

УДК 622.273.132:622.646

**Смирнов Алексей Алексеевич**  
кандидат технических наук,  
старший научный сотрудник,  
лаборатория подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН,  
620075, Екатеринбург,  
Мамина-Сибиряка, 58  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Барановский Кирилл Васильевич**  
кандидат технических наук,  
старший научный сотрудник,  
лаборатория подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Дьячков Павел Сергеевич**  
младший научный сотрудник,  
лаборатория подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [dyachkov@igduran.ru](mailto:dyachkov@igduran.ru)

#### **СИСТЕМА ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ С ТОРЦОВЫМ ВЫПУСКОМ ДЛЯ ВЫЕМКИ ЦЕЛИКОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ РУДНЫХ ТЕЛ\***

*Аннотация:*

*На основании разработанной методики и программы выполнены расчеты оптимальных параметров выработок выпуска при применении подэтажного обрушения с торцовым выпуском для выемки пологих рудных залежей небольшой мощности. Для снижения потерь и разубоживания руды необходимо углубление выработок выпуска в лежачий бок, причем рациональная величина этого углубления определяется размерами обрабатываемых секций. Целесообразно производить предварительный выпуск пустых пород лежачего бока из нижней части выпускных траншей с транспортировкой пород в отвал или в отработанные камеры. Показано, что в рассматриваемых условиях следует использовать комбинированную систему с первоначальной выемкой камер, а подэтажное обрушение применять только для отработки целиков. При добыче бедных руд цветных и черных металлов использование комбинированной системы в указанных условиях позволяет обеспечить приемлемый уровень потерь (7 – 10 %) и разубоживания (10 – 15 %) руды.*

*Ключевые слова:* система подэтажного обрушения, торцовый выпуск руды, угол истечения сыпучего материала, потери, разубоживание, достаточная выработка, траншея.

DOI: 10.25635/2313-1586.2023.04.006

**Smirnov Alexey A.**  
Candidate of Technical Sciences,  
Senior Researcher,  
Laboratory of underground geotechnology,  
Institute of Mining of Ural Branch of the RAS,  
620075 Ekaterinburg,  
58 Mamina-Sibiryaka Str.,  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Baranovskiy Kirill V.**  
Candidate of Technical Sciences,  
Senior Researcher,  
Laboratory of underground geotechnology,  
Institute of Mining, Ural Branch of RAS,  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Dyachkov Pavel S.**  
Junior Researcher,  
Laboratory of underground geotechnology,  
Institute of Mining, Ural Branch of RAS  
e-mail: [dyachkov@igduran.ru](mailto:dyachkov@igduran.ru)

#### **SUBLEVEL CAVING SYSTEM WITH FRONTAL ORE DRAWING FOR EXCAVATING PILLARS OF SLOPING ORE DEPOSITS**

*Abstract:*

*Based on the developed methodology and program, calculations were made for the optimal parameters of the ore drawing workings when using sublevel caving with a frontal ore drawing for the extraction of sloping ore deposits of small thickness. To reduce losses and dilution of ore, it is necessary to deepen the ore drawing workings into the lying side, and the rational level of this deepening is determined by the size of the mined sections. It is advisable to apply preliminary lying side waste rock drawing from the lower part of the trenches with transportation of the rocks to the dump or to the open stopping. It is shown that in the conditions under consideration, a combined mining system with the first-stage extraction by open stopping should be used, and sublevel caving should be used only for pillars mining. At mining low-grade ores of non-ferrous and ferrous metals, the use of a combined mining system under the specified conditions makes it possible to ensure an acceptable level of losses (7 – 10 %) and dilution (10 – 15 %) of ore.*

*Key words:* sublevel caving system, frontal ore drawing, bulk material flow angle, losses, dilution, sufficient production, trench.

\* Исследования выполнены в рамках Госзадания Минобрнауки №075-00412-22 ПР. Тема 1. FUWE-2022-0005.

## Введение

Подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды широко применяется для отработки крутопадающих или мощных рудных тел при вертикальном расположении подэтажей друг над другом. В этом случае выработки выпуска, как правило, проходят по руде, которая включается в общий объем добычи рудника. Однако в определенных условиях данную систему целесообразно применять для отработки пологозалегающих рудных тел небольшой мощности относительно бедных руд, где использование более затратных систем разработки экономически неэффективно. При этом в пределах рудной залежи располагается один подэтаж. Строго говоря, термин «подэтаж» в данном случае неточен, но его использование позволяет исключить описание этой известной системы разработки. В статье рассматривается выемка пологих рудных залежей мощностью 10 - 25 м.

Расчеты показывают, что в данных условиях сплошная выемка залежи подэтажным обрушением неэффективна из-за высоких потерь и разубоживания руды (табл. 1). В расчетах принята минимальная (по условию устойчивости целика между выработками выпуска) ширина секции; при увеличении этой ширины возрастают и потери.

Таблица 1

### Потери и разубоживание при традиционном варианте подэтажного обрушения

|                       |      |      |       |       |
|-----------------------|------|------|-------|-------|
| Ширина секции, м      | 12,5 | 12,5 | 12,5  | 12,5  |
| Мощность залежи, м    | 10   | 15   | 20    | 25    |
| Потери при выпуске, % | 55,2 | 40,2 | 29,76 | 21,0  |
| Разубоживание, %      | 36,9 | 26,4 | 22,9  | 21,98 |

Вследствие этого перспективно применение комбинированной системы разработки, включающей первоочередную выемку камер, принудительное обрушение висячего бока и отработку междукамерных целиков (МКЦ) системой подэтажного обрушения [1 – 3]. Особенности торцового выпуска руды при системе подэтажного обрушения описаны в работах отечественных и зарубежных исследователей [4 – 9]. С учетом этих особенностей разработана методика определения показателей извлечения руды при торцовом выпуске [10, 11], составлен алгоритм и компьютерная программа расчета потерь и разубоживания руды. Для рассматриваемой комбинированной системы разработки актуальная задача – определение рациональных параметров выработок выпуска, что и является целью приведенных в статье исследований.

### *Теоретические подходы и результаты исследований*

Горизонтальные размеры камер и целиков задаются напряженно-деформированным состоянием (НДС) горного массива и в рассматриваемых нами случаях изменяются в пределах от 10 до 20 м. На данном этапе потери и разубоживание руды определялись для выемки целиков между заполненными камерами по условию полного извлечения запасов целика при мощности залежи 10 – 25 м.

При расположении выработок выпуска в пределах рудного тела (по лежащему боку) потери руды достаточно высоки даже с учетом малых потерь в камерах (табл. 2).

Логичным решением является углубление доставочных выработок, в том числе траншеи выпуска, в лежащий бок. Естественно, что при этом возрастают затраты на проходку этих выработок по породе, вернее на дальнейшее перемещение породы, а частично и на ее переработку. Актуальной задачей становится определение оптимальных параметров расположения и размеров выработок выпуска при комбинированной системе. При этом определяющим фактором являются показатели извлечения руды при выемке целиков.

Таблица 2

**Потери и разубоживание руды по добычному блоку при расположении выработок выпуска в рудном теле**

| Мощность залежи, м                | 10    | 15    | 20    | 25    |
|-----------------------------------|-------|-------|-------|-------|
| <b>Междукамерный целик</b>        |       |       |       |       |
| Ширина МКЦ, м                     | 8     | 12    | 16    | 20    |
| Потери %                          | 37,55 | 46,05 | 49,79 | 52,19 |
| Разубоживание, %                  | 2,79  | 0     | 0     | 0     |
| <b>Междупанельный целик (МПЦ)</b> |       |       |       |       |
| Ширина МПЦ, м                     | 24    | 24    | 24    | 24    |
| Потери, %                         | 77,40 | 69,61 | 66,53 | 60,16 |
| Разубоживание, %                  | 0     | 0     | 0     | 0     |
| <b>Камера</b>                     |       |       |       |       |
| Ширина камеры, м                  | 8     | 12    | 16    | 20    |
| Потери, %                         | 3,82  | 2,56  | 1,92  | 1,60  |
| Разубоживание, %                  | 3,82  | 2,56  | 1,92  | 16,0  |
| <b>Всего по блоку</b>             |       |       |       |       |
| Потери, %                         | 34,30 | 35,18 | 35,02 | 34,88 |
| Разубоживание, %                  | 3,26  | 1,48  | 1,12  | 1,06  |

При торцовом выпуске руды существует тесная связь между параметрами полойной отбойки, степенью уплотнения отбитой руды и процессом истечения горной массы, который характеризуется углом наклона потока к горизонту [10, 11]. График изменения угла истечения достаточно хорошо раздробленной горной породы в зависимости от ее разрыхления показан на рис. 1.

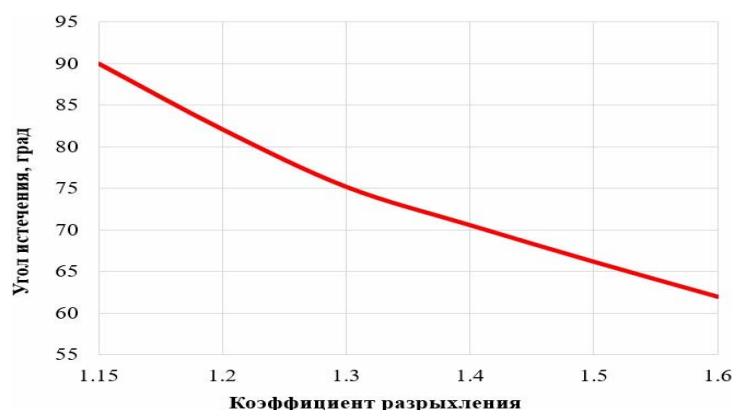


Рис. 1. Зависимость угла истечения раздробленной горной породы от коэффициента ее разрыхления

Из практики применения одностадийных систем разработки (с взрыванием руды в зажиме) известно, что при коэффициенте разрыхления 1,15 - 1,25 отбитая руда теряет свойство сыпучести, что наглядно подтверждается на графике (при  $\beta = 90^\circ$  течения сыпучего материала не происходит). В реальных условиях угол истечения материала находится в пределах  $65 - 80^\circ$ , что подтверждается исследованиями как ИГД УрО РАН [11], так и других ученых [12, 13].

Интенсивность истечения руды и параметры ее потока в значительной степени зависят от площади активного сечения на уровне кровли доставочной выработки. При отгрузке руды погрузо-доставочными машинами ширина активного сечения может быть принята равной ширине выработки. Глубина сечения зависит от глубины внедрения ковша машины (1,5 – 2 м). Принято, что для свободного истечения руды величина минимального сечения потока должна быть в пять – семь раз больше максимального размера выпускаемых кусков. За застревание руды при выпуске ответственны не все ее куски, а только наиболее крупная их часть, которая ориентировочно может быть охарактеризована как средняя между средневзвешенным размером куска всей руды и величиной принятого негабаритного куска и даже в случае качественного дробления при взрыве равна 0,4 – 0,5 м. Вследствие этого в выпускном отверстии периодически возникают зависания, которые ликвидируются или подбором навала руды, или непосредственным воздействием ковша машины на зависание. В соответствии с исследованиями [16, 17] частота этих зависаний при средней кусковатости руды составляет 1/7 – 10 м<sup>3</sup>. Величина подбора навала руды ограничивается положением ковша машины под козырьком выпускного отверстия, откос руды в этом случае примерно равен 45°, и максимальная глубина активного сечения равна высоте выработки доставки (3,5 – 4 м). То есть в процессе выпуска эта глубина будет пульсировать в пределах 1,5 – 4 м (в среднем 2,75 м).

Для свободного истечения руды необходимо максимально возможное расширение потока, что достигается уменьшением угла истечения за счет наибольшего разрыхления материала в пределах выпускной траншеи. Такое разрыхление происходит за счет высыпания части материала в доставочную выработку. В таком случае минимальные размеры траншеи определяются исходя из допущения, что коэффициент разрыхления материала ( $K_p$ ) в свободной засыпке равен 1,5.

$$(Q_{\text{тр}} + Q_{\text{комп}})/Q_{\text{тр}} \geq 1,5, \quad (1)$$

где  $Q_{\text{тр}}$  – объем траншеи на толщину отбиваемого слоя ( $d$ ), м<sup>3</sup>,

$Q_{\text{комп}}$  – компенсационный объем, м<sup>3</sup>.

$$Q_{\text{комп}} = abd, \text{ м}^3, \quad (2)$$

где  $a$  и  $b$  – ширина и высота доставочной выработки, м.

Взрывом зарядов веера скважин зажимающая порода уплотняется, и отбиваемый слой разрыхляется примерно до величины 1,33. Нижняя часть отбиваемого слоя руды при взрыве выбрасывается в выработку. При этом фронтального уплотнения породы в нижней части слоя (траншеи) не происходит. Высота этой части примерно равна Л.Н.С., или толщине слоя. Принимается, что выше величина фронтального уплотнения породы монотонно увеличивается и на уровне верхнего сечения траншеи достигает максимума. Вследствие этого компенсационный объем, на который расширяется отбиваемый слой в пределах траншеи, несколько увеличивается. За счет компенсации часть материала выше траншеи при взрыве перемещается вниз и также разрыхляется. Коэффициент разрыхления этой части материала над кровлей выработки также можно принять равным 1,5, а угол истечения материала равным 66,2°. Над разрыхленной частью располагается более уплотненный материал ( $K_p = 1,33$ ), угол истечения которого принят 73,5°. Условный переход (высота над кровлей доставочной выработки) от  $K_p = 1,33$  к  $K_p = 1,5$  зависит от размеров выработок выпуска и в свою очередь определяет показатели извлечения руды.

Степень заглубления доставочных выработок в лежащий бок зависит от горно-геологических условий и технологических параметров. В то же время такое заглубление существенно влияет на показатели извлечения руды, поэтому практический интерес представляет определение его рациональной величины. На данном этапе исследо-

ваний потери и разубоживание руды рассчитывались для случая выемки целиков между заполненными камерами по условию полного извлечения запасов целика при мощности залежи 20 м.

При расположении доставочной выработки непосредственно под рудным телом при небольшой ширине целика (10 – 12 м) потери руды целика составляют 10 – 18 % при разубоживании 20 – 28 %, что для комбинированной системы является вполне приемлемым. Однако при увеличении ширины целика потери его запасов существенно возрастают примерно до 40 % (рис. 2). При этом показатели извлечения руды заметно зависят от ширины доставочной выработки.

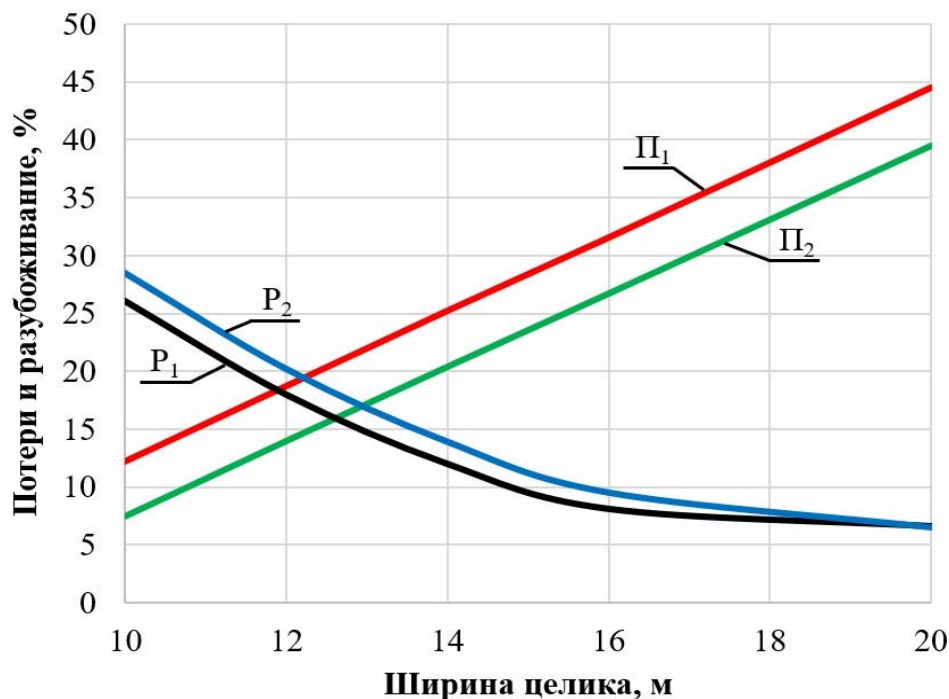


Рис. 2. Зависимость потерь (П) и разубоживания (Р) руды от ширины целика и ширины доставочной выработки:

П<sub>1</sub>, P<sub>1</sub> – при ширине выработки 4 м; П<sub>2</sub>, P<sub>2</sub> – при ширине выработки 5 м

Вследствие этого при относительно большой ширине целика целесообразно углубление выработок выпуска (в том числе траншеи) на большую величину. При этом возможен предварительный выпуск пустой породы из нижней части траншеи без смешивания с рудой, что позволяет существенно снизить разубоживание. Результаты расчетов для ширины целика шириной 12 – 20 м приведены в табл. 3. Величина предварительного выпуска породы представлена как отношение ее объема ( $Q_{\text{пор}}$ ) к объему эксплуатационных запасов ( $Q_{\text{экс.}}$ ).

Очевидно, что существует предельная величина углубки, превышение которой не приводит к увеличению извлечения руды из целика. Расчеты показали, что эта величина прямо пропорциональна ширине целика и равна примерно 1,1 ширины целика. Надо отметить, что практически вряд ли целесообразно увеличивать величину углубки более 15 – 17 м вследствие существенного повышения объема выемки пустых пород.

Минимальный угол наклона образующих траншеи можно принять равным  $40^\circ$  (при меньших углах трудно установить буровой станок в выработке). Максимальный угол наклона определяется минимальным углом истечения горной массы и может быть принят равным  $65^\circ$ . Причем угол раствора траншеи мало влияет на показатели извлечения руды и на величину предварительного выпуска породы (табл. 4).

Таблица 3

**Показатели извлечения руды в зависимости от величины углубки  
выработок выпуска в лежащий бок**

| Величина углубки<br>по подошве выработки, м | Потери, % | Разубоживание, % | $Q_{\text{пор}}/Q_{\text{экср}}, \%$ |
|---|-----------|------------------|--------------------------------------|
| МКЦ-12 м, В – 4 м                           |           |                  |                                      |
| 4   | 18,7      | 18,0             | 0                                    |
| 8   | 9,7       | 24,9             | 10,2                                 |
| 12  | 1,5       | 29,6             | 21,3                                 |
| 16  | 0         | 35,6             | 32,1                                 |
| МКЦ-12 м, В – 5 м                           |           |                  |                                      |
| 4   | 13,9      | 20,2             | 0                                    |
| 8   | 7,0       | 23,3             | 11,7                                 |
| 12  | 0         | 31,5             | 24,4                                 |
| МКЦ-16 м, В – 4 м                           |           |                  |                                      |
| 4   | 31,7      | 8,1              | 0                                    |
| 8   | 20,5      | 11,8             | 10,2                                 |
| 12  | 9,9       | 14,1             | 21,3                                 |
| 16  | 2,2       | 18,3             | 32,1                                 |
| МКЦ-16 м, В – 5 м                           |           |                  |                                      |
| 4   | 26,7      | 9,5              | 0                                    |
| 8   | 17,2      | 13,6             | 11,7                                 |
| 12  | 7,4       | 15,5             | 24,4                                 |
| 16  | 0,6       | 19,3             | 36,0                                 |
| МКЦ-20 м, В – 4 м                           |           |                  |                                      |
| 4   | 44,5      | 6,6              | 0                                    |
| 8   | 31,0      | 5,6              | 10,2                                 |
| 12  | 19,9      | 4,6              | 21,3                                 |
| 16  | 10,3      | 3,3              | 32,1                                 |
| МКЦ-20 м, В – 5 м                           |           |                  |                                      |
| 4   | 39,4      | 6,4              | 0                                    |
| 8   | 28,3      | 6,2              | 11,7                                 |
| 12  | 16,0      | 5,2              | 24,3                                 |
| 16  | 8,0       | 4,6              | 32,1                                 |

Примечание: Принятая величина углубки соответствует расстоянию от подошвы выработки до рудного тела

Таблица 4

**Влияние угла раствора траншеи на показатели извлечения руды  
при ширине целика 14 м и величине углубки 8 м**

| Угол раствора траншеи, град          | 40    | 45    | 50    | 55    | 60    | 65    |
|--------------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Потери, %                            | 14,96 | 14,96 | 14,96 | 14,96 | 14,96 | 14,96 |
| Разубоживание, %                     | 14,34 | 14,25 | 14,18 | 14,13 | 14,08 | 14,03 |
| $Q_{\text{пор}}/Q_{\text{экср}}, \%$ | 10,56 | 10,57 | 10,58 | 10,59 | 10,60 | 10,60 |

Для уменьшения объема отбойки породы раствор траншеи наиболее целесообразно принимать равным  $60^\circ$  вне зависимости от ширины целика и глубины углубки

выработок выпуска в лежащий бок. В этом случае часть потерь руды может оставаться в виде целиков на лежащем боку.

Несколько неожиданным выглядит некоторое улучшение показателей извлечения руды при уменьшении высоты доставочной выработки. Но этот параметр изменяется в небольших пределах и в основном зависит от габаритов применяемого оборудования.

#### *Обсуждение результатов*

Проведенные исследования показали, что при отработке пологих рудных тел выемка целиков подэтажным обрушением с торцовым выпуском при комбинированной системе разработки позволяет обеспечить вполне приемлемый уровень извлечения руды при рациональных размерах выработок выпуска и оптимальной величине их углубления в лежащий бок.

Применяемая методика и программа позволяют определить потери и разубоживание руды при торцовом выпуске в зависимости от всего комплекса изменяющихся параметров расположения как обрабатываемых секций (целиков), так и выработок выпуска. На данном этапе расчеты ограничивались условием выемки всех балансовых запасов целиков. Но в дальнейшем на этой основе возможно обоснование оптимального соотношения потерь и разубоживания руды, что потребует учета показателей обогащения и расчета экономической эффективности использования комбинированной системы разработки для выемки пологих рудных залежей небольшой мощности.

#### *Заключение*

1. При добыче бедных руд цветных и черных металлов использование комбинированной системы разработки с выемкой целиков подэтажным обрушением с торцовым выпуском для отработки пологих месторождений небольшой мощности позволяет обеспечить приемлемый уровень потерь (7 – 10 %) и разубоживания (10 – 15 %) руды.

2. Для получения приемлемого уровня показателей извлечения руды выработки выпуска должны располагаться в лежащем боку, причем степень их углубки зависит от размеров целиков и определяет значение потерь и разубоживания руды.

3. Угол наклона образующих траншеи выпуска практически не влияет на потери и разубоживание руды. Для снижения объема взрываемых пород рекомендуется принимать угол раствора траншеи равным  $60^\circ$  при возможном его значении в интервале  $40 - 65^\circ$ .

4. Существенное снижение потерь руды происходит при увеличении ширины доставочной выработки, поэтому рекомендуется ее максимально возможное по горно-геологическим условиям расширение.

5. Значительное уменьшение разубоживания (иногда вдвое) достигается при предварительном выпуске пустых пород лежащего бока из нижней части траншеи и их транспортировке в отвал или в отработанные камеры.

#### **Список литературы**

1. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Никитин И.В., Криницын Р.В., 2021. Обоснование конструкции и параметров комбинированной системы разработки пологой залежи бедных комплексных руд. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 5 – 1, С. 88–104. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-51-0-88.

2. Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А., Никитин И.В., Соломеин Ю.М., 2022. Исследование влияния показателей извлечения на эффективность подземной отработки месторождений бедных комплексных руд. *Горная промышленность*, № 1S, С. 46 – 52. DOI: 10.30686/1609-9192-2022-1S-46-52.

3. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А., Никитин И.В., 2022. Пути повышения эффективности подземной разработки пологих месторождений

бедных комплексных руд. *Проблемы недропользования*, № 4 (35), С. 33 – 43. DOI: 10.25635/2313-1586.2022.04.033.

4. Стажевский С.Б., 1996. Об особенностях течения раздробленных горных пород при добыче руд с подэтажным обрушением. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*, № 5, С. 72 – 89.

5. Русин Е.П., Стажевский С.Б., 2017. О современном состоянии и перспективах шведского варианта системы добычи руд с подэтажным обрушением. *Сборник материалов XIII Международного научного конгресса «Интерэкспо ГЕО-Сибирь-2017»*, Т. 2, С. 112 – 116.

6. Janelid I., 1972. Study of the gravity flow process in sublevel caving. *Proceedings of the International Sublevel Caving Symposium, Atlas Copco, Stockholm*, pp. 25 – 27.

7. Kvapil R., Hartman L., 1992. Sublevel caving: SME mining engineering handbook. *Society of Mining, Metallurgy and Explorations*, pp. 1789 – 1814.

8. Lapčević V., Torbica S., 2017. Numerical Investigation of Caved Rock Mass Friction and Fragmentation Change Influence on Gravity Flow Formation in Sublevel Caving. *Minerals*, V. 7 (56), pp. 1 – 18. DOI: 10.3390/min7040056

9. Lapčević V., Torbica S., Asadizadeh M., Đokić N., Duranović M., Petrović M., 2018. Influence of boundary conditions in DEM models of sublevel caving on dilution and recovery. *Podzemni radovi*, № 33, pp. 1 – 15. DOI: 10.5937/PodRad1833001L

10. Смирнов А.А., Барановский К.В., 2022. Критический анализ теоретических положений по выпуску руды под обрушенными породами. *Проблемы недропользования*, № 3 (34), С. 136 – 145. DOI: 10.25635/2314-1586.2022.03.136

11. Смирнов А.А., Барановский К.В., Рожков А.А., Никитин И.В., 2023. Определение рациональных параметров технологии с обрушением и торцовым выпуском руды в условиях северных регионов России. *Известия вузов. Горный журнал*, № 6, DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-...-

12. Лукичев С.В., Лаптев В.В., 2019. Изучение механизма истечения руды при торцевом выпуске на основе численного моделирования поведения горной массы с неоднородным гранулометрическим составом. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, № 11 (специальный выпуск 37), С. 214 – 223. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-11-37-214- 223.

13. Лаптев В.В., Лукичев С.В., 2023. Использование метода дискретных элементов для исследования механизма формирования потерь руды применительно к условиям торцевого выпуска. *Физико-технические проблемы разработки месторождений полезных ископаемых*. № 4, С. 52 – 29. DOI: 10.15372/FTPRPI20230406

14. Жиронкин А.Ф., Денисов Е.М., Щелканов В.А., 1967. *Совершенствование конструкции днищ блоков и средства механизации выпуска, доставки и погрузки руды при системах с массовым обрушением на железных рудниках Среднего Урала. Одностадийная выемка в мощных рудных месторождениях*. Москва: Наука.

15. Корнев Г.Н., 1967. К вопросу об определении пульсаций и давления при истечении дискретного материала. *Совершенствование методов подземной разработки рудных месторождений*. Кольский филиал АН СССР. Ленинград: ЛО «Наука», С.121 - 125.

## References

1. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Nikitin I.V., Krinitsyn R.V., 2021. Obosnovanie konstruktssii i parametrov kombinirovannoi sistemy razrabotki pologoï zalezhi bednykh kompleksnykh rud [Substantiation of the design and parameters of the combined system for the development of a shallow deposit of poor complex ores]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*, № 5 – 1, P. 88–104. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-51-0-88.

2. Antipin Yu.G., Baranovskii K.V., Rozhkov A.A., Nikitin I.V., Solomein Yu.M., 2022. Issledovanie vliyaniya pokazatelei izvlecheniya na effektivnost' podzemnoi otrabotki



mestorozhdenii bednykh kompleksnykh rud [Investigation of the effect of extraction indicators on the efficiency of underground mining for deposits of poor complex ores]. *Gornaya promyshlennost'*, № 1S, P. 46 – 52. DOI: 10.30686/1609-9192-2022-1S-46-52.

3. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Baranovskii K.V., Rozhkov A.A., Nikitin I.V., 2022. Puti povysheniya effektivnosti podzemnoi razrabotki pologikh mestorozhdenii bednykh kompleksnykh rud [Ways to increase the efficiency of underground mining of shallow deposits of poor complex ores]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 4 (35), S. 33 – 43. DOI: 10.25635/2313-1586.2022.04.033.

4. Stazhevskii S.B., 1996. Ob osobennostyakh techeniya razdroblennykh gornykh porod pri dobyche rud s podetazhnym obrusheniem [On the peculiarities of the flow of fragmented rocks during the extraction of ores with a sublevel collapse]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*, № 5, P. 72 – 89.

5. Rusin E.P., Stazhevskii S.B., 2017. O sovremennom sostoyanii i perspektivakh shvedskogo varianta sistemy dobychi rud s podetazhnym obrusheniem [About the current state and prospects of the Swedish version of the ore mining system with a sublevel collapse]. *Sbornik materialov XIII Mezhdunarodnogo nauchnogo kongressa "Interespo GEO-Sibir'-2017"*, V. 2, P. 112 – 116.

6. Janelid I., 1972. Study of the gravity flow process in sublevel caving. *Proceedings of the International Sublevel Caving Symposium, Atlas Copco, Stockholm*, pp. 25 – 27.

7. Kvapil R., Hartman L., 1992. Sublevel caving: SME mining engineering handbook. *Society of Mining, Metallurgy and Explorations*, pp. 1789 – 1814.

8. Lapčević V., Torbica S., 2017. Numerical Investigation of Caved Rock Mass Friction and Fragmentation Change Influence on Gravity Flow Formation in Sublevel Caving. *Minerals*, V. 7 (56), pp. 1 – 18. DOI: 10.3390/min7040056

9. Lapčević V., Torbica S., Asadizadeh M., Đokić N., Duranović M., Petrović M., 2018. Influence of boundary conditions in DEM models of sublevel caving on dilution and recovery. *Podzemni radovi*, № 33, pp. 1 – 15. DOI: 10.5937/PodRad1833001L

10. Smirnov A.A., Baranovskii K.V., 2022. Kriticheskii analiz teoreticheskikh polozhenii po vypusku rudy pod obrushennymi porodami [Determination of rational parameters of the technology with collapse and face ore release in the conditions of the northern regions of Russia]. *Problemy nedropol'zovaniya*, № 3 (34), P. 136 – 145. DOI: 10.25635/2314-1586.2022.03.136

11. Smirnov A.A., Baranovskii K.V., Rozhkov A.A., Nikitin I.V., 2023. Opredelenie ratsional'nykh parametrov tekhnologii s obrusheniem i tortsovim vypuskom rudy v usloviyakh severnykh regionov Rossii [Determination of rational parameters of the technology with collapse and face ore release in the conditions of the northern regions of Russia]. *Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal*, № 6, DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-...-..

12. Lukichev S.V., Laptev V.V., 2019. Izuchenie mekhanizma istecheniya rudy pri tortsevom vypuske na osnove chislennogo modelirovaniya povedeniya gornoj massy s neodnorodnym granulometricheskim sostavom [Study of the mechanism of ore outflow during end discharge based on numerical modeling of the behavior of a rock mass with an inhomogeneous granulometric composition]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten'*, № 11 (spetsial'nyi vypusk 37), P. 214 – 223. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-11-37-214- 223.

13. Laptev V.V., Lukichev S.V., 2023. Ispol'zovanie metoda diskretnykh elementov dlya issledovaniya mekhanizma formirovaniya poter' rudy primenitel'no k usloviyam tortsevogo vypuska [Use of the method of specific elements to study the mechanism of formation of ore losses in relation to the conditions of end discharge]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki mestorozhdenii poleznykh iskopaemykh*. № 4, P. 52 – 29. DOI: 10.15372/FTPRPI20230406

14. Zhironkin A.F., Denisov E.M., Shchelkanov V.A., 1967. Sovershenstvovanie konstruksii dnishch blokov i sredstva mekhanizatsii vypuska, dostavki i pogruzki rudy pri sistemakh s massovym obrusheniem na zheleznykh rudnikakh Srednego Urala. *Odnostadiinaya*

vyemka v moshchnykh rudnykh mestorozhdeniyakh [Improvement of the design of block bottoms and means of mechanization of ore release, delivery and loading in systems with massive collapse in the iron mines of the Middle Urals]. Moscow: Nauka.

15. Kornev G.N., 1967. K voprosu ob opredelenii pul'satsii i davleniya pri istechenii diskretnogo materiala. Sovershenstvovanie metodov podzemnoi razrabotki rudnykh mestorozhdenii [On the issue of determining pulsations and pressure at the expiration of discrete material]. Kol'skii filial AN SSSR. Leningrad: LO "Nauka", P.121 – 125.