

А.М. Никольский, С.А. Неверов, А.А. Неверов, М.В. Тишков, Д.П. Семенов

## ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКЦИЙ ДНИЩ БЛОКОВ ПРИ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ С КАМЕРНО-ЦЕЛИКОВЫМ ПОРЯДКОМ ВЫЕМКИ

Применительно к условиям рудников Николаевский «ГМК Дальполиметалл» и Заполярный «Норильский никель» проведены комплексные исследования показателей извлечения руды, включающие графоаналитические решения, лабораторные эксперименты на эквивалентных материалах и численное моделирование методом дискретных элементов. В ходе выполнения исследований по определению показателей извлечения полезного ископаемого для варианта сплошной камерной системы разработки (рудник Николаевский) выявлено, что потери и разубоживание в границах блока (камера + целик) зависят от параметров выпуска руды при обрушении временного целика. Для условий технологии выемки под защитой породной консоли (рудник Заполярный), установлено что полнота и качество извлечения руды из камеры обеспечиваются при не менее, чем пропорциональном росте пролета породной консоли и мощности залежи, а также при толщине отбиваемого слоя 3,0—4,0 м и глубине заложения траншейных выработок 7—10 м. При этом наилучшие показатели извлечения достигаются при полевой подготовке блока с траншейным днищем. Вариант с воронкообразным днищем подтвердил свою неконкурентоспособность по сравнению с другими способами подготовки блока.

Ключевые слова: система разработки, блок, камера, целик, днище, подготовка, выемка, моделирование, выпуск, показатели извлечения.

---

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-4-0-36-44

Точка зрения об ограниченности применения геотехнологий с обрушением руды и вмещающих пород в настоящее время перестает быть очевидной и обязательной для разрабатываемых месторождений. Это связано, в первую очередь, с постоянным совершенствованием средств, способов и технологических схем эффективного управления горным давлением, процессами сдвижения породного массива и параметрами выпуска руды. Имеющаяся на сегодняшний

день концепция добычи руды системами с обрушением в разнообразных горно-геологических условиях требует проведения дополнительных исследований и уточнений [1—7]. В связи с этим перспективным направлением является совершенствование конструкций очистных блоков и камер, обеспечивающих полноту выемки полезных ископаемых за счет конструктивного оформления горизонта выпуска с учетом минимизации подготовительно-нарезных работ.

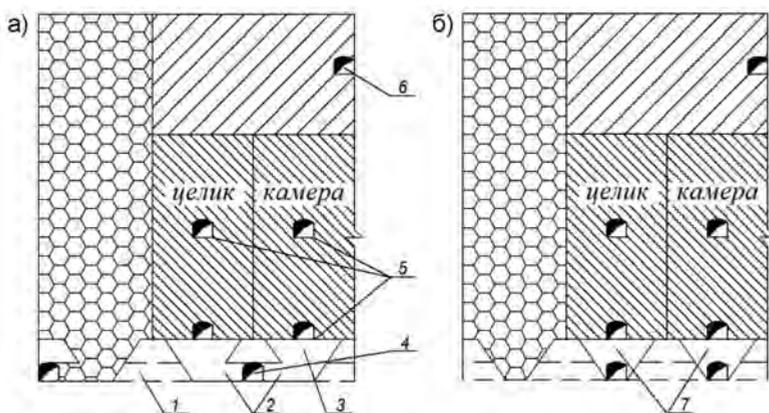


Рис. 1. Полевая подготовка блока: воронкообразное днище (а); траншейное днище (б): 1 — полевой откаточный штрек; 2 — погрузочные заезды; 3 — рудоприемные воронки; 4 — погрузочно-доставочный орт; 5 — подэтажные буровые орты; 6 — посадочный орт; 7 — рудоприемные траншеи

Цель исследования — определение и выбор рациональных параметров технологических схем подготовки и конструкций днищ блоков, способа выпуска, размеров камер и целиков, расстояния между выработками выпуска.

Проведенные исследования являются развитием ранее выполненных работ по обоснованию конструктивных параметров систем разработки с камерно-целиковым порядком выемки [8–9].

На стадии отработки камерных запасов при камерно-целиковой технологии выемки руды из подконсольного пространства для условий рудника Николаевский «ГМК Дальполиметалл» (рис. 1–3), графоаналитическим методом выявлены основные закономерности изменения остатков руды в камере при различных технологических схемах и параметрах выпуска (табл. 1, рис. 4–5).

Наибольшие остатки отбитой руды в основании камеры формируются при площадном выпуске через односторонние заезды, величина которых находится в прямой зависимости от ширины камеры и расстояния между погрузочными заездами. Увеличение ширины камеры с 12,0 до 25,0 м и расстояния между погрузочными заездами с 8,0 до 12,0 м приводят к росту остатков руды с 7,0 до

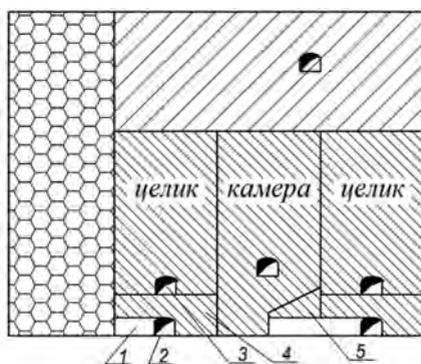


Рис. 2. Рудная подготовка блока с плоским днищем: 1 — погрузочные заезды; 2 — буро-доставочные орты; 3 — буровые орты; 4 — предохранительный целик; 5 — барьерный целик

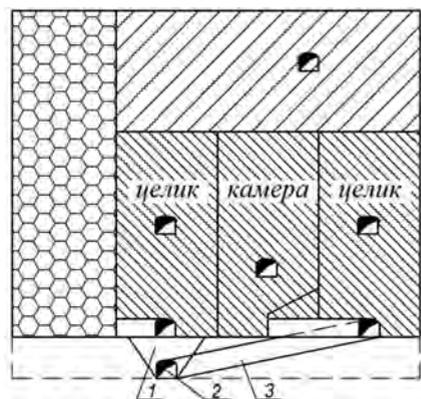


Рис. 3. Комбинированная подготовка блока: 1 — рудоприемная траншея; 2 — погрузочно-доставочный орт; 3 — доставочный уклон

Таблица 1

**Остатки отбитой руды на днище камеры при рудной подготовке от ее запасов, % (при высоте камеры 40 м)**

Ширина камеры, м	Схема выпуска руды					
	Торцовая			Площадно-торцовая		
	Высота отбиваемого слоя, м					
	8,0	12,0	16,0	8,0	12,0	16,0
12,0	8,5	11,4	13,5	6,4	8,5	10,1
15,0	9,5	12,7	15	7,2	9,5	11,2
18,0	10,2	13,7	16,3	7,65	10,3	12,2
20,0	10,6	14,3	17,0	8,0	10,8	12,8
23,0	11,2	15,1	18,0	8,4	11,3	13,5
25,0	11,5	15,6	18,6	8,6	11,7	14,0

32,0% от ее запасов (рис. 5). Снижение остатков руды до 10,0 – 15,0% может быть достигнуто за счет применения торцовой и площадно-торцовой схем выпуска.

На рис. 5 приведены зависимости изменения величин остатков руды (при торцовой схеме) в зависимости от высоты и ширины камеры (при высоте отбиваемого нижнего слоя 16,0 м).

Как отмечалось в ранних работах [8–9], остатки руды на днище камеры при полевой подготовке являются временными, которые извлекаются совместно с запасами обрушенного целика. Поэтому потери и разубоживание в границах выемочной единицы (всего очистного

блока), главным образом, зависят от параметров выпуска руды при обрушении временного целика.

Для определения показателей извлечения обрушенного целика было проведено физическое моделирование на эквивалентных материалах для условий полевой подготовки с рудоприемными воронками и комбинированной – камера имеет рудную подготовку, а целик – полевую траншейную. Полученные результаты сравнивались с полевым траншейным днищем.

Показатели моделирования выпуска руды при ширине камеры и целика – 20 м и высоте блока – 40 м представлены в табл. 2.

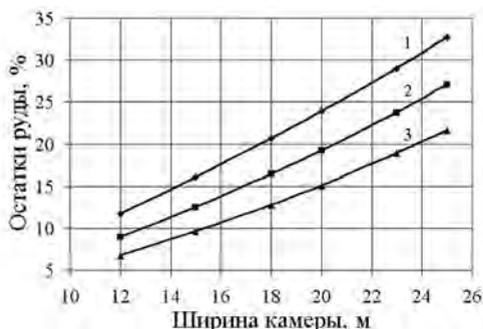


Рис. 4. Зависимость остатков руды от ширины камеры при площадном выпуске: 1 – при расстоянии между погрузочными заездами 12,0 м; 2 – 10,0 м; 3 – 8,0 м

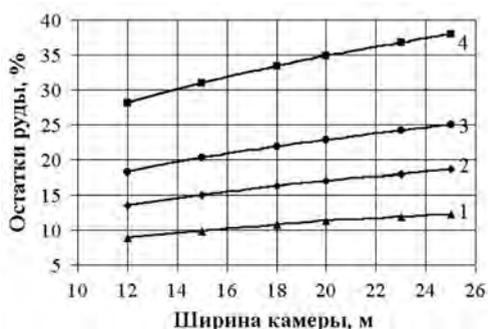


Рис. 5. Зависимость остатков руды от ширины камеры при торцовом выпуске: 1 – при высоте камеры 60 м; 2 – 40,0 м; 3 – 30,0 м; 4 – 20,0 м

Таблица 2

**Показатели моделирования выпуска обрушенного целика**

Варианты (выпуск со стороны)	Вынимаемые запасы целика, кг	Добыто чистой руды, кг	Разубоженная руда, кг			Извлекаемая руда, кг	Добытая рудная масса, кг	Потери		Разубоживание, %
			руда, кг	порода, кг	общая, кг			кг	%	
<b>полевая подготовка (с воронкообразным дном)</b>										
Камера	—	11,663	3,250	3,319	6,569	14,913	18,232	—	—	18,2
Целик	—	5,683	4,800	3,274	8,074	10,483	13,757	—	—	23,8
ИТОГО	29,9	17,346	8,050	6,593	14,643	25,396	31,989	4,504	15,0	20,6
<b>то же (с траншейным дном)</b>										
Камера	—	11,705	3,813	2,560	6,373	15,518	18,078	—	—	14,1
Целик	—	5,605	5,757	2,806	8,563	11,362	14,168	—	—	19,8
ИТОГО	29,9	17,310	9,570	5,366	14,936	26,880	32,246	3,020	10,1	16,6
<b>комбинированная подготовка</b>										
Камера	—	10,100	1,850	1,762	3,612	11,950	13,712	—	—	12,8
Целик	—	5,626	8,535	3,159	11,694	14,161	17,320	—	—	18,2
ИТОГО	29,9	15,726	10,385	4,921	15,306	26,111	31,032	3,789	12,7	15,9

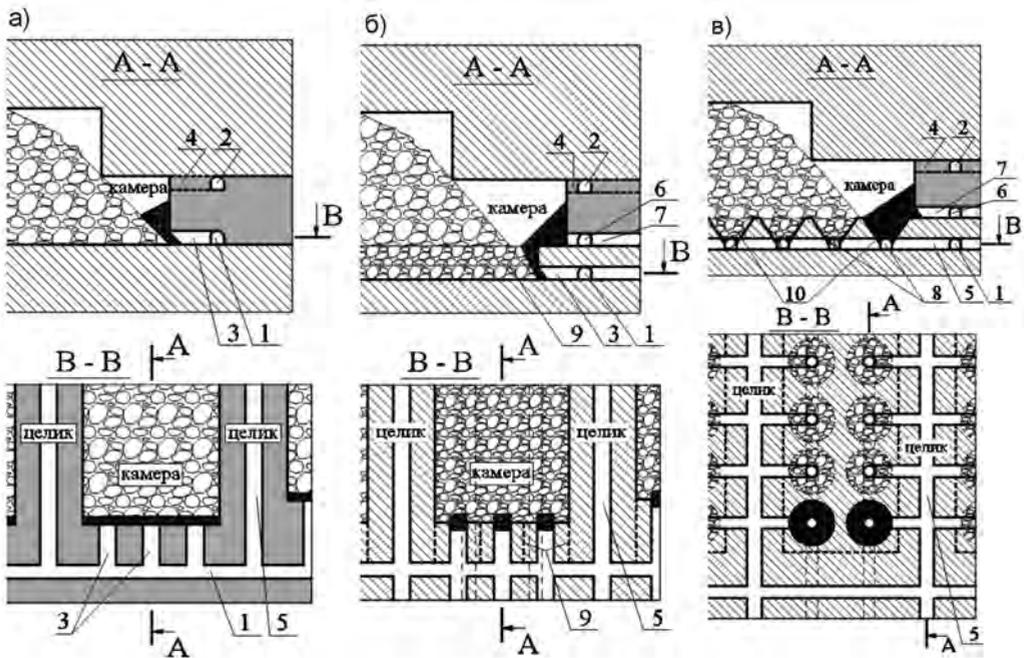


Рис. 6. Подготовка блока: плоское рудное дно с торцовым выпуском руды (а); полевое траншейное дно с выпуском руды в торец доставочной выработки (б); полевое воронкообразное дно (в); 1, 2 — соответственно, транспортный и вентиляционный штреки; 3 — буро-доставочный (траншейный) орт горизонта выпуска; 4 — вентиляционный орт камеры (буро-посадочный орт целика); 5 — буро-доставочный (траншейный) орт целика; 6 — штрек бурового горизонта (по камере, целику); 7 — орта бурового горизонта (по камере, целику); 8 — погрузочные заезды горизонта выпуска; 9 — рудоприемные полевые траншеи; 10 — рудо-приемные полевые воронки выпуска

Как видно из табл. 2, наилучшие показатели извлечения достигаются при полевой подготовке с траншейным днищем (потери – 10,1%, разубоживание – 16,6%). Изучение выпуска с воронкообразным днищем лишней раз подтвердило его неконкурентоспособность по сравнению с другими вариантами подготовки (потери – 15,0%, разубоживание – 21,0%). Незначительное превышение потерь при комбинированной подготовке в основном связано с уменьшением области течения руды в торцах погрузочно-доставочных заездов (потери – 12,7–13,6%), которое в свою очередь снижает разубоживание руды. При

обрушении барьерного целика (рудная и комбинированная подготовка) потери в зависимости от параметров камеры дополнительно увеличиваются в среднем на 1,6–2,0%.

Для условий камерно-целиковой выемки под защитой породной консоли (рудник Заполярный «Норильский никель») патент № 2310753 РФ (рис. 6) численным моделированием [10–12] методом дискретных элементов<sup>1</sup> (рис. 7) установлено следующее (табл. 3):

- минимальные величины потерь и разубоживания руды достигаются в условиях полевой подготовки с траншейным днищем. В сравнении с плоским рудным

Таблица 3

**Показатели моделирования выпуска руды (при пролете породной консоли 30 м и предельном разубоживании в последней дозе выпуска 70%)**

Подготовка блока	Мощность залежи, м	Толщина отбиваемого слоя, м	Расстояние между доставочными выработками (заездами), м	Потери, %	Разубоживание, %
плоское рудное днище	20	3	10	8,3	5,4
			14	10,1	8,6
		5	10	9,2	6,2
			14	11,4	9,3
	40	3	10	12,5	11,9
			14	14,6	13,8
		5	10	15,3	13,2
			14	17,7	15,8
полевое траншейное днище	20	3	10	5,2	7,3
			14	7,9	10,5
		5	10	6,0	7,9
			14	9,1	11,0
	40	3	10	9,8	13,3
			14	12,3	15,2
		5	10	10,4	14,4
			14	14,2	17,0
полевая с рудо-приемными воронками	20	5	14	7,7	9,5
			18	10,8	13,7
	40		14	12,7	16,3
			18	15,3	17,7

<sup>1</sup> Численные решения выполнены при участии к.т.н. С.В. Клишина.

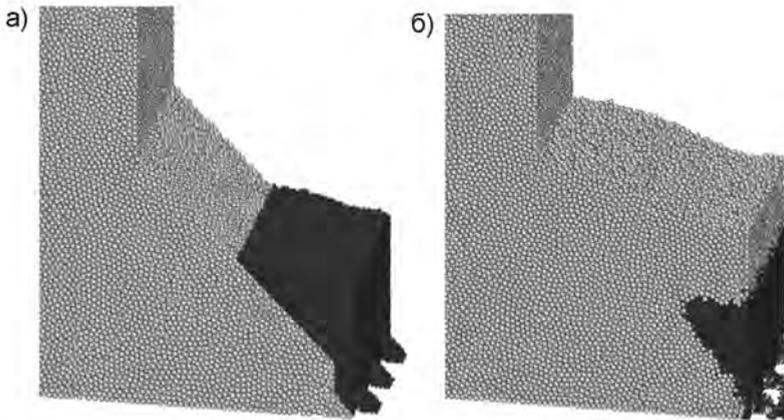


Рис. 7. Фрагменты численного моделирования выпуска руды из блока при плоском рудном днище (в соответствии с рис. 6, а): ситуация на начало выпуска руды (а); ситуация на момент извлечения руды с предельным разубоживанием в дозе выпуска 40% (б)

основанием блока и полевыми рудоприемными воронками потери руды в зависимости от мощности залежи, толщины отбиваемого слоя и расстояния между выработками выпуска снижаются в 1,6–1,9, 1,3–1,6 и 1,2–1,4 раза соответственно. Однако полевая траншейная подготовка сопряжена с ростом объема подготовительно-нарезных работ более чем в 1,8 раза. Поэтому на выбор того или иного конструктивного оформления днища блока влияние также оказывает ценность добываемого минерального сырья;

- наилучшие показатели извлечения обеспечиваются при не менее, чем пропорциональном росте пролета породной консоли и мощности залежи (существенно сокращается удельный вес руды, выпущенной под обрушенными породами);

- увеличение толщины отбиваемого слоя с 3,0 до 5,0 м сопровождается незначительным ростом потерь и разубоживанием руды, соответственно в 1,1–1,2 и 1,05–1,15 раза;

- рациональными параметрами полевой траншейной подготовки днища блока являются, ширина камеры при устойчивой руде и налегающих пород консоли — до 40–45 м, пролет консоли при достаточной ее устойчивости — 1,2–

1,5 мощностей рудной залежи, толщина отбиваемого слоя по руде и погашению породного моста при формировании траншеи — 3,0 м, глубина заложения траншейных ортов (штреков) — 7–10 м, опережение отбойки руды в камере от погашения породного траншейного моста 6–10 м, предельное разубоживание в последней дозе выпуска — 70%.

### Выводы

Проведенные исследования позволили установить, что вариант полевой подготовки с траншейным днищем является более предпочтительным, обеспечивающим максимальный объем выпуска чистой руды обрушенного целика (до 50,0% от его запасов). Рациональными параметрами блока являются: ширина камеры 20 м, ширина целика — 15–20 м (в зависимости от устойчивости горных пород и, в особенности, налегающей вмещающей толщи) и глубина заложения породного днища 8–10 м.

В вариантах комбинированной и рудной подготовках удовлетворительные результаты отработки достигаются за счет максимально возможного сгущения погрузочных заездов с расстоянием между ними не более 8,0 м.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Дубынин Н. Г. Выпуск руды при подземной разработке. — М.: Недра, 1965.
2. Куликов В. В. Выпуск руды. — М.: Недра, 1980.
3. Фрейдин А. М., Неверов А. А., Неверов С. А. Подземная разработка рудных месторождений / Под ред. чл.-корр. РАН В. Н. Опарина. Ч. 1, 2. — Новосибирск: ИГД СО РАН — НГУ, 2012.
4. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В. Рациональная конструкция траншейного днища для выпуска руды при отработке переходной зоны подземного рудника «Удачный» // ФТПРПИ. — 2013. — № 1.
5. Смирнов А. А., Соколов И. В. Применение системы разработки с массовым обрушением при наличии карстов в руде и вмещающих породах // Безопасность труда в промышленности. — 2011. — № 4.
6. Eero Tommila, Mining method evaluation and dilution control in Kittilä mine / Master's Thesis Espoo, May 5, 2014 / Aalto. University School of Engineering.
7. Jack de la Vergne. Hard Rock Miner's Handbook. — 2014.
8. Назарова Л. А., Фрейдин А. М., Неверов А. А. Освоение камерной системы разработки с обрушением кровли на Николаевском руднике // ФТПРПИ. — 2005. — № 4.
9. Неверов А. А. Геомеханическое обоснование нового варианта камерной выемки пологих мощных залежей с выпуском руды из подконсольного пространства // ФТПРПИ. — 2012. — № 6.
10. Ревуженко А. Ф., Клишин С. В. Численное моделирование задачи о выпуске сыпучих материалов // Вестник ЧГПУ им. И. Я. Яковлева. Механика предельного состояния. — 2012. — № 4. — 46–55 с.
11. Theuerkauf J., Witt P., Schwesig D. Analysis of particle porosity distribution in fixed beds using the discrete element method // Powder Technology. 2006. No. 165. Pp. 92–99.
12. Kruggel-Emden H. et al. Review and extension of normal force models of the Discrete Element Method // Powder Technology. — 2007. — № 171. **PLAS**

## КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

*Никольский Александр Михайлович*<sup>1,2</sup> — кандидат технических наук, директор ООО «Майнинг ПРО»,

старший научный сотрудник ИГД СО РАН,  
e-mail: nikosya@mail.ru,

*Неверов Сергей Алексеевич*<sup>1,2</sup> — кандидат технических наук, главный инженер проектов ООО «Майнинг ПРО»,  
ведущий научный сотрудник, зав. лабораторией ИГД СО РАН,  
e-mail: nsa\_nsk@mail.ru,

*Неверов Александр Алексеевич*<sup>1,2</sup> — кандидат технических наук, заместитель директора по науке ООО «Майнинг ПРО»,  
ведущий научный сотрудник, зав. лабораторией ИГД СО РАН,  
e-mail: nnn\_aa@mail.ru,

*Тишков Максим Вячеславович*<sup>3</sup> — кандидат технических наук, зав. лабораторией, e-mail: tishkovs@yandex.ru,

*Семенов Данил Павлович*<sup>3</sup> — ведущий инженер, технолог,  
e-mail: SemenovDaP@alrosa.ru,

<sup>1</sup> Горный проектно-изыскательский научно-исследовательский институт (Майнинг ПРО),

<sup>2</sup> Институт горного дела им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения РАН,

<sup>3</sup> Научно-исследовательский и проектный институт алмазодобывающей промышленности «Якутнипроалмаз».

**A.M. Nikolsky, S.A. Neverov, A.A. Neverov, M.V. Tishkov, D.P. Semenov**

## **EVALUATION OF BOTTOM DESIGNS FOR EXTRACTION BLOCKS IN ROOM-AND-PILLAR MINING**

With regard to the factual data on room-and-pillar mining at gently dipping ore deposits, the article analyzes bottom designs of extraction blocks, parameters of rooms and pillars as well as ore drawing schemes that ensure minimum development and face-entry drivage at the complete extraction of mineral reserves. In terms of Nikolaevsky Mine of Dalpolimetall and Zapolyarny Mine of NorNickel, the integrated research into ore extraction efficiency has been carried out, including graphical analyses, lab-scale testing of equivalent materials and discrete element method modeling. The found regularities of change in the ore reserves left in a room have made the basis for the substantiation of the rational room width, method of extraction block bottom preparation and distance between loading entries. In the course of evaluation of mineral extraction efficiency in the variant of open stoping (Nikolaevsky Mine), it is found that the loss and dilution of ore within an extraction block (room+pillar) depend on the ore drawing performance under caving of a temporary pillar. For the conditions of open stoping under a protective rock mass beam (Zapolyarny Mine), the completeness and quality of ore extraction are ensured if the rock mass beam span is enlarged in proportion to the ore body thickness as well as at the cut layer thickness of 3–4 m and trench cutting depth of 7–10 m. The highest efficiency of extraction is achieved when a block is prepared using field trench undercuts meant for ore drawing. The variant with the funnel-shaped bottom of an extraction block is proved to be inefficient as compared with the other methods of the extraction block preparation.

Key words: mining system, block, room, pillar, bottom, preparation, extraction, modeling, drawing, extraction efficiency.

---

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-4-0-36-44

### **AUTHORS**

*Nikolsky A.M.*<sup>1,2</sup>, Candidate of Technical Sciences,  
Director of Mining PRO, Senior Researcher at IM SB RAS,  
e-mail: nikosya@mail.ru,

*Neverov S.A.*<sup>1,2</sup>, Candidate of Technical Sciences,  
Chief Project Engineer of Mining PRO,  
Leading Researcher, Head of Laboratory at IM SB RAS,  
e-mail: nsa\_nsk@mail.ru.

*Neverov A.A.*<sup>1,2</sup>, Candidate of Technical Sciences,  
Deputy Director for Science of Mining PRO,  
Leading Researcher, Head of Laboratory at IM SB RAS,  
e-mail: nnn\_aa@mail.ru,

*Tishkov M.V.*<sup>3</sup>, Candidate of Technical Sciences,  
Head of Laboratory, e-mail: tishkovs@yandex.ru,

*Semenov D.P.*<sup>3</sup>, Leading Engineer, Technologist,  
e-mail: SemenovDaP@alrosa.ru,

<sup>1</sup> Research Institute for Mining,  
Mine Planning and Surveying (Mining PRO),  
630091, Novosibirsk, Russia,

<sup>2</sup> Chinakal Institute of Mining of Siberian Branch  
of Russian Academy of Sciences, 630091, Novosibirsk, Russia,

<sup>3</sup> Research and Design Institute  
of the diamond-mining industry «Yakutniproalmaz»,  
678174, Republic of Sakha (Yakutia), Mirny, Russia.

## REFERENCES

1. Dubynin N. G. *Vypusk rudy pri podzemnoy razrabotke* (Ore discharge from underground mining), Moscow, Nedra, 1965.
2. Kulikov V. V. *Vypusk rudy* (Release of ore), Moscow, Nedra, 1980.
3. Freydin A. M., Neverov A. A., Neverov S. A. *Podzemnaya razrabotka rudnykh mestorozhdeniy*. Pod red. V. N. Oparina. Ch. 1, 2 (Underground mining of ore deposits., Oparin V. N. (Ed.), part 1, 2), Novosibirsk, IGD SO RAN NGU, 2012.
4. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Yu. G., Baranovskiy K. V. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2013, no 1.
5. Smirnov A. A., Sokolov I. V. *Bezopasnost' truda v promyshlennosti*. 2011, no 4.
6. Eero Tommila, Mining method evaluation and dilution control in Kittilä mine. *Master's Thesis Espoo*, May 5, 2014. Aalto. University School of Engineering.
7. Jack de la Vergne. *Hard Rock Miner's Handbook*. 2014.
8. Nazarova L. A., Freydin A. M., Neverov A. A. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2005, no 4.
9. Neverov A. A. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2012, no 6.
10. Revuzhenko A. F., Klishin S. V. *Vestnik Chuvashskogo gosudarstvennogo pedagogicheskogo universiteta im. I. Ya. Yakovleva. Mekhanika predel'nogo sostoyaniya*. 2012, no 4, 46–55 p.
11. Theuerkauf J., Witt P., Schwesig D. Analysis of particle porosity distribution in fixed beds using the discrete element method. *Powder Technology*. 2006. No. 165. Pp. 92–99.
12. Kruggel-Emden H. et al. Review and extension of normal force models of the Discrete Element Method. *Powder Technology*. 2007, no 171.

## FIGURES

Fig. 1. Field preparation of the block: funnel-shaped bottom (a); trench bottom (b): 1 – field haulage drift; 2 – loading races; 3 – ore-receiving funnels; 4 – submersible-delivery crosscut; 5 – subfloor drilling crosscuts; 6 – landing crosscut; 7 – ore trenches.

Fig. 2. Ore preparation of the block with a flat bottom: 1 – loading races; 2 – boring and delivering crosscuts; 3 – drilling crosscuts; 4 – safety cage; 5 – barrier pillar.

Fig. 3. Combined preparation of the block: 1 – ore trench; 2 – loading-delivery unit; 3 – conveying slope.

Fig. 4. Dependence of ore remains on the width of the chamber with an area discharge: 1 – with a distance between loading races of 12.0 m; 2 – 10.0 m; 3 – 8.0 m.

Fig. 5. Dependence of ore remains on the width of the chamber with an end outlet: 1 – with a chamber height of 60 m; 2 – 40.0 m; 3 – 30.0 m; 4 – 20.0 m.

Fig. 6. Preparation of the block: a flat ore bottom with an end discharge of ore (a); field trench bottom with ore discharge to the end of the delivery work (b); field funnel-shaped bottom (c): 1, 2 – respectively, transport and ventilation drifts; 3 – boring and delivering (trench) axis of the release horizon; 4 – the ventilation mouth of the chamber (the drill-and-landing port of the lint); 5 – bore-delivering (trench) crosscuts of the whole; 6 – drift of the drilling horizon (on the chamber, the whole); 7 – the mouth of the drilling horizon (on the camera, the whole); 8 – cargo arrivals of the release horizon; 9 – ore-receiving field trenches; 10 – ore-receiving field outlet funnels.

Fig. 7. Fragments of numerical modeling of ore output from the block at a flat ore bottom (in accordance with Fig. 6a): situation at the beginning of ore release (a); situation at the moment of extraction of ore with a limiting dilution in a dose of 40% (b).

## TABLES

Table 1. Remains of chipped ore on the bottom of the chamber during ore preparation from its reserves, % (at a chamber height of 40 m).

Table 2. Indicators for modeling the release of the collapsed pillar.

Table 3. Indicators of ore output modeling (during the passage of the rock console 30 m and the limiting dilution in the last dose of 70%).