

Обоснование параметров буровзрывных работ на золоторудном месторождении Наседкино по результатам работы дробильного комплекса

Старков А. Е.^{1*}, Тальгамер Б. Л.¹, Константинов И. А.²

¹ Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск, Россия

² ООО «Компания «Востсибуголь», г. Иркутск, Россия

*e-mail: anatoliy.starkov94@inbox.ru

Реферат

Введение. Рассмотрен вопрос обеспечения качества дробления горной массы буровзрывным способом для высокой производительности выемочно-погрузочного оборудования.

Методология. В ходе исследования карьеров золоторудного месторождения Наседкино, расположенного в Забайкальском крае, применены следующие методики: хронометраж горно-обогажительного оборудования, проведение экспериментов на участке буровзрывных работ и отделении рудоподготовки.

Порядок работы. По результатам экспериментальных взрывных работ на карьерах с изменением параметров сетки скважин, интервалов замедления и удельного расхода взрывчатых веществ при помощи портативного прибора PortaMetrics проведены исследования гранулометрического состава подготовленной к выемке руды. Качество подготовленной руды позднее оценивалось по результатам работы выемочного и обогажительного оборудования, в том числе корпуса крупного дробления на отделении рудоподготовки, также проведен хронометраж работы гидравлического молота на складе товарной руды.

Результаты. На основании полученных данных предложены параметры буровзрывных работ, обеспечивающие заданную степень дробления, снижение аварийности производственных процессов, увеличение срока службы горно-обогажительного оборудования, повышение производительности экскаваторов, уменьшение расхода горючего и потребления электроэнергии в процессе дробления руды. По результатам экспериментов выполнен анализ производительности корпуса крупного дробления, установлена зависимость производительности дробильного комплекса от параметров взрывных работ.

Выводы. На основании результатов исследования созданы рекомендации, применение которых нивелирует невыполнение плановых показателей по дроблению руды на золоторудном месторождении Наседкино.

Ключевые слова: буровзрывные работы; сетка скважин; выход негабарита; взрывчатое вещество; удельный расход ВВ; качество рудоподготовки; дробление.

Введение. На золоторудных предприятиях малой и средней мощности одним из основных аспектов, обеспечивающих высокую производительность горно-обогажительного оборудования, является цикличность производства: участок горных работ обязан произвести заполнение рудного склада в полном объеме; карьер должен быть обеспечен готовой к выемке горной массой; ремонтно-механическая мастерская, в свою очередь, должна содержать горную технику в исправном техническом состоянии [1]. Даже самый незначительный сбой в работе любого из подразделений рудника может привести к потерям в производительности другого участка, и, как следствие, к уменьшению объемов выпускаемой продукции и снижению прибыли добывающих компаний.

Одним из процессов, оказывающих существенное влияние на возможную производительность обогатительных установок, являются буровзрывные работы (БВР), поскольку для стабильной и бесперебойной работы дробильного оборудования необходимо соблюдение требований к крупности перерабатываемого материала [2].

Технология ведения взрывных работ принимается исходя из структурных и прочностных свойств горных пород, а также горно-геологических условий месторождения. Однако на стадии проектирования, когда происходит формирование бюджета на освоение месторождения, зачастую невозможно учесть все горнотехнические условия. Заложенный проектной организацией удельный расход взрывчатого вещества зачастую не соответствует фактическому, что приводит к увеличению расхода взрывчатого вещества и, возможно, его замене на более мощное, либо снижению качества подготовки к выемке руды, поступающей на рудный склад, что влечет дополнительные издержки и повышение себестоимости продукции [3, 4].

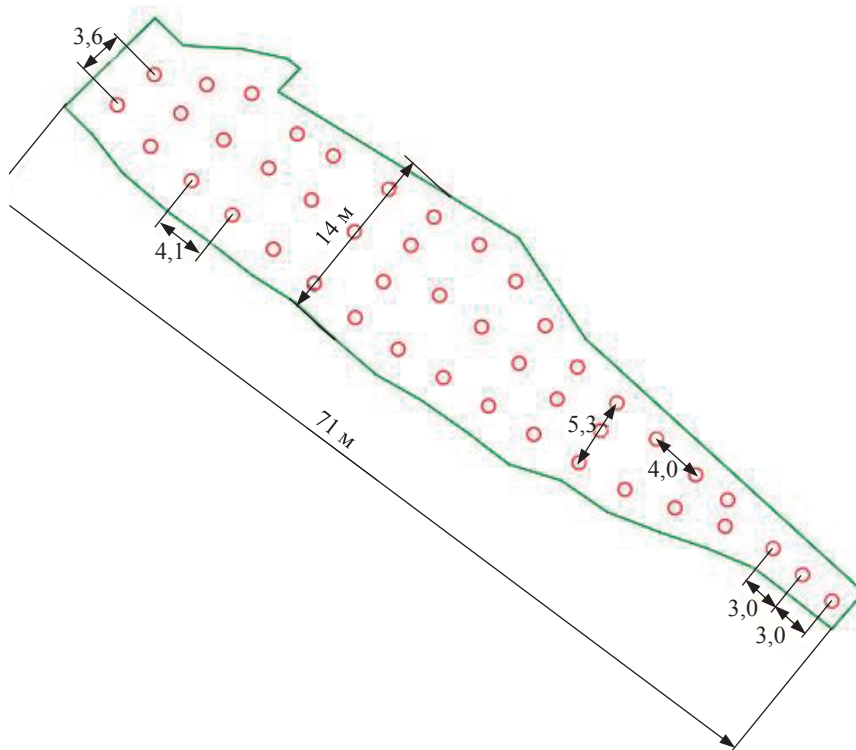


Рисунок 1. Схема расположения взрывных скважин на блоке № 3 Г 1050-2 (руда)
Figure 1. Layout of blast holes at block no. 3 Г 1050-2 (ore)

В настоящее время разработано значительное количество способов повышения качества буровзрывных работ, к ним относятся: замена взрывчатого вещества на более мощное; изменение забоечного материала и конструкции заряда; увеличение или уменьшение диаметра скважины; корректировка сетки скважин и другие способы. Однако ни один из этих способов не является универсальным, в связи с этим для условий каждого конкретного месторождения необходима разработка мероприятий по повышению качества проводимых буровзрывных работ [5, 6]. Значительное количество работ в области повышения эффективности взрывного

дробления говорит об актуальности тематики, однако, как показывает практика, данный вопрос по-прежнему является недостаточно изученным применительно к конкретным горнотехническим условиям [7].

Характеристика исследуемого объекта. Исследуемым объектом является золоторудное месторождение Наседкино, расположенное в Забайкальском крае. Отработка месторождения производится открытым способом. По своим физико-механическим свойствам полезное ископаемое и горный массив в целом представляют собой породы со следующими характеристиками: предел прочности на сжатие – в среднем 16,0–20,0 МПа (коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова $f = 16–20$); плотность – 2,5 г/см³; категория по трудности экскавации – IV. Выемка экскаваторами пород с такими физико-механическими свойствами должна осуществляться с их предварительным рыхлением буровзрывным способом.



Рисунок 2. Рудный блок Ж-950-16 при подготовке к бурению
Figure 2. Ore block Ж-950-16 under setting-up

Бурение взрывных скважин осуществляется собственными силами предприятия. Взрывные работы на участке проводятся подрядной организацией.

С начала пуска золотоизвлекательной фабрики руководство столкнулось с систематическим невыполнением плана по дроблению руды, что привело к корректировке плановых показателей в меньшую сторону. Одной из основных причин невыполнения плана является высокая доля кусков подаваемой руды фракции +400 мм.

Специфика условий залегания рудного тела и принятая технология подготовки руды к выемке посредством раздельного взрыва (с целью исключения разубоживания руды) зачастую являются причиной выхода негабарита в объеме, оказывающем негативное влияние на горное производство, так как геометрические параметры взрывающегося блока совпадают с параметрами рудного блока и могут достигать ширины 3 м (рис. 1).

Проблема высокого процента выхода негабарита при разработке подобных участков обусловлена тем, что энергия взрыва проходит сквозь массив и направляется в выработанное пространство: происходит раскалывание, а не рыхление взрывающегося блока (рис. 2, 3). Последующее дробление негабаритного куска руды производится одним из четырех способов: на рабочей площадке карьера вторич-

ным взрыванием; складированием негабарита на рудном дворе с последующим механическим дроблением экскаватором-бутобоем; загрузкой негабарита в корпус крупного дробления (ККД) под стационарный гидромолот; четвертый способ является гибридом первых двух, когда часть негабарита дробится механически, а другая вторично взрывается с замедлением параллельно с блоком. Все перечисленные способы вторичного дробления имеют существенные недостатки: первый способ – самый дорогой и приводит к организационному простоям горного участка (при проведении БВР горные работы в карьере не ведутся); второй способ приводит к преждевременным неисправностям навесного оборудования горной техники, так как погрузка-транспортировка негабарита повышает нагрузку на гидравлическую систему и усиливает напряжения в стальных конструкциях; третий способ предназначен для единичного, а не систематического дробления, так как снижает ресурс дробильного оборудования и приводит к увеличению простоев по замене футеровки на ККД. Дробление четвертым способом неприменимо при работе в стесненных условиях и может привести к разубоживанию руды при совмещении БВР на вскрышных и рудных блоках [8].

Методология. Основные параметры БВР, установленные проектом для данной категории пород и высоты уступа 5 м: диаметр скважин – 0,152 м, сетка скважин $3,0 \times 3,0$ м; выход горной массы – 8,04 м³/м; средняя глубина скважин – 5,5 м; удельный расход ВВ – 1,57 кг/м³.

Основные расчетные параметры буровзрывных работ при разработке месторождения Наседкино

Исходные данные:

Крепость пород по шкале М. М. Протодяконова f	14–20
Средняя категория трещиноватости	III
Расстояние между трещинами систем a , м.....	0,75
Диаметр скважин d , м.....	0,152
Высота уступа H_y , м	5
Объемный вес γ , т/м ³	2,79

Взрывные работы:

Используемое ВВ.....	нитронит
Переводной коэффициент к тротиловому эквиваленту e	0,763
Плотность заряжения скважинных зарядов $\Delta(\rho)$, кг/дм ³	1,2
Допустимый размер куска взорванной горной массы (ВГМ), м	0,500
Базовый удельный расход ВВ $g_0 = 0,182(M)^{0,5}$, кг/м ³	0,540
Коэффициент, учитывающий категорию трещиноватости скального массива по классификации Межведомственной комиссии по взрывному делу (МКВД), K_T	0,9
Поправочный коэффициент на категорию трещиноватости скального массива $K_{тр} = 1/K_T^2$	1,23

В табл. 1 представлены результаты наблюдений за отгрузкой горной массы экскаватором РС-1250 с указанием даты и времени хронометража, а также процента от сменной работы.

Опираясь на данные, представленные в табл. 1, можно сделать следующие выводы.

Количество циклов на погрузку одного самосвала – 5,99 (при объеме загруженной горной массы в самосвале – 18,5 м³ и объеме ковша РС-1250 – 6,5 м³) при фактической заполняемости ковша – 3,09 м³, что является отклонением фактической заполняемости ковша от технической на 52 %.

Такой низкий показатель заполняемости ковша обусловлен высоким процентом выхода негабаритов. При этом экскаватор совершает лишние операции, что негативно сказывается на производительности. Следует отметить, что при экска-

вазии и сортировке крупногабаритных кусков породы время цикла увеличивается с 24 с до 1 мин, снижается коэффициент использования экскаватора из-за постоянных обрывов рукавов высокого давления на гидроцилиндрах (замена которых влечет простои от двух до четырех часов в смену), сокращается ресурс гидравлической системы экскаватора, попутно снижается ценность извлекаемого полезного ископаемого вследствие пролива гидравлического масла на руду.

Среднечасовая производительность по корпусу дробления за данный период составила 184 т/ч, что не соответствует плановому показателю (210 т/ч). Основные производственные показатели работы ККД приведены в табл. 2.



Рисунок 3. Разрушенный массив горных пород (рудный блок Ж-950-16): справа – целик (вскрышные породы), слева – взорванная руда
Figure 3. Broken rock mass (ore block Ж-950-16): on the right – pillar (overburden), on the left – blasted ore

Из-за большого количества крупногабаритного материала на решетке приемного бункера увеличивается нагрузка на гидромолот, что приводит к частым неисправностям в гидравлической системе.

Оценка качества подготовки руды к выемке – важный аспект аналитики на горном производстве. Однако зачастую на предприятиях этому уделяется недостаточно внимания по банальным причинам: нехватка времени и недостаток персонала, ведь прежде всего от производителей требуется выполнение планов: от горняков – горно-рудная масса, от механиков – коэффициент технической готовности технологического оборудования, от обогатителей – переработка и металл [8].

Таблица 1. Свод наблюдений по отгрузке горной массы экскаватором РС-1250
Table 1. Observations on rock mass removal by the RS-1250 excavators

Операция	Дата, время хронометража, ч, и процент от сменной работы, %											
	23.02.2022		24.02.2022		25.02.2022		26.02.2022		27.02.2022		Средние значения	
	Время	Процент	Время	Процент	Время	Процент	Время	Процент	Время	Процент	Время	Процент
Погрузка горной массы	4,72	39,0	3,10	25,8	3,9	32,5	4,9	40,8	5,9	49,2	4,6	38,3
Маневрирование в забое	0,10	1,0	0,28	2,3	0,3	2,5	0,2	1,7	0,3	2,5	0,2	1,7
Подготовка забоя	0,20	2,0	0,70	5,8	0,4	3,3	0,4	3,3	0,5	4,2	0,4	3,3
Подъезд/отъезд самосвала	1,10	9,0	1,30	10,8	1,4	11,7	1,3	10,8	1,7	14,2	1,3	10,8
Итого	5,70	48,0	5,38	44,8	6,0	50,0	6,8	55,6	8,4	70,0	6,5	54,2
<i>В работе</i>												
Ремонт	0,00	0,0	4,09	34,1	3,3	27,5	0,2	1,7	0,2	1,7	1,5	12,5
Ожидание автосамосвалов	4,64	39,0	1,22	10,2	0,9	7,5	3,5	29,2	2,1	17,5	2,5	20,8
Бульдозерные работы	0,10	0,8	0,12	1,0	0,5	4,2	0,3	2,5	0,2	1,7	0,3	2,5
Иное (обед, заправка, перегон и т. д.)	1,14	9,2	1,19	9,9	1,3	10,8	1,2	10,0	1,1	9,2	1,2	10,0
Итого	5,90	49,1	6,62	55,2	6,0	50,0	5,2	43,3	3,6	33,0	5,5	45,8
<i>В простое</i>												

Кроме того, процесс оценки, несмотря на свою относительную простоту, зачастую невозможен, поскольку сразу после проведения взрывных работ выемочно-погрузочная техника уже разрабатывает массив взорванной породы, так как простой комплекса горной техники непозволителен для горнодобывающей компании [9].

Трудность исследования взорванных массивов с помощью оценки работы корпуса крупного дробления заключается в том, что руда на разных участках имеет различное содержание металла, и поэтому для выполнения производственных планов требуется ее шихтование. В таком случае процесс сбора данных для аналитики мог затянуться на год и более. В период с января по март на предприятии появилась возможность без ущерба для производственных показателей осуществить подобный эксперимент, так как содержание полезного компонента

Таблица 2. Основные производственные показатели работы корпуса крупного дробления
Table 2. Main production indicators of the coarse crushing unit operation

Период	Дробление руды, т	Среднечасовая производительность, т/ч	
		Плановая	Фактическая
Январь	106 800	217	211
Февраль	81 000	210	186
Март (01–15)	48 720	218	188

в руде экспериментальных взрывааемых блоков было приемлемо для подачи в ККД напрямую «из под колес» (без выгрузки и шихтования на рудном дворе). В процессе экспериментов были выполнены следующие работы:

- произведены взрывные работы (ВР) на 8 рудных блоках с различной конфигурацией сетки бурения скважин;
- после проведения ВР массив горных пород детально исследован с определением гранулометрического состава при помощи системы PortaMetrics;
- по завершении исследования массива взорванной руды реализована ее выемка и транспортирование на дробилку;
- в процессе дробления руды с каждого блока производился сбор и анализ данных работы ККД.

Во время подготовки к эксперименту проведена выборка взрывных рудных блоков, обосновано их количество, а также выполнено планирование горных работ с поправкой на отработку экспериментальных рудных блоков без срыва планов годовой производственной программы.

Обсуждение результатов. В ходе экспериментов было проведено восемь взрывов по рудному телу с вариативными параметрами сетки скважин ($2,5 \times 2,9$; $2,8 \times 3,2$; $3,0 \times 3,0$ м), разными интервалами замедлений (17; 25; 42; 67 мс) и различным удельным расходом ВВ ($2,261$; $2,688$; $1,437$; $1,669$; $1,803$; $1,589$; $1,571$; $2,753$ кг/м³). Характеристики и результаты экспериментальных взрывов приведены в табл. 3.

По данным портативного прибора PortaMetrics, используемого для определения гранулометрического состава разрушенной горной породы, рудные блоки (разрыхленные по разным экспериментальным сеткам скважин и с различными интервалами замедлений, с удельным расходом ВВ от $1,437$ до $1,803$ кг/м³) имеют фракции разрушенных пород, не в полной мере соответствующие техническим требованиям и параметрам дробильного комплекса золотоизвлекательной фабрики (ЗИФ). Рудные блоки, взорванные так же с разными сетками скважин, но с удельным расходом ВВ от $2,261$ до $2,753$ кг/м³, имеют фракцию, в основном соответствующую техническим требованиям и параметрам дробильного оборуду-

Таблица 3. Основные показатели взрывных работ (заряд сплошной конструкции)
Table 3. Main indicators of blasting (continuous structure charge)

Параметр	Данные по блокам									
	Ж-945-8	Ж-945-9	Ж-950-16	Ж-945-14	Ж-940-7	Ж-940-7	Ж-940-7	Ж-940-7	Ж-940-7	Ж-940-10
Дата взрыва	23.12.2021	26.12.2021	20.01.2022	29.01.2022	05.02.2022	05.02.2022	05.02.2022	05.02.2022	05.02.2022	17.02.2022
Крепость пород, f	18	18	16	18	20	20	20	20	20	20
Удельный расход ВВ, кг/м ³	2,261	2,688	1,437	1,669	1,803	1,589	1,589	1,571	1,571	1,571
Объем ВГМ, м ³	8 713	10 197	6 321	2 574	8 309	13 287	13 287	3 309	3 309	4 823
Общее количество ВВ, кг	19 697,2	27 413,6	9 080,2	4 295,6	14 983,8	21 118,8	21 118,8	5 198,2	5 198,2	13 275,8
Объем бурения, п. м.	1 137	1 651	791	349	1 310	1 759	1 759	436	436	600
Количество скважин, шт	184	267	144	57	226	321	321	79	79	126
Выход горной массы, м ³ /п. м.	8	6	8	7	6	8	8	8	8	8
Средняя глубина скважины, м	6	6	6	6	6	6	6	6	6	5
Сетка скважин, м	3,2 × 2,8	2,9 × 2,5	3,2 × 2,8	3,2 × 2,8	2,9 × 2,5	3,2 × 2,8	3,2 × 2,8	3,0 × 3,0	3,0 × 3,0	3,2 × 2,8
Забойка скважин		Буровая мелочь			Скважинное устройство			Буровая мелочь		Буровая мелочь
Схема взрывной сети	Диагональная [10]									
Монтаж взрывной сети, в т. ч.										
магистраль (с дублированием) участка	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-25 мс
	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-42 мс
	ДИН-П-42 мс	ДИН-П-42 мс	–	–	–	–	–	–	–	–
	ДИН-П-67 мс	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Обводненность скважин, м	3–4	2–4	0–2	2–4	2–4	2–4	2–4	2–4	2–4	1–4
Фракция, мм	54,20	65	82,40	81,50	84,90	83,10	83,10	76,90	76,90	93,70
0,0–300,0	43,70	33,30	3,00	10,10	6,30	5,20	5,20	3,50	3,50	2,80
300,0–400,0	2,10	1,70	14,60	8,40	8,8	11,70	11,70	19,60	19,60	3,50
Негабарит										

Данные по granulометрическому составу взорванной горной массы, %

дования ЗИФ. Рудные блоки, взорванные по простой сетке скважин $3,0 \times 3,0$ м и с удельным расходом ВВ от 1,571 до 2,189 кг/м³, по гранулометрическому составу разрушенных пород не соответствуют техническим требованиям и параметрам дробильного комплекса ЗИФ.

Эксперименты на блоках по руде, взорванных с проектной сеткой скважин $3,0 \times 3,0$ м, показали неудовлетворительные результаты по выходу негабаритных кусков: 14,6–19,6 %. БВР с параметрами сетки скважин $2,9 \times 2,5$ м показали удовлетворительные результаты по выходу негабаритных кусков: 1,7–8,8 %. БВР с сеткой скважин $3,2 \times 2,8$ м показали удовлетворительные результаты по выходу негабаритных кусков: 2,1–8,4 %.

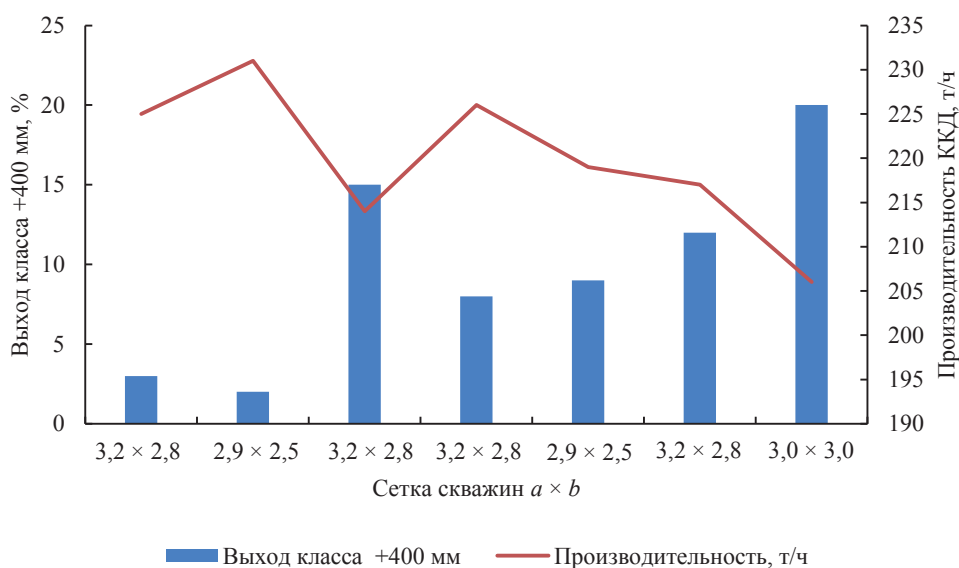


Рисунок 4. Зависимость производительности корпуса крупного дробления от крупности исходной руды

Figure 4. Dependence of the coarse crushing unit productivity on the size of the base ore

Эксперименты на блоках, взорванных с проектной сеткой скважин $3,0 \times 3,0$ м, показали неудовлетворительные результаты по выходу негабаритных кусков: 14,6–19,6 %. БВР с сеткой скважин $2,9 \times 2,5$ м показали удовлетворительные результаты по выходу негабаритных кусков: 1,7–8,8 %. При сетке скважин $3,2 \times 2,8$ м выход негабаритных кусков составил 2,1–8,4 %.

После опытно-экспериментальных массовых взрывов по руде, проведенных 23.12.2021–17.02.2022 г. на карьерах «Желанный Северный» и «Желанный Южный» ГПП «Наседкино», руда частично поступала для складирования в штабеля и подавалась непосредственно автосамосвалами в приемный бункер корпуса крупного дробления. Для сравнения показателей среднечасовой производительности комплекса дробления во временных промежутках взята его производительность при подаче исходной руды в приемный бункер напрямую с опытных взрывов автосамосвалами без шихтования на рудном дворе [11].

Подача производилась в 3 этапа:

- 20.01.2022 (1 смена) – 24.01.2022 (2 смена);
- 05.02.2022 (1 смена) – 10.02.2022 (2 смена);
- 04.03.2022 (1 смена) – 07.03.2022 (2 смена).

Зависимость производительности ККД от класса крупности руды показана на рис. 4, из него следует, что при увеличении класса +400 мм производительность комплекса существенно снижается. Производительность ККД по часам работы без учета простоев и предпусковых операций приведена в табл. 4.

В период исследований дробильного комплекса с 1 января 2022 г. по 14 марта 2022 г. при среднечасовой плановой переработке 217,5 т/ч с экспериментального взрыва (сетка 3,2 × 2,8 м) производительность ККД составила 219 т/ч, при работе со штабеля (сетка 3,0 × 3,0 м) – 182 т/ч. Плановое время работы отделения дробления за этот период составило 1101 ч, фактическое время работы 1126 ч; время ремонта технологического оборудования сократилось на 25 ч [12]. Снижение количества негабарита до 5 % при экспериментальных взрывах (сетка 3,2 × 2,8 м) сокращает время работы гидромолота на решетке приемного бункера до 2000 ч/год от плановых 6000 ч/год, что позволяет распределить время работы гидромолота между приемным бункером и складом дробленой руды [13, 14].

Таблица 4. Производительность корпуса крупного дробления
Table 4. Productivity of the coarse crushing unit

<i>I этап (сетка скважин 3,0 × 3,0 м, выход горной массы 8,0 м³/м, средняя глубина скважин 5,5 м)</i>											
Дата	20.01.22		21.01.22		22.01.22		23.01.22		24.01.22		
Смена	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	
Производительность, т/ч	–	183	252	212	201	208	210	232	242	187	
Среднечасовая производительность, т/ч	214										
<i>II этап (сетка скважин 3,2 × 2,8 м, выход горной массы 7,5 м³/м, средняя глубина скважин 5,5 м)</i>											
Дата	05.02.22		06.02.22		07.02.22		08.02.22		09.02.22		10.02.22
Смена	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1
Производительность, т/ч	202	214	250	229	241	208	256	203	257	218	240
Среднечасовая производительность, т/ч	215										
<i>III этап (сетка скважин 2,9 × 2,5 м, выход горной массы 8,04 м³/м, средняя глубина скважин 5,5 м)</i>											
Дата	04.03.22		05.03.22		06.03.22		07.03.22				
Смена	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	
Производительность, т/ч	296	280	261	228	176	189	196	213			
Среднечасовая производительность, т/ч	230										

Заключение. Рудные блоки, взорванные с экспериментальной сеткой скважин 2,9 × 2,5 м, имеют увеличение стоимости 1 м³ от плановой на 22 %. Рудные блоки, взорванные с экспериментальной сеткой скважин 3,2 × 2,8 м, имеют увеличение стоимости 1 м³ от плановой на 10 %. Рудные блоки, взорванные по стандартной сетке скважин 3,0 × 3,0 м, имеют увеличение стоимости 1 м³ от плановой на 17 %.

Снижение количества негабаритов до 5 % при экспериментальных взрывах (сетка 3,2 × 2,8 м) сокращает время работы гидромолота на решетке приемного бункера до 2000 ч/год от плановых 6000 ч/год, что позволяет распределить время работы гидромолота между приемным бункером и складом дробленой руды.

На основании результатов экспериментов были приняты следующие технические решения. Во-первых, исключить из дальнейшего применения сетку скважин 3,0 × 3,0 м и 2,9 × 2,5 м.

Во-вторых, для дальнейшего применения рекомендовать следующие параметры БВР: сетка скважин – $3,2 \times 2,8$ м; диаметр скважины – 0,152 м; удельный расход ВВ – $1,437\text{--}2,261$ кг/м³; тип ВВ – нитронит; выход горной массы с 1 п. м скважины – 8,0 м³/п. м.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 2: Технология и комплексная механизация. М.: Недра, 1985. 549 с.
2. Берсенов Г. П., Кутуев В. А. Итоги научно-производственного семинара по буровзрывным работам // Известия вузов. Горный журнал. 2022. № 5. С. 108–117. DOI: 10.21440/0536-1028-2022-5-108-117
3. Умаров Ф. Я., Махмудов Д. Р. Исследования методов управления дроблением горных пород взрывом скважинных зарядов взрывчатых веществ на глубоких карьерах // Горный вестник Узбекистана. 2017. № 2. С. 30–33.
4. Shishkin E. A., Smoliakov A. A. Assessing the explosion effect on rock mass pre-destruction // Minerals and Mining Engineering. 2022. No. 1. P. 23–33. DOI: 10.21440/0536-1028-2022-1-23-33
5. Викторов С. Д., Закалинский В. М., Шиповский И. Е., Мингазов Р. Я. Новый аспект развития и применения взрывных работ в современных условиях разработки месторождений полезных ископаемых // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 5–13. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-5-13
6. Катанов И. Б., Сысоев А. А. Буровзрывные работы на карьерах. Кемерово: КузГТУ, 2019. 202 с.
7. Симонов П. С. Особенности определения размера среднего куска и выхода негабарита при взрывных работах на карьерах // ГИАБ. 2017. № 4. С. 320–327.
8. Shehu S. A., Mohd Hashim M. H. Evaluation of blast fragmentation and its benefits: a review of the paradigm and ambiguity // International Journal of Mining and Mineral Engineering. 2020. No. 11(4). P. 338–358. DOI: 10.1504/IJMMME.2020.111939
9. Mohamed F., Riadh B., Abderazzak S., Radouane N., Mohamed S., Ibsa T. Distribution analysis of rock fragments size based on the digital image processing and the kuz-ram model cas of jebel medjounes quarry // Aspects in Mining & Mineral Science. 2019. Vol. 2. Iss. 4. P. 325–329. DOI: 10.31031/AMMS.2019.02.000545
10. Жариков С. Н., Кутуев В. А. Схемы иницирования зарядов для обеспечения высокопроизводительной работы циклического звена ЦПТ // Известия УГТУ. 2017. Вып. 3(47). С. 76–79. DOI: 10.21440/2307-2091-2017-3-76-79
11. Koteleva N., Khokhlov S., Frenkel I. Digitalization in open-pit mining: a new approach in monitoring and control of rock fragmentation // Applied Sciences. 2021. No. 11(22). Art. 10848. DOI: 10.3390/app112210848
12. Nikkhhah A., Vakylabadi A. B., Hassanzadeh A., Niedoba T., Surowiak A. An evaluation on the impact of ore fragmented by blasting on mining performance // Minerals. 2022. No. 12(2). P. 258. DOI: 10.3390/min12020258
13. Torres V. F. N., Castro C., Valencia M. E., Figueiredo J. R., Silveira L. Numerical modelling of blasting fragmentation optimization in a copper mine // Mining. 2022. No. 2(4). P. 654–669. DOI: 10.3390/mining2040035
14. Ghiasi M., Askarnejad N., Dindarloo S., Shamsoddini H. Prediction of blast boulders in open pit mines via multiple regression and artificial neural networks // International Journal of Mining Science and Technology. 2016. Vol. 26. Iss. 2. P. 183–186.
15. Попов Ю. В., Тимухин С. А., Копачев В. Ф., Горшкова Э. М. Оценка параметров ударной взрывной волны при ее взаимодействии с элементами защитных устройств // Известия УГТУ. 2013. № 3(31). URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/otsenka-parametrov-udarnoy-vzryvnoy-volny-pri-ee-vzaimodeystvii-s-elementami-zaschitnyh-ustroystv> (дата обращения: 07.03.2024).

Поступила в редакцию 5 октября 2023 года

Сведения об авторах:

Старков Анатолий Евгеньевич – аспирант кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, Иркутского национального исследовательского технического университета. E-mail: anatoliy.starkov94@inbox.ru; <https://orcid.org/0000-0002-4589-1682>

Тальгамер Борис Леонидович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой разработки месторождений полезных ископаемых Иркутского национального исследовательского технического университета. E-mail: talgamer@istu.edu

Константинов Илья Александрович – горный инженер ООО «Компания «Востсибуголь». E-mail: ilya-konst@ Rambler.ru

Rationale for drilling and blasting parameters at the Nasedkino gold ore field based on the crushing plant performance

Anatolii E. Starkov¹, Boris L. Talgamer¹, Ilia A. Konstantinov²

¹ Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk, Russia.

² JSC Vostsibugol, Irkutsk, Russia.

Abstract

Introduction. The article considers the issue of quality assurance for rock mass crushing by drilling and blasting for high productivity of excavation and loading equipment.

Methods of research. To study the Nasedkino gold ore field open pits, located in the Trans-Baikal Territory, the following methods were used: timing of mining and processing equipment, conducting experiments at the drilling and blasting site and the ore preparation section.

Work sequence. The blocked-out ore grain size was examined with a PortaMetrics portable device based on the data from the experimental blasting in open pits with changes in the well network parameters, deceleration intervals, and specific consumption of explosives. The blocked-out ore quality was later assessed based on the mining and processing equipment performance, including the coarse crushing unit of the ore preparation section. Hydraulic hammer operation timing in the commercial ore warehouse was also carried out.

Results. The data obtained made it possible to propose the drilling and blasting parameters that ensure a preset fragmentation, reduce the accident rate of production processes, increase the service life of mining and processing equipment, increase the excavators' productivity, and reduce fuel and electricity consumption in the course of ore crushing. Based on the results of the experiments, the coarse crushing unit productivity was analyzed, and the dependence of the crushing plant productivity on the blasting parameters was established.

Conclusions. Based on the research results, recommendations were given and implemented, leveling up the failure to meet the planned targets for ore crushing at the Nasedkino gold ore field.

Keywords: drilling and blasting; well network; oversized output; explosive; specific consumption of explosives; quality of ore preparation; crushing.

REFERENCES

1. Rzhhevskii V. V. *Open-pit mining. Pt. 2: Technology and integrated mechanization*. Moscow: Nedra Publishing; 1985. (In Russ.)
2. Bersenev G. P., Kutuev V. A. Results of the research, development and production seminar for drilling and blasting. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2022; 5: 108–117. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2022-5-108-117
3. Umarov F. Ia., Makhmudov D. R. Studying the methods of managing the process of rock breaking by blasthole charges at deep open pits. *Gornyi vestnik Uzbekistana = Mining Bulletin of Uzbekistan*. 2017; 2: 30–33. (In Russ.)
4. Shishkin E. A., Smoliakov A. A. Assessing the explosion effect on rock mass pre-destruction. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2022; 1: 23–33. Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2022-1-23-33
5. Viktorov S. D., Zakalinskii V. M., Shipovskii I. E., Mingazov R. Ia. New aspect of drilling development and application in modern conditions of mineral deposits exploitation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 5–13. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2020-6-5-13
6. Katanov I. B., Sysoev A. A. *Drilling and blasting at open pits*. Kemerovo: KuzSTU Publishing; 2019. (In Russ.)
7. Simonov P. S. Features of determining average dimension and yield of oversizes under blasting in open pit mines. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; 4: 320–327. (In Russ.)
8. Shehu S. A., Mohd Hashim M. H. Evaluation of blast fragmentation and its benefits: a review of the paradigm and ambiguity. *International Journal of Mining and Mineral Eng.* 2020; 11(4): 338–358. Available from: doi: 10.1504/IJMME.2020.111939
9. Mohamed F., Riadh B., Abderazzak S., Radouane N., Mohamed S., Ibsa T. Distribution analysis of rock fragments size based on the digital image processing and the kuz-ram model cas of jebel medjounes

quarry. *Aspects in Mining & Mineral Science*. 2019; 2(4): 325–329. Available from: doi: 10.31031/AMMS.2019.02.000545

10. Zharikov S. N., Kutuev V. A. Charge initiation schemes for ensuring high-performance operation of cyclic-flow technology cyclic link. *Izvestiia Uralskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2017; 3(47): 76–79. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/2307-2091-2017-3-76-79

11. Koteleva N., Khokhlov S., Frenkel I. Digitalization in open-pit mining: a new approach in monitoring and control of rock fragmentation. *Applied Sciences*. 2021; 11(22): 10848. Available from: doi: 10.3390/app112210848

12. Nikkhah A., Vakylabad A. B., Hassanzadeh A., Niedoba T., Surowiak A. An evaluation on the impact of ore fragmented by blasting on mining performance. *Minerals*. 2022; 12(2): 258. Available from: doi: 10.3390/min12020258

13. Torres V. F. N., Castro C., Valencia M. E., Figueiredo J. R., Silveira L. Numerical modelling of blasting fragmentation optimization in a copper mine. *Mining*. 2022; 2(4): 654–669. Available from: doi: 10.3390/mining2040035

14. Ghiasi M., Askarnejad N., Dindarloo S., Shamsoddini H. Prediction of blast boulders in open pit mines via multiple regression and artificial neural networks. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2016; 26(2): 183–186.

15. Popov Iu. V., Timukhin S. A., Kopachev V. F., Gorshkova E. M. Evaluation parameters of blastwaves in its interaction with elements of protection devices. *Izvestiia Uralskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta = News of the Ural State Mining University*. (In Russ.) Available from: <https://cyberleninka.ru/article/n/otsenka-parametrov-udarnoy-vzryvnoy-volny-pri-ee-vzaimodeystvii-s-elementami-zaschitnyh-ustroystv> [Accessed 07 March 2024]

Received 5 October 2023

Information about the authors:

Anatolii E. Starkov – PhD student, Department of Mining, Irkutsk National Research Technical University. E-mail: anatoliy.starkov94@inbox.ru; <https://orcid.org/0000-0002-4589-1682>

Boris L. Talgamer – DSc (Engineering), Professor, Head of the Department of Mining, Irkutsk National Research Technical University. E-mail: talgamer@istu.edu

Iliia A. Konstantinov – mining engineer, JSC Vostsibugol. E-mail: ilya-konst@rambler.ru

Для цитирования: Старков А. Е., Тальгамер Б. Л., Константинов И. А. Обоснование параметров буровзрывных работ на золоторудном месторождении Наседкино по результатам работы дробильного комплекса // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 2. С. 79–91. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-79-91

For citation: Starkov A. E., Talgamer B. L., Konstantinov I. A. Rationale for drilling and blasting parameters at the Nasedkino gold ore field based on the crushing plant performance. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyy zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 2: 79–91 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-79-91