалу на техніко-економічні показники роботи кар'єра, можливості оптимізації виробничих процесів і собівартості розроблення. Тому перехід до інтегральної характеристики гранскладу через середній діаметр шматка (d) цілком виправданий.

Б. М. Кутузовим і В. К. Рубцовим запропоновано вирази для виходу негабариту залежно від d для монолітних, великоблокових, середньоблокових і дрібноблокових порід. При цьому вихід негабариту взаємопов'язаний з питомою витратою ВР і розміром кондиційного шматка. Однак отримані залежності не мають універсальності, оскільки не враховують закономірності розподілу шматків у гірській масі.

Оскільки величина шматка, що утворюється під час руйнування вибухом скельних масивів, є випадковою величиною, то під час прогнозування гранулометричного складу розвалу цілком доречно скористатися методами теорії ймовірності й, зокрема, методом опису розподілу безперервних, випадкових величин. Ці методи дещо відрізняються від прийнятих у гірничій справі методів оцінки кусковатості гірничої маси.

У роботі [9] досліджено поля максимальних напружень, що навантажують гірські породи об'єму, що руйнується, у процесі детонації колонкового заряду за різних режимів підривання. Розроблено основи методу управління дією вибуху, що підвищує якість дроблення корисних копалин завдяки раціональному перерозподілу напруження в масиві, що обрушується. Оцінено показники перерозподілу напружень поблизу заряду і на периферії зони дроблення.

Автор [24] стверджує, що прогнозування гранскладу гірничої породи, що підривається, включає визначення фізико-технічних властивостей порід, що руйнуються, характеристик ВР - нижньої і верхньої меж діапазону крупності шматків з розбивкою на проміжки і встановлення ймовірностей виходу шматків кожного проміжку. Для підвищення достовірності прогнозування попередньо визначають швидкість поширення поздовжніх хвиль у зразку породи, що руйнується, межу міцності цієї породи на зрушення та максимальний розмір природної окремішності породи, що знаходиться в масиві, а інтервал зміни крупності шматків розбивають на проміжки, кратні показнику квантування так, що розмір шматка d_i , що обмежує кожний проміжок згори, становить:

$$P_j = (P_{j+1} - 1/\xi^{1/2})^{j_m} \quad (1.11)$$

де $(i = 0, 1, 2, \dots, 2n)$;

$d_k = 0,17 * d_{скв}$ - розмір шматка, що відповідає нижній межі діапазону зміни крупності шматків, м;

$d_{скв}$ - діаметр свердловини, м.

$$n = \lg \left(\frac{d_m}{d_k} \right) / \lg (\xi), (n \text{ кратно } 0,5) \quad (1.12)$$

де d_m - максимальний розмір природної окремішності породи в масиві, м.

Ймовірності P_i , виходу шматків із розмірами, меншими за d_i , починаючи з $i = 2n$ до $i = 3$, встановлюють співвідношенням:

$$P_j = (P_{j+1} - 1/\xi^{1/2})^j \quad (1.13)$$

а при $j = 2, 1, 0$

$$P_j = P_{j+1} / \xi^{1/2} \quad (1.14)$$

У статті [20], автор використовує для опису гранулометричного складу логарифмічно-нормальний закон розподілу, основними характеристиками якого є середній розмір шматка та логарифмічна дисперсія як інваріантна характеристика кусковатості для визначеного за фізико-механічними властивостями порід гірничого масиву. На її основі розроблено метод прогнозування гранулометричного складу гірничої маси, що дає змогу визначати не тільки очікуваний середній розмір шматка, вихід негабаритних фракцій, а й повний розподіл гранулометричного складу гірничої породи за класами крупності.

Подання гранскладу через d не єдина можливість опису його простою інтегральною характеристикою. В інженерних розрахунках низки технологічних процесів, пов'язаних із гранулометричним складом, зручно користуватися узагальненим показником - коефіцієнтом розпушення.

Дослідженнями Н. П. Сейнова [31] було встановлено загальну тенденцію збільшення коефіцієнта розпушення зі зростанням вмісту великих шматків.

Коефіцієнт розпушення суміші різних за крупністю шматків залежно від співвідношення великих і дрібних фракцій змінюється в межах 1,3-1,9. Коефіцієнт розпушення породи в ковші екскаватора за даними В. В. Ржевського [22] залежить від місткості ковша і діаметра середнього шматка.

Діапазон його зміни - від 1,3 до 2,05. Будучи представницькою характеристикою гранулометричного складу гірничої маси, коефіцієнт розпушення істотно впливає на продуктивність виїмкових машин.

За даними [31], зі збільшенням коефіцієнта розпушення ускладнюється процес черпання, що веде до збільшення часу циклу, зменшується ступінь корисного використання ковша екскаватора і коефіцієнта наповнення ковша. У роботі [13] встановлено взаємозв'язок коефіцієнта розпушення з параметрами розвалу. Показано, що під час відбою порід трьома-чотирма рядами свердловин на підібраний вибій коефіцієнт розпушення перебуває в межах 1,33-1,21. Зі

збільшенням кількості рядів до 6-8 коефіцієнт розпушення зменшується в середньому на 13-18 %. За наявності підпірної стінки для забезпечення коефіцієнта розпушення в межах 1,4-1,6 автори рекомендують підвищувати енергонасиченість масиву, що відбивається, або забезпечувати додаткові ступені свободи під час зміщення шматків у розвалі. У роботі [4] показано, що в умовах підривання на підпірну стінку коефіцієнт розпушення не перевищує величин 1,04-1,08. За інших рівних умов він зростає зі збільшенням опору по підшві і швидкості зсуву масиву, що відбивається. Таким чином, коефіцієнт розпушення є представницькою характеристикою гранулометричного складу, що відображає як властивості масиву, так і умови навантаження його вибухом.

Прогнозування якості дроблення гірничої маси необхідне під час розв'язання багатьох практичних завдань. Особливо важливо вміти керувати якістю дроблення, оскільки від гранулометричного складу гірничої маси залежать техніко-економічні показники основних процесів у кар'єрі, що визначають собівартість видобутку корисних копалин і, в остаточному підсумку, його конкурентоспроможність на сучасному ринку.

У практиці ведення буропідричних робіт і під час виконання досліджень якість дроблення зазвичай оцінюють за виходом негабариту або діаметром середнього шматка. Як відомо, перший показник визначається типорозмірами застосовуваного обладнання і тому не може бути представницькою характеристикою кусковатості гірської маси. Другий - за рівності величини середнього шматка може відображати різні гранулометричні склади. Природно, такий показник не може бути покладений в основу імітаційної моделі, і з достатньою точністю прогнозувати кусковатість при зміні параметрів вибухових робіт.

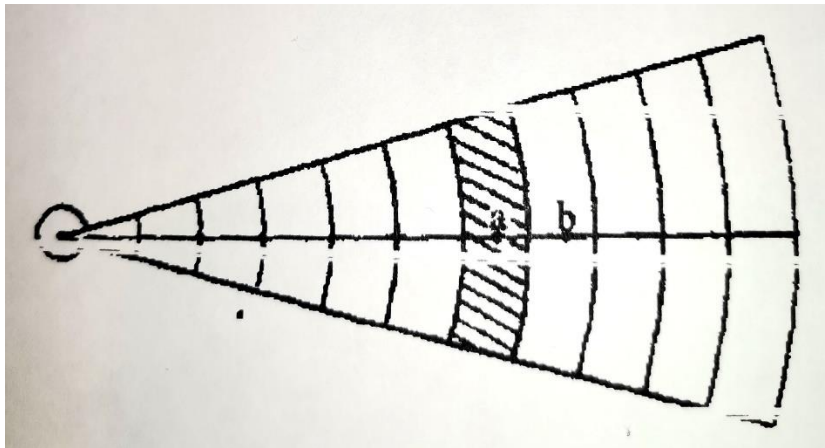


Рис. 1.3 Форма тіла дроблення за циліндричної симетрії поля руйнування

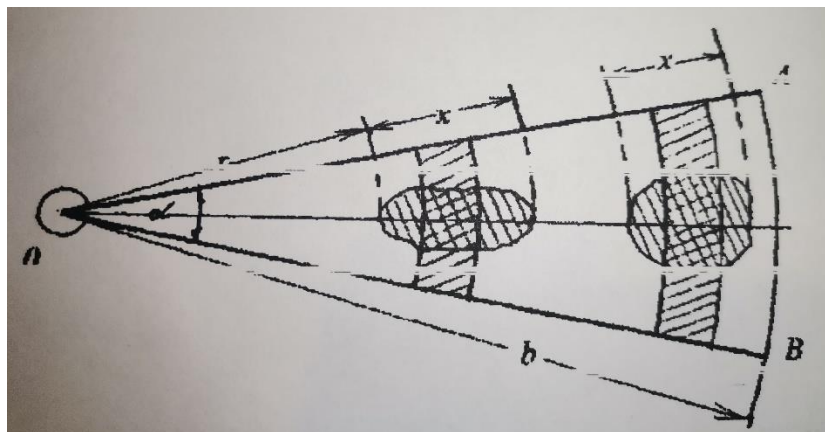


Рис.1.4 Схема до визначення ймовірності появи шматка розміром x в тілі дроблення та на його межі.

Крисін Р.С. і Новинський В.В. [12] стверджують, що на підставі властивостей циліндричної симетрії, нестационарність руйнування існує тільки в радіальному напрямку по лінії ab . Авторами запропоновано формулу розподілу сумарного розміру шматка за його лінійним розміром, виражену через лінійну щільність дислокації за циліндричної симетрії поля руйнування. Імовірність появи шматка розміром x характеризує гранулометричний склад в елементі, координата центру якого збігається з центром шматка і дорівнює $r + x/2$, а для елементів, розташованих на межі тіла дроблення, $b-x/2$ (рис. 6).

$$f^v(x) = \frac{N_1 \cdot N \cdot dx}{\int_0^b \lambda(r) dr} \left[\int_0^{b-x} \lambda(r) dr \cdot \lambda(r+x) \exp\left(-\int_r^{r+x} \lambda(r) dr\right) \times \right. \\ \left. \times (r+x/2) dr + \lambda(b-x) \exp\left(\int_{b-x}^b \lambda(r) dr\right) (b-x/2) \right]$$

де N - коефіцієнт пропорційності, визначений з умови нормування функції розподілу;

$\lambda(r)$ - інтенсивність розподілу, тобто математичне очікування числа точок на відрізка, віднесене до його довжини;

$$N_1 = \frac{N}{\int_0^h \gamma(x_1) dx_1} \quad (1.16)$$

x_1 , - координати початку відрізка.

Таким чином, формула (1.16) являє собою розподіл сумарного розміру шматка за його лінійним розміром виражений через лінійну густину дислокацій за циліндричної симетрії поля руйнувань.

Подання гранскладу через d_{sp} не єдина можливість опису його простою інтегральною характеристикою. В інженерних розрахунках низки технологічних процесів, пов'язаних із гранулометричним складом, зручно користуватися узагальненим показником - коефіцієнтом розпушення.

Крисін Р.С. і Новинський В.В. розрахували значення коефіцієнта розпушення дисперсної маси з куль, укладених в об'єм, форми паралелепіпеда. А також, коли порожнечі між кулями радіусу R заповнені частково меншими кулями радіусу r , які будуть одночасно торкатися всіх чотирьох куль радіусом R .

Для цього вони з'єднали центри чотирьох куль радіуса R і в результаті отримали рівносторонній тетраедр зі стороною, що дорівнює $2R$. Центр вписаної кулі радіусом r знаходиться в точці перетину всіх висот даного тетраедра на відстані $H/4$ від основи тетраедра. З іншого боку, центр вписаної кулі радіусом r знаходиться на відстані $2/3h$ від вершини. Тут H - висота тетраедра, h - висота основи тетраедра.

Тоді, на підставі теореми Піфагора

$$\left(\frac{H}{4}\right)^2 + \left(\frac{2}{3}h\right)^2 = (R+r)^2 \quad (1.17)$$

$$\begin{aligned} AB = AC = BC &= 2R \\ OS = H; AD &= h \\ ON = H/4 \end{aligned}$$

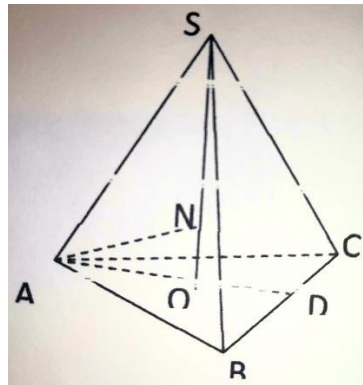


Рис. 1.5 Схема до розрахунку коефіцієнта розпушення при заповненні об'єму кулями різних радіусів із мінімальною потенційною енергією

Після перетворення отримали, що радіус r дорівнює

$$r = R \frac{\sqrt{6-2}}{2} = \sim 0,2247R \quad (1.18)$$

Кількість клітинок, у які можна вписати кулі радіусом r (рис. 7)

$$N = (n - 1)(m - 1)(l - 1). \quad (1.19)$$

Тогда суммарный объем шаров они определяли как:

$$v = \frac{4}{3} (n-1)(m-1)(l-1)\pi \cdot r^3 \quad (1.20)$$

Або

$$v = \frac{4}{3} (n-1)(m-1)(l-1)\pi \frac{\sqrt{6-2}}{2} R^3 \quad (1.21)$$

Значення коефіцієнта розпушення для всіх куль $N = N_1 + N_2$ вони розраховували за такою формулою:

$$k = \frac{V}{V_{N_1} + V_{N_2}} = \frac{(2n + 1)[2 + (m - 1)\sqrt{3} + (l - 1)\sqrt{6}]}{2\pi[n \cdot m \cdot l + (n - 1)(m - 1)(l - 1)] \left(\frac{\sqrt{6} - 2}{2}\right)^3} \quad (1.22)$$

При $N \rightarrow \infty$ отримали:

$$k_{po} = \frac{4\sqrt{2}}{3\pi(\sqrt{6}-2)} = 1,336 \quad (1.23)$$

Знайдене розрахунковим шляхом граничне значення коефіцієнта розпушення досить точно відображає його величину, отриману безпосередніми вимірами в реальних гранулометричних складах. Це відкриває можливість

робити опис гранулометричного складу за різних розмірів і сполучень фракцій, розраховувати коефіцієнт розпушення, математичне очікування середнього розміру шматка та середньоквадратичне відхилення від середнього за будь-якого співрозташування шматків у тілі подрібнення та будь-якої форми тіла подрібнення.

1.5 Аналіз впливу кусковатості на ефективність виймально-транспортних робіт

Під час розроблення підірваних скельних порід елементом циклу, що безпосередньо залежним від кусковатості гірничої маси, є час черпання. Ступінь впливу кусковатості за час черпання за даними Н. Я.Рєпіна [23] суттєво залежить від потужності екскаватора та місткості ковша. Що більша потужність екскаватора і місткість ковша, то менший вплив має кусковатість на тривалість черпання. Н. Я. Рєпіним встановлено залежність між часом черпання, місткістю ковша екскаватора і діаметром середнього шматка за умови $k_p = 1,35 + 1,4 \cdot m$, $m = 67 \cdot d_{ср}^2 / (E + E / (0,11 + 0,6))$. При $k_p < 1,4$ вводиться поправка і час черпання визначається за формулою:

$$t_{ч.ф} = 1,4 \cdot t_{ч} / k_p \quad (1.23)$$

Цими ж дослідженнями показано, що кусковатість істотно впливає і на коефіцієнт використання екскаватора в часі, оскільки визначає міжремонтні витрати часу на заміну зубів ковша, канатів, сортування негабаритних шматків, приведенням вибою в безпечний стан. З урахуванням встановлених залежностей тривалості циклу, коефіцієнта екскавації та коефіцієнта використання екскаватора в часі запропоновано розгорнуту формулу для визначення змінної продуктивності екскаватора залежно від коефіцієнта кусковатості, що являє собою відношення лінійних розмірів ширини ковша екскаватора до діаметра середнього шматка гірничої маси в розвалі. Така залежність являє собою техніко-економічну функцію екскавації робіт у цільовій функції оптимізації.

За даними [12] на тривалість черпання впливають не тільки середньозважене ребро шматка, а й поєднання шматків різної крупності, про що свідчить різний кут нахилу прямих $m\chi, = f(d_{cp.взв})$. Зазначивши цей цікавий факт, отриманий із безпосередніх промислових вимірювань, автор не розвинув його і не встановив, як вимірюється kp за різних поєднань розмірів шматків. У цьому випадку була б більш представницькою пропонована оцінка продуктивності екскаватора через коефіцієнт розпушення.

Зниження продуктивності екскаваторів, насамперед, відбувається через зменшення коефіцієнта екскавації. Однак у жодній із робіт не розділено процеси підготовки та відсортовування негабариту. У результаті на виробництво екскавації впливають насамперед невиробничі витрати часу його роботи, а не кусковатість.

Продуктивність навантажувального обладнання значною мірою визначає ефективність використання транспортних засобів. Вплив кусковатості порід на техніко-економічні показники транспорту зумовлений насамперед продуктивністю екскаватора, типорозмірами транспортних посудин. Що менший час навантаження, що більша місткість транспортного засобу і що коротше плече відкочування, то ефективніша робота транспорту. Як впливає з узагальнених залежностей продуктивності автосамоскида і питомих витрат від середнього розміру шматка і дальності транспортування, основним фактором, що впливає, є дальність перевезень. У міру скорочення плеча відкочування зростає питома вага процесу навантаження, який залежить від якості дроблення. Для більш об'єктивної характеристики роботи транспорту необхідно розділяти витрати часу на продуктивні та непродуктивні (прості під навантаженням, маневри, очікування). Це дає змогу здійснити вироблення рішень для зниження непродуктивних витрат часу роботи транспорту. Вплив кусковатості зростає в міру зниження типорозміру екскаватора. Для екскаваторів ЕКГ-8І, ЕКГ-12,5 та ЕКГ-20 відмінність у продуктивності на навантаженні розвалів з $d_{cp} = 0,85$ і за $d_{cp} = 0,2$ становить відповідно 45,2 %, 25 %, 19,8 % і 15,5 %. Таким чином, визначальними факторами в техніко-економічних функціях транспортних робіт

мають бути дальність перевезень, місткість ковша екскаватора і вантажопідйомність транспортного засобу. Кусковатість гірничої маси має непрямий вплив на ефективність процесу транспортування через продуктивність екскаватора.

Перша стадія механічного дроблення завершує виробничий цикл видобувних робіт незалежно від місця розташування дробарки крупного дроблення. Тому техніко-економічна функція цього процесу має бути присутня в цільовій функції економіко-математичної моделі.

Поняття «негабарит» є суто умовним [2], а його кількісна характеристика залежить від конкретного технологічного процесу. Так під час роботи виїмково-навантажувальних машин розміри негабариту залежать від місткості ковша. Максимально допустимий лінійний розмір шматка підірваної гірничої маси в цьому випадку визначається за формулою:

$$\alpha = \sqrt[3]{\frac{2}{3}} V_k \cdot m \quad (1.24)$$

де V_k - місткість ковша екскаватора, m^3 .

Розмір негабариту при навантаженні гірської породи в бункери, дробарки, на грохоти визначається співвідношенням

$$a_n \leq (0,75 \dots 0,8)z, \quad (1.25)$$

де z - менша сторона приймального отвору бункера, дробильної установки або осередку грохота, м.

Допустимий розмір шматків породи під час навантаження на стрічковий конвеєр

$$a_n \leq 0,5 B - 0,1, \quad (1.26)$$

де B - ширина стрічки конвеєра, м.

Незважаючи на значні досягнення в галузі буропідривних робіт, наразі не видається можливим повною мірою забезпечити наперед визначену кусковатість підірваних гірських порід. Тому актуальним залишається питання застосування ефективних способів і технічних засобів руйнування негабаритів. Під час вибору найефективнішого способу руйнування негабаритів беруть до уваги досягнуті техніко-економічні показники порівнюваних способів, а також можливість руйнування негабаритів без зупинки технологічного обладнання. Головними значущими факторами під час вибору способу є вартість руйнування негабаритів, продуктивність процесу руйнування, надійність і простота обслуговування застосовуваного обладнання. Враховуються і фактори, що мають соціальне значення.

2. ДОСЛІДЖЕННЯ ЯКОСТІ ПОДРІБНЕНИХ ГІРНИЧИХ ПОРІД В УМОВАХ КРИВОРІЗЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО БАСЕЙНУ

До негабаритної фракції відносять куски породи, які за розмірами своїми виходять за межі встановленні для кусків, що формують технологічну продукцію. Для рудних родовищ це куски, які перевищують можливості, або ж ковша екскаватора, або ж дробарки крупного подрібнення встановленої, наприклад, на комплексі ЦПТ кар'єру. Ці умови формалізуються наступним чином:

$$I_{нег} \geq 0,8^3 \sqrt{E}, \text{ м} \quad (2.1)$$

де $I_{нег}$ - мінімальний розмір, з якого починається відкладання кусків у екскаваторному вибої для вторинного їх подрібнення;

E - ємність ковша екскаватора, що застосовується в кар'єрі, м^3 .

$$I_{нег} \geq 0,8 \times D_{дроб}, \text{ мм} \quad (2.2)$$

де $D_{дроб}$ - розмір приймального отвору дробарки на ЦПТ, мм

Кар'єрні одноковшові екскаватори є основним виїмковим обладнанням на кар'єрах вони виконують понад 80% загального обсягу робіт. У зв'язку з цим якість виконання ними своєї функції найбільшою мірою визначає ефективну роботу всього гірничодобувного підприємства [37, 38].

На гірничодобувних підприємствах Кривого Рогу використовують потужні екскаватори з ємністю ковша 8; 10; 12,5; м^3 , а в деяких випадках більше, для яких межа кондиційності складає 1,6 м і навіть більше, але максимальний розмір отвору дробарки поки що складає 1500 мм тому негабаритні куски на потужних кар'єрах починаються з розміру 1200 мм, а на гранітних кар'єрах де часто встановлюють дробарки меншої потужності до

негабаритної фракції відносять куски розмірами: 1,0 м; 0,9 м; та іноді навіть менше.

Оскільки на Криворізьких залізорудних кар'єрах використовують екскаватори з різним об'ємом ковша, але приблизно в половині випадків ця ємність становить 10 м³, нижче ми детально розглянемо всі переваги і недоліки застосування таких екскаваторів на практиці.

2.1 Аналіз гранулометричного складу після БВР та екскавації

Після екскавації блоків чотирма екскаваторами ЕКГ- 10 (№ 38,37,54,53) залишилося не відвантаженими певна кількість негабаритних кусків. Було досліджено їх кількість та розмір. Отримані дані були опрацьовані з отриманням певних результатів.

В таблицях № 2.2 - 2.5 занесені дані про кількість відвантаженої гірничої маси та виходу негабаритних кусків за конкретний місяць.

Між обсягом негабаритного куска та його максимальним розміром існує взаємозв'язок, обумовлений його формою. Виміри обсягу кусків рідної форми по кількості витиснутої рідини в мірній посудині дозволили встановити, що обсяг негабаритного куска досить точно може бути обчислений за співвідношенням:

$$V = 0,18 \times l^3_{\max}; \quad (2.3)$$

де: 0,18 - коефіцієнт, що залежить від форми куска;

l_{\max} - максимальний розмір негабаритного куска.

Оперативне визначення кускуватості подрібнених порід

Об'єктом особливої уваги для оцінки якості подрібнення порід є негабаритні куски.

Напрямок досліджень сформовано ідеєю, що чим більша кількість негабаритних кусків на конкретний обсяг відвантаження - тим більшим є їх середній розмір. Для кожної гірської породи залежність своя, бо в кожній з них

різна кількість потенційного негабариту існуючого до вибуху в масиві та розміри їх в кожній породі також неоднакові.

Отримані статистичні дані було опрацьовано на ЕОМ, в результаті отримано наступну математичну формулу залежності вмісту негабариту в розвалі від кількості самих кусків у ньому:

$$Y_n = 0,0026 \times N^3 + 0,018 \times N^2 + 0,02 \times N + 0,02; \% \quad (2.4)$$

Для встановлення точного максимального розміру негабаритного куска (l_{\max}) скористаємося формулою №2.1.

За нею розраховуємо таблицю відповідних значень $y > 1,2$ і N .

Таблиця 2.1

N	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$y > 1,2$	0,061	0,153	0,312	0,554	0,895	1,35	1,934	2,663	3,553	4,62

Після чого для встановлення обсягу негабаритних кусків використаємо формулу:

$$\sum V_{\text{нег}} = \frac{V \times y > 1,2}{100} (\text{м}^3) \quad (2.5)$$

де: V - об'єм відвантаженої гірничої маси (руди);

$y > 1,2$ – вміст у розвалі кусків розмір яких перевищує 1,2 м, дані беремо із таблиці №2.1.

Об'єм одного негабаритного куска:

$$V_{\text{нег}} = \frac{\sum V_{\text{нег}}}{n} (\text{м}^3); \quad (2.6)$$

де: $V_{\text{нег}}$ - об'єм одного негабаритного куска;

n - кількість негабаритних кусків.

$$V_{\text{нег}} = 0,18 \times l^3_{\max}; \quad (2.7)$$

Таблиця 2.2

№ ЕКГ	Екскаватор № 38					
	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень
V	35214,3	28892,9	32321,4	34535,7	29833,9	27009,2
V _H	102	381,9	264,9	333,4	403,4	603,3
y>1,2	0,259	1,505	0,813	0,956	1,333	2,134
N _{нер}	2,72	5,91	4,8	5,2	5,95	7,3

Таблиця 2.3

№ ЕКГ	Екскаватор № 37							
	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень	листопад	грудень
V	40500	43250	40178,6	40892,8	39500	33678,2	33494,4	33036,7
V _H	418,43	1327,8	1015,8	318,5	1036,9	515,24	688,5	401
y>1,2	1,023	2,97	2,466	0,77	2,558	1,507	2,02	1,19
N _{нер}	3,3	8,8	7,7	4,7	7,8	6,8	7,14	5,6

Таблиця 2.4

№ ЕКГ	Екскаватор № 54							
	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень	листопад	грудень
V	27942,9	39870,5	37769,3	35220,5	38066,7	37244,1	29525,9	37470,1
V _H	165	519,06	902,4	1100,3	804,6	574,5	597,8	749,5
y>1,2	0,587	1,285	2,333	3,02	2,07	1,51	1,984	1,961
N _{нер}	4,1	3,85	7,57	3,45	7,2	0,4	7,1	7

Таблиця 2.5

№ ЕКГ	Екскаватор № 53						
	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень	листопад
V	37178,6	28535,7	32214,3	21714,3	15857,2	18607	31535,7
V _H	276	667,47	55	431	434,57	1209,9	1702,4
y>1,2	0,737	2,286	0,17	1,9	2,667	6,1	5,1
N _{нер}	4,56	7,51	2,11	6,9	8	11,15	10,4

Оскільки негабаритні куски часто мають невизначену форму - максимальний розмір - це найбільш конкретний розмір (параметр) куска.

У роботі присвяченій оцінці кускуватості порід [35] був проведений обмір негабаритних кусків підірваних порід. Всі шматки були розділені на рівні групи. Виявилось, що середнє значення максимального розміру, визначене, розмірами 10 штук кусків (неважливо, з першої, чи з другої, або третьої десятки) завжди значно відрізняється від цієї величини для всієї сукупності негабаритних кусків. Усереднення максимального розміру для 20 кусків (першої, другої, третьої двадцятки і т.д.) стабільно давало менші відхилення від інтегрального середнього значення. Для 30 кусків відхилення, дуже логічно, виявилось ще меншим, а для 40 кусків вже отримували майже точний результат. Вважаючи, що є породи, в яких коливання значень максимального розміру перевищує досліджуваний, можна вважати достатнім обмір 50 негабаритів для досить точного встановлення цього параметру.

Дані було опрацьовано і отримано формулу залежності вмісту негабариту в розвалі від усередненого максимального розміру самих кусків у ньому:

$$Y_{н} = 0,023l_{\max_сер}^3 + 0,038l_{\max_сер}^2 + 0,12l_{\max_сер} - 0,22; \% \quad (2.8)$$

Таким чином ми бачимо, що ця залежність високо надійна і може служити для практичного використання. Розрахуємо таблицю:

Таблиця 2.6

$l_{\max_сер}$	1,3	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	5,5	6,0
ун	0,051	0,123	0,356	0,6765	1,103	1,652	2,34	2,663	3,186	5,417	6,836

Подібним чином опрацьовують результати вибухового подрібнення в інших породах кар'єру з отриманням аналогічних таблиць, а самі таблиці знаходяться в технічному відділі і нарядних кожної з екскаваторних ділянок кар'єру. Наступний крок - завдання всім помічникам машиністів на екскаваторах вести обмірювання максимального параметру усіх невідвантажених негабаритів і занотовувати їх у спеціальних журналах. Коли набирається 40 або ж 50, робимо усереднення і за таблицею отримуємо значення вмісту негабариту. Ручне вимірювання розмірів негабаритних кусків може застосовуватись в окремих випадках виконання спеціальних досліджень.

Але для умов практичної роботи гірничого підприємства, ручне вимірювання не є прийнятним, тому будемо орієнтуватися на підрахування кількості негабаритних кусків на 1000 м³ відвантажених порід з отриманням наступної формули:

$$V_{н} = 0,0026 \times N^3 + 0,018 \times N^2 + 0,02 \times N + 0,02 \quad (2.9)$$

Виконаємо підрахунок кількості негабариту на 1000 м³ за кожен місяць:

$$N = \frac{n \times 1000}{V} : \text{шт}$$

де: n- кількість негабариту на кінець місяця; V - кількість відвантаженої руди за місяць.

Кількість негабариту на 1000 м³ для Екскаваторів (шт)

Таблиця 2.7

місяць	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень	листопад	грудень
ЕКГ №38	2,72	5,91	4,8	5,2	5,95	7,3	-	-
ЕКГ №37	5,3	8,3	7,7	4,7	7,8	6,3	7,14	5,6
ЕКГ №54	4,1	5,85	7,57	8,45	7,2	6,4	7,1	7
ЕКГ №53	4,56	7,51	2,11	6,9	8	11,15	10,4	-

2.2 Методи ліквідації негабариту

Для ліквідації негабаритів нині використовуються наступні методи:

• Подрібнення негабариту вибуховим методом:

- Подрібнення негабариту зарядами в шпурах
- Подрібнення негабариту накладними зарядами
- Подрібнення негабариту механічним методом.
- Подрібнення негабариту термічним і

електротермічним методом.

Широке застосування у наш час отримав механічний метод ліквідації негабаритів. Один з цих методів оснований на використанні падаючої металевої болванки (шароподібної, конічної або іншої форми). Для подрібнення негабариту використовують масивну болванку (рис. 1), виготовлену з легованої сталі. Вибір форми і маси вантажу залежить від міцності і тріщинуватості

порід, розмірів негабариту. Маса вантажу, на кар'єрах, досягає 0,3 - 4,5 т для кар'єрів будівельних матеріалів, і до 7 т на великих кар'єрах.

В якості вантажу використовують сталі болванки, які можуть мати наступні форми: сферичну, восьмигранний блумс, вантаж з крестоподібним лезом з кутом загострення 90°.

Широкого використання набули бутобої. Це спеціальні пневматичні молотки з енергією удару 60-80 кГм, при цьому частота ударів досягає 90-120 уд/хв. Молоток установлюють на ходову базу і кріплять до маніпулятора, що дає можливість встановлювати його в необхідне положення.

Механічний спосіб подрібнення негабаритів характеризується такими перевагами: практично немає розльоту кусків, висока безпека виконання виймально-навантажувальних робіт, висока продуктивність станків з ліквідації негабаритів від 200-250 м³ за зміну до 100-110 м³ /год.

Як і пневмобутобої широкого використання набули гідромолоти. Гідромолоти навішуються замість ковша на стрілу гідравлічних екскаваторів другої або третьої розмірної групи за допомогою спеціального демпфера, завдяки якому динамічний вплив на стрілу екскаватора не вище, ніж при роботі ковшем. Ударники молотів мають гідротормоз, який надійно охороняє базову машину від надмірних навантажень при неодружених ударах.

Таблиця 2.8

Технічна характеристика гідромолотів

	М1	М2	М3
Енергія удару, кДж(кгм)	1(100)	1-3(100-300)	3-5(300-500)
Робоча частота, уд/мп	До 1000	300	300
Тиск робочої рідини, Мпа	12	16	16
Витрата робочої рідини, л/хв	150	240	330
Рекомендована базова машина	ЭО-2621	ЭО-3323	ЭО-3323

Габаритні розміри,мм			
Довжина без інструмента	1200	1540	1900
Ширина	400	500	430
Висота	490	680	725
Вага,кг,без інструмента	423	650	750

Стационарні гідромолоти встановлюються перед дробарками, на відстані, як правило, не менше 1 м від краю бункера дробарки. Це робиться для запобігання затиснення молота в дробарці.



Рисунок 2.1 Стационарний гідромолот Davon серії RK 5

Стационарний гідромолот Davon серії RK2 використовує неважкі молоти вагою близько 400 кг, серія RK3 мають вагу до 900 кг, RK4 - до 1200 кг, RK5 - до 2100 кг, також слід зазначити надважку серію RK6 – 3100 кг та RK7 – 4300 кг.

Також за кордоном широко використовуються потужні молоти Fractum з енергією удару 80-400 кДж. Вони мають таку характеристику:

Таблиця 2.9

Модель	Енергія удару (кДж)	Маса (Тон)	Гідравлічний тиск (Бар)	Гідравлічний потік (л/мин)	Маса екскаватора з установкою молота на рукояті(тон)	Маса екскаватора з установкою молота на стрілу(тон)

30	30	4,0	180	160	17-23	20-23
100	100	5,1	180	160	30-35	25-27
200	200	10,0	215	200	45-60	35-40
400	400	14,5	290	260	65-70	55-60

На відміну від гідромолотів дані молоти не проникають у породу, що дає їм вищу стійкість робочого інструменту. Продуктивність складає 150-250 м³/год, і може бути більшою при правильній організації робіт.

З електрофізичних способів дроблення негабариту на сьогоднішній промисловий застосування знайшов контактний спосіб. Для руйнування негабариту застосовують установки потужністю 100 кВт 1УРН і 2УРН, частотою струму 50 Гц, на які подається напруга в межах, відповідно 2460 і 2940 В. Продуктивність установок з дроблення негабариту становить 8-14 м³/год при витраті електроенергії 4,5 кВт-год/м³. В даний час розроблені і проходять промислові випробування установки 2УРН-2А та УРН-400 потужністю відповідно 300 і 400 кВт.

Руйнування негабариту контактним способом доцільно використовувати, але за певних фізико - механічних властивостей гірських порід (токопровідність), тому він має на кар'єрах обмежене застосування.

Вторинне руйнування негабаритів накладними зарядами знаходить досить широке застосування на кар'єрах та в шахтах при ліквідації зависань руди у випускних дучках і рудоспусках, а також на грохотах приймальних пунктів. Витрата вибухових речовин (ВР), що йдуть на накладні заряди, становить 15-20 % загальної витрати. Принцип методу руйнування негабаритів накладними зарядами (рис. 2.2) полягає у підриванні зарядів.

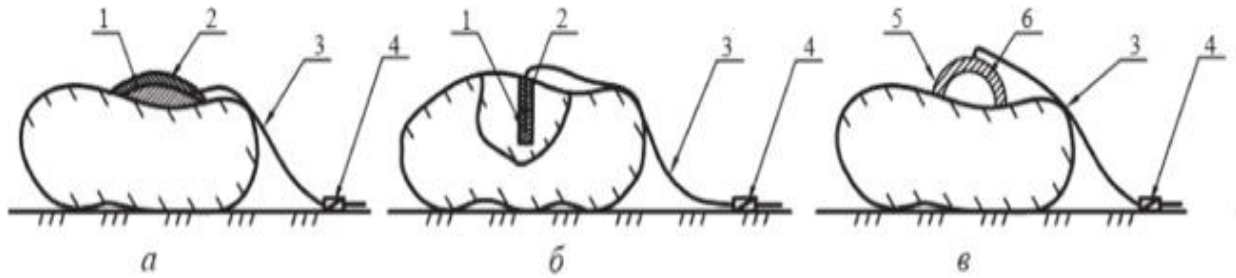


Рисунок 2.2 Руйнування негабариту накладними (а), шпуровими (б) і кумулятивними (в) зарядами: 1 - заряд ВВ; 2 - забійка; 3 - детонуючий шнур; 4 - електродетонатор;

ВВ, розташованих безпосередньо на поверхні негабариту. Заряд 1 розміщується приблизно посередині негабариту в наявне поглиблення, покривається шаром забійки 2 і вибухає. Як забійку застосовується пісок, глина (без домішки гальки або щебеню).

При вибуху накладних зарядів спостерігається менший розліт уламків зруйнованої породи порівняно з їх розльотом при вибуху шпурових зарядів, але ударна; повітряна хвиля має велику силу. Як показали дослідження, на утворення ударної хвилі витрачається 30-50% загальної енергії вибуху. З метою зменшення шкідливої дії ударної повітряної хвилі накладні заряди покривають шаром породи або поліетиленовими мішками з водою, які відіграють роль додаткової набійки. При товщині набійки, рівній висоті заряду, енергія ударної хвилі зменшується приблизно в 1,2—1,5 рази, а водяна набійка (гідронабійка), крім того, покращує умови праці, зменшуючи концентрацію пилу і газу в повітрі.

Дослідження дії накладного заряду показали, що загальний імпульс вибуху пропорційний площі дотику заряду ВР з зруйнованою породою.

Звідси випливає, що мінімальна товщина шару ВР повинна бути такою, щоб процес детонації протікав, в нормальному режимі. Так, для амонітів ця величина коливається в межах 2-3 см.

До недоліків методу руйнування негабаритів накладними зарядами треба віднести утворення після вибуху збільшеною зоною дії отруйних газів та великою собівартістю.

2.3 Розрахунок гранулометричного складу та вмісту негабаритної фракції

Надалі користуючись рівнянням Розіна-Раммлера можливо розрахувати весь гранулометричний склад з будь-яким ступенем деталізації.

При заданому значенні коефіцієнта рівномірності дроблення гранулометричний склад можна розрахувати на основі відомостей про відсотковий вміст негабаритної фракції.

Межа кондиційності становить 1200 мм (як на залізородних кар'єрах). Вміст негабариту в конкретному екскаваторному блоці, встановлений прямим вимірюванням і для конкретних умов різний, а коефіцієнт рівномірності дроблення ($n = 1,2$). Визначимо гранулометричний склад порід з розбиттям на такі фракції крупності: 0...50; 51...100; 101...200; 201...300; 301...500; 501...800; 801...1200; >1200.

Визначимо розмір середнього куска за рівнянням Розіна- Раммлера:

$$y_{>1,2} = 100 \times e^{-\left(\frac{x}{x_0}\right)^n} \quad (2.11)$$

Злогарифмуємо це рівняння:

$$\ln y_{>1,2} = \ln 100 - e^{-\left(\frac{x}{x_0}\right)^n} \quad (2.12)$$

Тоді розмір середнього куска:

$$x_0 = \sqrt[1.2]{\frac{x^n}{\ln 100 - \ln y_{>1,2}}}; \text{ мм} \quad (2.13)$$

Отже, нам відомо вміст негабаритної фракції (X , мм) і розмір середнього куска (X_0 , мм). Виконаємо подальші розрахунки з крупнокускових фракцій:

$$y(800) = 100 \times e^{-\left(\frac{800}{y_0}\right)n} ; \% \quad (2.14)$$

Проте $y(800)$ - це вміст усіх уламків, що перевищують 800 мм, у тому числі і негабаритних. Тому вміст фракції 801... 1200 мм:

$$Y(801...1200) = Y(800) - Y(1200); \%$$

Вміст кусків, розмір яких перевищують 500 мм:

$$y_{(500)} = 100 \times \left(\frac{500}{x_0}\right)^n, \% \quad (2.15)$$

Тоді:

$$Y(501...800) = Y(500) - Y(800); \% \quad (2.16)$$

Аналогічно визначимо вміст кусків середнього розміру. Для цього обчислюємо спочатку процентний вміст кубків, що перевищують 300 мм:

$$y_{(300)} = 100 \times e^{-\left(\frac{300}{x_0}\right)n}; \% \quad (2.17)$$

$$y_{(301...500)} = y_{(300)} - y_{(500)}; \% \quad (2.18)$$

Отже, обчислюємо вміст інших фракцій крупності кусків:

$$y_{(200)} = 100 \times e^{-\left(\frac{200}{x_0}\right)n}; \% \quad (2.19)$$

$$y_{(201...300)} = y_{(200)} - y_{(300)}; \% \quad (2.20)$$

$$y_{(100)} = 100 \times e^{-\left(\frac{100}{x_0}\right)n}; \% \quad (2.21)$$

$$y_{(101...200)} = y_{(100)} - y_{(200)}; \% \quad (2.22)$$

$$y_{(50)} = 100 \times e^{-\left(\frac{50}{x_0}\right)n}; \% \quad (2.23)$$

$$y_{(51...100)} = y_{(50)} - y_{(100)}; \% \quad (2.24)$$

Вміст дріб'язку становитиме:

$$y_{<50} = 100 - y_{(50)}; \%$$

(2.25)

гранулометричний склад (ЕКГ 38)

Таблиця 2.10

№ ЕКГ	Екскаватор № 38					
	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень
V	39214,3	28892,9	32321,4	34535,7	29853,9	27669,2
V_H	102	381,9	264,9	333,4	403,4	603,3
$\gamma > 1,2$	0,259	1,305	0,813	0,956	1,333	2,134
N_{HEr}	2,72	5,91	4,8	5,2	5,95	7,5
$\sum y_{>1,2}$	1,133					

Для наведених місяців гранулометричний склад має вигляд

Таблиця 2.11

Травень					
0...50 мм	19,84	%	301...500 мм	15,57	%
51...100 мм	15,91	%	501...800 мм	8,05	%
101...200 мм	22,97	%	801...1200 мм	2,6	%
201...300 мм	14,76	%	>1200 мм	0,259	%
Червень					
0...50 мм	15,62	%	301...500 мм	17,80	%
51...100 мм	13,18	%	501...800 мм	11,69	%
101...200 мм	20,51	%	801...1200 мм	5,3	%
201...300 мм	14,60	%	>1200 мм	1,305	%
Липень					
0...50 мм	16,90	%	301...500 мм	17,23	%
51...100 мм	14,05	%	501...800 мм	10,53	%
101...200 мм	21,37	%	801...1200 мм	4,4	%
201...300 мм	14,76	%	>1200 мм	0,813	%
Серпень					
0...50 мм	15,57	%	301...500 мм	17,82	%
51...100 мм	13,15	%	501...800 мм	11,74	%
101...200 мм	20,47	%	801...1200 мм	5,3	%
201...300 мм	14,59	%	>1200 мм	1,33	%
Вересень					
0...50 мм	14,24	%	301...500 мм	18,26	%

51...100 мм	12,22	%	501...800 мм	12,96	%
101...200 мм	19,46	%	801...1200 мм	6,4	%
201...300 мм	14,31	%	>1200 мм	2,134	%
Жовтень					
0...50 мм	16,47	%	301...500 мм	17,43	%
51...100 мм	13,76	%	501...800 мм	10,92	%
101...200 мм	21,09	%	801...1200 мм	4,7	%
201...300 мм	14,72	%	>1200 мм	0,956	%

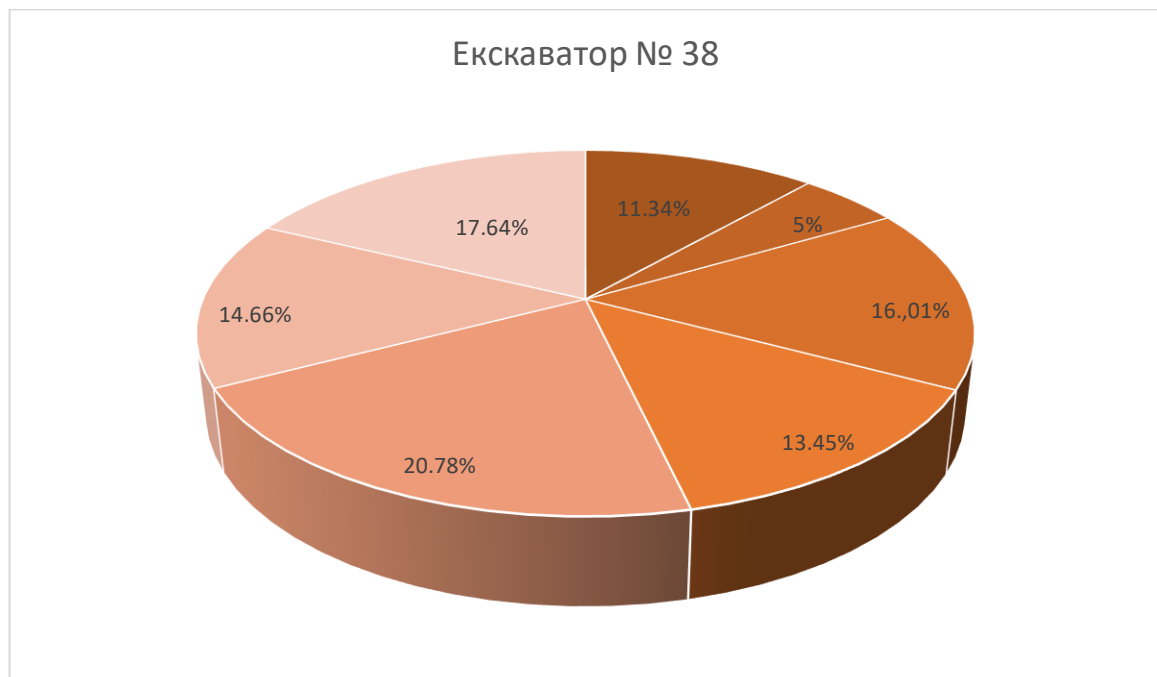
Загальний гранулометричний склад (ЕКГ № 38):

Таблиця 2.12

0...50 мм	16,01	%	301...500 мм	17,64	%
51...100 мм	13,45	%	501...800 мм	11,34	%
101...200 мм	20,78	%	801...1200 мм	5,0	%
201...300 мм	14,66	%	>1200 мм	1,133	%

Діаграма гранулометричного складу

Графік 2.1



Екскаватор № 37

Таблиця 2.13

№ ЕКГ	Екскаватор № 37							
	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень	листопад	грудень
V	40500	43250	40178,6	40892,8	39500	33678,2	33494,4	33036,7
V_H	418,43	1327,8	1015,8	318,5	1036,9	515,24	688,5	401
$\gamma > 1,2$	1,023	2,97	2,466	0,77	2,558	1,507	2,02	1,19
N_{HER}	5,3	8,3	7,7	4,7	7,8	6,3	7,14	5,6
$\sum y_{>1,2}$	1,813							

Гранулометричний склад помісячно (ЕКГ № 37)

Таблиця 2.14

Травень					
0...50 мм	16,29	%	301...500 мм	17,51	%
51...100 мм	13,63	%	501...800 мм	11,08	%
101...200 мм	20,97	%	801...1200 мм	4,8	%
201...300 мм	14,69	%	>1200 мм	1,023	%
Червень					
0...50 мм	13,29	%	301...500 мм	18,48	%
51...100 мм	11,52	%	501...800 мм	13,82	%
101...200 мм	18,65	%	801...1200 мм	7,2	%
201...300 мм	14,03	%	>1200 мм	2,97	%
Липень					
0...50 мм	13,83	%	301...500 мм	18,37	%
51...100 мм	11,92	%	501...800 мм	13,33	%
101...200 мм	19,12	%	801...1200 мм	6,8	%
201...300 мм	14,20	%	>1200 мм	2,466	%
Серпень					
0...50 мм	17,05	%	301...500 мм	17,15	%
51...100 мм	14,14	%	501...800 мм	10,40	%
101...200 мм	21,46	%	801...1200 мм	4,3	%
201...300 мм	14,77	%	>1200 мм	0,77	%
Вересень					
0...50 мм	13,72	%	301...500 мм	18,39	%
51...100 мм	11,84	%	501...800 мм	13,43	%
101...200 мм	19,03	%	801...1200 мм	6,9	%
201...300 мм	11,16	%	>1200 мм	2,558	%
Жовтень					
0...50 мм	15,22	%	301...500 мм	17,95	%
51...100 мм	12,91	%	501...800 мм	12,06	%
101...200 мм	20,22	%	801...1200 мм	5,6	%
201...300 мм	14,53	%	>1200 мм	1,507	%
Листопад					
0...50 мм	14,40	%	301...500 мм	18,22	%
51...100 мм	12,33	%	501...800 мм	12,81	%
101...200 мм	19,58	%	801...1200 мм	6,3	%
201...300 мм	14,35	%	>1200 мм	2,02	%
Грудень					
0...50 мм	15,88	%	301...500 мм	17,69	%
51...100 мм	13,36	%	501...800 мм	11,46	%
101...200 мм	20,69	%	801...1200 мм	5,1	%
201...300 мм	14,64	%	>1200 мм	1,19	%

Загальний гранулометричний склад (ЕКГ № 37)

Таблиця 2.15

0...50 мм	14,71	%	301...500 мм	18,13	%
-----------	-------	---	--------------	-------	---

51...100 мм	12,54	%	501...800 мм	12,53	%
101...200 мм	19,82	%	801...1200 мм	6,0	%
201...300 мм	14,42	%	>1200 мм	1,813	%

Діаграма гранулометричного складу

Графік 2.2



Екскаватор № 54

Таблица 2.16

№ ЕКГ	Екскаватор № 54							
	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень	листопад	грудень
V	27942,9	39870,5	37769,3	35220,5	38066,7	37244,1	29525,9	37470,1
V_H	165	519,06	902,4	1100,3	804,6	574,5	597,8	749,5
$\gamma > 1,2$	0,587	1,285	2,333	3,02	2,07	1,51	1,984	1,961
N_{HER}	4,1	5,85	7,57	8,45	7,2	6,4	7,1	7
$\sum y_{>1,2}$	1,844							

Гранулометричний склад помісячно (ЕКГ № 54)

Таблица 2.17

Травень					
0...50 мм	17,76	%	301...500 мм	16,78	%
51...100 мм	14,61	%	501...800 мм	9,77	%
101...200 мм	21,89	%	801...1200 мм	3,8	%
201...300 мм	14,81	%	>1200 мм	0,587	%
Червень					
0...50 мм	15,66	%	301...500 мм	17,78	%
51...100 мм	13,21	%	501...800 мм	11,65	%
101...200 мм	20,54	%	801...1200 мм	5,3	%
201...300 мм	14,61	%	>1200 мм	1,285	%
Липень					

0...50 мм	13,99	%	301...500 мм	18,33	%
51...100 мм	12,03	%	501...800 мм	13,33	%
101...200 мм	19,25	%	801...1200 мм	6,6	%
201...300 мм	14,24	%	>1200 мм	2,333	%
Серпень					
0...50 мм	13,24	%	301...500 мм	18,48	%
51...100 мм	11,49	%	501...800 мм	13,86	%
101...200 мм	18,61	%	801...1200 мм	7,3	%
201...300 мм	14,01	%	>1200 мм	3,02	%
Вересень					
0...50 мм	14,33	%	301...500 мм	18,24	%
51...100 мм	12,28	%	501...800 мм	12,88	%
101...200 мм	19,53	%	801...1200 мм	6,3	%
201...300 мм	14,33	%	>1200 мм	2,07	%
Жовтень					
0...50 мм	15,22	%	301...500 мм	17,95	%
51...100 мм	12,90	%	501...800 мм	12,06	%
101...200 мм	20,21	%	801...1200 мм	5,6	%
201...300 мм	14,53	%	>1200 мм	1,51	%
Листопад					
0...50 мм	14,45	%	301...500 мм	18,20	%
51...100 мм	12,96	%	501...800 мм	12,77	%
101...200 мм	19,62	%	801...1200 мм	6,2	%
201...300 мм	14,36	%	>1200 мм	1,984	%
Грудень					
0...50 мм	14,48	%	301...500 мм	18,19	%
51...100 мм	12,39	%	501...800 мм	12,74	%
101...200 мм	19,65	%	801...1200 мм	6,2	%
201...300 мм	14,37	%	>1200 мм	1,961	%

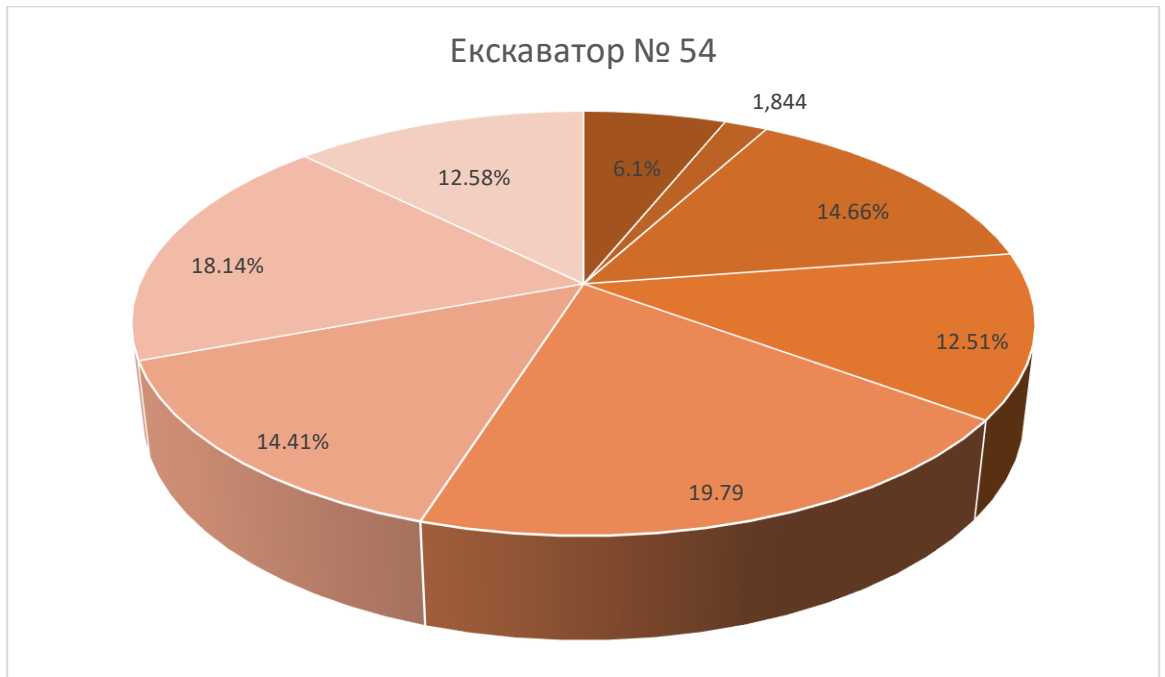
Загальний гранулометричний склад (ЕКГ № 54):

Таблиця 2.18

0...50 мм	14,66	%	301...500 мм	18,14	%
51...100 мм	12,51	%	501...800 мм	12,58	%
101...200 мм	19,79	%	801...1200 мм	6,1	%
201...300 мм	14,41	%	>1200 мм	1,844	%

Діаграма гранулометричного складу

Графік 2.3



Екксаватор № 53

Таблица 2.19

№ ЕКГ	Екксаватор № 53						
	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень	листопад
V	37178,6	28535,7	32214,3	21714,3	15857,2	18607	31535,7
V_H	276	667,47	55	431	434,57	1209,9	1702,4
$\gamma > 1,2$	0,737	2,286	0,17	1,9	2,667	6,1	5,1
N_{HEr}	4,56	7,51	2,11	6,9	8	11,15	10,4
$\sum y_{>1,2}$	2,71						

Гранулометричний склад помісячно (ЕКГ № 53)

Таблица 2.20

Травень					
0...50 мм	17,16	%	301...500 мм	17,10	%
51...100 мм	14,22	%	501...800 мм	10,30	%

101...200 мм	21,53	%	801...1200 мм	4,2	%
201...300 мм	14,78	%	>1200 мм	0,737	%
Червень					
0...50 мм	14,05	%	301...500 мм	18,31	%
51...100 мм	12,07	%	501...800 мм	13,13	%
101...200 мм	19,30	%	801...1200 мм	6,6	%
201...300 мм	14,26	%	>1200 мм	2,286	%
Липень					
0...50 мм	14,57	%	301...500 мм	18,17	%
51...100 мм	12,45	%	501...800 мм	12,65	%
101...200 мм	19,72	%	801...1200 мм	6,1	%
201...300 мм	14,39	%	>1200 мм	1,9	%
Серпень					
0...50 мм	13,60	%	301...500 мм	18,42	%
51...100 мм	11,75	%	501...800 мм	13,54	%
101...200 мм	18,93	%	801...1200 мм	7,0	%
201...300 мм	14,13	%	>1200 мм	2,667	%
Вересень					
0...50 мм	11,11	%	301...500 мм	18,53	%
51...100 мм	9,88	%	501...800 мм	15,60	%
101...200 мм	16,59	%	801...1200 мм	9,1	%
201...300 мм	13,10	%	>1200 мм	6,1	%
Жовтень					
0...50 мм	11,67	%	301...500 мм	17,58	%
51...100 мм	10,31	%	501...800 мм	15,18	%
101...200 мм	17,15	%	801...1200 мм	8,6	%
201...300 мм	13,38	%	>1200 мм	5,1	%

Загальний гранулометричний склад (ЕКГ № 53):

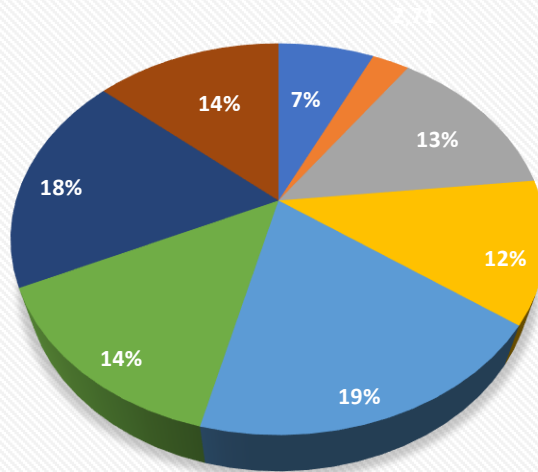
Таблиця 2.21

0...50 мм	13,56	%	301...500 мм	18,43	%
51...100 мм	11,72	%	501...800 мм	13,58	%
101...200 мм	18,89	%	801...1200 мм	7,0	%
201...300 мм	14,11	%	>1200 мм	2,71	%

Діаграма гранулометричного складу (ЕКГ № 53)

Графік 2.4

Екксаватор № 53



Встановимо вміст негабариту у вибої за конкретний місяць:

Вставимо об'єм негабаритних кусків, невідвантажених після екскавації порід.

$$V = 0,18 \times l^3 \text{max} \times n;$$

(2.26)

де: n – кількість негабаритних кусків.

Встановимо вміст негабариту:

$$y_{>1,2} = V + \frac{\sum V_{\text{нег}}}{\sum V} \times 100, \%;$$

(2.27)

де: $\sum V_{\text{нег}}$ – об'єм всіх негабаритних кусків, м³; V – об'єм відвантажених порід, м³.

Дані заносимо до таблиць:

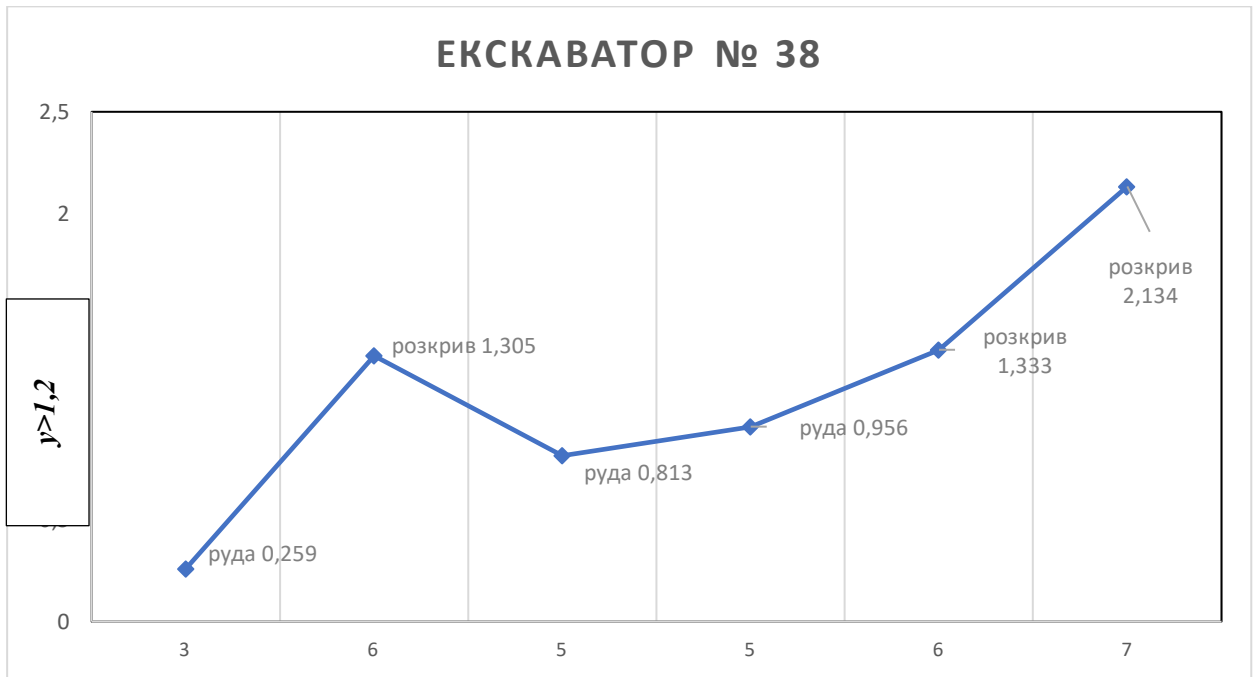
Екксаватор № 38

Таблиця 2.22

№ ЕКГ	Екксаватор № 38					
	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень
V	39214,3	28892,9	32321,4	34535,7	29853,9	27669,2
V_H	102	581,9	264,9	555,4	405,4	603,3
$\gamma > 1,2$	0,259	1,305	0,813	0,956	1,333	2,134
N_{HEr}	2,72	5,91	4,8	5,2	5,95	7,3

Кількість негабаритних кусків $y_{>1,2}$ на 1000 м³

Графік 2.5



Кількість негабаритних кусків на 1000 м³ гірничої маси;
% шт.

Екксаватор № 37

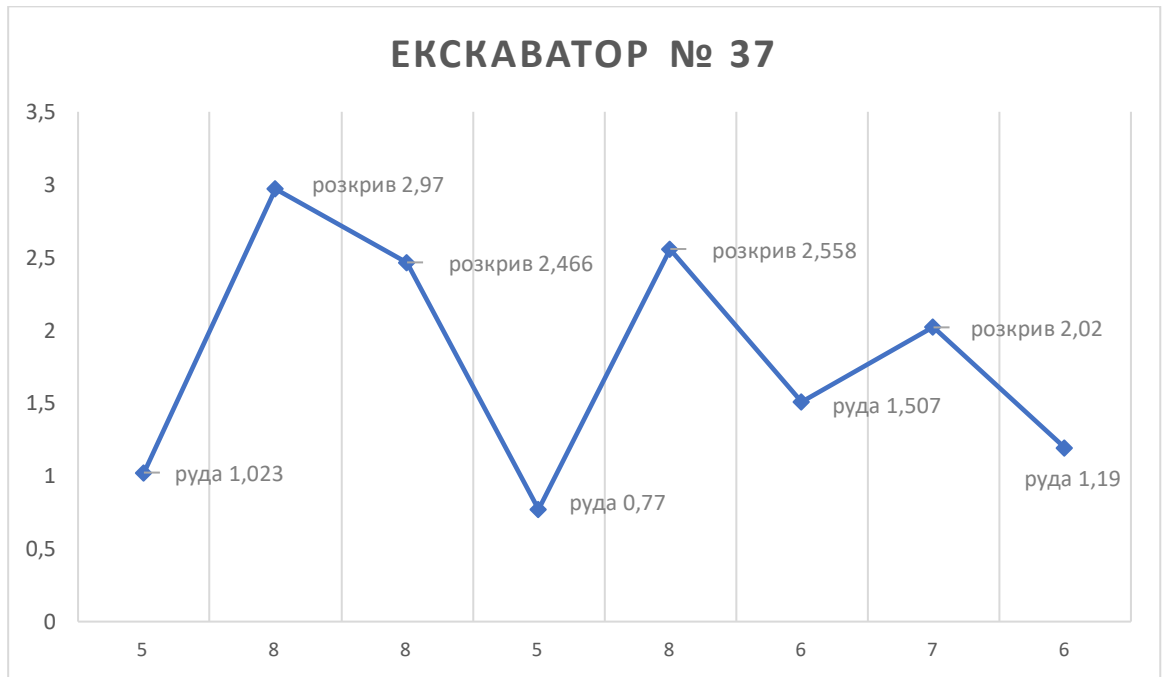
Таблиця 2.23

№ ЕКГ	Екксаватор № 37							
	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень	листопад	грудень
V	40500	43250	40178,6	40892,8	39500	33678,2	33494,4	33036,7
V _H	418,45	1327,8	1015,8	518,5	1036,9	515,24	688,5	401
$\gamma > 1,2$	1,023	2,97	2,466	0,77	2,558	1,507	2,02	1,19
N _{HEr}	5,3	8,3	7,7	4,7	7,8	6,3	7,14	5,6

Кількість негабаритних кусків $\gamma > 1,2$ на 1000 м³

Графік 2.6

$\gamma > 1,2$



Кількість негабаритних кусків на 1000 м³ гірничої маси; % шт.

Екскаватор № 54

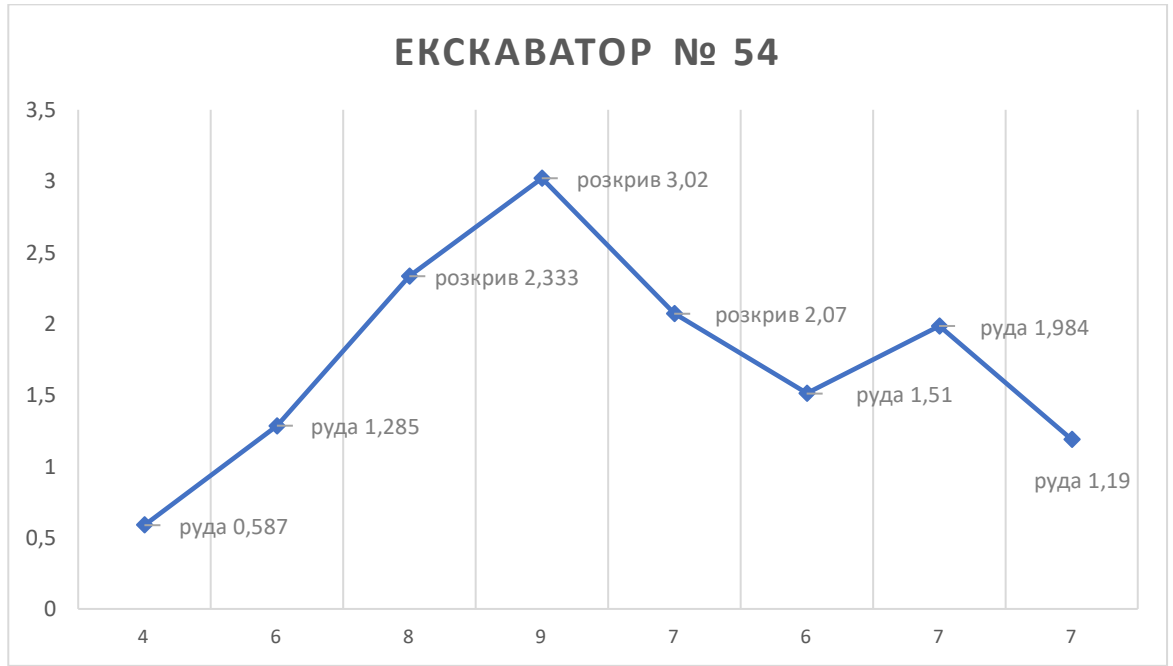
Таблиця 2.24

№ ЕКГ	Екскаватор № 54							
	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень	листопад	грудень
V	27942,9	39870,5	37769,3	35220,5	38066,7	37244,1	29525,9	37470,1
V _H	165	519,08	902,4	1100,5	804,8	574,5	597,8	749,5
$\gamma > 1,2$	0,587	1,285	2,333	3,02	2,07	1,51	1,984	1,961
N _{HER}	4,1	5,85	7,57	8,45	7,2	6,4	7,1	7

Кількість негабаритних кусків $\gamma > 1,2$ на 1000 м³

Графік 2.7

y>1,2



Кількість негабаритних кусків на 1000 м³ гірничої маси; % шт.

Екскаватор № 53

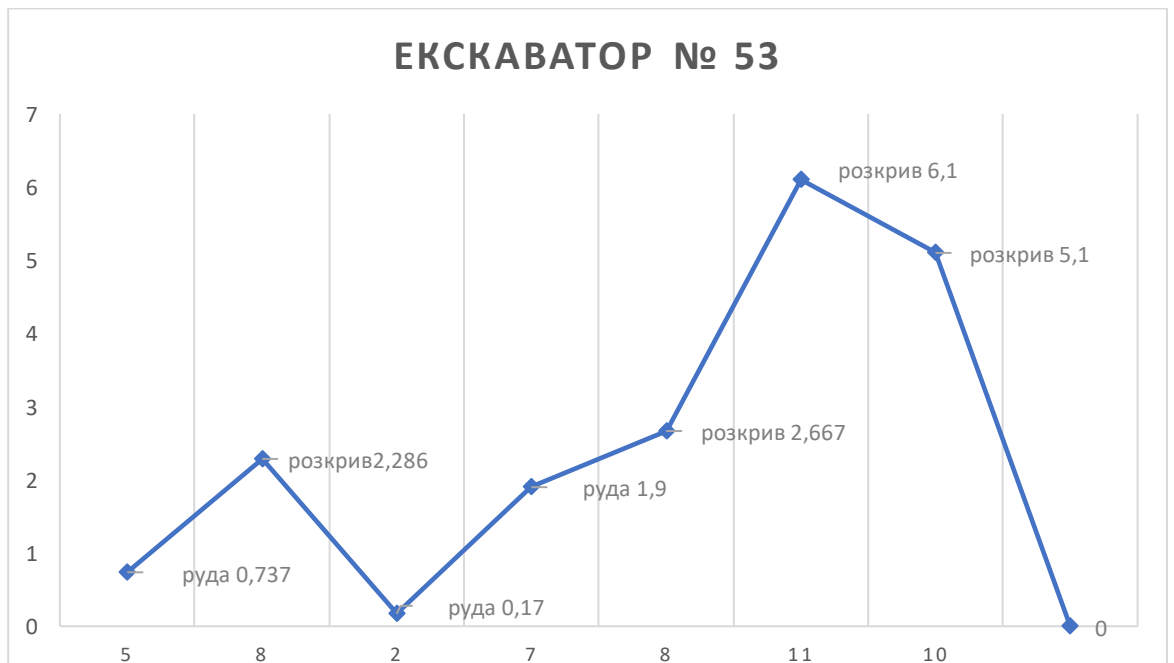
Таблиця 2.25

№ ЕКГ	Екскаватор № 53						
	травень	червень	липень	серпень	вересень	жовтень	листопад
V	37178,6	28535,7	32214,3	21714,3	15857,2	18607	31535,7
V _H	276	667,47	55	451	454,57	1209,9	1702,4
γ > 1,2	0,737	2,286	0,17	1,9	2,667	6,1	5,1
N _{HEr}	4,56	7,51	2,11	6,9	8	11,15	10,4

Кількість негабаритних кусків y>1,2 на 1000 м³

Графік 2.8

y>1,2



Кількість негабаритних кусків на 1000 м³ гірничої маси; % шт.

2.4 Аналіз буропідривних паспортів

Також мною було проаналізовано та вивчено буро вибухові паспорти Первомайського кар'єру, де було виявлено, що метраж планових погонних метрів, які підривали не співпадає з їх фактом, підрахунки наведені в таблиці № 2.26. Під час подальшого вивчення даного питання, було виявлено що до такого результату в значній мірі призводить геологія кар'єру.

Родовище характеризується складною блоковою тектонікою, високим ступенем метаморфізму залізних руд і вміщуючих порід і інтенсивними проявами метасоматозу, так званих брекчій.

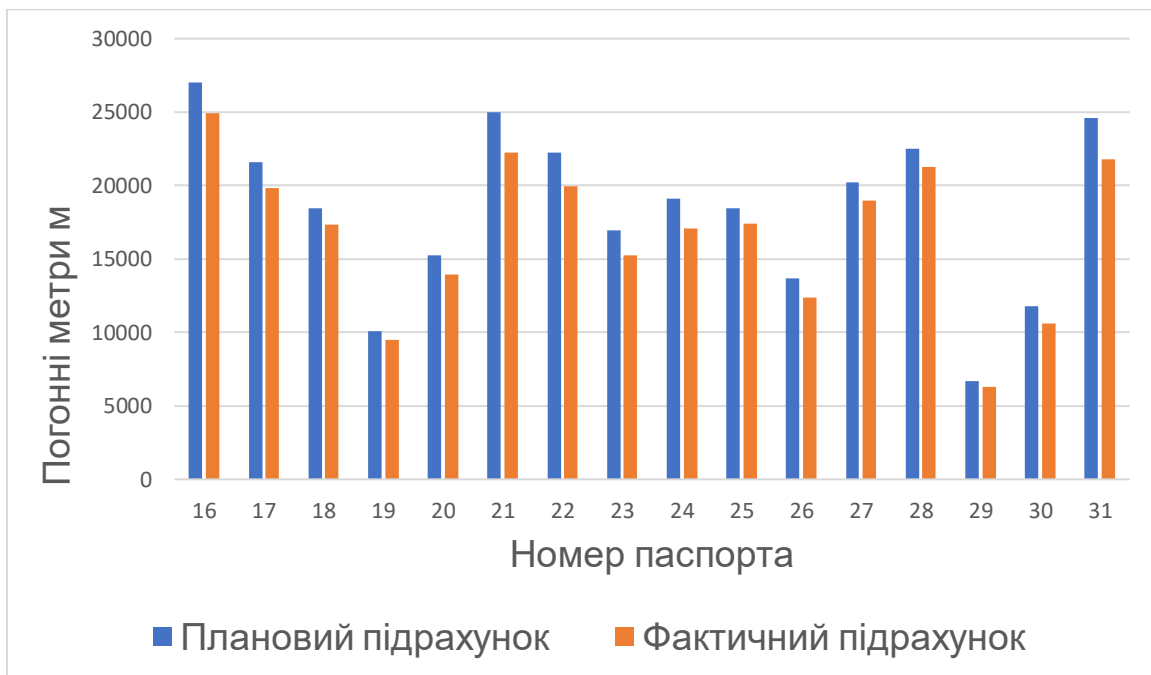
Складчасто-блокова тектоніка Первомайського родовища по складності не має аналогів в межах Кривбасу та до теперішнього часу не отримала точного пояснення.

Підрахунок показників погонних метрів

Таблиця 2.26

Номер паспортів	Плановий підрахунок	Фактичний підрахунок
16	26985,5	24901,74
17	21569,5	19819,33
18	18438	17316,94
19	10062,5	9475,79
20	15220	13944,18
21	24970,5	22238
22	22240,5	19968
23	16966	15235
24	19119,5	17068
25	18479	17419
26	13695,5	12384
27	20231	18961,5
28	22485,3	21241,75
29	6688	6301
30	11791,5	10594
31	24604,5	21792
Σ	293549,8	268860,23
Δ	24689,57	

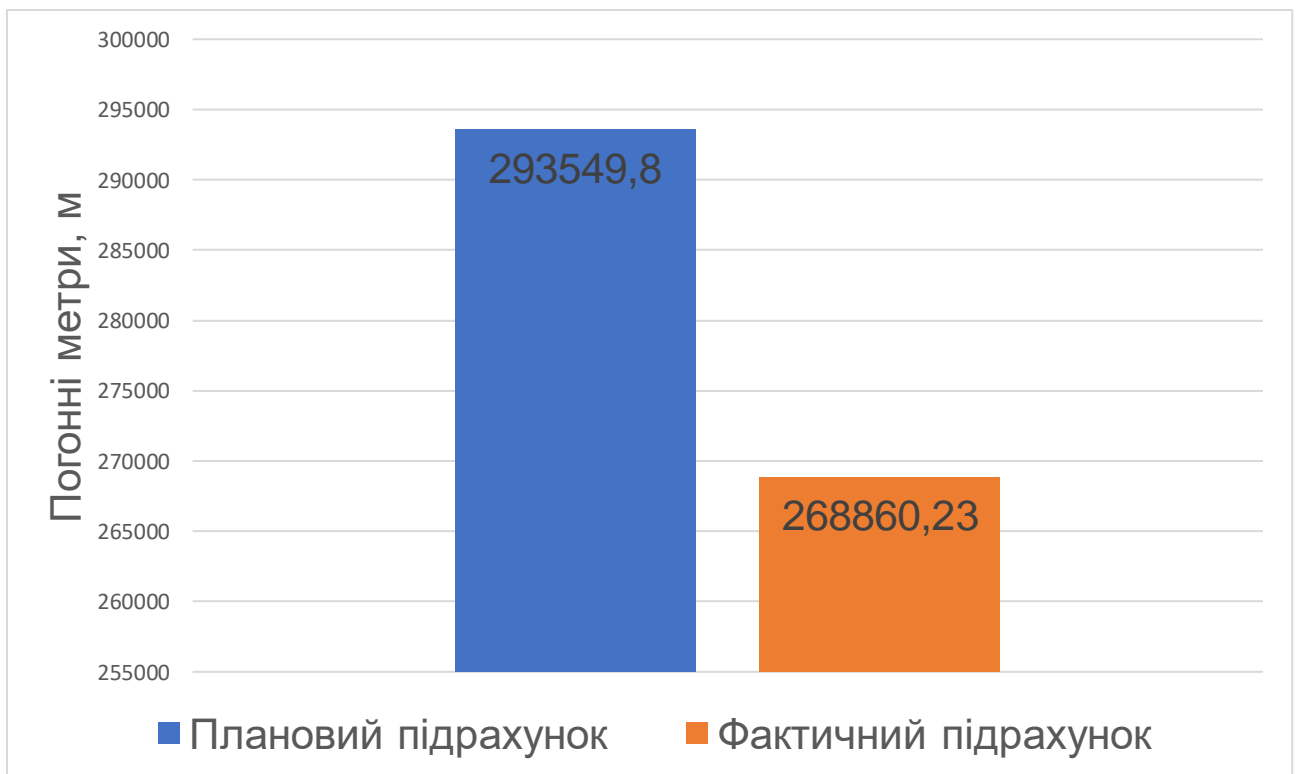
Графік 2.9



На даному графіку показано скільки було підірвано погонних метрів планово і скільки фактично в кожному паспорті.

Загальна різниця погонних метрів

Графік 2.10



Так звані брекчії призводять до інтенсивного засипання свердловин як при бурінні, так і після того як буріння було завершено, а долото вилучено.

Встановлено, що було недопідірвано $L_{п.м.} = 24689,6$; м.

Що становить 8 % від загальної кількості підірваних погонних метрів.

2.4 Собівартість буровибухових робіт та їх вплив на економіку підприємства

Розрахуємо собівартість підривання погонних метрів:

$$C = \sum L \times Ц; \quad (2.28)$$

Де: L - довжина не підірваних погонних метрів; Ц- ціна одного погонного метра підривання, грн.

$$C = 24689,6 \times 300 = 7406880; \text{ грн.}$$

З розрахунку бачимо, що підприємством було зекономлено значну частину коштів, але результатом недопідривання погонних метрів свердловин є значний вихід негабариту.

Визначено вихід гірничої маси при підриванні недопідірваних погонних метрів:

$$\sum V = \sum L \times V; \text{ м}^3 \quad (2.29)$$

V- вихід гірничої маси з одного погонного метра свердловини в умовах даного кар'єру, м^3 .

$$\sum V = 24689,6 \times 37 = 913515,2; \text{ м}^3.$$

Вихід негабариту з даного об'єму гірничої маси розраховуємо за формулою:

$$\sum V_H = \frac{\sum V \times y}{100 \%} : \text{м}^3$$

(2.30)

Де: y - річний вихід негабариту.

$$\sum V_H = \frac{913515,2}{100 \%} = 17356,8; \text{м}^3$$

Щоб подрібнити даний негабарит на Першотравневому кар'єрі виконують такими способами як: бутобоем та накладними зарядами.

Собівартість подрібнення негабариту бутобоем становить – 45; грн/ 1 м³,
собівартість подрібнення негабариту накладними зарядами – 250 грн/1 м³.

Визначена собівартість подрібнення негабариту за формулою:

$$C = \sum V_H \times \text{Ц.}$$

(2.31)

$$C_6 = 45 \times 17356.8 = 781056; \text{грн},$$

$$C_{\text{н.з.}} = 250 \times 17356.8 = 4339200; \text{грн}.$$

Це ті затрати які понесе підприємство на ліквідацію негабариту бутобоем та накладними зарядами, так вони не значні і значно нижчі чим при підриванні неподірваних погонних метрів, але вони є не виправданні перед часом на його ліквідацію і затратами на відвантаження оптимального розміру куска.

Від ступеня вибухового руйнування гірських порід залежить ефективність усіх подальших процесів гірничих робіт: навантаження, транспортування, механічне подрібнення, дроблення негабариту. При високій якості подрібнення

порід вибухом і великих витратах на нього знижуються витрати на механічне подрібнення та інші процеси, а при низькому - збільшуються витрати на механічне подрібнення. У зв'язку з цим необхідним є визначення оптимальної кускуватості, яка дозволяє оптимізувати всі наступні технологічні процеси, досягти мінімальних сумарних витрат.

При недостатній якості подрібнення гірських порід вибухом збільшується вміст негабаритних шматків, ускладнюється процес екскавації, зростає тривалість невиробничих витрат часу на вибір і видалення негабариту, збільшується витрата на транспортування і механічне подрібнення. Це призводить до зниження продуктивності виймально - навантажувального і транспортного обладнання, збільшує час їх простоїв протягом зміни, а також витрати на ремонт і обслуговування екскаваторів.

Розвал висаджених порід характеризується їх гранулометричним складом. Для встановлення впливу ступеня роздробленості порід на ефективність технологічних процесів використовують значення середнього розміру шматка гірських порід.

Інформація про якість подрібнення порід є тим фактором і результатом, спираючись на який можна зробити аналіз витрат всіх процесів відкритих гірничих робіт. Таким чином, розмір середнього шматка підірваного масиву є головним параметром, при зміні якого можна досягти загальних мінімальних витрат. Із збільшенням середнього розміру шматка за інших рівних умов витрати на буріння $C_{\text{бур}}$ і підривання $C_{\text{взр}}$ зменшуються; на виймально-навантажувальні роботи $C_{\text{екск}}$, вторинне подрібнення $C_{\text{нег}}$ і перша стадія механічного подрібнення $C_{\text{мех}}$ збільшуються. Також спостерігається незначне зростання витрат на транспортування $C_{\text{тр}}$ зі збільшенням середнього розміру шматка гірських порід $d_{\text{ср}}$.

Хронометражні спостереження проводилися на кар'єрах № 2 і 3 «Арселорміттал Кривий Ріг» [36].

Розглянуто процес екскавації порід в залежності від якості їх подрібненості вибухом. Проведений хронометраж роботи екскаватора ЕКГ-10 і виконано його аналіз. Встановлено, що час циклу екскаватора іноді приймає значення в межах

23-27 с. Це говорить про те, що кут повороту екскаватора в цих випадках становить набагато менше 90°. Тобто, автотранспорт стає під навантаження таким чином, щоб максимально скоротити час циклу екскаватора.

Збільшення часу циклу екскаватора більше ніж 33 с. зумовлено як збільшенням кута повороту так і погіршенням якості вибухового руйнування порід. Це відбувається при значенні циклу понад 43 с, коли машиніст екскаватору поєднує навантаження з розбиранням забою. Аналіз часу циклу роботи екскаватора з паралельним моніторингом якості подрібнення гірських порід свідчить, що збільшення розміру середнього шматка від 400 мм і більше, вносить елементи збою в наступні технологічні процеси. На підставі звітних даних були складені витрати на утримання і ремонт екскаваторів, табл. 2.27.

Витрати (грн./год) на утримання і ремонт екскаваторів

Таблиця 2.27

Номер екскаватора	Поточний ремонт	Технічне обслуговування (ТО)	Заміна	Всього
25	21625,19	209261,41	1951733,20	2182619,80
26	639580,97	218129,52	1838899,64	2696610,13
27	266,48	410011,93	616960,28	1027238,69
28	479362,18	403536,27	2275598,69	3158497,14
29	8277,50	333099,82	644552,90	985930,22
30	406146,33	313432,18	720526,17	1440104,68
92	399489,76	241943,54	677946,10	1319379,40
99	103841,09	425968,05	1883275,28	2413084,42
91	1281138,15	197178,71	202876,05	1681192,91
86	403984,45	301488,72	1128833,76	1834306,93
74	413148,52	133317,99	336839,43	883305,94
69	1039706,93	286887,84	304250,12	1630844,89
66	366062,78	206440,46	578511,45	1151014,69
68	21619,67	958800,31	1647368,55	2627788,53

Методом кореляції при обробці статистичного матеріалу отримана залежність величини витрат на ремонт екскаваторів:

$$C_p = 19,448d_{cp}^3 - 8,1583d_{cp}^2 + 3,8252d_{cp} + 0,3919$$

$$R^2=0,9521$$

(2.32)

Вміст негабариту в залежності від кількості негабаритних шматків на 1000м³ відвантажених порід визначати за такими формулами:

$$y_n = 0,557 \times N_n + 2,214, \quad R^2 = 0,839; \quad (2.33)$$

$$y_n = 0,6939 \ln(N_n) + 3,5211, \quad R^2 = 0,7474; \quad (2.34)$$

$$y_n = 3,227 \times N_n^{0,2285}, \quad R^2 = 0,8119; \quad (2.35)$$

$$y_n = 2,2036e^{0,169N_n}, \quad R^2 = 0,9154; \quad (2.36)$$

$$y_n = -0,0907N_n^2 + 1,1759N_n + 1,75, \quad R^2 = 0,9154; \quad (2.37)$$

$$y_n = 0,0151N_n^3 + 0,1877N_n^2 - 0,5261N_n + 0,475, \quad R^2 = 0,9181. \quad (2.38)$$

Вихід негабариту із збільшенням кількості шматків в розвалі на 1000 м³ відвантаженої гірської маси істотно збільшується (табл.):

Залежності вмісту негабариту в розвалі висаджених порід від кількості шматків на 1000 м³ відвантаження Таблиця 2.28

у _н >%	3,27	3,54	3,83	4,12	4,43	4,74	5,06	5,39	5,75	6,11	6,49	6,89	7,3	7,74	8,19
N, шт	3,54	3,00	2,76	4,21	4,86	5,10	6,12	6,78	7,5	8,22	8,08	8,78	10,9	11,40	12,30

Використовуючи рівняння Розіна-Раммлера, розраховуємо гранулометричний склад з будь-яким ступенем деталізації.

Критерієм оцінки ефективності технологічних процесів є сумарні витрати:

$$C_{\text{сум}} = C_{\text{бур}} + C_{\text{взр}} + C_{\text{екск}} + C_{\text{тр}} + C_{\text{мех}} + C_{\text{нег}} \quad (2.39)$$

Залежності сумарних витрат по технологічним процесам від середнього розміру шматка підірваних гірських порід представлені в табл. :

Сумарні витрати по технологічним процесам в залежності від якості подрібнення порід вибухом Таблиця 2.29

Середній розмір шматка, м	Значення собівартості по всім технологічним процесам , грн/м ³						
	Буріння	Підривання	Екскавація	Вторинне подрібнення	Транспортування	Механічне подрібнення	Сума
0,15	14.12	62.12	19.88	0,32	45.72	7.76	149.92
0,18	11.76	51.96	24.2	0,44	46.32	8.48	143.16
0,21	10.08	44.72	28.48	0,56	46.92	9.16	139.92
0,24	8.88	39.2	32.8	0,76	47.48	9.84	138.96
0,27	7.84	34.8	37.12	1.0	48.08	10.52	139.36
0,8	7.04	31.52	41.4	1.36	48.68	11.2	141.2
0,33	6.4	28.72	45.72	1.76	49.28	11.88	143.76
0,57	5.8	25.68	51.48	2.56	50.04	12.8	148.28
0,4	5.28	23.68	55.76	3.4	50.64	13.48	152.36
0,43	4.8	22.16	60.08	4.48	51.24	14.16	156.92
0,165	14.6	52	27.8	0,8	44.4	10	149.6
0,169	14.32	61.6	10	1.0	46.12	8.2	141.24
0,22	10.96	36.04	22.2	0,44	48.16	10.12	127.92
0,225	12	45.6	35	0,92	46	9.44	148.96
0,269	10	39.44	31.12	1.4	48.92	9.76	140.64
0,405	7.4	16.84	51.4	3.2	51.8	12.04	142.68
0,307	9.2	52	48.12	1.96	47.56	10.04	158.08
0,381	4.95	19.4	42	2.48	51.64	12.8	135.8
0,205	6.64	26.84	28.88	37.6	49.72	11.52	124.84
0,179	10	48	12	0.36	45.32	7.96	127.6
0,55	7.56	12.8	12.08	1.2	51.56	12.36	133.56
0,428	7.12	24	47.8	3.8	52.92	12.8	148.4
0,395	9.44	28.92	47	2.24	49.96	13.6	151.16
0,192	12.08	38	16.04	0.36	47.68	10.4	124.56

Найбільший коефіцієнт кореляції отримано для рівняння:

$$C_{\text{сум}} = -500,54d_{\text{ср}}^3 + 555,49d_{\text{ср}}^2 - 180,68d_{\text{ср}} + 52,45; \quad (2.40)$$

На основі мінімуму суми витрат по всіх технологічних процесах встановлена величина оптимального подрібнення порід вибухом. Вона знаходиться межах $d_{\text{ср}} = 230-240$ мм. За іншими дослідженнями для екскаваторів з меншою місткістю ковша вона знаходилася в межах 200-225 мм. Це свідчить, що при застосуванні екскаваторів з більшою місткістю ковшів ступінь подрібненості гірських порід вибухом може бути нижче.

3. СПОСОБИ ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ПОДРІБНЕННЯ ПОРІД

Важливим фактором, що сприяє поліпшенню дроблення масиву, що підривається, є зіткнення гірських мас у процесі руйнування за застосування різних схем підривання. За багаторядного підривання позитивний вплив на інтенсивність дроблення порід має збільшення питомої витрати ВР. Так, на кар'єрі ПГЗК широке застосування багаторядного короткосповільненого підривання з урахуванням удосконалення основних параметрів буропідривних робіт дало змогу збільшити вихід гірничої маси з 1 м свердловини з 42,4 до 59м³, також було скорочено кількість масових вибухів на Криворізьких ГЗК (кількість вибухів зменшилася в 10-15 разів), що сприяло поліпшенню загальної організації праці на кар'єрах. Однак при багаторядному короткосповільненому підриванні не вирішується питання дроблення гірських порід свердловинами першого ряду, тому потрібне подальше його вдосконалення.

При БВР у затиснутому середовищі ефективність методу проявляється тільки в разі багаторядного короткосповільненого підривання і наявності не менше чотирьох-п'яти рядів свердловин. Однак у всіх варіантах, завдяки підпирній стінці та меншій швидкості зсуву масиву, що підривається, в горизонтальній площині, збільшується тривалість дії вибуху на середовище і підвищується коефіцієнт корисного використання енергії вибуху. У цьому полягає фізична сутність підривання в затиснутому середовищі.

Таким чином, підривання в затиснутому середовищі, окрім значного поліпшення якості дроблення порід, порівняно з підриванням на відкритій бічній поверхню уступу, має такі переваги: створює сприятливі умови для керування величиною розвалу гірської маси та її формою; забезпечує незалежність процесів буріння та підривання від екскавації та транспорту; повністю ліквідує такий трудомісткий процес, як колійноперевкладочні роботи у вибої перед масовим підривом; зменшує непродуктивні простої екскаваторів.

Прикладом ефективності методу багаторядного коротко-сповільненого підривання в затиснутому середовищі є дослідний вибух, що проводився в рамках експерименту на кар'єрі ПдГока. Так на горизонті 45 м було виконано масовий вибух у породах, представлених неокисленими магнетитовими

роговиками, щільними, монолітними, коефіцієнт міцності $f=18-20$. Розрахункова величина інтервалу сповільнення між зарядами перебувала в межах 4-7 мсек та 35-40 мсек між свердловинами в ряді, з огляду на складність здійснення сповільнень у 3 мсек здійснювали петлями ДШ довжиною 22 м, а інтервали сповільнень у 10 мсек - піротехнічним реле КЗДШ-58.

Після вибуху спостерігали чітку лінію відриву за останньою, що забезпечувалося порядком підривання. Грансклад визначали за поверхнею і за екскаваторними заходками. На дослідних ділянках із поскважинним уповільненням у 3 мсек вихід фракції 0-250 мм становив 82,5 %, при 10 мсек - 70,9 %. На контрольній ділянці вихід фракції 0-250 мм становив 58,6 %, а вихід негабариту 1,7 %, що в 3,2 раза більше, ніж на дослідній.

Таким чином, вихід фракції 0-250 мм на дослідній ділянці збільшився на 24 % порівняно з контрольною за схеми з посвердловинним уповільненням 3 мсек і на 13 % за схеми з посвердловинним уповільненням 10 мсек.

Питома витрата ВР. Питома витрата ВР, від якого залежить повний запас енергії заряду, справляє визначальний вплив на руйнівну дію вибуху і якість подрібнення порід. Великий досвід вибухових робіт свідчить про те, що зміна питомої витрати ВР дозволяє в широких межах змінювати ступінь подрібнення порід. Це призвело в ряді випадків до переоцінки ролі питомої витрати ВР, до думки про те, що за рахунок зміни питомої витрати ВР можна досягти будь-якого бажаного якості подрібнення.

Що стосується вибору величини питомої витрати ВР, є одночасно основним носієм матеріальних витрат у процесі вибухової підготовки порід, то це питання має вирішуватися стосовно до конкретних умов на основі техніко-економічного аналізу показників буропідривних робіт і тих технологічних процесів, ефективність яких прямо залежить від якості підготовки порід.

Рівномірність розподілу ВР в масиві. Характер розподілу заряду ВР у масиві визначається насамперед діаметром свердловинного заряду, у зв'язку з чим аналіз цього фактора зводиться, по суті, до оцінки впливу діаметра заряду на якість подрібнення порід.

У деяких роботах висловлюється точка зору, згідно з якою збільшення діаметра заряду призводить до підвищення інтенсивності та рівномірності подрібнення порід. Інші дані свідчать про те, що зі збільшенням діаметра зарядів ступінь подрібнення порід не підвищується, а знижується. Це думка, зовсім протилежна висловленому вище, підтверджується результатами широких експериментальних досліджень і даними практики. Підвищення ступеня подрібнення порід із зменшенням діаметра заряду Л. В. Барон пояснює, зокрема, підвищенням рівномірності розподілу ВР в масиві і збільшенням кількості окремоостей, що виявляються в сфері дробимої дії зарядів.

Наявні експериментальні дані розкривають і інші причини підвищення ефективності подрібнення зі зменшенням діаметра заряду. Лабораторні експерименти показують, що зі зменшенням діаметра зарядів вихід переподрібненої породи не збільшується, а зменшується. Отже, зменшуються втрати енергії заряду на контакті з середовищем, підвищується її корисне використання на подрібнення в основному обсязі руйнування.

Таким чином, широкі можливості регулювання якості подрібнення порід за рахунок зміни діаметра зарядів не викликають сумнівів. Важливо, однак, якою мірою проявляється позитивний його вплив при дробленні порід різної вибуховості (блочності).

Застосування похилих свердловин. Вперше похилі свердловини були застосовані в 1962 р. з метою підвищення якості подрібнення великоблочних пісковиків. Перші ж дослідження показали, що застосування похилих свердловин діаметром 118-145 мм дозволяє вирішити проблему підвищення якості підготовки великоблочних порід. Без збільшення питомої витрати ВР вихід негабаритних фракцій було знижено до 1,5—2,5 проти 8-10% при застосуванні вертикальних свердловин діаметром 200-230 мм, в результаті чого змінна продуктивність екскаваторів ЕКГ-4 при навантаженні в автотранспорт збільшилася в 1,5 рази.

Досвід показує, що тільки за рахунок похилого розміщення свердловин і пов'язаного з цим підвищення якості подрібнення порід годинна продуктивність екскаваторів збільшується в середньому на 20-29 %. Незважаючи на деяке збільшення довжини свердловин, вихід гірської маси при цьому не тільки не зменшується, а навіть зростає в результаті збільшення корисного використання свердловин (до 0,8—1 проти 0,7 при використанні вертикальних свердловин).

Про підвищення ефективності роботи зарядів, розташованих у похилих свердловинах, свідчить також підвищення якості пророблення підшви уступу при зменшенні глибини перебуру. За даними зарубіжної практики, перехід на похиле розташування свердловин дозволяє зменшити величину перебуру з 25-33 до 13 % від величини ЛСП (ЛОП).

Короткоуповільнене підривання. Використання багаторядного короткоуповільненого підривання (КЗВ) (КУП) на кар'єрах дозволило істотно розширити можливості регулювання якості подрібнення, призвело до підвищення безпеки і культури виробництва вибухових робіт.

Максимальний ефект короткоуповільненого підривання забезпечується при підриванні в оптимальним часом уповільнення. Час уповільнення для конкретних умов має бути визначено з максимальною точністю, так як при відхиленні від його оптимального значення ефект від застосування короткоуповільненого підривання знижується.

Великий вплив короткоуповільнене підривання впливає на якість дроблення великоблочних порід. Найбільш високі показники в цих породах забезпечуються при уповільненні 30-35 мс, коли вихід негабаритних фракцій знижується приблизно в 1,6 рази порівняно з миттєвим підриванням. Слід зазначити, що поліпшення якості подрібнення великоблочних порід

відбувається в основному за рахунок зниження виходу крупнокускових фракцій. Вихід же дрібних фракцій змінюється незначно.

Конструкція зарядів. Експериментальні роботи з обґрунтування раціональної конструкції зарядів для підривання порід, що виконуються за методикою А. А. Скочинського, показали, що в мілкоблочних породах ефективно застосування зарядів з повітряними проміжками, розташованими у верхній частині свердловини. В результаті застосування зарядів такої конструкції поліпшується якість подрібнення порід.

Результати дослідних вибухів у породах середньої блочності свідчать про те, що при застосуванні розосереджених зарядів підвищується рівномірність подрібнення, знижується вихід великих фракцій. Питома витрата ВР може бути знижено приблизно на 10%. Раціональним тут є розосередження заряду на дві частини повітряним проміжком довжиною 0,2—0,25 висоти колонки заряду; нижня частина заряду повинна становити 0,7, верхня — 0,3 маси всього заряду.

У великоблочних породах при застосуванні свердловин зменшеного діаметру висоту повітряного проміжку слід примати рівною u , 12—0,17 висоти колонки заряду, розташовуючи його у верхній третині довжини заряду.

ВИСНОВОК

У даній магістерській роботі було проаналізовано наукові праці різних авторів, також було проведено дослідження гранулометричного складу гірничої маси після БВР в рамках Криворізького залізорудного басейну, а саме Північного, Південного гірничо-збагачувальних комбінатів та приватного підприємства АрселорМіттал Кривий Ріг та отримано певні результати, які свідчать, що суттєве просування інновацій у галузі БВР за останнє десятиріччя дало суттєвий прогрес та позитивно вплинуло на техніко-економічні показники роботи кар'єрів у цілому.

З практики роботи гірничих підприємств відомо, що якість подрібнення підірваної гірничої маси впливає на всі технологічні процеси видобутку корисної копалини і в першу чергу на продуктивність навантажувального обладнання. При поганій якості подрібнення збільшується вихід негабаритних шматків, ускладнюється процес екскавації, зростає тривалість непродуктивних витрат часу на вибирання та відкидання негабариту, зниження коефіцієнта екскавації і зростання тривалості циклу. Це призводить до збільшення простоїв транспортних засобів під навантаженням і зниження їх продуктивності. Нерівномірність дрібнення впливає на коефіцієнт використання транспортних судин. Зі збільшенням крупності гірничої маси, що надходить в дробарку, знижується її продуктивність.

Таким чином, одним із завдань управління кусковатості з урахуванням вимог виймально-транспортних робіт і стадії механічного подрібнення є зниження розмірів середнього шматка і забезпечення рівномірності подрібнення. Проте ці вимоги безпосередньо пов'язані зі збільшенням питомої витрати ВР і з загальним зростанням витрат на буровибухові роботи.

Як бачимо, кусковатість являється причиною виникнення протиборчих економічних чинників, які й призводять до необхідності розробки економіко-математичних моделей оптимізації параметрів буровибухових робіт.

Рекомендації

Для підвищення ефективності технологічних процесів відкритих гірничих робіт рекомендується:

1. Ретельно регулювати параметри БВР щодо кускуватості подрібненої гірничої маси на всіх етапах її обробки.
2. Використовувати сучасні методи аналізу та контролю кускуватості.
3. Підвищити рівень автоматизації технологічних процесів для зменшення людського фактору та підвищення точності параметрів.

У майбутньому доцільно провести додаткові дослідження щодо впливу різних типів гірничої маси на ефективність процесів подрібнення і транспортування. Особливу увагу слід приділити застосуванню новітніх технологій, таких як інтелектуальні системи управління, для автоматизації та оптимізації процесу.

ЛІТЕРАТУРА

1. Барон В.Л. Техника и технология взрывных работ в США, 1989. — 376с.
2. Бызов В.Ф. Разрушение негабаритных кусков горных пород. — К.: 1 техника, 1980. — 15-х.
3. Горлов Ю. В. Расчет гранулометрического состава взорванной горной массы и Разработка научных основ и способов ресурсосберегающей и экономически чистой технологии добычи полезных ископаемых: Материалы 49 Научно-технической конференции ЮРГТУ (НПИ). — Новочеркасск. 2000. - с. 88-90.
4. Додис Я. М. Оценка фрактальной размерности разрушенного взрывом массива горных пород // вестн. кыргыз. — слав. ун-та. — 2002. - №22. — С. 11-22.
5. Друкованый М. Ф. Методы управления взрывом на карьерах. — М.: недр, 1975. —410с.
6. Ефремов ЭМ. Метод определения рациональных параметров буровзрывных работ на железорудных карьерах. — Днепропетровск, Облполиграфиздат. 1982. — 162с.
7. Ефремов Э. И. Основы теории и методы взрывного дробления горных пород. — К.: наукова думка, 1978. — 224с.
8. Ефремов Э.И. Прогнозирование дробления горным массивом взрывом. - К.: наук. Думка, 1990. -118с.
9. Капленко Ю. П., Тимофеев С. Г. Повышение дробящего действия колонковых зарядов и Разработка рудных месторождений. — 1990. - №50. — С. 48-55.

10. Кутузов Б. Н. Основные вопросы интенсификации процессов взрывания массивов горных пород при добыче полезных ископаемых. Взрывное дело. — 1984. - №86/43. — С. 5 — 10.
11. Кучерявый Ф. И. Многорядное короткозамедленное карьерах строительных материалов. — к.: Будівельник — 1975 – 84с.
12. Крысин Р.С., Новинский ВВ. Модели взрывного пород: Монография. - МОНОГРАФИЯ- 144с.
13. Крысин Р. С., Новинский В. В. Расчет гранулометрического состава горной массы с учетом типа взрывчатых веществ и прочностных характеристик массива Н Сборник трудов 3 Международной научной конференции, Абаза (Хакасия), 9-14 сент., 2002. — Новосибирск: Наука. 2003. - с. 54-59.
14. Медников Н.Н., Рубцов СК. Алгоритм компьютерных расчетов параметров оуорвзрывных раоот. — орныи журнал, 2004. —
15. Мелик-Гайказов ВГ. Опыт применения невзрывных способов ликвидации негабарита на карьерах Ковдорского ГОКа. — Горный 1974. - №8. - с. 58-59.
16. Мосинец В.Н. Современное состояние и технологии и методов производства взрывных раоот Взрывное дело. — 1986. — № 89/46. — С. 100-109.
17. Мотов Ю.М. Применение гидроударников негаоарита на открытых горных разраооткахпцентральни институт информации черной металлургии. — 1985.— 16с.
18. Несмашний 6.0. Класична мехакйка. Молекулярна термодинамжа навчальнии ПОСІОНИК. — Кривии 1-'1г. • мшерал,
19. Падуков В. А., Маляров И. П., Угольников В. К. Повышение Эффективности горного дробления пород. Комплексное использование минерального сырья. — 1987. — №5. — С. 7-1 О.

20. Пашуков В. А., Маляров И. П., Угольников В. К. Метод прогнозирования гранулометрического состава, основанный инвариантности характеристик кусковатости горных пород // Физ. процессы горн. пр-ва: Тез. докл. 10 Всес. науч. конф. вузов СССР с участием НИИ / Моск. горн. ин-т. — М., 1991. — С. 30.
21. Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. — Алма-Ата: Наука, 1 УМ. — 24с.
22. Ремезов ВВ. Методика расчета кусковатости образцов различной формы методом ЭГДА // Горн. инф.-анал. бюл. Моск. Гос. Горн. ун-т. - 2004. -с. 71-74.
23. Репин Н.Я. и др. Буровзрывные работы на угольных разрезах. — М.: Недра. — 1Уб /.
24. Тарасенко В.П. Способ прогнозирования грансостава взрываваемой горной массы: Пат. 1802850 СССР, МКИ⁹ E21C / Моск. горн. ин-т. — № 4919552/03; Заявл. 18.03.91.; Оpubл. 15.03.93., Бюл. № 10.
25. Ташкинов А.С., Бирюков А.В., Мазаев В.М. Способ определения кусковатости взорванной горной массы // А. с. 101 VUUZ U'NI . УТКИ- Е 39/00 / Куб. политехн. ин-т. - №4460004 (24-03); Заявл 12.07.88; 30.11.90, Бюл. №44.
26. Федоренко П.И. Взрывные работы на глубоких карьерах. — Рог: Минерал, 1996. — 180с.
27. Хохлов СВ. Распределение гранулометрического состава взорванной горной массы при взрыве // Ежегод. науч. конф. мол. ученых «Полезные ископаемые России и их освоение», Санкт-Петербург, 15-16 апр., 1998: тез. дои. - СПб, 1998. -С. 243.
28. Шапурин О.В., Кирик ПЛ. Руйнування гірничих порід вибухом. Навч. Посібник . -К ІСДО, 1996 – 280с.

29. Шарин ВВ. Способ определения кусковатости взорванной горной массы на карьере Н Ин-т горн. дела А. с. 1244310, СССР. Заявл 20.11.84, № 3838643/22 - 03, опубл. В Б.и., 1986, №26. МКИ E21 C 39/00.
30. Щербаков П.Н. Исследование и установление алгоритма оптимального управления комплексом оуорвзрывных раоот на карьерах: Автореф. дис. ...канд. техн. наук. — Д., 1973.- 15с.
31. Оптимальное качество дробления при взрывной отбойки.— 1998. 178 №2. — с. 121-125.
32. Измерения кусковатости фотопланиметрическим методом. 1992. 29, №2.- сл 11А.
33. Исследование гранулометрического состава отбитой горной массы при использовании электронных детонаторов на карьере по добыче диабазов— 1995. — 61,№1. — С. 1-9. — Нем.; рез. англ.
34. Оценка кускаватости взорванной горной массы. - 1998. - - с. 34-36.
35. А. А. Ещенко, А. В. Шапурин, Г. К. Полищук, Н. Г. Грибенко. К оценке кусковатости пород фотометрическим методами.- 1972.- С. 46- 50.
36. Шапурин А. В., Швец Е. Н. Влияние степени раздробленности горных пород на эффективность технологических процессов в карьере.ГВУЗ «Криворожский НУ».- 2014.- С. 85- 88.
37. Er, S. Assessment of excavatability, abrasivity and slope stability in a sandstone quarry in Istanbul, Turkey / S. Er, M. Yilmaz, A. Ertin, A. Tugrul, N. Tokgöz // J. Geol. Soc. India. – 2017. – Vol. 89, № 5. – P. 581-588.
38. 2. Fiscor, S. Smarter shovels dig and load more efficiently // Eng. and Mining J. – 2009. – Vol. 210, № 3. – P. 44-47.