

Расчет параметров валкового пресса для дробления кимберлитовой руды

И.Л.Болтенгаген, В.Н.Власов, В.И.Клишин

Институт горного дела СО РАН, E-mail: admin@mysd.nsc.ru.

Исследован процесс дробления руды валками высокого давления. Предложена модель деформирования разрушаемой горной массы. Получены уравнения для определения силы дробления и мощности электродвигателя, обеспечивающего вращение валков. Рассчитаны технические параметры прессов при различных механических свойствах и размерах измельчаемой рудной фракции.

Валковый пресс, руда, разрушение, фракция, пустотность, модель, напряжения, сила, алмаз.

В мировой практике валковые прессы применялись для измельчения минерального сырья в основном в цементной промышленности и для производства строительных материалов. Использование прессов высокого давления в горно- рудной промышленности началось в последние годы, когда удалось создать износостойкие материалы для армирования рабочих поверхностей. Измельчение кимберлитовой руды с помощью валковых прессов является перспективным развитием технологии обогащения алмазоносных руд.

Использование валковых прессов увеличивает эффективность многих процессов в переработке различных руд. Они позволяют снизить энергетические затраты и расход материалов при дроблении руд, в результате чего повышается рентабельность и конкурентоспособность отрасли. Измельчение в валковом прессе достигается преимущественно за счет

давления, которое частицы материала передают друг другу, а не за счет сжатия отдельных частиц между рабочими валками. Это позволяет достичь экономии эксплуатационных затрат до 60% и на такой же процент снизить расход электроэнергии благодаря более эффективной ее передаче - вначале от поверхности валков к частицам, затем между частицами. Измельчению подвергается окружающее кристаллы сырье, в то время как сами они остаются неповрежденными и обнажаются, что позволяет извлекать алмазы без их разрушения.

Этот способ имеет еще несколько преимуществ:

- за один цикл при проходе через валки ослабляется структура сжимаемой руды путем создания микротрещин, которые значительно снижают потребление энергии при последующем измельчении;
- наблюдается улучшение выделения ценных компонентов из руд, где трещины способствуют отделению зерен. Это используется для более эффективного выделения минералов.

Исследования по изучению эффективности процесса измельчения - раздавливания окружающего частицу природного материала показали преимущество медленной компрессии в этом процессе [1]. Варианты конструктивных решений валковых прессов, изготавливаемых различными фирмами-производителями, объединены единой схемой – один валок зафиксирован на раме, в то время как другой движущийся прижат к первому посредством гидравлического давления. Используется система пружинного зазора, позволяющая двигаться нефиксированному валку [2]. Подача материала осуществляется с верхнего уровня. Движущаяся масса частиц содержит мелкие фракции, при этом более крупные из них не будут захвачены валками. В этой зоне поток движется приблизительно со скоростью, равной скорости вращения валков (порядка 10 об/мин). В зоне компрессии частицы подвергаются действию сил сжатия, превышающих прочность большинства руд, что приводит к разрушению, продолжающемуся до тех пор, пока не заполнятся все пустоты. Величины давления должно быть достаточно для формирования слоя

из сжатого измельченного материала. По мере прохождения слоев рабочего зазора, напряжение ослабевает, и толщина его станет выше величины рабочего зазора.

Максимальный размер подаваемого куска определяется диаметром валков. Как правило, он приблизительно равен 5% от диаметра валка, и в 1,2 - 1,3 раза меньше рабочего зазора. Размер рабочего зазора приблизительно соответствует толщине слоя и определяется на основе свойств измельчаемого материала и установок самого пресса. Ниже приведен анализ параметров валкового пресса.

Определение величины силы при дроблении руды

Стадии сжатия материала. Процесс деформирования руды валковым прессом разделяется на две стадии. На первой деформируется горная масса из взаимодействующих друг с другом кусков руды. На второй стадии между валками деформируются отдельные куски руды. Углы α и β , определяющие области деформирования материала на первой и второй стадиях, вычисляются следующим образом:

$$\cos \alpha = 1 - \frac{H - \Delta}{2R} \quad \text{и} \quad \cos \beta \cong 1 - \frac{d - \Delta}{2R}, \quad (1)$$

где R – радиус валка, H – ширина выпускного отверстия подающего устройства (бункера), d – размер деформируемой рудной фракции, Δ – величина зазора между валками (рис. 1.а,б).

Процесс дробления руды осуществляется в основном на первой стадии деформирования при контактом взаимодействии отдельных кусков. На заключительной стадии происходит заполнение пустот и сжатие материала в плотную массу. Жесткое включение полезного ископаемого является естественным дефектом в куске руды, поэтому деформирование на первой и сжатие на второй стадиях способствуют разрушению руды на контакте с жестким включением и эффективному извлечению полезного ископаемого при дальнейшей переработке.

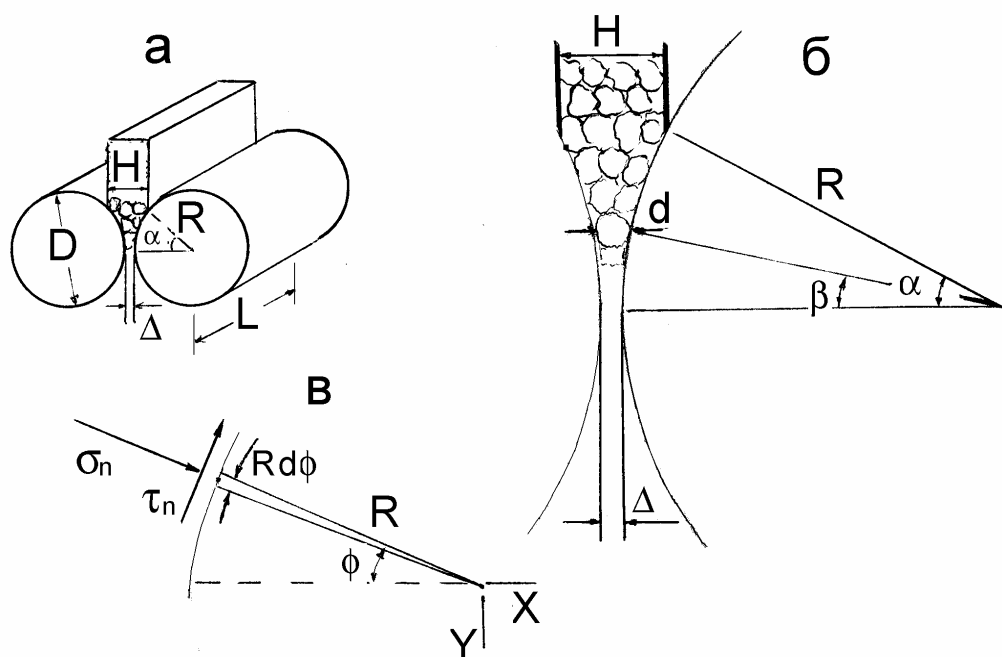


Рис. 1. Валковый пресс (а). Предельные углы, характеризующие стадии деформирования руды в прессе (б). Напряжения на контакте руды с валком (в).

Ограничения на размер отверстия бункера, накладываемые условиями отсутствия скольжения руды по поверхности валка и оптимального выпуска руды. Угол α не должен превышать некоторого критического значения, определяемого коэффициентом трения руды о поверхность валка. Предположим, что деформирование руды происходит в условиях горизонтального одноосного сжатия σ_x , т.к. вертикальная компонента напряжений, определяемая весом налегающей руды, значительно меньше значений горизонтальных напряжений при сжатии материала валками. Тогда на контакте руды с участком валка, определяемого углом φ , действуют нормальное σ_n и касательное τ_n напряжения $\sigma_n = \sigma_x \cos^2 \varphi$, $\tau_n = \sigma_x \sin \varphi \cos \varphi$ (рис. 1.в) [3]. Скольжение руды на контакте с поверхностью валка отсутствует при условии $\tau_n \leq k \sigma_n$, где k – коэффициент трения руды о поверхность валка. Следовательно, наибольшее критическое значение угла α_c определяется следующим соотношением $\operatorname{tg} \alpha_c = k$. При коэффициенте трения, равном 0.3, критический угол α_c примерно равен 17° . Таким образом, условие отсутствия

скольжения руды при деформировании накладывает следующее ограничение на размер выпускного отверстия бункера $H_c = 2R(1 - \frac{1}{\sqrt{1+k^2}}) + \Delta$. Диаметр валка

$D = 2R$ определяется следующим уравнением

$$D = (H_c - \Delta) \frac{\sqrt{1+k^2}}{\sqrt{1+k^2} - 1}.$$

Для обеспечения непрерывного выпуска руды необходимо, чтобы размер отверстия бункера был не менее m диаметров фракции d , где m равно 4-6.

Зависимость диаметра валка от размера фракции

$$D = (md - \Delta) \frac{\sqrt{1+k^2}}{\sqrt{1+k^2} - 1} \quad (2)$$

для различных значений коэффициента трения при m равном 5 и величине зазора Δ равном d позволяет оценить размеры валков. Например, при коэффициенте трения руды о поверхность валка 0.5 диаметр валка 2 м обеспечивает эффективное дробление фракции до 55 мм.

Увеличение коэффициента трения расширяет возможности валкового пресса для измельчения более крупных фракций. В практическом использовании пресс-валков высокого давления в горнорудной промышленности для повышения коэффициента трения используется рифление поверхности валка с помощью автогенной футеровки и на поверхности валка устанавливаются шпильки (штырьковая футеровка) [4].

В цементной промышленности разработано износостойкое покрытие Гексадур ВТ, основанное на использовании двух компонентов: сверхпрочного материала **A** с высокой износостойкостью, выкладываемого на поверхности в виде мозаики, и менее износостойкого материала **B** в промежутках между плитками мозаики. В процессе эксплуатации промежутки изнашиваются и способствуют эффективному захвату руды. Изменением соотношения компонентов **A** и **B** на поверхности проводится индивидуальный подбор загружаемого материала.

Угол α может быть увеличен дополнительным вертикальным подпором руды в наращиваемом подающем устройстве. Использование резиновой футеровки повышает коэффициент трения, но снижает степень дробления.

Определение величины разрушающей нагрузки на поверхности контакта кусков руды. Отметим некоторые особенности контактного взаимодействия упругих шаров [3, 5].

1. Поверхность контакта – круг, радиус которого для заданной силы взаимодействия одинаков в случае деформирования шаров с равными размерами и механическими свойствами и в случае взаимодействия одного из этих шаров с абсолютно жесткой плоскостью.

2. Давление максимально в центре поверхности контакта и в полтора раза превышает среднее давление \bar{q} . Точка с максимальным касательным напряжением, определяющим разрушение пластичных материалов, находится внутри шара под центром поверхности контакта на расстоянии, равном примерно половине ее радиуса. Величина максимального касательного напряжения в этой точке примерно равна $\bar{q}/2$.

3. На окружности, ограничивающей поверхность контакта, действуют максимальные растягивающие напряжения, равные $-\frac{1-2\nu}{2}\bar{q}$. Эти напряжения ориентированы по радиусу контакта. Другое главное напряжение, действующее в окружном направлении, равно радиальному, но является сжимающим. Следовательно, вдоль границы контакта, где нормальное давление на поверхности шара равно нулю, реализуется чистый сдвиг $\tau = \frac{1-2\nu}{2}\bar{q}$.

Для хрупких материалов разрушение определяется растягивающими напряжениями на границе поверхности контакта. Разрушающая нагрузка оценивается величиной $\bar{q} = \frac{2}{1-2\nu}\sigma_p$, где σ_p – прочность материала на растяжение. Для пластичных материалов разрушение определяется сжимающими напряжениями и разрушающая нагрузка оценивается величиной $\bar{q} \approx \sigma_c$, где σ_c – прочность на сжатие. Для практических

расчетов величину среднего нормального давления на поверхности контакта при разрушении руды оценим величиной $\bar{q} = c\sigma_c$, где коэффициент c определяется механическими свойствами руды: максимальное его значение - 1, минимальное - $\frac{2}{1-2\nu} \frac{\sigma_p}{\sigma_c}$.

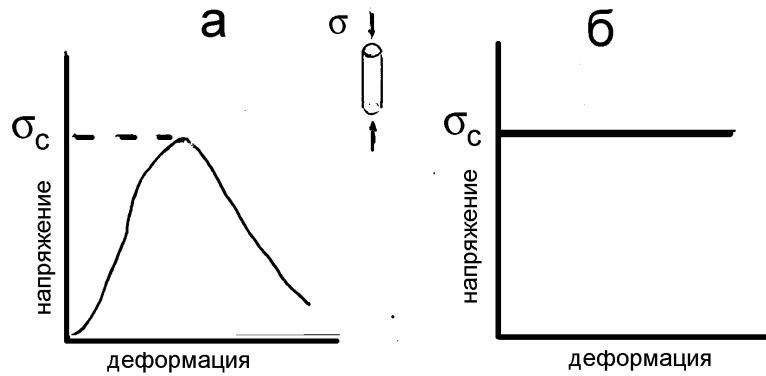


Рис.2. Диаграмма деформирования руды при одноосном сжатии образца (а). Жестко- пластическая схема деформирования (б).

На рис. 2,а показана диаграмма деформирования образца руды при одноосном сжатии. После увеличения сжимающего напряжения σ до величины, равной пределу прочности σ_c материала, происходит разрушение образца со снижением уровня напряжения при дальнейшей его деформации ϵ . Прочность на сжатие σ_c для данных руд находится в интервале значений 10-50 МПа. Учитывая сложность анализа процесса разрушения руды валковым прессом, оправдано применение жестко- пластической модели (рис.2,б). Величина разрушающей нагрузки в данном случае несколько превышает реальное значения, и полученные в результате оценки величины силы являются завышенными. Для непластичных материалов, в процессе разрушения которых реализуется схема, представленная на рис.2,а, среднее значение напряжения при его увеличении до прочности на сжатие и последующем снижении до нуля при разрушении равно одной трети σ_c .

Модель деформирования среды из разрушаемых шаров. Используем следующую модель. Рассмотрим среду, состоящую из шаров, между абсолютно жесткими вертикальными плоскостями (рис.3,а).

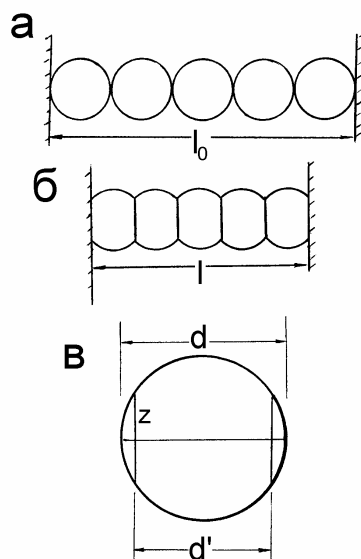


Рис.3

В ненагруженном состоянии между плоскостями в одном слое находится N шаров $N=l_0/d$, где l_0 – расстояние между деформирующими плоскостями, d – диаметр шара. При уменьшении расстояния между плоскостями до величины l среда деформируется, горизонтальный размер каждого шара в результате разрушения уменьшается до $d' = l/N = l/l_0 d$ (рис.3,б). Площадь контакта шаров между собой и с нагружающими поверхностями S определим из геометрических построений (рис.3,в)

$$S = \pi z^2 = \pi \frac{d-d'}{2} \left(d - \frac{d-d'}{2} \right) = \frac{\pi}{4} (d-d')(d+d') = \frac{\pi}{4} (d^2 - d'^2) = \frac{\pi}{4} d^2 \left(1 - \frac{l^2}{l_0^2} \right).$$

Пусть \bar{q} - величина среднего нормального давления на поверхности контакта. На участок поверхности вертикальной деформирующей плоскости площадью d^2 действует горизонтальная сила

$$\sigma d^2 = \bar{q} \frac{\pi}{4} d^2 \left(1 - \frac{l^2}{l_0^2} \right),$$

где σ – эффективное горизонтальное напряжение на нагружающей плоскости, равное

$$\sigma = \frac{\pi \bar{q}}{4} \left(1 - \frac{l^2}{l_0^2} \right).$$

Зависимость напряжения от деформации среды $\varepsilon = (l_0-l)/l_0$ определяется следующим уравнением

$$\sigma = \frac{\pi \bar{q}}{4} \varepsilon (2 - \varepsilon),$$

характеризующим данную модель деформирования среды из разрушаемых шаров.

Определение величины силы, действующей на валок. Горизонтальная компонента силы, действующая на участок поверхности площадью $LRd\varphi$ вычисляется с помощью следующего соотношения (рис.1,в)

$$dF_x = (\sigma_n \cos\varphi + \tau_n \sin\varphi) LRd\varphi,$$

где L –длина валков. Подставляя в последнее уравнение значения нормального и касательного напряжений $\sigma_n = \sigma_x \cos^2 \varphi$, $\tau_n = \sigma_x \sin \varphi \cos \varphi$ и выполняя тригонометрические преобразования, получим

$$dF_x = \sigma_x LR \cos \varphi d\varphi.$$

Подставляя в последнее уравнение горизонтальное напряжение

$$\sigma_x = \frac{\pi}{4} q \left(1 - \frac{l^2}{l_0^2}\right) = \frac{\pi}{4} c \sigma_c \left(1 - \frac{l^2}{H^2}\right)$$

и расстояние между валками, как функцию угла φ

$$l = D(1 - \cos \varphi) + \Delta ,$$

получим

$$dF_x = \frac{\pi}{4} c \sigma_c LR \left(\left(1 - \frac{(D + \Delta)^2}{H^2}\right) + 2 \frac{D(D + \Delta)}{H^2} \cos \varphi - \frac{D^2}{H^2} \cos^2 \varphi \right) \cos \varphi d\varphi .$$

Интегрируя данное уравнение по φ в пределах от 0 до α , получим выражение для горизонтальной силы, действующей на валок

$$F_x = \frac{\pi}{4} c \sigma_c LR \cdot \left(\frac{D(D + \Delta)}{H^2} \alpha + \left(1 - \frac{(D + \Delta)^2}{H^2} - \frac{D^2}{H^2}\right) \sin \alpha + \frac{D(D + \Delta)}{H^2} \sin \alpha \cos \alpha + \frac{1}{3} \frac{D^2}{H^2} \sin^3 \alpha \right) \quad (3),$$

где α – величина угла в радианах, а H является зависимым от него параметром
(1)

$$H = D(1 - \cos \alpha) + \Delta .$$

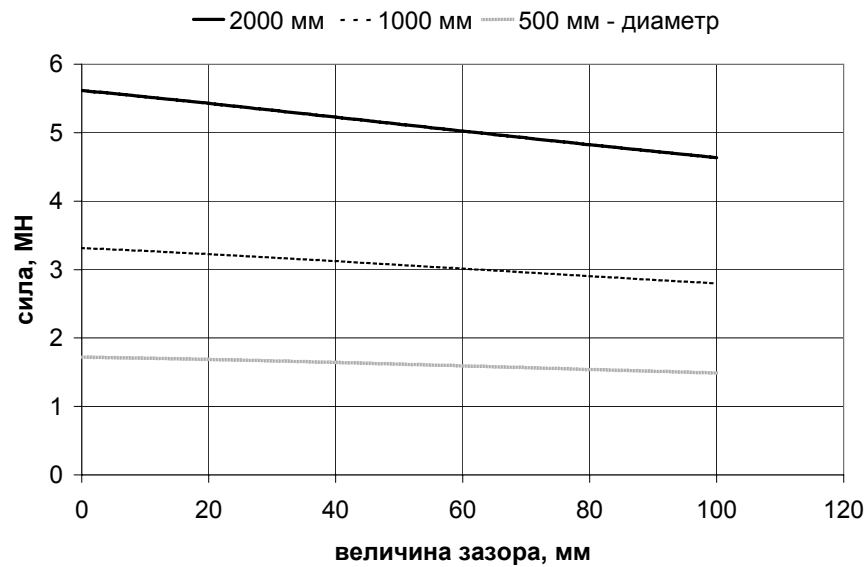


Рис.4. Зависимость силы от зазора при различных диаметрах валка длиной 1 м.

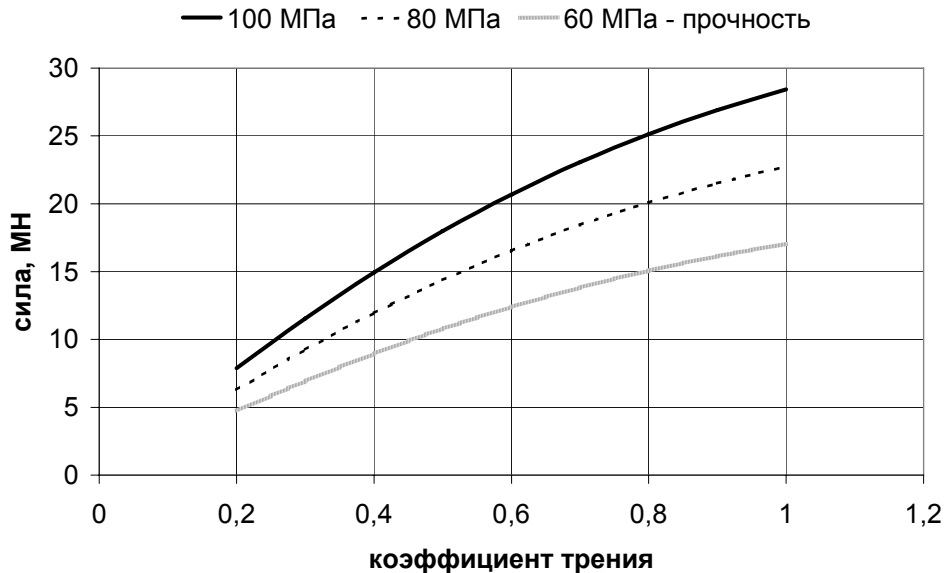


Рис.5. Зависимость максимальной силы для валка «Поликом» от коэффициента трения (медная руда).

На рис 4. приведены значения силы при различных параметрах валкового пресса (прочность руды на одноосное сжатие σ_c и длина пресса L принимались равными 20 МПа и 1 м соответственно, коэффициенты c и трения равны 1 и 0.5). Подставляя в уравнение (3) выражение α в виде ряда по $\sin \alpha$

$$\alpha = \arcsin(\sin \alpha) = \sin \alpha \left(1 + \frac{1}{6} \sin^2 \alpha + \frac{3}{40} \sin^4 \alpha + \frac{5}{112} \sin^6 \alpha + \dots \right),$$

и пренебрегая малыми величинами, получим приближенную оценку для максимального значения силы:

$$F_m = \frac{\pi}{5} c \sigma_c LR \sin \alpha = \frac{\pi}{5} c \sigma_c LR \frac{k}{\sqrt{1+k^2}} \quad (4).$$

В качестве примера оценим величину силы одного из самых больших в настоящее время валков «ПОЛИКОМ» (диаметр – 2.4 м, длина – 1.6 м, мощность одного привода – 2.3 МВт). Тестирование валков проведено компанией «Крупп Полизиус» совместно с «Поликом» на медном руднике в Аризоне. Размер исходного куска доходил до 50 мм. Гидравлическое давление в прижимных гидроцилиндрах колебалось между 130 и 150 Атм, сила дробления достигала 17 МН [4]. Прочность медной руды, порядка 60-100 МПа, коэффициент c примем равным $1/3$, т.к. в процессе разрушения медной руды реализуется схема, представленная на рис.2,а. Зависимость силы от коэффициента трения руды по поверхности валка показана на рис.5. Расчетная оценка хорошо согласуется с экспериментальными данными при значениях коэффициента трения в пределах 0.5-0.7, характеризующего футерованную поверхность валка.

Зазор между валками должен превышать предельное значение, обеспечивающее максимальное заполнение пустот между кусками руды.

Определение пустотности. Предположим, что куски руды – шары диаметра d . Возможны четыре вида компактной упаковки шаров, характеризующихся следующими значениями пустотности p (отношение объема шаров к полному объему): $p_1 = 1 - \frac{\pi}{6}$; $p_2 = 1 - \frac{\pi\sqrt{3}}{8}$; $p_3 = 1 - \frac{\pi}{3\sqrt{2}}$; $p_4 = p_3$. Последнее уравнение иллюстрирует равенство пустотностей для гранецентрированной кубической и гексагональной упаковок [6]. Таким образом, пустотность находится в интервале значений от 0.476 до 0.260 в зависимости от вида компактной упаковки при его среднем значении, равном 0.329. Случайное заполнение объема шарами характеризуется пустотностью 0.4.

Значение пустотности практически не зависит от размера фракции (таблица). Для оценок параметров валкового пресса можно считать пустотность p параметром, изменяющимся в пределах 0.3-0.5.

Таблица

Пустотности фракций щебня и гравия.

Материал	Значение пустотности (%) в рыхлом (вверху) и вибрированном (внизу) состояниях фракций размера (мм).							
	3-5	5-10	10-20	20-40	40-60	60-80	80-100	ср.
галечник $\gamma=2.7 \text{ г/см}^3$	43	41	39	38	40	41	43	41
	37	36	34	34	36	37	38	36
известняк $\gamma=2.72 \text{ г/см}^3$	46	46	46	47	47	48	49	47
	39	38	39	39	39	40/42	43/50	39
туфоконгл. $\gamma=2.65 \text{ г/см}^3$	47	48	47	49	48	48	48	48
	39	41	39	41	42	43	43	41

Определение величины зазора между валками, обеспечивающего максимальное заполнение пустот при деформировании. Пусть V – занятый рудной массой объем с пустотами между отдельными кусками руды. Тогда pV и $(1-p)V$ – объемы пустот и руды соответственно, где p – пустотность. При сжатии полный объем материала уменьшается до ξV ($\xi \leq 1$). При равенстве этого объема всему объему материала руды $(1-p)V$ происходит полное заполнение пустот между кусками руды, т.е.

$$\xi = 1 - p.$$

При деформировании руды на заключительной стадии параметр сжатия определяется величиной $\xi = A/d$. Следовательно, предельная величина зазора

$$\Delta_c = d(1-p) \quad (5)$$

обеспечивает максимальное заполнение пустот при деформировании (рис. 6).

Уравнение (2) можно представить в виде зависимости отношения размера фракции к диаметру валка от пустотности и коэффициента трения

$$\frac{d}{D} (\%) = \frac{\sqrt{1+k^2} - 1}{\sqrt{1+k^2}} \cdot \frac{100}{m+p-1}.$$

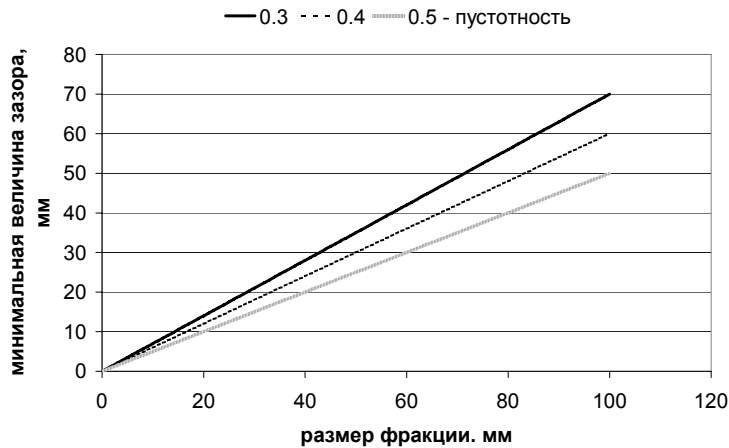


Рис.6. Зависимость предельной величины зазора от диаметра дробимой фракции $\Delta_c = d(1-p)$ при пустотности 30, 40 и 50%.

На рис.7 приведены соответствующие графики для пустотности 0.4. В широком диапазоне коэффициентов трения данное отношение не превышает 6%.

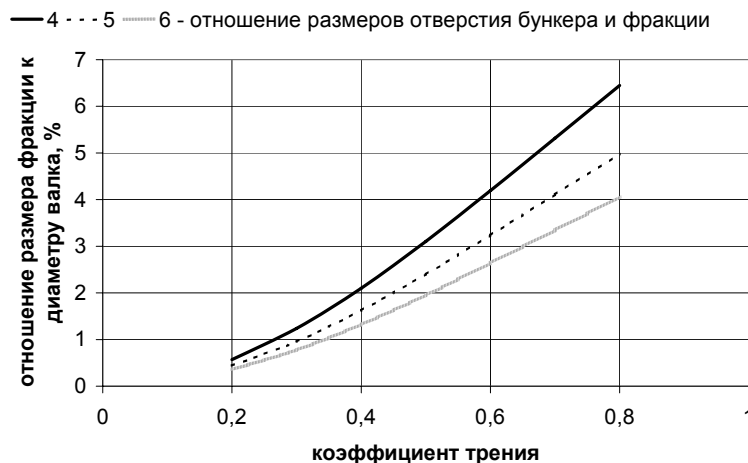


Рис.7. Отношения размеров фракции к диаметру вала при предельном зазоре $\Delta_c = 0.6 d$.

Определение мощности электродвигателя, обеспечивающего вращение валков. Касательная компонента силы, действующая на участок поверхности вала площадью $LRd\varphi$ вычисляется с помощью следующего уравнения $dF_\tau = \tau_n LR d\varphi = \sigma_x LR \sin\varphi \cos\varphi d\varphi$. Момент силы, действующей на валок со стороны данного элемента площади равен $dM = RdF_\tau$. Полный момент силы вычисляется интегрированием

$$M = \int dM = \int_0^\alpha \sigma_x LR^2 \sin\varphi \cos\varphi d\varphi.$$

Подставляя значение напряжения, и выполняя интегрирование, получим следующее выражение для момента силы

$$M = \frac{\pi}{4} c \sigma_c R^2 L \left(\frac{1}{2} \left(1 - \frac{(D+\Delta)^2}{H^2} \right) (1 - \cos^2 \alpha) + \frac{2}{3} \frac{D(D+\Delta)}{H^2} (1 - \cos^3 \alpha) - \frac{1}{4} \frac{D^2}{H^2} (1 - \cos^4 \alpha) \right).$$

Работа при повороте валка на угол Θ равна произведению момента на величину угла. Производная работы по времени определяет мощность двигателя

$$W = \frac{d(M\Theta)}{dt} = M \frac{d\Theta}{dt} = Mw = M 2\pi n,$$

где w – угловая скорость вращения валка, n – количество оборотов валка за 1 секунду. Подставляя в последнее уравнение значение M получим следующее выражение для потребляемой при деформировании руды мощности

$$W = \frac{\pi^2}{2} c \sigma_c R^2 L n \cdot \left(\frac{1}{2} \left(1 - \frac{(D+\Delta)^2}{H^2} \right) (1 - \cos^2 \alpha) + \frac{2}{3} \frac{D(D+\Delta)}{H^2} (1 - \cos^3 \alpha) - \frac{1}{4} \frac{D^2}{H^2} (1 - \cos^4 \alpha) \right).$$

Пренебрегая малыми величинами, и полагая $\Delta=0$, получим следующее уравнение для определения наибольшей мощности

$$W = \frac{\pi^2}{6} c \sigma_c R^2 L n \cdot \sin^2 \alpha = \frac{\pi^2}{6} c \sigma_c L R^2 n \frac{k^2}{1+k^2}.$$

В частности, можно оценить скорость вращения валков «ПОЛИКОМ» при максимальной мощности 2,3 МВт величиной 5-10 об/мин.

Деформирование руды с жесткими включениями полезного ископаемого

Жесткое сферическое включение в условиях сжатия. Применение упругой модели для аналитических оценок позволяет выполнить анализ процесса разрушения руды с жесткими включениями. Рассмотрим одномерную задачу о деформировании упругого шара с внешним радиусом b с абсолютно жестким сферическим включением радиуса a в центре шара под действием равномерного давления Q на внешней поверхности шара [5].

Для анализа процесса разрушения воспользуемся критерием прочности Треска: разрушение происходит при достижении максимальным касательным напряжением $\tau = \frac{|\sigma_{max} - \sigma_{min}|}{2}$ предельного значения $\sigma_c/2$, где σ_{max} и σ_{min} –

максимальное и минимальное главные напряжения, а σ_c - прочность на одноосное сжатие. В данном случае максимальное касательное напряжение на расстоянии r от центра шара равно

$$\tau = \frac{Q}{2} \frac{3(1-2\nu)\frac{a^3}{r^3}}{(1+\nu)+2(1-2\nu)\frac{a^3}{b^3}} \quad (a \leq r \leq b).$$

Наибольшая величина максимального касательного напряжения достигается на контакте руды с жестким включением, т.е. разрушение начинается на внутренней границе шара. Однако, в процессе деформирования руды валковым прессом напряжения не превышают величины прочности руды на сжатие σ_c . Следовательно при равенстве сжимающей гидростатической нагрузки Q прочности на сжатие разрушение начинается изнутри на контакте жесткого включения с рудой (r равно a) при условии

$$\frac{3(1-2\nu)}{(1+\nu)+2(1-2\nu)\frac{a^3}{b^3}} \geq 1.$$

Это неравенство приводит к следующим предельным значениям коэффициента Пуассона ν_c руды, выше которого разрушение на контакте руды с жестким включением невозможно,

$$\nu \leq \frac{2(1-\frac{a^3}{b^3})}{7-4\frac{a^3}{b^3}}.$$

На рис.8. приведена зависимость предельного значения коэффициента Пуассона от отношения внешнего радиуса шара к радиусу включения. Если ν превышает число $2/7$, то при нагрузке σ_c разрушения на контакте руды с включением невозможно. Если коэффициент Пуассона руды не превышает величины 0.25 , то при отношениях b/a больших 1.6 внутри куска руды происходит разрушение на контакте с жестким включением.

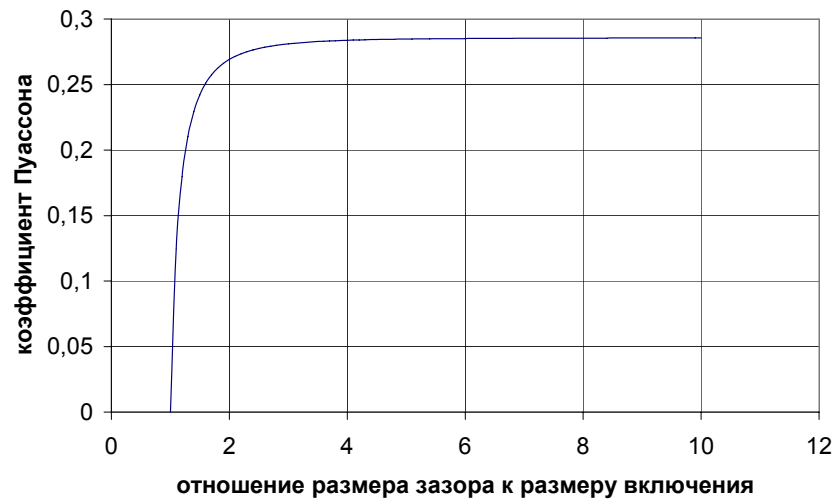


Рис.8. Зависимость предельного коэффициента Пуассона от отношения размеров зазора и жесткого включения.

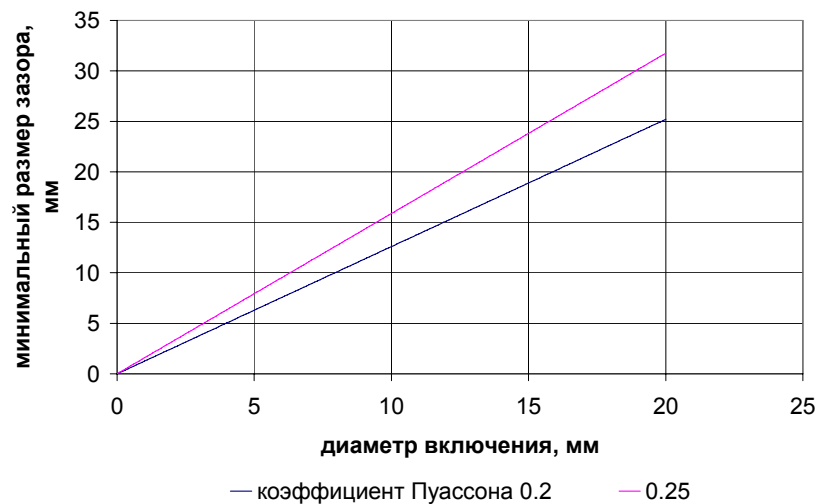


Рис.9. Зависимость минимального размера зазора, обеспечивающего эффективное разрушение руды на контакте с включением, от его диаметра.

Последнее неравенство можно записать в виде ограничения на размер зазора, обеспечивающего эффективное разрушение руды на контакте с жестким включением

$$\Delta \geq a \cdot \sqrt[3]{\frac{2(1-2\nu)}{2-7\nu}},$$

где a – размер включения (его диаметр). Рис.9. иллюстрирует это соотношение при различных значениях коэффициента Пуассона. Для данных руд величина зазора должна в 1.25-1.6 раза превышать диаметр включения.

На основании выполненных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Для определения максимальной величины силы, действующей на ось валка рекомендуется следующее уравнение

$$F_m = \frac{\pi}{5} c \sigma_c L R \frac{k}{\sqrt{1+k^2}},$$

где σ_c – прочность руды на сжатие (10-50 МПа), L и R – длина и радиус валка, k – коэффициент трения. Величина коэффициента c находится в интервале значений от 1/3 до 1 (соответственно, для хрупких и пластичных материалов).

2. Условие $\operatorname{tg}(\alpha_c) \leq k$ обеспечивает отсутствие скольжения руды по поверхности валка и накладывает следующее верхнее ограничение на размер выпускного отверстия подающего устройства (бункера):

$$H \leq D(1 - \cos \alpha_c) + \Delta,$$

где D – диаметр валка, Δ – величина зазора.

Условие оптимального выпуска руды из бункера ограничивает минимальный размер H :

$$H \geq md,$$

где $m = 4-6$ – параметр, d – размер фракции.

3. Условие сжатия материала с максимальным заполнением пустот на заключительной стадии деформирования ограничивает минимальную величину зазора следующим образом:

$$\Delta \geq d(1 - p),$$

где p – пустотность (0.3-0.5).

Разрушение руды на контакте с жестким включением возможно при значении коэффициента Пуассона руды меньшем 2/7 и необходимо следующее ограничение для величины зазора:

$$\Delta \geq a \cdot \sqrt[3]{\frac{2(1-2\nu)}{2-7\nu}},$$

где a – диаметр жесткого включения.

Заключение

Установлено, что в настоящее время парк существующих машин для измельчения абразивных руд имеет различные варианты, объединенные одной принципиальной схемой. Отличие заключается в решениях отдельных узлов машины, использовании различных типов приводов для измельчителей, конструкциях валков и футеровок барабанов, выполненных с учетом требуемых технических условий.

Теоретический анализ параметров валкового пресса позволил установить величину горизонтального усилия на ось валка, условия отсутствия скольжения руды по его поверхности, а также разрушения горной массы с максимальным заполнением пустот.

Литература

-
1. Матвейков С.В., Белобородов Ю.Н. Валковый пресс-измельчитель. Горная промышленность. №2, 1998, с.28-29.
 2. Fortschritte bei der Entwicklung von Walzenpressen für die Hochdruckzerkleinerung // Aufbereitungs Technik, №6, 2000, s. 28-35.
 - 3 . Тимошенко С.П. Теория упругости. М.: Наука, 1975.
 - 4 . Волдрам Д.Т. Измельчающие валки высокого давления как эффективная альтернатива в процессе обогащения // Доклад структурного подразделения «Крупп Полизиус» фирмы «Крупп Инжиниринг» : Австралия, 2000.
 - 5 . Ландау Л.Д., Лифшиц Е.М. Теория упругости. М.: Наука, 1987.
 - 6 .Фейнман Р., Лейтон Р., Сэндс М. Фейнмановские лекции по физике. -М.: Мир, 1978.