

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

УДК 622.271.35; 622.272

ПРОГНОЗ И ФАКТИЧЕСКИЙ ВЫХОД НЕГАБАРИТНОЙ ФРАКЦИИ ПРИ ОТБОЙКЕ РУДЫ В ПОДЗЕМНЫХ УСЛОВИЯХ

С. А. Вохмин¹, А. А. Кытманов¹, Г. П. Ерлыков²,
Е. В. Шевнина¹, Г. С. Курчин¹, А. К. Кирсанов¹

¹Сибирский федеральный университет,

Е-mail: svokhmin@mail.ru, просп. Свободный, 79, 660041, г. Красноярск, Россия

²ЗФ ПАО “ГМК “Норильский никель”, рудник “Маяк”, 663333, г. Норильск, Россия

Описан опыт ведения отбойки руды на руднике “Заполярный” и приведены данные фактического выхода негабаритной фракции при отбойке рудного массива из транспортно-доставочного штрека. Выявлено, что применяемые параметры буровзрывных работ не обеспечивают требуемое качество дробления горной массы, что влечет за собой повышение издержек и снижение эффективности отбойки. Показана высокая сходимость фактического выхода негабаритов с расчетной эмпирической моделью Куз–Рам, что позволяет корректировать параметры, используемые при расчете индекса однородности, для прогнозирования и приведения к оптимальному значению гранулометрического состава отбитой горной массы. Рассмотрены возможные причины появления негабаритов.

Разрушение горных пород, гранулометрический состав, фрагментация, камера, буровзрывные работы, скважина, заряд, взрыв, негабарит, статистическая обработка

DOI: 10.15372/FTPPI20210205

С увеличением объемов буровзрывных работ (БВР) в подземных горных выработках возрастает выход негабаритной фракции. Это может быть связано с ухудшением горно-геологических условий по мере увеличения глубины отработки, неправильным выбором типа взрывчатых веществ (ВВ), завышенным или заниженным их расходом, некорректно подобранными параметрами БВР и т. д. Данное явление порождает неконтролируемый рост дополнительных издержек на вспомогательные операции, что негативно сказывается на экономической эффективности предприятия [1–3]. Актуальным представляется решение задачи прогнозирования выхода гранулометрического состава отбиваемой горной массы еще на этапе проектирования с учетом горно-геологических и горнотехнических условий. По мнению отечественных и зарубежных ученых [1–19], существует несколько основных показателей, которые существенно влияют на выход негабаритов — расположение скважин (в зависимости от направления их к горизонту), выбор диаметра и параметров сетки скважин, влияние удельного расхода ВВ, а также размер необходимого кондиционного куска. Влияя на данные параметры, можно снизить выход негабаритов до такого уровня, который удовлетворял бы недропользователей как с технологической, так и с экономической точки зрения.

МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ЭКСПЕРИМЕНТОВ

Теоретическое прогнозирование гранулометрического состава отбитой горной массы.

Нормативное значение выхода негабаритов обычно определяется на этапе разработки проекта производства работ и варьирует в диапазоне 1–5 % (в зависимости от типа обрабатываемых руд, горно-геологических и горнотехнических условий отработки и т. д.).

Существует множество моделей, по которым можно прогнозировать как выход негабаритной фракции, так и вероятную степень дробления горной массы при заданных параметрах БВР [20–30]. Однако результаты, полученные по расчетам данных методик, не всегда дают приемлемый результат на практике (низкая эффективность БВР, завышенный выход негабаритов и т. д.).

Классическими разработками в области оценки среднего размера кусков отбитой горной массы являются работы В. М. Кузнецова, Каннингэма и Охтерлони [20–22, 28]. Анализируя данные модели, можно заключить, что зависимость Кузнецова [20] не учитывает тип применяемого ВВ, параметры взрывной сети и физико-механические свойства горных пород (кроме крепости). Следовательно, эта модель применена лишь для предварительных укрупненных расчетов, в том числе при наличии большого набора статистических данных.

Модель Куз–Рам [21] основывается на обработке достаточно важных горно-геологических и горнотехнических исходных данных, в результате чего наиболее точно прогнозирует гранулометрический состав после производства взрывных работ. В результате расчета определяется процентное соотношение для каждого из предполагаемого размера отбитой горной массы. Данная модель достаточно универсальна, о чем говорят ее постоянные улучшения и модернизации учеными всего мира.

По итогам анализа модели КСО (расшифровывается по первым буквам фамилий авторов: Kuznetsov – Cunningham – Ouchterlony) [22], выявлено, что ее целесообразно использовать как дополнение к вышерассмотренным моделям или их аналогам.

Наряду с описанными моделями по прогнозированию выхода негабаритной фракции, на практике также применяют методы визуального анализа, которые постепенно вытесняют традиционный ситовой способ [31–34].

Таким образом, из-за отсутствия единого способа по определению гранулометрического состава отбиваемой горной массы в настоящее время массово обсуждается тема анализа и разработок методик, способных прогнозировать гранулометрический состав как одного из начальных факторов сокращения экономических потерь в технологическом цикле [1–3, 26, 27, 30, 34].

Авторами построена кривая Розина–Рамлера для описания прогнозируемого гранулометрического состава горной массы для рассматриваемых камер ТДШ 41-7 и ТДШ 42-7 согласно эмпирической модели Куз–Рам. Эта модель состоит из следующих основных уравнений: выражение Кузнецова, выражение Розина–Рамлера, выражение индекса однородности.

Уравнение Кузнецова, позволяющее определить характеристический медианный размер куска, имеет следующий вид:

$$X_{50} = AK^{-0.8} Q^{1/6} \left(\frac{115}{RWS} \right)^{19/30}, \quad (1)$$

где A — фактор горной породы; K — удельный расход ВВ, кг/м³; Q — масса ВВ в скважине, кг; RWS — относительный эквивалент ВВ по теплоте взрыва по отношению к АНФО; 115 — RWS тринитротолуола.

Распределение отбитых кусков горной массы по размеру, согласно модели Розина–Рамлера, определяется долей кусков $P(X)$, прошедших через грохот с размером ячейки X , а также характеристическим медианным размером X_{50} и индексом однородности n [21, 29]:

$$P(X) = 1 - e^{-0.693 \left(\frac{X}{X_{50}} \right)^n} \quad (2)$$

Приняв за исходные данные показатели, описанные выше, а также уточнив, что негабаритами считаются куски с линейными размерами более 0.5 м, получен следующий итог (рис. 1).

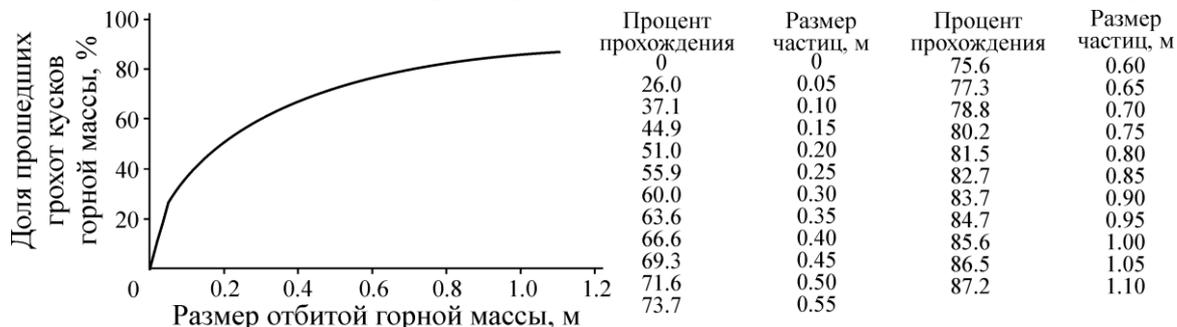


Рис. 1. Кривая распределения размеров кусков горной породы после взрыва: выход негабаритной фракции 28.3 %, выход оптимальной фракции 45.7 %, переизмельченная фракция 26.0 %

Согласно полученным расчетным данным, процент выхода негабаритной фракции с действующими на руднике параметрами БВР прогнозируется в пределах 28.3%. Отметим при этом, что в модели Куз – Рам на распределение отбитых кусков горной массы по размеру большое влияние оказывает индекс однородности, определяемый из выражения

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{d} \right) \left(0.5 + \frac{S}{2B} \right)^{0.5} \left(1 - \frac{W}{B} \right) \left(\frac{L}{H} \right), \quad (3)$$

где B — линия наименьшего сопротивления, м; d — диаметр скважины, мм; S — расстояние между скважинами в ряду, м; W — среднеквадратичное отклонение при бурении; L — длина заряда, м; H — высота уступа, м.

Анализируя данный индекс, можно заметить, что в него входят технологические параметры, значения которых можно корректировать, а значит, регулировать степень фрагментации.

Общие положения о месте проведения экспериментальных работ. Рудник “Заполярный” ЗФ ПАО “ГМК “Норильский никель” обрабатывает северную и частично южную части месторождения вкрапленных сульфидно-никелевых руд “Норильск-1”. Эти руды представляют собой основной объект отработки, прочие типы руд добывают попутно. Система разработки месторождения представлена этажно-принудительным обрушением с двух- и одностадийной выемкой запасов полезного ископаемого.

Согласно регламенту технологических производственных процессов, отбойка на очистных работах ведется веерами скважин на открытую поверхность (отрезную щель), которая располагается в центре или на фланге обрабатываемой камеры [35].

Расположение скважин в каждом веере зависит от диаметра скважин, высоты и ширины камеры. Действующим на предприятии регламентом рекомендуется принимать следующие параметры скважин: при диаметре 60, 65 мм расстояние между рядами 1.1 – 1.5 м, между концами скважин 1.9 – 2.4 м; при диаметре 105, 110 мм расстояние между рядами 1.8 – 2.4 м, между концами скважин 2.4 – 3.6 м [35].

Минимальная длина недозаряда в скважинах составляет 1.5 м. Фактическая длина недозаряда по отдельным скважинам веера не постоянная и может достигать 30% от общей длины скважин.

Методикой проведения исследований предусматривались теоретические расчеты по прогнозированию гранулометрического состава отбитой горной массы по модели Куз – Рам, а также натурные замеры негабаритов после скважинной отбойки камер на подземном руднике с последующим занесением полученной информации в соответствующие акты.

Основные положения методики проведения фактических замеров негабаритной фракции:

- минимум две наблюдаемые камеры (выход негабаритной фракции с этих камер);
- сведение числа наблюдений до возможного минимума, при котором обеспечивалось бы получение данных с точностью, пригодной для дальнейших инженерных расчетов;
- соблюдение проектных параметров при отбойке запасов камеры (сетка расположения взрывных скважин; количество скважин в веере; глубина, угол наклона скважин и их диаметр; общий расход ВВ) для получения сопоставимых данных (рис. 2);
- складирование негабаритных кусков горной массы из наблюдаемой камеры в специально отведенные для этого ниши для дальнейших замеров (рис. 3);
- проведение замеров негабаритных кусков и их фиксирование в присутствии представителя организации разработчиков и представителя рудника; фотографирование негабаритов с масштабной рейкой с делениями через 10 см;
- составление сводного акта, в котором отражены основные показатели отбойки камеры.

Экспериментальные работы проводились при отбойке рудного массива из транспортно-доставочного штрека ТДШ 41-7 и ТДШ 42-7, пример одного из наблюдаемых вееров взрывных скважин представлен на рис. 2.



Рис. 2. Проект наблюдаемого веера № 25 в рудном массиве ТДШ 42-7

Отбиваемый рудный массив представлен габбро-долерит пикритовым, такситовым, контактовым. Породы крупно- и среднеблочные, сильно- и среднетрещиноватые. Крепость пород $f=10-14$, нарушенность сильная.

Основные технологические характеристики скважинной отбойки рудного массива приведены в табл. 1.

ТАБЛИЦА 1. Технологические характеристики скважинной отбойки рудного массива ТДШ 41-7 и ТДШ 42-7

Место проведения работ	Общее число скважин, шт.	Глубина скважин, м	Общая длина скважин, м	Расстояние между скважинами в ряду, м	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Отрыв горной массы, м ³	Всего взрывчатого вещества, кг	Выход горной массы, м ³ /м
ТДШ 41-7								
1, 2, 3 веер	42	6.5 – 20.0	759.0	1.5	0.82	2443.0	2021.0	3.22
4, 5 веер	15	7.0 – 19.0	185.0	1.5	0.39	1553.0	607.5	8.39
6, 7 веер	16	6.5 – 19.5	275.0	1.5	0.38	1600.0	608.0	5.82
8, 9 веер	16	6.5 – 19.5	185.0	1.5	0.37	1616.0	608.0	8.74
10 веер	16	6.5 – 19.0	285.0	1.5	0.84	728.0	610.0	2.55
11, 12 веер	48	6.5 – 19.0	702.5	1.5	0.40	1543.0	624.0	2.20
14, 15 веер	26	7.0 – 19.5	372.0	1.5	0.52	1643.0	853.0	4.42
ТДШ 42-7								
16 веер	22	7.0 – 21.0	362.5	1.5	1.52	767.0	1171.0	2.12
17 веер	22	7.5 – 20.5	356.5	1.5	1.84	767.0	1411.0	2.15
21, 22, 23 веер	35	7.0 – 20.5	702.0	1.5	0.77	2369.0	1817.5	3.37
24 веер	17	6.5 – 19.0	353.0	1.5	1.20	736.0	888.5	2.08
25 веер	24	7.0 – 18.5	349.0	1.5	1.49	755.0	1092.0	2.09

Определение и анализ фактического выхода негабаритной фракции. Фактический выход негабаритов по вееру № 25 (рис. 2) составил 33.11 %, а по всему отрабатываемому рудному массиву 30.7 % (табл. 2).

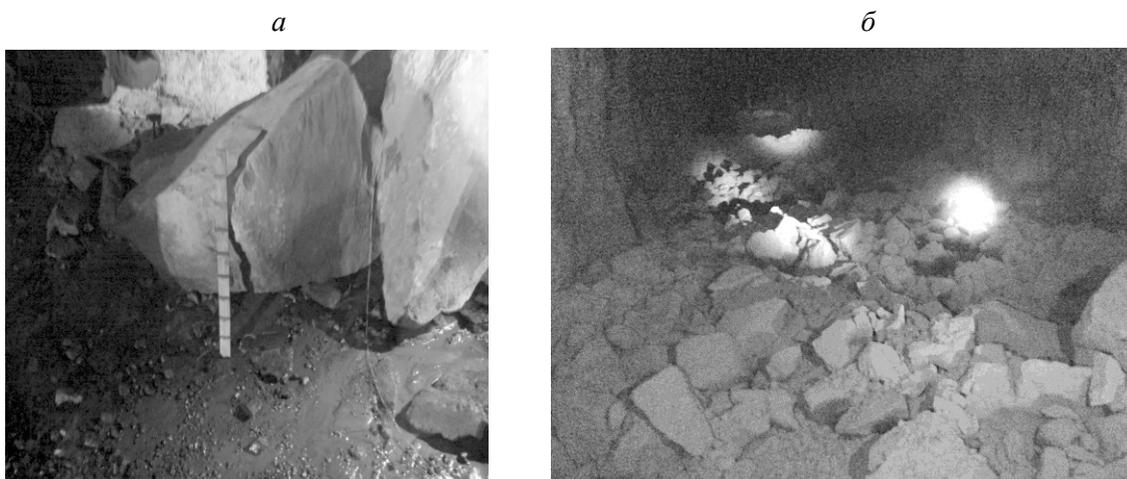


Рис. 3. Вид негабаритов после отбойки веера № 25 ТДШ 42-7: *а* — до вторичного дробления; *б* — после вторичного дробления

Негабариты складировались на специально выделенную для этих целей площадку, где проводился их фактический обмер и дальнейшее вторичное дробление. Внешний вид негабаритов представлен на рис. 3.

По результатам наблюдения проведена статистическая обработка, на основе которой можно спрогнозировать выход негабаритной фракции при дальнейшей отработке запасов камер с аналогичными технологическими параметрами.

ТАБЛИЦА 2. Сводная таблица по учету фактического выхода негабаритов на руднике “Заполярный”

Место проведения работ	Объем отбитой горной массы, м ³	Объем отгруженной горной массы в рудоспуск, м ³	Общий объем негабаритов, м ³	Расход ВВ на вторичное дробление, кг	Средний выход негабарита, м ³	Средний выход негабарита, %
ТДШ 41-7						
1, 2, 3 веер	244	1863	580	145.0	0.75	23.74
4, 5 веер	1553	1153	400	100.0	0.80	25.75
6, 7 веер	1600	1100	500	125.0	1.10	31.25
8, 9 веер	1616	1136	480	120.0	0.90	29.70
10 веер	728	508	220	55.0	0.85	30.22
11, 12 веер	1543	1023	520	130.0	1.20	33.70
14, 15 веер	1643	1123	520	130.0	1.00	31.64
ТДШ 42-7						
16 веер	767	537	230	57.5	0.90	29.98
17 веер	767	467	300	75.0	1.30	39.11
21, 22, 23 веер	2369	1619	750	187.5	1.00	31.65
24 веер	736	526	210	52.5	0.95	28.53
25 веер	755	505	250	62.5	0.86	33.11
Итого по обрабатываемой выработке ТДШ 41-7, ТДШ 42-7					0.97	30.70

Статистическая обработка полученных результатов. Статистическая обработка результатов замеров негабаритных кусков по камерам ТДШ 41-7 и ТДШ 42-7 проведена по максимальным размерам негабаритов и по объему негабаритных кусков (с учетом грубых ошибок статистики измерений). Исходные данные представлены в табл. 3 и 4.

ТАБЛИЦА 3. Характеристика вариационного ряда по максимальным размерам негабаритов

Номер испытания	Число взрываваемых вееров скважин	Количество негабаритов, соответствующих наибольшему размеру, см							Общее число негабаритов
		70	80	90	100	110	120	130 и более	
1	3	15	16	12	10	14	12	25	104
2	2	16	12	12	8	13	12	13	86
3	2	10	10	20	9	17	12	7	85
4	2	9	11	13	14	12	16	10	85
5	1	4	16	8	10	10	10	13	71
6	2	15	13	10	7	8	11	15	79
7	2	15	11	12	11	15	15	5	84
8	1	10	7	8	5	3	6	4	43
9	1	10	9	5	6	10	5	1	46
10	3	15	13	16	10	13	1	10	78
11	1	11	12	11	14	0	7	8	63
12	1	13	10	16	9	1	3	6	58
Среднее		11.9	11.7	11.9	9.4	9.7	9.2	9.8	73.5
Дисперсия		12.6	7.0	16.6	7.7	31.3	22.3	39.8	323.2
Среднее*		12.0	12.0	13.1	10.2	9.9	9.7	9.7	76.6
Дисперсия*		15.3	3.5	13.4	5.9	35.1	26.0	12.0	106.8

ТАБЛИЦА 4. Характеристика интервального ряда по объемам негабаритных кусков

Номер испытания	Число взрываемых вееров скважин	Количество негабаритов, соответствующих их наибольшему объему, м ³							Общее число негабаритов
		0.16–0.35	0.36–0.45	0.46–0.55	0.56–0.65	0.66–0.75	0.76–0.85	0.86–0.95	
1	3	7	15	9	10	23	16	24	104
2	2	12	14	7	8	14	13	18	86
3	2	9	10	11	10	11	22	12	85
4	2	12	10	11	11	8	16	17	85
5	1	4	6	9	7	15	15	15	71
6	2	10	10	7	8	11	14	19	79
7	2	6	9	11	13	13	14	18	84
8	1	4	6	6	4	6	6	11	43
9	1	2	1	4	10	1	17	11	46
10	3	1	17	1	15	9	15	20	78
11	1	9	4	8	12	15	6	9	63
12	1	13	12	14	2	5	5	7	58
Среднее		7.4	9.5	8.2	9.2	10.9	13.3	15.1	73.5
Дисперсия		16.4	21.9	12.3	13.4	33	26	25.9	323.2
Среднее*		8.4	10.2	8.8	9.6	11.2	13.3	15.0	76.6
Дисперсия*		16.3	15.2	13.7	14.8	11.7	26.5	21.5	106.8

Отметим, что количество негабаритных кусков во всех испытаниях, кроме 1, 8 и 9, отличается от среднего количества не более чем на 15.5 кусков, что составляет 21 %. Такие испытания (с резким отклонением от среднестатистического) называются “выбросами” и обычно не учитываются при статистическом анализе, поскольку существенно увеличивают погрешность дальнейших вычислений.

Испытания 8 и 9 с наименьшим количеством выхода негабаритных кусков состояли из одного взрыва одного веера, в то время как испытание 1 с наибольшим количеством выхода негабаритных кусков состояло из взрывов трех вееров, что являлось максимальным в данной серии испытаний. Испытания из двух взрывов дали результаты с наименьшими отклонениями от среднестатистического.

Таким образом, при исключении испытаний 1, 8 и 9 получены значения, представленные в строках “среднее*” и “дисперсия*”, в то время как строки “среднее” и “дисперсия” учитывают все 12 испытаний. Значение в строке “дисперсия*” по суммарному числу негабаритов, представленное в последнем столбце, значительно ниже соответствующего значения в строке “дисперсия”, что означает меньшие отклонения значений статистического ряда (числа негабаритных кусков) от среднего и влияет на точность прогноза по будущим испытаниям.

С большой долей вероятности можно утверждать, что при дальнейшем использовании применяемых параметров БВР большинство значений (80–90%) количества негабаритных кусков будут колебаться в пределах 12 ± 3 (т. е. 9–15) кусков для меньших значений максимального размера (70–90 см) с постепенным понижением до 10 ± 3 (т. е. 7–13) кусков для больших значений максимального размера (100 см и более) с суммарным количеством 77 ± 15 (62–92) кусков.

Аналогичную картину можно наблюдать с распределением негабаритных кусков по их объемам с той поправкой, что в данном случае отмечается обратная зависимость среднего числа негабаритных кусков от их объема, при этом сама зависимость просматривается менее четко. Можно сделать вывод, что куски с большим максимальным размером далеко не всегда

имеют наибольший объем (т. е. имеют вытянутую форму). Общая картина распределения по объемам негабаритов схожа с предыдущей: при использовании параметров БВР ожидаются значения от 8 ± 3 до 15 ± 3 негабаритных кусков в зависимости от их объема.

РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Результаты, полученные по расчету модели Куз–Рам, дают высокую сходимость с данными, полученными на практике, а именно: процент выхода негабаритной фракции по модели Куз–Рам составил 28.3 %, а по результатам промышленных наблюдений — 30.7%. Это подтверждает существующую на предприятии проблему выхода негабаритов и свидетельствует о не случайном их появлении, а системном, требующем корректировки параметров БВР с целью улучшения качества дробления.

Опытно-промышленные наблюдения на руднике “Заполярный” ЗФ ПАО “ГМК “Норильский никель” выявили ряд особенностей, позволяющих в дальнейшем частично решить проблему большого процента выхода негабаритов.

Во-первых, как видно из табл. 2, наибольшее число негабаритов образовалось после первого взрыва, что обусловлено несколькими причинами: взрыв проводился в зажатой среде (т. е. энергия взрыва могла воздействовать только на одну свободную поверхность); во взрыве задействовано наибольшее количество взрывных вееров (3 взрывных веера с общим количеством скважин 42 шт.), что предопределяет взрыв большого количества ВВ в той же зажатой среде.

Во-вторых, при взрывании только первого взрывного веера количество образующихся негабаритов значительно меньше, чем при взрывании второго или третьего вееров. Это происходит в результате того, что в разрушаемом горном массиве не успевают создаваться и накапливаться микротрещины, возникающие при взрывании большого количества ВВ, вследствие чего порода крепко держится сверху и риск ее обрушения минимален.

В-третьих, возможными причинами появления большого количества негабаритов после проведения БВР могут являться некорректно подобранные параметры, а именно расстояние между рядами взрывных вееров.

Анализируя существующие модели прогнозирования выхода негабаритной фракции, установлено, что наиболее подходящей для использования является модель Куз–Рам, включающая в себя необходимый набор горно-геологических и горнотехнических факторов, требуемых для качественного расчета. Результаты, полученные по данной модели, согласуются с результатами опытно-промышленного наблюдения, что доказывает системное повторение выхода негабарита. Единственная возможность повлиять на него — корректировка технологических параметров БВР, входящих в состав индекса однородности (n).

Рассмотренные модели прогнозирования выхода негабаритной фракции при заданных параметрах БВР [20–30] подразумевают максимальное участие в расчетах различных специалистов, что также может сказаться на результате. В последнее время резко вырос спрос на программы расчета взрывных работ для ЭВМ. Существует большое количество компьютерных программ для решения различных задач, связанных с проектированием и ведением БВР. Некоторые из них приведены в [36, 37].

Опыт отбойки горных пород показывает, что даже при прогрессивных способах ведения БВР не удастся полностью исключить выход негабаритов, которые могут достигать 30% и более. Возникает актуальная задача по ликвидации этих негабаритов доступными предприятию способами. Однако экономически целесообразней не допускать выхода негабаритов, чтобы не тратить время и средства на их устранение.

В настоящее время зависимость среднего куска отбитой горной массы от используемых параметров БВР и свойств пород определяется для каждого горного предприятия по эмпирическим закономерностям на основе опыта предприятий-аналогов, а его рациональные значения на действующем предприятии — путем проведения ряда опытно-промышленных взрывов [1–3, 38].

ВЫВОДЫ

Представлен опыт отбойки руды камерной системой разработки на руднике “Заполярный”, где применяемые параметры БВР приводят к завышенному выходу негабаритной фракции (30 % и более), что способствует к росту себестоимости добычи руды.

Проведенные исследования показали, что для прогнозирования выхода негабаритной фракции возможно использование модели Куз–Рам, сходимость результатов моделирования по которой с фактическим положением дел на предприятии достаточно высока. Для условий рассматриваемого рудника расхождение между расчетным (прогнозируемым) и фактическим выходом негабаритов составило 6–7%. Это говорит о возможности регулирования степени дробления горной массы корректировкой параметров БВР, входящих в расчет индекса однородности. Использование специализированных программных продуктов по прогнозированию выхода негабаритов, а также оценки их фрагментации позволит обеспечить повышение качества отбойки и снизить затраты на вторичное дробление негабаритов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Kirsanov A. K., Lobatsevich M. A., Shigin A. O., and Shigina A. A. Prospects of the use of grain-size composition predicting models after explosion in open-pit mining, *Int. J. Mech. Eng. and Tech.*, 2018, Vol. 9, Issue 4. — P. 1056–1069.
2. Вохмин С. А., Курчин Г. С., Шевнина Е. В., Кирсанов А. К., Костылев С. С. Прогнозирование гранулометрического состава отбитой горной массы при отработке месторождений открытым способом // *Изв. вузов. Горн. журн.* — 2020. — № 1. — С. 14–24.
3. Vokhmin S. A., Kytmanov A. A., Kurchin G. S., Kirsanov A. K., Bovin K. A., Zaitseva E. V., and Shigin A. O. Oversize yield in underground mine development, *Int. J. of Innovative and Exploring Eng.*, 2019, Vol. 9, Issue 2. — P. 1871–1879.
4. Ломоносов Г. Г. Технология отбойки руды при подземной добыче: учеб. пособие. — М.: МГИ, 1988. — 142 с.
5. Ломоносов Г. Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. — М.: Горн. книга, 2011. — 517 с.
6. Дубынин Н. Г., Рябченко Е. П. Отбойка руды зарядами скважин различного диаметра. — Новосибирск: Наука, 1972. — 136 с.
7. Беляев А. Ф., Садовский М. С. О природе фугасного и бризантного действия взрыва // *Физика взрыва.* — М.: Изд-во АН СССР, 1952. — № 1. — С. 24–35.
8. Langefors U. Berechnung von Zadungen beim Strjssenabbau und Snrjsstn-Handbucy fur Sprengar beiten. Stockholm, 1954.
9. Grimschaw H. G. The fragmentation produced by explosive detonated in stone blocks, *Mechanical properties of non-metallic materials*, London, Butterworths, 1958. — 388 p.
10. Livingstone C. W. Explosion research applied to mine and quarry blasting, *Miner. Eng.*, 1960, Vol. 12, No. 1.
11. Краснопольский А. А. Влияние диаметра скважин на эффективность буровзрывных работ в породах средней крепости // *Сб. Буровзрывные работы в горной промышленности.* — М: Госгортехиздат, 1962.

12. Миндели Э. О. Буровзрывные работы при проведении горных выработок. — М.: Госгортехиздат, 1960.
13. Парамонов П. А. Определение влияния диаметра зарядов на эффективность ВВ // Вопросы безопасности в горном деле. — Харьков; Москва: Углеиздат, 1962. — Т. IV.
14. Fisher G. Betrachtungen zur Schiessarbeit Gesteinstreckenvortrieb, Gluckauf, 1964. — 90 p.
15. Hahn L. Untersuchungen zur frage des optimalen bohrlochund patronendurchmessers, Zeitschrift fur Erzbergbau und Metallhüttenweessen, 1957, H. 3, 4. — 131 p.
16. Суханов А. Ф. Разрушающая способность взрывчатых веществ // Уголь. — 1956. — № 8.
17. Покровский Г. И. О перспективах развития взрывных работ в гидротехническом, промышленном и транспортном строительстве // Теория и практика буровзрывных работ в горной промышленности. — М.: Углетехиздат, 1952.
18. Бронников Д. М. Выбор параметров взрывных скважин при подземной отбойке руд. — М.: Госгортехиздат, 1961.
19. Агошков М. И., Бронников Д. М., Коваженков В. И., Мочалин М. П., Воронюк А. С. Исследование основных технологических процессов при подземной разработке мощных месторождений крепких руд. — М.: АН СССР, 1959. — 360 с.
20. Kuznetsov V. M. The mean diameter of the fragments formed by blasting rock, Sov. Min. Sci., 1973, Vol. 9, No. 2. — P. 144–148.
21. Cunningham C. V. B. Fragmentation estimations and the Kuz–Ram model — four years on, In Proc. 2nd Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, 1987. — P. 475–478.
22. Ouchterlony F. The Swebrec function: Linking fragmentation by blasting and crushing, Min. Technol. (Trans of the inst of Mining and Metallurgy A), 2005, Vol. 114. — P. 29–44.
23. Кузнецов В. А. Обоснование технологии буровзрывных работ в карьерах и открытых горностроительных выработках на основе деформационного зонирования взрывааемых уступов: дис. ... д-ра техн. наук. — М., 2010. — 225 с.
24. Рождественский В. Н. Прогнозирование качества дробления трещиноватых горных массивов при многорядном взрывании зарядов // Технология и безопасность взрывных работ. — Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. — С. 38–43.
24. Шапурин А. В., Васильчук Я. В. Математическая модель для прогнозирования гранулометрического состава взорванных горных пород // Вестн. КрНУ им. М. Остроградского. — 2012. — Вып. 4 (75). — С. 94–99.
26. Shehu S. A., Yusuf K. O., and Hashim M. H. M. Comparative study of WipFrag image analysis and Kuz-Ram empirical model in granite aggregate quarry and their application for blast fragmentation rating, Geomech. and Geoeng., 2020. DOI: 10.1080/17486025.2020.1720830.
27. Нуриан А., Мумиванд М. Модель оценки индекса однородности распределения Розина–Раммлера фрагментов породы по размеру при взрывном разрушении // ФТПРПИ. — 2020. — № 1. — С. 54–65.
28. Ouchterlony F., Sanchidria'n J. A., and Moser P. Percentile fragment size predictions for blasted rock and the fragmentation-energy fan, J. Rock Mech. and Rock Eng., 2017. DOI: 10.1007/s00603-016-1094-x.
29. Rosin P. and Rammler E. The laws governing the fineness of powdered coal, J. Inst. Fuel., 1933, Vol. 7. — P. 29–36.
30. Фразцзак Т., Мютце Т., Люхац Б., Ортлипп О., Пойкер Урс. А. Способ определения гранулометрического состава отбитой горной массы // ФТПРПИ. — 2019. — № 1. — С. 36–44.

31. **Vogt W., Assbrock O., and Havermann T.** Automatic image analysis of blasted debris, *Gluckauf*, 1994, Vol. 130, No. 6. — P. 388–394.
32. **Bagde M. N., Raina A. K., Chakraborty A. K., and Jethwa J. L.** Rock mass characterization by fractal dimension, *Eng. Geol.*, 2002, Vol. 63, No. 1–2. — P. 141–155.
33. **Sameit B., Ziraknejad N., Azmin A., Bell I., Chow E., and Tafazoli S.** A portable device for mine face rock fragmentation analysis, *Min. Eng.*, 2015, Vol. 67, No. 1. — P. 16–23.
34. **Фрасцзак Т., Мютце Т., Люхац Б., Ортлепп О., Пойкер У. А.** Способ определения гранулометрического состава отбитой горной породы // ФТПРПИ. — 2019. — № 1. — С. 36–44.
35. **Регламент** технологических производственных процессов при отработке вкрапленных руд системой этажного принудительного обрушения с двухстадийной и одностадийной выемкой на руднике “Заполярный” рудоуправления “Норильск-1” ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель” (РТПП-010-2004). — Норильск, 2004. — 65 с.
36. **Persson A., Holmberg R., and Lee J.** Rock blasting and explosives engineering, CRC Press LLC, 1994. — 560 p.
37. **Mining and Blasting** / Weblog of partha das sharma for discussing various aspects of mining, Explosives and Blasting URL: <https://miningandblasting.wordpress.com/software-for-mining/> (Access date: 01.11.2020).
38. **Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Kirsanov A. K., Shigin A. O., and Shigina A. A.** Destruction of rock upon blasting of explosive agent, *J. Eng. and Appl. Sci.*, 2017, Vol. 12, No. 13. — P. 3978–3986.

Поступила в редакцию 09/XII 2020

После доработки 22/III 2021

Принята к публикации 15/III 2021