

УДК 622.235:622.272.4

**Антипин Юрий Георгиевич**

кандидат технических наук,  
заведующий лабораторией  
подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН,  
620075 г. Екатеринбург,  
ул. 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

**Рожков Артем Андреевич**

кандидат технических наук,  
старший научный сотрудник,  
лаборатория подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН.

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ  
ВСТРЕЧНОГО ВЗРЫВАНИЯ  
В НАРУШЕННЫХ МАССИВАХ  
ВТОРИЧНЫХ КАМЕР  
ПРИ СИСТЕМАХ С ЗАКЛАДКОЙ\***

*Аннотация:*

При подземной разработке уральских медноколчеданных месторождений этажно-камерной системой с твердеющей закладкой выработанного пространства достаточно остро стоит вопрос о повышении эффективности погрузо-доставочных машин на выпуске руды. Наиболее негативным фактором при этом является значительный выход негабаритной фракции при производстве взрывной отбойки руды, особенно в камерах второй и третьей очередей. С повышением выхода негабарита возрастают эксплуатационные затраты на выпуск и доставку руды, происходит увеличение износа шин и расхода горюче-смазочных материалов. В данной работе предложены и рассмотрены основные пути снижения выхода негабарита при отработке вторичных камер, основанные на различных схемах встречного взрывания. В результате проведенных исследований установлены основные технико-экономические показатели и обоснованы параметры эффективной встречной отбойки веерами скважин – расстояние между очистными забоями в камере, угол встречи кусков руды и линия наименьшего сопротивления.

*Ключевые слова:* медноколчеданные месторождения, выход негабарита, выпуск руды, веера скважин, схемы отбойки, встречное взрывание

DOI: 10.25635/2313-1586.2020.03.023

**Antipin Yury G.**

Candidate of Technical Sciences,  
Head of laboratory  
of underground geotechnology,  
Institute of Mining, Ural Branch of RAS,  
620075 Ekaterinburg,  
58 Mamina-Sibiryaka Str.,  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Baranovsky Kirill V.**

Candidate of Technical Sciences,  
Senior Researcher at laboratory  
of underground geotechnology,  
Institute of Mining, Ural Branch of RAS

**Rozhkov Artem A.**

Candidate of Technical Sciences,  
Senior Researcher at laboratory  
of underground geotechnology,  
Institute of Mining, Ural Branch of RAS

**SUBSTANTIATION OF COUNTER  
BLASTING PARAMETERS  
IN DISTURBED MASSIVES  
OF SECONDARY CHAMBERS  
OF MINING SYSTEMS WITH FILLING**

*Abstract:*

In the underground mining of copper pyrite deposits in the Urals by a floor-and-chamber mining system with gob filling, the issue of increasing the efficiency of self-propelled loading and delivery equipment at ore drawing is rather acute. The most negative factor in this case is a significant yield of oversized fractions during the production of explosive ore breaking, especially in second and third chambers. In compliance with growth of oversize fractions, tire wear is also significantly increasing as well as the cost of fuels and lubricants per ton of ore. In this paper, the main ways to reducing the oversize yield when mining secondary chambers based on various schemes of counter blasting are proposed and considered. As a result of the studies, the main technical and economic indicators of the considered schemes and substantiate counter blasting parameters – the distance between the working faces in the chamber, the angle of meeting of ore pieces and the line of least resistance.

*Key words:* copper-pyrite deposits, oversized yield, ore drawing, blast hole ring charges, breaking schemes, counter blasting.

\* Исследования выполнены в рамках Госзадания № 075-00581-19-00, тема № 0405-2019-0005.

### Введение

Отработку мощных медноколчеданных месторождений Урала (Гайское, Сибайское, Октябрьское, Узельгинское и др.) преимущественно осуществляют камерными системами разработки с твердеющей закладкой и применением самоходного оборудования на выпуске и доставке руды [1]. Массив руды в камерах второй и третьей очереди нарушен взрывными работами при отбойке руды в камерах первой очереди, поэтому в рудных целиках под действием горного давления часто происходит нарушение скважин и их потеря. В этих условиях наблюдается повышенный выход негабарита (в 1,3 – 2,5 раз выше, чем в камерах первой очереди) при отбойке руды [2] и, как следствие, существенное снижение производительности погрузочно-доставочных машин (ПДМ) [3] на выпуске и доставке руды из камеры. Также в работе [4] отмечается, что величина выхода негабарита для медноколчеданных месторождений возрастает в 1,3 – 1,5 раз на каждые 300 – 400 м увеличения глубины ведения горных работ.

Для отработки Гайского месторождения применяется этажно-камерная система разработки с камерами высотой 80 м, длиной 30 – 50 м и шириной 20 м, предусматривающей два буровых подэтажных горизонта высотой 26 – 27 м. На первом этапе разработки месторождения отбойку камерных запасов осуществляли параллельными скважинами диаметром 105 мм. Центральные части рудных тел представлены массивными и весьма устойчивыми рудами, достаточно крепкими и практически не трещиноватыми. Многие участки рудных тел разбиты трещинами, заполненными хлоритосерицитовыми сланцами, склонными к разбуханию при контакте с водой, вследствие чего уже пробуренные скважины часто оказывались перекрытыми [5].

При разбуривании камеры параллельными скважинами необходимо было проходить по простиранию рудного тела большой объем близко расположенных буровых заходов, что приводило к снижению их устойчивости и безопасности ведения буровзрывных работ. Поэтому был осуществлен переход на веерные схемы отбойки, предусматривающие бурение скважин из выработок, расположенных вкрест простирания рудного тела. При веерном расположении скважин средний выход негабарита во вторичных камерах возрос до 19 % [1].

Анализ себестоимости добычи руды показал, что расходы на отбойку руды составляют 12,5 %, а на выпуск и доставку (в т.ч. вторичное дробление) – 18,1 % от общих затрат. Наиболее действенный способ повышения эффективности выпуска и доставки руды – улучшение качества дробления, что является актуальной научно-технической задачей.

### Обоснование параметров встречного взрывания

Перспективным направлением улучшения качества дробления руды во вторичных камерах при этажно-камерной системе разработки с закладкой является применение встречной отбойки вееров скважин, при которой происходит дополнительное дробление сталкивающихся кусков руды [6].

Критическую скорость полета кусков руды ( $V_{кр}$ ), при которой происходит их дробление, можно определить по формуле [7] (рис. 1):

$$V_{кр} = \frac{4,45\sigma_{сж}}{\sin \frac{\alpha}{2}} \sqrt{\frac{g}{\gamma E}}, \text{ м/с,}$$

где  $\sigma_{сж}$  – предел прочности руды на сжатие, МПа;  $\alpha$  – угол встречи кусков руды, град;  $E$  – модуль упругости, Н/м<sup>2</sup>;  $g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  $\gamma$  – плотность руды, кг/м<sup>3</sup>.

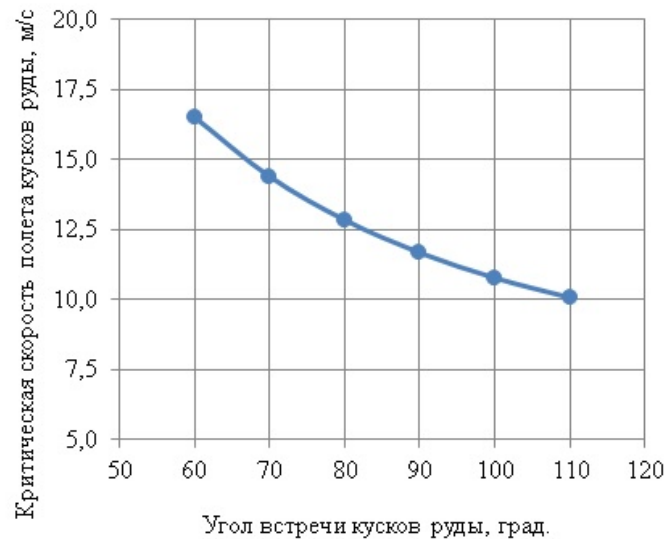


Рис. 1 – Зависимость критической скорости полета кусков руды от угла их встречи

Соответственно, для разрушения кусков их начальная скорость ( $V_H$ ) должна быть больше или равна  $V_{кр}$ , и может быть рассчитана по формуле [8] (рис. 2):

$$V_H = \frac{72000C_{\text{Э}}}{\gamma W^3}, \text{ м/с,}$$
$$C_{\text{Э}} = 1,3 \frac{W^{0,375}}{\gamma^{0,125}} C_{\text{ВВ}}^{1,125}, \text{ кг.}$$

где  $C_{\text{Э}}$  – эквивалентный сосредоточенный заряд ВВ, кг;  $W$  – линия наименьшего сопротивления (ЛНС), м;  $C_{\text{ВВ}}$  – вес удлиненного заряда, приходящийся на 1 м скважины, кг.

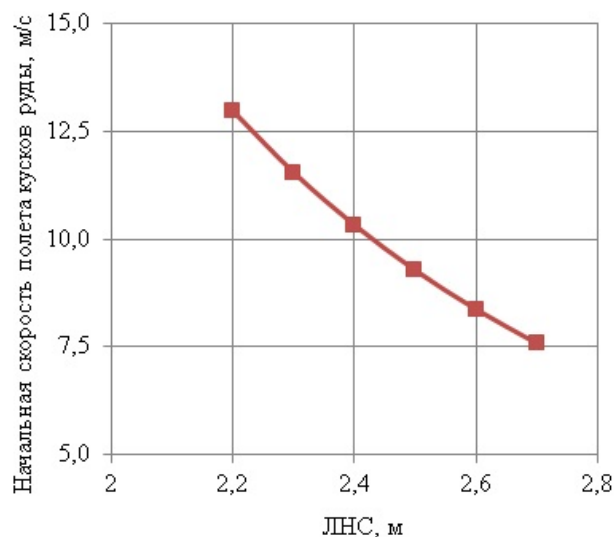


Рис. 2 – Зависимость начальной скорости полета кусков руды от ЛНС

Угол встречи кусков руды во многом зависит от дальности полета кусков ( $l_n$ ), которую можно определить следующим образом (рис. 3):

$$l_{\Pi} = V_{\text{H}} \sqrt{\frac{H_{\text{K}}}{g}}, \text{ м,}$$

где  $H_{\text{K}}$  – высота камеры, м.

Далее необходимо установить, при каком значении ЛНС обеспечивается угол встречи кусков, при котором их начальная скорость больше или равна критической. Для этого нами предлагается использовать следующую формулу (рис. 4):

$$\alpha = \arctg \frac{l_{\Pi}}{0,5H_{\text{K}}}, \text{ град.}$$

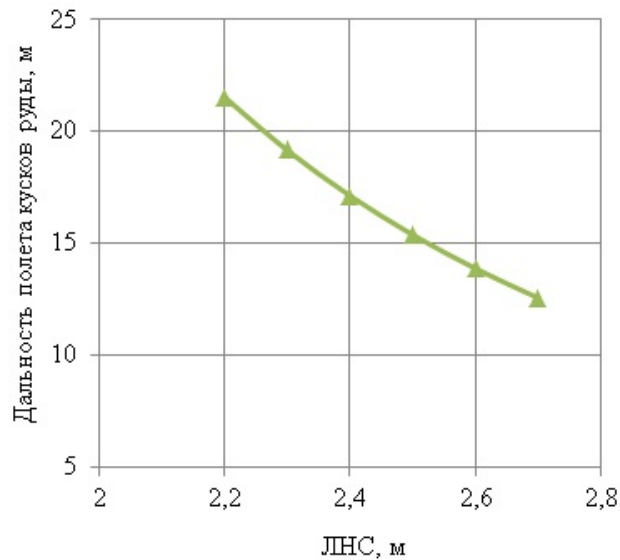


Рис. 3 – Зависимость дальности полета кусков руды от ЛНС

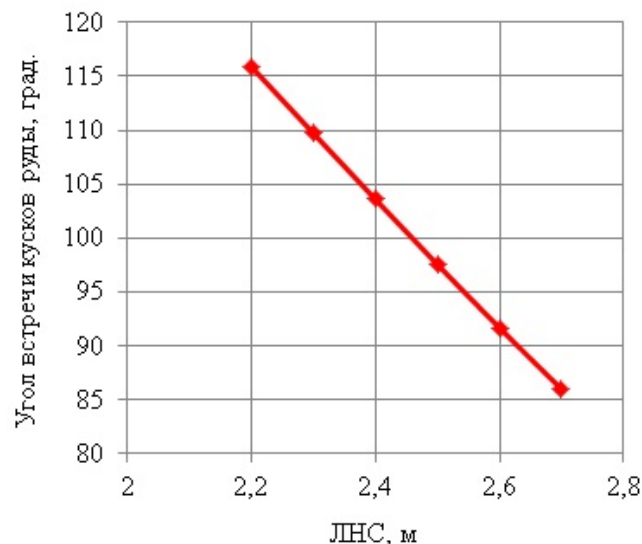


Рис. 4 – Зависимость угла встречи кусков руды от ЛНС

Анализ полученных зависимостей показал, что условие, при котором начальная скорость кусков больше или равна критической, выполняется при ЛНС менее или равной 2,5 м (для скважин диаметром 105 – 110 мм). Для снижения удельного объема бурения для практического использования рекомендуется ЛНС – 2,5 м. С учетом непрямолинейности траектории полета кусков руды [9] при данной ЛНС обеспечивается необходимый угол их встречи (98 – 110°). Важно, чтобы при этом обеспечивалась доста-

точная площадь контакта встречно отбиваемых слоев. Очевидно, что при параметрах пролета между забоями в камере, превосходящих расчетную дальность полета кусков руды, площадь контакта начнет значительно снижаться с отбойкой каждого последующих слоев. Исходя из данных соображений установлено, что метод встречного взрывания в рассматриваемых условиях (ЛНС – 2,5 м) эффективен при расстоянии между очистными забоями не более 15 м.

Дальнейшую отбойку в камерах по достижении расстояния между встречными забоями 15 м рационально производить диагональными веерами скважин, расположенными в разных плоскостях и образующими забой клиновидной формы с углом между плоскостями 90 – 100° (рис. 5).

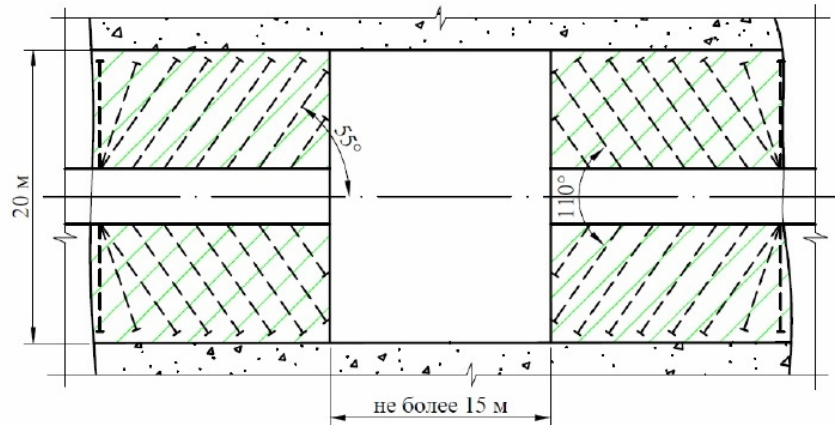


Рис. 5 – Схема отбойки руды в камере диагональными веерами скважин

Схема отбойки с диагональным расположением вееров скважин и встречным взрыванием позволяет осуществить дополнительное дробление кусков руды при их соударении независимо от длины очистных камер. Другим способом повышения качества дробления является отбойка сдвоенными веерами скважин, что дает возможность сохранять скважины в соседних веерах при массовых взрывах за счет увеличения ЛНС до 3,5 м при расстоянии между веерами 0,5 м, бурить оба веера с одной установки станка, более равномерно размещать ВВ в массиве. Улучшение качества дробления возможно также за счет сгущения сетки скважин в веере [10].

Для промышленных испытаний были приняты следующие схемы отбойки руды во вторичных камерах:

- веерами со сгущенной сеткой скважин (2,2×2,2 м);
- сдвоенными веерами скважин, с шахматным расположением скважин;
- встречными и затем диагональными веерами скважин с клиновидным забоем с углом 90 – 100°.

Выход негабарита оценивали двумя методами: непосредственным обмером негабаритных кусков руды и по расходу ВВ на вторичное дробление. Результаты хронометражных наблюдений приведены в табл. 1.

По результатам хронометражных наблюдений [5] установлено влияние выхода негабарита ( $\eta$ ) на продолжительность погрузки автосамосвала ( $t_n$ ) при длине доставки 30 – 80 м (рис. 6):

$$t_n = 2,80 + 0,51\eta - 1,25l\eta, \text{ мин.}$$

Из полученного графика видно, что при предлагаемом варианте производительность ПДМ на выпуске руды возрастает примерно в 1,5 – 2,0 раза при снижении выхода негабарита с 19 до 5 %. При увеличении длины доставки до 150 – 200 м можно прогнозировать повышение производительности ПДМ в среднем до 1,2 – 1,5 раз.

Таблица 1

Результаты промышленных испытаний схем отбойки руды  
во вторичных камерах

Наименование показателей	Стуженная сетка	Сдвоенные веера	Встречные и диагональные веера	Средние данные по руднику
Сетка скважин ( $W \times a$ ), м	2,2×2,2	3,5×3,0	2,5×2,5	2,5×2,5
Выход руды с 1 м скважины, м <sup>3</sup> /м	3,2	3,54	3,6	3,8
Удельный расход ВВ на первичную отбойку, кг/м <sup>3</sup>	2,13	2,0	1,83	1,6
Удельный расход ВВ на вторичное дробление, кг/м <sup>3</sup>	0,132	0,136	0,089	0,52
Общий удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	2,26	2,14	1,92	2,12
Выход негабарита, %	4,9	5,0	3,3	19,3
Средняя сменная производительность ПДМ, т/смену	760 (длина доставки 50 м)	450 (длина доставки 130 м)	520 (длина доставки 190 м)	380 (длина доставки 180 м)

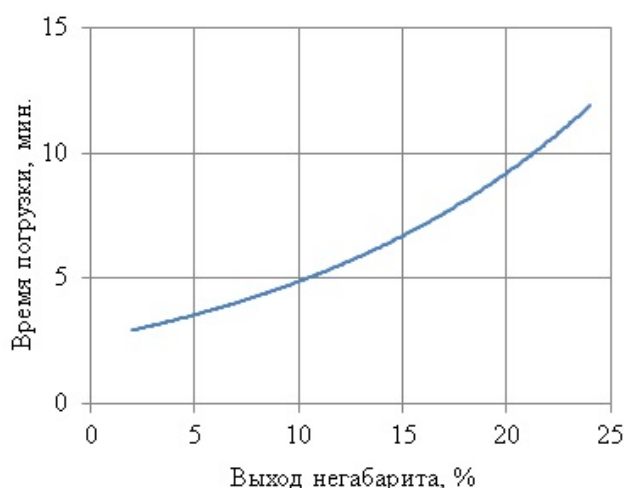


Рис. 6 – Влияние выхода негабарита на время погрузки автосамосвала

Полученные результаты свидетельствуют, что все предложенные варианты отбойки руды во вторичных камерах эффективнее стандартной схемы веерной отбойки практически по всем показателям и позволяют значительно повысить производительность самоходного погрузо-доставочного оборудования.

#### Заключение

В условиях увеличения глубины подземной разработки уральских медноколчеданных месторождений и наращивания производственной мощности горнодобывающих предприятий совершенствование схем и параметров взрывной отбойки руды является одним из определяющих факторов повышения эффективности подземной геотехнологии. Исследования схем и параметров отбойки руды при этажно-камерной системе разработки с твердеющей закладкой в условиях Гайского подземного рудника показывают, что предлагаемые схемы расположения скважин и установленные эффективные параметры встречной отбойки веерами скважин – расстояние между очистными забоя-

ми в камере, угол встречи кусков руды и ЛНС – по сравнению с базовым вариантом позволяют увеличить производительность ПДМ на выпуске и доставке руды в среднем до 1,2 – 1,5 раза в результате существенного снижения выхода негабарита с 19 до 5 %. Схемы отбойки обладают достаточно серьезным технологическим потенциалом и им можно найти широкое применение в аналогичных условиях.

### Список литературы

1. Волков Ю.В., Соколов И.В., 2006. Подземная разработка медноколчеданных месторождений Урала. Екатеринбург: УрО РАН, 232 с.
2. Калмыков В.Н., Пергамент В.Х., Неугомонов С.С., 2009. Расчет параметров отбойки трещиноватых руд скважинными зарядами при системах разработки с твердеющей закладкой. *Вестник МГТУ им. Г. И. Носова*, № 1, С. 22-24.
3. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Никитин И.В., Барановский К.В., 2013. Направления развития и опыт применения подземной геотехнологии с использованием самоходной техники на Уральских рудниках. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*, № 4, С. 66-74.
4. Лапин В.А., 2002. Совершенствование технологии взрывной отбойки на глубоких горизонтах медноколчеданных месторождений. Автореф. дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 21 с.
5. Антипин Ю.Г., 2007. Влияние геометрических параметров камер на эффективность отработки месторождений. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*, № 3, С. 264-269.
6. Кутузов Б.Н., Крюков Г.М., Пушкин Б.Я., 1986. Теория разрушения кусков породы при соударении во время разлета их в результате взрыва. *Взрывное дело: Дробление горных пород взрывом*, № 86/43, С. 39-48.
7. Волков Ю.В., Булатов В.Ф., Брезгулеский И.В., Грачев А.Н., 1976. Основные направления снижения выхода негабарита при отбойке руды в камерах и его прогнозирование. *Горный журнал*, № 6, С. 36-38.
8. Азаркович А.Е., Шуйфер М.И., Покровский Г.И., 1993. Дробление скальных массивов взрывом в практике гидротехнического строительства. Москва: Энергоатомиздат, 144 с.
9. Богуславский Э.И., Волик И.А., 2009. Аналитические и экспериментальные исследования взрыводоставки руды. *Известия вузов. Горный журнал*, № 3, С. 27-31.
10. Ерофеев И.Е., 1988. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. Москва: Недра, 271 с.

### References

1. Volkov Yu.V., Sokolov I.V. *Podzemnaya razrabotka mednokolchedannykh mestorozhdenii Urala* [Underground Mining of Copper Pyrit Deposits of the Urals]. Ekaterinburg, UrO RAN, 2006, 232 s.
2. Kalmykov V.N., Pergament V.Kh., Neugomonov S.S. *Raschet parametrov otboiki treshchinovatykh rud skvazhinnyimi zaryadami pri sistemakh razrabotki s tverdeiushchei zakladkoi* [Parameters Calculation for Breaking of Fractured Ores by Borehole Charges in Development Systems with Consolidating Stowing]. *Vestnik MGTU im. G.I. Nosova*, 2009, № 1, S. 22-24.
3. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Antipin Yu.G., Nikitin I.V., Baranovskii K.V. *Napravleniya razvitiya i opyt primeneniya podzemnoi geotekhnologii s ispol'zovaniem samokhodnoi tekhniki na Ural'skikh rudnikakh* [Development Directions and Applying Experience of Underground Geotechnology with Use of Self-propelled Equipment on Ural Mines]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal)*, 2013, № 4, S. 66-74.

4. Lapin V.A. *Sovershenstvovanie tekhnologii vzryvnoi otboiki na glubokikh gorizontakh mednokolchedannykh mestorozhdenii* [Technology Improving of Explosive Breakage on Deep Horizons of Copper-pyrite Deposits]. Avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk. Magnitogorsk: MGTU im. G.I. Nosova, 2002, 21 s.
5. Antipin Yu.G. *Vliyanie geometricheskikh parametrov kamer na effektivnost' otrabotki mestorozhdenii* [Influence of Geometric Parameters of Chambers on the Efficiency of Mining]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal)*, 2007, № 3, S. 264-269.
6. Kutuzov B.N., Kryukov G.M., Pushkin B.Ya. *Teoriya razrusheniya kuskov porod pri soudarenii vo vremya razleta ikh v rezul'tate vzryva* [Theory of Rock Pieces Destruction when Colliding during Fragment Distribution after Explosion]. *Vzryvnoe delo: Droblenie gornykh porod vzryvom*, 1986, № 86/43, S. 39-48.
7. Volkov Yu.V., Bulatov V.F., Brezguleskii I. V., Grachev A.N. *Osnovnye napravleniya snizheniya vykhoda negabarita pri otboike rudy v kamerakh i ego prognozirovaniye* [Main Directions for Reducing the Oversized Ore Output in Chambers and its Forecasting]. *Gornyi zhurnal*, 1976, № 6, S. 36-38.
8. Azarkovich A.E., Shuifer M.I., Pokrovskii G.I. *Droblenie skal'nykh massivov vzryvom v praktike gidrotekhnicheskogo stroitel'stva* [Crushing of Rock Massifs by Explosion in Hydraulic Engineering Practice]. Moscow, Energoatomizdat, 1993, 144 s.
9. Boguslavskii E.I., Volik I.A. *Analiticheskie i eksperimental'nye issledovaniya vzryvodostavki rudy* [Analytical and Experimental Studies of Ore Delivery by Explosion]. *Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal*, 2009, № 3, S. 27-31.
10. Erofeev I.E. *Povyshenie effektivnosti burovzryvnykh rabot na rudnikakh* [Efficiency Improving of Drilling-and-blasting Operations at Mines]. Moscow, Nedra, 1988, 271 s.