Згідно до табл. 8 для $Q_{см}$ = 0,3 м^3/с; b = 0,5 м; h = 0,25 м; $u_{сер.}$= 2,4 м/с.

Гідравлічний радіус згідно табл. 4

$$R = \frac{b \cdot h}{b + 2h} = \frac{0{,}5 \cdot 0{,}25}{0{,}5 + 2 \cdot 0{,}25} = 0{,}125 \text{ м.}$$

Визначаємо похил жолоба за формулою (9) при C = 17 %; A = 2.

$$i = \frac{\lg 0{,}3 + 0{,}04 \cdot 17 + 2}{1000 \cdot 0{,}125} = 0{,}0173 .$$

Визначимо величину a за формулою (10) при $d_{0–80}$ = 0,2 мм;

$d_{сер.}$ = 0,2 мм.

$$a = \left[\frac{0{,}2}{(0{,}5 \cdot 0{,}2 + 0{,}8) \cdot 0{,}2} \right]^{0{,}2} = 1{,}02 .$$

Величина розрахункової швидкості гідросуміші у жолобі складатиме при w = 0,02, м/с

$$u'_{ср.} = 64\sqrt{0{,}125} \cdot \sqrt[3]{(1{,}07 - 1{,}0)0{,}02} \cdot 1{,}02 = 2{,}46 .$$

Отже, розрахункова швидкість майже дорівнює швидкості, яку визначено з табл. 8.

Висновки. 1. Самопливний гідравлічний транспорт продовжує в сучасних умовах мати велику нішу для використання при видобуванні і збагаченні корисних копалин.

Порівняння економічної ефективності самопливного гідравлічного транспорту з автомобільним, залізничним та конвеєрним свідчить про його безумовну перевагу.

2. Подана характеристика сучасних технологічних рішень самопливного гідравлічного транспорту та методика його розрахунку. Це дозволяє актуалізувати застосування такого транспорту на сучасних гірничих підприємствах, сприяє його подальшому розвитку.

Список літератури

1. **Світлий Ю.Г.** Гідравлічний транспорт / **Ю.Г. Світлий, В.С. Білецький.** - Донецьк: Східний видавничий дім, 2009. - 436 с.

2. **Джваршеишвили А.Г.** Системы трубного транспорта горнообогатительных предприятий. - М. - Недра, 1981. - 384 с.

3. **Покровская В.Н.** Трубопроводный транспорт в горной промышленности. - М. - Недра, 1985. - 192 с.

4. **Харин А.И., Новиков М.Ф.** Гидромеханизация земляных работ в строительстве. - М. -Стройиздат, 1989. - 192 с.

5. **Бессонов Е.А.** Технология и механизация гидромеханизированных работ: Справочное пособие для инженеров и техников. - М. - Центр, 1999. - 543 с.

Рукопись поступила в редакцию 25.03.14

УДК 621.926.2/.3: 622.73

А.Д. УЧИТЕЛЬ, д-р техн. наук, проф., Н.А. ДАЦ, аспирант

КметИ «Криворожский национальный университет»

МЕТОДИКА ВЫБОРА ТИПА ДРОБИЛКИ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕЙ СНИЖЕНИЕ КРУПНОСТИ ЧАСТИЦ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ, ПОДАВАЕМОЙ НА ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

Приведена методика выбора типа дробилки, обеспечивающей минимизацию размеров частиц продуктов дробления железной руды перед подачей ее на измельчение из ряда применяемых и перспективных для применения типов дробилок.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Процесс обогащения железных руд включает последовательные технологические операции дробления (в реальных условиях до максимальных размеров частиц - 12-35 мм), и измельчения продуктов дробления до фракций (-0,050-0,074 мм) в барабанных мельницах с инородной измельчающей средой, представленной в виде шаров, цепельсов, стержней, рудной гали, а также в мельницах самоизмельчения.

Снижение крупности продуктов измельчения исходной руды для более полного раскрытия рудных минералов приводит к повышению содержания железа в концентратах, являющегося

© Учитель А.Д., Дац Н.А., 2014

основным показателем его качества [1], и при этом, чем мельче частицы исходной руды, подаваемой на измельчение, тем меньше затраты на их измельчение. В связи с тем, что реальные энергозатраты на измельчение руды многократно превышают энергозатраты на дробление, традиционно основным направлением совершенствования технологии диспергации руды является совершенствование операции помола (измельчения) и оборудования для ее осуществления.

Установлено, что приоритетным для обеспечения снижения затрат в процессе производства концентрата является совершенствование операции дробления для снижения крупности дробленного продукта.

Анализ исследований и публикаций. Снижение крупности дробленого продукта, подаваемого на измельчение может быть реализовано либо путем уменьшения ширины зазора между дробящими элементами в районе эвакуации дробленного продукта, либо путем повышения интенсивности их движения. Снижение зазора между дробящими элементами приводит к пропорциональному уменьшению производительности дробилки и увеличению износа дробящих элементов в районе минимального зазора между ними. Повышение интенсивности движения дробящих элементов дробилок путем повышения угловой скорости приводного вала приводит к увеличению потерь в подшипниковых узлах и потере энергии в металлоконструкциях, т.е. к снижению КПД дробилки [2,3].

Снижение затрат на измельчение неизбежно потребует их увеличения на стадии дробления, что позволяет представить задачу выбора размеров частиц дробленного продукта как оптимизационную. Оптимизация производится путем снижения крупности дробленного продукта до тех пор, пока сумма затрат на дробление 1 т железной руды, и затрат на ее измельчение не станет минимальной, а дальнейшее снижение крупности дробленного продукта приведет к росту затрат [4].

Опыт эксплуатации показывает, что у дробилок разных типов и модификаций (конусных, щековых, роторных и др.), которые реализуют разные виды воздействия рабочих органов на дробимый материал (сжатие-растяжение, изгиб, срез, удар или комплексные воздействия нескольких видов) эксплуатационные показатели (удельная производительность на 1 мм ширины зазора м^3/ч·мм), удельные энергозатраты на дробление 1 м^3 материала (кВт·ч/м^3), износ дробящих элементов (г/м^3), выход на стадии дробления готового класса (например - 0,05 мм в %) существенно различны [3]. Показатели дробилок разных типов показаны в табл. 1.

Таблица 1

Удельные эксплуатационные технологические показатели применяемых и перспективных для применения дробилок, при дроблении аглоруды, с кажущеюся плотностью 2900-3600 кг/м^3, $d_{исх}$ = 20-35 мм.

Тип дробилки	Удельные эксплуатационные затраты							
	производительность, м^3/ч·мм		выход класса (-0,050 мм, %)		износ рабочего органа дробилки, г/м^3		энергозатраты, КВт·ч/м^3	
	показатель	ранг	показатель	ранг	показатель	ранг	показатель	ранг
Щековая с простым движением щеки	0,189	6	15	5	6,8	6	1,95	7
Щековая с сложным движением щеки	0,122	9	18	4	7,0	8	2,18	9
Валковая с круглыми валками	0,117	10	23	2	7,5	10	2,2	10
Валковая с гранеными валками	0,153	7	14	6	6,5	4	1,6	4
Конусная вибрационная с гладкими поверхностями конуса и чаши, вибрирующими в противофазе	0,381	2	26	1	7,2	9	1,55	3
Конусная вибрационная с гранеными поверхностями конуса и чаши, вибрирующими в противофазе	0,417	1	13	7	6,3	3	1,49	2
Виброщековая	0,129	8	10	10	6,0	1	1,68	5
Кругловалковая с вибрирующим межвалковым шпунтом	0,205	5	19	3	6,7	5	2,15	8
Конусная с гладкими поверхностями конуса и чаши и эксцентриковым приводом конуса	0,310	4	11	9	6,9	7	1,93	6
Конусная с неподвижным внутренним граненым конусом и вибрирующим граненным верхним конусом	0,369	3	12	8	6,1	2	1,42	1

Под термином «ранг» в табл. 1 понимается место в ряду рассматриваемых типов дробилок; например, если по показателю «износ рабочего органа» самая высокая износостойкость (низкий износ) у виброщековой дробилки, то ей по этому показателю присваивается ранг *1*, той же дробилке по показателю «производительность» (восьмое место в упомянутом ряду) присваивается ранг *8*.

Изложение материала и результаты. С учетом того, что показатели «производительность» и «выход класса (-0,050 мм)» позитивно характеризуют технический уровень дробилок, а показатели «износ плит дробилки» и «энергозатраты на дробление» – негативно, можно, приближенно, приняв допущение о равнозначности влияния указанных показателей на технический уровень дробилки, записать для каждого типа дробилки применительно к области ее использования (например, для подготовки руды к измельчению в схемах обогащения руд магнитной сепарацией)

$$П_{\sum g+} = \sum_{i=1}^{2} K_i P_i n_i \,, \tag{1}$$

$$П_{\sum g-} = \sum_{j=3}^{4} K_j P_j n_j \,, \tag{2}$$

$$П_{\sum g} = \sum_{i=1}^{2} K_i P_i n_i - \sum_{j=3}^{4} K_j P_j n_j \,, \tag{3}$$

где $П_{\Sigma g+}$ - обобщенный позитивный показатель технического уровня *i*-й дробилки; $П_{\Sigma g-}$ - обобщенный негативный показатель технического уровня *i*-й дробилки; P_i - ранг дробилки по каждому позитивному показателю ее технического уровня (удельная производительность $P_{пр}$, выход готового класса $P_{вых.кл}$; n_i - единичный показатель позитивных качеств дробилки, соответствующий её рангу (в баллах); P_j - ранг дробилки по каждому негативному показателю ее технического уровня (износ рабочего органа $P_{изн}$, энергозатраты $P_{эн.зат.}$); n_j - единичный показатель негативных качеств дробилки, соответствующий ее рангу (в баллах); K_i,K_j - коэффициенты значимости влияния фактора на экономичность использования дробилки (при равнозначном влиянии K_1=K_2=K_3=K_4=1).

Уточненное определение значений коэффициентов значимости требует самостоятельных исследований и в настоящей работе не приводится, считая, что в качестве первого шага к определению типа дробилки, применение которой целесообразно, для дробления руд перед подачей их на измельчение допустимо принять условие равнозначимости (K_i=1).

Для машин, технический уровень которых характеризуется более, чем одним показателем; выбор типа машины для обеспечения определенной технологической операции затруднен, так как не понятна технология выбора; действительно, если из ряда аппаратов, совпадающих по назначению, нужно выбрать один, потребитель при принятии решения использует субъективное мнение, не всегда совпадающие с объективными показателями, характеризующими технический уровень аппарата.

Принятие наиболее рационального решения при выборе типа аппарата может быть обеспечено с использованием предложенной нами методики «CONSUMER INTEREST».

Согласно этой методики дополнительно к ранжированию основных показателей дробилок разных типов предлагается шкала (цена) ранга в баллах. Могут применятся разнообразные шкалы, важно, чтобы полученные с использованием шкалы результаты позволяли принять правильное решение с минимизацией субъективного подхода.

Например, в наиболее простом случае может быть использована равномерно убывающая шкала (табл. 2).

Таблица 2

Цена ранга в баллах

Ранг, *P* (согласно табл. 1)	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Количество баллов, *n*	10	8	6	4	2	0	-2	-4	-6	-8

С использованием принятой шкалы и выражения (3) получена трансформированная таблица удельных эксплуатационных затрат (табл. 3), в которой обобщенный сравнительный показатель технического уровня определялся из табл. 1 с учетом табл. 2, т.е. заменой ранга показателями в балла (табл. 2).

Согласно табл. 3 высокий обобщенный показатель технического уровня имеют:

конусная с гладкой поверхностью конуса и чаши вибрирующими в противофазе (18 баллов);

конусная с неподвижным внутренним граненым конусом и вибрирующим граненным верхним конусом (20 баллов);

конусная с гранеными поверхностями конуса и чаши, вибрирующими в противофазе (22 балла).

Таблица 3

Удельные эксплуатационные показатели

Тип дробилки	Удельные эксплуатационные показатели								
	производительность $м^3/ч \cdot мм$		выход класса (-0,050 мм в %)		износ рабочего органа дробилки, $г/м^3$		энергозатраты $КВт \cdot ч/м^3$		обобщенный показатель
	$P_{пр}$	показатель	$P_{вых.кл}$	показатель	$P_{изн}$	показатель	$P_{н.\ зат.}$	показатель	
Щековая с простым движением щеки	6	0	5	2	6	0	7	-2	0
Щековая с сложным движением щеки	9	-6	4	4	8	-4	9	-6	-12
Валковая с круглыми валками	10	-8	2	8	10	-8	10	-8	-16
Валковая с гранеными валками	7	-2	6	0	4	4	4	4	6
Конусная с гладкими поверхностями конуса и чаши, вибрирующими в противофазе	2	8	1	10	9	-6	3	6	18
Конусная с гранеными поверхностями конуса и чаши, вибрирующими в противофазе	1	10	7	-2	3	6	2	8	22
Виброщековая	8	-4	10	-8	1	10	5	2	0
Кругловалковая с вибрирующим межвалковым шпунтом	5	2	3	6	5	2	8	-4	6
Конусная с гладкими поверхностями конуса и чаши и эксцентриковым приводом конуса	4	4	9	-6	7	-2	6	0	-4
Конусная с неподвижным внутренним граненым конусом и вибрирующим граненным верхним конусом	3	6	8	-4	2	8	1	10	20

Выводы и направления дальнейших исследований. 1. При выборе типа дробилки из ряда выпускаемых промышленностью на основе их эксплуатационных показателей, оказалось, что для рассматриваемой задачи условий (дробление руды с последующим ее измельчением) - наиболее целесообразно использовать конусные - дробилки (табл. 3 пп. 5, 6,10)

2. Принимаемая трехстадиальная схема дробления железной руды с последующим ее измельчении в барабанных мельницах не позволяет существенно снизить затраты на измельчение, так как конусная и щековая дробилки, используемые на завершающей стадии дробления, не обеспечивают существенного снижения размеров крупных кусков в продукте дробления, а снижение размеров частиц в дробленном продукте приводит к снижению производительности дробилки и росту энергозатрат.

3. Анализ эксплуатационных показателей дробилок одного назначения показывает, что их совершенствование возможно путем создания дробилки нового типа с повышенным (по сравнению с применяемыми) техническим уровнем.

Список литературы

1. **Mular A.L., Jergensen G.V.** Design and Installation of comminution circuts. Society of Mining Engineers AIME, New York, 1982.

2. **Перов В.А.** Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых / **В.А. Перов, Е.Е. Андреев, Л.Ф. Биленко**: Учебн. пособие для вузов. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1990. – 301 с.

3. **Коротич В.И.** Основы теории и технологии подготовки сырья к доменной плавке / **В.И. Коротич** – М.: Металлургия. 1978. – 208 с.

4. **Учитель А.Д.** Сортировка минерального сырья и шихты на вибрационных грохотах / **А.Д. Учитель, В.В. Севернюк, В.П. Лялюк, В.И. Большаков** // Дніпропетровськ: Пороги - 1998. – 194с.

Рукопись поступила в редакцию 25.03.14