

Научная статья

УДК 621.926.323

DOI: 10.26730/1816-4528-2022-4-36-43

Ефимов Денис Александрович*, Господариков Александр Петрович

Санкт-Петербургский горный университет

*E-mail: efimov.d.aleksa@mail.ru

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВАЛКОВ С ПРОФИЛЕМ РЕЛО В ДРОБИЛКЕ И ИЗМЕЛЬЧАЮЩИХ ВАЛКАХ ВЫСОКОГО ДАВЛЕНИЯ**Информация о статье**

Поступила:

09 июня 2022 г.

Одобрена после
рецензирования:

15 июля 2022 г.

Принята к печати:

04 августа 2022 г.

Ключевые слова:

рудоподготовка, дробление,
валковая дробилка, полезные
ископаемые, энергозатраты,
Рело профиль, горная порода,
измельчающие валки высокого
давления.

Аннотация.

Рассмотрены основные вопросы интенсификации процессов рудоподготовки, и определены перспективы модернизации рудоподготовительного оборудования для дезинтеграции хрупких руд с целью недопущения переизмельчения ценного компонента, а также дробления нерудных пород средней твердости, в том числе глинистых и влажных руд. В цикле рудоподготовки предложены валковые дробилки и измельчающие валки высокого давления с Рело профилем валков. Результаты исследований показали перспективность использования последнего на рудоподготовительном переделе. Для повышения эффективности процесса дезинтеграции реализуется вертикальное возвратно-поступательное перемещение рудной массы, благодаря чему перемещение кусков руды происходит в двух направлениях, что приводит к увеличению удельной пропускной способности дробящего агрегата. При этом удельное усилие сжатия возрастает на 10%, а мощность приводного механизма снижается на 10%.

Для цитирования: Ефимов Д.А., Господариков А.П. Перспективы использования валков с профилем Рело в дробилке и измельчающих валках высокого давления // Горное оборудование и электромеханика. 2022. № 4 (162). С. 36-43. DOI: 10.26730/1816-4528-2022-4-36-43

Дробление и измельчение полезных ископаемых с целью выделения ценных минеральных компонентов является весьма сложным и энергозатратным процессом. От оптимизации процессов зависят экономическая целесообразность и рентабельность переработки полезных компонентов [1].

Руды, поступающие на обогатительные фабрики, в настоящее время становятся более бедными; в свою очередь, полезные компоненты имеют весьма тонкую вкрапленность и мелкозернистую структуру [2]. Этот факт требует использование более тонкого измельчения и модернизации существующих схем рудоподготовки, а также используемого оборудования [3].

В общем случае основные пути интенсификации процессов рудоподготовки можно разделить на следующие принципиальные этапы:

1. Разработка и внедрение в производство новых рудоподготовительных агрегатов, рентабельных с экономической и технологической точек зрения;
2. Снижение удельных затрат на рудоподготовительном переделе в совокупности процессов дробления и измельчения;
3. Повышение эффективности дезинтеграции путем усовершенствования и модернизации основных узлов рудоподготовительных машин;
4. Оптимизация механизма разрушения рудной массы для наиболее полного раскрытия минеральных сростков;
5. Повышение коэффициента полезного действия дробящих агрегатов на рудоподготовительном переделе;

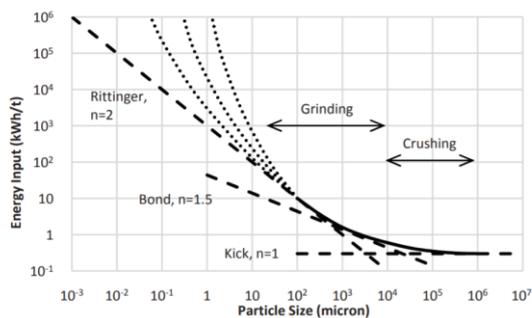


Рис. 1. Графическая интерпретация энергоскопических соотношений
 Fig. 1. Graphs representing ratios between energy input and particle size

б. Создание интерактивных технологий управления процессами, в частности, полная автоматизация переделов, применение технологий нейросетей и машинного зрения.

Известны многочисленные способы разрушения горной массы и различные виды дробильного оборудования, использующегося в процессах рудоподготовки на дробильно-обогащительных (ДОК) и горнообогащительных комбинатах (ГОК). На процессы дробления и измельчения расходуется значительная часть потребляемой электроэнергии. При этом следует учесть, что минимум энергии требуется при разрушении материалов средствами растяжения, а ее максимум при раздавливании. Именно раздавливание как механизм разрушения горной массы используется во всех традиционных установках уменьшения крупности пород.

Основные виды деформации в ныне существующие дробящих агрегатах - это сжатие, растяжение, сдвиг; способы разрушения материала в дробящих агрегатах – раздавливание, раскалывание, удар, истирание [4,5].

Существует прямая зависимость между энергией разрушения, необходимой для разупрочнения минеральных частиц, и новой площадью поверхности, получаемой в процессе дробления. Такую зависимость можно описать только тогда, когда отдельно известна энергия, затраченная на создание новой поверхности.

Различные теории дезинтеграции (Риттенгера-Герсмана, Кирпичева-Кика, Левенсона, Бонда, Рундквиста, Ребиндера), описывающие взаимосвязь энергии, необходимой для разрушения рудной массы, и площадью новообразованной поверхности предполагают, что материал является хрупким. Поэтому энергия не расходуется на процессы удлинения или сжатия, не используемые при разрушении. На рисунке 1 приведены численные зависимости для некоторых энергоскопических законов.

Общее уравнение, описывающее зависимость энергии разрушения от размера частиц, имеет следующий вид (1):

$$E = -\frac{K}{x^n} dx \quad (1)$$

где E – энергия затрачиваемая на разрушение материала Дж, K – константа, зависящая от прочно-

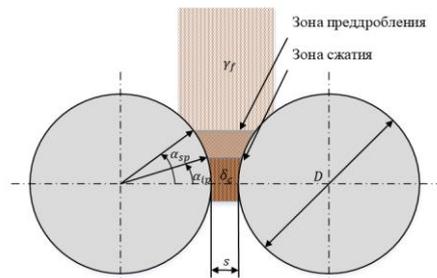


Рис. 2. Угол захвата валковыми дробящими агрегатами с круглым профилем валков
 Fig. 2. Angle of nip in a roll crusher with cylindrical rolls

сти материала; x – крупность материала мм; n – параметр, получаемый экспериментальным путем.

Ни одна из теорий дезинтеграции не может учесть всех вариаций механических, химических воздействий, протекающих в дезинтегрируемом материале. Как следствие, данные теории не могут быть в полной мере применены для качественной оценки процессов дробления и измельчения. Поэтому, наиболее актуально экспериментальное изучение процессов дробления и измельчения применительно к конкретным рудам и дробильным агрегатам [6].

Эффективность процессов дезинтеграции по удельной энергии оценивается как отношение энергии, расходуемой на измельчение, к количеству измельчаемого полезного ископаемого (продукта) или к вновь образованной площади поверхности частиц.

Энергоэффективность процесса дезинтеграции определяется непосредственными замерами электроэнергии, потребляемой дробильными машина-

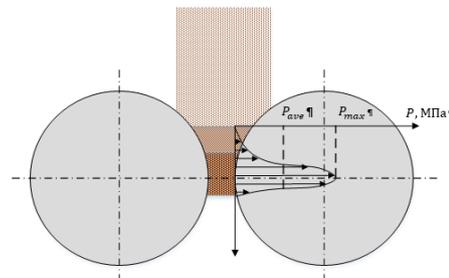


Рис. 3. Эпюра распределения давления по круглому профилю вала
 Fig. 3. Pressure diagram for a cylindrical roll

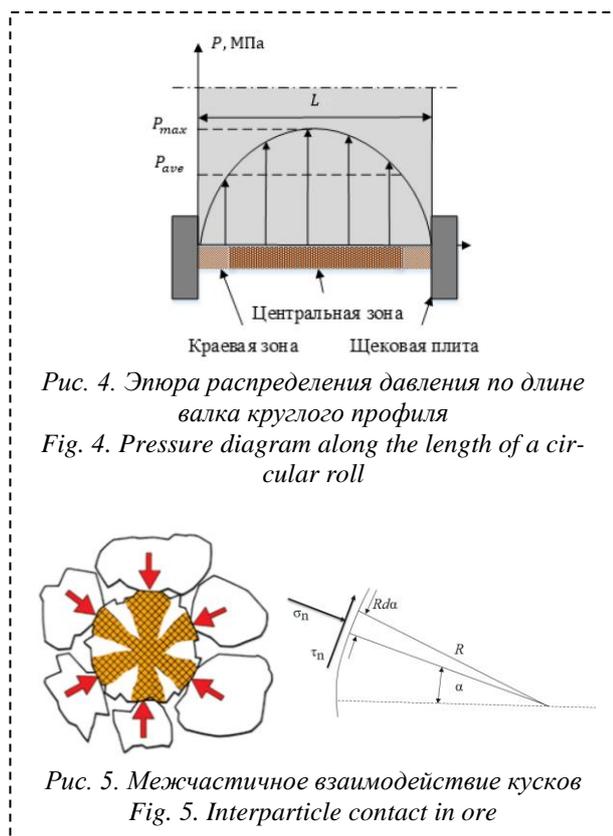
ми, и в валковых агрегатах зависит от параметров руды и самого дробящего агрегата. К таким параметрам относятся угол захвата и удельное усилие измельчения (сжатия).

Угол захвата определяется касательными, проведенными через точки соприкосновения куска материала с поверхностями валков (рисунок 2), в соответствии с формулами (2).

$$\begin{cases} \alpha_{ip} = \arccos\left(1 - \left(\frac{\delta_c}{\gamma_f} - 1\right) \frac{s}{D}\right); \\ \alpha_{sp} = \arccos\left(1 - \left(\frac{\chi_{max}}{s} - 1\right) \frac{s}{D}\right), \end{cases} \quad (2)$$

где α_{ip} – угол захвата для частиц, размер которых меньше рабочей ширины щели; α_{sp} – угол захвата для частиц, размер которых больше рабочей ширины щели; s – рабочая ширина щели, мм; D – диаметр валка, мм; δ_c – насыпная плотность уплотненного материала в зоне сжатия, т/м³; γ_f – насыпная плотность уплотненного материала в зоне дробления, т/м³ [7, 8].

Боковые границы рабочей зоны дробящего агре-



гата представляют собой округлый профиль футеровочного бандажа. В результате уплотнение материала в зоне сжатия приводит к постепенному росту давления, максимум которого достигается при минимальной ширине щели, соответствующей горизонтальной оси валков. По мере прохождения материала через эту щель давление падает, насыпная плотность слегка уменьшается (рисунок 3).

Среднее давление в слое материала зоны сжатия, определяется как отношение измельчающего усилия к площади валка (3):

$$p_{ave} = \frac{F}{1000(D/2)L\alpha_{ip}} = \frac{2\varphi}{\alpha_{ip}} \quad (3)$$

где p_{ave} – среднее давление в зоне сжатия, МПа; F – измельчающее усилие, кН; α_{ip} – угол захвата для частиц, размер которых меньше рабочей ширины щели; D – диаметр валка, м; L – ширина валка, м; φ – удельное усилие сжатия, Н/мм².

Максимальное давление, в зоне сжатия равно (4):

$$p_{max} = \frac{F}{1000kDL\alpha_{ip}} = \frac{\varphi}{k\alpha_{ip}} \quad (4)$$

где p_{max} – максимальное давление в зоне сжатия, МПа; F – измельчающее усилие, кН; α_{ip} – угол захвата для частиц, размер которых меньше рабочей ширины щели; D – диаметр валка, м; L – ширина валка, м; φ – удельное усилие сжатия, Н/мм²; k – константа, характеризующая материал (значения константы k варьируются от 0,18 до 0,23).

Давление также неравномерно распределяется и по ширине валка, которую условно подразделяют на центральную и краевую зоны (рисунок 4). Материал, находящийся в центральной зоне, подвергается наибольшему давлению, в результате чего максимально уплотняется и разрушается более эффективно. Давление падает к краевым зонам валка, материал в которых может как разрушаться (в этом случае его называют фактическим краевым продуктом), так и проходить сквозь машину на большей скорости, не подвергаясь какому-либо существенному воздействию. Это явление называют внутренним байпасом. При сильном износе или отсутствии щековых плит, устанавливаемых с торцевых сторон рабочей зоны валкового дробящего агрегата, возникает и внешний байпас, резко снижающий эффективность разрушения материала на краях валков. Распределение давления в наибольшей степени зависит от ширины валков и «герметичности» посадки щековых плит. Более узким валкам соответствует его более пиковое распределение [9].

В зоне дробления частица находится в напряженно-деформируемом состоянии двухосного сжатия. При контакте частицы руды с участком валка, определяемым углом α , действуют нормальные σ_n и касательные напряжения τ_n (рисунки 5 и 6), вычисляемые по формулам (5):

$$\begin{cases} \sigma_n = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2} + \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \cos 2\alpha; \\ \tau_n = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \sin 2\alpha, \end{cases} \quad (5)$$

где σ_1 – напряжение, передаваемое от валков к материалу, МПа; σ_2 – напряжение, передаваемое от частице к частице материала, МПа.

Проскальзывание руды на поверхности валка отсутствует только тогда, когда выполняется условие (6):

$$\tau_n \leq k\sigma_n \quad (6)$$

где k – коэффициент трения материала о поверхность валков.

Тогда условие отсутствия проскальзывания материала, с учетом формулы (6), принимает вид (7):

$$k \geq \frac{(\sigma_1 - \sigma_2) \operatorname{tg} \alpha_i}{\sigma_1 + \sigma_2 \operatorname{tg}^2(\alpha_i)} \quad (7)$$

Высокое давление, передающееся слою руды от валков, способствует появлению локальных напряжений внутри минеральных зерен и между рудными минералами и пустой породой. За один цикл при проходе через валки ослабляется структура

сжимаемой руды из-за возникновения микротрещин (рисунок 6), которые значительно снижают потребление энергии при последующем измельчении.

Гранулометрический состав продукта разрушения контролируется измельчающим усилием, создающим давление в слое материала, находящемся в зоне сжатия. Очевидно, что это усилие не может быть измерено непосредственно. Однако, существуют некоторые параметры, позволяющих оценить его количественно. Одним из этих параметров является удельное усилие сжатия (измельчения), определяемое как отношение измельчающего усилия к проекционной площади вала (7):

$$\varphi = \frac{F}{1000DL} \quad (7)$$

где φ – удельное усилие сжатия, Н/мм²; F – измельчающее усилие, кН; D – диаметр вала, м; L – ширина вала, м.

Удельное усилие сжатия количественно характеризует зависимость между измельчающим усилием и гранулометрическим составом продукта разрушения, что позволяет использовать эту величину при сравнении измельчающего усилия валковых дробящих агрегатов различных типоразмеров [10, 11, 12].

Мощность привода, требуемая для вращения

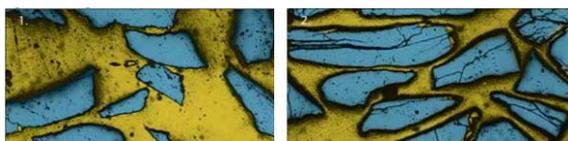


Рис. 6. Микротрещины на минеральных частицах (1 – руда до дробления в валковом агрегате; 2 – руда после дробления в валковом агрегате)
Fig. 6. Microcracking in mineral particles (1 – ore before being crushed in a roll unit; 2 – ore after being crushed in a roll unit)

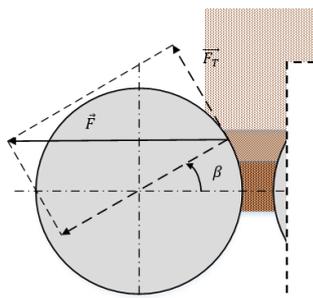


Рис. 7. Расчетная схема
Fig. 7. Diagram of the

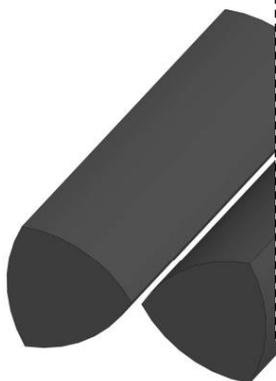


Рис. 8. 3D модель валков с Рело профилем
Fig. 8. 3D model of rolls with a profile in the form of a Reuleaux triangle

валков, определяется значением измельчающего усилия, которое, воздействуя на валок, препятствующего его вращению. Точка приложения к валку определяется относительно оси углом β его радиус-вектора. Измельчающее усилие может быть разложено на тангенциальную и радиальную составляющие. Тангенциальная составляющая и создает момент на валке, который необходимо уравновесить воздействием привода (рисунок 7).

Классические валки валковой дробилки могут быть заменены валками, профиль которых выполнен в виде треугольника Рело (рисунок 8). Данная геометрическая фигура является фигурой постоянной ширины, что позволяет определить угол захвата для валков с данным профилем определяется аналогично валкам цилиндрического сечения [13].

На куски рудной массы действуют сила P , направленная по нормали к касательной, проведенной через точку касания, и, соответственно, вызывает силу трения fP , направленную по касательной. В точке касания дробимого куска с поверхностью возникает реакция P_1 от давления P на кусок материала и вызываемая ею сила трения fP . Весом куска рудной массы ввиду его незначительности можно пренебречь. Расчетная схема дробящего агрегата представлена на рисунке 9.

Проецируя силы по осям и воспользовавшись условием захвата материала в дробилку, получим следующее соотношение (8):

$$P_1 \sin \beta_1 P_2 \sin \beta_2 \leq P_1 f \cos \beta_1 P_2 f \cos \beta_2 \quad (8)$$

Одно из основных свойств треугольника Рело – фигуры постоянной ширины – это постоянный средний радиус на всей длине, поэтому имеем (9):

$$R_{\text{ave}} = \frac{R+r}{2} \quad (9)$$

Из последней зависимости видно, что при изменении значения радиуса от r до R средний радиус сохраняется постоянное значение. Замена r и R на средний радиус (формулы (9)), позволяет определить угол захвата сведением к определению угла

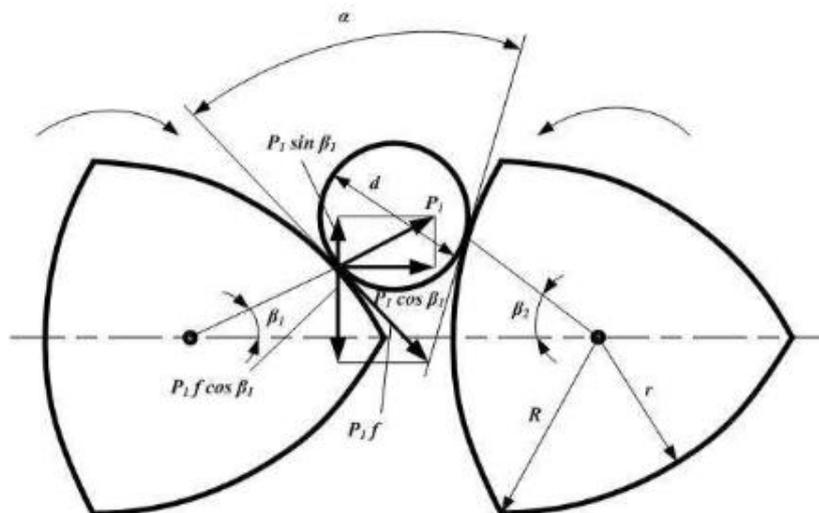


Рис. 9. Расчетная схема дробящего агрегата с профилем валков в виде треугольника Рело
Fig. 9. Diagram of the proposed crushing unit with Reuleaux triangle rolls

захвата цилиндрическими валками:

$$\begin{cases} 2P\sin\frac{\alpha}{2} \leq 2Pf\cos\frac{\alpha}{2}; \\ tg\frac{\alpha}{2} \leq f. \end{cases} \quad (10)$$

Так как $f = tg\varphi$, где φ – угол трения, тогда получим $tg\frac{\alpha}{2} \leq tg\varphi$ или $\frac{\alpha}{2} \leq \varphi$; $\alpha \leq 2\varphi$. Таким образом, угол захвата α меньше двойного угла трения. Данный факт доказывает возможность применения валков с профилем треугольника Рело в дробильных агрегатах [14,15].

Экстремальные значения угла захвата α дробящего агрегата с Рело профилем валков равны (11):

$$\begin{cases} \alpha_{\max} = \arccos\left(\frac{R + \frac{a}{2}}{r + \frac{a}{2}}\right); \\ \alpha_{\min} = \arccos\left(\frac{r + \frac{a}{2}}{R}\right), \end{cases} \quad (11)$$

где a – размер щели между валками, мм; d – диаметр куска, подвергаемого дроблению, мм.

Радиусы валков, необходимые для захвата куска руды диаметром d , определяются (для одного из экстремальных положений валков) по формулам (12):

$$\begin{cases} R = (r + 0,5d)\cos\alpha - 0,5a; \\ r = \frac{R + 0,5a}{\cos\alpha} - 0,5d. \end{cases} \quad (12)$$

Угол захвата α изменяется в зависимости от диаметра валка дробящего агрегата, размера дробимого куска и ширины выходной щели.

В силу геометрических свойств профилей круга и треугольника Рело, имеем (13):

$$S_{\text{окр}} = \frac{S_{\text{рт}}}{0,1027} \quad (13)$$

Удельное усилие сжатия для валков с профилем Рело (14):

$$\varphi = \frac{\pi FD}{410,8 S_{\text{окр}} L} \quad (14)$$

Мощность привода в зависимости от скорости вращения валка с профилем Рело определяется по формуле (15):

$$P_R = \frac{n S_{\text{окр}} F \sin\beta}{1,5405 D} \quad (15)$$

Численные расчеты основных технических характеристик по приведенным выше формулам для валков с Рело профилем валков оказались превалирующими по сравнению с численными расчетами для круглых валков, на величину порядка 10%.

Сформулируем основные преимущества использования валков с профилем в виде треугольника Рело:

1. Площадь поперечного сечения валка с профилем треугольника Рело на 10 % меньше площади поперечного сечения валка с круглым сечением;

2. Благодаря рационализации формы валков снижается крутящий момент привода дробящего агрегата и, как следствие, увеличиваются удельные нагрузки (на 10%), при этом увеличивается удель-

ное усилие сжатия на 10%, благодаря чему происходит более интенсивное дробление материала в зоне сжатия из-за обширного роста микротрещин на минеральных частицах;

3. В дробящем агрегате данного вида реализуется вертикальное возвратно-поступательное перемещение рудной массы, поэтому перемещение происходит в двух направлениях. В результате повышается эффективность дезинтеграции, и кроме деформации сжатия происходят истирание, растяжение, ударная деформация, позволяющие повысить эффективность дезинтеграции. Такие виды деформаций наблюдаются из-за возникающей в рабочей зоне дробилки системы циклических (знакопеременных) сил;

Использование валков с профилем в форме треугольника Рело предупреждает заклинивание негабаритных кусков рудной массы в щели между валками, что обусловлено отбрасыванием негабаритов разнонаправленными силами, возникающими в рабочей зоне дробилки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Nikitin A. G., Laktionov S. A., Medvedeva K. S. Diagnosis of the rock crushing modes to increase the efficiency of one-roll crusher operation //IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – IOP Publishing, 2017. – Т. 84. – №. 1. – С. 012033. DOI: 10.1088/1755-1315/84/1/012033
2. Moradi I., Irannajad M. Fractal dimension of crushing products: effects of feed size distribution and feed rate //Particulate Science and Technology. – 2021. – Т. 39. – №. 7. – P. 877-886. DOI: 10.1080/02726351.2020.1856248
3. Xu D. et al. Research on Energy Dissipation Laws of Coal Crushing under the Impact Loads //Shock and Vibration. – 2021. – Т. 2021. DOI: 10.1155/2021/5563196
4. Cleary P. W., Sinnott M. D. Axial pressure distribution, flow behaviour and breakage within a HPGR investigation using DEM //Minerals Engineering. – 2021. – Т. 163. – С. 106769. DOI:10.1016/j.mineng.2020.106769
5. Johansson M., Evertsson M. A time dynamic model of a high pressure grinding rolls crusher //Minerals Engineering. – 2019. – Т. 132. – P. 27-38. DOI: 10.1016/j.mineng.2018.12.008
6. Cleary P. W. et al. Advanced comminution modelling: Part 1–crushers //Applied Mathematical Modelling. – 2020. – Т. 88. – P.238-265. DOI:10.1016/j.apm.2020.06.049
7. Lieberwirth H., Hillmann P., Hesse M. Dynamics in double roll crushers //Minerals Engineering. – 2017. – Т. 103. – P. 60-66. DOI: 10.1016/j.mineng.2016.08.009
8. Morrell S. Predicting the overall specific energy requirement of crushing, high pressure grinding roll and tumbling mill circuits //Minerals Engineering. – 2009. – Т. 22. – №. 6. – P. 544-549. DOI: 10.1016/j.mineng.2009.01.005
9. Liu Q. et al. Fault diagnosis of dynamic processes with reconstruction and magnitude profile estimation for an industrial application //Control Engineer-

ing Practice. – 2022. – Т. 121. – С. 105008. DOI:10.1016/j.conengprac.2021.105008

10. Toifl M. et al. Numerical study of the influence of irradiation parameters on the microwave-induced stresses in granite //Minerals Engineering. – 2017. – Т. 103. – P. 78-92. DOI:10.1016/j.mineng.2016.09.011

11. Hesse M., Popov O., Lieberwirth H. Increasing efficiency by selective comminution //Minerals Engineering. – 2017. – Т. 103. – P.112-126. DOI: 10.1016/j.mineng.2016.09.003

12. Yin W., Chen K. Effect of the particle size and microstructure characteristics of the sample from HPGR on column bioleaching of agglomerated copper ore //Hydrometallurgy. – 2021. – Т. 200. – P. 105563. DOI: 10.1016/j.hydromet.2021.105563

13. Giorgio Figliolini, Pierluigi Rea. Reuleaux Triangle and its Derived Mechanisms. Pages 11. Mechanism and Machine Theory, 44 (8), 1595–1606. – 2011.

14. Krivov D. A. et al. Simulation of the stress-strain state of the combined rolls plates in the form of a Reuleaux Triangle Profile roller grinder //Journal of Physics: Conference Series. – IOP Publishing, 2019. – Т. 1353. – №. 1. – С. 012076. DOI: 10.1088/1742-6596/1353/1/012076

15. Krivov D. A., Gordeev Y. I., Krivova D. D. Destruction mechanisms of materials grinding in a crusher with plates in a form of Reuleaux Triangle profile //IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – IOP Publishing, 2021. – Т. 839. – №. 5. – С. 052038. DOI: 10.1088/1755-1315/839/5/052038

© 2022 Автор. Эта статья доступна по лицензии Creative Commons «Attribution» («Атрибуция») 4.0 Всемирная (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>)

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Об авторах:

Жуковский Юрий Леонидович, Санкт-Петербургский горный университет (199106, Россия, г. Санкт-Петербург, Васильевский остров, 21 линия д.2), доктор технических наук, профессор

Ефимов Денис Александрович, аспирант, Санкт-Петербургский горный университет (199106, Россия, г. Санкт-Петербург, Васильевский остров, 21 линия д.2), efimov.d.aleksa@mail.ru

Заявленный вклад авторов:

Ефимов Д.А., Господариков А.П. – постановка исследовательской задачи; научный менеджмент; обзор соответствующей литературы; концептуализация исследования; написание текста, сбор и анализ данных; обзор соответствующей литературы; выводы; написание текста.

Все авторы прочитали и одобрили окончательный вариант рукописи.

Denis A. Efimov*, Aleksandr P. Gospodarikov

St. Petersburg mining university

*E-mail: efimov.d.aleksa@mail.ru

PROSPECTS FOR THE USE OF REULEAUX TRIANGLE ROLLERS IN CRUSHERS AND HIGH-PRESSURE GRINDING ROLLS



Article info

Received:

09 June 2021

Accepted for publication:

15 July 2022

Accepted:

04 August 2022

Keywords: energy efficiency, comminution, drum mills, automated electric drive, control systems, sustainable development.

Abstract.

The article discusses the key issues related to the intensification of ore preparation operations and evaluates prospects for modernizing particle size reduction equipment that is used to comminute brittle ores without overgrinding and crush medium-hard nonmetallic rocks, including clay and wet ores. It is proposed to introduce roll crushers and high-pressure grinding rolls (HPGRs) with Reuleaux triangle rollers to mineral processing circuits. The research has shown that this type of rollers is promising for use in ore preparation. To improve comminution efficiency, the ore feed is moved in a vertical reciprocating motion, with ore pieces going in two directions, which leads to an increase in the specific throughput of the crushing unit. In this configuration, the specific compressive force increases by 10%, and power consumption decreases by 10%.

For citation: Efimov D.A., Gospodarikov A.P. Prospects for the use of reuleaux triangle rollers in crushers and high-pressure grinding rolls. Mining Equipment and Electromechanics, 2022; 4(162):36-43 (In Russ., abstract in Eng.). DOI: 10.26730/1816-4528-2022-4-36-43

REFERENCES

1. Nikitin A. G., Laktionov S. A., Medvedeva K. S. Diagnosis of the rock crushing modes to increase the efficiency of one-roll crusher operation //IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – IOP Publishing, 2017. – T. 84. – №. 1. – C. 012033. DOI: 10.1088/1755-1315/84/1/012033
2. Moradi I., Irannajad M. Fractal dimension of crushing products: effects of feed size distribution and feed rate //Particulate Science and Technology. – 2021. – T. 39. – №. 7. – P. 877-886. DOI: 10.1080/02726351.2020.1856248
3. Xu D. et al. Research on Energy Dissipation Laws of Coal Crushing under the Impact Loads //Shock and Vibration. – 2021. – T. 2021. DOI: 10.1155/2021/5563196
4. Cleary P. W., Sinnott M. D. Axial pressure distribution, flow behaviour and breakage within a HPGR investigation using DEM //Minerals Engineering. – 2021. – T. 163. – C. 106769. DOI:10.1016/j.mineng.2020.106769
5. Johansson M., Evertsson M. A time dynamic model of a high pressure grinding rolls crusher //Minerals Engineering. – 2019. – T. 132. – P. 27-38. DOI: 10.1016/j.mineng.2018.12.008
6. Cleary P. W. et al. Advanced comminution modelling: Part 1—crushers //Applied Mathematical Modelling. – 2020. – T. 88. – P.238-265. DOI:10.1016/j.apm.2020.06.049
7. Lieberwirth H., Hillmann P., Hesse M. Dynamics in double roll crushers //Minerals Engineering. – 2017. – T. 103. – P. 60-66. DOI: 10.1016/j.mineng.2016.08.009
8. Morrell S. Predicting the overall specific energy requirement of crushing, high pressure grinding roll and tumbling mill circuits //Minerals Engineering. – 2009. – T. 22. – №. 6. – P. 544-549. DOI: 10.1016/j.mineng.2009.01.005
9. Liu Q. et al. Fault diagnosis of dynamic processes with reconstruction and magnitude profile estimation for an industrial application //Control Engineering Practice. – 2022. – T. 121. – C. 105008. DOI:10.1016/j.conengprac.2021.105008
10. Toifl M. et al. Numerical study of the influence of irradiation parameters on the microwave-induced stresses in granite //Minerals Engineering. –

2017. – Т. 103. – P. 78-92. DOI:10.1016/j.mineng.2016.09.011

11. Hesse M., Popov O., Lieberwirth H. Increasing efficiency by selective comminution //Minerals Engineering. – 2017. – Т. 103. – P.112-126. DOI: 10.1016/j.mineng.2016.09.003

12. Yin W., Chen K. Effect of the particle size and microstructure characteristics of the sample from HPGR on column bioleaching of agglomerated copper ore //Hydrometallurgy. – 2021. – Т. 200. – P. 105563. DOI: 10.1016/j.hydromet.2021.105563

13. Giorgio Figliolini, Pierluigi Rea. Reuleaux Triangle and Derived Mechanisms. Pages 11/ Mecha-

nism and Machine Theory, 44 (8), 1595 – 1606. – 2011.

14. Krivov D. A. et al. Simulation of the stress-strain state of the combined rolls plates in the form of a Reuleaux Triangle Profile roller grinder //Journal of Physics: Conference Series. – IOP Publishing, 2019. – Т. 1353. – №. 1. – С. 012076. DOI: 10.1088/1742-6596/1353/1/012076

15. Krivov D. A., Gordeev Y. I., Krivova D. D. Destruction mechanisms of materials grinding in a crusher with plates in a form of Reuleaux Triangle profile //IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – IOP Publishing, 2021. – Т. 839. – №. 5. – С. 052038. DOI: 10.1088/1755-1315/839/5/052038

© 2022 The Author. This is an open access article under the CC BY license (<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>).

The author declare no conflict of interest.

About the author:

Aleksandr P. Gospodarikov, St. Petersburg mining university (199106, Russia, Saint-Petersburg, Vasilevskiy Island, 21 line 2), Dr. Sc. in Engineering, Professor

Denis A. Efimov, postgraduate, St. Petersburg mining university (199106, Russia, Saint-Petersburg, Vasilevskiy Island, 21 line 2), efimov.d.aleksa@mail.ru

Contribution of the authors:

Efimov D.A., Gospodarikov A.P. – research problem statement; scientific management; reviewing the relevant literature; conceptualisation of research; writing the text, data collection; data analysis; reviewing the relevant literature; drawing the conclusions; writing the text.

Author have read and approved the final manuscript.

