

Д.т.н. Газалеева Г.И., к.т.н. Червяков С.А. (ООО «Уралмаш-Инжиниринг», г. Екатеринбург), к.т.н. Воробьев В.В.(НАН Республики Беларусь, НПО «Центр», г. Минск), к.т.н. Колодежная Е.В. (ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет», г. Магнитогорск)

СОВРЕМЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ И ОБОРУДОВАНИЕ РУДОПОДГОТОВКИ И ВСКРЫТИЯ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ

В двадцать первом веке как никогда ранее усугубились тенденции снижения содержания полезных компонентов в исходном горном сырье. В связи с этим обогатительный передел на горно-обогатительных и горно-металлургических предприятиях приобрел отличную от традиционной структуру. В первую очередь этот процесс коснулся отделения рудоподготовки.

Если ранее процесс рудоподготовки включал только операции дробления, грохочения, измельчения и классификации, то в связи с ухудшением качества исходного сырья все чаще в структуре технологических схем стали появляться операции предварительного обогащения крупнокусковых продуктов с выведением хвостов в голове технологического процесса. Кроме того, во многих случаях рудоподготовка территориально переместилась с обогатительной фабрики в рудник.

Изменились также требования к крупности продуктов, поступающих в отделения измельчения и обогащения. Наметилось две тенденции:

- создание новых дробильных и измельчительных машин, позволяющих получать конечный продукт номинальной крупностью (5)10-15 мм, вместо 20-30 мм;

- применение мельниц само и полусамоизмельчения с получением готового продукта крупностью 1мм и менее.

Первое направление осуществляется путем совершенствования конструкции традиционных щековых, валковых и конусных дробилок и с помощью использования новых принципов инерционного и вибрационного дробления, а также дробления материала «в слое» и ударного дробления.

Само и полусамоизмельчение развивается в направлении снижения общего числа аппаратов и стадий для сокращения крупности материала, поступающего непосредственно в передел обогащения. Основной тенденцией в развитии данного направления является увеличение диаметра мельниц и применение новых видов футеровок.

В переделе измельчения традиционное измельчение в шаровых мельницах имеет тенденции к увеличению диаметра мельниц. Кроме того, оптимизируется процесс перераспределения нагрузок между стадиями измельчения с помощью барабанных классификаторов.

В последнее время для увеличения извлечения полезных компонентов из сложных труднообогатимых руд и техногенного сырья встала острая необходимость создания процессов и аппаратов тонкого измельчения с вскрытием дисперсных минеральных комплексов. С этой целью используются мельницы типа «Isamill» и «Vertimill», струйные, центробежные и бисерные мельницы. Конечная номинальная крупность продукта после дезинтеграции в этих аппаратах достигает 0,1 – 0,2 мкм. Существуют также специальные методы тонкого измельчения, например тонкое сухое измельчение в воздушном потоке. Это мельницы «Раймонд», которые используются для распушки таких материалов как асбест, базальт, слюда и др.

Все перечисленные меры направлены не только на изменение структуры технологических схем рудоподготовки горного сырья, но и на снижение энергозатрат данного передела, которые составляют в настоящее время 50 – 70 % от общего уровня всех энергозатрат обогатительной фабрики, а также на повышение извлечения полезных компонентов.

Теоретические основы рудоподготовки разрабатывали соратники и ученики Игоря Николаевича Плаксина, в том числе такие ученые как В.А. Олевский, С.Е.Андреев, В.В. Зверевич, В.А. Перов, А.Н. Колмогоров, К.А. Разумов, П. Риттингер, Ф. Бонд, П.А. Ребиндер, А.К. Рундквист, В.И. Ревнивцев, И.И. Блехман, Л.Ф. Биленко, А. Гриффитс, Дж. Бюргерс, Дж. Гилман, Е. Орован, С. Карнилья и др.

В процессах дробления и измельчения частицы горной породы разрушаются внешними силами, на создание которых требуется затратить значительную энергию. Эта энергия зависит от трех причин:

- свойств исходного материала - его прочности, крепости, наличия крупных и мелких трещин, абразивности;
- крупности исходных частиц до дробления и заданной крупности конечных частиц после дробления;
- способа разрушения частиц.

Представления о разрушении как о процессе, состоящем из образования и последующего роста трещины появились вследствие того, что измеряемый предел прочности (10 – 1000 МПа) существенно отличается от теоретических значений, рассчитанных по силе межатомных связей и составляющий 10 – 100 ГПа. А. Гриффитс предположил, что разница между теоретической и фактической прочностью пород является следствием наличия в них микротрещин, в которых происходит сильная концентрация внутренних напряжений. Таким образом, напряжение, при котором происходит разрушение, действительно равно теоретической прочности, но возникает в некоторых малых точках еще тогда, когда среднее напряжение невелико.

Процесс развития и перехода микротрещин в макротрещины во многом зависит от характера напряжений в данной точке. Микротрещина может развиваться под действием растягивающих или сдвиговых напряжений, в отличие от прямого сжатия куска при традиционных методах дробления.

Таким образом, энергетически оптимальное дробление возможно при выполнении по отдельности или вместе следующих условий:

- наличие объемного слоя материала;
- для инициирования напряжений на границах фаз куски должны подвергаться напряжению на сдвиг, изгиб, кручение и желательно растяжение;
- многократное воздействие на куски малыми импульсами энергии.

В последнее время при дезинтеграции стали использовать принципиально новые виды разрушений, основанные на этих принципах. К ним можно отнести разрушение материала «в слое» и виброинерционное дробление.

Способ разрушения материала «в слое». Разрушение материала в конусных дробилках, работающих при переполнении камеры дробления («под завалом»), относится к процессу разрушения «в слое». Если традиционные способы разрушения частиц основаны на случайном одноосном приложении усилия к куску, то в новых способах предусмотрено многоосное действие нагрузок.

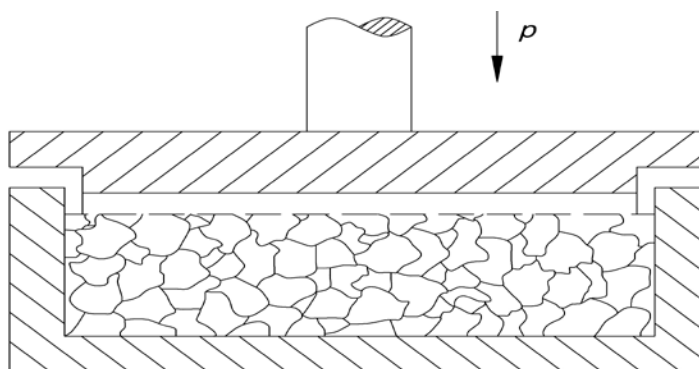


Рисунок 1. Сжатие материала «в слое»

При разрушении материала «в слое», рис. 1, куски могут взаимодействовать друг с другом в трехмерном пространстве, где прочные куски разрушают дефектные, а вновь образованная мелочь заполняет пространство между ними и под действием внешнего усилия также участвует в процессе разрушения более крупных кусков.

Удельный расход энергии при дроблении «в слое» будет соответствовать следующему выражению:

$$E_0 = \frac{A_0}{Q_0} = K_0 \left(\frac{1}{w(D_k^{m-1})} - \frac{1}{w(D_0^{m-1})} \right), \quad (1)$$

где $w(D_i^m)$ – соответствующие плотности распределения объёмов i -тых кусков заданной крупности D_i .

$$K_0 = K'_m K_N; \quad (2)$$

где K'_m - соответствует индексу Бонда, K_N определяется по формуле:

$$K_N = \frac{6\rho_{др} * \rho_{сл}}{\pi \cdot \rho_{исх}^2}, \quad (3)$$

где $\rho_{исх}$ - насыпная плотность исходного материала, кг/ м³,
 $\rho_{др}$ - насыпная плотность дробленого материала, кг/ м³,
 $\rho_{сл}$ - насыпная плотность слоя, кг/ м³.

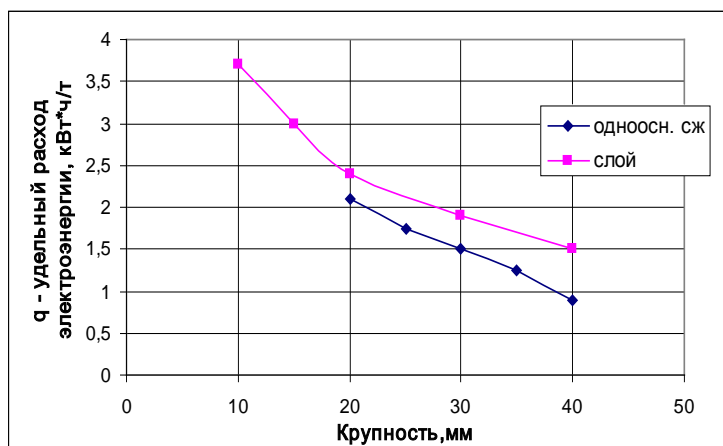


Рисунок 2. Зависимость удельного расхода электроэнергии от крупности материала для традиционного способа разрушения и дробления «в слое» гранитов Среднего Урала

На рис. 2 дан фрагмент так называемой диаграммы Т.Р. Хукки (зависимости удельного расхода электроэнергии от крупности материала для традиционного способа разрушения и дробления «в слое») для гранитов. Аналогичные исследования проведены для апатитов, железных и медных руд. Зависимости показывают необходимость дополнительных энергозатрат для дробления «в слое» в конусных дробилках по сравнению с традиционным.

Для проведения процесса дробления «в слое» в конусных дробилках по результатам моделирования в ООО «Уралмаш-Инжиниринг» разработаны специальные оптимизированные профили для различных камер дробления. На рис. 3 изображены стандартный профиль камеры дробления и оптимально нагруженный для работы «в слое».

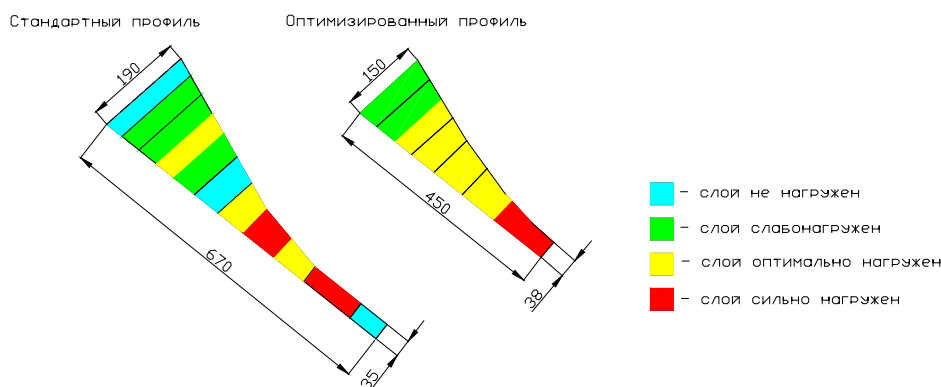


Рисунок 3. Стандартные и оптимизированные профили камеры дробления конусной дробилки

Рассмотренный процесс дробления реализован, например, в конусных дробилках «Nordberg» Gr-300, выпускаемых фирмой Metso Minerals (Финляндия) и в традиционных конусных эксцентриковых дробилках при их работе «под завалом» с автоматическим поддержанием постоянного заполнения материалом дробильной камеры (ОАО «Уралмашзавод» – Россия), рис. 4. Такой способ позволяет увеличить степень дробления материала по сравнению с традиционным в 1,5 - 2 раза. Форма куска после дробления материала таким способом приближается к правильной изометрической с максимально равными сторонами куса дробленого материала.

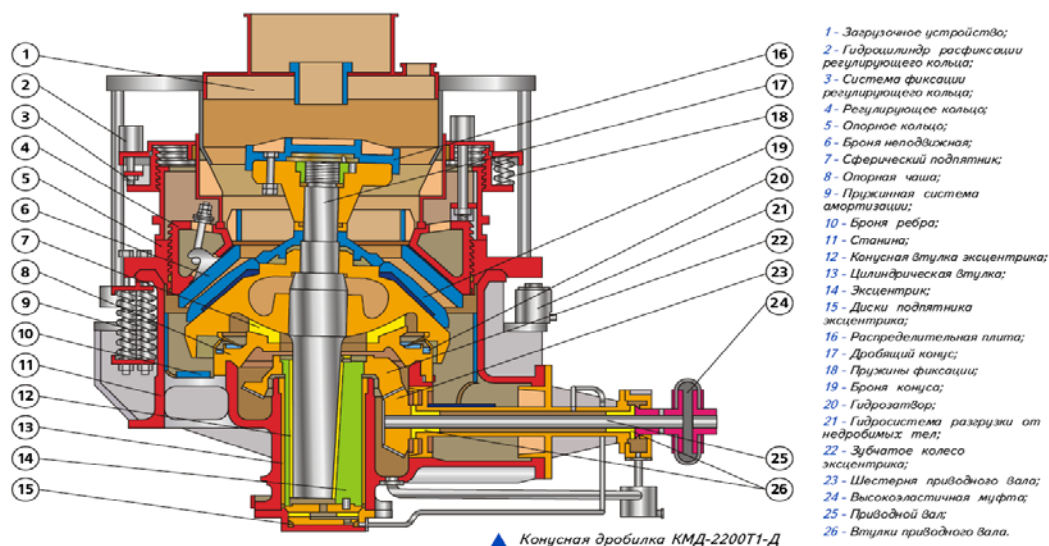


Рисунок 4. Конусная дробилка, работающая по принципу дробления «в слое» (ОАО «Уралмашзавод»)

Такие дробилки используются на современных щебеночных заводах, например РУПП «Гранит» (Белорусия), на Качканарском ГОКе (дробилки компании Sandvik, Швеция).

Измельчающие валки высокого давления (ИВВД), также используют для разрушения материала «в слое». Для ИВВД характерно значительное разрушение материала и наличие большого числа микротрещин, по которым материал в дальнейшем дробится с минимальными усилиями.

Агрегат измельчающих валков высокого давления состоит из пары валков встречного вращения, установленных на раму. Один из них закреплен неподвижно на раме, другой может перемещаться по направляющим, и передвигается при помощи пневмогидравлических

цилиндров, рис. 5. Материал подается в зазор между валками и измельчается за счет механизма разрушения материала «в слое».

На рис. 6 даны значения потребления энергии для достижения заданной тонины помола материала в нескольких вариантах: - только с применением шаровых мельниц (BM); - и с применением измельчительных валков высокого давления (RP) при работе на различном давлении в совокупности с мельницей.

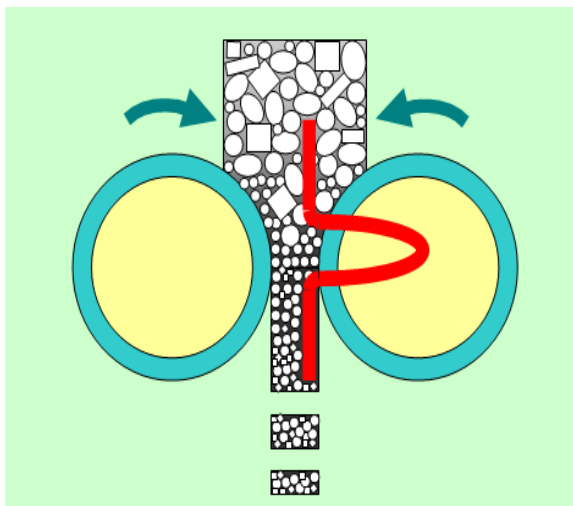


Рисунок 5. Схема работы ИВВД

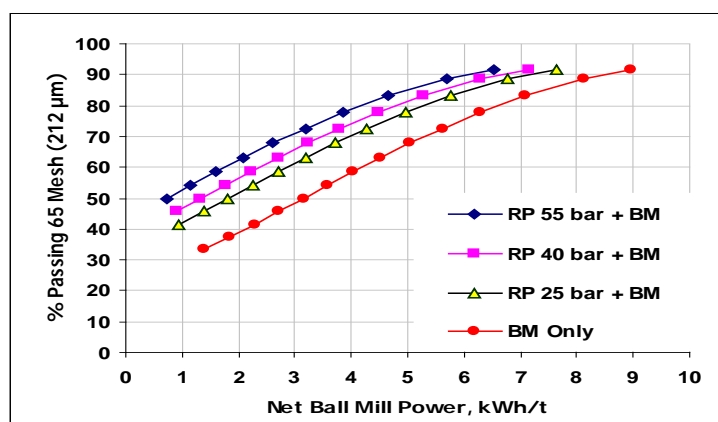


Рисунок 6. Гранулометрические составы продуктов при работе ИВВД в совокупности с шаровой мельницей и одних шаровых мельниц

Для достижения одинаковой тонины помола при использовании ИВВД в сочетании с шаровой мельницей требуются меньшие значения потребляемой энергии, чем при использовании только шаровых мельниц.

Получение довольно тонкого продукта после дробления в ИВВД, а также в последующих стадиях измельчения, объясняется образованием микротрещин. На рис. 7 а и б представлены сравнительные микроснимки кварцитов после их дробления в щековой дробилке, рис. 7 а, и в ИВВД – рис. 7 б. В последнем случае количество и структура микротрещин напрямую

зависит от удельного давления валков, а следовательно, от расхода электроэнергии.

Таким образом, применение ИВВД для последних стадий дробления является более выгодным, чем для тонкого измельчения.



Рисунок 7 а. Кварцит после дробления в щековой дробилке. Масштаб 1:200



Рисунок 7 б. Кварцит после дробления в ИВВД. Масштаб 1:400

В России ИВВД используются на золотосодержащих рудах месторождения Сухой Лог, в Республике Казахстан – на ОФ «Нарказган» ТОО «Корпорация Казахмыс».

Еще большую степень и селективность (избирательность) дробления позволяет получить использование дополнительного **интенсивного виброинерционного воздействия** (рис. 8). Этот принцип осуществляется в отечественных конусных дробилках инерционного действия КИД, вибрационных конусных и виброщелевых дробилках ВЩД. Такие дробилки осуществляют селективное разрушение материала.

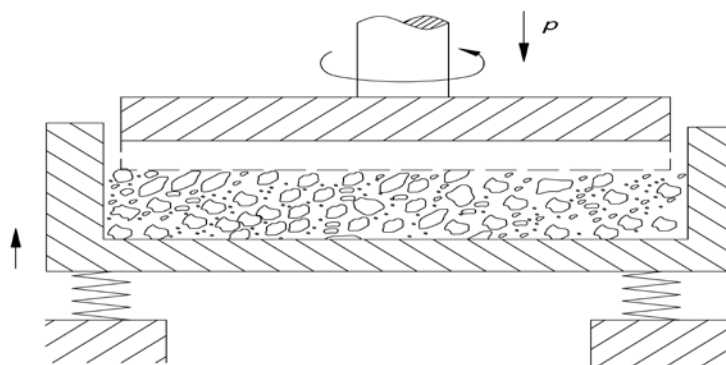


Рисунок 8. Виброинерционное разрушение материала

Научные основы виброинерционного метода дробления разрабатывались и совершенствуются в настоящее время в ОАО «Механобр – Техника», г. Санкт-Петербург. В разработку этого вопроса внесли вклад такие ученые, как В.Н. Челомей, К.В. Фролов, Э.Э. Лавендел, И.И. Блехман, В.Н. Потураев, А.Г. Червоненко, Л.А. Вайсберг, Л.П. Зарогатский, В.Я. Туркин и многие другие.

Разработка виброинерционного метода разрушения руд и материалов основана на современном подходе к теории прочности минералов и пород. Он заключается в разработке научных принципов образования зародышевых трещин на поверхности раздела фаз. Такой подход основан на понятии соотношения интер- и транскристаллитной прочности горных пород.

Интеркристаллитная прочность характеризуется напряжением, при котором разрушение пород происходит по границам зерен минералов.

Транскристаллитная прочность определяется напряжением, при котором разрушение происходит по объему кристалла, а не по разделу фаз.

Новые методы дробления материалов в отличие от традиционных используют в большей степени разрушение интеркристаллитной прочности пород.

Наиболее полно приведенные выше принципы используются в конструкциях конусных инерционных дробилок КИД, выпускаемых НПК МЕХАНОБР-ТЕХНИКА.

Результаты технологических исследований, проведенных на модели конусной инерционной дробилки КИД-300 в институте Механобр (г. Санкт – Петербург), сведены в табл. 1.

Таблица 1

Результаты технологических исследований при дроблении медной руды Джесказганского месторождения (Казахстан) в дробилке КИД-300 (модель).

S*, кг*м	Крупность исходного продукта, мм			Крупность дробленого продукта, мм			Производительность, Q, т/ч	Потребляемая мощность, N, кВт	Степень дробления			Удельная энергоемкость, кВтч/т
	Dн	Dср.взв	Dср	dн	dср.взв	dср			iн	iср.взв	iср	
0	19,5	11,7	8,8	2,1	0,81	0,29	0,851	4,5	9,3	14,4	30,3	0,18
0,14				1,7	0,75	0,27	0,828	4,5	11,5	15,6	32,6	0,17

0,28			1,6	0,73	0,27	0,864	4,6	12,2	16	32,6	0,17
0,39			1,5	0,69	0,26	0,864	4,9	13,0	16,9	33,8	0,17
0,5			1,6	0,71	0,28	0,984	5,4	12,2	16,5	31,4	0,18
0,58			1,5	0,7	0,28	0,984	5,5	13,0	16,7	31,4	0,18

* S - статический момент дебаланса на корпусе.

Из таблицы видно, что с увеличением S достигается повышение производительности дробилки на 15 %, с увеличением S от 0 до 0,58 кг*м происходит снижение номинальной d_n , средневзвешенной $d_{ср.взв}$ и средней $d_{ср}$ крупности дробленого продукта и соответственно повышение степени дробления по номинальной крупности i_n на 40 %, по средневзвешенно крупности $i_{ср.взв}$ на 16% и по средней крупности $i_{ср}$ на 3%. При этом потребляемая мощность возрастает с 4,5 до 5,5 кВт, а удельная энергоёмкость процесса дробления в связи с повышением технологических показателей практически не изменяется и составляет в среднем 0,18 кВтч/т.

Селективность разрушения горных пород – это свойство процесса дробления воздействовать на кусок таким образом, чтобы разрушение происходило в первую очередь по внутренним дефектам материала, связанным с раскрытием полезного минерала. Рассмотрим дробление в центробежно-ударной дробилке.

Экспериментальное сравнения виброинерционного дробления и дробления материала «в слое» на микроуровне было выполнено в институте ИПКОН РАН /45/ профессором Красновым Г.Д, к.х.н. Чехладзе В.В. и их коллегами на пробах сульфидных ассоциаций: сфалерите Дальнегорского и никеленосном пирротине Октябрьского месторождений.

Целью работы являлось установление различий на микроуровне в состоянии геоматериалов, подвергнутых механическому разрушению разными методами: методом виброинерционного дробления с использованием лабораторной дробилки КИД-100 и методом дробления материала «в слое» - прессованием в матрице с помощью лабораторного пресса МИС-100К. Результаты испытаний показали, что зерна, полученные дроблением разными методами, близки по форме. Микротрещины ориентированы в направлении включений и вокруг них.

Дробление «в слое» дает большее количество частиц, имеющих трещины, и тонких частиц. Это видно на характерных снимках (рис. 9 - 10).

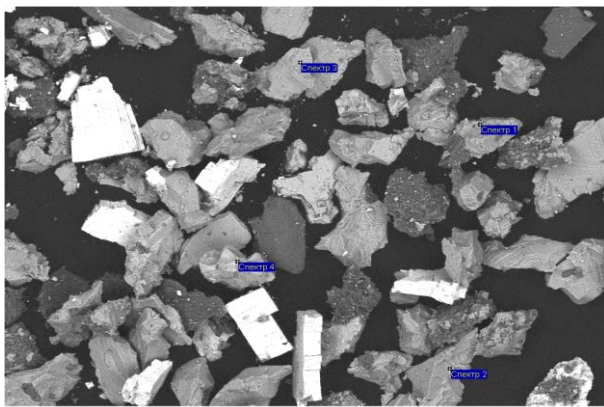


Рис. 9. Сфалерит -63+40 мкм. КИД

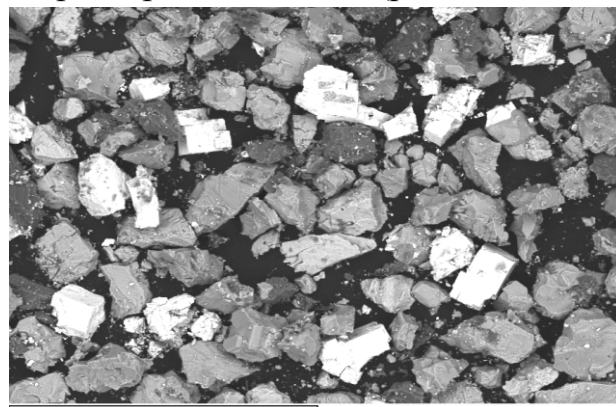


Рис. 10. Сфалерит -63+40 мкм. Пресс

По обоим методам дробления трещиноватых зерен полезных минералов в дробленом продукте больше, чем в исходном (до 15%). Трещины концентрируются в зернах сфалерита, часто трассируют микровключения нерудных минералов. В ходе работы были сделаны следующие выводы:

- продукты дробления КИД и под прессом («в слое») до одинаковой крупности, в основном, имеют частицы, близкие к кубовидной форме.

- продукты дробления «в слое» содержат больше трещиноватых частиц по сравнению с продуктом КИД. Это касается наличия крупных трещин, сильно снижающих прочность частиц, и большего количества микротрещиноватых частиц.

- трещины в частицах после прессового воздействия чаще приурочены к границам срастания сульфидов и включений нерудных минералов.

- при дроблении «в слое» наблюдается тенденция выделения из сростков неразрушенных зерен нерудного минерала, что является признаком селективности дробления.

Наиболее перспективным оборудованием для **селективной дезинтеграции** являются **ударные дробилки и мельницы**. Одной из самых оптимальных конструкций для ударного дробления являются центробежные дробилки и мельницы типа Титан, ДЦ, Вармас и др. Принципиальная конструкция дробилки ДЦ (НПО-Центр, Белоруссия) представлен на рис. 11.

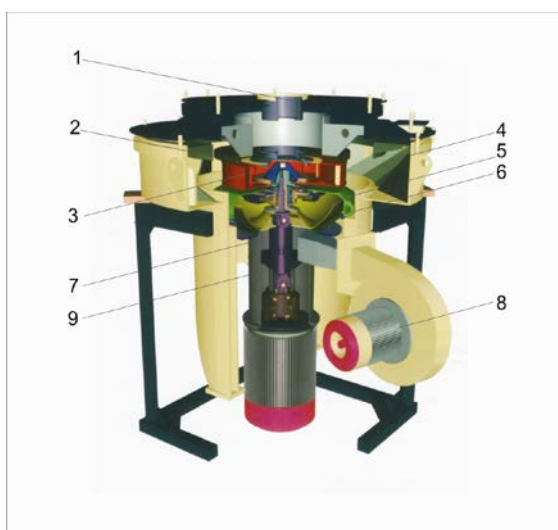


Рисунок 11. Центробежно-ударная дробилка ДЦ: 1 – воронка; 2 – камера дробления; 3 – распределительный конус; 4 – ускоритель; 5 – ротор; 6 – статор; 7 – камера, к которой создается воздушный зазор; 8 – вентилятор высокого давления; 9 – карданная передача.

Механизм селективного разрушения куска материала в аппаратах центробежного ударного дробления учитывает распределенный характер инерционных нагрузок. Силовое взаимодействие куска материала и рабочего органа дробилки обусловлено торможением куска материала на инструменте, при этом в куске возникают различные по величине силы инерции, приложенные в центрах зерен и направленные к поверхности камеры дробления. Схема нагружения с учетом распределенного характера сил инерции представлена на рисунке 12.

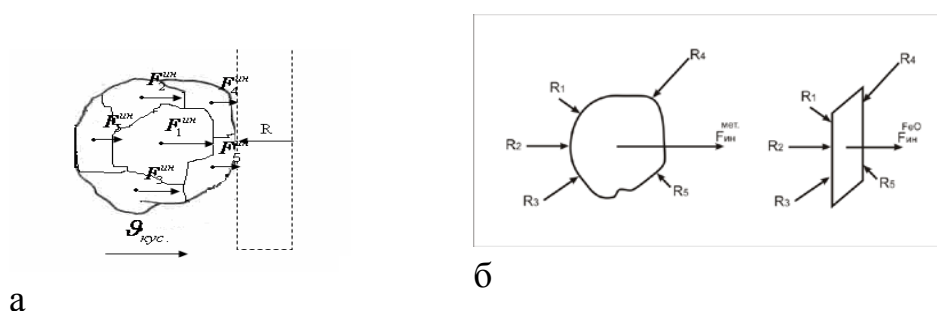


Рисунок 12 - Схема нагружения куска шлака (а) и зерен различной формы (б) в камере центробежно-ударной дробилки

Существуют особенности этого механизма для дробления шлака, которые заключаются в следующем: чем больше различия плотности и объема металлических включений и шлаковых фаз, тем больше различие сил инерции, возникающих в фазах шлака, что способствует возникновению нормальных напряжений, обусловленных как сжатием $\sigma_{сж}$, так и изгибом $\sigma_{из}$. При такой схеме нагружения обеспечивается разрушение материала по границам срастаний зерен при более низких значениях ускорений, следовательно, и меньших энергетических затратах.

Анализ представленной схемы нагружения показывает, что морфометрические параметры зерен также влияют на характер разрушения в инерционных аппаратах: чем больше фактор круглой формы зерна (для рудных фаз 0,8...1,0), тем меньше величина изгибающих напряжений. Поэтому в этом случае следует ожидать лишь обдирку поверхности зерна или сколы. Таким образом, в первую очередь происходит разрушение призматических и игольчатых зерен.

Анализ кинетической модели разрушения куска материала в камере центробежной ударной дробилки показал, что основным параметром, регулирующим работу дробилки, является скорость вращения ускорителя, от

которой зависит абсолютная скорость куска в момент удара и кинетическая энергия удара.

На рис. 13 представлена диаграмма изменения содержания полезного компонента в различных видах шлаков при использовании ударного центробежного дробления. Улучшение качества концентратов происходит в 1,25-1,66 раза.

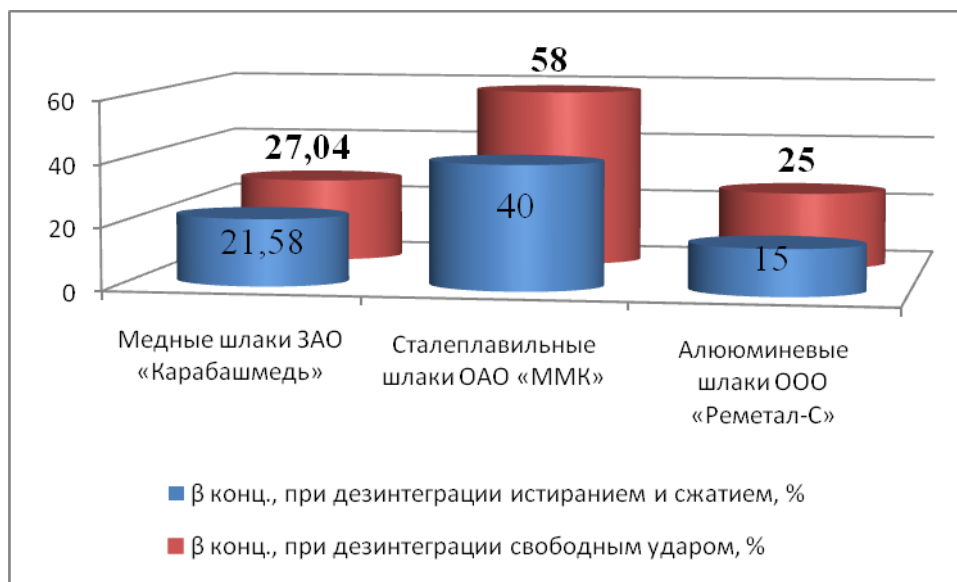


Рисунок 13 - Результаты внедрения аппаратов центробежно-ударного дробления при переработке различных шлаков

Приведем для примера результаты исследования труднообогатимой пробы упорного золота с использованием дробилок ДЦ. Была установлена возможность использования гидromеталлургических схем для переработки данных руд, но условием для применения данного метода является максимальное раскрытие ценных минералов путём селективного дробления.

Испытания проводились на дробилке ДЦ с отбойной плитой и с самофутеровкой. В центробежной дробилке разрушение материала происходит за счёт его удара при разгоне в поле центробежных сил во вращающемся ускорителе об отбойные элементы: «камень о камень» или «камень о металл» в заданном диапазоне скоростей (от 30 до 120 м/с), - и взаимосоударении частиц. Вследствие применения такого принципа дробления достигается максимально селективное раскрытие частиц ценного компонента с одновременным снижением выхода переизмельчённого материала; для исследуемых руд выход класса крупности менее 70 мкм составил 9,63%.

При использовании данного принципа дробления и указанного оборудования в узле рудоподготовки было достигнуто оптимальное раскрытие ценных минералов и установлена рекомендуемая конечная

крупность дроблёного материала, направляемого на дальнейший гидрометаллургический передел.

В результате проведённых испытаний разработана технология переработки золотосодержащей руды методом кучного выщелачивания, позволяющая извлекать золото на 73-74% в первом цикле, с увеличением до 80% в последующем, более продолжительном цикле.

Сверхтонкое измельчение. В последнее время появились аппараты, которые могут измельчать тонкодисперсные минеральные комплексы до крупности 0,1 – 0,2 мкм с тем, чтобы извлекать полезные минералы данной крупности, что в последующем позволяет извлекать ранее недоступные частицы, например методом цианирования и гидрометаллургии. К таким аппаратам в первую очередь относятся мельницы **IsaMill** и **Vertimill**.

Мельница **IsaMill** работает по принципу истирания мелкой измельчающей средой при высокой окружной скорости вращения барабана. На рис. 14 показан принцип действия мельницы IsaMill.

Мелкая измельчающая среда и высокая скорость вращения барабана увеличивают вероятность столкновения частиц руды и среды, приводя к тонкому измельчению при относительно низком энергопотреблении.

IsaMill при крупности среды 1 мм имеет на кубометр в 730 раз больше среды, чем вертикальная мельница, загруженная шарами 12 мм, что и объясняет ее высокую эффективность. Мельница IsaMill, в отличие от шаровой мельницы «сжимает» ситовую характеристику. При этом достигается высокая степень измельчения в открытом цикле, благодаря использованию энергии в основном для измельчения крупных частиц, чем минимизируется ошламование.

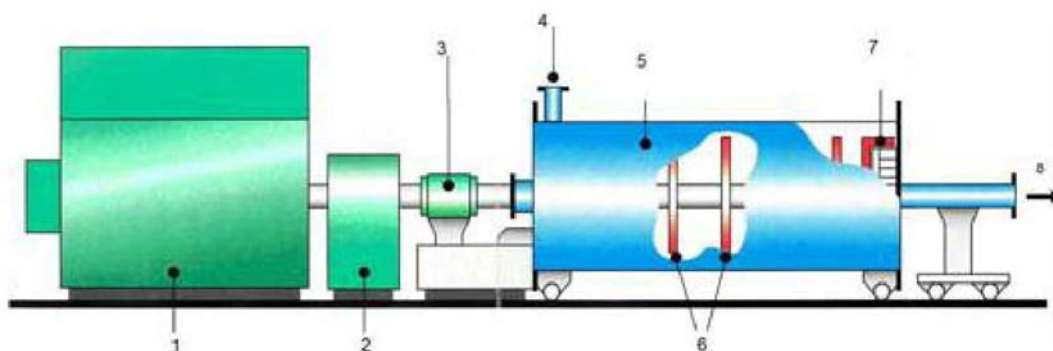


Рис. 14. Принципиальное устройство мельницы ISA MILL:

- 1 – привод; 2 – редуктор; 3 – осевой опорный подшипник; 4 – питание; 5 – барабан; 6 – измельчающие диски; 7 – высокоскоростной сепаратор; 8 – продукт

Восемь последовательных камер и высокоскоростной сепаратор обеспечивают узкий диапазон крупности продукта.

Питание мельницы проходит через 8 последовательных этапов измельчения между дисками, прежде чем оно достигнет внутреннего классификатора. Другие мельницы при одной стадии измельчения требуют замкнутого цикла и высокой циркуляционной нагрузки и по-прежнему не дают такого распределения размера продукта, как IsaMill.

Тип среды, используемый в IsaMill, колеблется от доступной мелющей среды, включающей шлак, песок или гальку, имеющих низкую стоимость, до более дорогих - керамики высокого качества. Их выбор определяется экономикой, учитывая затраты и качество среды, энергетическую эффективность и капитальные затраты.

Гранулометрические характеристики питания и продуктов представлены на рисунке 15.

Процесс измельчения тонкодисперсных комплексов в мельницах типа **IsaMill** и **Vertimill** можно описать следующими уравнениями.

В интегральном виде удельная поверхность исходного на измельчение тонкого продукта запишется как:

$$S_0 = \frac{\pi}{Q} \cdot \int_{d_0}^{d_n} d \cdot w_0(d) d d, \quad (1)$$

где диаметр частицы в исходном продукте будет изменяться от d_0 до d_n ; $w_0(d)$ – плотность распределения диаметра и длины частицы исходного продукта.

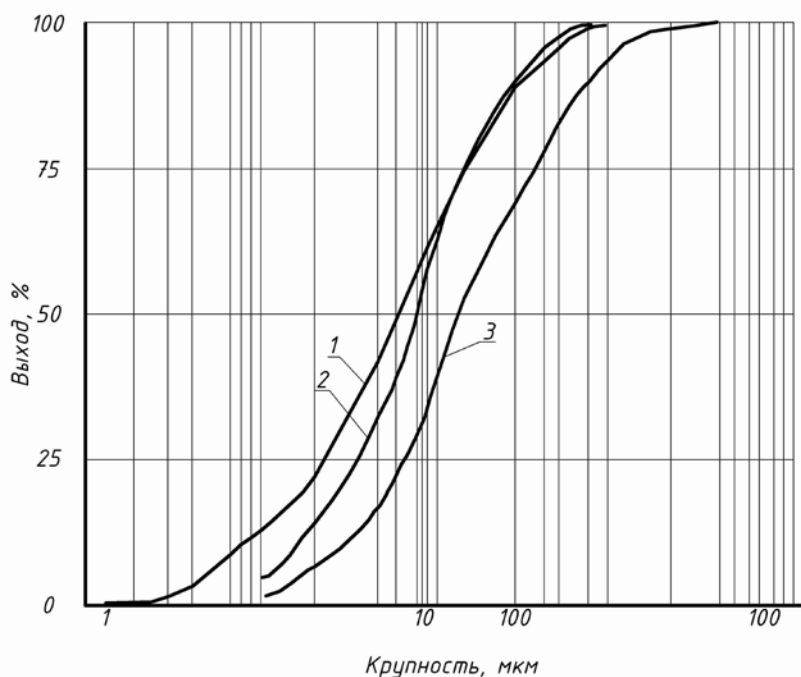


Рисунок 15 – Гранулометрическая характеристика при измельчении продукта в мельнице Isamill.

1 – продукт переработки медных хвостов на опытной мельнице IsaMill; 2- питание медные хвосты; 3 – исходный продукт хвосты золотоизвлекающей фабрики.

Выражение (1) справедливо для неклассифицированного продукта, когда d в исходном и конечном продуктах изменяются в широком диапазоне.

Для удельной поверхности измельченного продукта формула будет следующей:

$$S_p = \frac{\pi}{Q} \cdot \int_{d_1}^{d_k} d \cdot w_1(d) \cdot d \, d, \quad (2)$$

где диаметр частицы в конечном продукте будет изменяться от d_1 до d_k ; $w_1(d)$ – плотность распределения диаметра частиц измельченного тонкого продукта.

Приращение удельной поверхности измельченных тонких частиц будет равно разности удельных поверхностей измельченного и исходного продуктов.

В интегральном виде приращение удельной поверхности неклассифицированного в процессе тонкого измельчения запишется как:

$$\Delta S = \frac{\pi}{Q} \cdot \left(\int_{d_1}^{d_k} d \cdot w_1(d) \cdot d \, d - \int_{d_0}^{d_p} d \cdot w_0(d) \cdot d \, d \right). \quad (3)$$

Лабораторные исследования по доизвлечению меди из хвостов флотации шлама после доизмельчения в бисерной мельнице

В ОАО «Уралмеханобр» были проведены лабораторные исследования по изучению процесса измельчения в горизонтальной бисерной мельнице ультратонкого измельчения Supermill, модель ЕНР, рис. 16.

Мельница измельчает материал крупностью максимум до $\frac{1}{4}$ дюйма с получением продукта крупностью от 50 до 0,2 микрон, в открытом цикле, в непрерывном или периодическом режиме.

Измельчающей средой являются износостойкие шары (бисер) диаметром 1- 3 мм и удельным весом $6,25 \text{ г/см}^3$, изготовленные из материала на основе поликристаллов диоксида циркония.

Исходная проба для исследований - хвосты флотации шлака.

В таблице 2 представлены данные по раскрытию минералов меди в отдельных классах крупности при различной тонине помола. Продукты измельчения подвергали ситовому и седиментационному анализу по методике.

Таблица 2 - Степень раскрытия медных минералов в отдельных классах крупности при различном содержании класса минус 0,012 мм

Класс крупности	Содержание класса минус 0,012 мм в измельчённом продукте, %					
	11,74		38,26		55,78	
	Медные минералы					
	В виде свободных зерен	В много минеральных сростках	В виде свободных зерен	В много минеральных сростках	В виде свободных зерен	В много минеральных сростках
+0,024	Е.з.	100	54	46	63	37
-0,024+0,012	60	40	90	10	92	8
-0,012+0,006	95	5	99	1	99	1
-0,006	99	1	100	Е.з.	100	Е.з.

Анализируя данные таблицы, можно сделать следующие выводы:

- в классе плюс 0,024 мм появляются свободные зёрна медных минералов (54-63%);
- в классе -0,024+0,012 мм при содержании класса минус 0,012 мм в измельченном материале - 38,26 % и 55,78 % доля свободных минералов меди составляет 90-92 %;
- в классе крупности -0,012+0,006 мм при разной тонине помола степень раскрытия медных минералов практически одинаковая и составляет 95-99 %;
- в классе минус 0,006 мм все медные минералы находятся в свободном виде.

Изучение распределения медных минералов по продуктам гранулометрического состава при разной тонине помола проб хвостов флотации шлака, измельчённых в бисерной мельнице показало, что при любом измельчении значительной концентрации меди в отдельных классах крупности не наблюдается, таблица 3.

Таблица 3 - Распределение медных минералов по продуктам гранулометрического состава при разной тонине помола проб хвостов флотации шлака, измельчённых в бисерной мельнице

Классы крупности , мм	Содержание класса -0,012мм, %								
	11,74			38,26			55,78		
	Выход , %	Мас. доля меди , %	Распре- делени е меди, %	Выход , %	Мас. доля меди , %	Распре- делени е меди, %	Выход , %	Мас. доля меди , %	Распре- делени е меди, %
+0,045	45,29	0,44	46,19	-	-	-	-	-	-
- 0,045+0,024	28,17	0,41	26,86	26,88	0,39	24,43	18,31	0,39	16,61
- 0,024+0,012	14,80	0,37	12,74	34,86	0,38	30,86	25,91	0,37	22,30
- 0,012+0,006	7,13	0,43	7,14	18,35	0,46	19,68	26,13	0,44	26,74
- 0,006+0	4,61	0,66	7,07	19,91	0,54	25,03	29,65	0,50	34,35
Итого	100,00	0,43	100,00	100,00	0,43	100,00	100,00	0,43	100,00

Гранулометрический состав измельчённых проб определяли на лазерном дифракционном анализаторе размера частиц «Shimadzu SALD-301V» количественным методом, рисунки 17, 18. По результатам распределения частиц по размерам в зависимости от времени измельчения можно сделать вывод, что с увеличением тонины помола исходного продукта в бисерной мельнице, относительное количество минеральных частиц крупностью 0,012 мм увеличивается за счет разрушения многокомпонентных сростков с образованием большего количества зерен порообразующих минералов и свободных минералов меди.

На продуктах измельчения шлака в бисерной мельнице были выполнены флотационные исследования.

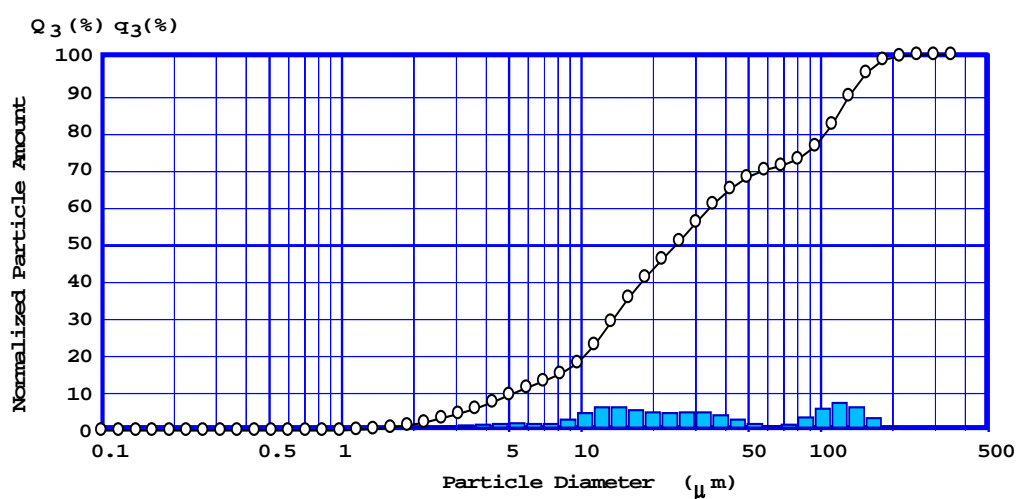
Все флотационные опыты проводились в открытом цикле с использованием оборотной воды с использованием бутилового ксантогената калия и вспенивателя Т-80.

В таблице 3 приведены сравнительные показатели обогащения измельчённых хвостов флотации шлака в бисерной мельнице при различной тонине помола в питании флотации.

Анализируя данные таблицы 3, можно сделать вывод, что с увеличением тонины помола измельчённого продукта до 55,78 % класса минус

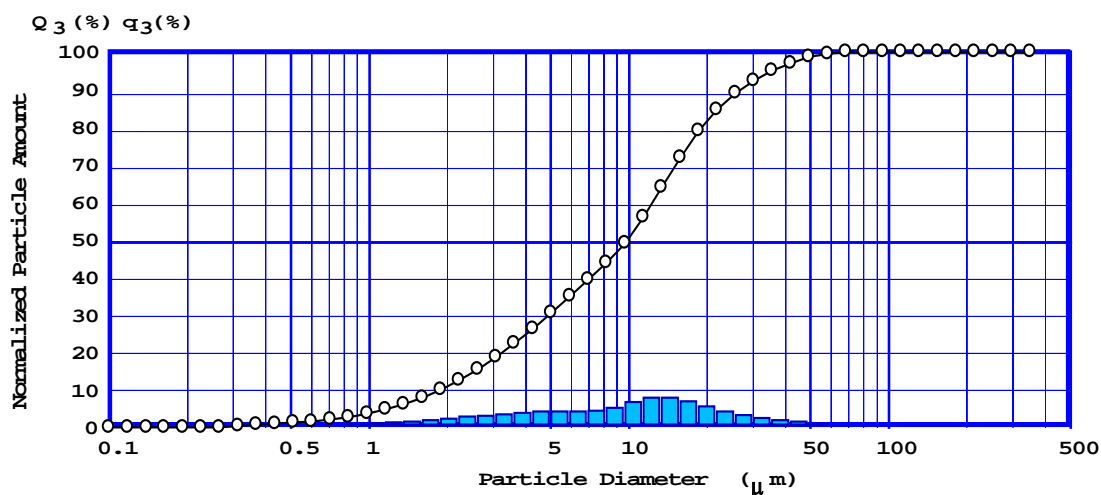
0,012 мм снижение массовой доли меди в отвальных хвостах происходит с 0,37 % до 0,26 %. Качество пенного продукта при наименьшем содержании меди в отвальных хвостах составляет 0,87 %.

На основании вышеизложенных данных было принято решение проводить дальнейшие исследования при измельчении исходных хвостов флотации шлака до тонины помола 38,26 % класса минус 0,012 мм.



	Diam x(μ m)	Cum Q ₃ (%)	Diff q ₃ (%)		Diam x(μ m)	Cum Q ₃ (%)	Diff q ₃ (%)		Diam x(μ m)	Cum Q ₃ (%)	Diff q ₃ (%)
1	350.000	100.000	0.000	18	21.832	45.718	4.884	35	1.362	0.483	0.214
2	297.294	100.000	0.000	19	18.544	40.834	5.506	36	1.157	0.269	0.136
3	252.526	100.000	0.194	20	15.752	35.329	6.275	37	0.983	0.133	0.080
4	214.498	99.806	1.126	21	13.380	29.053	6.189	38	0.835	0.053	0.038
5	182.198	98.680	3.406	22	11.365	22.864	4.789	39	0.709	0.015	0.012
6	154.761	95.274	6.251	23	9.653	18.075	2.967	40	0.602	0.003	0.003
7	131.456	89.023	7.370	24	8.200	15.108	1.891	41	0.511	0.000	0.000
8	111.660	81.654	5.925	25	6.965	13.217	1.771	42	0.434	0.000	0.000
9	94.846	75.729	3.494	26	5.916	11.446	1.958	43	0.369	0.000	0.000
10	80.563	72.235	1.716	27	5.025	9.488	1.895	44	0.313	0.000	0.000
11	68.431	70.518	1.190	28	4.268	7.593	1.632	45	0.266	0.000	0.000
12	58.126	69.328	1.810	29	3.626	5.961	1.396	46	0.226	0.000	0.000
13	49.373	67.518	3.043	30	3.080	4.565	1.234	47	0.192	0.000	0.000
14	41.938	64.475	4.215	31	2.616	3.331	1.072	48	0.163	0.000	0.000
15	35.623	60.261	4.850	32	2.222	2.259	0.845	49	0.139	0.000	0.000
16	30.259	55.411	4.919	33	1.887	1.414	0.579	50	0.118	0.000	0.000
17	25.702	50.492	4.773	34	1.603	0.836	0.353	51	0.100	0.000	0.000

Рисунок 17– Гранулометрический состав пробы измельченной в бисерной мельнице (содержание класса -0,012 мм – 38,26%)



	Diam x(μ m)	Cum Q ₃ (%)	Diff q ₃ (%)		Diam x(μ m)	Cum Q ₃ (%)	Diff q ₃ (%)		Diam x(μ m)	Cum Q ₃ (%)	Diff q ₃ (%)
1	350.000	100.000	0.000	18	21.832	84.643	5.656	35	1.362	6.343	1.387
2	297.294	100.000	0.000	19	18.544	78.988	7.047	36	1.157	4.956	1.178
3	252.526	100.000	0.000	20	15.752	71.940	8.012	37	0.983	3.778	0.957
4	214.498	100.000	0.000	21	13.380	63.928	7.927	38	0.835	2.820	0.694
5	182.198	100.000	0.000	22	11.365	56.001	6.775	39	0.709	2.126	0.445
6	154.761	100.000	0.000	23	9.653	49.227	5.334	40	0.602	1.681	0.291
7	131.456	100.000	0.000	24	8.200	43.893	4.472	41	0.511	1.391	0.265
8	111.660	100.000	0.000	25	6.965	39.421	4.351	42	0.434	1.126	0.321
9	94.846	100.000	0.000	26	5.916	35.070	4.430	43	0.369	0.805	0.347
10	80.563	100.000	0.000	27	5.025	30.641	4.272	44	0.313	0.458	0.270
11	68.431	100.000	0.417	28	4.268	26.368	3.963	45	0.266	0.188	0.138
12	58.126	99.583	0.834	29	3.626	22.405	3.634	46	0.226	0.050	0.043
13	49.373	98.749	1.668	30	3.080	18.772	3.272	47	0.192	0.007	0.007
14	41.938	97.082	1.976	31	2.616	15.500	2.898	48	0.163	0.000	0.000
15	35.623	95.105	2.634	32	2.222	12.603	2.508	49	0.139	0.000	0.000
16	30.259	92.471	3.429	33	1.887	10.094	2.076	50	0.118	0.000	0.000
17	25.702	89.042	4.398	34	1.603	8.018	1.675	51	0.100	0.000	0.000

Рисунок 18– Гранулометрический состав пробы измельченной в бисерной мельнице (содержание класса -0,012 мм – 55,78%)

Таблица 3 - Сравнительные показатели обогащения измельчённых хвостов флотации шлама в бисерной мельнице при различной тонине помола в питании флотации

Продукты обогащения	Содержание класса минус 0,012 мм в питании флотации, %								
	11,74 %			38,26 %			55,78 %		
	Выход, %	Мас. доля меди, %	Извлеч. меди, %	Выход, %	Мас. доля меди, %	Извлеч. меди, %	Выход, %	Мас. доля меди, %	Извлеч. меди, %
Медный продукт	10,94	0,92	23,41	27,69	0,87	56,02	29,51	0,82	56,27
Отвальные хвосты	89,06	0,37	76,59	72,31	0,26	43,98	70,49	0,27	43,73
Исходный продукт	100,00	0,43	100,00	1000,00	0,43	100,00	100,00	0,43	100,00

Специальное сухое тонкое измельчение.

На рисунке 19 изображен измельчитель тонких частиц – мельница «Раймонд», который используется для распушки асбеста.

Ее характеристики следующие.

Крупность исходного продукта, мм – < 2 ; производительность, т/ч – 0,9; объём перемещаемого воздуха, м³/ч - до 6000; диаметр ротора – 750 мм; главный привод (трехфазный, 380/660 В); мощность, 110 кВт; частота вращения, 50 с⁻¹. Габариты: длина – 1990 мм; ширина – 1660 мм; высота – 3490 мм.

Удельную поверхность исходного в распушитель материала можно выразить упрощенной формулой:

$$S_0 = \frac{N \times \bar{\pi} \times \bar{d}_0 \times l_0}{Q}, \text{ м}^2/\text{кг}, \quad (4)$$

где N – число агрегатов асбеста в исходном продукте.

Q – масса материала в помольной камере в данный момент времени, кг.

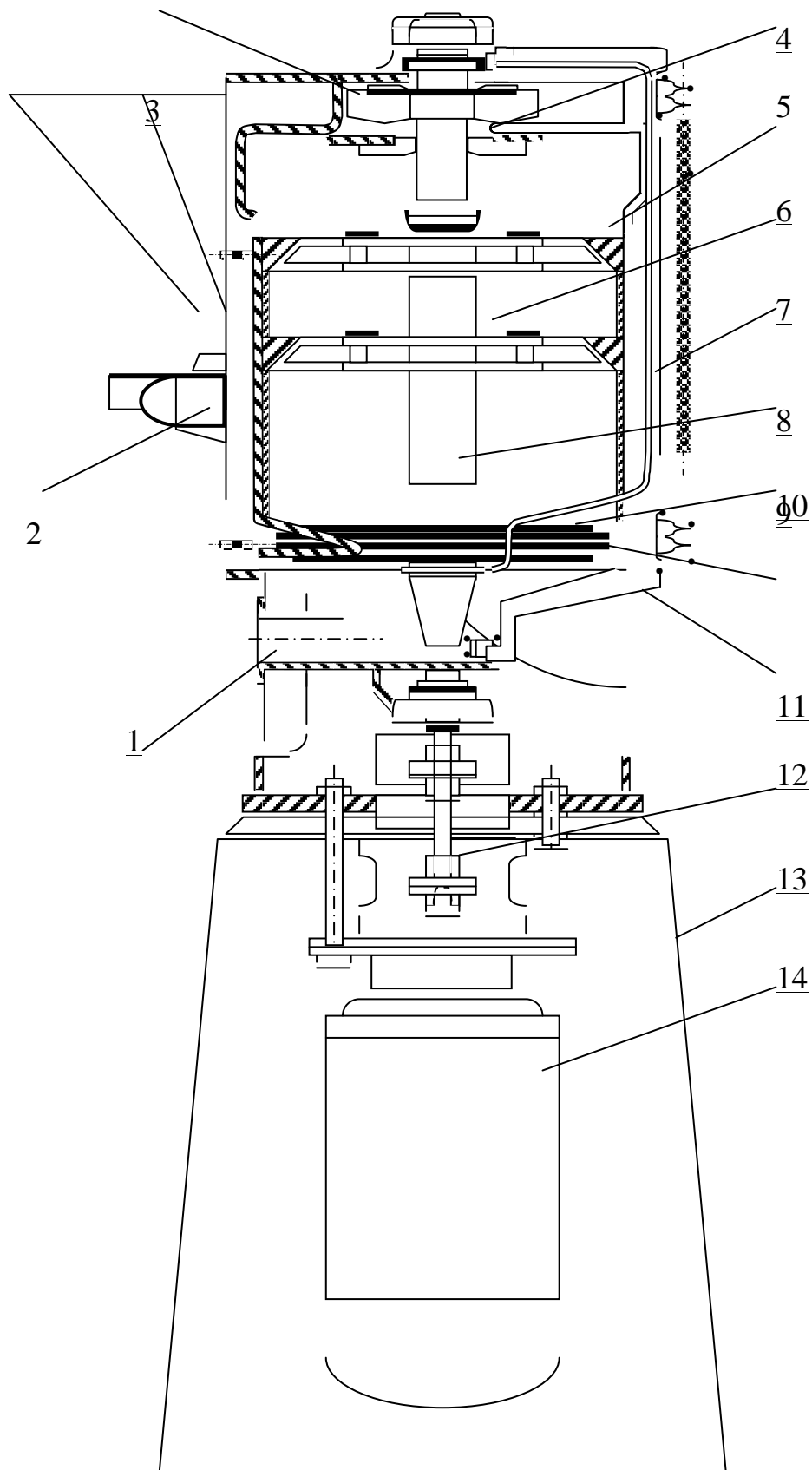
Физический смысл формулы (4) состоит в том, что удельная поверхность какого-то конечного количества материала, состоящего из N частиц (агрегатов) складывается из N поверхностей каждого из агрегатов, отнесенной к массе этого материала.

В случае с асбестом поверхность каждого агрегата рассчитывается как площадь поверхности цилиндра среднего диаметра d_0 и средней длиной l_0 . При этом, как уже было отмечено выше, можно пренебречь площадью поперечного сечения агрегата волокна, так как она не будет оказывать существенного влияния на конечный результат расчета из-за незначимости. По данным исследований [3], для асбестового волокна характерны соотношения диаметра к длине волокна более чем 1:25.

Исходя из того, что количество агрегатов равно общей массе волокна в измельчителе, отнесенной к произведению объема единичного волокна на его плотность, можно записать следующее выражение:

$$N = \frac{4 Q}{\rho_a \times \pi \times \bar{d}_0^2 \times \bar{l}_0}, \quad (5)$$

где ρ_a – плотность асбеста, кг/м³.



- 1 – патрубок для всасывания воздуха; 2 – устройство загрузочное;
 3 – колесо вентиляторное; 4 – лопатки направляющие; 5 – футеровка;
 6 – диски сепаратора; 7 – пальцы мелющие; 8 – вал ротора; 9 – диски ротора;
 10 – молотки-била; 11 – корпус цилиндрический; 12 – муфта; 13 – рама сварная;
 14 – электродвигатель.

Рисунок 19. Мельница роторная типа «Раймонд»-35»

Подставляем выражение (5) в формулу (4), и получаем выражение удельной поверхности асбестового волокна до распушки:

$$S_0 = \frac{4}{\rho_a \times \bar{d}_0}, \text{ м}^2/\text{кг}. \quad (6)$$

Аналогично можно выразить удельную поверхность конечного продукта - распушенного асбестового волокна - S_p , полностью расщепленного по длине. Для него диаметр распушенного единичного волокна – фибриллы обозначим как \bar{d}_p .

$$S_p = \frac{4}{\rho_a \times \bar{d}_p}, \text{ м}^2/\text{кг}. \quad (7)$$

Тогда вновь образованная удельная поверхность при полном расщеплении агрегатов на фибриллы без изменения длины будет выражена как:

$$\Delta S = \frac{4}{\rho_a} (1/\bar{d}_p - 1/\bar{d}_0), \text{ м}^2/\text{кг}. \quad (8)$$

Физический смысл данных зависимостей заключается в том, что чем тоньше асбестовое волокно, тем выше его удельная поверхность, а также чем больше разница между диаметрами агрегатов и фибрилл исходного и распушенного продуктов, тем выше прирост удельной поверхности продукта после распушки. Соотношение диаметров исходного и распушенного агрегатов также является мерой интенсивности процесса распушки.

Выводы:

1. В процессах дробления и измельчения частицы горной породы разрушаются внешними силами, на создание которых требуется затратить значительную энергию. Эта энергия зависит от трех причин:

- свойств исходного материала - его прочности, крепости, наличия крупных и мелких трещин, абразивности;
- крупности исходных частиц до дробления и заданной крупности конечных частиц после дробления;
- способа разрушения частиц.

2. Энергетически оптимальное дробление возможно при выполнении следующих условий:

- наличия объемного слоя материала;
- для инициирования напряжений на границах фаз куски должны подвергаться напряжению на сдвиг, изгиб, кручение и желательное растяжение;
- многократного воздействия на куски малыми импульсами энергии.

3. Процессам соответствующим данным принципам соответствуют разрушение материала «в слое» и виброинерционное дробление.

4. Традиционные способы разрушения частиц основаны на случайном одноосном приложении усилия к куску, а в новых способах предусмотрено многоосное действие нагрузок. Исследования, проведенные на апатитовых, железных, медных рудах и гранитах показывают необходимость дополнительных энергозатрат для дробления «в слое» в конусных дробилках по сравнению с традиционным. Для проведения процесса дробления «в слое» в конусных дробилках по результатам моделирования в ООО «Уралмаш-Инжиниринг» разработаны специальные оптимизированные профили для различных камер дробления. способ позволяет увеличить степень дробления материала по сравнению с традиционным в 1,5 - 2 раза. Форма куска после дробления материала таким способом приближается к правильной изометрической с максимально равными сторонами куска дробленого материала.

5. Для процесса измельчения в измельчительных валках высокого дробления (ИВВД) характерно значительное разрушение материала и наличие большого числа микротрещин, по которым материал в дальнейшем дробится с минимальными усилиями.

6. Разработка виброинерционного метода разрушения руд и материалов основана на современном подходе к теории прочности минералов и пород. Он заключается в разработке научных принципов образования зародышевых трещин на поверхности раздела фаз. По такому принципу работают дробилки КИД и КВД, выпускаемые НПК Механобр-Техника. Степень дробления материала в данных дробилках колеблется от 8 до 20.

7. Экспериментальное сравнения виброинерционного дробления и дробления материала «в слое» на микроуровне показало, что при дроблении

«в слое» наблюдается тенденция выделения из сростков неразрушенных зерен нерудного минерала, что является признаком селективности дробления.

8. Наиболее перспективным оборудованием для селективной дезинтеграции являются ударные дробилки и мельницы. Силовое взаимодействие куска материала и рабочего органа центробежной ударной дробилки обусловлено торможением куска материала на инструменте, при этом в куске возникают различные по величине силы инерции, приложенные в центрах зерен и направленные к поверхности камеры дробления. Увеличение содержания полезного компонента в различных видах шлаков при использовании ударного центробежного дробления приводит к улучшению качества концентратов в 1,25-1,66 раза.

9. В последнее время появились аппараты, которые могут измельчать материал до крупности 5-15 мкм с тем, чтобы извлекать полезные минералы данной крупности. К таким аппаратам в первую очередь относятся мельницы IsaMill и Vertimill. Степень раскрытия минералов в них зависит от прироста удельной поверхности частиц.

10. Измельчение шлаков в бисерной мельнице в лабораторных условиях до 55,78 % класса минус 0,012 мм позволило при последующей флотации снизить массовую долю меди в отвальных хвостах с 0,37 % до 0,26 %. Качество пенного продукта при наименьшем содержании меди в отвальных хвостах при этом составило 0,87 %.

11. Прирост удельной поверхности и тонкое измельчение сухим способом различных материалов эффективно осуществляется в высокоскоростных измельчителях типа мельницы «Раймонд» с использованием воздушных потоков.