

Научная статья

УДК 622.271.3

DOI: 10.26730/1999-4125-2026-4-164-176

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ С ТОРЦЕВЫМ ВЫПУСКОМ АПАТИТ-НЕФЕЛИНОВЫХ РУД

Кулаков Андрей Васильевич, Еременко Андрей Андреевич,
Конурин Антон Игоревич*, Филиппов Владимир Николаевич,
Колтышев Виталий Николаевич

Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН

* для корреспонденции: konurin@misd.ru



Информация о статье

Поступила:

15 апреля 2026 г.

Одобрена после

рецензирования:

01 сентября 2026 г.

Принята к публикации:

15 сентября 2026 г.

Ключевые слова:

подэтажное обрушение,
торцевой выпуск руды,
апатит-нефелиновые руды,
потери руды, разубоживание,
метод дискретных элементов,
параметры системы
разработки

Аннотация.

Для мощных и весьма мощных апатит-нефелиновых залежей Кировского рудника полнота и качество извлечения определяются не только выбором системы разработки, но и согласованием ее геометрии с закономерностями торцевого выпуска руды. В статье обоснованы рациональные параметры подэтажного обрушения применительно к условиям месторождений Кукисвумчорр и Юкспор, для которых характерны значительная мощность рудных тел, изменчивость углов падения и необходимость устойчивой работы высокопроизводительного самоходного оборудования. Использованы материалы аналитического расчета параметров системы разработки по условию выпуска руды и результаты трехмерного численного моделирования методом дискретных элементов. Исследовано влияние высоты подэтажа, расстояния между буро-доставочными ортами, толщины отбиваемого слоя и предельного разубоживания в последней дозе выпуска на потери и разубоживание руды. Для повышения достоверности оценки моделирование выполнялось с учетом послышной выемки и возврата части временных потерь из вышележащих слоев. Установлено, что для рассматриваемых условий наиболее благоприятное сочетание показателей извлечения достигается при высоте подэтажа 20-23 м, расстоянии между буро-доставочными ортами 18 м, а при повышенной нарушенности массива – при 20 м и толщине отбиваемого слоя 4,5 м с возможным увеличением до 5,0 м. Показано, что повышение предельного разубоживания свыше 60%, хотя и уменьшает потери, однако сопровождается ускоренным ростом общего разубоживания. Полученные результаты могут быть использованы при проектировании и корректировке параметров очистной выемки на глубоких горизонтах апатит-нефелиновых месторождений.

Для цитирования: Кулаков А.В., Еременко А.А., Конурин А.И., Филиппов В.Н., Колтышев В.Н. Обоснование параметров подэтажного обрушения с торцевым выпуском апатит-нефелиновых руд // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2026. № 4 (176). С. 164-176. DOI: 10.26730/1999-4125-2026-4-164-176, EDN: FCOWZC

Введение

Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды остается одной из наиболее технологически эффективных схем отработки мощных рудных тел на больших глубинах. Ее промышленная привлекательность определяется высокой производительностью, относительной простотой

конструктивных элементов и возможностью применения самоходного оборудования. Вместе с тем для данной системы особенно существенны потери и разубоживание, возникающие при несогласованности геометрии очистной заходки, параметров отбойки и режима выпуска. По данным зарубежных исследований,

на показатели извлечения в системах sublevel caving заметно влияют геометрия выпускных выработок, параметры буровзрывных работ, строение рудного тела и стратегия draw control [1–4].

Современные представления о гравитационном движении разрушенной рудопородной массы связывают эффективность технологии с формой зоны выпуска, размерами выпускного окна, гранулометрическим составом материала и кинематикой вовлечения налегающих пород в поток. В последние годы эти закономерности уточняются на основе аналитических моделей гравитационного истечения и численного моделирования методом дискретных элементов, что позволяет в трехмерной постановке оценивать влияние отдельных факторов на потери и разубоживание [5–9].

Для апатит-нефелиновых месторождений Хибин значение такого подхода особенно велико. Кировский рудник последовательно расширяет применение подэтажного обрушения

с торцевым выпуском, тогда как увеличение глубины горных работ и изменчивость морфологии залежей требуют не механического переноса усредненных решений из иных геологических условий, а локального обоснования параметров технологии. В ранее выполненных исследованиях, включая работы по графоаналитическим построениям, численному моделированию и оптимизации геометрии выпуска, показана информативность такого подхода для оценки показателей извлечения при торцевом выпуске [10–12], однако задача выбора рационального набора параметров для конкретных условий Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождений сохраняет актуальность.

Мировая практика применения подэтажного обрушения показывает, что управление выпуском руды в возрастающей степени опирается на сочетание теории гравитационного потока, цифрового моделирования, draw control и инструментов производственного планирования [1, 2, 5–9, 13–15]. Наиболее устойчивые

Таблица 1. Структура запасов, существенная для выбора параметров системы разработки

Table 1. Reserve structure relevant to the selection of mining-system parameters

Показатель	Классификационный признак	Доля в общих запасах, %
Угол падения рудных тел	До 25°	37,0
Угол падения рудных тел	25–45°	59,0
Угол падения рудных тел	Более 45°	4,0
Мощность рудных тел	15–40 м	4,6
Мощность рудных тел	40–60 м	3,0
Мощность рудных тел	Более 60 м	92,4

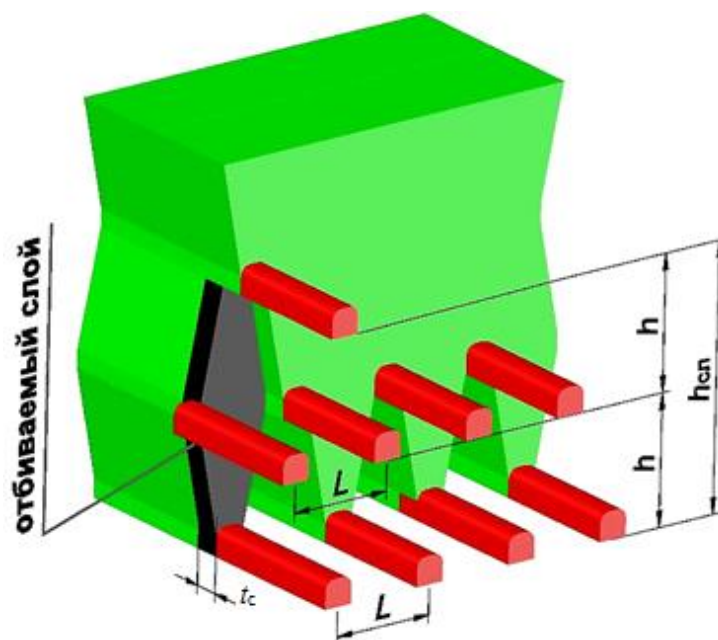


Рис. 1. Общая схема торцевого выпуска руды при отработке залежи: h – высота подэтажа; h_{cl} – высота отбиваемого слоя; L – расстояние между буро-доставочными ортами; t_{cl} – толщина отбиваемого слоя

Fig. 1. General scheme of end ore draw during orebody mining: h – sublevel height; h_{cl} – blasted slice height; L – spacing between drill-and-loading drifts; t_{cl} – blasted slice thickness

результаты достигаются в тех случаях, когда параметры подсеки, шаг выпускных выработок, мощность отбиваемого слоя и критерий остановки выпуска рассматриваются не изолированно, а как взаимосвязанная система, определяющая форму фигуры выпуска и интенсивность вовлечения в поток налегающих пород.

Для отечественных апатит-нефелиновых месторождений задача дополнительно осложняется сочетанием больших мощностей залежей, изменчивых углов падения, высоких требований к качеству рудопотока и перехода к более глубоким горизонтам. В этих условиях перенос усредненных параметров, эффективных в иных горно-геологических обстановках, без специальной адаптации оказывается недостаточным. Необходимо количественно установить область рациональных сочетаний геометрических параметров системы разработки и режима выпуска, обеспечивающих приемлемый компромисс между потерями и разубоживанием [10–12].

Цель работы – обосновать рациональные параметры системы подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды для мощных и весьма мощных апатит-нефелиновых рудных тел Кировского рудника по критерию обеспечения приемлемого соотношения потерь и разубоживания.

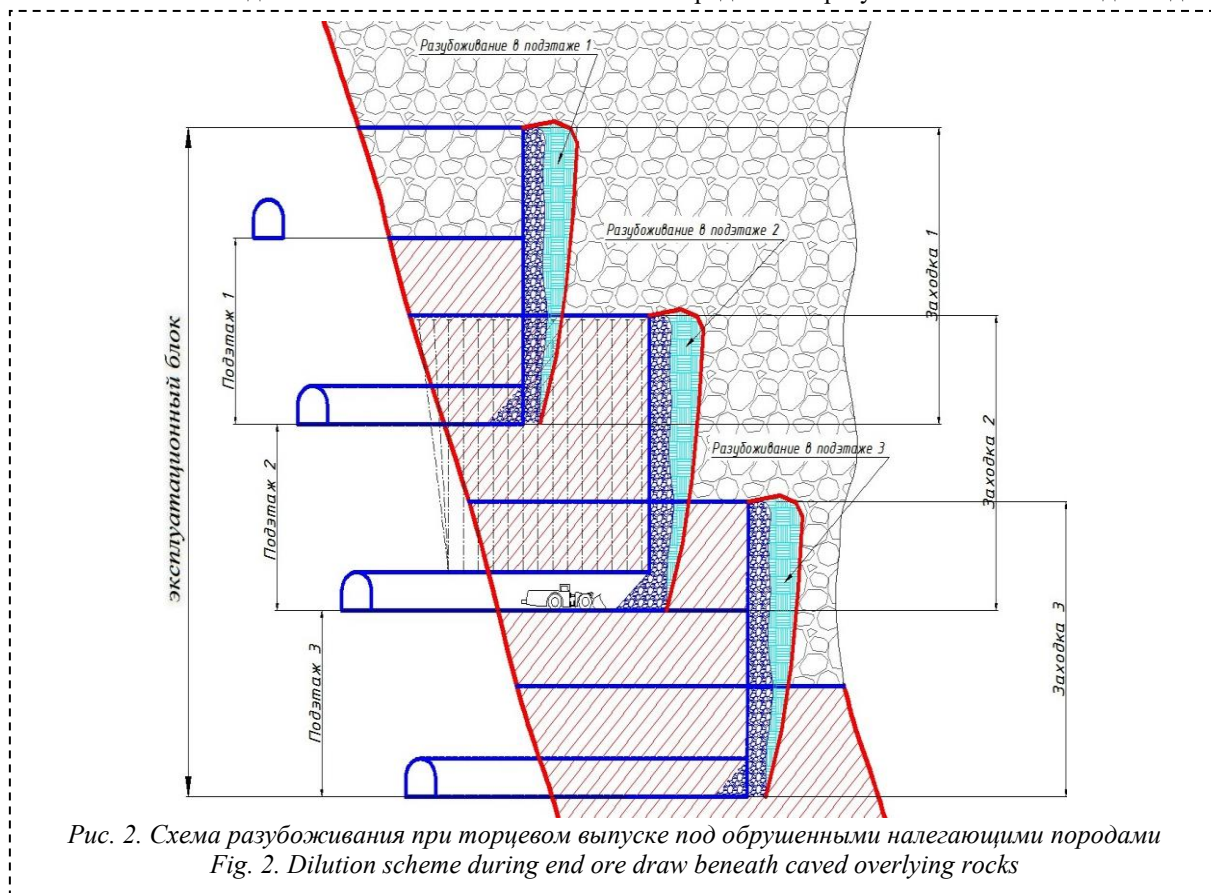
Методы

Объектом исследования являются апатит-

нефелиновые месторождения Кукисвумчорр и Юкспор, обрабатываемые Кировским рудником АО «Апатит». Рудные тела преимущественно относятся к мощным и весьма мощным, имеют пласто- и линзообразную форму, а углы их падения в значительной части запасов соответствуют диапазону, благоприятному для применения систем с обрушением руды и вмещающих пород. Структура запасов по углам падения и мощности, существенная для постановки задачи, приведена в Таблице 1.

В работе использован двухконтурный подход. На первом этапе выполнялся аналитический расчет параметров системы разработки по условию выпуска руды. В основу расчета были положены представления о фигуре торцевого выпуска как о теле, близком по форме к эллипсоиду, а также условия взаимного расположения буро-доставочных выработок и геометрических параметров очистной заходки. С учетом практических ограничений для дальнейшего анализа приняты варианты высоты подэтажа 18, 20 и 23 м, расстояния между буро-доставочными ортами 16, 18 и 20 м, а также толщины отбиваемого слоя 3,5; 4,0; 4,5 и 5,0 м.

Принципиальная геотехнологическая схема исследуемого варианта подэтажного обрушения с торцевым выпуском приведена на Рис. 1. В рамках исследования варьировались высота подэтажа h , толщина отбиваемого слоя $t_{сл}$, расстояние между буро-доставочными ортами L и предельное разубоживание в последней дозе



выпуска $R_{пред}$. Сочетание этих параметров определяет положение и взаимное перекрытие фигур выпуска, условия вовлечения обрушенных пород в поток и величину неизвлекаемых остатков руды.

На аналитическом этапе отдельно оценивались механизмы формирования потерь и разубоживания при выпуске под обрушенными налегающими породами. Характерная схема такого взаимодействия показана на Рис. 2. Она демонстрирует, что примешивание пустых пород развивается стадийно и усиливается по мере приближения фронта выпуска к контакту с обрушенной толщей, а также при переходе к нижележащим слоям.

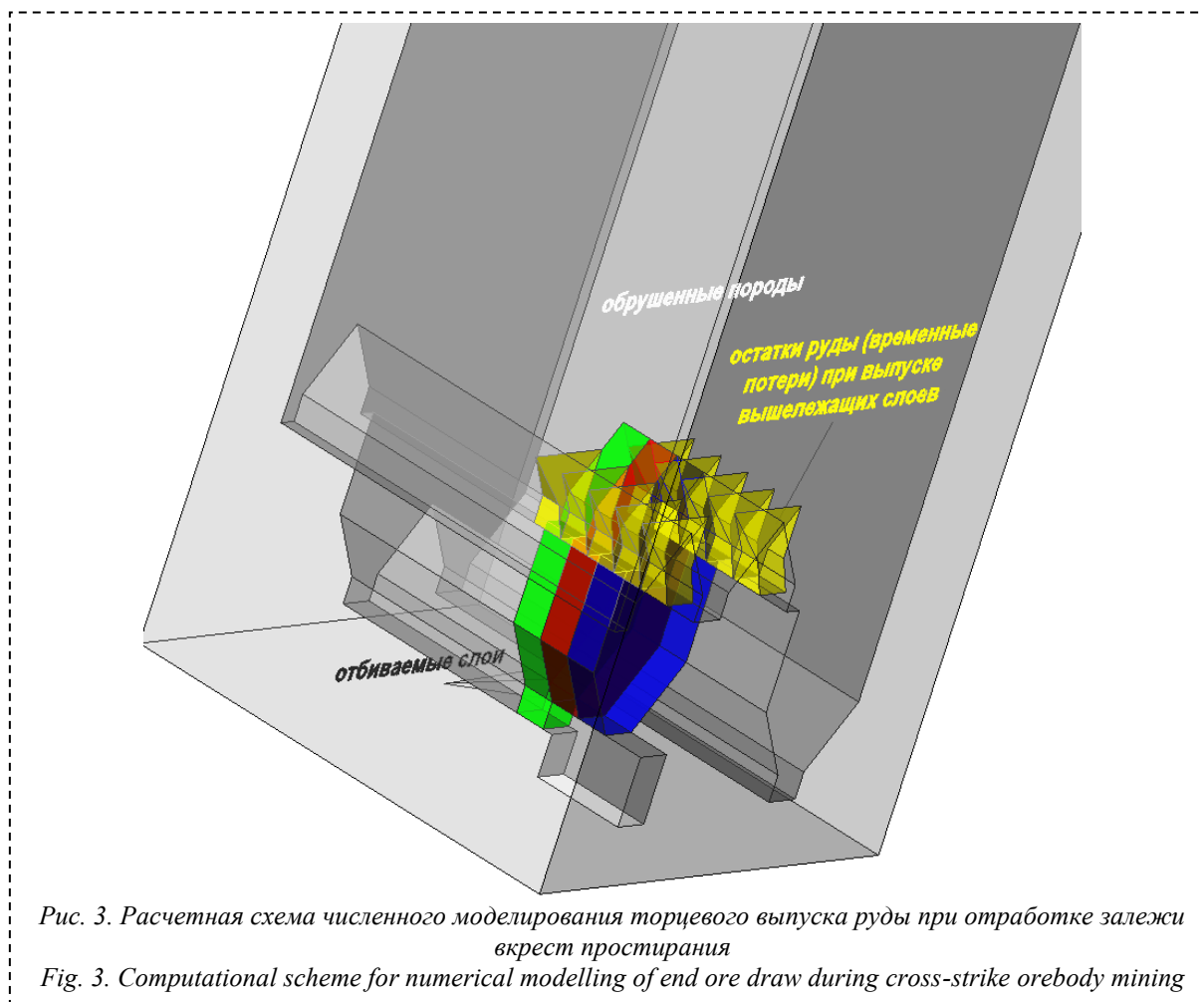
Представленная схема подтверждает необходимость оценивать параметры технологии не только по конечным потерям, но и по динамике качества горной массы в процессе выпуска. В связи с этим в качестве управляющего критерия был принят показатель $R_{пред}$, позволяющий связать момент прекращения выпуска с допустимым уровнем засорения добываемой руды.

На втором этапе выполнялось трехмерное численное моделирование методом дискретных элементов. В качестве программной и методической основы использовались

положения bonded-particle- и DEM-подходов, а также апробированные в литературе приемы численного анализа гравитационного потока [7, 8, 16, 17]. Для каждого расчетного варианта моделировалось последовательное извлечение трех слоев с учетом возврата части временных потерь из вышележащих слоев, что позволило приблизить расчетную схему к реальному послойному выпуску при поэтажном обрушении.

Пространственная постановка численного эксперимента приведена на Рис. 3. Модель учитывала последовательно обрабатываемые слои, остатки руды, сформированные на вышележащих подэтажах, и зону обрушенных пород. Такой подход позволил анализировать не только итоговое значение потерь, но и их перераспределение между слоями в форме временных остатков.

Показатели извлечения оценивались в зависимости от предельного разубоживания в последней дозе выпуска $R_{пред} = 50, 60$ и 70% . Для каждого варианта определялись потери руды, общее разубоживание, а также характер формирования неподвижной зоны и возврата части ранее оставленной руды. Это позволило сопоставить конструктивные параметры системы с управляемостью процесса выпуска и выделить



диапазон рациональных решений.

Всего в численном эксперименте проанализировано 27 базовых геометрических сочетаний параметров системы разработки, а с учетом трех уровней предельного разубоживания в последней дозе выпуска ($R_{пред} = 50, 60$ и 70%) – 81 расчетный случай. Для каждого варианта фиксировались потери по слоям, остатки руды, возвращаемые при выемке нижележащих слоев, суммарное разубоживание и среднее эксплуатационное качество добытой горной

массы. Критерием выбора рациональных параметров служило не минимальное значение какого-либо одного показателя, а область решений, в которой снижение потерь не сопровождается непропорциональным ростом разубоживания.

Диапазоны варьирования основных параметров при численном моделировании приведены в Таблице 2. Помимо базовых сочетаний параметров рассматривались специальные варианты для зон влияния лежащего

Таблица 2. Диапазоны параметров, варьируемых при численном моделировании
Table 2. Parameter ranges varied in the numerical modelling

Параметр	Исследованные значения	Назначение в расчете
Высота подэтажа, м	18; 20; 23	оценка влияния высоты подэтажа на полноту выпуска и устойчивость фигуры потока
Расстояние между буродоставочными ортами L, м	16; 18; 20	оценка степени перекрытия эллипсоидов выпуска и компромисса между потерями и разубоживанием
Толщина отбиваемого слоя $t_{сл}$, м	3,5; 4,0; 4,5; 5,0	выбор рационального соотношения между объемом отбивки, остатками руды и качеством добытой массы
Предельное разубоживание $R_{пред}$, %	50; 60; 70	оперативный критерий прекращения выпуска последней дозы
Граничные условия	варианты для лежащего и всячего боков	проверка применимости рекомендуемых параметров в краевых частях залежи

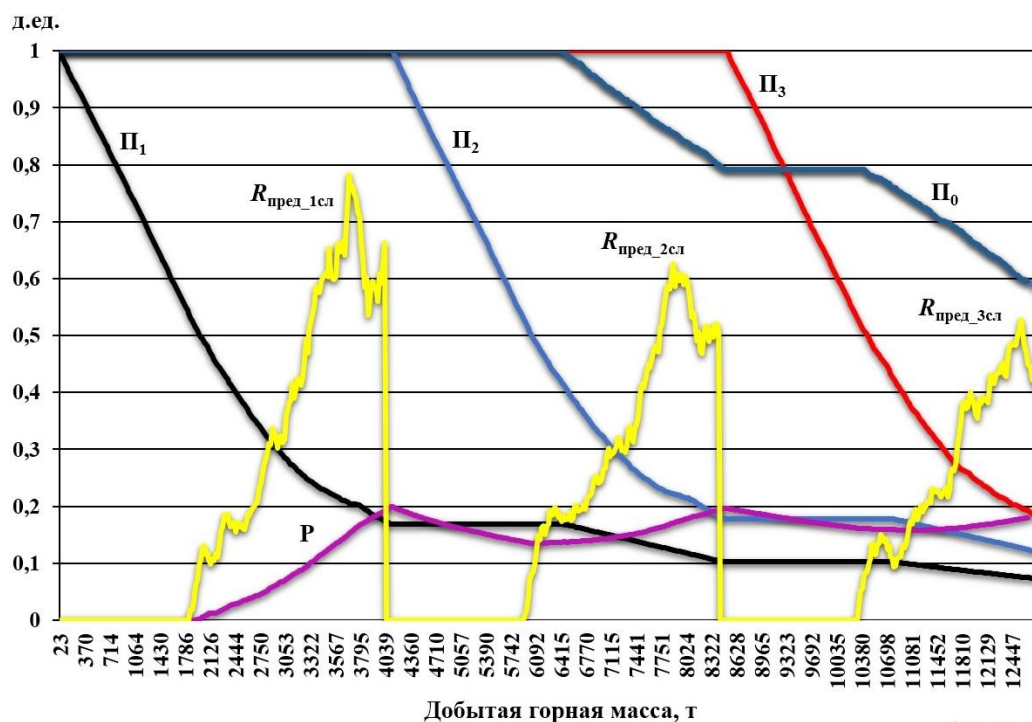


Рис. 4. Характерная номограмма изменения потерь и разубоживания для модели 20_4,5_h23, соответствующей рациональному сочетанию параметров

Fig. 4. Representative nomogram of changes in ore losses and dilution for model 20_4,5_h23, corresponding to a rational combination of parameters

и висячего боков, что позволило оценить устойчивость рекомендуемых решений в граничных условиях эксплуатации.

Результаты исследования

Результаты аналитического этапа показали, что при ширине буро-доставочного орта 4,5 м эффективная ширина выпускного окна составляет около 3,0-3,15 м, а расчетная общая ширина фигуры выпуска для рассматриваемых высот подэтажа находится в диапазоне 13,5-16,0 м. При этом расстояние между осями соседних выработок 16-20 м удовлетворяет условиям торцевого выпуска для выбранных высот подэтажа, а рациональная толщина отбиваемого слоя должна соотноситься с глубиной эллипсоида выпуска и не превышать 4,5-5,0 м.

Численное моделирование подтвердило, что основным оперативным параметром управления извлечением при послойной выемке является предельное разубоживание в последней дозе выпуска. Для всех рассмотренных вариантов снижение потерь за счет продолжения выпуска после достижения $R_{\text{пред}} = 60\%$ сопровождалось ускоренным ростом общего разубоживания. Следовательно, дальнейшее продление выпуска технологически нецелесообразно, поскольку прирост пустой породы становится более значимым, чем выигрыш по извлечению.

Для сочетаний параметров, близких к рекомендуемым, фигура выпуска сохраняет устойчивые очертания, а основные потери концентрируются в нижней и боковых частях недовыпущенной призмы. По мере повышения $R_{\text{пред}}$ остаток по каждому слою закономерно уменьшается, однако прирост извлечения после достижения 60% сопровождается более резким увеличением общего разубоживания.

Как следует из Рис. 4, для модели 20_4,5_h23 увеличение $R_{\text{пред}}$ от 50 до 60% обеспечивает заметное снижение суммарных потерь без резкого ухудшения качества руды. Дальнейшее повышение этого показателя до 70% уменьшает остаточные потери существенно слабее, чем увеличивает общее разубоживание, что подтверждает целесообразность ограничения выпуска диапазоном 50-60%.

Установлено, что наиболее рациональная толщина отбиваемого слоя при прочих равных условиях находится в диапазоне 4,0-5,0 м, причем с практической точки зрения предпочтительным является значение 4,5 м. Увеличение расстояния между буро-доставочными ортами от 16 до 20 м приводит к росту потерь примерно в 1,15-1,20 раза, но одновременно несколько снижает разубоживание. Напротив, повышение высоты подэтажа от 18 до 23 м уменьшает потери более чем в 1,2-1,3 раза при сравнительно слабом влиянии на разубоживание.

Отдельного рассмотрения заслуживает влияние высоты подэтажа. При переходе от $h = 18$ м к $h = 23$ м при сохранении сопоставимых значений L , $t_{\text{сл}}$ и $R_{\text{пред}}$ фигуры выпуска перекрываются полнее, а относительный объем недовыпускаемой призмы уменьшается. Именно этим объясняется снижение потерь более чем в 1,3 раза при минимальном влиянии увеличения высоты подэтажа на интегральное разубоживание руды.

Расстояние между буро-доставочными ортами 18 м является рациональным компромиссом. При $L = 16$ м потери несколько ниже, однако ускоряется вовлечение обрешенных пород и возрастает разубоживание. При $L = 20$ м наблюдается обратный эффект: качество руды несколько улучшается, но повышается вероятность формирования недовыпускаемой зоны; поэтому значение 20 м рекомендуется прежде всего для участков с повышенной нарушенностью массива.

Для послойного выпуска принципиальное значение имеет возврат части временных потерь. Моделирование показало, что остатки руды формируются в виде недовыпущенной призмы и эллипсоидальной неподвижной зоны, однако 30-60% этой руды возвращается при выпуске последующих слоев. Наиболее выраженный возврат отмечается при выпуске третьего слоя, что необходимо учитывать при назначении допустимого предельного разубоживания и при интерпретации остаточных потерь верхних слоев как частично временных.

С практической точки зрения это означает, что остатки верхних слоев не следует интерпретировать как полностью безвозвратные: при выпуске нижележащих слоев часть ранее оставленной руды повторно вовлекается в поток. Следовательно, назначение режима выпуска только по первому слою может приводить к завышенной оценке потерь и, как следствие, к необоснованному увеличению допустимого разубоживания.

Дополнительный анализ массива из 81 расчетного случая позволил количественно оценить чувствительность показателей извлечения к изменению геометрии очистного пространства. При фиксированном расстоянии между буро-доставочными ортами $L = 18$ м повышение высоты подэтажа с 18 до 23 м при толщине слоя 4,5 м снижает потери от 15,8 до 12,8% при $R_{\text{пред}} = 60\%$, то есть примерно на 19%, тогда как общее разубоживание остается в близком диапазоне 17,9-17,7%. Это подтверждает, что увеличение высоты подэтажа в рассматриваемых условиях действует прежде всего как фактор повышения полноты выпуска, а не как источник резкого ухудшения качества руды.

Изменение толщины отбиваемого слоя оказывает более сложное влияние. При малых значениях $t_{\text{сл}}$ сокращается объем каждой дозы и улучшается управляемость процесса, однако возрастает число технологических циклов и сохраняется риск формирования

недовыпущенных призм. При чрезмерном увеличении $t_{\text{сл}}$ расширяется зона притока обрушенных пород и усложняется удержание стабильного качества рудопотока. Поэтому рациональный диапазон 4,0-5,0 м следует рассматривать как область технологической

Таблица 3. Сравнение характерных вариантов моделирования при $L = 18$ м

Table 3. Comparison of representative modelling cases for $L = 18$ m

Вариант	$R_{\text{пред}} = 50\%$	$R_{\text{пред}} = 60\%$	$R_{\text{пред}} = 70\%$
$h = 18$ м; $t_{\text{сл}} = 4,0$ м	П 17,7%; Р 15,8%	П 15,6%; Р 17,6%	П 13,8%; Р 19,3%
$h = 20$ м; $t_{\text{сл}} = 4,5$ м	П 15,8%; Р 15,2%	П 13,7%; Р 17,7%	П 12,3%; Р 19,4%
$h = 23$ м; $t_{\text{сл}} = 4,5$ м	П 14,3%; Р 15,6%	П 12,8%; Р 17,9%	П 11,8%; Р 20,0%

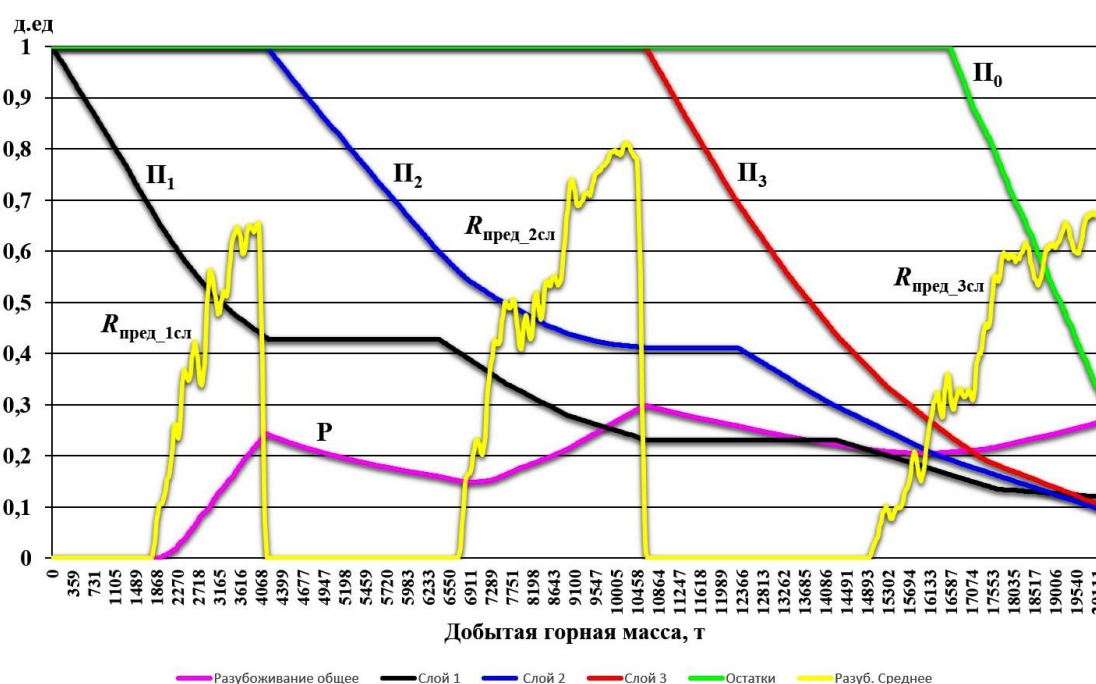


Рис. 5. Детализированная номограмма послойного изменения потерь, общего разубоживания и предельного разубоживания в последних дозах выпуска по данным 3D-моделирования

Fig. 5. Detailed nomogram of slice-by-slice changes in ore losses, overall dilution, and limiting dilution in the final draw doses based on 3D modelling

Таблица 4. Рекомендуемые параметры подэтажного обрушения с торцевым выпуском

Table 4. Recommended parameters of sublevel caving with end ore draw

Параметр	Рекомендуемое значение	Основание выбора	Ожидаемый эффект
Высота подэтажа	20-23 м	уменьшение потерь при росте h	снижение потерь более чем в 1,2-1,3 раза по сравнению с $h = 18$ м
Расстояние между буро-доставочными ортами	18 м; при сильной нарушенности массива - 20 м	компромисс между потерями и разубоживанием	при увеличении L от 16 до 20 м потери возрастают в 1,15-1,20 раза
Толщина отбиваемого слоя	4,5 м; допустимо до 5,0 м	наиболее устойчивое соотношение П/Р	минимизация потерь без чрезмерного роста разубоживания
Предельное разубоживание в последней дозе	50-60%	оперативный параметр управления выпуском	потери 12,8-16,3%; разубоживание 14,8-17,9%

устойчивости, внутри которой значение 4,5 м обеспечивает наиболее сбалансированное сочетание полноты извлечения и воспроизводимости режима выпуска.

Сводное сравнение характерных расчетных вариантов при $L = 18$ м приведено в Таблице 3. Оно показывает, что переход от $R_{\text{пред}} = 50$ к 60% во всех базовых вариантах обеспечивает отчетливое снижение потерь, тогда как дальнейшее повышение до 70% приводит преимущественно к наращиванию разубоживания. Следовательно, диапазон $R_{\text{пред}} = 55-60\%$ может рассматриваться как практический рабочий интервал для проектных и опытно-промышленных решений.

Рис. 5 показывает, что снижение остаточных потерь по слоям происходит неравномерно. Наиболее интенсивное уменьшение П1 и П2 достигается в ранней и средней фазах выпуска, тогда как для третьего слоя характерен заключительный участок, наиболее чувствительный к разубоживанию. В этой зоне дальнейшее продление выпуска дает все меньший прирост извлечения при заметном увеличении засорения, что и объясняет практическую целесообразность ограничения режима величиной $R_{\text{пред}}$ около 60%.

Сводные рекомендации по параметрам системы разработки приведены в Таблице 4. Для условий Кировского рудника рациональными являются высота подэтажа 20-23 м, расстояние между буро-доставочными ортами 18 м, а при повышенной нарушенности массива – 20 м, толщина отбиваемого слоя 4,5 м с возможным увеличением до 5,0 м и выпуск слоя до $R_{\text{пред}} = 50-60\%$. При этих параметрах расчетные потери руды на выпуске под обрушенными породами составляют порядка 12,8-16,3%, а разубоживание – 14,8-17,9%.

Обсуждение

Полученные результаты согласуются с современными представлениями о том, что при подэтажном обрушении показатели извлечения определяются не каким-либо одним геометрическим параметром, а сочетанием морфологии рудного тела, конструктивной схемы и стратегии управления выпуском. В обзорных и производственных исследованиях подчеркивается, что факторы draw control и оперативной оценки качества на выпускных точках во многих случаях оказываются не менее значимыми, чем междуслойковое расстояние или высота подэтажа [2, 3, 13, 14, 18]. Для рассматриваемых апатит-нефелиновых залежей эта закономерность проявилась в доминирующем влиянии предельного разубоживания в последней дозе выпуска на результирующее соотношение потерь и засорения рудной массы.

Полученные зависимости имеют прямое проектное значение, поскольку позволяют перейти от унифицированного назначения параметров выемки к их адаптации с учетом морфологии и мощности конкретного блока. Для мощных и весьма мощных залежей наибольший эффект достигается не за счет экстремизации какого-либо одного показателя, а благодаря согласованному выбору h , L , $t_{\text{сл}}$ и $R_{\text{пред}}$.

Следует подчеркнуть, что предложенные значения рациональных параметров следует рассматривать как основу для проектирования и опытно-промышленной проверки. Фактические показатели извлечения могут изменяться под влиянием гранулометрического состава отбитой массы, степени нарушенности массива, соблюдения параметров буровзрывных работ и точности ведения выпуска. Тем не менее, установленный в работе характер влияния основных технологических факторов является устойчивым и может быть использован при корректировке регламентов очистной выемки.

Сопоставление с данными DEM-моделирования и более поздними работами по управлению выпуском показывает хорошую содержательную согласованность полученных результатов. Как и в публикациях, посвященных влиянию трения, фрагментации и гранулометрических характеристик частиц на формирование зоны истечения [17, 19, 20], в настоящем исследовании рост потерь при увеличении расстояния между выпускными выработками и улучшение извлечения при оптимизации геометрии слоя обусловлены изменением условий формирования и опорожнения фигуры выпуска.

Практическое значение результатов состоит в возможности отказаться от универсального назначения параметров выемки и перейти к дифференцированному выбору конструктивных элементов системы разработки. Для глубоких горизонтов Кировского рудника особенно важно, что рекомендованные значения обеспечивают не только приемлемые показатели извлечения, но и технологическую простоту, совместимую с применением высокопроизводительных буровых установок и погрузо-доставочных машин.

Наконец, полученные результаты подтверждают целесообразность интерпретации части потерь верхних слоев как временных. Это положение согласуется с современными подходами к снижению потерь и разубоживания в системах sublevel caving, где управление направлением и моментом вовлечения пустых пород рассматривается как самостоятельный резерв повышения эффективности технологии [3, 21, 22]. Для производственной практики это означает, что решение о прекращении выпуска должно приниматься не по разовому объему добытой горной массы, а по допустимому

уровню $R_{пред}$ с учетом последующего возврата части оставленной руды.

Для практики проектирования это означает возможность перехода от статического задания параметров очистного блока к поэтапной оптимизации: сначала по геометрии блока и взаимному расположению буро-доставочных выработок, затем по режиму выпуска для группы типовых блоков с близкой морфологией. Такой подход хорошо сочетается с цифровыми инструментами горного планирования, поскольку допускает формирование библиотеки расчетных номограмм и их привязку к паспорту блока, категории нарушенности массива и ожидаемой granulometрии рудопотока.

Выводы

1. Для мощных и весьма мощных апатит-нефелиновых рудных тел Кировского рудника рациональный выбор параметров поэтажного обрушения с торцевым выпуском должен основываться на совместном учете геометрии очистной заходки и закономерностей гравитационного движения разрушенной рудопородной массы.

2. Аналитический расчет и трехмерное моделирование показали, что основным оперативным параметром управления показателями извлечения является предельное разубоживание в последней дозе выпуска. Повышение $R_{пред}$ свыше 60% сопровождается дальнейшим снижением потерь, однако вызывает более интенсивный рост общего разубоживания.

3. Наиболее рациональной толщиной отбиваемого слоя является 4,5 м с допустимым увеличением до 5,0 м. Повышение высоты подэтажа от 18 до 23 м уменьшает потери руды более чем в 1,2-1,3 раза, тогда как увеличение расстояния между буро-доставочными ортами от 16 до 20 м приводит к росту потерь примерно в 1,15-1,20 раза.

4. При послыйном выпуске 30-60% остатков руды верхних слоев возвращается при выемке нижележащих слоев; следовательно, часть потерь носит временный характер и должна учитываться при назначении режима выпуска.

5. Для условий Кировского рудника рекомендуется принимать высоту подэтажа 20-23 м, расстояние между буро-доставочными ортами 18 м, а при повышенной нарушенности массива – 20 м, толщину отбиваемого слоя 4,5 м и предельное разубоживание в последней дозе выпуска 50-60%.

6. При проектировании очистных блоков целесообразно использовать не единичное расчетное значение, а область рациональных параметров, задаваемую сочетанием h , L , $t_{сл}$ и $R_{пред}$; практическим инструментом ее применения могут служить номограммы выпуска

и таблицы типовых вариантов, полученные по результатам 3D-моделирования.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Brunton I. D., Fraser S. J., Hodgkinson J. H., Stewart P. C. Parameters influencing full scale sublevel caving material recovery at the Ridgeway gold mine // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2010. Vol. 47. № 4. Pp. 647–656. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2009.12.011.
2. Shekhar G., Gustafson A., Boeg-Jensen P., Malmgren L., Schunnesson H. Draw control strategies in sublevel caving mines: A baseline mapping of LKAB's Malmberget and Kiirunavaara mines // *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2018. Vol. 118. № 7. Pp. 723–733. DOI: 10.17159/2411-9717/2018/v118n7a6.
3. Tao G., Lu M., Zhang X., Zhang R., Zhu Z. A new diversion drawing technique for controlling ore loss and dilution during longitudinal sublevel caving // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2019. Vol. 113. Pp. 163–171. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2018.12.006.
4. Xu S., Suorineni F.T., An L., Li Y. A study of gravity flow principles of sublevel caving method in dipping narrow veins // *Granular Matter*. 2017. Vol. 19. № 4. Art. 82. DOI: 10.1007/s10035-017-0748-z.
5. Liu H., He R., Li G., Sun D., Li P. Development of gravity flow draw theory and determination of its parameters // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2023. Vol. 171. Art. 105582. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2023.105582.
6. Jin A., Sun H., Wu S., Gao Y. Confirmation of the upside-down drop shape theory in gravity flow and development of a new empirical equation to calculate the shape // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2017. Vol. 92. № 2. Pp. 91–98. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2016.12.005.
7. Jin A., Sun H., Ma G., Gao Y., Wu S., Meng X. A study on the draw laws of caved ore and rock using the discrete element method // *Computers and Geotechnics*. 2016. Vol. 80. Pp. 59–70. DOI: 10.1016/j.compgeo.2016.06.016.
8. Wang L., Shao A., Liu X., Yang L., Ding H. New computational framework for modeling the gravity flow behavior of sublevel caving material // *Computers and Geotechnics*. 2020. Vol. 125. Art. 103675. DOI: 10.1016/j.compgeo.2020.103675.
9. 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. Vol. 144. Art. 104815. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2021.104815.
10. Неверов С. А., Неверов А. А., Никольский А. М., Конурин А. И., Конурин М. И. Графоаналитический метод определения показателей извлечения при варианте поэтажного обрушения с торцевым выпуском руды // *Фундаментальные и прикладные вопросы горных*

наук. 2020. Т. 7. № 2. С. 25–30.

11. Васичев С. Ю., Конурин А. И., Неверов С. А., Неверов А. А. Исследование показателей извлечения руды при системе подэтажного обрушения с торцевым выпуском на больших глубинах // Горный журнал. 2023. № 1. С. 47–53. DOI: 10.17580/gzh.2023.01.07.

12. Tan Y., Guo M., Hao Y., Zhang C., Song W. Structural Parameter Optimization for Large Spacing Sublevel Caving in Chengchao Iron Mine // Metals. 2021. Vol. 11. № 10. Art. 1619. DOI: 10.3390/met11101619.

13. Shekhar G., Gustafson A., Hersinger A., Jonsson K., Schunnesson H. Development of a model for economic control of loading in sublevel caving mines // Mining Technology. 2019. Vol. 128. № 2. Pp. 118–128. DOI: 10.1080/25726668.2019.1586371.

14. Shekhar G., Gustafson A., Jonsson K., Martinsson J., Schunnesson H. Development of an optimal draw control strategy for a sublevel caving operation at Malmberget mine // Mining Technology. 2020. Vol. 129. № 2. Pp. 104–112. DOI: 10.1080/25726668.2020.1775432.

15. Khazaei S., Pourrahimian Y. Mathematical Programming Application in Sublevel Caving Production Scheduling // Mining. 2021. Vol. 1. № 2. Pp. 180–191. DOI: 10.3390/mining1020012.

16. Potyondy D. O., Cundall P. A. A bonded-particle model for rock // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2004. Vol. 41. № 8. Pp. 1329–1364. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2004.09.011.

17. Lapčević V., Torbica S. Numerical

Investigation of Caved Rock Mass Friction and Fragmentation Change Influence on Gravity Flow Formation in Sublevel Caving // Minerals. 2017. Vol. 7. № 4. Art. 56. DOI: 10.3390/min7040056.

18. Manzoor S., Gustafson A., Schunnesson H. Challenges with Density-Based Grade Estimation at LKAB's Underground Iron Ore Mines // Mining, Metallurgy & Exploration. 2022. Vol. 39. № 6. Pp. 2301–2310. DOI: 10.1007/s42461-022-00688-9.

19. Firouzabadi M., Esmaceli K., Shahriar K., Asadi M. A discrete element modelling of gravity flow in sublevel caving considering the shape and size distribution of particles // International Journal of Mining, Reclamation and Environment. 2023. Vol. 37. № 4. Pp. 255–276. DOI: 10.1080/17480930.2023.2168870.

20. Wang L., Jing H., Yu J., Liu X. Impact of Particle Shape, Size, and Size Distribution on Gravity Flow Behaviour of Broken Ore in Sublevel Caving // Minerals. 2022. Vol. 12. № 10. Art. 1183. DOI: 10.3390/min12101183.

21. Ming J., Pan Y., Xie J., Li Z., Guo R. Study on the law of ore dilution and loss and control strategies under brow line failure in sublevel caving mining // Scientific Reports. 2024. Vol. 14. Art. 26195. DOI: 10.1038/s41598-024-77064-8.

22. 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. Vol. 15. Art. 23104. DOI: 10.1038/s41598-025-07362-2.

© 2026 Авторы. Эта статья доступна по лицензии Creative Commons «Attribution» («Атрибуция») 4.0 Всемирная (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>)

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Об авторах:

Кулаков Андрей Васильевич, аспирант, Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук (630091, Россия, Новосибирск, Красный пр., 54), e-mail: kulakov@misd.ru

Еременко Андрей Андреевич, главный научный сотрудник, Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук (630091, Россия, Новосибирск, Красный пр., 54), д.т.н., проф., ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-7342-7617>, e-mail: EremenkoA1949@yandex.ru

Конурин Антон Игоревич, старший научный сотрудник, Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук (630091, Россия, Новосибирск, Красный пр., 54), к.т.н., ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-3373-2382>, e-mail: konurin@misd.ru

Филиппов Владимир Николаевич, старший научный сотрудник, Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук (630091, Россия, Новосибирск, Красный пр., 54), к.т.н., e-mail: Filippov144@yandex.ru

Колтышев Виталий Николаевич, младший научный сотрудник, Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук (630091, Россия, Новосибирск, Красный пр., 54), к.т.н., e-mail: Witalq@mail.ru

Заявленный вклад авторов:

Кулаков Андрей Васильевич – постановка исследовательской задачи, сбор и анализ данных, написание текста;

Еременко Андрей Андреевич – концептуализация исследования, научный менеджмент;

Конурин Антон Игоревич – обзор соответствующей литературы, выводы.

Филиппов Владимир Николаевич – научный менеджмент;

Колтышев Виталий Николаевич – обзор соответствующей литературы.

Все авторы прочитали и одобрили окончательный вариант рукописи.

Original article

JUSTIFICATION OF SUBLEVEL CAVING PARAMETERS WITH END ORE DRAW FOR APATITE-NEPHELINE ORES

Andrey V. Kulakov, Andrey A. Eremenko,
Anton I. Konurin*, Vladimir N. Filippov,
Vitaly N. Koltyshev

N.A. Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences

* for correspondence: konurin@misd.ru



Article info

Received:

15 April 2026

Accepted for publication:

01 September 2026

Accepted:

15 September 2026

Keywords: sublevel caving, end ore draw, apatite-nepheline ores, ore losses, dilution, discrete element method, mining system parameters

Abstract.

For thick and very thick apatite-nepheline orebodies at the Kirov underground mine, the completeness and quality of ore extraction are controlled not only by the selected mining method but also by the consistency between the layout geometry and the laws of end ore draw. The paper substantiates rational parameters of sublevel caving for the Kukisvumchorr and Yukspor deposits, which are characterized by large orebody thickness, variable dip angles, and the need for stable operation of high-performance mobile equipment. The study combines analytical estimation of mining-system parameters under ore-draw constraints with three-dimensional numerical modelling based on the discrete element method. The effects of sublevel height, spacing between drill-and-loading drifts, blasted slice thickness, and the limiting dilution in the last draw dose on ore losses and dilution were investigated. To improve the reliability of the assessment, the simulations accounted for slice-by-slice extraction and the return of part of temporary losses from overlying slices. It was found that the best balance of recovery indicators for the considered conditions is achieved at a sublevel height of 20-23 m, a drift spacing of 18 m, or 20 m in highly disturbed rock mass, and a blasted slice thickness of 4.5 m with a possible increase to 5.0 m. The results also show that increasing the limiting dilution above 60% reduces losses but leads to a faster growth of overall dilution. The obtained relationships can be used in mine design and in adjusting stoping parameters for deep horizons of apatite-nepheline deposits.

For citation: Kulakov A.V., Eremenko A.A., Konurin A.I., Filippov V.N., Koltyshev V.N. Justification of sublevel caving parameters with end ore draw for apatite-nepheline ores. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta*=Bulletin of the Kuzbass State Technical University. 2026; 4(176):164-176. (In Russ., abstract in Eng.). DOI: 10.26730/1999-4125-2026-4-164-176, EDN: FCOWZC

REFERENCES

1. Brunton I.D., Fraser S.J., Hodgkinson J.H., Stewart P.C. Parameters influencing full scale sublevel caving material recovery at the Ridgeway gold mine. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2010; 47(4):647-656. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2009.12.011.

2. Shekhar G., Gustafson A., Boeg-Jensen P., Malmgren L., Schunnesson H. Draw control strategies in sublevel caving mines: A baseline mapping of LKAB's Malmberget and Kiirunavaara mines. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2018; 118(7):723-733. DOI: 10.17159/2411-9717/2018/v118n7a6.

3. Tao G., Lu M., Zhang X., Zhang R., Zhu Z. A new diversion drawing technique for controlling ore loss and dilution during longitudinal sublevel caving. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2019; 113:163-171. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2018.12.006.
4. Xu S., Suorineni F.T., An L., Li Y. A study of gravity flow principles of sublevel caving method in dipping narrow veins. *Granular Matter*. 2017; 19(4):82. DOI: 10.1007/s10035-017-0748-z.
5. Liu H., He R., Li G., Sun D., Li P. Development of gravity flow draw theory and determination of its parameters. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2023; 171. Art. 105582. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2023.105582.
6. Jin A., Sun H., Wu S., Gao Y. Confirmation of the upside-down drop shape theory in gravity flow and development of a new empirical equation to calculate the shape. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2017; 92(2):91-98. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2016.12.005.
7. Jin A., Sun H., Ma G., Gao Y., Wu S., Meng X. A study on the draw laws of caved ore and rock using the discrete element method. *Computers and Geotechnics*. 2016; 80:59-70. DOI: 10.1016/j.compgeo.2016.06.016.
8. Wang L., Shao A., Liu X., Yang L., Ding H. New computational framework for modeling the gravity flow behavior of sublevel caving material. *Computers and Geotechnics*. 2020; 125. Art. 103675. DOI: 10.1016/j.compgeo.2020.103675.
9. 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. Art. 104815. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2021.104815.
10. Neverov S.A., Neverov A.A., Nikol'skii A.M., Konurin A.I., Konurina M.I. Grapho-analytical method for determining extraction indicators for sublevel caving with end ore draw. *Fundamental'nye i prikladnye voprosy gornykh nauk = Journal of Fundamental and Applied Mining Sciences*. 2020; 7(2):25-30. (In Russ.).
11. Vasichev S.Yu., Konurin A.I., Neverov S.A., Neverov A.A. Investigation of ore extraction indicators in sublevel caving with end ore draw at great depths. *Gornyi Zhurnal = Mining Journal*. 2023; 1:47-53. (In Russ.). DOI: 10.17580/gzh.2023.01.07.
12. Tan Y., Guo M., Hao Y., Zhang C., Song W. Structural parameter optimization for large spacing sublevel caving in Chengchao Iron Mine. *Metals*. 2021; 11(10):1619. DOI: 10.3390/met11101619.
13. Shekhar G., Gustafson A., Hersinger A., Jonsson K., Schunnesson H. Development of a model for economic control of loading in sublevel caving mines. *Mining Technology*. 2019; 128(2):118-128. DOI: 10.1080/25726668.2019.1586371.
14. Shekhar G., Gustafson A., Jonsson K., Martinsson J., Schunnesson H. Development of an optimal draw control strategy for a sublevel caving operation at Malmberget mine. *Mining Technology*. 2020; 129(2):104-112. DOI: 10.1080/25726668.2020.1775432.
15. Khazaei S., Pourrahimian Y. Mathematical programming application in sublevel caving production scheduling. *Mining*. 2021; 1(2):180-191. DOI: 10.3390/mining1020012.
16. Potyondy D.O., Cundall P.A. A bonded-particle model for rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2004; 41(8):1329-1364. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2004.09.011.
17. Lapčević V., Torbica S. Numerical investigation of caved rock mass friction and fragmentation change influence on gravity flow formation in sublevel caving. *Minerals*. 2017; 7(4). Art. 56. DOI: 10.3390/min7040056.
18. Manzoor S., Gustafson A., Schunnesson H. Challenges with density-based grade estimation at LKAB's underground iron ore mines. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2022; 39(6):2301-2310. DOI: 10.1007/s42461-022-00688-9.
19. Firouzabadi M., Esmacili K., Shahriar K., Asadi M. A discrete element modelling of gravity flow in sublevel caving considering the shape and size distribution of particles. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. 2023; 37(4):255-276. DOI: 10.1080/17480930.2023.2168870.
20. Wang L., Jing H., Yu J., Liu X. Impact of particle shape, size, and size distribution on gravity flow behaviour of broken ore in sublevel caving. *Minerals*. 2022; 12(10). Art. 1183. DOI: 10.3390/min12101183.
21. Ming J., Pan Y., Xie J., Li Z., Guo R. Study on the law of ore dilution and loss and control strategies under brow line failure in sublevel caving mining. *Scientific Reports*. 2024; 14. Art. 26195. DOI: 10.1038/s41598-024-77064-8.
22. 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. Art. 23104. DOI: 10.1038/s41598-025-07362-2.

© 2026 The Authors. This is an open access article under the CC BY license (<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>).

The authors declare no conflict of interest.

About the authors:

Andrey V. Kulakov, Postgraduate Student, Federal State Budgetary Scientific Institution N. A. Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences (54 Krasny Ave., Novosibirsk, 630091, Russia) e-mail: kulakov@misd.ru

Andrey A. Eremenko, Chief Researcher, Federal State Budgetary Scientific Institution N. A. Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences (54 Krasny Ave., Novosibirsk, 630091, Russia), Doctor of Engineering Sciences, Professor, ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-7342-7617>, e-mail: EremenkoA1949@yandex.ru

Anton I. Konurin, Senior Researcher, Federal State Budgetary Scientific Institution N. A. Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences (54 Krasny Ave., Novosibirsk, 630091, Russia), Candidate of Engineering Sciences, ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-3373-2382>, e-mail: konurin@misd.ru

Vladimir N. Filippov, Senior Researcher, N.A. Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences (54 Krasny Ave., Novosibirsk, 630091, Russia), Ph.D. in Engineering, phone (383) 2053030, e-mail: Filippov144@yandex.ru

Vitaly N. Koltyshev, Junior Researcher, N.A. Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences (54 Krasny Ave., Novosibirsk, 630091, Russia), Ph.D. in Engineering, phone (383) 2053030, e-mail: Witalq@mail.ru

Contribution of the authors:

Andrey V. Kulakov – research problem statement, data collection and analysis, writing;

Andrey A. Eremenko – study conceptualization, scientific management;

Anton I. Konurin – literature review, conclusions;

Vladimir N. Filippov – scientific management;

Vitaly N. Koltyshev – review of relevant literature.

All authors have read and approved the final manuscript.

