

УДК 504.55.054:622(470.6)

МОДЕЛИРОВАНИЕ КАЧЕСТВА РУД ПРИ ТЕХНОЛОГИИ С ОБРУШЕНИЕМ

Голик Владимир Иванович^{1,2},
v.i.golik@mail.ru

Лукьянов Виктор Григорьевич³,
lukyanov@tpu.ru

Комащенко Виталий Иванович¹,
komashchenko@inbox.ru

¹ Северо-Кавказский государственный технологический университет,
Россия, 362021, г. Владикавказ, ул. Космонавта Николаева, 44.

² Геофизический институт Владикавказского научного центра РАН,
РСО-Алания, 362002, г. Владикавказ, ул. Маркова, 93а.

³ Национальный исследовательский Томский политехнический университет,
Россия, 634050, г. Томск, пр. Ленина, 30.

Актуальность работы обусловлена необходимостью расширения области применения подэтажного обрушения с торцовым выпуском в связи с тенденцией конверсии горного производства на подземный способ, которая ограничивается высоким уровнем потерь и разубоживания руд.

Цель работы: обоснование технической возможности уменьшения потерь и разубоживания руд обрушаемыми породами при выпуске из камер путем оптимизации параметров системы разработки, как условия обеспечения рентабельности применяемой технологии.

Методы исследования: анализ передового опыта разработки аналогичных месторождений по материалам публикаций, физическое моделирование параметров очистной добычи и прогнозирование путей развития технологии.

Результаты. Изложены результаты исследования в натурных и лабораторных условиях. Показано, что эффективность технологии с обрушением снижается вследствие уменьшения размеров отбиваемых массивов. Подтверждена закономерная зависимость между параметрами выпуска руд и их качеством. Рекомендованы оптимальные параметры выемочных панелей. Определено, что наклон камеры под углом 80° улучшает показатели качества. При добыче руд вариантами с подэтажным обрушением с торцовым выпуском корректно увязаны параметры системы разработки: ширина и глубина фигуры выпуска и объем руды, выпущенный до начала разубоживания, что предоставляет возможность управления качеством добываемой руды. Основными факторами улучшения показателей извлечения являются увеличение высоты подэтажа и шахматное расположение выпускных отверстий при увеличенной до 25 м высоте выпускаемого слоя и расстояние между ортами 8 м.

Выводы. Извлечение руды из недр по схеме с шахматным расположением выпускных отверстий при увеличенной высоте выпускаемого слоя обеспечивает экономический эффект за счет сокращения объема нарезных работ, позволяет сократить число действующих очистных забоев за счет увеличения объема руды в отбиваемом слое, повысить концентрацию горных работ и загрузженность погрузочно-доставочной техники.

Ключевые слова:

Технология, разработка, месторождение, отбойка, выпуск, качество, слой, руда.

Введение

В настоящее время при добыче основного объема металлического сырья доминирует открытый способ разработки, с помощью которого добывается около 90 % железной руды России. Но когда глубина карьера становится критичной, переходят к шахтному методу или комбинируют открытый и подземный способы добычи. В России подземным способом добывается всего 8 % железной руды.

Среди систем разработки металлических месторождений получили распространение варианты с подэтажным обрушением. Подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды нередко используют с дополнительным буровым горизонтом, располагаемым выше горизонта доставки. Образующий таким образом рудный массив обрушается с отставанием по отношению к обрушаемому массиву подэтажа.

Наряду с неоспоримыми достоинствами варианта: независимое ведение буровых и добычных работ, сокращение объема подготовительно-нарезных выработок при увеличенной высоте подэтажа, вариант характеризуется высокими показателями потерь и разубоживания [1, 2].

Вариант с торцовым выпуском руды с небольшой высотой применяют для выемки устойчивых руд, позволяющих проводить без крепления выработки сечением 10–12 м². Для него характерно совмещение горизонтов бурения, выпуска и доставки руды и возможность механизации подготовительных и добычных работ. Достоинства: высокая производительность и интенсивность выемки, сравнительно небольшой объем подготовительно-нарезных работ, конструктивная простота, высокая механизация работ. Недостатки: относительно высокие потери и разубоживание руды.

Вариант с фронтально-торцовым выпуском руды применяется для выемки залежей устойчивых руд. Улучшаются показатели извлечения, сокращается объем подготовительно-нарезных работ. Характерные недостатки: зависимость во времени между операциями бурения, взрывания, доставки, усложнение процесса погрузки из-за уменьшения коэффициента наполнения ковша погрузочно-доставочной машины при работе под углом к навалу породы.

Вариант системы подэтажного обрушения с отдельным буровым горизонтом и увеличенной высотой подэтажа, а также оставлением над буродоставочными ортами рудного «козырька» обеспечивает возможность независимого осуществления буровых и добычных работ, снижения объема горноподготовительных и нарезных работ, а также увеличения извлечения руды при ликвидации условий для потерь неотбитой руды [3].

Установление закономерностей взаимодействия технологических и природных условий применения варианта способствует расширению области применения этой прогрессивной технологии, поэтому исследования данного направления отличаются актуальностью [4].

Результаты и их обсуждение

Эффективность систем разработки с обрушением понижается за счет повышенных по сравнению с другими вариантами потерь и разубоживания. Эффективность варианта подэтажного обрушения с увеличенной высотой подэтажа определяется моделированием при масштабе 1: 50 [5].

Модель блока размещена в деревянном ящике размером 800×700×700 мм. Для удобства наблюдения две стенки модели застеклены. Для моделирования поведения руды использовали дробленую породу с размерами частиц до 5 мм. Мелкие частицы (до 0,2 мм) отсеивали во избежание сцепления между ними. Крупность налегающих пород была больше, чем руды (6–25 мм).

В модель руду засыпали слоями. Толщина первого слоя от почвы – 20 см, последующих – 10 см. Слои разделяли прослойками песка. Поверх пятого слоя руды засыпали пустую породу. После засыпки каждого 20-сантиметрового слоя устанавливались метки. Шаг выпуска составлял 2,5 м в натуре или 5 см в модели.

Руду удаляли совком, глубина внедрения которого не превышала 1,5 см, что соответствует 0,75 м в натуре. Выпускали руду дозами по 800–1100 г из пяти ортов, в последовательности 1, 3, 5, 2, 4. Выпуск заканчивали, когда разубоживание в дозе достигало 50 %. Максимальная толщина фигуры выпуска наблюдалась на высоте от почвы орта 20–30 см в модели или 10–15 м в натуре (рис. 1).

После этого рисовали фигуру выпуска и положение контакта руды и покрывающей породы. По вышедшим маркам отрисована площадь выпуска по каждому горизонту (рис. 2).

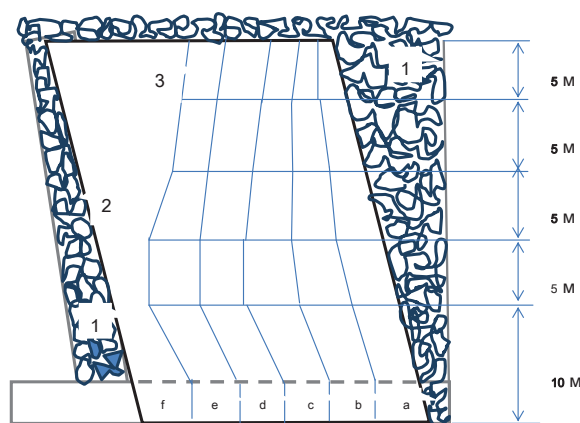


Рис. 1. Схема торцового выпуска руды: 1 – обрушенные породы; 2 – рудное тело; 3 – граница руды и породы после выпуска слоя; а–f – слои выпускаемой руды

Fig. 1. Scheme of ore front draw: 1 are the caved debris; 2 is the ore body; 3 is the border between ore and rock after bed draw; a–f are the beds of the drawn ore

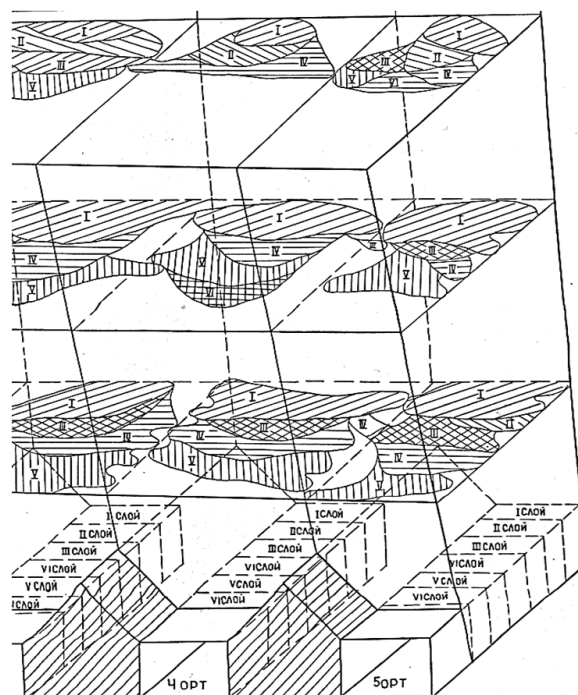


Рис. 2. Площадь слоев руды на горизонтах при выпуске из смежных ортов: I–VI – слои выпускаемой руды

Fig. 2. Area of ore beds on the horizons when drawing from adjacent cross gates: I–VI are the beds of the drawn ore

Анализ результатов моделирования обнаружил, что основную часть потерь составляет руда, не извлеченная с лежачего бока, а часть руды остается в «мертвой» зоне между выпускными выработками. Для уменьшения потерь руды в этой зоне рекомендовано располагать выпускные выработки так, чтобы фигуры выпуска, образующиеся при выпуске руды из соседних выработок, соприкасались.

Истечение руды носит неустойчивый струйный характер, на что указывает измененная форма по-

верхности фигур выпуска. Ширина фигуры выпуска в несколько раз превышает толщину. Поверхность фигуры деформирована из-за неодинаковой плотности сыпучего материала выпускаемого слоя.

Моделирование показателей выпуска при различной высоте слоя выполняется для трех серий выпуска.

Первая серия: выпуск из одиночной выработки. По выходу марок, заложенных в руду, изучались закономерности движения руды при торцовом выпуске и взаимосвязь фигур выпуска: ширины, глубины при различной высоте слоя руды.

Экспериментально получены зависимости:

$$2b = 0,2h + 4,3, \text{ см};$$

$$C = 0,12h + 1,0, \text{ см};$$

$$Q_r = 0,0187h, \text{ см}^3,$$

где $2b$ – ширина фигуры выпуска руды; C – глубина фигуры выпуска руды; Q_r – объем руды, выпущенный до начала разубоживания.

Вторая серия: выпуск руды под обрушенными породами из группы выработок. Руда выпускалась из блока, включающего в свой состав 3 орта с общей линией очистного забоя, отстоящих друг от друга на расстоянии 8 м. При этом ширина межортного целика принималась минимальной (4 м) по условию его устойчивости.

Руда и порода представлены эквивалентными материалами с соблюдением гранулометрического состава и других характеристик руды и породы. Материал, имитирующий покрывающие породы, обладал магнитными свойствами и отличался от материала, представляющего руду. Это позволяло отделить ее от «руды» магнитной сепарацией и установить уровень потерь и разубоживания:

$$\Pi = \frac{P_v}{P_m} \times 100, \text{ \%};$$

$$P = \frac{V_p}{V_p + V_r} \times 100, \text{ \%},$$

где Π – потери руды, %; P – разубоживание руды, %; P_v – масса выпущенной из модели руды, кг; P_m – масса засыпанной в модель руды, кг; V_p – объем выпущенной из модели породы, см³; V_r – объем выпущенной из модели руды, см³.

Выпуск из модели вели последовательно по 50 см³ из каждого отверстия до величины разубоживания в дозе 50 % (табл. 1).

Таблица 1. Показатели выпуска руды

Table 1. Indicators of ore drawing

Показатели Indicators (%)	Параметры выпуска/Draw parameters (м/м)		
	$h=10, c=2$	$h=15, c=2,5$	$h=25, c=3,5$
Q_r	14,8	34,6	40,5
Π	75,0	49,6	43,3
P	19,5	20,7	17,8

Подтверждено, что с увеличением высоты подэтажа извлечение чистой руды увеличивается, а потери и разубоживание уменьшаются.

Дополнительные возможности улучшения показателей извлечения предоставляет схема с шахматным расположением выпускных отверстий при увеличенной до 25 м высоте выпускаемого слоя для расстояния между ортами 8 м (табл. 2).

Таблица 2. Показатели выпуска при шахматном расположении выработок

Table 2. Draw indicators at checkerboarding of workings

Показатели/Indicators	Значения/Value
Массовое число чистой руды, % Mass number of pure ore, %	44,3
Потери/Loss, %	14,8
Разубоживание/Dilution, %	22,6

При отработке запасов в сложных горно-геологических условиях для повышения извлечения полезного ископаемого целесообразно: увеличение высоты выпускаемого слоя до 20–25 м, уменьшение межортных целиков до 4 м, опережающее бурение скважин и оптимальный угол наклона плоскости очистного забоя.

Третья серия: выпуск руды под обрушенными породами при изменяющихся параметрах: высоте слоя 10, 15, 20 м и угле наклона плоскости очистного забоя $\alpha_{cn}=80^\circ$.

Одни исследователи считают, что при изменении плоскости забоя от 800° до 100° показатели извлечения практически не изменяются. Другие утверждают, что извлечение руды при $\alpha_{cn}=80^\circ$ на 10–15 % выше, чем при $\alpha_{cn}=90^\circ$.

Конструкция модели позволяла менять толщину слоя в зависимости от его высоты.

Сравнение результатов второй и третьей серии показывает, что показатели извлечения в модели при $\alpha_{cn}=80^\circ$ выше, чем при $\alpha_{cn}=90^\circ$ (табл. 3).

Таблица 3. Показатели выпуска при изменении угла наклона

Table 3. Draw indicators at inclination change

Показатели/Indices, %	Высота слоя/Bed height (м/м)		
	10	15	20
Извлечение/Extraction	36	58	60
Потери/Losses	64	42	40
Разубоживание/Dilution	19	20	12

Показатели извлечения улучшаются за счет более полного согласования фигуры выпуска с геометрией очистного забоя. Снижение величины разубоживания объясняется также увеличением давления при выпуске на наклонную стенку забоя, что препятствует проникновению покрывающих пород в зону выпуска.

В процессе отработки экспериментального блока осуществляли комплексные наблюдения за устойчивостью межортных целиков шириной

4 м, которые не отметили существенных проявлений горного давления в течение 4 месяцев [6].

В других блоках месторождения интенсивное проявление горного давления наблюдали в центральной части Главной залежи. С понижением горных работ давление возрастало. Усиление горного давления происходило сразу же после начала очистных работ, и в процессе отработки блоков выпускные выработки перекреплялись, хотя ширина межортвых целиков была не менее 6 м.

Первые проявления горного давления в опытном блоке наблюдались вследствие одновременно взрывания в скважинах 1 т взрывчатого вещества. Горное давление носило скачкообразный характер, проявлявшийся в мгновенном расслоении и смятии пород лежащего бока в зоне сопряжений ортов со сборочным штреком и резком нарастании давления на крепежные рамы.

Моделирование выпуска при этом варианте подтверждает более высокую устойчивость нарезных выработок и межортвых целиков. При 20-метровой высоте подэтажа межортвые целики шириной 4 м сохраняют несущую способность в наиболее неустойчивой зоне месторождения в течение 2–2,5 месяцев после начала очистных работ, в то время как при высоте подэтажа 10 м нарезные выработки нарушались сразу после их проведения.

Вариант с повышенной высотой подэтажа обеспечивает экономический эффект за счет сокращения объема нарезных работ в два раза по сравнению с базовым вариантом, позволяет сократить число действующих очистных забоев за счет увеличения объема руды в отбиваемом слое, повысить концентрацию горных работ и загруженность погрузочно-доставочной техники [7–10].

Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском обладает технологическим приоритетом при предстоящей конверсии разработки многих рудных месторождений России на подземный способ.

Подземный способ разработки железорудных месторождений является основным на действующих предприятиях Алтая-Саянской территории [11–12].

Абаканский, Казский, Таштагольский и Шерегешский рудники вместе выдают более половины объема подземной добычи железных руд России из мощных залежей на глубинах 500–800 м при коэффициенте крепости руд 10–14 по шкале проф. Протодяконова. Решается вопрос об отработке участка Таштагольского месторождения, под рекой Кондомой системой разработки с твердеющей закладкой. Подземным способом разрабатывают

Коробковское месторождение (КМА) и Яковлевское месторождение – Яковлевский рудник (ООО «Металл-групп», Белгородской области) [13–15].

Перспективы освоения запасов новых месторождений России позволяют утверждать, что в подавляющем большинстве случаев наиболее вероятным способом добычи руд является система подэтажного обрушения с торцовым выпуском и закладкой выработанного пространства твердеющими смесями [16–18].

Благоприятствующим обстоятельством для расширения области применения системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском является прорывное развитие технологий приготовления твердеющих смесей для закладки выработанного пространства, как условие реализации природоохранных и ресурсосберегающих технологий [19–20].

Выводы

При добыче руд вариантами с подэтажным обрушением с торцовым выпуском корректно увязаны ее параметры: ширина фигуры выпуска, глубина фигуры выпуска и объем руды, выпущенный до начала разубоживания, что предоставляет возможность управления качеством добываемой руды.

Основными факторами улучшения показателей извлечения являются увеличение высоты подэтажа и шахматное расположение выпускных отверстий при увеличенной до 25 м высоте выпускаемого слоя и расстоянии между ортами 8 м.

Заключение

Увеличение объемов производства металлов для обеспечения потребностей людей будет сопровождаться совершенствованием горного производства, в том числе добычи руд. При этом приоритетными будут технологии, позволяющие интенсифицировать производство с увеличением объемов добычи без ущерба для качества.

Поэтому система подэтажного обрушения будет развиваться по пути изыскания внутренних резервов в виде параметров производственных процессов. Задачей совершенствования системы остается сохранение ее достоинств в виде независимости процессов и сокращение объема подготовительно-нарезных выработок с уменьшением потерь и разубоживания.

Расширение области применения этого прогрессивного варианта и дальше возможно по пути установления закономерностей взаимодействия технологических и природных условий применения варианта.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Matthews T. Dilution and ore loss projections: Strategies and considerations // Mining: Navigating the Global Waters: 2015 SME Annual Conference and Expo and CMA 117th National Western Mining Conference. – Denver, United States, 15–18 February 2015. – P. 529–532.
2. Ляшенко В.И. Природоохранные технологии освоения сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // Маркшейдерский вестник. – 2015. – № 1. – С. 10–15.
3. Parker H.M. Reconciliation principles for the mining industry // Mining Techn. – 2012. – V. 121 (3). – P. 160–176.
4. Harris J.M., Roach B. Environmental and Natural Resource Economics. A Contemporary Approach. – New York: M.E. Sharpe, Inc., Armonk, 2013. – 276 p.
5. Актуальные вопросы добычи цветных, редких и благородных металлов / В.К. Бубнов, В.И. Голик, А.М. Капканщиков, А.Е. Воробьев, З.М. Хадонов, И.В. Поляцкий, Н.К. Руденко, А.В. Югай, О.З. Габараев, Т.В. Чекушина: монография. – Акмола: Жана-Арка, 1995. – 601 с.
6. Голик В.И. Основы научных исследований в горном деле. – М.: Инфра-М. – 2014. – 116 с.
7. Davis G.A., Newman A.M. Modern strategic mine planning // Proc. of the Australian Mining Technology Conference, AusIMM. – Carlton, Australia, 2008. – P. 129–139.
8. Dubiński J. Sustainable Development of Mining Mineral Resources // J. Sustain. Min. – 2013. – № 1. – P. 1–6.
9. Dimitrakopoulos R.G., Abdel Sabour S.A. Evaluating Mine Plans under Uncertainty: Can the Real Options Make a Difference // Resources Policy. – 2007. – V. 32. – P. 116–125.
10. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Geomechanical terms of use of the mill tailings for preparation // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – № 4. – P. 321–324.
11. Филиппов П.А. Разработка и научное обоснование геотехнологий добычи железных руд при освоении природных и техногенных месторождений Западной Сибири: дис. ... д-ра техн. наук. – Новосибирск, 2012. – 325 с.
12. Golik V.I., Stradanchenko S.G., Maslennikov S.A. Experimental Study of Non-Waste Recycling Tailings Ferruginous Quartzite // Research India Publications. – 2015. – № 15. – P. 35410–35416.
13. Бабец А.М., Лейзерович С.Г., Тиганова Ю.В. Вклад ОАО «НИИКМА» в решение проблем Курской магнитной аномалии // Горный журнал. – 2014. – № 8. – С. 98–104.
14. Ресурсовоспроизводящие, экологически сбалансированные геотехнологии комплексного освоения месторождений Курской магнитной аномалии / К.Н. Трубецкой, Д.Р. Каплунов, В.К. Томаев, И.И. Помельников // Горный журнал. – 2014. – № 8. – С. 45–54.
15. Сергеев С.В., Зайцев Д.А. Методика контроля НДС складочного массива как инструмент оценки геомеханической ситуации в слоевой системе разработки неустойчивых руд // Горный журнал. – 2015. – № 8. – С. 121–126.
16. Язиков В.Г. Перспективы развития урановой промышленности Республики Казахстан. Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов: сборник статей. Т. 1: Уран. – М.: ИД «Руда и Металлы», 2005. – С. 67–76.
17. Study on rock mechanics in deep mining engineering / He Manchao, Xie He-ping, Peng Su-ping, et al. // Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering. – 2005. – № 16. – P. 2804–2813.
18. Gattinoni P., Pizzarotti E.M., Scesi L. Engineering Geology for Underground Works. – Heidelberg: Springer, 2014. – 312 p.
19. Golik V.I., Hasheva Z.M. Economical Efficiency of Utilization of Allied Mining Enterprises Waste // The Social Sciences. – 2015. – № 10 (5). – P. 682–686.
20. Evaluating the Effectiveness of Utilization of Mining Waste / V. Golik, A. Doolin, M. Komissarova, R. Doolin // International Business Management. – 2015. – № 9 (5). – P. 1993–5250.

Поступила 28.09.2016 г.

Информация об авторах

Голик В.И., доктор технических наук, профессор кафедры горного дела Северо-Кавказского государственного технологического университета; главный научный сотрудник Геофизического института Владикавказского научного центра РАН.

Лукьянов В.Г., доктор технических наук, профессор кафедры транспорта и хранения нефти Института природных ресурсов Национального исследовательского Томского политехнического университета.

Комащенко В.И., доктор технических наук, профессор кафедры горного дела Северо-Кавказского государственного технологического университета.

UDC 504.55.054:622(470.6)

MODELING ORE QUALITY USING ORE CAVING TECHNIQUE

Vladimir I. Golik^{1,2},
v.i.golik@mail.ru

Victor G. Lukyanov³,
Lukyanov@tpu.ru

Vitaly I. Komashchenko¹,
komashchenko@inbox.ru

¹ North Caucasus State Technical University,
44, Cosmonaut Nikolayev street, Vladikavkaz, 362021, Russia

² Vladikavkaz Scientific Center of the Russian Academy of Sciences,
93a, Markov street, Vladikavkaz, 362002, Russia.

³ National Research Tomsk Polytechnic University,
30, Lenin avenue, Tomsk, 634050, Russia.

Relevance of the research is caused by the need to expand the application of sublevel caving with front draw owing to the trend of mining conversion to underground method. The conversion is limited by a high level of ore losses and dilution.

The aim of the research is to study the possibility of reducing ore technical losses and dilution by rocks crumble at ore draw form the chambers by optimizing the design parameters of the system as a condition to ensure the profitability of the technique applied.

Methods: analysis of the advanced experience in developing similar fields based on publications, physical modeling of extraction cleaning parameter and forecasting the ways of developing the technique.

Results. The paper introduces the results of the research in field and laboratory conditions. The efficiency of the technique with the collapse reduces due to decrease of breaking arrays. The authors have confirmed the logical relationship between the parameters of ore draw and its quality and recommended the optimal parameters of excavation panels. It was ascertained that the chamber 80° decline enhances the quality indices. When extracting ore with the options with sublevel caving with front draw the parameters of the mining method: width and depth of a draw figure and volume of ore, drawn before dilution that enables controlling the quality of the extracted ore, are correctly aligned. The main factors of improving the extraction rates are the increase of substage height and checkerboarding of outlets with the 25 m increased height of ore bed and the distance between the unit vectors of 8 m.

Conclusions. Ore extraction from bowels by the outlets checkerboarding scheme at the increased height of ore bed provides economic benefits due to reduce of the amount of first workings, allows decreasing the number of active stopes due to the growth of ore volume in a breaking layer, increasing concentration of mountain works and loading and haulage equipment congestion.

Key words:

Technology, development, field, breaking, draw, quality, layer, ore.

REFERENCES

- Matthews T. Dilution and ore loss projections: Strategies and considerations. *Annual Conference and Expo and CMA 117th National Western Mining Conference. Mining: Navigating the Global Waters*. Denver, United States, 15–18 February 2015. pp. 529–532.
- Liashengko V.I. Prirodokhrannye tekhnologii osvoeniya slozhnostrukturnykh mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh [Nature protection technologies of developing complicated mineral deposits]. *Surveying messenger*, 2015, no. 1, pp. 10–15.
- Parker H.M. Reconciliation principles for the mining industry. *Mining Techn.*, 2012, vol. 121 (3), pp. 160–176.
- Harris J.M., Roach B. *Environmental and Natural Resource Economics. A Contemporary Approach*. New York, M.E. Sharpe, Inc., Armonk, 2013. 276 p.
- Bubnov V.K., Golik V.I., Kapkashchikov A.M., Vorobyov A.E., Khadonov Z.M., Polyatsky I.V., Rudenko N. K., Yugay A.V., Gabarayev O. Z., Chekushina T.V. *Aktualnye voprosy dobychi tsvetnykh, redkikh i blagorodnykh metallov* [Topical issues of extracting non-ferrous, rare and precious metals]. Akmola, Zhana-Arka Publ., 1995. 601 p.
- Golik V.I. *Osnovy nauchnykh issledovaniy v gornom dele* [Bases of scientific researches in mining]. Moscow, Infra-M Publ., 2014. 116 p.
- Davis G.A., Newman A.M. Modern strategic mine planning. *Proc. of the Australian Mining Technology Conference, Aus IMM*. Carlton, Australia, 2008. pp. 129–139.
- Dubiński J. Sustainable Development of Mining Mineral Resources. *J. Sustain. Min.*, 2013, no. 1, pp. 1–6.
- Dimitrakopoulos R.G., Abdel Sabour S.A. Evaluating Mine Plans Under Uncertainty: Can the Real Options Make a Difference? *Resources Policy*, 2007, vol. 32, pp. 116–125.
- Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Geomechanical terms of use of the mill tailings for preparation. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, no. 4, pp. 321–324.
- Filippov P.A. *Razrabotka i nauchnoe obosnovanie geotekhnologii dobychi zheleznykh rud pri osvoenii prirodnnykh i tekhnogennykh mestorozhdeniy Zapadnoy Sibiri*. Dis. Dokt. nauk [Development and scientific justification of iron ores extracting geotechnologies when developing natural and technogenic fields of Western Siberia. Dr. Diss.]. Novosibirsk, 2012. 325 p.
- Golik V.I., Stradanchenko S.G., Maslennikov S.A. Experimental Study of Non-Waste Recycling Tailings Ferruginous Quartzite. *Research India Publications*, 2015, no. 15, pp. 35410–35416.
- Babets A.M., Leyzerovich S.G., Tiganova Yu.V. Vklad JSC NIIKMA v reshenie problem Kurskoy magnitnoy anomalii [Contribution of JSC «NIIKMA» in solving the problems of the Kursk magnetic anomaly]. *Mountain magazine*, 2014, no. 8, pp. 98–104.

14. Trubetskoy K.N., Kaplunov D.R., Tomayev V.K., Pomelnikov I.I. Resursovosproizvodyashchie, ekologicheski sbalansirovannye geotekhnologii kompleksnogo osvoeniya mestorozhdeniy Kurskoy magnitnoy anomalii [Resources-reproducing, ecologically balanced geotechnologies of complex development of Kursk magnetic anomaly fields]. *Mountain magazine*, 2014. no. 8, pp. 45–54.
15. Sergeev S.V., Zaytsev D.A. Metodika kontrolya NDS zakladnogo massiva kak instrument otsenki geomekhanicheskoy situatsii v sloevoy sisteme razrabotki neustoychivyykh rud [Technique of controlling VAT of the stowage massif as a tool of assessing geomechanical situation in layered system of development of unstable ores]. *Mountain magazine*, 2015, no. 8, pp. 121–126.
16. Yazikov V.G. *Perspektivy razvitiya uranovoy promyshlennosti Respubliki Kazakhstan. Podzemnoe i kuchnoe vyshchelachivanie urana, zolota i drugikh metallov* [Prospects of developing uranium industry of the Republic of Kazakhstan. Underground and heap leaching of uranium, gold and other metals]. Moscow, Rudy i metally Publ., 2005. Vol. 1, pp. 67–76.
17. He Man-chao, Xie He-ping, Peng Su-ping, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2005, no. 16, pp. 2804–2813.
18. Gattinoni P., Pizzarotti E. M., Scesi L. *Engineering Geology for Underground Works*. Heidelberg, Springer, 2014. 312 p.
19. Golik V.I., Hasheva Z.M., Economical Efficiency of Utilization of Allied Mining Enterprises Waste. *The Social Sciences*, 2015, no. 10 (5), pp. 682–686.
20. Golik V., Doolin A., Komissarova M., Doolin R. Evaluating the Effectiveness of Utilization of Mining Waste. *International Business Management*, 2015, no. (5), pp. 1993–5250.

Received: 28 September 2016.

Information about the authors

Vladimir I. Golik, Dr. Sc., professor, North Caucasus State Technical University; chief researcher, Vladikavkaz Scientific Center of the Russian Academy of Sciences.

Viktor G. Lukyanov, Dr. Sc., professor, National Research Tomsk Polytechnic University.

Vitaly I. Komashchenko, Dr. Sc., professor, North Caucasus State Technical University.