

А.П. ЛЕВИЦКИЙ, Генеральный директор ООО «МИ-ЦЕНТР», Кривой Рог

МЕТОДЫ УПРАВЛЯЕМОГО ФРАКЦИОНИРОВАНИЯ ВЗРЫВАЕМОЙ ГОРНОЙ МАССЫ НА КАРЬЕРАХ

Показано, что по мере углубления карьеров на качество дробления пород взрывом оказывают влияние не только технологические и энергетические факторы буровзрывных работ, но и изменение крепости и обводненности пород с глубиной. Проблема комплексного влияния этих факторов на качество дробления потребовала своего решения.

Необходимо было определить степень влияния природных, техногенных и энергетических факторов на качество взрывного дробления руд. Исследованиями установлено, что на качество взрывной подготовки горной массы требуемой кусковатости влияют следующие факторы: природные – трещиноватость руд, крепость, структура и текстура, обводненность; технологические – диаметр скважинного заряда ВВ, сетка скважин, число взрывааемых рядов, величина колонки заряда ВВ, схема взрывания, интервал замедления; энергетические – тип ВВ, плотность ВВ. Разрушение руды в ходе горно-обогачительного производства необходимо рассматривать как единый процесс, состоящий из трех этапов: взрывная рудоподготовка (буровзрывные работы); механическая рудоподготовка (дробилки); механическое измельчение (барабанные мельницы).

В работе сформулированы основные требования к гранулометрическому составу и прочности руд для процессов самоизмельчения железистых кварцитов. Установлено, что при прочих равных условиях производительность мельниц самоизмельчения максимальна при минимальном содержании промежуточных фракций в питании и оптимальный выход мелющих тел не зависит от прочности руды. Определено, что для руд ИнГОКа оптимальный выход класса +100 мм, обеспечивающий максимальную производительность мельниц, равен 50-55%. Выполненные исследования являются базой для разработки новых методов для целенаправленной подготовки руды к процессу самоизмельчения.

Ключевые слова: рудоподготовка, самоизмельчение, взрыв.

Актуальность проблемы. В отечественной и зарубежной литературе много работ посвящено поискам необходимой энергии заряда для получения горной массы заданной кусковатости при отбойке крепких горных пород [1-5]. Практически была доказана возможность регулирования степени дробления пород с помощью удельной энергии зарядов ВВ при любом диаметре заряда [6-7]. Однако, в процессе исследований и последующего анализа такие технологические факторы, как схема взрывания, интервал замедления, конструкции зарядов изменялись незначительно, или вообще были постоянными, поэтому их влияние на качество дробления горной массы оказалось незначительным. И основные параметры сетки скважин изменялись равномерно, что также не позволило получить дополнительную информацию о соответствующем перераспределении соотношения выхода классов крупности во взорванной массе. В то же время, именно варьирование основными параметрами этих факторов позволит существенно влиять на фракционирование горной массы.

Таким образом, общий процесс разрушения обогащаемых руд можно представить в виде трехзвенной цепи: взрывная рудоподготовка в процессе буровзрывных работ - механическая рудоподготовка на дробилках - механическое измельчение в барабанных мельницах [8-9].

Л.И. Барон, В.И. Комир, М.Ф. Друкованый доказали, что гранулометрический состав взорванной руды достаточно хорошо описывается уравнением Розина-Раммлера, что позволяет рассчитывать с достаточной для практики точностью выход любого класса крупности, не слишком далеко отстоящего от $d_{ср}$. Л.И. Барон предложил пригодный для практических исследований фотопланиметрический способ измерения гранулометрического состава взорванной массы. Все эти исследования могут служить платформой для дальнейших разработок методов и средств взрывной подготовки руды для процессов самоизмельчения, которыми, как свидетельствует изучение литературы, никто не занимался [10-13].

Существующие параметры буровзрывных работ на карьерах основаны на том, что сопротивляемость пород взрыванию пропорциональна прочности пород, определяемой в баллах по шкале проф. Протодряконова. Породы распределены по взрываемости на категории, номер которых увеличивается с увеличением крепости пород. Такие же основные параметры, как сетка и схема коммутации зарядов ВВ, подбираются эмпирическим путем и устанавливаются такими, чтобы была получена удовлетворительная проработка подошвы уступа и дробление, обеспечивающее бесперебойную работу погрузочного транспортного и дробильно-обогачительного оборудования. Качество дробления при таком подходе получается весьма различным и часто не

удовлетворяет потребности дальнейшей переработки горной массы в зависимости от целевого назначения конкретной разновидности.

Гранулометрический состав взорванной рудной массы должен отвечать требованиям выемочно-погрузочного оборудования.

Постановка задачи. Цель настоящей работы заключается в разработке требований к гранулометрическому составу и прочности руд для процессов самоизмельчения железистых кварцитов.

Основной материал и результаты. Для процессов самоизмельчения механическая рудоподготовка значительно проще, чем для процесса шарового измельчения. Если в процессе механической рудоподготовки для шарового измельчения по трех-четырёхстадиальной схеме дробления максимальный диаметр кусков уменьшается с 1500 мм до 20 мм, то для самоизмельчения этот процесс сводится к уменьшению максимального размера кусков от 1500 до 400 мм на 1 стадии крупного дробления, т.е. сокращение размеров в 20 раз меньше. Поэтому для процессов самоизмельчения роль взрывной рудоподготовки становится преобладающей. Однако до последнего времени - практика и научные изыскания в области взрывных работ были связаны исключительно с проблемами подготовки горной массы для обеспечения эффективности выемочно-погрузочных и транспортных работ. В основном исследования и разработка методов были направлены на снижение выхода «негабарита» (класс +1200 мм для экскавации, -400 мм для конвейерного транспорта). В этой области достигнуты определенные результаты. В целом по Кривбассу, выход класса -1200 мм составляет от долей до 2-3 %, выход класса -400 мм - 10-30 %. Накоплены научные и производственные зависимости, связывающие качество взрывного дробления с параметрами взрывной отбойки.

Механическая рудоподготовка в настоящее время осуществляется дроблением взорванной руды, как правило, дробилкой крупного дробления типа ККД 1500/180, которая устанавливается в карьере, как, например, на ИнГОКе, Анновском карьере СевГОКа. Основные требования к качеству дробления в карьерных дробилках определяются в первую очередь требованиями сохранности резиномолоты конвейерного подъемника, накладывающими ограничения на максимальный размер куска не более 400-500 мм. Наличие постоянно открытой кольцевой щели выпуска 180 мм обеспечивает выполнение этого условия. Фактически процессу дробления подвергается 10-30 % горной массы, проходящей через дробилку (класс -400 мм по максимальному размеру куска).

Для целей эксплуатации конвейера этих знаний вполне достаточно. Для управления гранулометрическим составом питания мельниц самоизмельчения совершенно необходимо знание того, в какого размера куски превращаются крупные фракции, проходящие через дробилку, т.е. определить передаточную функцию дробилок крупного дробления. Однако исследования, посвященные этому вопросу, весьма скудны. Имеются лишь отдельные сведения о гранулометрическом составе готового продукта дробилок, полученные при их испытаниях на рудах различной крепости, причем крепость оценивается неопределенным термином - «мягкая руда». В производственных условиях контроль качества дробленого продукта осуществляется эпизодически - метода промышленного контроля крупности дробленой руды нет.

В схеме рудоподготовки перед процессом самоизмельчения на фабрике РОФ-2 СевГОКа предусмотрено разделение дробленой руды на классы +100 мм и -10 мм в отдельные бункера с разделенной подачей на конвейер питателя мельниц. Однако, как показали испытания, из-за низкой эффективности разделения колосниковым грохотом, руда, фактически не разделенная по классам, попадает в бункер надгрохотного продукта, а затем, после его заполнения, в бункер подгрохотного продукта.

Задуманные меры стабилизации питания путем раздельной подачи различных фракций не имели успеха. Таким образом, решение вопросов стабилизации питания по крупности и прочности в карьере при взрывной подготовке является актуальной задачей.

Все основные отличия процесса самоизмельчения от шарового измельчения определяются тем, что вместо стальных шаров в качестве мелющих тел используются крупные куски руды, которые, измельчаясь сами при ударах о футеровку, измельчают мелкие кусочки руды, превращая их в готовый продукт.

В отличие от шаровых мельниц, где имеется два класса тел - измельчающие (шары) и измельчаемые (руда), в мельницах самоизмельчения присутствуют три класса тел, имеющие разные функции: мелющие тела (крупные куски руды), измельчаемые тела («мелочь») и промежуточные тела округлой формы «галя», размеры которых недостаточны для использования в ка-

честве мелющих тел, но велики для размалывания мелющими телами. Обычно часть «гали» определенной крупности направляется в рудногалечные мельницы последующих стадий измельчения в качестве мелющих тел.

Избыток «гали» занимает полезный объем в мельнице, снижая ее производительность. Поэтому его выводят из мельницы на додробление в дробилках среднего или мелкого дробления, или в мельницы добавляют стальные шары, диаметром около 100-150 мм в количестве 4-8 % от общей загрузки мельницы. Однако эта мера приводит к повышенному износу футеровок мельницы.

Границы между перечисленными классами тел весьма условны и зависят от свойств руды, главным образом ударной прочности, определяемой начальной работой разрушения в кгм/кг, и диаметра мельниц, определяющего величину потенциальной энергии, приобретаемой кусками руды при подъеме.

Второй важной особенностью процесса самоизмельчения является экстремальная зависимость производительности мельниц (в т/час) от соотношения фракций в исходной руде. Наиболее просто эта зависимость представляется в виде

$$Q = f(\gamma_{+100}),$$

где Q - производительность мельницы первичного самоизмельчения (1-ой стадии), т/час; γ_{+100} - выход кусков крупнее 100 мм, в % или долях единицы.

На основании производственных наблюдений работы фабрики самоизмельчения на ИнГОКе можно сделать вывод, что для руд ИнГОКа оптимальный выход класса +100 мм, обеспечивающий максимальную производительность γ_b мельниц, равен 50-55 %. В работе В.П. Яшина, А.В. Бортникова, обобщающей результаты большого числа исследований последних лет, указывается на более сложную зависимость производительности мельницы 1 стадии от грансостава руд НКГОКа. [10-14], т/ч

$$Q_p = \frac{Q_{+100}^1 \gamma_{+100} + Q_{-100+25}^1 \gamma_{-100+25} + Q_{-25}^1 \gamma_{-25}}{100}, \quad (2)$$

где Q_p - часовая производительность γ_b мельницы, т/час; Q_{+100}^1 , $Q_{-100+25}^1$, Q_{-25}^1 - часовая производительность «характерных» классов.

Для характерных классов даны зависимости часовой производительности мельницы от содержания характерного класса в питании (рис. 1). Здесь же приводится более общая формула

$$Q_p = \frac{\sum Q^1 d_i \cdot \gamma d_i}{\sum \gamma d_i} K_{np} \quad (3)$$

где K_{np} - коэффициент, учитывающий прочность руды (по В.А. Олевскому).

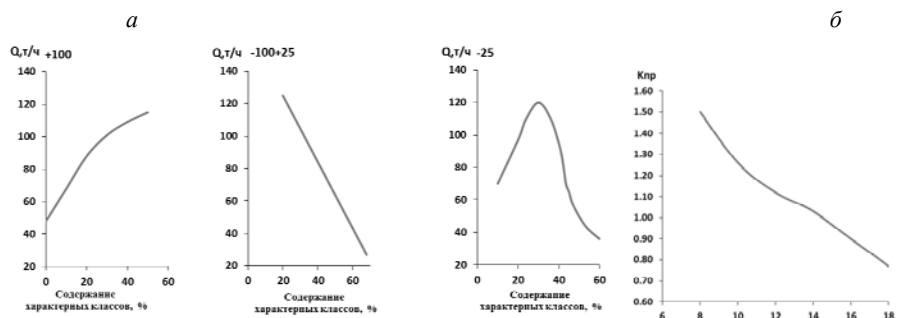


Рис. 1. а - аппроксимированные зависимости производительности мельницы самоизмельчения диаметром 1 м от содержания характерных классов в исходном питании (эталонная руда НКГОКа); б - взаимосвязь поправки на прочность руды K_{np} и коэффициента крепости руд f при расчетах производительности мельницы самоизмельчения

Анализ формулы (3) и зависимостей, приведенных на рис. 1, приводит к следующим **выводам**:

1. При прочих равных условиях производительность мельниц самоизмельчения максимальна при минимальном содержании промежуточных фракций в питании.
2. С уменьшением прочности руды производительность мельниц растет.
3. Оптимальный выход мелющих тел не зависит от прочности руды.

Последний вывод вытекает из формулы зависимости (3) куда K_{np} входит как общий множитель. Однако, в этом же источнике приводятся данные, свидетельствующие, что оптимальный выход мелющих тел зависит от прочности руды.

Так, например, на стр. 184 источника [10,14] показано, что для прочных руд Кривбасса и КМА оптимальным является $\gamma_{+100}=50$ % (высокой крепости руды). Для руд средней и ниже средней крепости оптимальный $\gamma_{+100}=35$ %, к тем же выводам приводит анализ зарубежных

данных. Очень крепкие такониты прочностью 380 МПа измельчаются в мельницах $\varnothing 11$ м при оптимальном выходе класса +152 мм 40 %, что соответствует выходу $\gamma_{+100}=50-60$ %.

В то же время известно, что для кварцево-глинистой руды крепостью $f=8\div 12$ оптимальный выход класса +100 мм составляет около 30 %. Для крепких ($f=18\div 20$) руд ИнГОКа Ю.А. Хватов и А.А. Шильман определили оптимальный выход γ_{+100} около 50÷55%. Таким образом, производственные наблюдения показывают, что с уменьшением прочности руд величина оптимального выхода класса +100 мм уменьшается [15-18].

При равных условиях с ростом диаметра мельниц оптимальный выход класса +100 мм должен также уменьшаться, поскольку с ростом диаметра увеличивается запас потенциальной энергии поднятых на критическую высоту кусков, поэтому часть кусков размерами меньше 100 мм также становится мелющими телами, количество которых должно быть, согласно теории и практике измельчения, около 40 % от общего веса загрузки мельниц.

Таким образом, изучение литературных источников и официальных документов позволяет сформулировать следующие требования к гранулометрическому составу питания мельниц самоизмельчения:

минимум содержания промежуточного класса («гали») или в количестве не более, чем его требуется для II стадии рудно-галечного измельчения;

оптимальный выход мелющих тел для окисленных руд, лежащих в достаточно неопределенных пределах 25-50 %;

усредненная и стабилизированная по грансоставу и прочности рудная шихта.

Список литературы

1. Кутузов Б. Н., Старшинов А. В., Жамьян Ж. Совершенствование буровзрывных работ на основе применения новых видов взрывчатых веществ и зарядной техники // Б. Н. Кутузов, А. В. Старшинов, Ж. Жамьян // Горный журнал, 2010, №7, С.61-64.
2. Фокин В.А., Точунов М.Б., Семкин С.В. К вопросу оценки качества дробления взорванной горной массы при производстве буровзрывных работ в карьерных условиях / В.А. Фокин, М.Б.Тогунов, С.В. Семкин // Горный журнал, 2013, №12, С.54-56.
3. Фокин В.А., Тогунов М.Б., Семкин С.В. К вопросу обоснования интервалов замедления при производстве массовых взрывов в карьерах / В.А. Фокин, М.Б.Тогунов, С.В. Семкин // Горный журнал, 2012, №2, С.44-46.
4. Щукин Ю.Г., Коломинов И.А., Астахов Е.О. Специальные заряды в технологии заоткоски уступов в карьере ОАО «Карельский окатыш» / Ю.Г. Щукин, И.А. Коломинов, Е.О. Астахов // Горный журнал, 2013, №10, С.86-88.
5. Кутузов Б.Н., Тимофеев, И. Н. Токаренко А. В. Испытание различных типов боевиков для повышения действия скважинных зарядов /Б.Н. Кутузов, И. Н. Тимофеев, А.В. Токаренко // Горный журнал, 2012, №9, С. 88-90.
6. Ренин Н.Я. К вопросу использования энергии взрыва для повышения эффективности рудоподготовки и обогащения железистых кварцитов / Н.Я. Ренин // Горный журнал, 2012, №4, С.45-47.
7. Гончаров С.А. О нецелесообразности увеличения удельного расхода ВВ при буровзрывном дроблении железистых кварцитов в карьерах КМА / С.А. Гончаров // Горный журнал, 2013. №4. – С.80-85.
8. Жариков С.Н., Шеменев В. Г. Методология оценки энергоемкости технологических процессов в цикле "буровзрывное дробление - механическое дробление - измельчение" при открытой разработке рудных месторождений / С.Н. Жариков, В.Г. Шеменев // Горный журнал, 2013, №10. - С. 83-86.
9. Фокин В.А., Тогунов М.Б., Методологические аспекты качества эмульсионных взрывчатых веществ по результатам замеров скорости детонации // Горный журнал, 2013, №4. - С.77-79.
10. Барон Л.И., Докучаев М.Н., Васильев Г.А., Доронищева Л.Н. Взрывные работы в горнорудной промышленности / Л.И. Барон, М.Н. Докучаев, Г.А. Васильев, Л.Н. Доронищева // М.: Госгортехиздат, 1960. - 182 с.
11. Друкованный М.Ф. Совершенствование буровзрывных работ на железорудных карьерах / М.Ф. Друкованный // М.: Недра, 1988. – 120 с.
12. Еременко А.А., Щетинин Е.В., Шултаев С.К. Опыт проведения массового взрыва с применением параллельно-сближенных зарядов ВВ увеличенного диаметра / А.А. Еременко, Е.В. Щетинин, С.К. Шултаев // Горный журнал, 2013, №3. – С.73-75.
13. Римкевич В. С., Демьянова Л. П. Эффективная технология переработки кремнеземсодержащего сырья // Горный журнал, 2012. №7. – С.85-87.
14. Яшин Р.П., Костит И.М. Управление гранулометрическим составом и сопротивляемостью разрушению при рудоподготовке - важнейший резерв повышения эффективности горно-обогащительных производств // Сборник трудов института Механообр, 2000. -С. 95-100.
15. Яшин В.П. Теория и практика самоизмельчения. -М: Недра, 1998. — 160с.
16. Хватов Ю. А. Пути совершенствования схем с мельницами самоизмельчения// Горный журнал, 1982, № 9. - С. 68-72.
17. Добрынин В.Н., Эндерев В.А., Миловидова А.А. Система интеллектуального управления технологией дробления / Обогащение руд, 2014, №6, С.38-40.
18. Чантурия В.А., Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья / В.А.Чантурия, Л.А.Вайсберг, А.П. Козлов // Обогащение руд, 2014, №2. - С.35-40.

Рукопись поступила в редакцию 17.03.15