

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ РАЗРУШЕНИЯ НЕОКИСЛЕННЫХ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ МЕТОДОМ ОБЪЕМНОГО СЖАТИЯ

Т.Н. Гзогян¹, С.Р. Гзогян¹

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

Аннотация: Целью работы являлось моделирование и исследование влияния тонкого дробления методом объемного сжатия при разной нагрузке на физико-механические и технологические (измельчаемость, обогатимость) свойства неокисленных железистых кварцитов. Использована методика объемного сжатия с помощью прессовых испытательных машин типа SATEC 300DX фирмы INSTRON, объектом являлись неокисленные железистые кварциты текущей переработки предприятия КМА, которые подвергались объемному сжатию при различном значении удельного давления (3; 3,5 и 4 Н/мм²). Режим работы испытательной прессовой машины моделировал процесс разрушения в ВДВД (HPGR). Проведенный экспериментальный комплекс исследований указывает на то, что селективного разрушения по границам срастания минералов рудной и нерудной фаз ткани неокисленных железистых кварцитов в продуктах тонкого дробления не происходит. Дробление методом объемного сжатия обеспечило в продуктах тонкого дробления максимальное снижение: средневзвешенного диаметра куска на 1,34 мм с преобладанием мелких классов крупности. Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова уменьшился на 0,9 балла, а удельная работа дробления на 0,65 кг·м/см³. Исследование технологических свойств (измельчаемость) показало увеличение удельной производительности измельчения I стадии по классу минус 0,071 мм на 16% при коэффициенте относительной измельчаемости 1,16. Концентраты получены из эталонного материала и продуктов тонкого дробления при сопоставимой конечной крупности измельчения. Относительно эталонного материала выделяется продукт, подвергнутый удельному давлению 3 Н/мм² — массовая доля железа общего в нем выше на 0,78%, а степень раскрытия рудной фазы — на 0,009. Увеличение удельного давления при объемном сжатии не привело к желаемому результату.

Ключевые слова: неокисленные железистые кварциты, тонкое дробление, валки высокого давления, роллер-технология, гранулометрическая характеристика, объемное сжатие, моделирование, физико-механические свойства, измельчаемость, обогатимость, коэффициент раскрытия фаз.

Для цитирования: Гзогян Т. Н., Гзогян С. Р. Сравнительный анализ разрушения неокисленных железистых кварцитов методом объемного сжатия // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 4. – С. 43–55. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_4_0_43.

Comparative analysis of volumetric compression test data of unoxidized ferruginous quartzite

T.N. Gzogyan¹, S.R. Gzogyan¹

¹ Belgorod State National Research Universitet, Belgorod, Russia, e-mail: gzogyan_t@bsu.edu.ru

Abstract: The study aimed to model and analyze effect of fine grinding with varied volumetric compression on physical, mechanical and processing (grindability, concentrability) properties of unoxidized ferruginous quartzite. Volumetric compression was performed on INSTRON 300DX compression testing machine. The test subject was unoxidized ferruginous quartzite of current production in Kursk Magnetic Anomaly, exposed to volumetric compression under varied specific pressure (3, 3.5 and 4 N/mm²). The compression testing machine mode simulated destruction by high-pressure grinding rolls (HPGR). From the experimentation evidence, no selective dissociation takes place along the boundaries of intergrowth between ore metallic and nonmetallic phases in fine grinding products of unoxidized ferruginous quartzite. Grinding with volumetric compression ensures maximal reduction in weighted average diameter of particles by 1.34 mm and prevalence of fine sizes in fine grinding products. The hardness factor on Protodyakonov's scale and the specific work of grinding decrease by 0.9 and 0.65 kg·m/cm³, respectively. The analysis of process properties (grindability) exhibits an increase in the specific grinding capacity at stage I by 16 % with size of 0.071 mm at the relative grindability ratio of 1.16. The concentrates are produce using a reference material and the fine grinding products having the commensurable final sizes. Regarding the reference material, the product of specific compression pressure of 3 N/mm² features the higher mass fraction of total iron by 0.78% and the increased degree of dissociation of metallic phase by 0.009. Thus, the increased specific pressure of volumetric compression produces no desirable results.

Key words: unoxidized ferruginous quartzite, fine grinding, high-pressure grinding rolls, roller-technology, grain size distribution, volumetric compression, modeling, physical and mechanical properties, grindability, concentrability, phase dissociation ratio.

For citation: Gzogyan T. N., Gzogyan S. R. Comparative analysis of volumetric compression test data of unoxidized ferruginous quartzite. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022;(4):43-55. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_4_0_43.

Введение

В настоящее время основным источником железорудной продукции для отечественной металлургии являются неокисленные железистые кварциты КМА, на базе месторождений которых работают четыре мощных горнорудных предприятия. Это крупнейшие потребители различных видов энергоресурсов, повышение эффективности использования которых является фактором, способствующим устойчивому экономическому развитию горнорудных предприятий, поскольку их характерной чертой является опережающий рост энергопотребления по отношению к темпам роста промышленной продукции.

Приоритетным и актуальным направлением является обеспечение ресурсосбережения за счет увеличения энергоэффективности при рудоподготовке, рациональный путь повышения которой заключается в переносе части работы по подготовке минерального сырья к разделению из цикла измельчения в цикл дробления, где эффективность процесса в несколько раз выше [1–5]. Это обеспечивается за счет снижения крупности сырья, подаваемого на измельчение, и связано с повышением производительности данного процесса с одновременным снижением энергетических затрат и себестоимости выпускаемой продукции.

Технология дробления, как правило, осуществляется в три (или четыре) стадии с предварительным грохочением дробленого продукта третьей стадии в открытом (или замкнутом) цикле. Расположение дробилок среднего и мелкого дробления — каскадное, где наиболее загруженными являются дробилки мелкого дробления. Увеличение эффективности грохочения и снижение крупности дробленого продукта возможно за счет повышения производительности и снижения энергетических затрат в цикле среднего и мелкого дробления.

Начиная с 1970—1986 гг. четко оформился новый тип дробильного оборудования — валковые дробилки высокого давления (ВДВД), в которых используется принцип дробления при максимальном заполнении пространства между валками. Дробилки ВДВД отнесены к наиболее передовым и эффективным дробилкам, а роллер-технология на их основе считается весьма энергосберегающей, что является ключом к успеху для обогатительных фабрик [2—9]. Роллер-технология накладывает ограничения по крупности исходного питания, но дает определенные технологические преимущества. В частности, производители данного типа дробилок основные соображения в пользу их применения обосновывают снижением энергетических затрат по сравнению с существующими схемами рудоподготовки и возможностью улучшения технологических показателей разделения. По заключению производителей, происходит селективное разрушение по границам срастания контактирующих зерен, повышение трещиноватости продукта дробления, что в некоторых случаях повышает извлечение. Эти преимущества производители дробилок типа ВДВД объясняют образованием микротрещин в каждой частице исходного питания аппаратов вследствие высоких давлений в рабочей зоне аппа-

рата. Причем предполагается, что микротрещины образуются, главным образом, на границах срастания контактирующих зерен, что увеличивает вероятность их раскрытия, а интенсивность их образования зависит от свойств исходной руды и от величины рабочего давления в рабочей зоне дробилки [4, 8].

Производство ВДВД было освоено в Германии, его пионером является фирма KHD Humboldt Wedag (ныне права принадлежат Weir Minerals) (серия RP), затем производство было начато еще на двух фирмах Германии — Thyssen Krupp Polysius (серия Polycorn) и Köppern. В России такого оборудования до настоящего времени не производится. За прошедшее время область применения роллер-технологии значительно расширилась, ее используют для переработки руд драгоценных металлов, кимберлитов, железной руды, готовых концентратов (доизмельчение) и др.

Авторами для моделирования и исследования оценки влияния тонкого дробления методом объемного сжатия при разной нагрузке на физико-механические и технологические (измельчаемость, обогатимость) свойства неокисленных железистых кварцитов использована методика объемного сжатия с помощью прессовых испытательных машин типа SATEC 300DX фирмы INSTRON (США) [10—12].

Неокисленные железистые кварциты месторождений КМА представляют тонковкрапленную весьма крепкую горную породу, в которой раскрытие рудной (оксиды железа) и нерудной (кварц, силикаты, карбонаты) фаз происходит при измельчении до крупности минус 0,045 мм.

Методы

Объектом исследований являлись неокисленные железистые кварциты текущего производства предприятий КМА,

целью — оценка влияния тонкого дробления методом объемного сжатия при различной нагрузке на их физико-механические и технологические (измельчаемость, обогатимость) свойства.

Вещественным материалом для проведения сравнительных испытаний послужили пробы: дробленой руды текущей переработки («эталонная» руда, далее проба № 1); дробленой руды текущей переработки, подвергшейся дополнительному дроблению методом объемного сжатия с удельным давлением ($P_{уд}$) 3; 3,5 и 4 Н/мм² (далее пробы № 2, № 3 и № 4 соответственно).

Режимы работы испытательной прессовой машины устанавливаются так, чтобы смоделировать процесс разрушения в ВДВД и получить продукты, близкие по гранулометрическому составу. Отобранные образцы (по три навески от каждой пробы массой 1500 г) подвергались объемному сжатию при различном значении $P_{уд}$. Частицы вещественного материала разрушаются между плунжером и дном стакана, а далее, как и в ВДВД, происходит сжатие мелких частиц в слое материала, что процесс дезинтеграции под прессом приближает по механизму и динамике к процессу в ВДВД [10—13].

В [7, 10—13] установлено, что результаты прессового дробления практически не зависят от скорости нагружения, начальной толщины слоя и определяются в отношении гранулометрического состава продукта конечным удельным давлением. Данные о выходе классов крупности и массовой доли в них металлов характеризуют избирательность разрушения. При этом производится оценка различия вещественного материала по гранулометрическому составу, трещиноватости зерен, степени высвобождения минералов и распределению полезных компонентов по классам крупности.

Комплекс исследований включал электронно-микроскопическое изучение, определение физико-механических и технологических свойств вещественного материала, сравнительный технологический анализ исходного материала с продуктами тонкого дробления.

Из каждой пробы, в количестве, не нарушавшем ее представительность, отобраны образцы кускового материала для определения крепости и энергоемкости разрушения неокисленных кварцитов и подготовки препаратов для их оптико-минералогического изучения.

Электронно-микроскопические исследования выполнены минералого-петрографическим методом с микроскопическими наблюдениями с применением оптического инвертированного микроскопа «Olympus GX71» (Япония).

Гранулометрический состав исследуемых проб определен сухим способом с механическим рассевом на ситах с размерами ячеек: 20; 15; 12,5; 10; 8; 5; 3; 2; 1; 0,5; 0,25; 0,09 и 0,071 мм.

Результаты сравнительных технологических испытаний оценивались их измельчаемостью до заданной крупности 60(±5)% класса минус 0,071 мм и обогатимостью при заданной крупности P_{80} класса минус 0,045 мм.

Измельчаемость оценивалась по величине удельной производительности по вновь образованному классу (минус 0,071 мм), достигнутой при измельчении «испытуемых» (пробы № 2—4) ($q_{71}^{исп.}$) и «эталонной» (проба № 1) проб ($q_{71}^{эт.}$), их отношение — коэффициент относительной измельчаемости ($K_{изм}$).

Обогатимость оценивалась основным показателем: массовой долей железа, общего в лабораторном концентрате, и вспомогательным — его выходом.

Измельчение осуществлялось в открытом цикле мокрым способом в лабораторной шаровой мельнице в течение 5, 15, 30, 45 и 60 мин при соотношении

Т:Ж:Ш = 1:0,33:8,7. Обогащение измельченных проб выполнялось при напряженности магнитного поля на поверхности барабана 105 кА/м. Промежуточный продукт разделения доизмельчался до крупности P_{80} класса минус 0,045 мм в лабораторной шаровой мельнице типа «Рольганг» с рабочим объемом барабана 2,25 л. Его обогащение проводилось мокрым способом в слабом магнитном поле при напряженности магнитного поля на поверхности трубки 105 кА/м.

Коэффициент раскрытия минералов рудной фазы (f_A) определен магнитно-оптическим методом.

Результаты

Первым критерием сравнительных испытаний выбран гранулометрический состав до и после дробления методом объемного сжатия исходных проб, который включает выходные параметры: результат гранулометрического анализа; средневзвешенный диаметр куска ($d_{ср.}$); графический анализ крупности мате-

риала; 10-процентный остаток на сите с размером ячейки 15 мм (β_{+15}).

Гранулометрическая характеристика дробленой руды до и после ее дробления методом объемного сжатия показана на рис. 1.

Массовая доля готового класса минус 0,071 мм в дробленой руде составила 3,4 и повышалась до 4,0; 4,9 и 5,3% после ее дробления методом объемного сжатия с увеличением $P_{уд}$. Средневзвешенный диаметр куска дробленой руды составил 7,83 мм.

В результате объемного сжатия с $P_{уд} = 3$ Н/мм² средневзвешенный диаметр куска дробленой руды составил 7,86 мм (разница 0,03 мм, что говорит о сопоставимости анализируемых значений), с $P_{уд} = 3,5$ Н/мм² – 7,12 мм, с $P_{уд} = 4$ Н/мм² – 6,49 мм.

Таким образом, прослеживается тенденция уменьшения размера средневзвешенного диаметра куска дробленой руды в результате воздействия на нее объемного сжатия с $P_{уд}$ 3,5 и 4 Н/мм² на

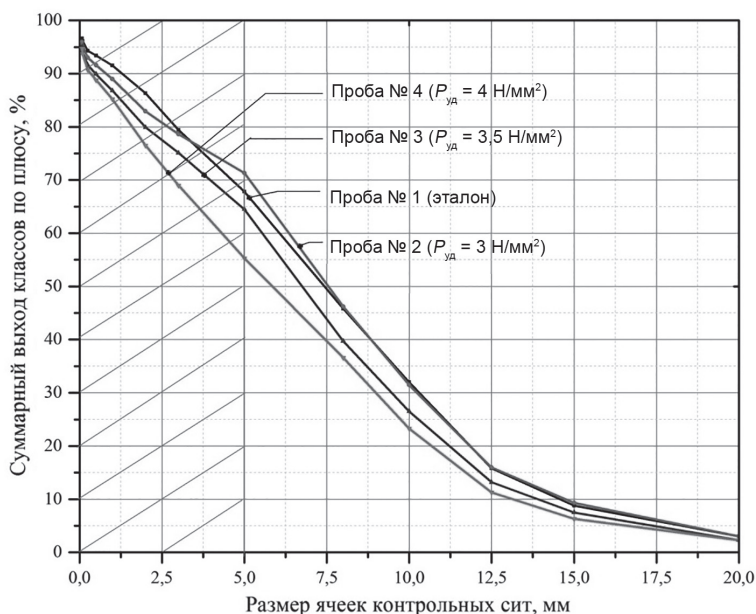


Рис. 1. Кривые гранулометрического состава дробленой руды до и после воздействия объемного сжатия
Fig. 1. Grain size distribution in ground ore before and after treatment with volumetric compression

0,71 и 1,34 мм соответственно. Эту тенденцию подтверждает снижение критерия 10-процентного остатка на сите с размером ячейки 15 мм на 1,3 и 2,5% соответственно.

Характер кривых суммарных остатков (вогнутая характеристика крупности) наглядно показал, что материал всех проб по виду характеризуется преобладанием мелких классов крупности (рис. 1).

Дробленая руда и руда после дробления с $P_{уд} = 4 \text{ Н/мм}^2$, судя по кривым суммарных остатков, является равномерно-зернистой.

Дробленая руда после дробления с $P_{уд} = 3$ и $3,5 \text{ Н/мм}^2$ характеризуется некоторым преобладанием мелких классов в диапазоне крупности 5–0 мм.

Электронно-микроскопическое изучение пробы № 1 и проб № 2–4 показало, что в сравниваемых образцах характер разрушения не имеет кардинальных отличий. Установлено, что разрушение приводит к существенному растрескиванию как рудной, так и нерудной фаз, при этом рудная фаза наблюдается как в свободном состоянии, так и в сростках с нерудной, появление трещин не приурочено к границам срастания минералов (рис. 2).

Анализ результатов электронно-микроскопических изображений позволяет

с уверенностью сделать следующие выводы (рис. 2):

- геометрия и прочность границ срастания не способствуют развитию трещин по ним, соответственно повышения селективности раскрытия рудных зерен в процессе измельчения руды после воздействия на нее объемного сжатия не произойдет (рис. 2, а), данный факт хорошо согласуется с ранее полученными результатами [10–16];

- разрушению в результате воздействия объемного сжатия в первую очередь подвержены крупные зерна и агрегаты рудных зерен, минуя нерудную часть, что в процессе последующего измельчения приведет к разрушению с образованием более мелких обломков рудных зерен (рис. 2).

Результаты определения физико-механических свойств продуктов дробления показали, что коэффициент крепости пробы № 1 составил 12,1 и снизился до 11,3 балла в пробах № 2 и № 3 и до 11,2 балла в пробе № 4 (табл. 1). Следует отметить, что неокисленные железистые кварциты по степени крепости относятся к очень крепким породам III категории по шкале проф. М.М. Протодьяконова.

Энергию дробления можно выразить удельной работой дробления, которая со-

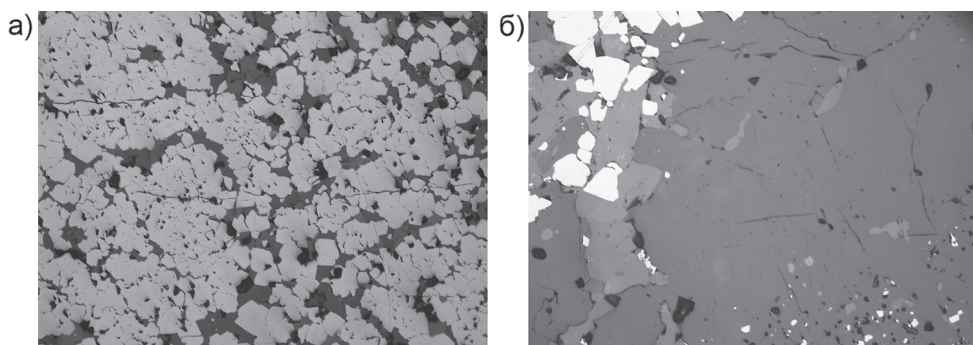


Рис. 2. Дезинтегрированные зерна магнетита (светлое), не разрушенная нерудная фаза (темное) (а), крупный разрушенный агрегат нерудной фазы (б)

Fig. 2. Disintegrated magnetite grains (light) and unbroken nonmetallic phase (dark) (а); coarse unbroken nonmetallic concretion (b)

Таблица 1

Физико-механические свойства продуктов дробления
Physical and mechanical properties of grinding products

Показатель	Ед. изм.	№ пробы			
		1 (эталон)	2 ($P_{уд} = 3Н/мм^2$)	3 ($P_{уд} = 3,5Н/мм^2$)	4 ($P_{уд} = 4Н/мм^2$)
Коэффициент крепости по Протодеяконову	балл (пределы)	12,1 (11,1 – 13,6)	11,3 (10 – 12,5)	11,3 (10 – 12,5)	11,2 (10 – 12,5)
Удельная работа разрушения	кг м/см ³	8,71	8,15	8,12	8,09

ставила пробы № 1 – 8,71 и снижалась до 8,15 (проба № 2); 8,12 (проба № 3) и 8,09 (проба № 4) кг·м/см³ (табл. 1).

Технологические свойства определены с учетом заданной крупности измельчения принятой при геолого-технологическом картировании месторождений КМА (P_{80} класса минус 0,045 мм). Гранулометрическая характеристика дробленых проб показала, что массовая доля готового класса (минус 0,071 мм) в пробе № 1 составила 8,4% и увеличилась до 11,4 (проба № 2); 13,7 (проба № 3) и 17,9 (проба № 4) % (табл. 2).

Количество готового класса крупности после дробления характеризует дробимость неокисленных железистых кварцитов, т.е. дробимость незначительно улучшилась в результате воздействия на нее объемного сжатия.

Усредненные показатели гранулометрической характеристики дробленого исходного материала послужили основой для пропорций рабочих классов крупности при составлении навесок на испытания сравнительной измельчаемости, которые проводились при заданной крупности измельчения:

- P_{60} класса минус 0,071 мм (или остаток на сите 0,071 мм 40%), что соответствует крупности питания I и II стадий обогащения в промышленных условиях;
- P_{65} класса минус 0,071 мм (или остаток на сите 0,071 мм 35%), что соответствует крупности питания III стадии обогащения;
- P_{80} класса минус 0,071 мм (или остаток на сите 0,071 мм 20%), что соответствует крупности питания IV стадии обогащения;

Таблица 2

Гранулометрическая характеристика дробленых исходных проб
Grain size distribution in ground initial samples

Классы крупности, мм	Частный выход классов крупности по пробам, %			
	1 (эталон)	2 ($P_{уд} = 3Н/мм^2$)	3 ($P_{уд} = 3,5Н/мм^2$)	4 ($P_{уд} = 4Н/мм^2$)
–3+2	39,4	39,0	34,0	27,4
–2+1	22,4	24,4	25,9	23,7
–1+0,5	10,0	9,1	10,2	11,0
–0,50+0,25	6,1	5,1	5,7	6,7
–0,25+0,090	10,3	7,7	8,3	10,3
–0,090+0,071	3,4	3,0	2,2	3,0
–0,071+0	8,4	11,7	13,7	17,9
Итого:	100,0	100,0	100,0	100,0

Таблица 3

Сравнительная измельчаемость продуктов дробления
Comparative grindability of grinding products

Показатели измельчения	Ед. изм.	Частный выход класса минус 0,071 мм, %			
		60	65	80	90
проба № 1 (эталон)					
Удельная производительность по вновь образованному классу	кг/л·ч	0,606	0,545	0,401	0,301
проба № 2 ($P_{уд} = 3 \text{ Н/мм}^2$)					
Удельная производительность по вновь образованному классу	кг/л·ч	0,588	0,536	0,383	0,302
Коэффициент относительной измельчаемости	д.ед.	0,97	0,98	0,96	1,00
проба № 3 ($P_{уд} = 3,5 \text{ Н/мм}^2$)					
Удельная производительность по вновь образованному классу	кг/л·ч	0,606	0,545	0,401	0,305
Коэффициент относительной измельчаемости	д.ед.	1,00	1,00	1,00	1,01
проба № 4 ($P_{уд} = 4 \text{ Н/мм}^2$)					
Удельная производительность по вновь образованному классу	кг/л·ч	0,606	0,545	0,401	0,319
Коэффициент относительной измельчаемости	д.ед.	1,00	1,00	1,00	1,06

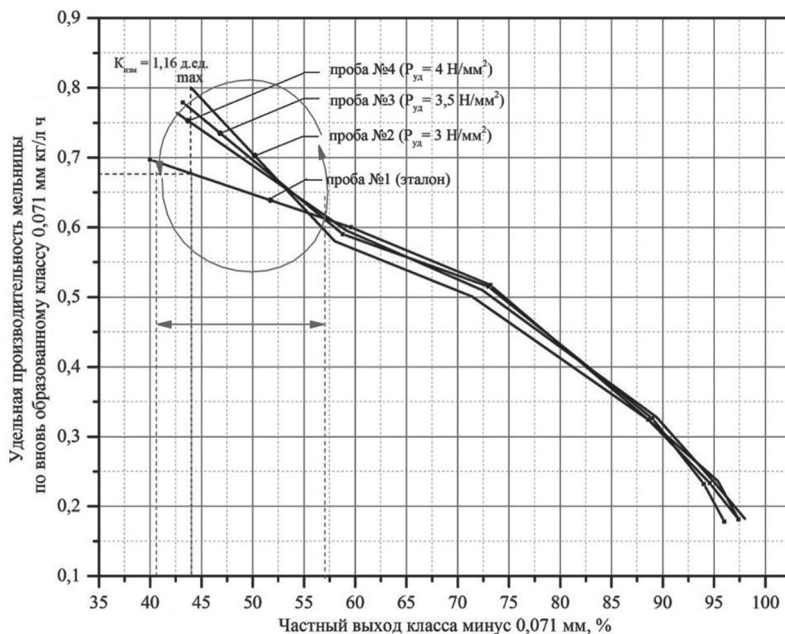


Рис. 3. Зависимость удельной производительности мельницы по вновь образованному классу (минус 0,071 мм) от конечной крупности измельчения

Fig. 3. Specific capacity of mill with respect to new size grade (~ 0.071 mm) versus final grinding coarseness

Таблица 4

Результаты обогащения испытуемых проб при заданной крупности измельчения (P_{80} класса — 0,045 мм)
 Concentration results of test samples at preset grinding coarseness (P_{80} of 0.045 mm size)

Исходная руда			Технологические показатели концентрата, %				K_s , д.ед.		f_A , д.ед.		Технологические показатели отходов, %					
массовая доля, %			выход		массовая доля		извлечение				выход		массовая доля		извлечение	
$Fe_{\text{общ}}$	$Fe_{\text{магн}}$	$S_{\text{общ}}$	$Fe_{\text{общ}}$	$Fe_{\text{магн}}$	$S_{\text{общ}}$	$Fe_{\text{общ}}$	$Fe_{\text{магн}}$	$Fe_{\text{общ}}$	$Fe_{\text{магн}}$	f_A	$f_{\text{магн}}$	$Fe_{\text{общ}}$	$Fe_{\text{магн}}$	$Fe_{\text{общ}}$	$Fe_{\text{магн}}$	
34,30	27,40	0,063	70,32	67,75	0,045	81,53	98,34	1,04	0,978	60,23	10,52	0,76	18,47	1,66		
проба № 1 (эталон)																
34,30	27,40	0,063	38,84	71,10	69,35	0,031	80,50	98,29	1,03	0,987	61,17	10,94	0,77	19,50	1,71	
проба № 2 ($P_{\text{уд}} = 3 \text{ Н/мм}^2$)																
34,30	27,40	0,063	41,80	70,65	64,50	0,033	86,10	98,40	1,10	0,981	58,20	8,19	0,76	13,90	1,60	
проба № 3 ($P_{\text{уд}} = 3,5 \text{ Н/мм}^2$)																
34,30	27,40	0,063	41,10	70,30	65,55	0,031	84,24	98,32	1,07	0,853	58,90	9,18	0,78	15,76	1,68	
проба № 4 ($P_{\text{уд}} = 4 \text{ Н/мм}^2$)																

• P_{90} класса минус 0,071 мм (или остаток на сите 0,071 мм 10%), что также соответствует крупности питания III стадии обогащения.

По результатам гранулометрических анализов продуктов измельчения пробы № 1 и проб № 2 – 4 построены кривые «измельчаемости», которые показали практически полную идентичность и свидетельствуют о незначительном отличии показателей измельчения пробы № 1 и проб № 2 – 4 по классу крупности 0,071 мм. Степень отличия показателей измельчения более детально позволяет оценить расчет измельчаемости по классу 0,071 мм исследуемых проб (табл. 3). Сравнительный анализ показателей измельчаемости показал, что в диапазоне крупности 40–50% класса минус 0,071 мм руда, подвергнутая дроблению методом объемного сжатия, более легко измельчается, а при дальнейшем измельчении показатели практически сближаются (рис. 3). Максимальный по-

казатель измельчаемости приходится на процесс измельчения пробы № 2 в диапазоне крупности 43–45% класса минус 0,071 мм при коэффициенте относительной измельчаемости 1,16 д.ед.

Результаты обогатимости проб при заданной крупности измельчения P_{80} класса минус 0,045 мм обобщены в табл. 4, обогатимости – на рис. 4. При анализе приведенных данных обращает на себя внимание массовая доля железа общего в концентрате, полученном из пробы № 2, составившая 71,1%. Закономерно, выход данного концентрата самый низкий – 38,84%. Следует отметить, что степень раскрытия минералов рудной фазы в данном концентрате несколько выше (0,987 д.ед.), чем в остальных (0,853–0,981 д.ед.).

Массовая доля железа общего в концентратах, полученных из остальных продуктов дробления методом объемного сжатия, ниже и колеблется в пределах 70,3–70,65%. Массовая доля железа

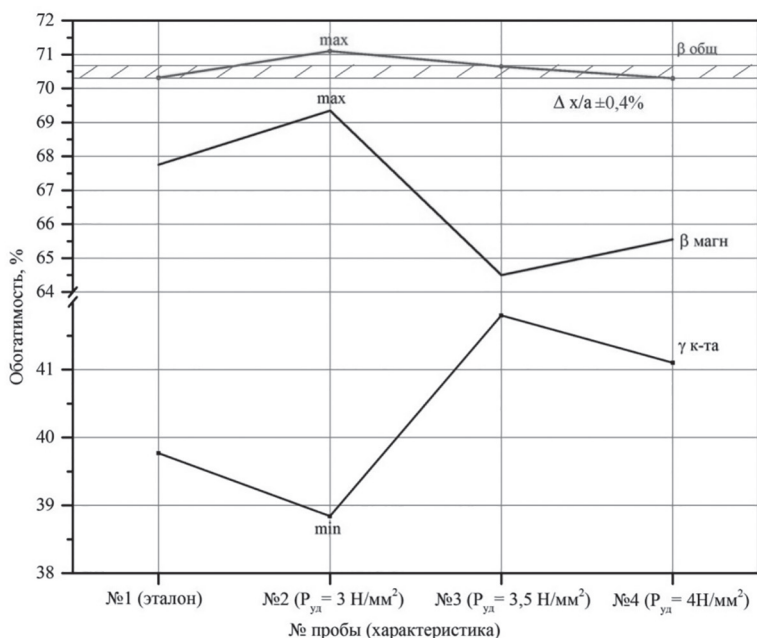


Рис. 4. Обогатимость при заданной крупности измельчения ($P_{80} = 0,045$ мм)

Fig. 4. Concentratability at preset grinding coarseness (P_{80} of 0.045 mm size)

магнитного в вышеотмеченном концентрате характеризуется также максимальным значением и составляет 69,35 против 67,75% в пробе № 1. Данный показатель в концентратах, полученных из проб № 3 и № 4, составил 64,5 и 65,55% соответственно. Выход концентрата из пробы № 1 составил 39,77%, из проб № 3 и № 4 — 41,8 и 41,1% соответственно.

Данное обстоятельство объясняется более интенсивным образованием сростков магнетита с минералами носителями немагнитного и слабомагнитного железа в процессе измельчения и переход их в концентрат в результате обогащения, что подтверждается некоторым увеличением коэффициента захвата (K_z) с 1,04 до 1,07–1,10 д.ед. и, как следствие, снижением массовой доли железа общего в отходах обогащения с 10,52 до 8,19–9,18%. Массовая доля железа магнитного при этом колебалась в пределах 0,76–0,78%.

Следует отметить, что испытываемая руда относится к весьма легкообогащаемому сорту, а по продуктивности колеблется между высоко- и среднепродуктивной группой неокисленных кварцитов, граница между которыми пролегает на отметке 40%.

Массовая доля серы в пробе № 1 составила 0,063%, а концентраты имеют массовую долю серы менее 0,05% (0,031–0,045%).

Заключение

1. Выполнен комплекс лабораторных исследований физико-механических и технологических свойств исходного материала дробленой руды текущего производства КМА и проб руды, дробленных методом объемного сжатия при различном удельном давлении.

2. Оптико-минералогические исследования не подтвердили селективного разрушения по границам срастания минералов рудной и нерудной фаз ткани

неокисленных железистых кварцитов в продуктах тонкого дробления.

3. Дробление методом объемного сжатия исходного материала обеспечило в продуктах тонкого дробления максимальное снижение:

- средневзвешенного диаметра куска на 1,34 мм (с 7,83 до 6,49 мм);
- коэффициента крепости по шкале проф. М.М. Протождяконова на 0,9 балла (с 12,1 до 11,2 балла);
- удельной работы дробления на 0,65 кг·м/см³ (с 8,71 до 8,09 кг·м/см³);
- максимальное увеличение удельной производительности измельчения по классу минус 0,071 мм на 16% в диапазоне крупности, приближенном к крупности I стадии промышленного измельчения.

4. При сопоставимой конечной крупности измельчения качество концентратов из исходного материала и продуктов тонкого дробления сближено. Исключением является концентрат, полученный из продукта тонкого дробления с $P_{уд} = 3 \text{ Н/мм}^2$, качество которого на 0,8% выше, выход на 0,9% ниже относительно концентрата, полученного из пробы № 1.

5. Исходя из опыта родственных предприятий КМА в изучаемом вопросе, рассмотрение целесообразности применения роллер-технологии в условиях действующего и/или организации перспективного производства, а также проведение полу- или промышленных испытаний ВДВД следует начинать только после комплексной оценки готовности к сопутствующим мероприятиям по адаптации техники и технологии к установке ВДВД.

6. Представленная методика была апробирована авторами в НИУ БелГУ в рамках ряда проектов, выполняемых на неокисленных железистых кварцитах предприятий КМА. Корректность методики была оценена посредством анализа сопоставимости данных промышленных и лабораторных экспериментов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Чантурия В. А. Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения // Горный журнал. — 2015. — № 7. — С. 29–37. DOI: 10.17580/gzh. 2015.07.05.
2. Чантурия Е. Л., Гзогян С. Р. Современное состояние теории и практики получения высококачественных магнетитовых концентратов // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2012. — СВ 12. — С. 3–31.
3. Tsvetkova A., Katysheva E. Ecological and economic efficiency evaluation of sustainable use of mineral raw materials in modern conditions // 17th International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2017. 2017, vol. 17, no. 53, pp. 241–248. DOI: 10.5593/sgem2017/53/S21.030.
4. Газалеева Г. И., Цыпин Е. Ф., Червяков С. А. Рудоподготовка дробление, грохочение, обогащение. — Екатеринбург: ООО «УЦАО», 2014. — 914 с.
5. Stamboliadis E., Harba C. Direct breakage energy measurements in a jaw crusher / Proceeding of XXIII International Mineral Processing Congress. 2006, vol. 1, pp. 38–43.
6. Гзогян Т. Н., Губин С. Л. Валковый пресс-измельчитель — опыт применения на Михайловском ГОКе // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2001. — № 5. — С. 244–247.
7. Fedotov P. K. Research and practice of roller-presses in ore preparation / Abstracts of the XXIX International Mineral Processing Congress. Moscow, Ore and metals, 2018, pp. 22–28.
8. Дремин А. И., Перепелицын А. И., Маргулис В. С. и др. Результаты испытаний по дроблению неокисленных кварцитов Михайловского ГОКа в роллер-прессе и их обогащению // Обогащение руд. — 1996. — № 1. — С. 6–9.
9. Dats N. A. Selecting of the crusher type that can provide the charge with a narrow range of granule size composition // Metallurgical and Mining Industry. 2015, vol. 7, no. 5, pp. 398–400.
10. Краснов Г. Д., Подгаецкий А. В., Чихладзе В. В. Опыт моделирования процесса дробления в роллер-прессе // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2009. — № S14. — С. 89–102.
11. Bengtsson M., Hulthén E., Evertsson C. M. Size and shape simulation in a tertiary crushing stage, a multi objective perspective // Minerals Engineering. 2015, vol. 77, pp. 72–77. DOI: 10.1016/j.mineng.2015.02.015.
12. Hill H., Mainza A., Bbosa L., Becker V. Comparing the ore breakage characteristics of drill core and crushed ore using the JKRBT / Abstracts of the XXIX International Mineral Processing Congress. Moscow, Ore and metals, 2018, pp. 153–162.
13. Гзогян С. Р., Гзогян Т. Н., Мрясов М. Р., Чаков В. Н. Тонкое дробление неокисленных кварцитов Стойленского месторождения // Горный журнал. — 2021. — № 6. — С. 54–60. DOI: 10.17580/gzh. 2021.06.03.
14. Giblett A., Morrell S. Process development testing for comminution circuit design // Minerals and Metallurgical Processing. 2016, vol. 33, no. 4, pp. 172–177. DOI: 10.19150/mmp.6838.
15. Гзогян Т. Н., Головин Ю. И., Тюрин А. И., Гзогян С. Р. Влияние границ срастания минералов железистых кварцитов на рудоподготовку // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2017. — № 3. — С. 154–162.
16. Ревнивцев В. И., Хопунов Э. А., Костин И. М. и др. Селективное разрушение минералов. — М.: Недра, 1988. — 286 с. **МИАБ**

REFERENCES

1. Chanturia V. A. Innovative processes of complex and deep processing of mineral raw materials of natural and technogenic origin. *Gornyi Zhurnal*. 2015, no. 7, pp. 29–37. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh. 2015.07.05.
2. Chanturia E. L., Gzogyan S. R. Current state of the theory and practice of obtaining high-quality magnetite concentrates. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2012, special edition 12, pp. 3–31. [In Russ].

3. Tsvetkova A., Katysheva E. Ecological and economic efficiency evaluation of sustainable use of mineral raw materials in modern conditions. *17th International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2017*. 2017, vol. 17, no. 53, pp. 241–248. DOI: 10.5593/sgem2017/53/S21.030.

4. Gazaleeva G. I., Tsylin E. F., Chervyakov S. A. *Rudopodgotovka droblenie, grokhozhenie, obogashchenie* [Pretreatment of crushing, screening, beneficiation], Ekaterinburg, OOO «UTsAO», 2014, 914 p.

5. Stamboliadis E., Harba C. Direct breakage energy measurements in a jaw crusher. *Proceeding of XXIII International Mineral Processing Congress*. 2006, vol. 1, pp. 38–43.

6. Gzogyan T. N., Gubin S. L. Roll press-shredder-experience of application at the Mikhailovskiy GOK. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2001, no. 5, pp. 244–247. [In Russ].

7. Fedotov P. K. Research and practice of roller-presses in ore preparation. *Abstracts of the XXIX International Mineral Processing Congress*. Moscow, Ore and metals, 2018, pp. 22–28.

8. Dremine A. I., Perepelitsyn A. I., Margulis V. S., etc. The results of tests on the crushing of non-oxidized quartzites of the Mikhailovskiy GOK in the roller press and their enrichment. *Obogashchenie Rud.* 1996, no. 1, pp. 6–9. [In Russ].

9. Dats N. A. Selecting of the crusher type that can provide the charge with a narrow range of granule size composition. *Metallurgical and Mining Industry*. 2015, vol. 7, no. 5, pp. 398–400.

10. Krasnov G. D., Podgaetsky A. V., Chikhladze V. V. Experience of modeling the crushing process in a roller press. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2009, no. S14, pp. 89–102. [In Russ].

11. Bengtsson M., Hulthén E., Evertsson C. M. Size and shape simulation in a tertiary crushing stage, a multi objective perspective. *Minerals Engineering*. 2015, vol. 77, pp. 72–77. DOI: 10.1016/j.mineng.2015.02.015.

12. Hill H., Mainza A., Bbosa L., Becker V. Comparing the ore breakage characteristics of drill core and crushed ore using the JKRBT. *Abstracts of the XXIX International Mineral Processing Congress*. Moscow, Ore and metals, 2018, pp. 153–162.

13. Gzogyan S. R., Gzogyan T. N., Mryasov M. R., Chakov V. N. Fine milling of Stoilensky ferruginous quartzite. *Gornyi Zhurnal*. 2021, no. 6, pp. 54–60. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2021.06.03.

14. Giblett A., Morrell S. Process development testing for comminution circuit design. *Minerals and Metallurgical Processing*. 2016, vol. 33, no. 4, pp. 172–177. DOI: 10.19150/mmp.6838.

15. Gzogyan T. N., Golovin Yu. I., Tyurin A. I., Gzogyan S. R. Influence of coalescence boundaries of ferruginous quartzite minerals on ore preparation. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2017, no. 3, pp. 154–162. [In Russ].

16. Revnivtsev V. I., Gaponov E. A., Kostin I. M. etc. *Selektivnoe razrushenie mineralov* [Selective destruction of minerals], Moscow, Nedra, 1988, 286 p.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Гзогян Татьяна Николаевна¹ — канд. техн. наук, зав. лабораторией, e-mail: gzogyan_t@bsu.edu.ru,

Гзогян Семен Райрович¹ — старший научный сотрудник,

¹ Белгородский государственный национальный исследовательский университет.

Для контактов: Гзогян Т.Н., e-mail: gzogyan_t@bsu.edu.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

T.N. Gzogyan¹, Cand. Sci. (Eng.), Head of Laboratory, e-mail: gzogyan_t@bsu.edu.ru, S.R. Gzogyan¹, Senior Researcher,

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

Corresponding author: T.N. Gzogyan, e-mail: gzogyan_t@bsu.edu.ru.

Получена редакцией 05.03.2021; получена после рецензии 26.11.2021; принята к печати 10.03.2022.

Received by the editors 05.03.2021; received after the review 26.11.2021; accepted for printing 10.03.2022.