Оригинальная статья / Original Paper

https://doi.org/10.30686/1609-9192-2026-5-215-222

Оценка влияния параметров буровзрывных работ на потери при выпуске горной массы методом физического моделирования

А.П. Господариков, В.И. Кириленко✉
Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация
✉ v453300@ya.ru

Резюме: В статье представлено исследование влияния параметров буровзрывных работ на эксплуатационные потери при системе разработки с обрушением руды и вмещающих пород. Актуальность исследования обусловлена необходимостью обоснования параметров буровзрывных работ, обеспечивающих снижение эксплуатационных потерь при выпуске под обрушенными породами с учетом изменчивости содержания полезного компонента по высоте рудного тела. Поставленные задачи выполнены методом физического моделирования на экспериментальном стенде в масштабе 1:50 с использованием медно-никелевых руд и вмещающих горных пород. Гранулометрический состав моделируемой горной массы определялся в рамках методики Кузнецова–Раммлера. Проведена серия из шести лабораторных экспериментов для различных гранулометрических составов. Установлено, что увеличение среднего размера куска горной массы в диапазоне 193–433 мм приводит к росту эксплуатационных потерь при выпуске с 54 до 65%. Показано, что укрупнение горной массы ухудшает выпуск верхнего участка рудного тела, характеризующегося повышенным содержанием полезного компонента. Полученные в ходе экспериментов результаты подтверждают, что параметры буровзрывных работ не только определяют процессы разрушения массива, но и оказывают существенное влияние на эксплуатационные потери и качество горной массы.

Ключевые слова: буровзрывные работы, подземные горные работы, система разработки руды, обрушение руды, вмещающие породы, торцевой выпуск горной массы, гранулометрический состав, методика Кузнецова–Раммлера, физическое моделирование, эксплуатационные потери

Для цитирования: Господариков А.П., Кириленко В.И. Оценка влияния параметров буровзрывных работ на потери при выпуске горной массы методом физического моделирования. *Горная промышленность*. 2026;(5):215–222. https://doi.org/10.30686/1609-9192-2026-5-215-222

Impact of the drilling and blasting parameters on the ore drawing losses: a physical modeling study

A.P. Gospodarikov, V.I. Kirilenko ✉
Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation
✉ v453300@ya.ru

Abstract: This study investigates the impact of the drilling and blasting parameters on the operational losses when using the mining methods of ore and host rock caving. The relevance of the study is associated with the need to justify the blasting parameters that would ensure a reduction in operational losses during ore drawing from below the caved rocks with account of the vertical variations of the ore grade within the ore body. The research was carried out based on physical modeling using a test-bench at a scale of 1:50 with copper-nickel ores and host rocks. The particle size distribution of the simulated rock mass was determined using the Kuznetsov–Rammler method. A series of six laboratory experiments was conducted for different particle size distributions. The results show that an increase in the mean particle size in the range of 193–433 mm leads to an increase in operational losses during ore drawing from 54% to 65%. It is shown that coarser fragmentation negatively affects extraction of the upper part of the ore body, which is characterized with a higher metal content. The obtained results confirm that the drilling and blasting parameters determine not only the rock fragmentation process, but also have a significant effect on the operational losses and the grade of the mined rock mass.

Keywords: drilling and blasting, underground mining, ore drawing, caving method, particle size distribution, Kuznetsov–Rammler method, physical modeling, operational losses

For citation: Gospodarikov A.P., Kirilenko V.I. Impact of the drilling and blasting parameters on the ore drawing losses: a physical modeling study. Russian Mining Industry. 2026;(5):215–222. (In Russ.) https://doi.org/10.30686/1609-9192-2026-5-215-222

Введение

В условиях снижения инвестиционной активности в освоении месторождений и воспроизводстве минерально-сырьевой базы, вовлечения в разработку более глубоких горизонтов и труднодоступных запасов, а также усложнения горно-геологических условий рентабельность и конкурентоспособность горнодобывающих предприятий в значительной степени зависят от способности последних компенсировать рост издержек и технологических рисков [1; 2]. Повышение производительности, энергетической и экономической эффективности в таких условиях рассматриваются как основные инструменты обеспечения сохранения технико-экономических показателей горного предприятия [3; 4].

Реализация таких задач в условиях подземных горных работ связывается прежде всего не с отдельным технологическим процессом, а с комплексом технологических решений, направленных на увеличение полноты извлечения запасов, снижение разубоживания и потерь, стабилизацию рудопотока, уменьшение затрат на последующие технологические стадии и повышение безопасности ведения горных работ. В частности, в работах [5–7] показано, что эффективность подземной добычи полезных ископаемых определяется не только параметрами буровзрывных работ (далее – БВР), но и условиями очистной выемки, качеством подготовки массива к отработке, возможностью снижения потерь на последующих стадиях разработки.

Применительно к системе разработки с обрушением руды и вмещающих пород ключевыми направлениями исследований являются совершенствование режима выпуска горной массы, управления качеством рудной массы, обоснования параметров БВР, а также совершенствование средств оперативного контроля качества и движения руды. Например, в работах [8; 9] предлагается использовать цифровые технологии во всей технологической цепочке для обеспечения управления качеством рудной массы. Изучение взаимосвязанных технологических процессов по добыче руды позволяет реализовывать комплексный подход к добыче полезных ископаемых подземным способом, называемый cave-to-mill [10]. Авторы данного подхода подчёркивают, что по сравнению с традиционными стратегиями mine-to-mill для открытых горных работ подземные горные работы характеризуются большей вариабельностью и меньшей управляемостью процессом добычи, а также более сложной связью между параметрами технологических процессов и работой обогатительной фабрики. Анализ современных исследований по подземным горным работам [11–14] показал, что концепция cave-to-mill в настоящее время, в отличие от mine-to-mill, не получила широкого распространения, имея более ограниченный фрагментарный характер, поскольку исследователи рассматривают процессы независимо друг от друга. В этой связи особое значение приобретают исследования, посвященные установлению взаимосвязи между параметрами БВР, гранулометрическим составом отбитой горной массы, закономерностями ее выпуска и показателями последующей переработки, также такие работы формируют основу для развития концепции cave-to-mill. Например, в обзорной работе Kinyua et al. показано, что результаты взрыва влияют на последующие стадии не только через распределение кусков, но и через степень внутренней микротрещиноватости фрагментов [15].

Современные исследования показывают, что параметры БВР, включая диаметр скважин, удельный расход, недозаряд скважин, расстояние между скважинами и схему инициирования, влияют не только на формируемый средний размер куска и выход негабаритной фракции, но и на пространственную изменчивость разрушенной горной массы [15–17]. На основе принятых параметров БВР, используя модели прогнозирования результатов взрыва, можно определить параметры горной массы, формируемой при взрыве [18–20]. При этом используемые модели постоянно дополняются различными поправочными коэффициентами и зависимостями. Так, например, Moomivand & Gheybi внедряют функцию, которая зависит от замедления скважин [21]. Существующие классические эмпирические зависимости, разработанные в основном для открытых горных работ, не всегда адекватно переносятся на подземные горные работы, поэтому они требуют перехода на новую модель прогнозирования либо модернизацию существующих [22; 23].

Полученный с привлечением прогнозных моделей гранулометрический состав в дальнейшем применяется в качестве одного из основных исходных параметров для численного или физического моделирования выпуска горной массы. Например, в работе Sun et al. приводятся результаты изменения разубоживания при различной высоте очистной камеры с учетом среднего размера куска горной массы [24]. Yi et al. при численном моделировании выпуска горной массы на основе гранулометрического состава определяют параметры гравитационного истечения и накопления разубоживания [25]. В работе Yang et al., используя и численное, и физическое моделирование, установили влияние гранулометрического состава на сам механизм выпуска горной массы [26].

Современные исследования показывают, что существующие подходы, как правило, подробно рассматривают либо отдельные аспекты взрывного разрушения массива, либо особенности гравитационного истечения рудной массы. При этом их совместный учёт остается ограниченным и недостаточно проработанным. Таким образом, возникает необходимость в разработке методического подхода, позволяющего определить и количественно оценить влияние параметров БВР на гранулометрический состав горной массы, а также на эксплуатационные потери при выпуске. Проанализированные работы демонстрируют, что в большинстве случаев гранулометрический состав при моделировании задается без учета пространственной изменчивости по объему взорванной массы, а также в достаточно упрощенном виде – либо через средний размер куска, либо через ограниченное число классов крупности для воспроизведения общих характеристик потока, не отражающих в полной мере реальную горную массу. В этой связи использование полной гранулометрической характеристики, формируемой параметрами БВР, представляется вполне обоснованным для исследования процесса выпуска горной массы. Целью работы является установление количественной зависимости между параметрами БВР, гранулометрическим составом горной массы и эксплуатационными потерями руды при выпуске. Научная новизна исследования заключается в установлении количественной зависимости между средним размером куска горной массы, формируемым параметрами БВР, и величиной эксплуатационных потерь при выпуске, а также в определении оптимального диапазона крупности горной массы, обеспечивающего минимальные потери.

Материалы и методы

Физическое моделирование остается по-прежнему одним из основных методов исследования процессов, которые невозможно описать эмпирико-аналитическими зависимостями вследствие большого числа влияющих параметров и в полной мере учесть [27]. Отметим, что физическое моделирование было одним из основных методов исследования различных процессов в горном деле до появления высокопроизводительной вычислительной техники и до сих пор используется как метод исследования, когда непосредственные измерения характеристик горных объектов весьма затруднены или практически невозможны [28; 29].

Таким образом, физическое моделирование горных процессов представляет собой метод исследования, основанный на воспроизведении реальных геотехнических и технологических явлений на специальных стендах. Теоретической основой физического моделирования являются основные положения теории подобия [30]. Согласно теореме Бекингема физические процессы могут быть представлены в виде зависимостей между безразмерными критериями, составленными из размерных параметров системы [31]. В соответствии с теоремой Кирпичева–Гухмана, два процесса являются подобными, если их условия однозначности подобны, а соответствующие критерии подобия численно равны [32]. Применительно к условиям моделирования процесса выпуска горной массы из очистной камеры условия однозначности представляют собой совокупность геометрических параметров системы, физических свойств среды, а также начальных и граничных условий, полностью определяющих протекание процесса [33–35].

Результаты

В работе предполагается, что параметры БВР формируют гранулометрический состав горной массы, который, в свою очередь, определяет характер гравитационного истечения и показатели выпуска. В рамках настоящего исследования был выполнен комплекс из 6 лабораторных экспериментов по физическому моделированию процесса выпуска горной массы из очистной выработки. Был изготовлен экспериментальный стенд, представляющий собой модель очистной камеры, выполненный в геометрическом масштабе 1:50 по отношению к натурным условиям. Учитывая горно-геологические особенности изменения среднего содержания полезного компонента от кровли к почве рудного тела, модель рудного тела была разбита на 3 участка с различным содержанием: участок с низким содержанием полезного компонента (далее – ПК) – 0,9 г/т; участок со средним содержанием ПК – 1 г/т; участок с высоким содержанием ПК – 2,0 г/т. На рис. 1 представлен стенд, воспроизводящий натурные условия, а именно: геометрию очистного пространства, параметры выпускной выработки и условия торцевого выпуска горной массы.

Гранулометрический состав моделируемой горной массы определялся на основе параметров БВР с использованием адаптированной методики Кузнецова–Раммлера [23]. В табл. 1 представлены принятые параметры буровзрывных работ в каждом варианте и параметры гранулометрического состава горной массы. Для каждого сектора очистной камеры рассчитывалось распределение частиц по крупности, после чего данные каждого сектора приводились к принятому масштабу модели. Определение гранулометрической кривой обрушенных горных пород производилось фотопланометрическим методом в выработках посадочного горизонта [36]. Моделирующий материал руды, торцевых и обрушенных пород изготавливался с учетом масштаба из образцов вкрапленных руд и горных пород путем дробления и последующего рассева на стандартные фракции +20; +17,5; +15; +12,5; +10; +7,5; +5; +2,5. Данный подход обеспечивал воспроизведение гранулометрической кривой и соответствие физико-механических характеристик моделируемой среды. Для разделения рудной массы по содержанию ПК частицы руды окрашивались в различные цвета (рис. 2).

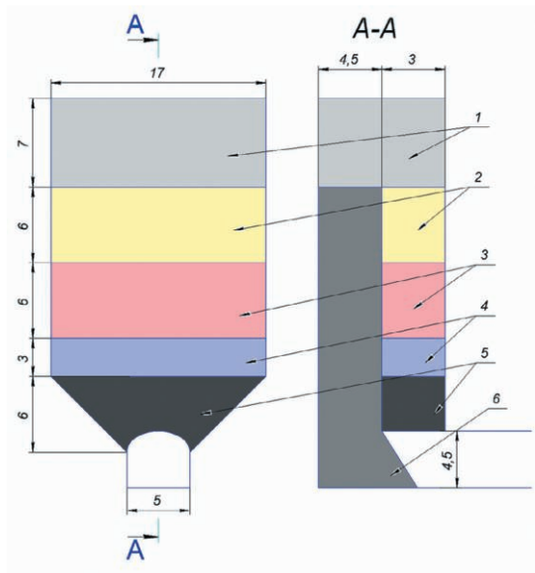


Рис. 1
Геометрия очистной камеры и горнотехнологические параметры выпуска горной массы:
1 – обрушенные горные породы;
2 – участок с высоким содержанием ПК;
3 – участок со средним содержанием ПК;
4 – участок с низким содержанием ПК;
5 – породный прослой;
6 – горная масса отработанного ранее веера

Fig. 1
Stope geometry and mining and processing parameters of rock drawing:
1 – caved rock;
2 – zone with high content of the commercial component;
3 – zone with medium content of the commercial component;
4 – zone with low content of the commercial component;
5 – rock interlayer;
6 – rock mass from a previously mined fan

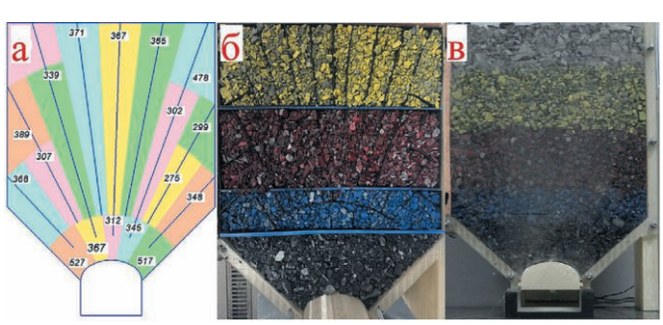


Рис. 2
Процесс подготовки стенда:
а – средний размер фракции в секторе;
б – пример посекторного распределения рудной массы по стенду;
в – подготовленный стенд

Fig. 2
The test-bench preparation process: a – an average PSD in each sector;
б – an example of sector-by-sector distribution of ore mass across the test-bench;
в – a prepared test-bench

Таблица 1
Параметры БВР, используемые для моделирования гранулометрического состава

Table 1
The drilling and blasting parameters used in modeling the particle size distribution (PSD)

Вариант БВР	Диаметр скважин, мм	Расстояние между концами скважин, м	Количество скважин, шт.	Удельный расход, кг/м³	Суммарная длина скважин, м	Средний размер куска после взрыва, мм	Выход негабарита, %	Коэффициент однородности распределения
1	76	3,5	9	0,66	150	433	19,5	1,79
2	86	3,5	9	0,9	150	355	10,1	1,76
3	102	3,5	9	1,20	150	292	6,3	1,59
4	102	3	11	1,44	186	250	2,5	1,62
5	102	2,5	13	1,6	220	222	1,2	1,61
6	102	2	15	1,92	270	193	0,2	1,71

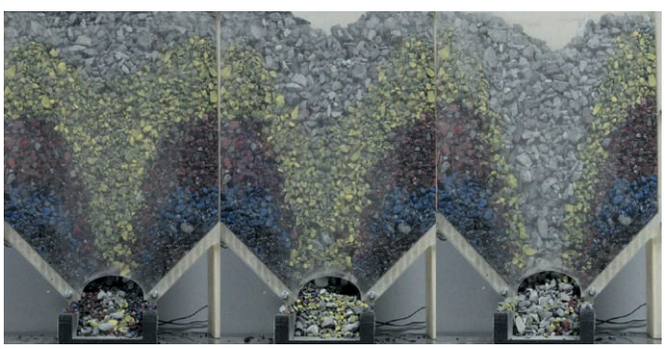


Рис. 3
Процесс истечения горной массы из стенда

Fig. 3
The process of rock mass drawing from the test-bench

Процесс моделирования начинался с поэтапного удаления арочной перемычки: первоначально она извлекалась до уровня рудной камеры, что обеспечивало обрушение пустых пород торцевой части и формирование контактной зоны внутри выпускной выработки. Далее она удалялась, полностью запуская процесс самотечного истечения рудной массы из очистной камеры. Горная масса извлекалась через выпускную выработку с использованием ковша от погрузочно-доставочной машины LH514, выполненного в том же масштабе 1:50. Извлечение горной массы производилось поэтапно с фиксацией объемов извлеченной руды и визуальным наблюдением за развитием потока.

Извлечение горной массы из модели производилось дозированно с целью детального анализа динамики процесса выпуска и изменения качественного состава извлекаемого материала. Выпуск производился сериями доз, каждая из которых представляла собой фиксированный объем горной массы, извлекаемой из модели. На рис. 3 представлен процесс выпуска горной массы из стенда в различные стадии выпуска.

Каждая полученная доза была вручную отсортирована по типам материала на основе цветовой идентификации, что обеспечивало разделение рудной фракции по содержанию и пустой горной породы. После сортировки производилось взвешивание каждой фракции, входящей в состав дозы, с определением массовых долей руды и пустой горной породы. Дополнительно фиксировалась масса руды с каждого из трех участков для последующего подсчета извлеченного полезного компонента. На основе полученных данных рассчитывались эксплуатационные потери при величине разубоживания 30 и 35% по следующей формуле:

$$K_{ПОТ} = \frac{Q_{РУД} - Q_{ВЫПРУД}}{Q_{РУД}},$$

где $Q_{РУД}$ – масса руды в камере, кг; $Q_{ВЫПРУД}$ – масса выпущенной руды, кг.

Обсуждение результатов

Результаты физического моделирования показывают существенное влияние гранулометрического состава и структурной неоднородности горной массы на эксплуатационные потери. При переходе от параметров БВР, формирующих более крупный средний размер куска, к вариантам БВР, формирующим более мелкую горную массу, выявлено снижение эксплуатационных потерь медно-никелевых руд при их выпуске. Таким образом, применение физического моделирования демонстрирует, что гранулометрический состав горной массы является одним из ключевых факторов, определяющих полноту извлечения руды в условиях торцевого выпуска под обрушенными породами.

Анализ зависимости эксплуатационных потерь от среднего размера куска подтверждает (рис. 4), что увеличение среднего размера куска горной массы приводит к устойчивому росту потерь вне зависимости от уровня разубоживания рудной массы. При разубоживании, равном 30%, эксплуатационные потери возрастают с 54 до 65%; тогда как при значении разубоживания 35% интервал эксплуа-

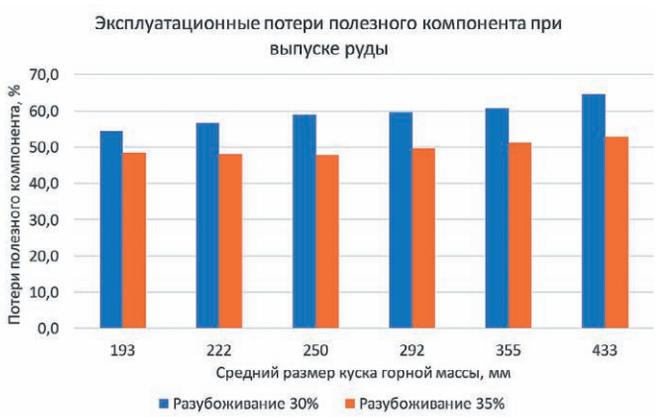


Рис. 4
Влияние среднего размера куска на эксплуатационные потери при выпуске горной массы при различном разубоживании горной массы

Fig. 4
The effects of the average lump size on the operational losses during ore drawing under various ore mass dilution



Рис. 5
Физические процессы, регистрируемые при выпуске горной массы: а – зависание рудной массы; б – образование застойной зоны

Fig. 5
The physical processes observed during ore drawing: а – ore congestion; б – formation of a stagnation zone

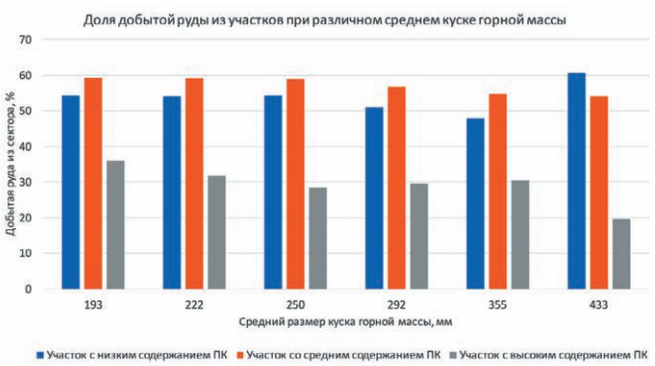


Рис. 6
Доля добытой руды из каждого участка при различном гранулометрическом составе

Fig. 6
The share of the ore extracted from each section under different particle size distributions

тационных потерь уменьшается и находится в диапазоне от 48 до 53%. Установлено, что увеличение среднего размера куска приводит к ухудшению условий гравитационного истечения, что связано с образованием застойных зон и неполным вовлечением руды в процесс выпуска (рис. 5).

Полученное распределение выпущенной горной массы по участкам с различным содержанием полезного компонента (рис. 6) позволяет установить, что участки с низким и средним содержанием ПК имеют наименьшую чувствительность к изменению гранулометрического состава горной массы. При этом диапазоны изменения извлечения ПК находятся в интервалах от 54 до 61% и от 54 до 57% соответственно. При этом участок с высоким содержанием ПК при всех рассматриваемых вариантах параметров БВР характеризуется минимальной степенью извлечения и находится в широком диапазоне от 36 до 20%. Дополнительно, при среднем размере куска 433 мм, фиксируется вовлечение менее ценной руды вместо более богатой. Это позволяет установить, что наиболее ценная по содержанию ПК часть рудного тела в меньшей степени вовлекается в зону устойчивого гравитационного истечения и при повышении размера кусков горной массы руда из данного участка увеличивает эксплуатационные потери.

Из графической зависимости изменения массы ПК в выпущенной горной массе (рис. 7) установлено, что увеличение среднего размера куска горной массы приводит к устойчивому снижению количества извлекаемого ПК. Уменьшение среднего размера куска с 433 мм до 193 мм обеспечивает повышение массы ПК в горной массе на 10%, или в абсолютной величине – 333 г с одной камеры. В этих зависимостях установлен нисходящий тренд: при переходе от мелкого гранулометрического состава к крупному масса ПК в выпущенной горной массе уменьшается. При этом для разубоживания, равного 30%, данный тренд более выражен, чем для значения 35%, что подтверждает различную чувствительность процесса выпуска горной массы к укрупнению горной массы.

С физической точки зрения полученные данные могут быть объяснены изменением характера гравитационного истечения горной массы. Более мелкая и однородная горная масса, формируемая шестым вариантом параметров БВР, обеспечивает более равномерное вовлечение руды в поток и уменьшает вероятность формирования застойных зон в пределах очистной камеры. Напротив, при крупно-



Рис. 7
Масса полезного компонента, содержащегося в выпущенной горной массе

Fig. 7
The weight of the commercial component contained in the muck pile

кусковой горной массе возрастает вероятность локального зависания, образования устойчивых застойных зон и неравномерного истечения, вследствие чего ухудшается выпуск горной массы.

Полученные результаты удовлетворительно согласуются с классическими представлениями о гравитационном истечении горной массы [25; 37; 38], согласно которым увеличение крупности приводит к росту вероятности образования зависаний и формированию застойных зон, что непосредственно увеличивает эксплуатационные потери. Воспроизведение полной гранулометрической кривой горной массы, а не представление горной массы в усредненном виде, позволило более достоверно воспроизвести реальные условия формирования потерь при выпуске и показать, что параметры БВР следует рассматривать как фактор, определяющий не только разрушение массива, но и качество горной массы.

Выводы

Установлено, что при применении системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород с торцевым выпуском параметры БВР, определяя изменение гранулометрического состава отбитой рудной массы, значительно влияют на характер гравитационного истечения, распределение извлекаемой руды по участкам различного содер-

жания полезного компонента, эксплуатационные потери и среднее содержание полезного компонента в выпущенной горной массе.

В работе разработан и реализован методический подход к исследованию влияния параметров БВР на показатели выпуска горной массы, основанный на последовательной увязке параметров БВР, гранулометрического состава отбитой горной массы и эксплуатационных потерь. Подход апробирован серией из 6 лабораторных экспериментов физического моделирования на стенде в масштабе 1:50 для условий торцевого выпуска горной массы под обрушенными породами.

Установлено, что изменение параметров БВР приводит к существенному изменению гранулометрического состава горной массы. В исследовании рассматривался диапазон среднего размера куска и выхода негабарита от 193 до 433 мм и от 0,2 до 19,5% соответственно, что позволило проследить влияние крупности на закономерности выпуска. Показано, что при увеличении среднего размера куска горной массы эксплуатационные потери при разубоживании в 30 и 35% увеличиваются в диапазонах с 54 до 65% и с 48 до 53% соответственно. В пересчете на абсолютные значения по полезному компоненту уменьшение среднего размера куска до 193 мм приводит к увеличению массы на 333 г при разубоживании 30% с одной очистной камеры.

Учитывая горно-геологические особенности изменения среднего содержания полезного компонента от кровли к почве рудного тела, наиболее остро стоит вопрос управления параметрами буровзрывных работ и гранулометрическим составом для обеспечения снижения эксплуатационных потерь.

Выявлено, что увеличение среднего размера куска приводит не только к росту общих потерь, но и к ухудшению качественной структуры выпускаемой рудной массы, а именно возрастает степень вовлечения участка с низкой концентрацией полезного компонента, сохраняется стабильный процесс выпуска среднего участка по содержанию полезного компонента, и одновременно ухудшается выпуск богатого участка, что сопровождается снижением массы полезного компонента в выпущенной горной массе. Таким образом, данное исследование показывает, что средний размер куска следует рассматривать как фактор, определяющий не только полноту извлечения руды, но и итоговую массу полезного компонента, реально поступающего в добытую горную массу.

Практическое значение полученных результатов состоит в том, что при обосновании параметров БВР для систем с торцевым выпуском горной массы под обрушенными породами следует учитывать их влияние на стадию выпуска горной массы. Выбор параметров БВР, обеспечивающих снижение размера куска и ограничение выхода негабаритной фракции, следует рассматривать как один из инструментов уменьшения эксплуатационных потерь и повышения полноты извлечения медно-никелевых руд

Вклад авторов
А.П. Господариков – анализ современных методов исследования процесса выпуска горной массы под обрушенными породами.
В.И. Кириленко – разработка методики, проведение физического моделирования, обработка данных эксперимента.

Authors' contribution
Alexander P. Gospodarikov – analysis of modern methods for studying the muck draw process from below the caved rock.
Vladislav I. Kirilenko – development of the methodology, physical modeling, and experimental data processing.

Список литературы / References

1. Radebe N., Chipangamate N. Mining industry risks, and future critical minerals and metals supply chain resilience in emerging markets. *Resources Policy*. 2024;91:104887. https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2024.104887
2. Ponomarenko T., Nevskaya M., Jonek-Kowalska I. Mineral resource depletion assessment: alternatives, problems, results. *Sustainability*. 2021;13(2):862. https://doi.org/10.3390/su13020862
3. Nevskaya M.A., Raikhlin S.M., Chanysheva A.F. Assessment of energy efficiency projects at Russian mining enterprises within the framework of sustainable development. *Sustainability*. 2024;16(17):7478. https://doi.org/10.3390/su16177478
4. Sánchez F., Hartlieb P. Innovation in the mining industry: technological trends and a case study of the challenges of disruptive innovation. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2020;37(5):1385–1399. https://doi.org/10.1007/s42461-020-00262-1
5. Рудаков М.Л., Дука Н.Е. Моделирование акустического воздействия горного оборудования на персонал при добыче угля подземным способом. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2021;(10):165–179. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_10_0_165
Rudakov M.L., Duka N.E. Modeling acoustic effect exerted on personnel by operating equipment in underground coal mining. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2021;(10):165–179. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_10_0_165
6. Трушко В.Л., Трушко О.В. Комплексное освоение железорудных месторождений на основе конкурентоспособных подземных геотехнологий. *Записки Горного института*. 2021;250:569–577. https://doi.org/10.31897/PMI.2021.4.10
Trushko V.L., Trushko O.V. Integrated development of iron ore deposits based on competitive underground geotechnologies. *Journal of Mining Institute*. 2021;250:569–577. https://doi.org/10.31897/PMI.2021.4.10
7. Дарбинян Т.П., Цымбалов А.А., Зубов В.П., Колганов А.В. Влияние трещиноватости горного массива на разубоживание медно-никелевых вкрапленных руд при их добыче на руднике «Октябрьский». *Горный журнал*. 2023;(6):19–24. https://doi.org/10.17580/gzh.2023.06.03
Darbinyan T.P., Tsymbalov A.A., Zubov V.P., Kolganov A.V. Impact of rock mass jointing on dilution of disseminated copper–nickel ore in Oktyabrsky Mine. *Gornyi Zhurnal*. 2023;(6):19–24. (In Russ.) https://doi.org/10.17580/gzh.2023.06.03

8. Цупкина М.В., Кирков А.Е., Клебанов Д.А., Радченко Д.Н. Обоснование необходимости улучшения стратегии управления функционированием горно-технической системы на основе анализа данных об отработке сложноструктурных блоков. *Записки Горного института*. 2024;266:316–325. Режим доступа: https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/16302 (дата обращения: 19.03.2026).
Tsupkina M.V., Kirkov A.E., Klebanov D.A., Radchenko D.N. Justification of the approaches to improve management strategy of the mining system based on the analysis of data on the mining of complex structural rock blocks. *Journal of Mining Institute*. 2024;266:316–325. Available at: https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/16302 (accessed: 19.03.2026).

9. Князькин Е.А., Клебанов Д.А., Ювакаев Р.О. Разработка и применение новых методов оценки изменчивости качества полезных ископаемых на основе анализа больших данных для оперативного управления рудопотоком на горных предприятиях. *Записки Горного института*. 2025;275:145–154. Режим доступа: https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/16586 (дата обращения: 19.03.2026).
Knyazkin E.A., Klebanov D.A., Yuvakaev R.O. New approaches to mineral quality variability evaluation using big data for operational control of ore flows in mining operations. *Journal of Mining Institute*. 2025;275:145–154. Available at: https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/16586 (accessed: 19.03.2026).

10. Nadolski S., Klein B., Elmo D., Scoble M. Cave-to-mill: a mine-to-mill approach for block cave mines. Mining Technology: *Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy: Section A*. 2015;124(1):47–55. https://doi.org/10.1179/1743286315Y.0000000001

11. Имашев А.Ж., Суимбаева А.М., Мусин А.А. Прогнозная оценка разубоживания руды при отработке маломощных крутопадающих залежей системой подэтажных штреков. *Записки Горного института*. 2024;266:283–294. Режим доступа: https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/16186 (дата обращения: 19.03.2026).
Imashev A.Z., Suimbaeva A.M., Musin A.A. Predictive assessment of ore dilution in mining thin steeply dipping deposits by a system of sublevel drifts. *Journal of Mining Institute*. 2024;266:283–294. Available at: https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/16186 (accessed: 19.03.2026).

12. Meng X., Long T., Shi X., Wang L., Zhu Z., Tao G. A new insert drawing technique for controlling ore loss and dilution during sublevel caving. *Scientific Reports*. 2025;15:23104. https://doi.org/10.1038/s41598-025-07362-2

13. Kucewicz M., Łukasz M., Baranowski P., Małachowski J., Fuławka K., Mertuszka P., Szumny M. Numerical modeling of blast-induced rock fragmentation in deep mining with 3D and 2D FEM method approaches. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2024;16(11):4532–4553. https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2024.01.017

14. Guo J., Sun S., Jiang N., Wang J., Huang M., Yan X. et al. Optimization of large-diameter deep-hole stope blasting technology based on numerical simulation: a case study of the Dongguashan copper mine. *Scientific Reports*. 2025;15:18547. https://doi.org/10.1038/s41598-025-91789-0

15. Kinyua E.M., Jianhua Z., Kasomo R.M., Mauti D., Mwangangi J. A review of the influence of blast fragmentation on downstream processing of metal ores. *Minerals Engineering*. 2022;186:107743. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2022.107743

16. Ding J., Yang J., Ye Z., Leng Z., Zhou C. Numerical study on rock blasting assisted by in-situ stress redistribution. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2024;153:106022. https://doi.org/10.1016/j.tust.2024.106022

17. Dotto M.S., Pourrahimian Y. The effect of initiation time delay and sequencing on rock damage in multi-hole blasting. *Mining*. 2025; 5(2):22. https://doi.org/10.3390/mining5020022

18. Маринин М.А., Афанасьев П.И., Сушкова В.И., Устименко К.Д., Ахметов А.Р. Опыт применения модели Кузнецова-Раммлера при описании распределения грансостава взорванной горной массы. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2023;(9-1):96–109. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_91_0_96
Marinin M.A., Afanasyev P.I., Sushkova V.I., Ustimenko K.D., Akhmetov A.R. The experience of using the Kuz-Ram model in describing of grain size distribution of blasted rock mass. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2023;(9-1):96–109. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_91_0_96

19. Guo J., Zhao Z., Zhao P., Chen J. Prediction and optimization of open-pit mine blasting based on intelligent algorithms. *Applied Sciences*. 2024;14(13):5609. https://doi.org/10.3390/app14135609

20. Господариков А.П., Киркин А.П., Трофимов А.В., Ковалевский В.Н. Определение физико-механических свойств горных пород при применении противоударных разгрузочных мероприятий. *Горный журнал*. 2023;(1):26–34. https://doi.org/10.17580/gzh.2023.01.04
Gospodarikov A.P., Kirkin A.P., Trofimov A.V., Kovalevsky V.N. Determination of physical and mechanical properties of rocks using anti-burst destress measures. *Gornyi Zhurnal*. 2023;(1):26–34. (In Russ.) https://doi.org/10.17580/gzh.2023.01.04

21. Moomivand H., Gheybi M. Novel empirical models to assess rock fragment size by drilling and blasting. *Measurement*. 2024;238:115375. https://doi.org/10.1016/j.measurement.2024.115375

22. Shields L., Calnan J., Silva J., Agioutantis Z. Underground bench blast fragmentation: Comparison of a multivariate regression model to established predictive models. *Mining Technology: Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy*. 2025;134(1):15–29. https://doi.org/10.1177/25726668241301880

23. Господариков А.П., Ковалевский В.Н., Румянцев А.Е., Кириленко В.И. Адаптация модели прогнозирования гранулометрического состава Кузнецова – Раммлера для условий подземных горных работ. *Горный журнал*. 2026;(2):72–79. https://doi.org/10.17580/gzh.2026.02.09
Gospodarikov A.P., Kovalevskiy V.N., Rumyantsev A.E., Kirilenko V.I. AAdapting the Kuz-Ram fragmentation model to underground mining. *Gornyi Zhurnal*. 2026;(2):72–79. (In Russ.) https://doi.org/10.17580/gzh.2026.02.09

24. Sun H., Jin A., Elmo D., Gao Y., Wu S. A numerical based approach to calculate ore dilution rates using rolling resistance model and upside-down drop shape theory. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2020;53(10):4639–4652. https://doi.org/10.1007/s00603-020-02180-6

25. Yi C., Johansson D., Wimmer M., Nordqvist A., San Miguel C.R. Numerical modelling of fragmentation by blasting and gravity flow in sublevel caving mines. In: *Potvin Y. (ed.) Caving 2022: Proceedings of the Fifth International Conference on Block and Sublevel Caving, Adelaide, August 30 – September 1, 2022*. Perth: Australian Centre for Geomechanics; 2022, pp. 963–974. https://doi.org/10.36487/ACG_repo/2205_66

26. Yang C., Li G., Gan D., Cao R., Lin H., Gao R. Particle-scale insights into extraction zone development during block caving: experimental validation and PFC3D simulation of gradation-dependent flow characteristics. *Applied Sciences*. 2025;15(14):7916. https://doi.org/10.3390/app15147916

27. Зуев Б.Ю., Истомин Р.С., Обожина Е.П. Физическое моделирование нелинейных геомеханических процессов при разработке калийных месторождений. *Горный журнал*. 2023;(5):75–80. https://doi.org/10.17580/gzh.2023.05.11
Zuev B.Yu., Istomin R.S., Obozhina E.P. Physical simulation of nonlinear geomechanical processes in potash ore mining. *Gornyi Zhurnal*. 2023;(5):75–80. (In Russ.) https://doi.org/10.17580/gzh.2023.05.11

28. Wu X., Zhang N., Wu X. The effect of depth of the trap zone of an end release avalanche on the depletion of ore loss. *Scientific Reports*. 2025;15:26199. https://doi.org/10.1038/s41598-025-11784-3

29. Zuev B.Yu., Zubov V.P., Fedorov A.S. Application prospects for models of equivalent materials in studies of geomechanical processes in underground mining of solid minerals. *Eurasian Mining*. 2019;(1):8–12. https://doi.org/10.17580/em.2019.01.02

30. Zhang X., Tao G., Zhu Z. Laboratory study of the influence of dip and ore width on gravity flow during longitudinal sublevel caving. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2018;103:179–185. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.01.039

31. Фирсов А.Н., Журавская А.А. О методах теории подобия и размерности. В кн.: *Козлов В.Н., Фирсов А.Н. (ред.) Системный анализ в проектировании и управлении: сб. науч. тр. 24-й Междунар. науч. и учеб.-практ. конф., Санкт-Петербург, 13–14 окт. 2020 г*. СПб.: Политех-Пресс; 2020. Ч. 2. С. 121–131. https://doi.org/10.18720/SPBPU/2/id20-159

32. Седов Л.И. *Методы подобия и размерности в механике*. 8-е изд., перераб. М.: Наука; 1977. 438 с.

33. Кирпичев М.В. *Теория подобия*. М.: Изд-во Акад. наук СССР; 1953. 96 с.

34. Jia Q., Tao G., Liu Y., Wang S. Laboratory study on three-dimensional characteristics of gravity flow during longitudinal sublevel caving. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2021;144:104815. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2021.104815

35. Castro R., Gómez R.E., Pérez Á. Physical modelling as a tool to improve our understanding of mechanisms of cave flow. In: Potvin Y. (ed.) Caving 2022: *Proceedings of the Fifth International Conference on Block and Sublevel Caving, Adelaide, August 30 – September 1, 2022*. Perth: Australian Centre for Geomechanics; 2022, pp. 1071–1088. https://doi.org/10.36487/ACG_repo/2205_74

36. Lawal A.I. A new modification to the Kuz-Ram model using the fragment size predicted by image analysis. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2021;138:104595. https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2020.104595

37. Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д. *Теория и практика выпуска обрушенной руды*. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра; 1968. 311 с.

38. Kvapil R. Gravity flow of granular materials in Hoppers and bins in mines – II. Coarse material. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. 1965;2(3):277–292. https://doi.org/10.1016/0148-9062(65)90029-X

Информация об авторах
Господариков Александр Петрович – доктор технических наук, заведующий кафедрой высшей математики, Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; https://orcid.org/0000-0003-1018-6841; e-mail: kafmatem@spmi.ru
Кириленко Владислав Игоревич – аспирант, Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; https://orcid.org/0009-0006-3435-3770; e-mail: v453300@ya.ru

Information about the authors
Alexander P. Gospodarikov – Dr. Sci. (Eng.), Head of the Department of Higher Mathematics, Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation; https://orcid.org/0000-0003-1018-6841; e-mail: kafmatem@spmi.ru
Vladislav I. Kirilenko – Postgraduate Student, Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation; https://orcid.org/0009-0006-3435-3770; e-mail: v453300@ya.ru

Информация о статье
Поступила в редакцию: 10.05.2026
Поступила после рецензирования: 22.06.2026
Принята к публикации: 02.07.2026

Article info
Received: 10.05.2026
Revised: 22.06.2026
Accepted: 02.07.2026