

РЕЗУЛЬТАТЫ ДРОБЛЕНИЯ МАССИВОВ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ ПРИ ВЗРЫВАНИИ ГЛУБОКИХ ИСКРИВЛЕННЫХ СКВАЖИН НА ШАХТЕ ИМ. ГУБКИНА АО «КОМБИНАТА КМАРУДА»

В.Н. Тюпин¹, С.Н. Кубликов¹

¹ Белгородский государственный национальный исследовательский университет,
Белгород, Россия, e-mail: tyupinvn@mail.ru

Аннотация: При разработке Коробковского месторождения железистых кварцитов применяется этажно-камерная система разработки с высотой этажа 60 м. Дробление массива в основном производят путем взрывания скважин диаметром 105 мм и глубиной до 55 м на очистное пространство. Это часто приводит к появлению негабаритных кусков горной породы и зависанию руды в дучках камер. Основной причиной увеличения выхода негабарита и среднего размера куска является неконтролируемое отклонение глубоких скважин от проектного положения. Цель статьи: определение степени искривления скважин с глубиной и расчет на этой основе среднего размера куска взорванной горной массы по длине скважины. Основные методы исследования: промышленный экспериментальный метод с использованием инклинометрической станции МИС-42.80, аналитический метод расчета среднего размера куска взорванной горной массы. Всего проведено около 4,0 тыс. инклинометрических замеров. Установлено, что средняя величина искривления скважин увеличивается с 0,05—0,20 м на глубине 10 м до 0,4—0,8 м на глубине 50 м. Новизна исследования заключается в установлении зависимости среднего размера куска от детонационных характеристик ВВ, крепости, параметров трещиноватости горного массива и среднего расстояния между скважинами. Установлено, что с увеличением глубины скважин средний размер куска увеличивается с 0,22 до 0,39 м. Для снижения отрицательного влияния искривления скважин на качество дробления рекомендовано: переход на поэтажно-камерную систему отработки (2—3 подэтажа); использование станков направленного бурения.

Ключевые слова: этажно-камерная система разработки, искривление глубоких скважин, инклинометрический метод, взрывные работы, средний размер куска.

Для цитирования: Тюпин В. Н., Кубликов С. Н. Результаты дробления массивов железистых кварцитов при взрывании глубоких искривленных скважин на шахте им. Губкина АО «Комбината КМАруда» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 8. – С. 65–73. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-08-0-65-73.

Blasting fragmentation of ferruginous quartzites in long deflected holes in the Gubkin Mine, KMAruda

V.N. Tyupin¹, S.N. Kublikov¹

¹ Belgorod State National Research University, Belgorod, Russia, e-mail: tyupinvn@mail.ru

Abstract: The Korobkovskoe deposit of ferruginous quartzites is developed using the long-hole open stoping method with levels 60 m high. Blasting is carried out in long holes with diameter of

105 mm and 55 m long directed toward the stope area. This method often results in oversizes and choking-up of ore chutes. The major cause of increased yield of oversizes and average sizes is uncontrollable deviation of long holes from project position. This study aims to determine the degree of hole deflection with depth and to calculate average size of blasted rocks per the hole length. The research uses the full-scale experiment with directional log plant MIS-42.80 and the analytical calculation of average size of blasted rock. All in all, round 4000 borehole surveys were implemented. It is found that average deflection of boreholes grows from 0.05–0.20 m at a depth of 10 m to 0.4–0.8 m at a depth of 50 m. The novelty of the research consists in finding average size of blasted rock as function of knock rating of explosives, hardness and jointing of rock mass, as well as average spacing of boreholes. The average size of blasted rocks grows from 0.22 to 0.39 m with length of borehole. To reduce the impact of borehole deflection on blasting fragmentation quality, it is recommended to transit to sublevel stoping system with 2–3 sublevels and to use directional drill rigs.

Key words: long-hole open stoping, long hole deflection, directional survey, blasting, average blasted rock size.

For citation: Tyupin V. N., Kublikov S. N. Blasting fragmentation of ferruginous quartzites in long deflected holes in the Gubkin Mine, KMAruda. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2019;(8):65-73. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-08-0-65-73.

Введение

Коробковское месторождение железистых кварцитов разрабатывают подземным способом, шахтой им. Губкина «Комбината КМАруда». Поле рудника вскрыто шестью стволами. На руднике применяется этажно-камерная система разработки с высотой этажа 60 м.

На руднике применяется несколько вариантов этажно-камерной системы отработки, отличающихся формой и размерами камер (цилиндрические и прямоугольные). Очистные камеры базового варианта системы с размерами в плане 55×30 м разделены между собой целиками шириной 20 м (междукамерные) и 25 м (междупанельные).

В целом, система разработки, применяемая на месторождении, характеризуется высокой эффективностью и обеспечивает высокую безопасность работ. Планы развития горных работ предусматривают увеличение объемов добычи, для реализации этого необходимо вести постоянную работу над увеличением производительности рудника.

Одним из аспектов развития является увеличение скорости погрузки и доставки полезного ископаемого на дробильно-перегрузочный комплекс. Скорость

погрузки часто усложняют зависания в дучках камер и наличие негабаритных кусков горной породы. Для снижения выхода негабарита и уменьшения среднего размера куска необходимо постоянное совершенствование и улучшение параметров буровзрывных работ при первичной отбойке.

Разработанный действующий проект предусматривает бурение нисходящих вертикальных и наклонных скважин глубиной до 55 м станками НКР-100 МА (МПА), в кровлю камер бурят восходящие веера скважин длиной до 15 м.

Дробление массива в основном происходит путем взрывания глубоких скважин на очистное пространство. В каждой камере проходят отрезной восстающий во всю высоту этажа секционным взрыванием глубоких скважин, затем формируется отрезная щель для формирования очистного пространства. Отбойку производят взрыванием двух или трех рядов глубоких скважин короткозамедленное по 1–2 скважины на ступень замедления.

Затраты на буровзрывные работы составляют до 20% себестоимости добычи железистых кварцитов, выдаваемых на ДОФ из шахты им. Губкина АО «Комбината

КМАруда». Удельный расход ВВ при отбойке в камере составляет 0,30–0,34 кг/т (1,0–1,2 кг/м³). ЛНС 2,6 м, расстояние между скважинами (концами скважин) – 3,2 м. ВВ – граммол 20 имеет скорость детонации 3500–3700 м/с, плотность заряжения нисходящих скважин 850–860 кг/м³. Взрывание – электрическое с использованием электродетонаторов короткозамедленного действия ЭД-1-3-Н, боевики – патроны аммонита № 6ЖВ. По условиям сейсмобезопасности взрывают не более двух скважин. Кондиционный размер куска составляет 0,6×0,6×0,8 м, в среднем 0,67 м.

Анализ опыта ведения буровзрывных работ в камерах шахты им. Губкина, а также технической отечественной и зарубежной литературы [1–16] позволили установить следующее. Основной причиной, не позволяющей эффективно управлять процессом отбойки полезного ископаемого, является неконтролируемое отклонение глубоких скважин от проектного положения. Отклонение от вертикали в любом направлении ведет к увеличению выхода негабарита и среднего размера куска.

Кроме того, отклонение взрывааемых скважин в противоположную сторону от очистного пространства увеличивает ЛНС и не позволяет отбивать полезное ископаемое. Происходит прострел зарядов ВВ и часть массива над выпускными дучками остается не отбитой. В среднем не отбитая часть массива образуется ниже 30 м.

Целью настоящей статьи является экспериментальное определение степени искривления скважин с глубиной и расчет на этой основе среднего размера куска взорванной горной массы по длине скважины.

Объект и методы исследования. Объектом исследования является массив горных пород в котором бурят глубокие скважины и взорванная горная масса. Использован экспериментальный метод

определения величины искривления скважин на различной глубине с применением мобильной инклинометрической станции МИС-42.80. Проведены теоретические исследования и численные расчеты по определению среднего размера куска взорванной горной массы по длине скважины.

Результаты исследований

Геологические сведения и параметры трещиноватости горных массивов Коробковского месторождения. Месторождение входит в состав Старо-Оскольского рудного узла и является типичным представителем железорудных месторождений Курской магнитной аномалии (КМА). Месторождение представлено мощными залежами железистых кварцитов, имеющих юго-восточное простирание, падение залежей крутое (80–90°).

В пределах месторождения широко развиты разрывные нарушения. Основными, определяющими геодинамические условия отработки месторождения являются Северо-западный, Северо-Восточный и, в меньшей степени, Западно-Лебединский разломы.

В пределах шахтного поля условно выделено 6 рудных участков: Юго-Восточный Стретенский; Центральный Стретенский; Северо-Восточный Стретенский; Юго-Восточный; Южный и Западный.

Выполненные ОАО «ВИОГЕМ» в горных выработках замеры параметров трещиноватости, их статистическая обработка позволили установить, что все трещины, пересекающие толщу железистых кварцитов, группируются в системы. Трещины I системы (рис. 1) являются самыми распространенными на всем шахтном поле. Расстояние между трещинами колеблется от 5–10 мм до 0,40–0,50 м, среднее расстояние – 0,10–0,15 м. Трещины чаще всего закрытые или открытые на ширину до 0,5 мм, расчленяют массив под углом около 80°.

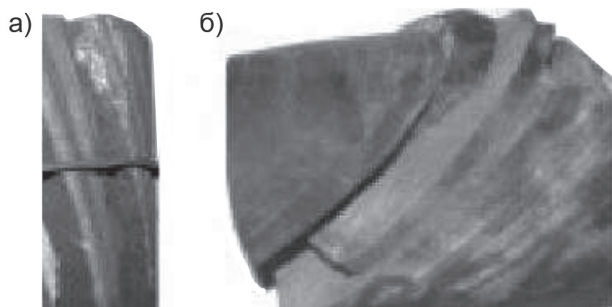


Рис. 1. Трещины I системы в окисленных (а) и магнетитовых (б) кварцитах
 Fig. 1. Cracks of the I system in oxidized (a) and magnetite (b) quartzites

Трещины II системы имеют угол падения $75\text{--}88^\circ$ и располагаются поперек напластования, чаще всего закрытые, без заполнителя, однако встречаются и заполненные карбонатом. Поверхность трещин ровная, бывает гладкой или шероховатой. Расстояние между трещинами $0,50\text{--}0,60$ м. Плоскость трещин выдержана на больших площадях (до 60 м). Трещины III и IV системы представлены относительно равномерно в массиве кварцитов и имеют небольшие углы падения: III система — $20\text{--}35^\circ$, IV — $0\text{--}15^\circ$. Среднее расстояние между трещинами этих систем составляет 0,25 м. Трещины имеют преимущественно ровные стенки, часто раскрытые и заполненные кварцем.

Для выделенных систем трещин средний объем структурного блока составляет $0,010\text{--}0,023$ м³, иногда достигая $0,046$ м³.

Физико-технические свойства пород и руд. В целом породы и руды представлены: безрудными кварцитами, неокисленными железистыми кварцитами, невыветрелыми сланцами, амфиболитами, диорит-порфиритами.

Неокисленные железистые кварциты представляют собой весьма крепкие породы с пределом прочности на сжатие от 72,4 МПа до 297,3 МПа. Объемная масса их колеблется от $3,03$ т/м³ до $3,59$ т/м³, составляя в среднем $3,4$ т/м³. В зонах разломов неокисленные железистые квар-

циты имеют предел прочности на сжатие $50\text{--}70$ МПа.

Различные невыветрелые сланцы, амфиболиты, диорит-порфириты и другие скальные породы имеют предел прочности на сжатие более 40 МПа. Объемный вес невыветрелых сланцев колеблется в пределах от $2,69$ т/м³ до $3,19$ т/м³. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова составляет для наиболее слабых пород — сланцев — $3\text{--}10$, железистых кварцитов $8\text{--}14$, а наиболее крепких безрудных кварцитов достигает $18\text{--}20$.

Экспериментальные исследования по определению искривления скважин. Величина отклонения (ΔW) вертикальных нисходящих скважин производилась с помощью мобильной инклинометрической станции МИС-42.80.

В таблице приведены результаты исследования искривления 380 скважин на различных залежах Коробковского месторождения. Исследования проводились через 5 м по длине скважин. Всего проведено около 4,0 тыс. замеров.

Зависимости изменения средней величины искривления скважин от длины для различных залежей приведены на рис. 2.

Анализ таблицы и рис. 1 показывает, что средняя величина искривления увеличивается с $0,05\text{--}0,20$ м на глубине 10 м до $0,4\text{--}0,8$ м на глубине 50 м. При этом в отдельных скважинах на глубине

Параметры искривления скважин и расчетный размер среднего куска взорванной горной массы в зависимости от длины скважин
The parameters of the curvature of the wells and the calculated size of the average piece of exploded rock mass, depending on the length of the wells

Наименование залежи, число скважин (N)	$L_{\text{св.}}, \text{м}^*$	10	20	30	40	50
Стретенская залежь (юго-восточная часть), N = 150	$\Delta W, \text{м}^{**}$	(0,01–0,21) 0,12	(0,01–0,64) 0,25	(0,07–2,3) 0,39	(0,11–3,7) 0,54	(0,1–3,67) 0,68
	$d_c, \text{м}$	0,239	0,266	0,296	0,33	0,363
Западная залежь, N = 70	$\Delta W, \text{м}$	(0,04–0,25) 0,11	(0,01–0,52) 0,24	(0,06–0,69) 0,37	(0,07–1,17) 0,54	(0,08–1,69) 0,75
	$d_c, \text{м}$	0,239	0,264	0,291	0,329	0,38
Малая-южная залежь, N = 67	$\Delta W, \text{м}$	(0,03–0,25) 0,13	(0,01–0,37) 0,26	(0,04–0,81) 0,45	(0,04–1,47) 0,68	(0,4–2,96) 0,76
	$d_c, \text{м}$	0,242	0,269	0,31	0,362	0,382
Стретенская залежь (северо-западная часть), N = 27	$\Delta W, \text{м}$	(0,03–0,26) 0,18	(0,04–0,57) 0,33	(0,01–0,95) 0,39	(0,03–1,44) 0,46	(0,02–1,95) 0,55
	$d_c, \text{м}$	0,252	0,283	0,296	0,312	0,332
Юго-восточная залежь, N = 26	$\Delta W, \text{м}$	(0,04–0,21) 0,1	(0,08–0,46) 0,25	(0,13–0,75) 0,33	(0,15–1,17) 0,62	(0,16–1,92) 0,8
	$d_c, \text{м}$	0,237	0,266	0,303	0,349	0,393
Западно-лебединская залежь, N = 29	$\Delta W, \text{м}$	(0,01–0,24) 0,14	(0,04–0,38) 0,23	(0,06–0,6) 0,26	(0,08–0,87) 0,31	(0,23–1,59) 0,42
	$d_c, \text{м}$	0,243	0,262	0,269	0,28	0,302
ТВУ ВВ № 5 Гор. –250 м, N = 11	$\Delta W, \text{м}$	(0,02–0,04) 0,02	(0,02–0,21) 0,11	(0,04–0,43) 0,18	(0,09–0,39) 0,31	(0,05–0,316) 0,31
	$d_c, \text{м}$	0,228	0,238	0,252	0,278	0,322

Примечание: $L_{\text{св.}}, \text{м}^*$ – глубина скважин; $\Delta W, \text{м}^{**}$ – в числителе пределы изменений искривления скважин, в знаменателе средняя величина.

50 м величина искривления достигает 1,5–3,6 м.

Теоретические исследования по определению среднего размера куска. Согласно исследованиям [9] для обеспечения заданного качества дробления ЛНС (W) можно определять по формуле

$$W = 2 R_p K_{\perp}, \quad (1)$$

где R_p – радиус зоны регулируемого дробления, м.; K_{\perp} – коэффициент усиления действия взрыва перпендикулярно группе одновременно взрывааемых зарядов ВВ.

Согласно исследованиям [9, 17, 18]

$$R_p = \frac{D \rho_b d_s}{2f^{0.5} \Phi} \sqrt{\frac{3d_c}{d_b}} \cdot 10^{-4} + 0,5d_b, \quad (2)$$

$$K_{\perp} = \ln 2,7 [n - \mu(n-1)], \quad (3)$$

где D – скорость детонации ВВ, м/с; ρ_b – плотность заряжения кг/м³; d_s – диаметр заряда ВВ, м; f – коэффициент крепости породы по шкале М.М. Протодьяконова; d_b – размер отдельности, м; Φ – показатель трещиноватости горного массива; n – число одновременно взрывааемых скважин (предельная величина n равна

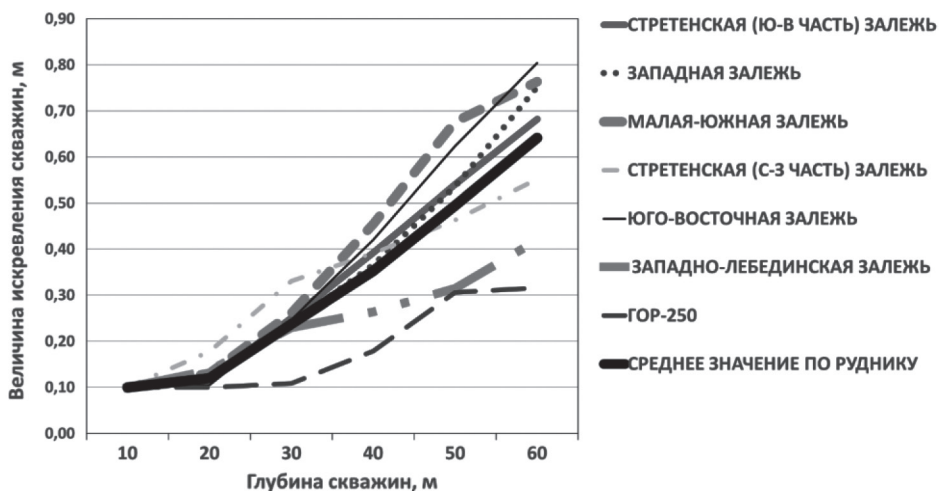


Рис. 2. Зависимость средней величины искривления скважин от их глубины для различных залежей
 Fig. 2. The dependence of the average value of the curvature of the wells from their depth for different deposits

$\mu^{-1} + 1$); μ — коэффициент трения между отдельностями в массиве.

Подставив (2) в (1) и решая уравнения относительно d_c , получим зависимость среднего размера куска от детонационных характеристик ВВ, крепости и параметров трещиноватости горного массива, а также от геометрического расположения скважин.

$$d_c = 0,33 \cdot 10^8 \left[\frac{(W - K_{\perp} d_b) \Phi}{K_{\perp} D \rho_b d_3} \right]^2 f d_b \cdot (4)$$

Поскольку при бурении глубоких скважин происходит их искривление, то в числитель необходимо прибавить величину искривления ΔW , тогда (4) имеет вид:

$$d_c = 0,33 \cdot 10^8 \left[\frac{(W + \Delta W - K_{\perp} d_b) \Phi}{K_{\perp} D \rho_b d_3} \right]^2 f d_b, \quad (5)$$

Проведем численные расчеты величины d_c с изменением ΔW при постоянных параметрах расположения скважин, параметрах детонации ВВ и физико-технических свойств взрывааемых массивов. Параметры выбраны при камерной отбойке железистых кварцитов на шахте им. Губкина АО «Комбината КМАруда».

Среднее значение расстояния между скважинами в ряду и ЛНС равно: $W = 2,9$ м; $d_b = 0,4$ м; $\Phi = 8$; $f = 11$; $K_{\perp} = 1,43$ при $n = 2$; $d_3 = 0,11$ м; $D = 3600$ м/с; $\rho_b = 860$ кг/м³; $\mu = 0,45$.

Подставляя постоянные параметры в (5), получим упрощенную формулу для определения d_c

$$d_c = 0,04 (2,33 + \Delta W)^2, \quad (6)$$

Результаты расчетов приведены в таблице и на рис. 3.

Обсуждение результатов исследований. Анализ результатов показывает, что искривление скважин существенно влияет на средний размер куска. Благодаря закономерному искривлению скважин с глубиной средний размер куска увеличивается с 0,22 до 0,39 м.

Установлено [9], что куски руды большого размера менее нарушены микротрещинами, а значит имеют большую прочность. Это приводит к снижению производительности труда при погрузке и к увеличенным затратам на измельчение руды в дробильно-перегрузочном комплексе. Во-вторых, интенсивная микротрещиноватость в мелких кусках руды

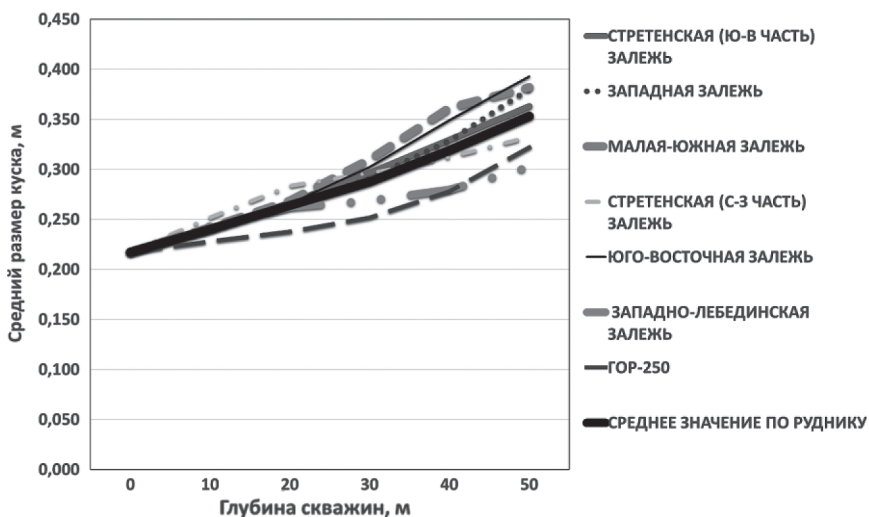


Рис. 3. Зависимость среднего размера куска от глубины скважин от для различных залежей
 Fig. 3. The dependence of the average size of the piece on the depth of the wells for different deposits

обеспечивает большее раскрытие полезных компонентов и вероятно коэффициент извлечения должен увеличиваться.

Заключение

В статье приведены результаты исследования искривления 380 скважин на различных залежах Коробковского месторождения с помощью мобильной инклинометрической станции МИС-42.80. Всего проведено около 4,0 тыс. замеров. Средняя величина искривления скважин увеличивается с 0,05–0,20 м на глубине 10 м до 0,4–0,8 м на глубине 50 м. В отдельных скважинах искривление достигает 1,5–3,6 м.

Получена аналитическая зависимость среднего размера куска от детонационных характеристик ВВ, крепости пород

и параметров трещиноватости горного массива, а также от геометрического расположения скважин. Установлено, что благодаря закономерному искривлению скважин с глубиной средний размер куска увеличивается с 0,22 до 0,39 м.

Для снижения отрицательного влияния искривления скважин на качество дробления возможны следующие варианты добычи железистых кварцитов на шахте им. Губкина АО «Комбината КМАруда»:

- переход на поэтажно-камерную систему отработки железистых кварцитов (2–3 поэтажа);
- использование станков направленного бурения;
- бурение скважин с помощью буровых ставов увеличенного диаметра, приближенного к диаметру скважины.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бабаянц Г. М., Вертлейб Л. К., Журин Н. Я. и др. Подземная разработка железистых кварцитов. — М.: Недра, 1988. — 168 с.
2. Кондратенко А. С., Тимонин В. В., Карпов В. Н., Попелюх А. И. Пути повышения эффективности ударно-вращательного бурения скважин // Горный журнал. — 2018. — № 5. — С. 63–68.
3. Солодянкин С. С., Бугаец П. В., Кубликов С. Н. Особенности скважинной отбойки и направления развития буровзрывных работ на шахте им. Губкина // Горная промышленность. — 2017. — № 5. — С. 74–76.

4. Тимонин В. В., Алексеев С. Е., Карпов В. Н., Черниенков Е. М. Влияние энергетических параметров погружного пневмоударника на технико-экономические показатели бурения скважин с одновременной обсадкой // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2018. — № 1. — С. 61–70.

5. Шаторин И. О. Доводка машин ударного действия при помощи современного программного обеспечения // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. — 2017. — Т. 4. — № 1. — С. 72–76.

6. Шевкун Е. Б. Лещинский А. В. Галимьянов А. А. Управление буровзрывным дроблением скальных пород зарядами с воздушными полостями // Горный журнал. — 2016. — № 2. — С. 66–69.

7. Трубецкой К. Н., Викторов С. Д., Закалинский В. М., Осокин А. А. Крупномасштабное взрывное разрушение массивов горных пород: состояние и перспективы применения // Горный журнал. — 2016. — № 10. — С. 64–69.

8. Мюнх А. Ф., Шоков В. И., Биндер Я. И. Создание и первые результаты освоения мобильной инклинометрической станции для промеров взрывных скважин // Горный журнал. — 2011. — № 10. — С. 53–56.

9. Тюпин В. Н. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах: монография. — Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2017. — 192 с.

10. Дунаев В. А., Серый С. С., Игнатенко И. М., Овсянников А. Н. Методика предпроектной оценки взрываемости массивов скальных горных пород в карьерах // Горный журнал. — 2012. — № 9. — С. 18–23.

11. Paul Moore. A fragmented approach / International Mining, March 2015. Pp. 70–77.

12. Pradeep K. Singh, Roy M. P., Amalendu Sinha. Controlled Blasting for Safe and Efficient Mining Operations at Rampura Agucha Mine in India / 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. China. 2014, pp. 137–151.

13. Duan Y., Xiong D., Yao L., Wang F., Xu G. Advanced Technology for Setting Out of Blastholes and Measurements while Drilling / 11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Australia. 2015, pp. 593–598.

14. Singh S. P., Abdul H. Investigation of blast design parameters to optimize fragmentation // Rock Fragmentation by Blasting: Fragblast 10. 2013. Pp. 181–187.

15. Sandvik's New Pantera DTH // Mining Turkey: Mining and Earth Science Magazine. 2014. Vol. 3. No. 6. Pp. 26–27.

16. Haibao Yi, Haibatao Yang, Li Ming, Han Bin, Zheng Lujing Study on Open-Pit Precision Control Blasting of Easily Weathered Rock and its Application / 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. China. 2014. Pp. 157–160.

17. Овсейчук В. А., Тюпин В. Н. Оптимизация гранулометрического состава руды при подземном и кучном выщелачивании // Горный журнал. — 2002. — № 9. — С. 24–27.

18. Кутузов Б. Н., Тюпин В. Н. Метод расчета параметров буровзрывных работ на карьерах с целью обеспечения заданного качества дробления горных пород // Горный журнал. — 2017. — № 8. — С. 66–69. **ИЗВ**

REFERENCES

1. Babayants G. M., Vertleyb L. K., Zhurin N. Ya. *Podzemnaya razrabotka zhelezistykh kvartsitov* [Underground mining of banded iron formations], Moscow, Nedra, 1988, 168 p.

2. Kondratenko A. S., Timonin V. V., Karpov V. N., Popelyukh A. I. Options for improvement of efficiency of percussion rotary drilling of holes. *Gornyy zhurnal*. 2018, no 5, pp. 63–68. [In Russ].

3. Solodyankin S. S., Bugaets P. V., Kublikov S. N. Particularities of longhole stoping and directions of development of drilling and blasting operations in a mine named for Gubkin. *Gornaya promyshlennost'*. 2017, no 5, pp. 74–76. [In Russ].

4. Timonin V. V., Alekseev S. E., Karpov V. N., Chernienkov E. M. Influence of energy parameters of down the hole drill rig to technical and economic features of holes drilling with simultaneous well casing. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2018, no 1, pp. 61–70. [In Russ].

5. Shatorin I. O. Adjustment of impact machine by the modern software. *Fundamental'nye i prikladnyye voprosy gornyykh nauk*. 2017. Vol. 4, no 1, pp. 72–76. [In Russ].

6. Shevkun E. B., Leshchinskiy A. V., Galim'yanov A. A. Control of drilling and blasting of rock fragmentation by the blasts with air cavities. *Gornyy zhurnal*. 2016, no 2, pp. 66–69. [In Russ].
7. Trubetskoy K. N., Viktorov S. D., Zakalinskiy V. M., Osokin A. A. Large scale blasting destruction of rock mass: current state and trends of application. *Gornyy zhurnal*. 2016, no 10, pp. 64–69. [In Russ].
8. Myunkh A. F., Shokov V. I., Binder Ya. I. Creation and first results of acquisition of mobile inclinometer surveying station for the measuring of blasting holes. *Gornyy zhurnal*. 2011, no 10, pp. 53–56. [In Russ].
9. Tyupin V. N. *Vzryvnye i geomekhanicheskie protsessy v treshchinovatykh napryazhennykh gornyykh massivakh*: monografiya [Blasting and geomechanics processes in fractured stressed mountain mass: monograph], Belgorod, ID «Belgorod» NIU «BelGU», 2017, 192 p.
10. Dunaev V. A., Seryy S. S., Ignatenko I. M., Ovsyannikov A. N. Methods of pre-project evaluation of blast ability of rocks in open pits. *Gornyy zhurnal*. 2012, no 9, pp. 18–23. [In Russ].
11. Paul Moore. A fragmented approach. *International Mining, March 2015*. Pp. 70–77.
12. Pradeep K. Singh, Roy M. P., Amalendu Sinha. Controlled Blasting for Safe and Efficient Mining Operations at Rampura Agucha Mine in India. *8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction*. China. 2014, pp. 137–151.
13. Duan Y., Xiong D., Yao L., Wang F., Xu G. Advanced Technology for Setting Out of Blast-holes and Measurements while Drilling. *11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*. Australia. 2015, pp. 593–598.
14. Singh S. P., Abdul H. Investigation of blast design parameters to optimize fragmentation. *Rock Fragmentation by Blasting: Fragblast 10*. 2013. Pp. 181–187.
15. Sandvik's New Pantera DTH. *Mining Turkey: Mining and Earth Science Magazine*. 2014. Vol. 3. No. 6. Pp. 26–27.
16. Haibao Yi, Haibatao Yang, Li Ming, Han Bin, Zheng Lujing Study on Open-Pit Precision Control Blasting of Easily Weathered Rock and its Application. *8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction*. China. 2014. Pp. 157–160.
17. Ovseychuk V. A., Tyupin V. N. Optimization of granulometric composition of ore during in situ leaching and heap leaching. *Gornyy zhurnal*. 2002, no 9, pp. 24–27. [In Russ].
18. Kutuzov B. N., Tyupin V. N. Method of calculation of parameters of drilling and blasting operations at the open pits in order to provide with the specified quality of rock fragmentation. *Gornyy zhurnal*. 2017, no 8, pp. 66–69. [In Russ].

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Тюпин Владимир Николаевич¹ — д-р техн. наук, профессор,
e-mail: tyupinvn@mail.ru,

Кубликов Сергей Николаевич¹ — аспирант,
заместитель главного инженера по буровзрывным работам
шахты им. Губкина АО «Комбинат КМАруда»,
e-mail: K23463@yandex.ru,

¹ Белгородский государственный национальный
исследовательский университет.

Для контактов: Тюпин В.Н., e-mail: tyupinvn@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

V.N. Tyupin¹, Dr. Sci. (Eng.), Professor, e-mail: tyupinvn@mail.ru,
S.N. Kublikov¹, Graduate Student,

Deputy Chief Engineer for Drilling and Blasting Operations
at the Shakhtar Mine Gubkina JSC «Combine KMAruda»,
Gubkin, Belgorod region, Russia, e-mail: K23463@yandex.ru,

¹ Belgorod State National Research University,
308015, Belgorod, Russia.

Corresponding author: V.N. Tyupin, e-mail: tyupinvn@mail.ru.