



10.17073/2500-0632-2018-3-35-44

Морозов В.В. (Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов», Москва, Россия)

Николаева Т.С. (Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов», Москва, Россия)

Хурэлчулуун Ишген (КОО «Предприятие «Эрдэнэт»», Эрдэнэт, Монголия)

Исследование и оптимизация замкнутого цикла дробления медно-молибденовой руды

Для оптимизационного управления процессами рудоподготовки предложен адаптированный к условиям замкнутого цикла дробление–грохочение комплексный критерий «выход продуктивного класса $-2...+10$ мм», отражающий эффективность всех процессов в целом. Установленные зависимости выходов отдельных классов руды и предложенного оптимизационного критерия от параметров процесса дробления показывают их связь с энергоемкостью процесса. Показано, что увеличение нагрузки на грохот вызывает снижение эффективности грохочения и повышение массовой доли класса $+2$ мм в циркулирующей руде. Чрезмерное увеличение ширины разгрузочной щели дробилки вызывает рост выхода циркулирующего продукта и увеличение энергозатрат. Уменьшение разгрузочной щели менее 7,5 мм приводит к увеличению выхода класса -2 мм. Предложены и испытаны усовершенствованная система и алгоритм визиометрического анализа крупности руды. Датчики контроля гранулометрического состава руды расположены над конвейерами транспортировки надрешетного и подрешетного продуктов операции грохочения. Режим визиометрического анализа предусматривает последовательное включение-выключение питающих конвейеров и дробилок, за счет чего обеспечивается поступление в зону измерений дробленого продукта с одной дробилки. Общая продолжительность анализа крупности руды от 6 дробилок составляет 12 минут, что не влияет на конечную производительность. Применение разработанного алгоритма позволяет существенно повысить точность анализа крупности дробленой руды и снизить расход электроэнергии на переделе рудоподготовки.

Ключевые слова: медно-молибденовые руды, дробление, грохочение, замкнутый цикл, анализ крупности, оптимизация, контроль, энергозатраты

Применение схем дробления и грохочения в замкнутом цикле обеспечивает уменьшение крупности руды перед операцией измельчения и снижение затрат на рудоподготовку [1, 2]. В настоящее время основным критерием качества дробленой руды является выход плюсового класса крупности. Так, на ГОКе «Эрдэнэт» в качестве основного оптимизационного критерия эффективности процесса дробления в прежние годы использовался выход класса $+15$ мм в руде, разгружаемой из дробилки [3, 4]. При внедрении процесса дробления в замкнутый цикл становится важной корректировка контроля крупности готового продукта, в котором содержание класса $+15$ мм невелико и этот критерий не отражает степень подготовленности руды к измельчению.

Одновременно в соответствии с результатами ранее проведенных исследований высокой информативностью обладают такие параметры процесса дробления, как потребляемая мощность привода дробилки [5–7]. Использование данного параметра позволяет не только получить данные об энергетической эффективности процесса рудоподготовки, но и контролировать режим процесса дробления, фиксируя его отклонения от паспортных характеристик [8, 9].

Для оптимизационного управления процессами дробления и грохочения необходимо использовать параметр, отражающий эффективность всех процессов в целом и каждого по отдельности. В качестве такого критерия предлагается использовать известный критерий «выход продуктивного класса» после корректировки и адаптации к условиям ведения

процесса мелкого дробления в замкнутом цикле [4, 10].

Для обоснования интервала граничных значений крупности «продуктивного класса» была проведена оценка влияния параметров работы оборудования на показатели процесса дробление–грохочение.

На основании данных непрерывного мониторинга параметров процесса мелкого дробления, осуществляемого на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» при помощи дробилок КМД-3000Т, при варьировании производительности дробилки и ширины разгрузочной щели были получены зависимости выхода надрешетного продукта и потребляемой мощности привода от производительности дробилки, представленные на рис.1.

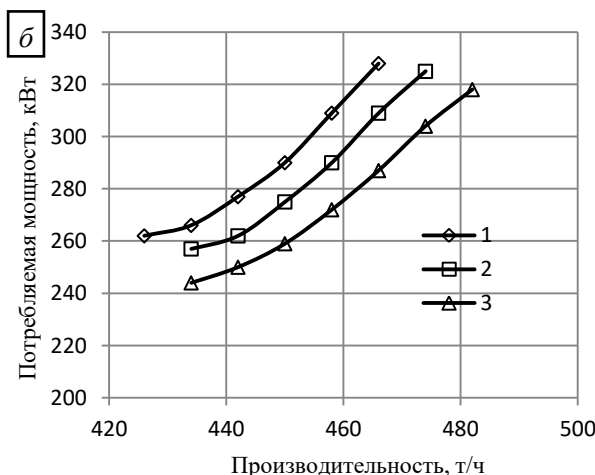
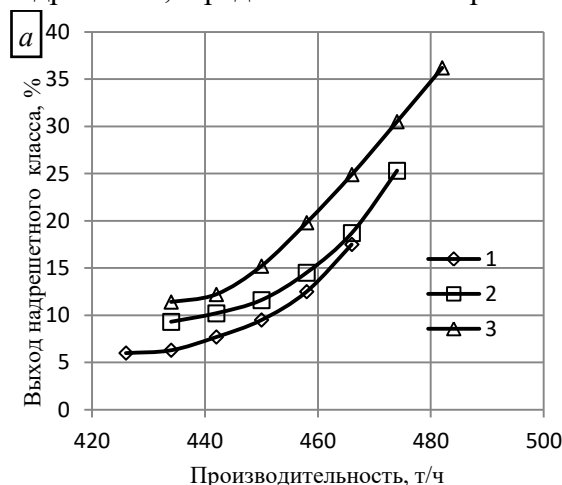


Рис. 1. Зависимость выхода надрешетного класса – а и потребляемой мощности привода – б от производительности дробилки КМД-3000Т при ширине разгрузочной щели: 1 – 8,5 мм; 2 – 9,1 мм; 3 – 10 мм

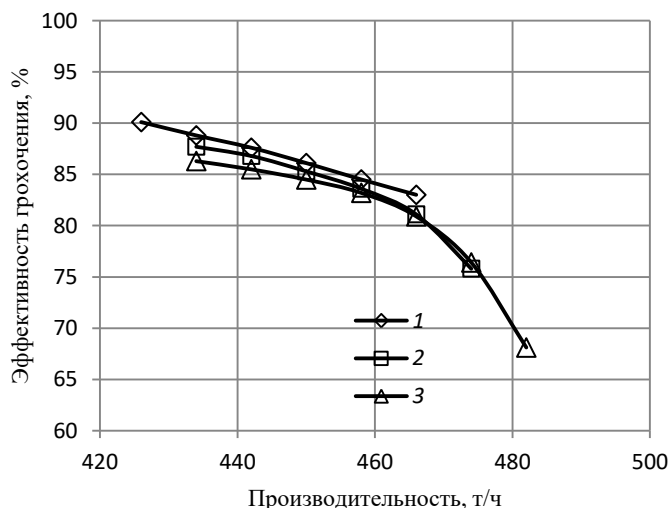


Рис. 2. Зависимость эффективности грохочения по классу –12 мм от производительности дробилки КМД-3000Т при ширине разгрузочной щели: 1 – 8,5 мм; 2 – 9,1 мм; 3 – 10 мм

Сопоставление результатов измерения потребляемой мощности приводом дробилки и других параметров процесса показало, что при ширине разгрузочной щели менее 8 мм происходит заметный рост энергозатрат (рис. 3, а). Одновременно происходит увеличение выхода класса –2 мм. Анализ параметрической связи между энергозатратами на дробле-

ние и выходом класса –2 мм при ограничении пределов колебаний остальных параметров показывает наличие устойчивой связи между этими параметрами для всех типов руд. Показано, что при увеличении выхода класса крупности –2 мм происходит резкое увеличение энергозатрат (рис. 3, б).

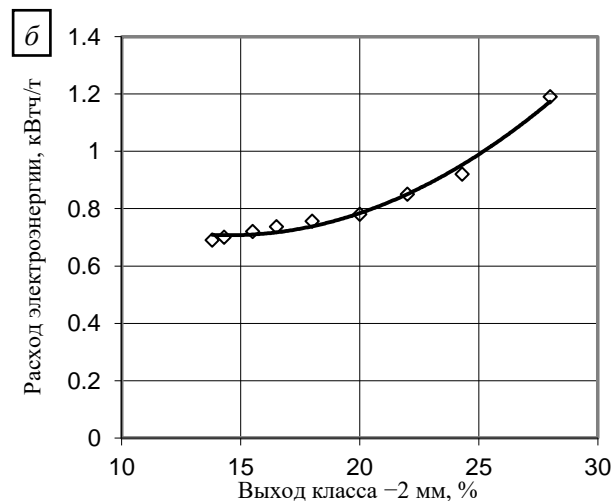
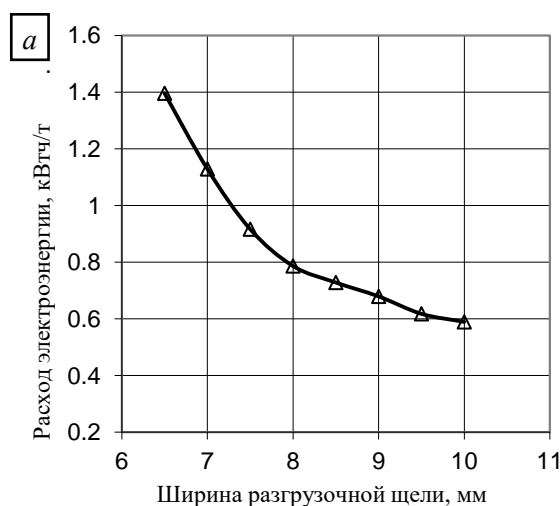


Рис. 3. Зависимость величины удельного расхода электроэнергии на мелкое дробление от ширины разгрузочной щели дробилки – а и выхода класса –2 мм – б

В соответствии с установленными закономерностями в качестве параметра оптимизации процесса дробления в замкнутом цикле предлагается использовать критерий, называемый выход «продуктивного класса» в дробленой руде, причем для процесса дробления в рассматриваемых условиях (при использовании замкнутой схемы дробление–грохочение) под «продуктивным классом» понимают класс крупности +2...–10 мм. Такой критерий является комплексным и позволяет вести процесс в режиме, при котором предупреждается чрезмерный выход как крупных, так и мелких классов дробленой руды.

Для доказательства эффективности выбранного критерия проведены дополнительные исследования. Были рассчитаны величины выхода «продуктивного

класса» для различных режимов дробления и грохочения, достигаемых изменением нагрузки и ширины разгрузочной щели на дробилку.

Как видно из рис. 4, а, б, зависимости выхода «продуктивного класса» дробленой руды +2...–10 мм от производительности носят сложный характер. Увеличение производительности свыше 450 т/ч ведет к уменьшению выхода «продуктивного класса» вследствие существенного роста выхода класса –2 мм (рис. 4, а). Это происходит вследствие реализации в рабочей зоне дробилки механизма объемного сжатия. В еще большей мере данный эффект усиливается вследствие роста циркулирующей нагрузки и возвращения избыточного количества кусков готовой крупности в питание дробилки.

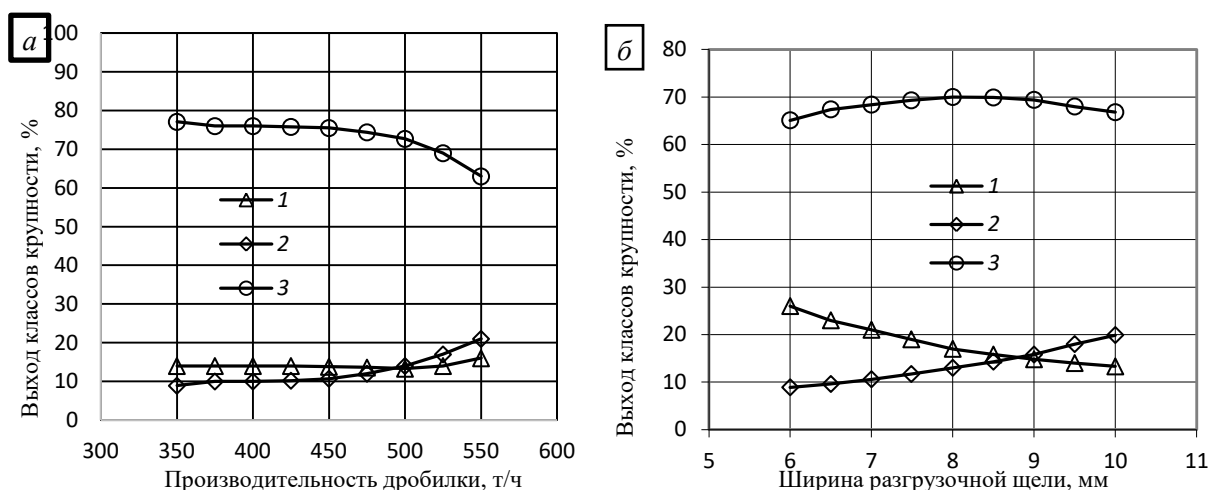


Рис. 4. Зависимость выходов классов крупности дробленой руды от производительности – а и от ширины разгрузочной щели – б дробилки КМД 3000 Т-2П в замкнутом цикле с грохотом:
1 – выход класса –2 мм; 2 – выход класса +10 мм; 3 – выход класса +2...–10 мм

Хотя в принятой схеме циркулирующая нагрузка возвращается на склад руды и ее негативное влияние распределяется между всеми дробилками, избежать эффекта увеличения нагрузки и снижения крупности руды при снижении эффективности грохочения невозможно.

Рост нагрузки свыше 500 т/ч возможен только при увеличении разгрузочной щели дробилки, что вызывает повышенный выход класса +10 мм (рис. 4, б)

Зависимости выхода «продуктивного» класса дробленой руды (+2...–10 мм) от ширины разгрузочной щели, как видно из рис. 5, носят экстремальный вид. Увеличение разгрузочной щели более 8,5 мм приводит к уменьшению выхода «продуктивного класса» вследствие роста выхода класса +10 мм. Уменьшение разгрузочной щели менее 7,5 мм приводит к увеличению выхода класса –2 мм.

Анализ полученных зависимостей позволяет сделать вывод, что ведение процесса дробления в замкнутом цикле позволяет получить оптимальный по гранулометрическому составу продукт, характеризующийся максимальным выходом «продуктивного класса» в области значений ширины разгрузочной щели 7,5–8,5 мм.

При этом абсолютное значение выхода «продуктивного класса» в дробленой руде при использовании замкнутой схемы (70,5 %) значительно превышает соответствующее значение для открытого цикла (61,2 %).

Полученные результаты обосновывают целесообразность использования параметра «выход продуктивного класса» –2...+10 мм при оптимизационном управлении процессом мелкого дробления в замкнутом цикле.

Таким образом, проведенные исследования показали, что выход надрешетного класса процесса грохочения и выход продуктивного класса могут быть использованы в качестве оперативных критериев эффективности технологического процесса дробления.

Важным вопросом для реализации автоматизированного управления процессом дробления является выбор точки и способа измерения гранулометрического состава руды [14]. При правильном выборе параметров контроля процесса дробления достигается как требуемая точность анализа, так и небольшая инерционность системы управления [15, 16].

В качестве точки контроля гранулометрического состава руды обычно ис-

пользуют конвейеры транспортировки надрешетного и подрешетного продуктов [17]. При этом расположении можно получить информацию о выходе и гранулометрических характеристиках надрешетного и подрешетного продуктов, об эффективности процессов дробления и грохочения.

Выбор метода измерений гранулометрического состава дробленой руды основывался на необходимости оперативного управления технологическим процессом. Таким требованиям удовлетворяют системы визиометрического контроля, предполагающие использова-

ние систем видеонаблюдения за контролируемым объектом – потоком дробленой руды [18, 19]. Весьма перспективным является совмещение задач анализа минерального состава и сортности руды, измерения крупности руды и вкрапленности ценных минералов [20].

Для оперативного измерения гранулометрического состава кусковых сыпучих материалов была испытана телевизионная компьютерная система «ГРАНИКС» (рис. 5). Система была ориентирована на визиометрическое определение размеров кусков дробленой руды [21].

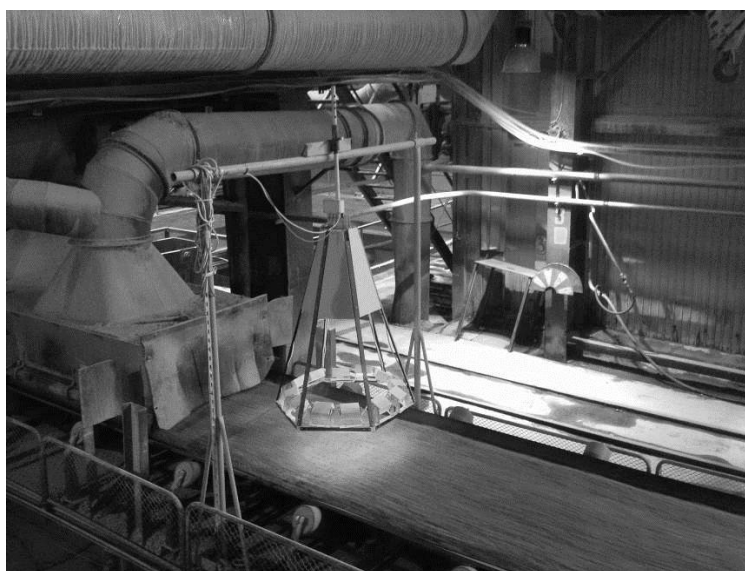


Рис. 5. Общий вид визиометрических блоков компьютерной системы анализа крупности дробленой руды

Качество дробленой руды характеризовали несколькими параметрами дробленой руды: включая выход различных классов крупности руды в диапазоне от 1 до 15 мм. Среднеквадратическое отклонение измеренных значений составило 3,6 %, а для отдельных измерений отклонение результатов визиометрического анализа от результатов анализа крупности способом рассева составило не более 8 %.

Для оценки крупности дробленой руды и эффективности грохочения было

предложено контролировать визиометрическим методом крупность как верхнего, так и нижнего продукта грохочения. В соответствии с данным решением анализаторы крупности устанавливаются как на конвейере транспортирования надрешетного продукта, так и на конвейере транспортирования просева грохочения (рис. 6).

Для повышения точности анализа был предложен специальный режим визиометрического анализа (рис. 7), предусматривающий последовательное вклю-

чение-выключение питающих конвейеров дробилок и самих дробилок, за счет чего обеспечивается поступление в зону измерений в каждый момент времени дробленого продукта лишь с одной дробилки.

билки. При этом визиометрический анализатор крупности дробленой руды устанавливается на выходе разгрузки грохота последней дробилки.

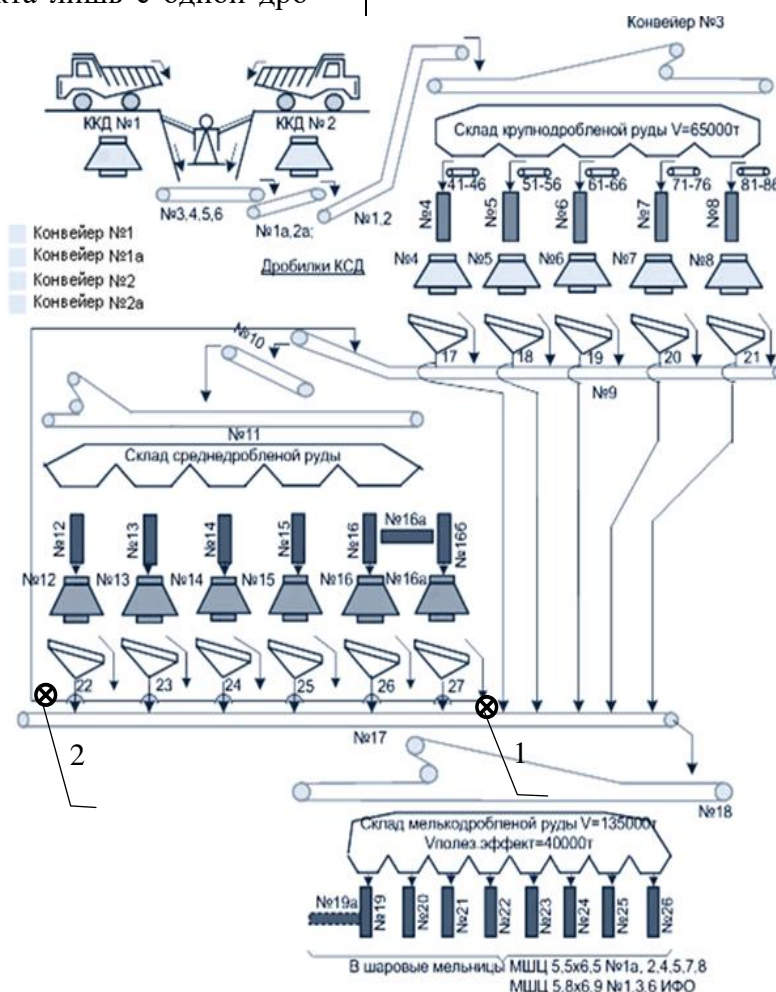


Рис. 6. Схема установки блоков визиометрического анализа (⊗) в схеме рудоподготовки ГОКа «Эрдэнэт»: 1 – готовой руды; 2 – циркулирующей нагрузки

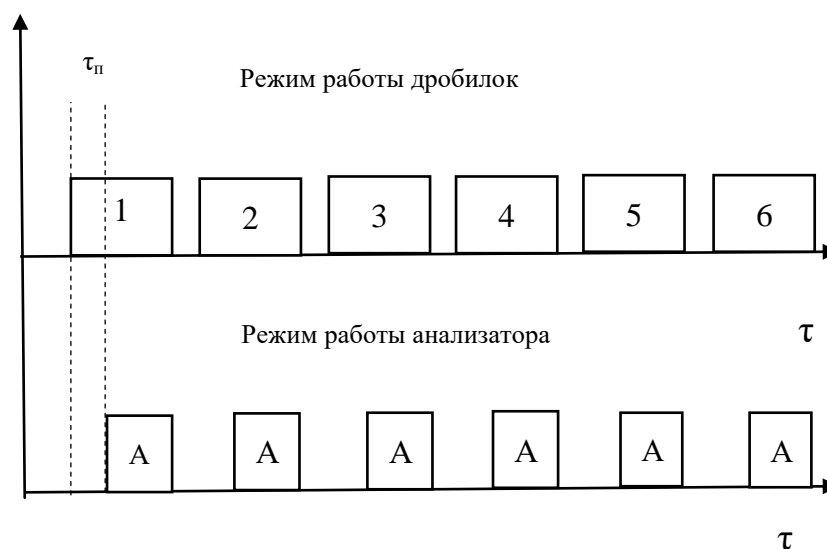


Рис. 7. Алгоритм работы дробилок и конвейеров (1–6) и анализатора (А) при визиометрическом контроле качества дробленой руды: τ_p – интервал времени переходного процесса

Особенностью разработанной в ЦТАиВТ ГОКа «Эрдэнэт» системы визиометрического контроля крупности дробленной руды является переход к режиму сканирования каждого отдельного потока работающих дробилок. Дискретный режим подачи разгрузки дробилки и мелкого класса грохочения на операцию визиометрического анализа создает условия для более точного анализа крупности дробленной руды [20].

Предложенный дискретный режим практически не приводит к снижению производительности дробильного отделения. Общая продолжительность анализа крупности руды от 6 дробилок составила 12 мин.

Дискретный режим сделал возможным уменьшить ошибки, связанные с неравномерным распределением разгрузки дробилки по поверхности находящегося на конвейере потока руды. Реализация предложенного алгоритма дискретного контроля качества дробленной руды позволила снизить ошибку измерений. Так, среднеквадратичное отклонение результатов визиометрического анализа относительно данных ОТК снизилось до 2,4 %, а максимальное отклонение в отдельных опытах не превысило 5,4 %.

Внедрение разработанной системы визиометрического контроля крупности дробленной руды позволяет реализовать способ оптимизации процесса дробления по критериям «выход продуктивного класса» и «циркулирующая нагрузка», получить оптимальный по крупности дробленный продукт и сократить расход электроэнергии на общий процесс рудоподготовки на 2,8 %.

Библиографический список

1. Ревнивцев В.И. Основные направления развития рудоподготовки и обогащения рудного сырья цветной металлургии // Цветные металлы. – 1997. – № 3. – С. 1-4.
2. Музеймек Ю.А. Практика рудоподготовки за рубежом (процесс дробления) // Цветная металлургия. – 2001. – № 12. – С. 16-21.
3. Ганбаатар З., Гэээгт Ш., Дэлгэрбат Л. Совершенствование рудоподготовки медно-молибденовых руд // Обогащение руд. – 2003. – № 4. – С. 3-5.
4. Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л. Определение алгоритмических зависимостей для контроля и оптимального управления дробилкой КМД-3000Т2-ДП применительно к условиям ДТО ОФ СП «Эрдэнэт» // Новые решения в технике и технологии добычи и переработки руд / Сб. докл. расш. засед. науч.-практ. конф., 3-5 окт. 2002 г. – Эрдэнэт. – С. 208-216.
5. Лагунова Ю.А. Энергопотребление при дроблении горных пород конусными дробилками // Известия Уральского горно-геологической академии. Горное дело. – 2000. – № 9. – С. 158-161.
6. Lindqvist M. Energy considerations in compressive and impact crushing of rock // Minerals Engineering, 2008. – Vol. 21. – No. 9. – Pp. 631-641.
7. Пашков А.А. Снижение энергоемкости процессов рудоподготовки // Цветные металлы. – 1999. – № 7. – С. 37-38.
8. Valery W., Jankovic A., Sonmez B. New methodology to improve productivity of mining operations // Proceedings of XIV Balkan Mineral Processing Congress, Turkey, Vol. 1, pp. 557-565.
9. Тихонов А.Ф., Либенко А.В., Лобов О.П., Ибрагим Б.Х. Управление режимами дробления конусных дробилок по экономическому критерию // Механизация строительства. – № 12. – 2006. – С. 10-11.
10. Ганбаатар З., Гэээгт Ш. Совершенствование процессов измельчения медно-молибденовых руд на ОФ ГОКа «Эрдэнэт» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2003. – № 1. – С. 66-68.
11. Вайсберг Л.А., Круппа П.И., Баранов В.Ф. Развитие техники и технологии подготовки руд к обогащению // Цветные металлы. – 2002. – № 2. – С. 22-29.
12. Лагунов Ю.А. Обоснование параметров дробильно-измельчительных агрегатов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2000. – № 4. – С. 79-82.



13. Кашляк М.И., Новинский Е.В., Панаморенко В. М. Критерии оценки технологического процесса первичного дробления // Сб. науч. тр. МАДИ «Информационные технологии в задачах управления и обучения». – М.: МАДИ, 2003. – С. 46-50.
14. Суэтина Т.А., Кочетков А.В., Толмачев А. Г., Ли Чжой, Пэн Линь. Особенности автоматического управления дробилками первичного дробления // Интернет-журнал «Науковедение». – 2015. –Т. 7. – № 5. – С. 2-11.
15. Ибрагим Б.Х. Автоматизация процесса первичного дробления конусной дробилки // Сб. науч. тр. МАДИ «Моделирование и оптимизация в управлении». – М.: МАДИ, 2001. – С. 24-29.
16. Itävuori P., Vilkko M., Jaatinen A., Viilo K. Dynamic modeling and simulation of cone crushing circuits // Minerals Engineering. – 2013. – № 43-44. – Pp. 29-35.
17. Lestage R., Pomerleau A., Hodouin D. Constrained real-time optimization of a grinding circuit using steady-state linear programming supervisory control // Powder Technology. – 2002. – vol. 124. – № 3. – Pp. 254- 263.
18. Jayson T., Carl D., Gianni B., A machine vision approach to on-line estimation of run-of-mine ore composition on conveyor belts // Minerals Engineering. – 2007. – № 20. – Pp. 1129-1144.
19. Zelin ZHANG, Jianguo YANG, Dongyang Dou A surface probability model for estimation of size distribution on a conveyor belt // Physicochem. Probl. Miner. Process. – 2014. . – № 50(2). – Pp. 591-605.
20. Морозов В.В., Рапшис В.В., Дэлгэрбат Лодой, Хурлчулуун И. Развитие методик визиометрического анализа руды на ГОКе «Эрдэнэт» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 12. – С. 279-292.
21. Хурэлчулуун И., Круглов В.Н. Промышленные испытания и модернизация системы измерения крупности дробленой руды «ГРАНИКС» // Труды межд. конф. «Науч. основы и практика переработки руд и техногенного сырья. – Екатеринбург, 2016. – С. 261-265.

“Gornye nauki i tehnologii”/ “Mining science and technology”, 2018, No. 3, pp. 35-44

Title:	Study and optimization of copper molybdenum ore crushing closed cycle
Author 1:	Valery Morozov, Dr. Sci. (Tech.) National University of Science and Technology "MISIS" 4, Leninsky Prospekt, Moscow, Russia, 119991 dchmggu@mail.ru
Author 2:	Tatiana Nikolaeva, Cand. Sci. (Tech.) National University of Science and Technology "MISIS" 4, Leninsky Prospekt, Moscow, Russia, 119991 kafopi@msmu.ru
Author 3:	Ishgen Churelchuluun Erdenet Mining Corporation 1, Amar sqv., Erdenet city, Orkhon aimag, Mongolia, 61027 khurelchuluun@erdenetmc.mn
Abstract:	For optimizing control of ore preparation processes, a complex criterion “yield of productive class –2... +10 mm” adapted to the conditions of closed cycle crushing – screening was proposed, which reflects the efficiency of all the processes as a whole. The established dependences of yields of individual ore grain-size fractions and the proposed optimization criterion on the parameters of the crushing process show their relationship with energy intensity of the process. It was shown that increasing load on the screen causes decreasing screening efficiency and increasing mass fraction of +2 mm grain-size fraction in the circulating ore. Excessive increasing width of the crusher relieve slot causes increasing output of the circulating product and increasing energy consumption. Decreasing relieve slot below 7.5 mm leads to increasing yield of –2 mm fraction. Improved system and algorithm for visiometric analysis of ore grain-size were pro-



	posed and tested. Ore grain-size control sensors are located above the conveyors for transportation of the screening oversize and undersize. The visiometric analysis mode provides for consecutive switching on/off the feeding conveyors and crushers, which ensures the flow of crushed product from one crusher into the measurement zone. Total duration of the grain-size analysis for ores from 6 crushers amounts to 12 minutes that does not affect the final productivity. The developed algorithm application enables significant increasing accuracy of the crushed ore grain-size analysis and reducing energy consumption at the ore preparation stage.
Keywords:	copper-molybdenum ores, crushing, screening, closed cycle, particle-size analysis, optimization, control, energy consumption.
References:	<p>1. Revnivitsev V.I. Osnovnyie napravleniya razvitiya rudopodgotovki i obogascheniya rudnogo syr'ya tsvetnoy metallurgii [<i>Main directions of development of ore dressing and processing of ore raw materials in ferrous metallurgy</i>] Tsvetnyie metallyi = non-ferrous metals. 1997. no 3, pp.1-4. In Russ.</p> <p>2. Muzeymnek Yu.A. Praktika rudopodgotovki za rubezhom (protsses drobleniya) [<i>the Practice of ore dressing abroad (crushing process)</i>] Tsvetnaya metallurgiya = non-ferrous metallurgy, 2001, no 12, pp.16-21. In Russ.</p> <p>3. Ganbaatar Z., Gezegt Sh., Delgerbat L. Sovershenstvovanie rudopodgotovki medno-molibdenovyih rud [<i>Improvement of pretreatment of copper-molybdenum ore</i>] Obogaschenie rud = ore-dressing, 2003, no 4, pp. 3-5. In Russ.</p> <p>4. Ganbaatar Z., Delgerbat L. Opredelenie algoritmicheskikh zavisimostey dlya kontrolya i optimalnogo upravleniya drobilkoj KMD-3000T2-DP primenitelno k usloviyam DTO OF SP «Erdenet» [<i>The definition of the algorithmic dependencies for monitoring and optimal control of the crusher KMD-3000T2-DP with regard to the conditions of the DTO of the joint venture "Erdenet"</i>] Novyie reshenie v tehnike i tehnologii dobyichi i pererabotki rud. Sb. dokl. rassh. zased. nauch.-prakt. konf. [<i>New solution in technology for extraction and processing of ores. - Sat. Dokl. EXT. session. science.- prakt. Conf.</i>], 3-5 okt. 2002., Erdenet, pp. 208-216. In Russ.</p> <p>5. Lagunova Yu.A. Energopotreblenie pri droblenii gornyih porod konusnyimi drobilkami [<i>Energy consumption in crushing rocks with cone crushers</i>]. Izvestiya Uralskoy gorno-geologicheskoy akademii. Gornoe delo. = news of the Ural mining and geological Academy. Mining, 2000, no 9, pp.158-161. In Russ.</p> <p>6. Lindqvist M. Energy considerations in compressive and impact crushing of rock, Minerals Engineering , 2008, vol. 21, no. 9, pp. 631 – 641.</p> <p>7. Pashkov A.A. Snizhenie energoemkosti protsessov rudopodgotovki [<i>Reduction of energy intensity of ore preparation processes</i>]. Tsvetnyie metallyi = Nonferrous metals, 1999, no 7. pp. 37-38. In Russ.</p> <p>8. Valery W., Jankovic A., Sonmez B. New methodology to improve productivity of mining operations. Proceedings of XIV Balkan Mineral Processing Congress, Turkey, Vol. 1, pp. 557-565.</p> <p>9. Tihonov A.F., Libenko A.V., Lobov O.P., Ibragim B.H. Upravlenie rezhimami drobleniya konusnyih drobilok po ekonomicheskomu kriteriyu [<i>Management of crushing cone crushers on the economic criterion</i>]. Mehanizatsiya stroitelstva = Mechanization of construction, 2006, no12, pp. 10-11. In Russ.</p> <p>10. Ganbaatar Z., Gezegt Sh. Sovershenstvovanie protsessov izmelcheniya medno-molibdenovyih rud na OF GOKa «Erdenet» [<i>Improving grinding of copper-molybdenum ores at the MPP of the GOK "Erdenet"</i>] Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten = Mining information-analytical Bulletin, 2003, no 1, pp. 66-68. In Russ.</p> <p>11. Vaysberg L.A., Kruppa P.I., Baranov V.F. Razvitie tehniki i tehnologii podgotovki rud k obogascheniyu [<i>Development of technics and technology of ore preparation for beneficiation</i>] Tsvetnyie metallyi = non-ferrous metals,</p>



- 2002, no 2», pp. 22-29. In Russ.
12. Lagunov Yu.A. Obosnovanie parametrov drobilno-izmelchitelnykh agregatov [*Substantiation of parameters of crushing aggregates*]. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten = Mining information-analytical Bulletin, 2000, no 4, pp.79-82. In Russ.
13. Kashlyak M.I., Novinskiy E.V., Panamorenko V.M. Kriterii otsenki tehnologicheskogo protsessa pervichnogo drobleniya [*The evaluation criteria of technological process of primary crushing*]. Sb. nauch. tr. MADI «Informatsionnyye tehnologii v zadachah upravleniya i obucheniya» = proc. scientific. works MADI "Information technologies in management and training tasks", Moscow, MADI, 2003. pp.46-50. In Russ.
14. Suetina T.A., Kochetkov A.V., Tolmachev A.G., Li Chzhoy, Pen Lin Osobennosti avtomaticheskogo upravleniya drobilkami pervichnogo drobleniya [*Features automatic control of crushers, primary crushing*]. Internet-zhurnal «Naukovedenie» = Internet-journal "science of Science", 2015, Vol. 7, No 5, pp.2-11. In Russ.
15. Ibragim B.H. Avtomatizatsiya protsessa pervichnogo drobleniya konusnoy drobilki [*Automation of the process of primary crushing cone crusher*]. Sb. nauch. tr. MADI "Modelirovanie i optimizatsiya v upravlenii" = proc. science. works MADI "Modeling and optimization in management", Moscow, 2001, pp. 24-29. In Russ.
16. Itävuori P., Vilkkonen M., Jaatinen A., Viilo K. *Dynamic modeling and simulation of cone crushing circuits*. Minerals Engineering, 2013, no. 43–44, pp. 29–35.
17. Lestage R., Pomerleau A., Hodouin D. *Constrained real-time optimization of a grinding circuit using steady-state linear programming supervisory control*. Powder Technology, 2002, vol. 124, no 3, pp. 254 – 263.
18. Jayson T., Carl D., Gianni B. *A machine vision approach to on-line estimation of run-of-mine ore composition on conveyor belts*. Minerals Engineering. - 2007. No. 20. Pp. 1129–1144.
19. Zelin ZHANG. Jianguo YANG. Dongyang Dou *A surface probability model for estimation of size distribution on a conveyor belt*. Physicochem. Probl. Miner. Process, 2014. No. 50(2), pp. 591-605. In Russ.
20. Morozov V.V., Rapshis V.V., Delgerbat Lodoy. Khurelchuluun Ishgen. Razvitiye metodik viziometricheskogo analiza rudy na GOKe «Erdenet» [*The development of methods visiometrics analysis of ore at the GOK "Erdenet"*] Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten = Mining information-analytical Bulletin, 2016, no. 12, pp. 279-292. In Russ.
21. Khurelchuluun Ishgen, Kruglov V.N. Promyshlennyye ispytaniya i modernizatsiya sistemy izmereniya krupnosti droblenoy rudy «GRANIKS» [*Industrial testing and upgrading measured system of the size of the crushed ore "GRANIKS"*]. Trudy mezhd. konf. «Nauch. osnovy i praktika pererabotki rud i tekhnogennogo Syria [proc. of int. conf. "Science. basis and practice of processing of ores and technogenic raw materials], Ekaterinburg, 2016, pp. 261-265. In Russ.