

С. Ф. ШИНКОРЕНКО

ТЕХНОЛОГИЯ
ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД
ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ



МОСКВА «НЕДРА» 1982

Шинкоренко С. Ф. Технология измельчения руд черных металлов. М., Недра, 1982, 212 с.

Рассмотрены механизм разрушения горных пород, измельчение руд в барабанных вращающихся мельницах, методология исследований, анализа и решения задач технологии измельчения. Даны технологическая оценка результатов измельчения и критический анализ современных тенденций в развитии техники и технологии подготовки руды. Приведены практические данные по измельчению руд черных металлов на отечественных и зарубежных фабриках. Основные параметры процесса, расчет производительности мельниц и гранулометрического состава рассмотрены с позиций моделирования, позволяющего найти универсальные зависимости и методы расчета. Приведено решение задач интенсификации процесса измельчения на основе разработанных методик и зависимостей.

Для инженерно-технических работников обогатительных фабрик и научно-исследовательских организаций соответствующего профиля.

Табл. 37; ил. 80; список лит. — 56 назв.

Рецензент проф., д-р техн. наук Е. Е. Серго (ДГИ)

Помощник
руководителя
82
1411-30

ш 2505000000—261
043(01)—82 КБ-22-36-1982

© Издательство
«Недра», 1982

ПРЕДИСЛОВИЕ

В решениях XXVI съезда КПСС уделяется большое внимание развитию сырьевой базы черной и цветной металлургии страны. Измельчение является одним из основных технологических процессов, определяющих технико-экономическую эффективность использования добываемой руды.

Существует множество различных технических задач, от решения которых зависят результаты применения этого процесса. К ним относятся: определение оптимальных технологических показателей измельчения руд новых месторождений при проектировании горно-обогатительных предприятий; достижение оптимальных технологических показателей при эксплуатации измельчительного оборудования; совершенствование и разработка новой техники и технологии измельчения и др.

Для обеспечения развития техники и технологии измельчения необходимо совершенствование методов исследований, анализа, управления технологией.

В современных условиях при существующих размерах оборудования и масштабах производства особую актуальность приобрела проблема моделирования технологических процессов. Моделирование является наиболее эффективным методом исследований процесса измельчения с целью систематизации, углубления и развития теории, разработки универсальных методов анализа, расчетов и рекомендаций для решения практических задач в области технологии, интенсификации измельчения и создания нового оборудования. Поэтому разработка надежных способов моделирования является основной предпосылкой глубокого изучения процессов и эффективного развития техники и технологии.

В настоящее время ведутся работы в области моделирования процессов измельчения, что обусловлено стремлением использовать его как один из методов исследования процесса измельчения с целью интенсификации и управления. Поэтому в монографии наряду с обобщенными данными по технологии измельчения железных руд рассмотрены вопросы моделирования процессов измельчения и практического его применения.

Одной из основных задач моделирования является определение показателей измельчения в промышленных мельницах по данным лабораторных испытаний.

Если известные ранее теоретические и эмпирические зависимости, выражающие кинетику измельчения, распределение гранулометрического состава, потребляемую мощность и производительность мельниц, представляли собой решение частных задач моделирования; то для современного этапа характерна разработка математических моделей измельчения, учитывающих совокупность явлений, происходящих в мельницах (измельчение, движение материала через мельницу и классификация его по крупности). Однако

в разрабатываемой за рубежом статистико-математической модели кинетика процесса измельчения материала рассматривается изолированно от динамики измельчающей среды.

В то же время для развития теории и технологии измельчения требуется комплексное изучение закономерностей процесса собственно измельчения материала, механики измельчающей среды и гидродинамики пульпы. На этой основе автор разработал ряд положений моделирования процессов измельчения, которые могут быть использованы для исследования системы измельчения, анализа и решения задач в области технологии, интенсификации измельчительных процессов и создания нового оборудования.

На процесс измельчения влияет множество факторов, а механическое взаимодействие шаров, рудной массы и пульпы имеет стохастический характер. Поэтому одно из наиболее продуктивных направлений в решении проблемы разработка методов физического моделирования в сочетании с математическим описанием процесса.

Исходя из этой предпосылки автор разработал критерии подобия и масштабную модель мельницы, позволяющие получить необходимую информацию по технологии измельчения руд, а также зависимости, с помощью которых пересчитываются полученные в лаборатории показатели для мельниц других размеров.

Следует отметить, что физическое моделирование позволяет выполнять необходимые исследования на керновых пробах малой массы наиболее представительных для месторождения, что значительно сокращает сроки, уменьшает трудоемкость выполняемых работ и повышает надежность показателей.

В своей работе автор опирался на фундаментальные исследования советских ученых: В. В. Товарова, В. А. Олевского, С. А. Андреева, К. А. Разумова, В. А. Перова, Г. С. Ходакова, В. И. Кармазина и Е. Е. Серго. Были учтены также достижения зарубежных исследователей: Д. Фюрстенау, Д. Келсалла, Ф. Гренди, Х. Роуза и др.

Разработка комплексного метода моделирования потребовала пересмотра ряда существующих положений и создания новых, в частности, в области характеристик крепости руды при измельчении, кинетики измельчения, критериев и условий кинетического и динамического подобия процессов, определения мощности, потребляемой на движение шаровой и рудной загрузки мельниц.

Автором выдвигается гипотеза о разрушении материала при измельчении как об усталостно-хрупком. Такое разрушение формирует кинетику процесса и определяет производительность измельчительных агрегатов.

Один из важных вопросов — определение зависимостей для масштабного перехода от показателей лабораторного измельчения в открытом цикле к промышленному в замкнутом.

В целом круг вопросов, решаемых с помощью метода моделирования процессов измельчения, весьма широк, однако каждая новая задача требует творческого подхода. Совершенно очевидна назревшая необходимость разработки и распространения строгих

методов моделирования и на технологические процессы разделения материала при обогащении.

Изложенные в книге вопросы рассмотрены в основном на примере измельчения железных руд, однако полученные результаты во многих случаях распространяются и на процессы измельчения других видов минерального сырья.

1. РУДЫ И ИХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

1.1. РУДЫ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ КАК ОБЪЕКТЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Руды черных металлов, подвергаемые измельчению, а это главным образом железистые кварциты и бедные железные руды, разнообразны по физическим свойствам, текстуре и структурным особенностям.

Марганцевые и хромовые руды при обогащении подвергаются в основном только дроблению. Лишь небольшое количество марганцевых руд (до 10 %) в виде промпродуктов измельчается.

Среди добываемых в настоящее время железных руд преобладают (свыше 75 %) магнетитовые.

Технология обогащения и соответственно необходимая для раскрытия рудных зерен крупность измельчения зависят от природных особенностей руды, определенных генезисом месторождений. Месторождения железистых кварцитов с кислой пустой породой относятся к осадочно-метаморфическому генетическому типу. Этому типу свойствен метаморфизм минералов, вследствие которого происходили их перекристаллизация и образование новых минералов. К месторождениям железистых кварцитов относятся месторождения Криворожского бассейна, Курской магнитной аномалии, Приазовья, Кременчугского и Приимандровского районов.

Скарновые магнетитовые руды преимущественно с основной породой залегают в месторождениях контактово-метасоматического и гидротермально-метасоматического типов, образовавшихся под воздействием эндогенных процессов. Происходившая при этом магматическая деятельность сопровождалась кристаллизацией магматических расплавов.

К скарновому типу относятся Соколово-Сарбайское, Качацкое, Коршуновское, Ено-Ковдорское, Дашкесанское и другие месторождения.

Бурые железняки, имеющие преимущественно оолитовое строение, образуют осадочные месторождения (Керченский бассейн, Лисаковское месторождение и др.).

Основными свойствами пород, определяющими параметры измельчения, являются сопротивляемость их измельчению, текстура и характер вкрапленности минералов. Сопротивляемость пород измельчению часто оценивают весьма приближенно величиной удельной работы дробления или коэффициента крепости Протодьяконова, а также другими величинами. С помощью этих величин выражается физическое состояние пород. Б. И. Пирогов на этой основе выделяет четыре группы кварцитов [1]: весьма крепкие (而非常坚硬), удельная работа дробления 150—300 Дж/см³; крепкие (坚硬), 50—150 Дж/см³, слабые, 30—100 Дж/см³; весьма слабые (сыпучие и рыхлые), 0—30 Дж/см³.

В целом крепость железных руд изменяется в широких пределах, среди кварцитов преобладают крепкие и весьма крепкие разности (кварциты Криворожского бассейна и КМА). Коэффициент крепости, по шкале Протодьяконова, весьма крепких кварцитов Кривого Рога составляет ≥ 20 , крепких 10—20, мартитовых руд средней крепости 5—10, низкой крепости 1,5—5. Кажущаяся плотность кварцитов Кривого Рога составляет 2600—3100 кг/м³, роговиков краско-мартитовых 2600—3800 кг/м³, краско-мартитовых руд 3700—4500 кг/м³.

Скарновые руды существенно отличаются по физическим свойствам. В месторождениях гидротермально-метасоматического генезиса залегают и рыхлые, и плотные разновидности при разных их соотношениях (Ено-Ковдорское, Тейское, Коршуновское, Рудногорское и др.). Руды месторождений контактово-метасоматического генезиса представлены преимущественно плотными рудами — Уральский район (Гороблагодатское, Высокогорское месторождения), Соколовско-Сарбайская группа, Закавказский район (Дашкесанское месторождение) и др.

Коэффициент Протодьяконова у плотных разностей руды достигает 20—25 (в среднем 13—20), у рыхлых — 1,5—5,0. Кажущаяся плотность руд составляет 2800—4600 кг/м³.

Если от крепости руды зависят удельные расходы энергии, футеровочной стали и шаров на измельчение, то их текстурно-структурные особенности предопределяют вид технологической схемы и необходимую степень измельчения материала.

Железистые кварциты Кривого Рога и других месторождений имеют тонкую слоистую текстуру: рудные, смешанные инерудные слои чередуются, мощность слоев колеблется в широких пределах (от нескольких долей до 10—15 мм).

Слоистая текстура позволяет уже при грубом измельчении выделять часть пустой породы в виде отвальных хвостов и предопределять стадийную схему измельчения с промежуточными стадиями обогащения. По мощности слоев различают тонкослоистые (0—3 мм), среднеслоистые (3—5 мм), широкослоистые (5—10 мм) и грубослоистые (10—50 мм) текстуры.

Кроме слоистой встречаются также массивная, неяснослоистая, брекчевая, пористая, кавернозная, ячеистая и порошковатые текстуры.

Конечная крупность измельчения руд зависит от размера зерен и характера срастаний породообразующих минералов.

В зависимости от текстурно-структурных особенностей кварцитов одно и то же измельчение обеспечивает различное раскрытие минералов и качество концентратов (табл. 1.1, 1.2).

Основной рудообразующий минерал магнетитовых кварцитов — магнетит входит в состав слоев в виде отдельных зерен и агрегатов. При этом контуры агрегатов и зерен магнетита разнообразные: ровные, почти без извилин в магнетитовых широкослоистых и карбонатно-магнетитовых кварцитах и ветвистые в тонко- и неяснослоистых и гематит-магнетитовых кварцитах.

РАСКРЫТИЕ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КМА ПРИ
ИЗМЕЛЬЧЕНИИ ДО 95—97% КЛАССА —0,074 мм [1]

Класс крупности, мм	Содержание открытия рудных частиц, %	Богатые сростки		Бедные сростки		Содержание открытия нерудных частиц, %	Степень раскрытия, %		
		Содержание минерала, %					рудной фазы	нерудной фазы	
		рудного	нерудного	рудного	нерудного				
<i>Лебединское месторождение</i>									
—0,14+0,074	46	3,8	1,2	6	18	25	82,3	56,5	
—0,074+0,05	50	0,8	0,2	3,8	11,2	34	91,5	75,2	
—0,05	45	—	—	—	—	50	100	100	
<i>Михайловское месторождение*</i>									
—0,14+0,074	12	28,5	9,5	7,3	21,7	21	33,5	40,2	
—0,074+0,05	28	12,8	4,2	5,8	17,2	32	60,0	61,0	
—0,05	32	7,5	2,5	2,0	6,0	50	77,0	85,5	

* Для полноты раскрытия необходимо измельчать руду до 90—95% класса —0,044 мм.

ЗАВИСИМОСТЬ КАЧЕСТВА КОНЦЕНТРАТА ОТ ХАРАКТЕРИСТИКИ СРАСТАНИЙ КВАРЦА И МАГНЕТИТА В КВАРЦИТАХ ЮГА (УСТУП +30 м) [1]

Магнетитовые кварциты	Характеристика срастаний минералов	Содержание, %		Содержание Fe в концентрате (β, %) и коэффициент вскрытия (f_A , %) при различном измельчении			
		Fe _{общ}	Fe _{магн}	Содержание класса —0,074 мм, %			
				75		95	
				β	f_A	β	f_A
Широкослоистые	Преобладают субдиоморфные срастания. Кварц полигональный, размер 0,05—0,1 мм. Магнетит-ленточные и сплошные агрегаты размером 0,15×0,3 мм	38,6	34,4	60	75	64,8	94
Тонкослоистые	Преобладают пойкилитовые срастания, мелко- и тонковкрапленные с равномерной интенсивной вкрапленностью	37,7	34,4	57,2	45	60,6	75

В смешанных и нерудных слоях часто встречаются тонковкрапленные (0,001—0,01 мм) идиоморфные включения магнетита. Гематит, так же как и магнетит, представлен тонкодисперсными зернами (0,001—0,01 мм), распространенными в кварцевых слоях; мелкозернистый (0,02—1 мм) гематит представлен зернами пластинчатой, чешуйчатой и игольчатой формы; крупночешуйчатый — в виде чешуек крупностью 3—5 мм.

Зерна кварца по большей части имеют размер от 0,01 до 0,07 мм.

Для кварцитов основных месторождений Криворожского бассейна (Южный, Ново-Криворожский, Ингулецкий, Центральный горно-обогатительные комбинаты) характерен мелкозернистый кварц. Крупнозернистый кварц (до 1—3 мм) составляет прожилки в отдельных жилах. Характер срастаний породообразующих зерен самый разнообразный. По Б. И. Пирогову, существуют четыре типа срастания минералов [1]:

1) субдиоморфные срастания: границы контактирующих минералов обычно правильные, ровные или слегка извилистые, характерны для магнетита (мартиита), гематита и кварца рудных и смешанных слоев;

2) пойкилитовые срастания: зерна одного минерала находятся в виде включений в другом. Такие срастания образуют магнетит и кварц, карбонат, гематит и другие минералы. Пойкилитовые срастания могут быть крупновкрапленными (0,05—0,07 мм), средневкрапленными (0,03—0,05 мм) и тонковкрапленными эмульсионными (0,01—0,001 мм);

3) миремкитоподобные срастания: минеральные зерна проникают друг в друга и тесно срастаются между собой (гематит с кварцем; магнетит, развивающийся по гематиту);

4) другие особые формы срастания, например сложные типы срастаний, образующих между собой силикаты: куммингтонит—хлорит, хлорит—биотит и др. Сложные прорастания кварца и магнетита требуют для раскрытия рудных зерен весьма тонкого измельчения (до 96—98% класса —0,044 мм).

Размер вкрапленности и форма срастаний в совокупности могут быть охарактеризованы величиной удельной поверхности рудных и нерудных зерен. Удельная поверхность зерен может быть определена способом попеременного селективного растворения рудных и нерудных минералов [2]. По П. Е. Остапенко, удельная поверхность срастания рудных и нерудных минералов железистых кварцитов составляет для крупновкрапленных руд 250—750, средневкрапленных 750—1000, тонковкрапленных 1000—1500 см²/г.

Рудам скарнового типа также свойственны разнообразие текстур, среди которых доминируют массивная, брекчиявидная и вкрапленная, и различные структуры: равномернорассеянная тонкозернистая, неравномерная и крупнозернистая, порфировидная, колломорфная. В целом руды отличаются неравномерной вкрапленностью минералов и широким диапазоном размеров их включений (например, магнетит от 8 до 0,1 мм и менее).

Бурые железняки представляют собой комплекс гидроокислов железа, среди которых наиболее часто встречаются лимонит, гидрогематит, гётит и гидрогематит. Эти гидроокислы сконцентрированы в оолитах, в которых также рассеяны тонкие зерна породы. Оолиты окружены рыхлой глинистой или плотной породой (цементом), в которой распылены рудные частицы. Цель измельчения обычно — высвобождение рудных оолитов, размер которых достигает 3 мм и более.

Никопольское месторождение марганцевых руд является одним из самых крупных в СССР. По генетической классификации месторождение — морское осадочного происхождения. В осадочных морских отложениях имеются две формы концентрации марганца: в виде окислов и гидроокислов, в виде карбонатов.

Рудный пласт представляет собой песчано-глинистую вмещающую породу, в которой с той или иной густотой вкраплены рудные стяжения. Относительное количество последних бывает различным, обычно рудное вещество несколько преобладает над вмещающей породой.

По текстурным признакам среди рудных стяжений выделяются следующие разновидности: конкреционно-оолитовая; кусковая; землистая, сплошная.

Конкреционно-оолитовая руда представлена концентрическими слоистыми стяжениями шарообразной формы, размером 0,2—1 мм (оолиты), 1—10 мм (пизолиты), 10—150 мм (конкремции).

Кусковая руда представлена рудными стяжениями неправильной формы, размером до 300 мм. Поверхность кусков неровная; строение ячеистое, пористое, реже плотное. Ячейки и поры заполнены песчано-глинистым материалом или пустые.

Землистая руда представлена в рудном пласте тонкодисперсными рудными частицами, рассеянными во вмещающей породе.

Сплошная руда залегает в виде единичных прослоев мощностью от нескольких сантиметров до 0,5 м.

Как правило, в рудном пласте выделенные текстурные разновидности встречаются совместно.

Аналогичные текстуры различаются в карбонатных и окисно-карбонатных рудах и отличаются только минеральным составом.

Плотная марганцевая руда имеет коэффициент крепости, по Протодьяконову, 0,3—4,5; ее кажущаяся плотность 1800—4000 кг/м³.

Рудные стяжения содержат включения обломочных зерен кварца, полевого шпата, глауконита, гидроокислов железа и других, нерудных минералов, микроскопические включения глинистого вещества. Размернерудных включений колеблется от тысячных долей до 1—3 мм. Количество их в рудных агрегатах колеблется от единичных до 30—40 % общей рудной массы. Как правило, минимальное количествонерудных зерен отмечается в оолито-конкреционных рудах, максимальное — в кусковых.

При измельчении марганцевой руды или продуктов ее обогащения образуется большое количество шламов (—20 мкм). Во избе-

жание этого ограничивают крупность измельчения до —0,15 мм, не достигая достаточно полного раскрытия рудных зерен.

Из перечисленных руд в промышленном масштабе измельчают лишь железистые кварциты и бедные железные руды, обладающие значительной крепостью. Это определяет выбор направления исследований в области измельчения.

1.2. МЕХАНИЗМ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Горные породы относят к хрупким телам, которые разрушаются под воздействием внешней нагрузки, создающей в породной массе упругие деформации и напряжения, превышающие ее предел прочности.

Энергетический баланс хрупкого разрушения выражается уравнением Ребиндерса [4]:

$$A = A_y + A_s, \quad (1.1)$$

где A — подведенная к телу энергия; A_y и A_s — предельная энергия упругой деформации и энергия вновь образованной поверхности.

Предельная энергия упругой деформации A_y определяется соотношением [3]

$$A_y = \sigma_n^2 / 2E,$$

где σ_n^2 — предел прочности; E — модуль Юнга.

В связи с неоднородностью горных пород, характеризующей степень деформации кусков и распределение напряжений при нагрузке, расход энергии на разрушение значительно меньше поверхностной энергии, которая может быть теоретически вычислена для идеальной кристаллической решетки. Резкое снижение крепости пород объясняется наличием образования микротрещин в объеме тела.

Основы теории разрушения твердых тел с учетом присущих каждому типу неоднородностей были развиты в 1921 г. А. Гриффитсом. За основное положение Гриффитсом принят известный в механике принцип минимальной энергии, по которому равновесное состояние деформируемого тела соответствует минимуму потенциальной энергии системы. Согласно современным представлениям, хрупкое разрушение твердого тела происходит в две фазы. В первой фазе возникает упругая деформация. При сжатии в толще тела из микродефектов в результате возникновения поперечных растягивающих напряжений, создающих предельные нагрузки, образуются трещины. Во второй фазе происходит разрушение тела.

Наиболее благоприятные условия для образования опасных трещин создаются в поверхностных слоях на границе соприкосновения разрушающей частицы с ударяющим предметом, где возникают наибольшие напряжения. Обычно вблизи поверхности сосредоточено основное число дефектов.

Опираясь на теоретические предпосылки А. Гриффитса, Ф. Бонд сделал вывод, что наиболее тонкой дефектной структурой является структура, обусловленная разрывом кристаллической решетки. Разрывы расположены друг от друга на расстоянии около 0,1 мкм, или 200 атомов среднего размера [5]. Эти величины характеризуют первый предел крупности измельчения частиц. Для измельчения ниже указанного размера, т. е. разрушения бездефектной кристаллической решетки, требуется значительно увеличить затраты энергии. Крупность продукта измельчения при этом ограничивается 0,1 мкм.

Вторым пределом измельчения является размер кристалла материала. Обычно разрушение происходит легче вдоль поверхности срастания, чем поперек кристаллов. Такое разрушение обычно соответствует крупности измельчения, обеспечивающей освобождение зерен при обогащении.

Горные породы относят к хрупким телам, предел упругости которых практически равен пределу прочности, однако в процессе образования микротрещин значительную роль играют пластические деформации. Роль их увеличивается со снижением крупности материала. Наличие пластических деформаций при разрушении горных пород подтверждают многие авторы [6—8].

Дж. Л. Лоу утверждает, что разрушению твердых тел (металлов) всегда предшествует пластическая деформация, неизбежная даже при самом быстром развитии трещин. Хотя руды относятся к хрупким материалам, а металлы к пластическим, свойства горных пород в известной мере сходны со свойствами материалов, являющихся продуктами современной технологии. Об этом свидетельствуют значительные остаточные деформации осадочных и изверженных пород, возникшие на различных стадиях геологического развития.

Т. Джонстон и Е. Паркер, изучив разрушение неметаллических кристаллов, показали, что трещины в неметаллических материалах, в частности ионных кристаллах, имеющих структуру типа каменной соли, могут зарождаться при пластической деформации. Они считают, что трещины возникают и развиваются по аналогии с разрушением металлических материалов в процессе пластического сдвига в местах пересечения полос скольжения между собой, с границами зерен и дислокациями различного вида.

По представлениям, развитым Лихтманом, Щукиным, Ребиндером, торможение пластической деформации хотя бы в одном месте каким-либо препятствием может быть достаточным для выполнения условий Гриффитса — разрыва опасной трещины.

От дислокаций, представляющих собой линейные дефекты кристаллической решетки, зависит, таким образом, механическая прочность твердых тел [7].

Л. И. Барон, Ю. Г. Коняшин, Т. М. Веселов экспериментально показали наличие пластических деформаций, возникающих при сжатии горных пород.

Значительную роль пластических деформаций нагруженных зерен при тонком измельчении отмечают Г. С. Ходаков [9], Н. Румпф

[11]. С уменьшением размера зерен пластические свойства материала проявляются все сильнее.

Г. С. Ходаков [9] приходит к выводу, что при тонком измельчении на пластические деформации затрачивается значительная энергия, вполне сопоставимая с энергией предельно упругого деформирования. Поэтому часто при измельчении не удается получить зерна, размером менее определенной величины. Так, при измельчении частиц кварца крупностью 1—2 мкм энергия затрачивается в основном на пластические деформации, которые обуславливают образование аморфной фазы горных пород.

По данным Г. С. Ходакова, размер частиц, испытывающих значительные пластические деформации и аморфизацию, не превышает 20 мкм. Более крупным частицам (40—50 мкм) также свойственна различная степень аморфизации при измельчении.

В ряде случаев отмечается снижение поверхностной энергоемкости (расхода энергии на единицу вновь образованной поверхности) при повышении скорости удара. По мнению Т. С. Ходакова, это может быть обусловлено снижением влияния пластичности материала с ростом скорости деформации.

Кроме отмеченных выше затрат энергии на упругие и пластические деформации твердых тел и образование новых поверхностей имеются также затраты на трение, образование и разрушение агрегатов, доля которых увеличивается с возрастанием дисперсности. Предельный размер частиц, склонных к агрегированию, составляет примерно 100 мкм [10]. В общем случае тепловые потери энергии в 10—100 раз больше, чем расход энергии на образование свободной поверхности [11].

Таким образом, затраты энергии на разрушение материала могут изменяться в широких пределах. Факторы, влияющие на уровень потребления энергии, следующие: крупность зерен руды (масштабный фактор); проявление пластических деформаций; трение тонких частиц материала; образование и разрушение агрегатов.

Из-за этих факторов величина удельных затрат энергии, например на единицу вновь образованной поверхности, при различной крупности измельчения одного и того же материала практически не может быть постоянной. Это объясняет изменение относительной скорости измельчения материала с уменьшением его крупности. На расход энергии при разрушении наиболее значительно влияют масштабный фактор и проявление пластических деформаций.

Разрушение материала в шаровой мельнице имеет определенную специфику. Разовое силовое воздействие шаров на кусок руды недостаточно для полного разрушения его до частиц конечной крупности. В результате разовой нагрузки в лучшем случае образуются осколки, многие из которых значительно крупнее требуемых. Пока исходное зерно дробится до заданной крупности, его отдельные части подвергаются многократным нагрузлениям, не достигающим для рассматриваемых объемов критических величин. Из-за повторяющихся нагрузок в объеме частиц накапливаются изменения, характерные для усталостного разрушения твердых

тел, а именно, пластические микродеформации, суммирование которых при нагрузках постепенно приводит к предельным концентрациям напряжений в зоне имеющихся в объеме частиц микродеформаций и к образованию усталостной трещины.

Таким образом, сравнительно невысокий уровень силовых нагрузок на разрушаемые зерна при измельчении предопределяет циклический (повторяющийся) процесс, при котором развиваются усталостные явления, а разрушение в целом имеет характер усталостно-хрупкого с различной степенью пластических деформаций.

Затраты энергии на образование зерна конечной крупности можно выразить как сумму:

$$A = A_y + A_d + \Sigma A'_y + A_s, \quad (1.2)$$

Где A_y — предельная энергия упругой деформации зерна перед конечным разрушением; A_d — энергия пластических деформаций зерна данной крупности; $\Sigma A'_y$ — энергия упругих деформаций, предшествовавших предельным; A_s — энергия вновь образованной поверхности.

Минимум затрат энергии на измельчение соответствует $\Sigma A' \rightarrow 0$, что, очевидно, возможно в тех случаях, когда упругая деформация, предельная для зерна заданного минимального размера, распространяется со скоростью, превышающей скорость образования отдельных трещин в объеме разрушаемого куска, до момента массового образования трещин в элементарных объемах, равных объемам зерен заданной крупности, т. е. при высоких скоростях нагружения.

Отсюда следует, что снижение затрат энергии на измельчение возможно при условии больших скоростей приложения больших силовых нагрузок, обеспечивающих высокую степень дробления куска при каждом его нагружении.

1.3. СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

1.3.1. СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

При измельчении магнетитовых железных руд применяют двух- и трехстадиальные схемы измельчения в замкнутом цикле с классификаторами, гидроциклонами и магнитными сепараторами (рис. 1.1). Стержневые мельницы, используемые в I стадии, работают, как правило, в открытом цикле.

Технологические схемы измельчения и обогащения магнетитовых кварцитов в настоящее время развиваются по двум направлениям.

1. Сокращение числа стадий измельчения до одной. Эта технология реализуется с помощью мельниц «Каскад» или шаровых мельниц, заменяющих две стадии измельчения при измельчении руды крупной или средней вкрапленности. Например, на опытной секции 2-й фабрики Лебединского ГОКа измельчение ведется до

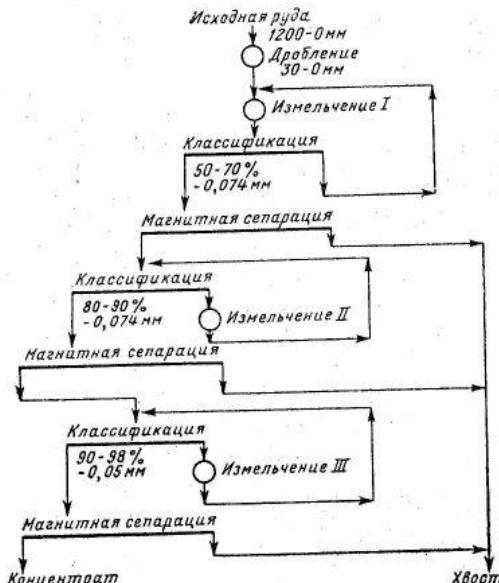


Рис. 1.1. Принципиальная технологическая схема измельчения и обогащения магнетитовых кварцитов Криворожского бассейна

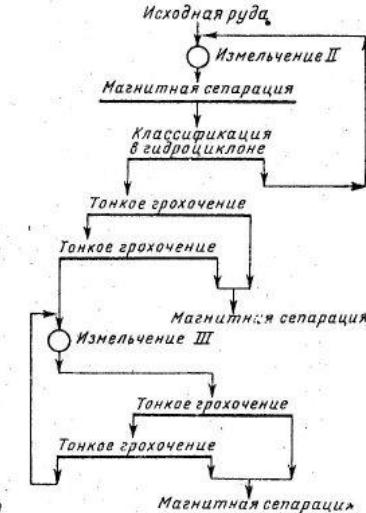


Рис. 1.2. Технологическая схема измельчения магнетитовых кварцитов в замкнутом цикле с гидроциклонами и грохотами для тонкого грохочения

95—97 % класса —0,074 мм, на фабрике Хиббинг Таконит, США, — до крупности 78—85 % класса —0,043 мм.

Это позволяет упростить компоновку оборудования и обслуживание процесса, однако не обеспечивает оптимальные условия измельчения продуктов.

2. Увеличение числа стадий измельчения, включение в схему эффективных классифицирующих аппаратов — плоских грохотов (например, фабрика Ири, США).

Такие схемы совершеннее. Они применяются для тонковкрапленных руд и позволяют повысить содержание железа в концентрате, однако обслуживание их более сложное.

На большинстве отечественных фабрик железные руды измельчаются в шаровых мельницах преимущественно по трехстадиальным схемам, при бесшаровом измельчении — по двухстадиальным. Стержневые мельницы в I стадии применяют сравнительно редко. Конечные продукты измельчения на железорудных фабриках содержат от 85—90 % класса — 0,074 мм до 96—98 % класса — 0,05 мм. Максимальный размер кусков руды, подаваемой в шаровые мельницы, обычно составляет 25—35 мм.

На зарубежных фабриках в I стадии измельчения часто применяют стержневые мельницы, однако на новых предприятиях с крупным оборудованием установлены в основном шаровые мельницы. Это объясняется тем, что шаровые мельницы проще в эксплуатации.

ции и имеют большие размеры. Размеры стержневых мельниц ограничены, поскольку чрезмерно длинные стержни изгибаются в барабане. Максимальная длина стержней достигает 6,1 м. Классификация на зарубежных фабриках, как правило, осуществляется на грохотах, обеспечивающих эффективное разделение по более крупному зерну, чем это достигается в спиральных классификаторах; вторичная классификация осуществляется в гидроциклонах.

Во II и III стадиях применяют гидроциклоны или грохоты для тонкого грохочения (рис. 1.2).

На отечественных фабриках при установке в I стадии измельчения шаровых и стержневых мельниц во II и III стадиях используются шаровые мельницы; при установке в I стадии измельчения мельниц «Каскад» во II и III стадиях используются рудногалечные мельницы (обогатительные фабрики Ингулецкого, Лебединского и Северного ГОКов). На зарубежных фабриках применяют схемы с рудным и рудногалечным самоизмельчением (Эмпайр и Тилден, США; Гриффит и Шерман, Канада), а также комбинированные с шаровыми мельницами во II стадии (Нешнл Таконит, Батлер Таконит, США; Сэвидж-Ривер, Канада) [16].

Типичные схемы обогащения с рудным самоизмельчением приведены на рис. 1.3.

Для этих схем характерно выделение из мельницы типа «Каскад» гальки и подача ее в рудногалечные мельницы II стадии измельчения (рис. 1.3,г). В ряде случаев при значительном избытке гальки и рудного скрапа, выделяемого рудногалечными мельницами, предусмотрены отдельные секции, на которых галька и скрап додрабливаются, а затем доизмельчаются в шаровых мельницах (рис. 1.4). Иногда перед возвращением в мельницу «Каскад» галька додрабливается в дробилке (см. рис. 1.3,а). Такие схемы применяются на зарубежных фабриках, перерабатывающих руды черных и цветных металлов (Тилден, США; Симилкамин, Канада). Они включают мельницу самоизмельчения в I стадии, шаровую или рудногалечную во II и короткоконусную дробилку.

Одностадиальное самоизмельчение руд встречается сравнительно редко, в основном при переработке спекуляритовых руд Канады (например, на фабрике Маунт Райт), а также таконитов (Хибинг Таконит, США). При значительном выходе классов руды критической крупности, а также при рыхлой исходной руде в мельницы рудного самоизмельчения; преимущественно сухого, добавляют до 5—6 % по объему шаров диаметром 125 мм [Кэрол-Лэйк, Канада (сухое), Пайлот Ноб, США (мокрое)].

При добавке шаров производительность мельниц существенно повышается. Этот способ конкурирует со способом додрабливания гальки в короткоконусной дробилке перед возвращением ее в мельницы «Каскад». При выборе способа сухого или мокрого самоизмельчения руд в настоящее время предпочтение отдают мокрому самоизмельчению, так как при сухом часто требуется подсушка исходной руды, применение систем пылеулавливания.

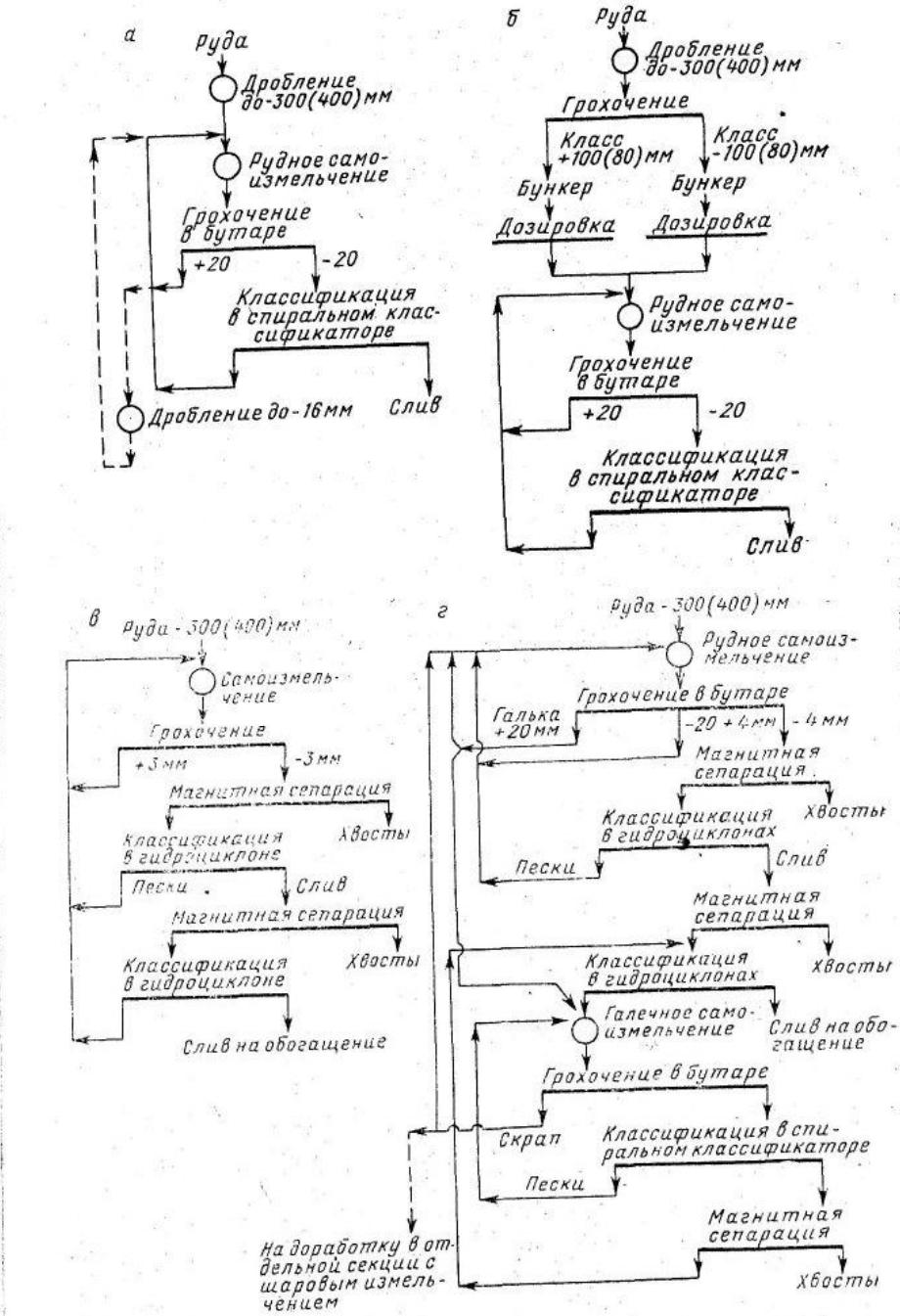


Рис. 1.3. Схемы самоизмельчения руд:
а — без предварительного грохочения; б — с предварительным грохочением и дозировкой руды; в — одностадийная; г — двухстадийная

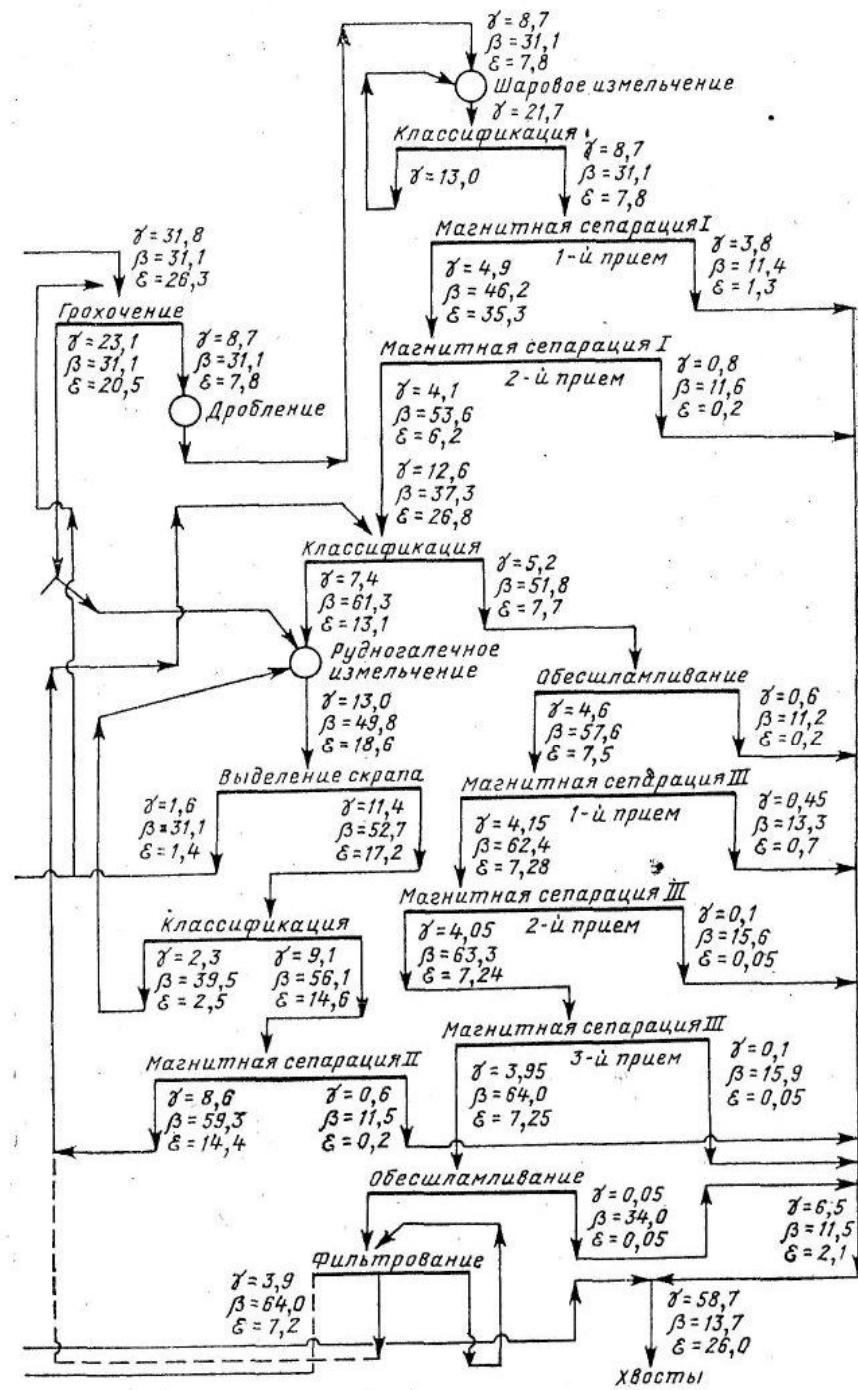
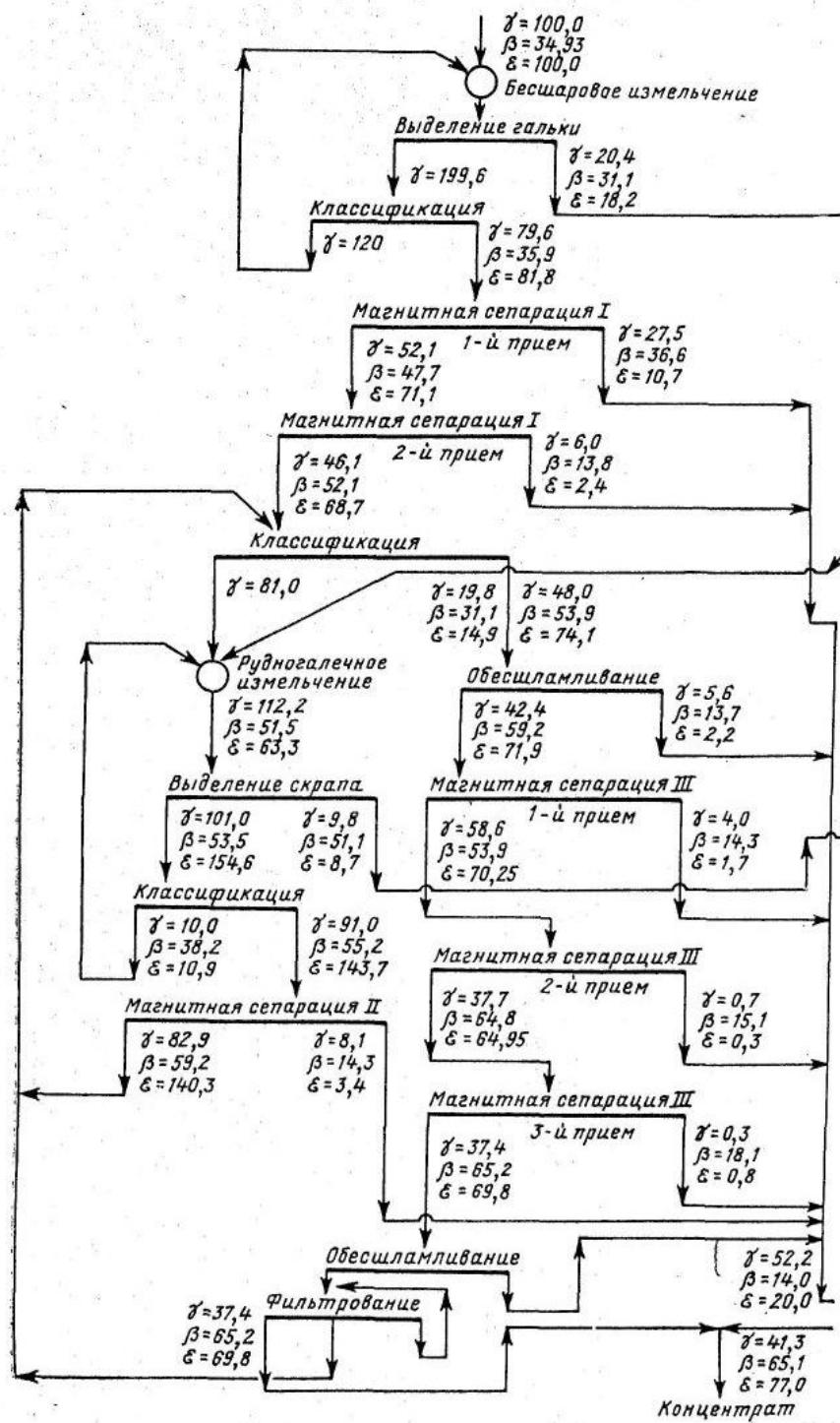


Рис. 1.4. Технологическая схема рудного и рудногалечного измельчения с додрабливанием и измельчением избыточных гальки и скрата на отдельной секции

В СССР на Ингулецком (ИнГОК), Лебединском (ЛебГОК) и Северном (СевГОК) горно-обогатительных комбинатах работают фабрики с полным самоизмельчением в две (ИнГОК, СевГОК) и три (I очередь ЛебГОКа) стадии. В схемах предусмотрено додробление и доизмельчение избыточных гальки и скрапа на отдельных секциях (см. рис. 1.4). Бурые железняки Лисаковского ГОКа и марганцевые промпродукты измельчаются в стержневых мельницах, а пески промывки марганцевых руд перед флотацией — в шаровых мельницах в одну стадию.

1.3.2. РЕЖИМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Результаты измельчения исходного материала в мельнице зависят от ряда параметров, среди которых наиболее важными являются крупность и крепость исходной руды, крупность измельченного продукта, размер шаров, величина шаровой загрузки, плотность пульпы, степень заполнения объема шаровой загрузки пульпой, величина циркулирующей нагрузки, содержание в ней готового класса крупности, частота вращения мельницы.

В практике мельниц приняты следующие оптимизированные параметры режимов их работы.

Шаровое измельчение

Крупность исходной руды шаровых мельниц I стадии на отечественных фабриках составляет $-25(30)+0$ мм, при этом часто регламентируется содержание класса $+20$ мм в дробленом продукте в пределах 6—8 %. На зарубежных фабриках исходную руду дробят до крупности $-13(25)+0$ мм. При снижении крупности кварцитов ИнГОКа от $-25+0$ до $-15+0$ мм производительность мельницы размером $3,6 \times 4$ м в среднем возрастает на 11 %.

Крупность промпродукта, поступающего на II стадию измельчения при обогащении железистых кварцитов, обычно равна 50—55 % класса $-0,074$ мм, на III 80—90 % класса $-0,074$ мм. Крупность измельченного продукта достигает 96—98 % класса $-0,044$ мм.

При измельчении железных руд крупностью $-25(30)+0$ мм в мельницах диаметром до 4,5 м применяют шары диаметром 125 мм; при крупности руды 13—0 мм и мельницах диаметром 4,5—5,5 м диаметр шаров достигает 50—76 мм. Загрузка в большие мельницы шаров малого размера снижает потребляемую мощность.

В отечественной практике мельницы II стадии загружают шарами диаметром 60—80 мм, III стадии — 40 мм. На зарубежных фабриках мельницы II стадии (тонкое измельчение) загружаются шарами диаметром 25—30 мм. В последнее время на ГОКАх Криворожского бассейна в III стадии измельчения стали применять чугунные цильбесы размером $25 \times 27 \times 35$ мм.

Оптимальный размер шаров подбирается экспериментально в зависимости от крупности, крепости руды и размера мельницы.

На отечественных фабриках коэффициент заполнения шаровых мельниц составляет 0,40—0,48, на зарубежных — 0,31—0,46. Зависимость потребляемой полезной мощности от коэффициента заполнения мельницы шарами приведена на рис. 1.5. В мельницах большого диаметра (около 5 м) и шарах диаметром 76 мм максимум потребляемой мощности смещается к коэффициенту заполнения 0,42—0,43.

В шаровых мельницах I стадии содержание твердого в пульпе обычно доводят до предела, при котором пульпа еще остается подвижной (80—85 % твердого). Шаровые мельницы с центральной разгрузкой (сливного типа) работают эффективно при широком диапазоне плотностей (60—80 % твердого); при применении мелких шаров оптимум сдвигается в сторону меньших плотностей (62—68 % твердого).

Коэффициент заполнения объема шаровой загрузки пульпой $\varphi_p = V_p/V_{sh}$ (где V_p — объем пульпы в барабане шаровой мельницы, V_{sh} — объем шаровой загрузки) составляет 0,3—0,8 в зависимости от типа мельницы (с разгрузкой через решетку 0,3—0,35 или с центральной разгрузкой — 0,7—0,8).

Величина циркулирующей нагрузки при мокром измельчении изменяется в широких пределах — от 80 (100) до 600 (800) %. С увеличением ее до определенного предела производительность мельницы возрастает. Предельное значение циркулирующей нагрузки зависит от пропускной способности мельницы.

Во II и III стадиях измельчения циркулирующая нагрузка может быть значительно выше, чем в I, благодаря большей подвижности измельченного материала. Величина циркулирующей нагрузки в I стадии составляет 150—250 %, во II и III — 300—400 %.

Удельная производительность мельницы по готовому классу снижается пропорционально содержанию готового класса в продукте, поступающем в мельницу (исходная руда плюс циркулирующая нагрузка). Поэтому должна быть обеспечена максимальная эффективность классификации в замкнутом цикле с измельчением.

В отечественной и зарубежной практике шаровые мельницы I стадии диаметром 3,6—4,0 м вращаются с частотой 0,80—0,82 критической, мельницы диаметром до 5,5 м — 0,67—0,76 критической. Для мельниц II и III стадий измельчения также приняты пониженные частоты вращения (0,66—0,78 критической). Удельные расходы полезной энергии на измельчение кварцитов Криворожского бассейна и КМА в трехстадиальных схемах до 98 % класса $-0,074$ мм составляют 14—24 кВт·ч/т.

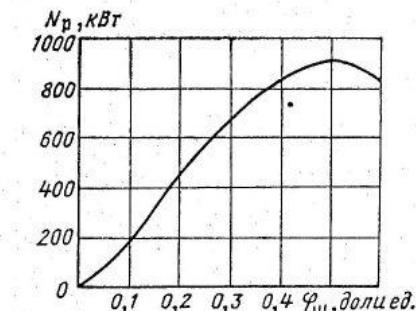


Рис. 1.5. Зависимость мощности, потребляемой шаровой загрузкой мельницы МШЦ-3600×4000, от коэффициента заполнения барабана шарами

Самоизмельчение руд

При самоизмельчении железистых кварцитов крупность исходной руды рекомендуется поддерживать 48—50 % класса —300+
+100 мм. Снижение крупности приводит к уменьшению производительности мельницы. Конечная крупность измельчения в мельницах типа «Каскад» составляет 68—75 % класса —0,074 мм.

При сухом самоизмельчении руд в мельницах типа «Аэрофол» максимальная крупность составляет 250—350 мм, в отдельных случаях достигает 450—600 мм. Крупность конечного продукта в среднем от 0,4 до 2,4 мм. Реже применяют сухое самоизмельчение в одну стадию до 80—90 % класса —0,074 мм.

Наиболее эффективно самоизмельчение руд средней крепости и сравнительно однородных. При значительном содержании крепких разностей руды циркулирующая нагрузка из крупнокускового материала (галька и рудный скрап крупностью —50+10 мм) увеличивается (рис. 1.6) и, как следствие, снижается производительность мельницы типа «Каскад».

Зависимости производительности мельницы ММС-70×23 от выхода гальки и скрапа и их крепости, характеризуемой удельной работой разрушения кусков, приведены на рис. 1.7.

Средствами технологической регулировки количества выделяемой гальки на действующих фабриках в этом случае служат изменение крупности исходной руды и добавка шаров диаметром 125 мм в мельницу. Увеличение крупности руды и добавка шаров уменьшают выход гальки.

При измельчении рыхлых руд с большим содержанием глинистых и песчаных разностей требуется дозировка крепких крупнокусковых фракций, обеспечивающих необходимое измельчение материала.

Объем руды в мельнице при работе стараются поддерживать на уровне, соответствующем максимальному расходу мощности (рис. 1.8). Коэффициент заполнения мельниц типа «Каскад» при эксплуатации на отечественных фабриках составляет 0,40—0,47, что обеспечивает максимальную производительность по классу —0,074 мм. На зарубежных фабриках коэффициент заполнения мельниц часто равен 0,30—0,35.

Оптимальные значения содержания твердого в пульпе в сливе мельницы в зависимости от типа руд и крупности измельчения находятся в пределах от 60 до 70 %, а в наиболее крупных мельницах (диаметр 9,8—11 м) достигают 75 %.

Частота вращения барабана мельницы составляет 0,70—0,85 критической. При измельчении криворожских магнетитовых кварцитов и кварцитов КМА в мельнице МБ-70×2,2 оптимальная частота вращения составляет 0,80—0,82 критической. Мельницы ММС-70×23 отечественного производства работают с частотой вращения 0,82 критической.

Крупность измельчения может регулироваться частотой вращения мельницы. Более тонкое измельчение может быть получено при

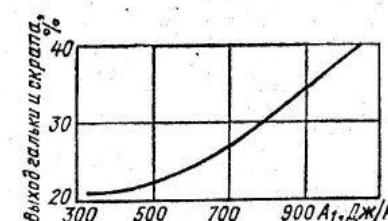


Рис. 1.6. Зависимость выхода гальки и скрапа от удельной работы разрушения

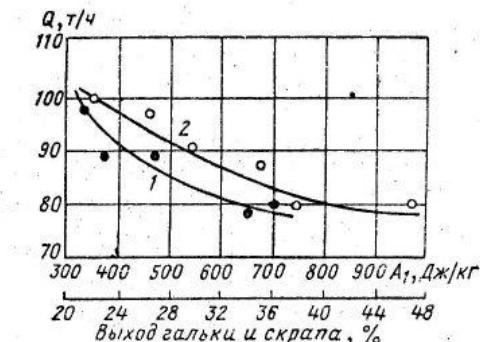


Рис. 1.7. Зависимость производительности мельницы ММС-70×23 от выхода гальки и скрапа (1) и от удельной работы разрушения гальки и скрапа (2)

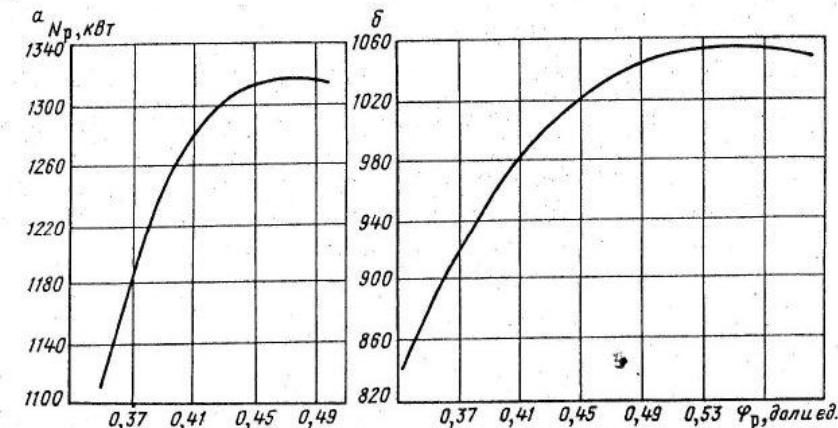


Рис. 1.8. Зависимость мощности, потребляемой мельницей ММС-70×23 (а) и мельницей МРГ-4000×7500 (б), от коэффициента заполнения барабана рудой

меньшей, более грубое — при большей частоте вращения мельницы. Для предотвращения накапливания кусков критического размера частота вращения должна быть выше. В ряде случаев с помощью двигателя при изменении крепости поступающей руды можно регулировать частоту вращения, например на фабрике Вассбо (Швеция) в пределах 0,66—1,0 критической (мельница размером 6,7×2,13 м); на фабрике Хибинг Таконит (США) мельница размером 11×4,6 м работает при двух скоростях.

В целом мельницы рудного измельчения магнетитовых кварцитов выдают продукт с большим содержанием мелочи (например, класса —0,074 мм) и относительно меньшим, чем при шаровом измельчении содержанием промежуточных классов (например, класса —1+0,074 мм).

УДЕЛЬНЫЕ РАСХОДЫ ЭНЕРГИИ ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД НА НЕКОТОРЫХ ЗАРУБЕЖНЫХ ФАБРИКАХ

Фабрика	Руда	Размер мельницы, м	Содержание класса —0,074 мм в измельченном продукте, %	Удельный расход энергии, кВт·ч/т
Вобуш (США)	Спекуляритовые кварциты	7,3×2,4	12,5	4,4
Сэвидж-Ривер (Австралия)	Магнетито-сульфидно-силикатная	9,8×3,7	36	12,2
Гриффит (Канада)	Магнетитовая	9,8×3,7	44	14,6
Хибинг Таконит (США)	Такониты	11×4,6	78	23,4

Циркулирующая нагрузка может изменяться в широких пределах. Максимальное значение циркулирующей нагрузки может составлять при одностадиальном измельчении от 400 до 1000 %.

На ИнГОКе при двухстадиальном измельчении циркулирующая нагрузка составляет 110—200 %, на ЛебГОКе — 60—150 %.

При постоянном соотношении отдельных классов крупности в загрузке мельницы увеличение циркулирующей нагрузки означает, что измельчение идет медленнее.

Удельные расходы электроэнергии при измельчении магнетитовых кварцитов Криворожского бассейна и КМА крупностью —300+0 мм в мельницах типа «Каскад» до 70 % класса —0,074 мм составляют 10—17 кВт·ч/т.

В табл. 1.3 приведены удельные расходы энергии на ряде зарубежных фабрик.

Считают, что масса кусков гальки (дробленой руды), применяемой при измельчении, должна соответствовать массе шаров, используемых для измельчения до такой же крупности.

При измельчении железных руд применяют окатанную гальку, получаемую в мельницах I стадии, или дробленую руду размером 80—30 мм (табл. 1.4). В табл. 1.4 приведен также состав рудного скрата, выделяемого бутарами рудногалечных мельниц. Продукт, проходящий через отверстия бутары галечных мельниц, поступает в классификатор и возвращается в галечную мельницу.

Расход гальки зависит от крепости руд и составляет от 1 до 20 % массы перерабатываемой руды. Так, расход гальки в мельнице МГР-4000×7500 на ЛебГОКе составляет 11—15 т/ч, в мельнице МГР-5500×7500 — 16—18 т/ч, в мельнице МГР-4000×7500 на ИнГОКе (вторая фабрика) — 7—8 т/ч, на третьей фабрике с выводом избыточной гальки в отдельный цикл измельчения расход гальки в рудногалечных мельницах МГР-4000×7500 — 10—12 т/ч, при этом на додрабливание и измельчение в отдельной секции с шаровыми мельницами направляется около 10 % исходной руды.

Таблица 1.3

Таблица 1.4

ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ ГАЛЬКИ И РУДНОГО СКРАТА, ВЫХОДЯЩИХ ИЗ РУДНОГАЛЕЧНЫХ МЕЛЬНИЦ

Обогатительная фабрика	Условия выделения гальки	Выход (в %) классов, мм					
		+40	-40+30	-30+25	-25+20	-20+15	-15+10
Лебединского ГОКа (I подочередь, мельница ММС-7000×2300), галька	Размер щелей в решетке мельницы 20 мм, отверстий в бутаре 20 мм Размер щелей в решетке мельницы 33 мм, отверстий в бутаре 20 мм	2,0 4,7	6,2 16,9	15,1 29,5	20,6 23,9	24,4 15,3	14,6 5,5
	+50	-50+30	-30+25	-25+20	-20+15	-15+10	-10+5
Лебединский ГОК (II подочередь, мельница ММС-9000×3000), галька	Размер щелей в решетке мельницы 30 мм, отверстий в бутаре 20 мм Размер щелей в решетке мельницы 20 мм, отверстий в бутаре 20 мм Размер отверстий в бутаре 10(12) мм	6,4 3,5 —	46,8 54,5 3,4	20,3 31,5 14,9	14,2 7,8 25,7	9,2 2,0 26,2	2,1 0,6 19,4
(мельница МГР-5500×7500), рудный скрап	+50	-50+30	-30+20	-20+15	-15+10	-10+5	-5+3
Ингулецкий ГОК (III очередь, мельница ММС-7000×2300), галька (мельница МГР-4000×7500), рудный скрап	Размер щелей в решетке мельницы 20 мм, отверстий в бутаре 20 мм Размер отверстий в бутаре 10 мм	8,5 1,8	30,5 20,3	18,9 23,3	17,4 19,7	18,0 22,4	4,5 8,7

Рудногалечные мельницы применяют во II и III стадиях измельчения для тонкого измельчения (до 90—98 % класса —0,074+
+0,050 мм) руды крупностью 2—3 мм.

При рудногалечном доизмельчении промпродуктов магнитного обогащения кварцитов на НКГОКе крупность готового продукта составляла 95 % класса —0,050 мм при этом до 60 % материала представлено классом —0,03 мм.

Производительность рудногалечных мельниц зависит от плотности и формы гальки. В одинаковых условиях измельчения производительность мельниц пропорциональна плотности гальки. Влияние плотности гальки уменьшается с увеличением крупности измельчения. При измельчении железистых кварцитов до 96—98 % класса —0,050 мм разница в удельной производительности при шаровом и рудногалечном (истинная плотность гальки 3300—3700 кг/м³) измельчении снижается до 25—35 %.

Крупность гальки выбирается исходя из опытных данных и практически составляет —70(60)+15 мм. Оптимальная форма гальки — округлая. Куски овальной и плоской формы отрицательно влияют на производительность рудногалечной мельницы.

Галька, выделенная из мельницы рудного самоизмельчения, прочнее кусков руды, полученных грохочением в цикле дробления. На ИнГОКе крепость гальки, выделенной из мельницы «Каскад», в 1,28—2,1 раза выше крепости исходной руды.

Расход гальки возрастает с увеличением диаметра и частоты вращения мельницы.

Коэффициент заполнения рудногалечных мельниц колеблется в широких пределах: на отечественных фабриках от 0,43—0,45 до 0,55, на зарубежных от 0,3 до 0,5.

Мощность, потребляемая мельницами размером 4000×7500 мм, зависит от коэффициента заполнения барабана галькой (см. рис. 1.8,б). Максимальные удельная производительность и содержание класса —0,074 мм в измельченном продукте достигаются при $\varphi_p = 0,45 \div 0,50$.

Иногда максимум потребляемой рудногалечными мельницами мощности соответствует заполнению при $\varphi_p = 0,50 \div 0,55$; в данном случае производительность максимальная. Отмечено, что с увеличением φ_p изменяется распределение гальки по крупности вдоль барабана.

При измельчении в рудногалечных мельницах рекомендуют поддерживать более низкое содержание твердого в сливе мельницы, чем в сливе шаровых, в среднем на 5—7 %.

Зависимость содержания готового класса от плотности слива мельницы при измельчении кварцитов НКГОКа приведена на рис. 1.9.

Для получения тонких конечных продуктов необходимо измельчать материал при менее плотной пульпе.

В рудногалечных мельницах на предприятиях США и Канады содержание твердого в пульпе составляет 60—75 %. С переходом от гальки крупностью 26—60 мм к гальке крупностью 45—80 или

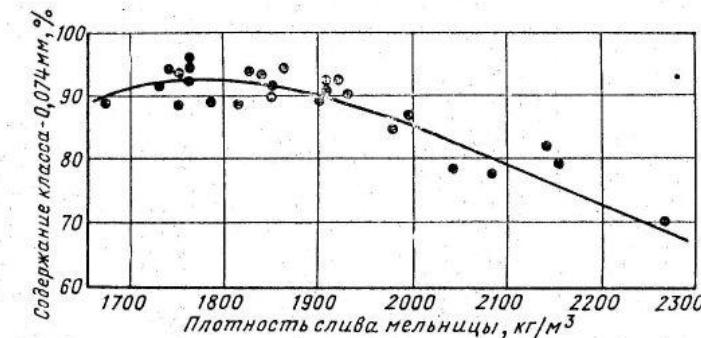


Рис. 1.9. Зависимость содержания класса —0,074 мм в сливе рудногалечной мельницы от плотности слива при измельчении криворожских кварцитов

51—102 мм содержание твердого увеличивается с 60 до 70—75 %. При высокой плотности пульпы из мельницы выносятся более крупные частицы руды, смягчаются удары гальки, в связи с чем снижается эффективность измельчения, расход гальки сокращается. Чем выше плотность гальки, тем может быть выше плотность пульпы. При рудногалечном измельчении промпродуктов в мельнице диаметром 1,8 м оптимальное содержание твердого равнялось 49—55 %.

Частота вращения галечной мельницы зависит от типа футеровки и крепости руды и составляет 0,67—0,90 критической. Обычно с возрастанием частоты вращения пропорционально увеличиваются производительность мельницы, расход гальки и износ футеровки.

Оптимальная циркулирующая нагрузка определяется экспериментально, при ней производительность мельницы достигает максимума.

Величина циркулирующей нагрузки при измельчении кварцитов ЛебГОКа в мельнице МГР-4000×7500 от 65 до 98 % класса —0,074 мм составляет 200—250 %, кварцитов ИнГОКа 100—150 %, кварцитов ЛебГОКа в мельнице МГР-5500×7500 — 200—250 %.

Удельные расходы электроэнергии на измельчение кварцитов Криворожского бассейна в рудногалечной мельнице от 65 % класса —0,074 мм до 98 % класса —0,05 мм составляют 8—10 кВт·ч/т, на руднике Гриффит от 65,7 до 98 % класса —0,044 мм — 8,6 кВт·ч/т.

Удельный расход электроэнергии на самоизмельчение кварцитов Криворожского бассейна и КМА от начальной крупности до 98 % класса —0,074 мм равен 21,5—42 кВт·ч/т.

1.3.3. РЕЖИМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИЕ СНИЖЕНИЕ ШЛАМООБРАЗОВАНИЯ

Измельчение окисленных гематито-маргитовых криворожских руд, как правило, сопровождается образованием большого количе-

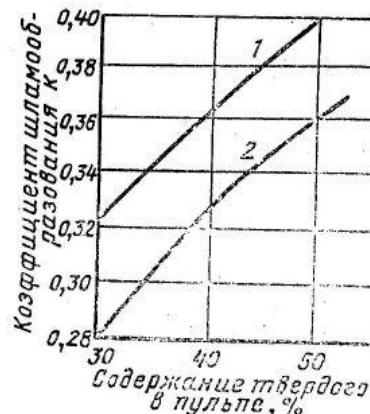


Рис. 1.10. Зависимость коэффициента шламообразования от содержания твердого в продукте разгрузки рудногалечной мельницы:

1 — без вывода готового класса; 2 — с выводом готового класса

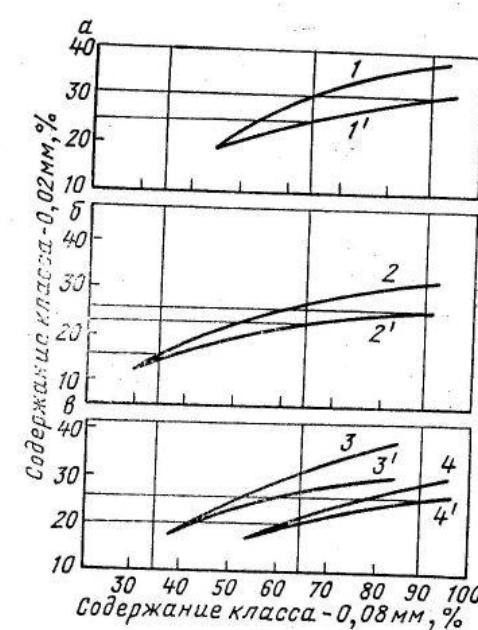


Рис. 1.11. Зависимость шламообразования от типа мельниц при содержании твердого в разгрузке 50 %:

а, б, в — соответственно шаровая, стержневая и рудногалечная мельницы; 1, 2, 3, 4 — измельчение с выводом готового класса (4, 4' — при со-

ства (от 30 до 40 %) труднообогатимых ($-0,02$ мм) и необогатимых ($-0,005$ мм) шламов, потери в которых составляют основную часть всех потерь ценного компонента при обогащении. Поэтому одной из основных задач при создании эффективной технологии обогащения окисленных руд является разработка режимов их измельчения [12], обеспечивающих снижение шламообразования.

Одними из основных параметров процесса, позволяющих регулировать количество образующихся шламов, являются плотность пульпы, а также вид измельчающей среды (стержни, шары, галька).

На рис. 1.10 показана зависимость коэффициента шламообразования K от содержания твердого в продукте разгрузки рудногалечной мельницы без вывода и с выводом готового класса $-0,08$ мм. Коэффициент K показывает, какое количество класса $-0,02$ мм образуется на единицу готового класса $-0,08$ мм.

При измельчении исходного материала с выводом готового продукта через определенное время измельченный материал рассеивался и класс $-0,08$ мм удалялся из мельницы. Вместо него для сохранения постоянной массы измельчаемого материала в мельницу добавлялось такое же количество класса $+0,08$ мм, полученного при измельчении исходной руды в аналогичных условиях за такой же промежуток времени. Выбранный промежуток времени

измельчения примерно соответствовал среднему времени нахождения материала в мельнице за одно прохождение через нее (3—5 мин).

Применение этой методики позволило автору и Е. П. Салищевой выявить кинетику измельчения как бы одной навески до конечной крупности (90,6 % класса $-0,08$ мм) и создать имитацию измельчения в замкнутом цикле для этой навески. Кроме того, зная гранулометрический состав руды, измельченной без отсева и с отсевом готового класса, можно приблизенно оценить количество шламов, которое образуется от переизмельчения готового класса.

Содержание твердого в пульпе стержневой и шаровой мельниц, равное 50 %, рассматривалось как предельное, при котором эти мельницы могут работать без повреждения футеровки. Рудногалечные мельницы в связи с малой массой гальки могут работать на более разбавленных пульпах. Поэтому в рудногалечной мельнице были проведены опыты при содержании твердого в продукте разгрузки мельницы 30 и 40 %.

При уменьшении содержания твердого в выделяемом продукте мельницы с 50 до 30 % коэффициент K уменьшается от 0,4 до 0,32 в случае измельчения всего материала и с 0,33 до 0,279 в опытах с отсевом готового класса.

Таким образом, при снижении плотности пульпы в рудногалечной мельнице значительно уменьшается шламообразование. Это открывает возможности применения рудногалечной мельницы для измельчения легкошламующихся окисленных руд.

На рис. 1.11 показаны результаты сравнительных опытов по измельчению руды в различных мельницах. Анализ кривых показывает, что имеется разница в содержании шламов в готовом продукте при измельчении с отсевом и без отсева класса $-0,08$ мм, которая изменяется от нуля в начальный период опыта до максимума при тонком измельчении. Это свидетельствует о том, что для уменьшения шламообразования тщательность классификации материала должна возрастать по мере увеличения тонины измельчения. Измельчение до 30—35 % класса $-0,08$ мм можно производить в открытом цикле.

В начальный период измельчения, примерно до крупности 35 % класса $-0,08$ мм, степень шламообразования во всех мельницах примерно одинакова. Минимальное количество шламов при крупности измельчения более 40—45 % класса $-0,08$ мм образуется при мокром измельчении в галечной и стержневой мельницах, а наибольшее — в шаровой.

Для проверки этих показателей проведены опыты на полупромышленной установке, включающей стержневые мельницы размером 416×680 мм, шаровые и рудногалечные мельницы размером 416×445 мм, работающие в открытом или замкнутом цикле со спиральными классификаторами. Часть опытов была проверена на шаровой мельнице размером 2100×1500 мм (табл. 1.5).

Таким образом, по характеру измельчения и абсолютным значениям результаты шламообразования, полученные в полупромышленных

РЕЗУЛЬТАТЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В МЕЛЬНИЦАХ РАЗНОГО ТИПА

Таблица 1.5

Этапы испытаний	Мельница	Содержание класса —0,08 мм в исходной руде, %					
		35		65		90	
		Содержание класса —0,02 мм, %	Удельная производительность q , кг/(л·ч)	Содержание класса —0,02 мм, %	Удельная производительность q , кг/(л·ч)	Содержание класса —0,02 мм, %	Удельная производительность q , кг/(л·ч)
Лабораторные испытания	Шаровая	14,8	0,306	24,5	0,4	30,0	0,309
	Стержневая	14,8	0,306	22,9	0,226	25,0	0,23
	Рудногалечная	—	—	20,5	0,191	26,0	0,138
Непрерывная установка	Шаровая	—	—	28	0,605	34,0	0,320
	Стержневая	14,6	0,404	24,0	0,410	—	—
	Рудногалечная	—	—	19,20	0,242	28—29*	0,140
							30—35

* Крупность готового продукта 94% класса —0,08 мм.

ленных условиях при непрерывном измельчении, близки к лабораторным.

Аналогичные результаты получены при измельчении низкосортных марганцевых продуктов (табл. 1.6). При сравнительном измельчении марганцевого промпродукта в стержневой и шаровой

Таблица 1.6

ПОКАЗАТЕЛИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПО РАЗЛИЧНЫМ СХЕМАМ

Схема измельчения, тип мельницы и размер ($D \times L$ мм)	Крупность исходного питания, мм (фабрика)	Выход классов, (в %), мм				Отношение выходов классов —0,02+0	Циркулирующая нагрузка, %
		+0,16	-0,16+0,08	-0,08+0,02	-0,02+0		
Двухстадиальная: стержневая 500×750, шаровая 500×500 с решеткой то же	3—0 (ЦОФ)	6,4	25,5	46,5	21,6	0,47	430 400
то же	3—0 (ГОФ)	4,7	28,6	43,7	23,0	0,54	420 410
шаровая 500×500, шаровая 500×500	3—0 (БОФ)	4,1	27,8	44,6	23,5	0,53	400 410
Одностадиальная: шаровая 2100×3000 с решеткой	3—0 (ЦОФ)	4,2	17,0	40,3	29,5	0,6	350
	3—0 (ГОФ)	6,4	36,6	25,1	31,9	1,27	310

Примечание. ЦОФ — центральная обогатительная фабрика им. 40-летия Октября; ГОФ — Грушевская обогатительная фабрика; БОФ — Богдановская обогатительная фабрика.

мельницах до 65 % класса —0,074 мм содержание класса —0,02 мм в измельченном продукте стержневой мельницы было на 5 % ниже.

Следует отметить весьма эффективную работу стержневой мельницы в замкнутом цикле с классификатором во II стадии. Однако при измельчении до 90 % класса —0,08 мм сильно возрастает циркулирующая нагрузка, в связи с чем измельчение нарушается.

Полученные данные и конструктивные особенности мельниц позволяют наметить рациональный тип мельниц и технологические схемы при измельчении гематито-маргантитовых железных руд.

В тех случаях, когда количество получаемых при измельчении шламов предрешает результаты данной технологии, как, например, при обогащении гематито-маргантитовых железных или марганцевых руд, степень шламообразования следует рассматривать в качестве решающего фактора при выборе типа мельниц.

Разобъем условно весь цикл измельчения на три стадии с получением 35, 65 и 90 % класса —0,08 мм (см. рис. 1.12),ственные практике измельчения.

В зависимости от крупности конечного продукта и необходимой стадиальности обогащения наиболее рационально применение следующих мельниц:

при измельчении до 30—35 % класса —0,08 мм в одну стадию — стержневой мельницы в открытом цикле;

при измельчении до 60—65 % класса —0,08 мм в две стадии — стержневой мельницы в открытом цикле и рудногалечной в замкнутом цикле с классификатором. Как вариант, при котором возможно повышение удельной производительности при примерно одинаковом шламообразовании, во II стадии целесообразно применение стержневой мельницы в замкнутом цикле с классификатором;

при измельчении до 90—95 % класса —0,08 мм в две стадии — стержневой мельницы в открытом цикле и рудногалечной в замкнутом, а в три стадии — стержневой мельницы в открытом цикле, рудногалечной и еще одной рудногалечной — обе в замкнутом цикле (как вариант возможно применение во II стадии стержневой мельницы в замкнутом цикле). Ожидаемые показатели шламообразования приведены на рис. 1.12.

Заслуживают внимания также схемы с применением в I стадии при измельчении до 40—45 % класса —0,08 мм шаровых мельниц, которые обеспечивают более высокую производительность. Однако применение этих мельниц рационально в замкнутом цикле, поэтому требуется разработка специальных устройств, например сит, способных расклассифицировать грубый слив мельницы.

Конкурентоспособным вариантом для I стадии измельчения окисленных кварцитов является применение мельниц «Каскад», стержневой и шаровой при режиме работы на неплотной пульпе.

Мельница «Каскад» при работе в замкнутом цикле с вибрационным грохотом обеспечивает лучшее раскрытие минералов и меньшую шламуемость руды по сравнению с шаровой мельницей, работающей на плотной пульпе.

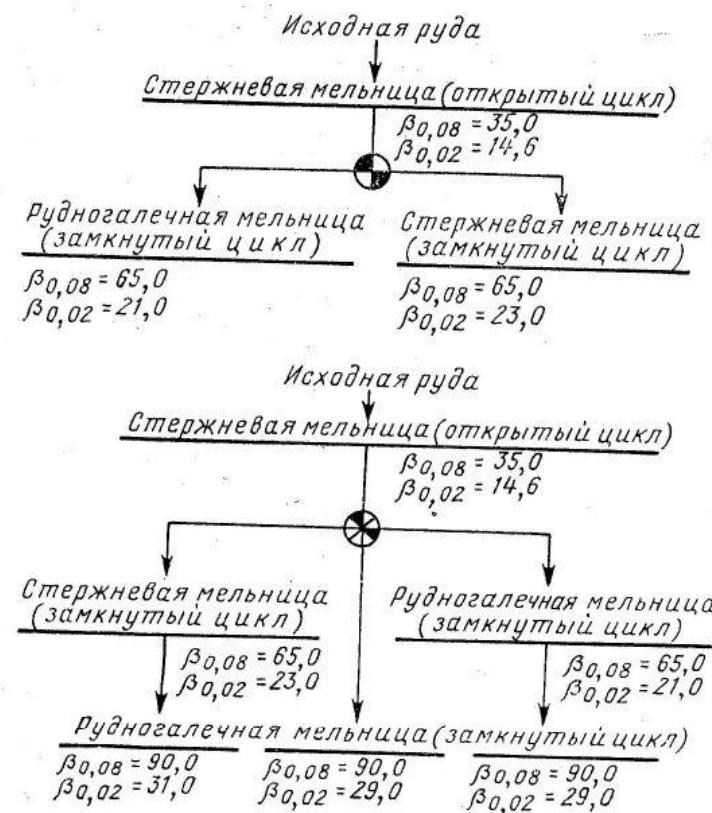


Рис. 1.12. Ожидаемое содержание шламов ($-0,02$ мм) в продуктах при измельчении по рекомендуемым схемам с применением стержневых и рудногалечных мельниц

Работа шаровой (рудногалечной) мельницы на неплотной пульпе влечет за собой снижение удельной производительности. Так, при снижении содержания твердого в сливе шаровой мельницы с 80 до 60 % удельная производительность по классу $-0,074$ мм уменьшается на 16 %. На каждые 10 % снижения содержания твердого в рудногалечной мельнице удельная производительность при измельчении до 70 % класса $-0,074$ мм уменьшается на 13,5 %.

Для обеспечения достаточной экономичности процесса измельчения шламующихся руд в жидких пульпах возникает необходимость соответственного повышения производительности агрегата путем совершенствования его конструкции.

Рассмотренные варианты схем позволяют выбрать тип мельницы, определив по степени раскрытия зерен при соответствующих крупностях необходимое число стадий измельчения.

Для окончательного выбора стержневой или галечной мельницы во II стадии измельчения необходимо провести опыты по обо-

гашению измельченного материала, которые позволят учесть характер раскрытия зерен при обоих видах измельчения и выполнить технико-экономическое сравнение вариантов.

Важное значение имеет также выбор режима работы мельницы, обеспечивающий рациональную величину циркулирующей нагрузки.

1.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Руды, как известно, в основном измельчаются для вскрытия рудных инерудных зерен. Степень вскрытия оценивается непосредственно по числу раскрытий рудных и нерудных зерен либо косвенно по показателю крупности или поверхности измельченного материала, взаимосвязанным с показателями раскрытия. Производительность мельницы — по параметру, характеризующему скорость процесса вскрытия. В настоящее время применяются оптический и комбинированный методы определения числа раскрытий рудных и нерудных зерен и их сростков.

При оптическом методе определения число тех или иных зерен подсчитывается под микроскопом. При комбинированном узкие классы измельченного продукта подвергаются гравитационному анализу в тяжелых жидкостях, например магнетитовые кварциты в жидкостях плотностью $2,85; 3,20; 4,27 \cdot 10^3$ кг/м³, бурье железняки в жидкостях плотностью $2,85; 3,20; 3,40 \cdot 10^3$ кг/м³. При этом навески классов $+0,074$ мм руды отстаиваются в стаканах, а классов $-0,074$ мм — центрифицируются [13]. В выделенных фракциях под микроскопом определяется число раскрытий зерен и сростков. Суммарные результаты заносят в табл. 1.7.

Таблица 1.7
РЕЗУЛЬТАТЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАСКРЫТИЯ РУД КОМБИНИРОВАННЫМ МЕТОДОМ (ПРИМЕР)

Индекс пробы	Класс крупности, мм	Выход от исходного, %	Плотность жидкости, 10^3 кг/м ³	Выход фракции от операции, %	Содержание Fe, %	Раскрытие, % (по массе)			
						свободные рудные минералы	богатые сростки	белые сростки	свободные нерудные минералы
1a	$-0,1+0,074$	7,2	4,2	31,4	64,1	20	25	—	—
			4,2	24,9	41,5	3	6	2	1,0
			2,8	43,7	2,6	—	—	8	35,0
Итого	—	—	100	31,6	23,0	31,0	10,0	36,0	
16	$-0,074+0,045$	14,18	4,2	36,7	66,1	25	12	—	—
			4,2	10,2	41,1	2,0	5,0	1,0	—
			2,8	53,1	3,3	—	—	7	48,0
Итого	—	—	100	30,2	27,0	17,0	8,0	48,0	

Коэффициенты вскрытия рудных f_A и нерудных f_B минералов определяются по формулам

$$f_A = A/a,$$

$$f_B = B/b,$$

где A — содержание рудного минерала в виде свободных зерен, доли ед.; a — содержание рудного минерала в руде, доли ед.; B — содержание нерудных свободных зерен, доли ед.; b — содержание нерудных минералов в руде, доли ед.

Содержание W рудного минерала в сростках

$$W = a - A. \quad (1.5)$$

Способность руды раскрываться при том или ином измельчении характеризуют обычно долей рудной фазы в сростках, называемой коэффициентом раскрываемости. Доля рудной фазы в сростках равна извлечению железа в сростки данной фракции, выраженному в долях единицы. Для перевода в массовые доли объемные количества зерен умножаются на истинную плотность минералов. Истинная плотность сростков рассчитывается как средневзвешенная на основе определенной под микроскопом доли рудных и нерудных минералов.

Для определения коэффициента раскрываемости пробы исходной руды измельчают в течение 10, 20, 30 и 40 мин. В каждом классе крупности определяют с помощью гравитационного анализа и при необходимости под микроскопом выхода фракции рудных зерен, сростков и нерудных компонентов (см. табл. 1.8). На основе полученных данных рассчитывается доля рудной фазы в сростках для каждой из измельченных проб, затем строится зависимость доли рудной фазы в сростках от продолжительности измельчения (рис. 1.13). Значение коэффициента раскрываемости измельченной в течение 40 мин навески сопоставляют с табличными величинами, по которым оценивают руды [13].

При тонком измельчении только часть зерен вскрывается по плоскостям срастания и по контактам минералов, разрушение происходит также по рудным и нерудным минералам. Поэтому обра-

зуется поверхность значительно большая, чем в случае вскрытия рудных зерен по плоскостям срастания. По данным П. Е. Остапенко [2], для железистых кварцитов это превышение составляет 2—2,3 раза. Коэффициент вскрытия рудных минералов с известным приближением может быть определен на основе следующих формул:

Годэна [2]

$$f_A = (nk^2 - 3k - 2)/nk^2 \quad (1.6)$$

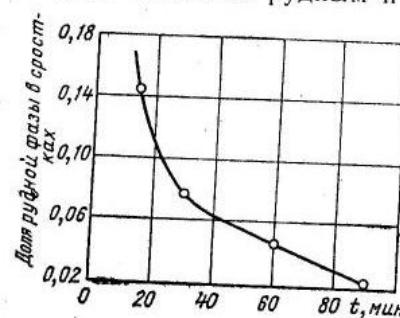


Рис. 1.13. Зависимость доли рудной фазы в сростках от времени измельчения

2* РЕЗУЛЬТАТЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАСКРЫТИЯ МАГНЕТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ КРИВОГО РОГА ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ПЕРИОДАХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ (ПРИМЕР)

Класс крупности, мм	Фракция	Продолжительность измельчения, мин					
		15		30		60	
		Брохор., %	Нареие-, %	Брохор., %	Нареие-, %	Брохор., %	Нареие-, %
+0,16	Рудные Сростки Нерудные	4,2 10,8 8,9	62,6 32,5 4,7	7,2 9,6 1,2	63,5 32,4 4,7	2,6 3,0 0,4	— — —
-0,074 +0,045	Итого	23,9	27,3	18,0	7,8	25,5	6,0
-0,045	Рудные Сростки Нерудные	8,9 1,1 3,4	69,4 29,5 0,3	16,9 0,9 0,3	10,5 1,2 4,0	69,4 29,5 3,3	19,9 1,0 0,4
-0,045	Итого	13,4	49,3	18,1	15,7	49,5	21,3
-0,045	Рудные Сростки Нерудные	19,9 21,7 41,6	69,4 3,3 34,9	37,8 2,0 39,8	23,9 31,4 55,3	45,3 2,8 31,9	69,7 3,3 48,1
-0,045	Итого	43,6 16,8 39,6 100	68,3 31,4 3,9 100	81,4 14,4 4,2 100	40,8 9,3 43,9 100	87,9 7,8 4,3 100	69,5 29,8 46,3 100

где n — отношение объемов фаз; k — степень измельчения;
Кармазина [14]

$$f_A = 1/(1-\mu) \{ [mk - (1-\rho)]/nk + 1/n [\theta\mu + (1-\theta)(\sqrt[3]{\mu} - p/k)] \}, \quad (1.7)$$

где m — относительная толщина рудных прослоек; k — степень измельчения; ρ — степень избирательности по контактам слоев (0, ..., 0,9); μ — относительное изменение объемов всех вкрапленных в куб кубиков фазы к объему куба; θ — степень избирательности измельчения по контактам зерен внутри прослоев; n — отношения объемов фаз; p — число вкраплений магнетита в нерудном прослое на заданной длине;

Вигеля [14]

$$f_A = \frac{(n-1)k^3 + (k-1)^3}{k^3(n+1) + [3/(n+1)](k-1)[k-1 + 1/(n+1)^2]}, \quad (1.8)$$

Остапенко [2]

$$f = (\beta - \omega)(\beta_{\min} - \tau)/(\beta_{\min} - \omega)(\beta - \tau), \quad (1.9)$$

где β и β_{\min} — содержание металла в рудной составляющей в чистом минерале, доли ед.; ω — содержание металла в сростках; τ — содержание металла, химически связанных с пустой породой и в виде неизвлекаемых минералов.

КЛАССИФИКАЦИЯ РУД ПО КОЭФФИЦИЕНТУ РАСКРЫВАЕМОСТИ

Весьма легкораскрываемые	0,05
Легкораскрываемые	0,05—0,1
Среднераскрываемые	0,10—0,15
Труднораскрываемые	0,15—0,20
Весьма труднораскрываемые	0,20—0,25
Упорные	0,25

В формуле Кармазина учитывается степень избирательности измельчения по контактам слоев ρ и по контактам зерен внутри прослоев, что позволяет учесть изменение степени вскрытия зерен при переходе от одного вида измельчения к другому, например от шарового к бесшаровому при одной и той же крупности продуктов.

Крупность измельченного продукта характеризуют обычно содержанием класса крупности, крупнее размера ячейки контрольного сита (остатком на контрольном сите), или диаметром отверстия сита, через которое проходит 80 % материала. Выражение крупности через величину остатка на контрольном сите более удобно, так как производительность мельниц по готовому классу непосредственно связана с этой величиной.

Следует иметь в виду, что характеристика измельченного продукта по величине остатка на контрольном сите может быть однозначной при содержании остатка более 5 %. При малых остатках необходимо использовать контрольные сита с меньшими ячейками.

Поверхность порошка вообще и вновь образованная поверхность при измельчении более полно характеризуют исходный продукт и степень его разрушения в процессе измельчения. Однако метод оценки процесса измельчения по вновь образованным поверх-

ностям не получил распространения при обогащении руд черных металлов главным образом по двум причинам: нет прямого перехода от величин поверхностей к величинам производительности по массе и сравнительно невысока точность определения поверхности порошков на современных приборах; нет методов и приборов для определения поверхности крупнозернистых фракций, измельчаемых в мельницах I стадии.

Учитывая важность этого показателя, рекомендуется одновременно с определением крупности измельчения устанавливать поверхность измельченных продуктов.

Скорость измельчения массы материала выражается удельной производительностью q по данному контрольному (готовому) классу, которая определяется по известным формулам:

при шаровом измельчении и рудном самоизмельчении без выделения и подачи гальки в рудногалечные мельницы II или III стадий измельчения или в отдельный цикл переработки

$$q = Q_{исх}(\beta_{кл} - \beta_{исх})/V, \quad (1.10)$$

с выделением гальки для рудногалечных мельниц или в отдельный цикл измельчения

$$q = [(Q_{исх} - Q_r)\beta_{кл} - Q_{исх}\beta_{исх}]/V, \quad (1.11)$$

где $Q_{исх}$ и Q_r — производительности по исходной руде и по гальке, потребляемой рудногалечными мельницами (подается в отдельный цикл), т/ч; $\beta_{кл}$ и $\beta_{исх}$ — содержание готового класса в сливке классификатора и исходной руде, доли ед.; V — рабочий объем мельницы, м³.

С учетом износа гальки удельная производительность рудногалечной мельницы определяется по формуле

$$q = [Q_{исх}(\beta_{кл} - \beta_{исх}) + \beta_{кл}P]/V, \quad (1.12)$$

где P — износ рудной измельчающей среды (гальки), добавляемой в мельницу, т/ч.

Одним из наиболее важных показателей процесса измельчения является удельный расход электроэнергии на 1 т измельченного продукта.

1.5. ТЕНДЕНЦИИ В РАЗВИТИИ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Основными тенденциями в развитии техники и технологии измельчения являются укрупнение измельчительного оборудования, дальнейшее расширение области применения бесшарового измельчения руд, интенсификация процесса.

В СССР объемы шаровых мельниц за 30 лет возросли в 3 раза, мельниц рудного и рудногалечного самоизмельчения за 10 лет — 2 раза.

Самые крупные стержневые мельницы, применяемые на отечественных обогатительных фабриках, имеют размеры 4500×6000 мм,

объем 82 м³; шаровые 5500×6000 мм, объем 140 м³ (строительный Стойленский ГОК, КМА).

Размеры стержневых мельниц I стадии измельчения на зарубежных фабриках составляют от 3,2×4,9 м (Сильвер-Белл, США) и 3,5×4,3 м (Хойт-Лейк, США), до 4,5×6,2 м (Миннесота-Таконит, США). На фабрике Миннек (США) применяют стержневую мельницу размером 4,76×6,71 м, объемом 103 м³.

Из-за сложности эксплуатации крупногабаритных стержневых мельниц (диаметр свыше 4,5 м) за рубежом в ряде случаев переходят на шаровые мельницы [15]. Наибольшие размеры шаровых мельниц, установленных на зарубежных фабриках, следующие: диаметр 3,2—6,7 м, длина от 4,3 до 14 м. Мельницы диаметром 5,49 м объемом 144 м³ с потребляемой мощностью 2750 кВт применяются на фабриках Бугенвиль, Новая Гвинея (медные руды), и Пинто Велли, США (медно-молибденовые руды). Мельницы еще большего размера (6,7×7 м) применяют на фабрике Лорнекс, Британская Колумбия; размером 6,5×10 м с потребляемой мощностью 3100 кВт — на Сидварангер Киркинес, Швеция; размером 6,2×12,6 м устанавливают на фабрике Миннесота, США [16].

В целом объем наиболее крупных шаровых мельниц для руд достигает 200—250 м³, мощность привода равна 3700—4500 кВт.

Английская фирма «Эллиотт» разработала шаровую мельницу с центральной разгрузкой диаметром 8,25 м, длиной 15,25 м. Проектная производительность мельницы 100 тыс. т/сут., мощность двигателя 20 тыс. кВт.

Соотношение длины и диаметра барабана шаровых мельниц колеблется от 1,1 до 2,43, например 4,72×5,18 м, объем 85 м³; 5,18×10,37 м, объем 208 м³ и 5,15×12,6 м, объем 250 м³ [17].

Шаровые мельницы большого размера, как правило, с центральной разгрузкой. Замечено, что эффективность измельчения в шаровых мельницах большого диаметра несколько ниже, чем в мельницах диаметром 3—4 м [17]. Особенностью является также то, что эти мельницы, как правило, работают при пониженных частотах вращения (до 68 % критической) при коэффициенте заполнения шарами около 40 %. Снижение частоты вращения мельниц обусловлено стремлением снизить расход футеровки и шаров, возрастающих в связи с увеличением периферической скорости барабана. Футеровка барабана имеет различную конфигурацию: одно и двухволновую, плитообразную и др.

Наиболее крупные мельницы рудного самоизмельчения, типа Роксил имеют размер 11×4,6 м, суммарная мощность двух двигателей 8950 кВт (фабрика Хиббинг—Таконит, США), а также мельницы типа «Каскад» размером 9,7×3,68 м³ (Сэвидж—Ривер, Австралия, Гриффит и Маунт Райт, Канада и др.).

Для проектируемого железорудного предприятия Снэтишем на Аляске разработаны и будут установлены мельницы самоизмельчения диаметром 12,2 м с электродвигателями мощностью 26 тыс. кВт. Эти мельницы будут обеспечивать необходимую для флотации крупность измельчения в одну стадию.

Оптимальная частота вращения крупных мельниц составляет 0,76—0,78 критической.

Одной из тенденций при разработке новых мельниц самоизмельчения является увеличение соотношения $L:D$ от 0,33 до 0,5 и даже до 1. На фабрике Тилден (США) установлены мельницы размером $D \times L$ 8,2×4,4 м, Му-и-Рана (Норвегия) 5,4×5,3 м, а также 6,5×6 м, Виттерн (Швеция) 4,5×4,8 м, Фосдалес Бергверк (Норвегия) 6×6 м. При этом в мельнице добавляют шары диаметром 127 мм в количестве 3—4,5 % по объему. На опытной секции Лебединского ГОКа установлена мельница размером 7×6 м. Мельницы с большим соотношением $L:D$ по расчетам должны обеспечивать более тонкое измельчение в одну стадию.

В СССР применяют мельницы рудного самоизмельчения размером 9×3 м и рудногалечные размером 5,5×7 м; объем мельниц 160 м³ (Лебединский и Северный ГОКи).

Самые крупные мельницы, рудногалечные, самоизмельчения имеют размер 5,9×12,5 м (Гренгсберг, Швеция); разработаны мельницы размером 6,4×6,7 м, объемом 300 м³.

Самые большие мельницы сухого рудного самоизмельчения, применяемые за рубежом, имеют размеры 10,5×2,3 м (Кэрол-Лейк, Канада). В таких мельницах часто применяют периферическую разгрузку измельченного материала через решетки, установленные в конце цилиндрической части барабана.

В поисковых исследованиях ставится цель главным образом, повысить эффективность измельчения и улучшить раскрытие минеральных зерен. В ряде случаев повышения эффективности измельчения достигают путем создания аппаратов ударного действия. Вскрытие рудных и нерудных минералов улучшается при применении процесса Снайдера, при котором используются разрывающие усилия, возникающие внутри зерен при быстром снятии давления газа или пара в камере с рудой. Имеются сведения об испытаниях крупных установок.

Соответственно с увеличением размеров мельниц повышается производительность обогатительного оборудования. Созданы магнитные сепараторы производительностью до 250 т/ч, флотационные машины объемом 11—17 м³ (Денвер) и 19,8—56,6 м³ (Максвелл). Намечается повышение достигнутой производительности оборудования в 2—3 раза.

2. ОСНОВЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

2.1. КРАТКИЙ ОБЗОР РАБОТ, ПОСВЯЩЕННЫХ МАТЕМАТИЧЕСКОМУ ОПИСАНИЮ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Известные зависимости, на основе которых развивается методология моделирования процессов измельчения, представлены аналитическими соотношениями и статистически вероятностными распределениями, а также балансовыми уравнениями. В зависимости от описываемых объектов их можно разбить на следующие группы.

А. Теоретические, полуэмпирические и эмпирические зависимости, выражающие расход электроэнергии в полупромышленных и промышленных мельницах.

Б. Зависимости, определяющие производительность полупромышленных и промышленных мельниц.

В. Уравнения гранулометрического состава измельченного продукта.

Г. Уравнения кинетики измельчения материала.

Д. Зависимости статистико-математической модели процесса измельчения.

К группе А относятся уравнения потребления полезной мощности, определяемой с учетом траектории движения шаров и других параметров шаровой загрузки, зависимости В. В. Товарова, ЦКТИ—ВТИ и аналогичные ей варианты [18—22].

Анализ показывает, что в этих зависимостях не учитывается размер загруженных в мельницу шаров, который существенно влияет на количество потребляемой энергии, особенно в мельницах малого размера.

Рассчитанная по широко применяемой формуле ЦКТИ—ВТИ мощность, потребляемая лабораторной мельницей, например диаметром 0,3 м, не соответствует действительной. Результаты же расчета для промышленных мельниц близки к реальным величинам. Это связано с загрузкой в лабораторную мельницу мелких шаров, потребляющих в ней на единицу массы значительно больше энергии, чем крупные; не учитывается влияние уровня пульпы в барабане мельницы на мощность, потребляемую шаровой загрузкой. Исследования автора показали, что влияние уровня пульпы на количество потребления энергии существенно и им пренебрегать нельзя [23].

К группе Б относятся эмпирические зависимости между: а) производительностью мельниц и показателями физических свойств пород, например коэффициентом крепости по шкале Протодьякона [18, 19]; б) производительностью мельниц и удельными затратами энергии на измельчение.

Зависимости подгруппы «а» пригодны для ориентировочной оценки производительности мельниц из-за слабой связи коэффициента крепости по шкале Протодьякона с затратами энергии на измельчение. В данном случае не учитываются особенности разрушения пород в мельнице.

В зависимостях подгруппы «б» принято, что производительность мельницы по готовому классу прямо пропорциональна расходу полезной мощности.

К подгруппе «б» относятся зависимости для шарового измельчения, разработанные в институтах Механобр [18, 19, 24], Гипроцемент [20], ЦКТИ—ВТИ [18], Ф. Бондом [25].

Соответствующие зависимости для бесшарового измельчения разработаны В. И. Кармазиным, Е. Е. Серго, А. И. Денисенко [14].

Наибольшее распространение получила методика расчета производительности мельниц с помощью коэффициента измельчаемости, разработанная в Механобре. Коэффициент выражает соотношение удельных производительностей мельницы при измельчении данной и известной (эталонной) руды [18]. Однако, как показал анализ, применение этой методики дает значительные погрешности.

Недостатки известных зависимостей и методик определения производительности промышленных шаровых мельниц по лабораторным данным на современном этапе обусловлены следующим.

1. Измельчение в барабане лабораторной мельницы не моделирует процесс, происходящий в промышленной мельнице; при этом эффективность использования энергии в лабораторной мельнице с мелкими шарами выше, чем в промышленной с крупными.

2. Переход от лабораторных опытов измельчения материала одной крупности к другой в промышленных условиях производится с помощью эмпирических коэффициентов [18] или на основании применяемой за рубежом зависимости Ф. Бонда:

$$W = (11,02W_i/P^{0.5} - 11,02W_i/F^{0.5}) k_F k_R k_D k_P,$$

где W — удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т руды; W_i — индекс Бонда, кВт·ч/т; F и P — размеры ячейки сита, через которое проходит 80 % исходного и конечного продуктов, мкм; k_F , k_R , k_D и k_P — эмпирические коэффициенты соответственно крупности исходной руды, степени измельчения, диаметра мельницы и крупности конечного продукта.

Анализ показывает, что формула Бонда с постоянным показателем степени $n=0,5$ не выражает общей закономерности измельчения неоднородных по крепости материалов.

Дж. Паунелл отмечает непригодность постоянного показателя $n=0,5$ при малых степенях измельчения. По данным Дж. Холмса, показатель степени является переменной величиной и зависит от гранулометрической характеристики и способа измельчения. Дж. Херст, Г. Грэнди и Д. Фюрстенау [26] указывают, что, согласно модели Бонда, все материалы разрушаются одинаково. Следовательно, уравнение Бонда не точно воспроизводит закон измельчения большинства природных материалов. В. В. Товаров подчеркивает

вает, что формула Бонда дает правильное выражение зависимости изменения крупности измельчаемого материала от расхода энергии только при измельчении практически однородных материалов, у которых сопротивление размолу в ходе измельчения остается постоянным. При измельчении неоднородных материалов, в частности руд, крупность уменьшается в I стадии измельчения быстрее, а в последней медленнее, чем получается по формуле Бонда [27].

3. При использовании условно замкнутых и замкнутых циклов в лабораторных условиях недостаточно учитываться эффективность классификации и влияние величины циркулирующей нагрузки на показатели измельчения. Так, в методике определения индекса Бонда предусматривается идеальная классификация материала по крупности, которая невозможна в промышленных условиях [26].

В целом существующие методы и зависимости для определения производительности промышленных мельниц основаны на применении большого числа частных эмпирических коэффициентов с целью учета влияния крупности исходной руды, диаметра шаров, размера мельниц. Это относится и к методу Бонда.

Автором выполнена статистическая оценка методик определения измельчаемости руд в открытом цикле (института Механобр и Бонда). Анализ показал, что отсутствие замеров потребляемой полезной мощности [18, 19] приводит к погрешности при определении коэффициента измельчаемости примерно $\pm 12,8\%$. Отсутствие учета влияния вариации содержания готового класса в пробах дробленой руды, подвергаемых лабораторному измельчению, дает отклонение примерно $\pm 32\%$.

Существенные отклонения расчетных величин от фактических связаны с применением эмпирических коэффициентов — поправок, с помощью которых учитывается переход от мелкого материала к крупному и др., а также с отсутствием учета влияния на производительность мельниц циркулирующих нагрузок.

Расчет производительности мельниц по методике Бонда при разной крупности измельчения трех характерных руд Криворожского бассейна и КМА дал отклонение около $\pm 22,2\%$. Это свидетельствует о приближенном значении данных, получаемых с помощью рассмотренных методик.

Особо следует остановиться на методике Гипроцемента, основанной на определении удельных расходов энергии на измельчение [20, 27]. В. В. Товаров впервые разработал зависимости производительности мельниц от конечной крупности материала, выраженные через уравнения кинетики, что приблизило расчетные результаты к практическим. Однако таким образом применительно к открытым циклам измельчения была решена только часть задачи. Переход к другим крупностям исходной руды, возникающий, например, при переходе от лабораторных опытов к промышленному измельчению, остался не изучен.

В полученных зависимостях не учтено влияние величин циркулирующих нагрузок и эффективности классификации материала перед измельчением.

Для описания гранулометрического состава и кинетики процесса часто применяют статистические законы распределения переменных.

Из всех зависимостей (группа В), связывающих массовые выходы классов с размером зерен, наиболее широко применяются уравнения Годэна — Андреева — Шумана и Розина — Раммлера [27].

В. А. Перов [27] пришел к выводу, что для продуктов шарового измельчения более близкие результаты к практическим данным обеспечивает уравнение Розина — Раммлера. Графики Шумана дают значительные отклонения в зоне крупных фракций. Аналогичные выводы сделали Ф. Бонд, Д. Агар и Р. Сомасундаран, Г. Келлервессель.

Дополнительная обработка значительного числа наших экспериментальных данных на основе уравнения Розина — Раммлера показала высокую степень корреляции. Поэтому в дальнейшем для характеристики измельченного материала использовалось уравнение Розина — Раммлера. При моделировании процессов измельчения на основании линейных уравнений кинетики измельчения для определения распределения классов крупности обычно пользуются уравнением Шумана, которое является более простым, но менее точным [28, 29].

2.1.1. УРАВНЕНИЯ КИНЕТИКИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Математическое описание процесса измельчения частной порции руды от начальной до конечной крупности во времени — уравнение кинетики процесса (группа Г) — основывается на изучении закономерностей измельчения различных материалов.

Из имеющихся характеристик изменения крупности материала во времени наиболее изучена и развита форма выражения по убыванию относительного содержания крупного класса (остатка на контрольном сите). Она позволяет установить связь между содержанием крупного класса, гранулометрическим составом материала и основными показателями процесса измельчения: удельной производительностью по готовому классу и общей производительностью мельниц.

Все полуэмпирические и эмпирические выражения закономерности убывания крупного класса во времени при измельчении можно разбить на следующие основные группы.

1. Абсолютная скорость уменьшения массы крупного класса прямо пропорциональна массе его в мельнице в каждый момент времени, а относительная скорость постоянна во времени. При таком подходе процесс уподобляется химической реакции первого порядка [26, 27, 28]. Из-за сравнительной простоты многие современные зарубежные исследователи применяют это так называемое уравнение кинетики первого порядка.

Анализ, выполненный В. В. Товаровым, В. В. Ромадиным [27], позднее К. А. Разумовым, В. А. Перовым, В. В. Зверевичем, Л. Ф.

Биленко [30], показал, что это уравнение справедливо только при измельчении однородных по крепости материалов.

2. Относительная скорость уменьшения массы крупного класса изменяется во времени. К этой группе относятся следующие виды уравнений:

- а) синтезированные уравнения в соответствии с наблюдаемыми закономерностями процесса измельчения;
- б) нелинейные уравнения для процессов, рассматриваемых по аналогии с химическими реакциями порядка ≥ 1 .

К виду «а» относятся уравнения кинетики Товарова [27], а также комбинированные, выражаемые как сумма двух скоростей переменной и постоянной [31].

В. В. Товаров, а вслед за ним В. П. Ромадин (1938—1941 гг.) открыли и обосновали общую статистическую закономерность измельчения твердых частиц, доказав, что линейное уравнение — лишь частный случай выражения этой закономерности [27].

При разработке комбинированных уравнений авторы [31] исходили из предпосылки, что окружающая среда, в частности вводимый с питанием крупный материал, влияет на измельчение отдельных классов. При этом линейное уравнение кинетики характеризует процесс, протекающий с постоянной относительной скоростью измельчения, а уравнение нулевого порядка — процесс, условно протекающий с постоянным заполнением мельницы материалом крупного класса и с постоянной абсолютной скоростью. Для конкретных расчетов необходимо определить роль каждой части уравнения в общем описании измельчения.

Нелинейные уравнения кинетики рассмотрены в работах А. Гундермана (1942 г.), Г. Хюттига, К. Седлачека и Л. Басса (1953 г.), Н. Арбитра и У. Брани, М. Пападакиса (1961 г.), Д. Фюрстенау и П. Сомасундарана (1964 г.), Ф. Патата (1959—1968 гг.) и др. Важно отметить, что в качестве обоснования этих зависимостей авторы рассматривают влияние степени заполнения мельниц измельчающим материалом и взаимное влияние классов круности на изменение относительной скорости измельчения и практически не учитывают неоднородность материала по крепости.

Оригинальную зависимость, основываясь на работах Х. Майера и И. Неймана, предложили К. А. Разумов, В. А. Перов, В. В. Зверевич, Л. Ф. Биленко [30]. Е. А. Непомнящий и Л. П. Шупов разработали нелинейные уравнения кинетики измельчения на основе теории вероятностей [32, 33]. О. Н. Тихонов выразил уравнения в обобщенном виде [34].

Из уравнений кинетики, выражающих взаимосвязь круности материала и времени измельчения, наиболее универсальна зависимость Товарова — Перова [27]. Она позволяет рассматривать остаток на контрольном сите, размер зерен и время измельчения во взаимосвязи.

В работах В. В. Товарова, Г. С. Ходакова даны уравнения кинетики изменения поверхности измельчаемого порошка во времени. Практическое применение этих уравнений пока ограничено.

Учитывая, что уравнение кинетики является основной составляющей математической модели измельчения, рассмотрим более детально наиболее характерные уравнения для каждой из указанных выше групп.

Линейное уравнение имеет вид

$$dR/dt = -kR, \quad (2.1)$$

К виду уравнений для процессов, подобных химической реакции 1-го порядка, относится уравнение Разумова, Перова, Зверевича, Биленко [30]:

$$dR/dt = -k_p R^{m+1}. \quad (2.2)$$

Среди уравнений кинетики, представляющих собой зависимости, синтезированные в соответствии с предполагаемым характером процесса измельчения материала, необходимо различать:

уравнения кинетики, содержащие в правой части две переменные — остаток R и время t . К ним относится уравнение Товарова [27]:

$$dR/dt = -k_t t^{m-1} R; \quad (2.3)$$

уравнения с одним переменным R . К этому подвиду относится уравнение Разумова, Перова, Зверевича, Биленко:

$$dR/dt = -k_p \left[p + \frac{1-p}{R_0} R \right] R, \quad (2.4)$$

комбинированное уравнение, состоящее из линейного уравнения кинетики и составляющей, выражающей постоянную скорость измельчения частиц [36]:

$$dR/dt = -\phi k_1 R + (1-\phi) k_0 R_0, \quad (2.5)$$

где ϕ — долевой коэффициент линейного уравнения кинетики; k_1 , k_0 — коэффициенты уравнения кинетики (относительные скорости измельчения); $k_0 R_0$ — величина постоянной скорости измельчения, доли ед.; R , R_0 — остатки на контрольном сите соответственно в данный момент времени и до начала измельчения; k , k_p , k_t , m и p — коэффициенты (параметры), определяемые опытом.

Другие, известные уравнения могут быть отнесены к одному из перечисленных видов и отличаются часто лишь формой выражения эмпирических коэффициентов. Поскольку многочисленными работами показано, что линейное уравнение не описывает с достаточной точностью процесс измельчения такого неоднородного по крепости материала, как железистые кварциты и другие руды [27, 30], проанализируем только характерные уравнения 2-го и 3-го видов, а именно (2.2), (2.3), (2.4) и комбинированное уравнение (2.5).

Сравним следующие основные характеристики уравнений: граничные (пределные) значения скоростей измельчения, показывающие степень соответствия данной формулы физическим аспектам описываемого явления,

ПРЕДЕЛЬНЫЕ ЗНАЧЕНИЯ СКОРОСТЕЙ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПО УРАВНЕНИЯМ КИНЕТИКИ

Таблица 2.1

Фор- мула	Интегральная и дифференциальная формы уравнения	Скорость измельчения — dR/dt		Относительная скорость измельчения по остатку — dR/Rdt	
		Момент времени		Уравнение	
		$t \rightarrow 0$	$t \rightarrow \infty$	$k_p' R^m$	Момент времени
(2.2)	$R = \frac{R_0}{(1 + k_p' m R_0^m t)^m}$ $dR/dt = -k_p' R^{1+m}$	$k_p' R_0^{1+m}$ при $m > 0$ и $m < 0$	$R \rightarrow 0$ при $m > 0$ 0 при $m < 0$	$k_p' R^m$	$k_p' R_0^m$ при $m > 0$ 0 при $m > 0$ ∞ при $m < 0$
(2.3)	$R = R_0 e^{-k_p' t^m}$ $dR/dt = -k_p' R_0 t^{m-1}$	0 при $m > 1$ ∞ при $m < 1$	0 при $m > 1$ и $m < 1$	$k_p' m t^{m-1}$	0 при $m > 1$ ∞ при $m < 1$
(2.4)	$R = \frac{\rho R_0}{e^{k_p'' \rho t} + p - 1}$ $dR/dt = -k_p'' \left[p + \frac{(1-p)}{R_0} R \right] R$	$k_p'' R_0$	0	$k_p'' \left[p + \frac{(1-p)}{R_0} R \right]$	k_p''
(2.5)	$R = \widehat{R_0} e^{-\Phi k_1 t} - (1 - \Phi) k_0 R_0 t$ $dR/dt = -\Phi k_1 R -$ $- (1 - \Phi) k_0 R_0$	$\Phi k_1 R_0 + (1 - \Phi) \times$ $\times k_0 R_0$	$(1 - \Phi) k_0 R_0$	$\Phi k_1 + \frac{1 - \Phi}{R} k_0 R_0$	$\Phi k_1 + (1 - \Phi) k_0$ $+\infty$

характер изменения функции абсолютной и относительной скоростей измельчения во времени;

степень соответствия зависимостей экспериментальным данным.

Предельные значения скоростей измельчения приведены в табл. 2.1.

Конкретизируем возможную область практического применения каждого из уравнений. Руды в большинстве случаев измельчаются с уменьшающейся относительной скоростью. Соответственно практический интерес представляют те области зависимостей, которые показывают это снижение, т. е. для зависимости (2.2) область $m > 0$; (2.3) область $m < 1$ и (2.4) область $p < 1$.

Согласно уравнению (2.2), скорость измельчения при $m > 0$ изменяется от конечной величины $k_p' R_0^{1+m}$ — при $t=0$ до 0 при $t=\infty$, а относительная скорость — от $k_p' R_0^m$ до 0 соответственно (см. табл. 2.1).

Скорость измельчения имеет постоянную величину при $m = -1$ ($dR/dt = -k_p'$) т. е. в случае, имеющем ограниченное значение. Относительная скорость dR/Rdt изменяется от $k_p' R_0^m$ при $t=0$ до ∞ при $t=\infty$.

Скорость равна 0 при $t=\infty$. Относительная скорость измельчения постоянна при $m = 1$; $dR/Rdt = k_p'$. Экстремальное значение относительной скорости возможно при $t=\infty$, т. е. когда ее величина равна 0 или ∞ при $m > 0$ и $m < 0$ соответственно. При $t=0 \div \infty$ экстремумы функций отсутствуют.

Абсолютная и относительная скорости измельчения, согласно уравнению Товарова (2.3), при $m < 1$ изменяются от ∞ до 0. Относительная скорость равна постоянной величине при $m = 1$.

Функция скорости имеет экстремальное значение только при $m > 1$, функция относительной скорости его не имеет.

Зависимости относительной скорости dR/Rdt от величины остатка приведены на рис. 2.1, 2.2.

Согласно уравнению Разумова (2.4), скорость измельчения изменяется от величины $k_p'' R_0$ при $t=0$ до 0 и при $t=\infty$. Относительная скорость изменяется от k_p'' до k_p''' . Соответственно функция скорости имеет экстремальное значение при $p > 2$, т. е. в случае, выходящем из области измельчения неоднородных по крепости руд (относительная скорость при $p > 2$ со временем возрастает). Относительная скорость экстремумов не имеет.

Скорость измельчения, согласно комбинированному уравнению (2.3), изменяется от величины $\Phi k_1 R_0 + (1 - \Phi) k_0 R_0$ при $t = 0$ до $(1 - \Phi) k_0 R_0$ при $t = \infty$, относительная скорость от величины $\Phi k_1 + (1 - \Phi) k_0$ при $t = 0$ до ∞ при $t \rightarrow \infty$.

Данное выражение кинетики применяется только для нехарактерного для руды случая измельчения, когда его относительная скорость со временем возрастает.

Обобщая изложенное, следует отметить, что в основу известных выражений кинетики положено представление о разрушении зерен

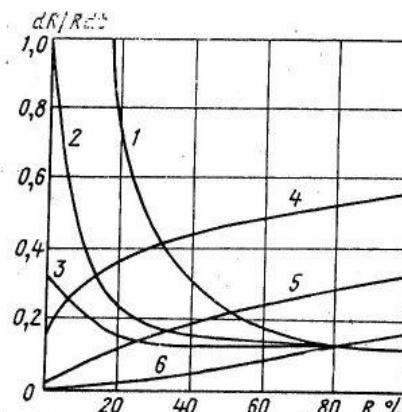


Рис. 2.1. Зависимость относительной скорости измельчения от величины остатка на контролльном сите $dR/Rdt = k_p' R^m$:

$$\begin{aligned} 1 - k_p' = 0,1, \quad m = -0,25; \quad 2 - k_p' = 0,1, \quad m = -0,5; \\ 3 - k_p' = 0,1, \quad m = 1,19; \quad 4 - k_p' = 0,56, \quad m = 0,25; \\ 5 - k_p' = 0,329, \quad m = 0,62; \quad 6 - k_p' = 0,16, \quad m = 1,19 \end{aligned}$$

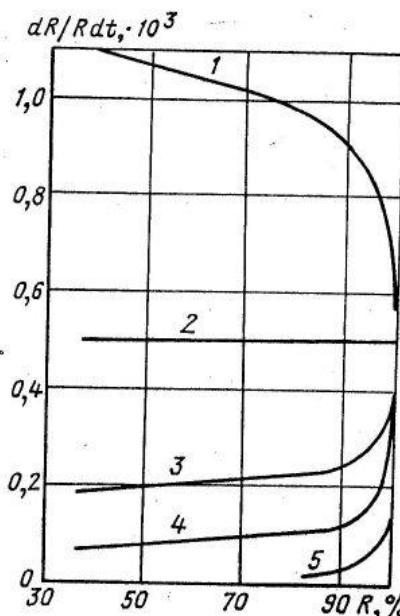


Рис. 2.2. Зависимость относительной скорости измельчения от величины остатка на контролльном сите $dR/Rdt = -k_t m t^{m-1}$ при m :
1 - 1,1; 2 - 1,0; 3 - 0,9; 4 - 0,8; 5 - 0,7 ($k_t = 0,0005$)

в мельницах как об абсолютно хрупком. При этом величина начальной относительной скорости измельчения может быть бесконечно большой или конечной, которая затем монотонно убывает или возрастает.

Анализ явлений разрушения рудных зерен при измельчении показывает, как уже отмечалось выше, что в целом измельчение протекает иначе.

При большом числе зерен, одновременно воспринимающих силовую нагрузку от падающего шара, величина последней для многих из них не достигает критической. Зерно или его части при измельчении до конечной крупности испытывают многократно повторяющиеся нагрузки. В связи с этим существенное значение при разрушении приобретают усталостные явления в отдельных зернах или их осколках.

Рассмотрим как протекает во времени процесс разрушения массы зерен в мельнице. Уточним, что началом измельчения порции руды может быть момент ее поступления врабатывающую мельницу при непрерывном процессе или момент включения мельницы в работу при периодическом.

В обоих случаях начало процесса определяется моментом нагрузки одного или нескольких из совокупности зерен внешней силой. Разрушение зерна, как известно, проходит две фазы, проте-

кающие последовательно: фазу упругих и пластических деформаций и фазу разрушения при достижении предельных нагрузок. На бесконечно малом отрезке времени ($t \rightarrow 0$), соответствующем фазе упругих деформаций, очевидно, что $R = \text{const}$.

В связи с этим можно утверждать, что в начальный момент времени скорость измельчения стремится к нулю, т. е. $dR/dt \rightarrow 0$ при $t \rightarrow 0$.

Соответственно относительная скорость измельчения также стремится к нулю: $dR/Rdt \rightarrow 0$, так как при $t=0$ $R=R_0=\text{const}$.

Интервал времени t , при котором относительная скорость может быть равной или близкой нулю, зависит от размера, крепости зерен и их концентрации. В ряде случаев, например при самоизмельчении руд, необходимо продолжительное время для накопления усталостных изменений в кусках руды критической крупности для того, чтобы они могли быть разрушены.

Большое количество тепла, выделяемого при измельчении, свидетельствует о наличии множества нагружений зерен, недостаточных для их разрушения и приводящих к неупругим деформациям.

Скорость измельчения зависит также от вероятности попадания зерен в зону механического нагружения. Особенно это касается мелких зерен в связи с тем, что крупные могут их перекрывать.

Если исходить из гипотезы о существенной роли усталостного разрушения зерен при измельчении крепких горных пород, то функция относительной скорости должна иметь экстремум.

Относительная скорость измельчения узкого класса крупности, минимальная в период накопления микротрещин, возрастает, когда их число и концентрация достигают критических значений, в связи с чем материал интенсивно разрушается. Затем скорость снижается на время следующего интервала образования микротрещин. Поэтому возможно несколько экстремальных значений зависимости относительной скорости от времени при затухании ее колебаний благодаря концентрации в доизмельчаемом продукте более крепкого и однородного материала.

По мере снижения крупности зерен увеличивается объемное содержание классов крупности, близких к контролльным размерам отверстий сит (например, 0,074; 0,050⁻мм). Тем самым создаются благоприятные вероятностные условия для более интенсивного перевода этих классов при разрушении в минусовый продукт и достижения максимальных значений скорости измельчения. При этом экстремальные значения функции относительной скорости могут перемещаться в сторону более мелких классов.

При конечном значении t скорость и относительная скорость измельчения должны иметь конечные величины, а при $t \rightarrow \infty$ стремиться к нулю, так как при бесконечном времени предполагается измельчение практически неизмельчаемого материала.

Экспериментальная проверка измельчения массы зерен подтвердила правильность вышесказанного.

Автором произведены опыты при обычной ($t=300; 600; 1800; 3600; 7200; 9000$ с) и малой продолжительности измельчения ($t=1$;

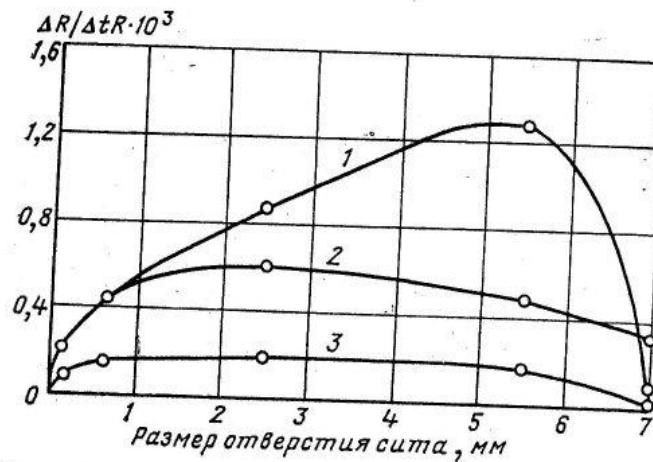
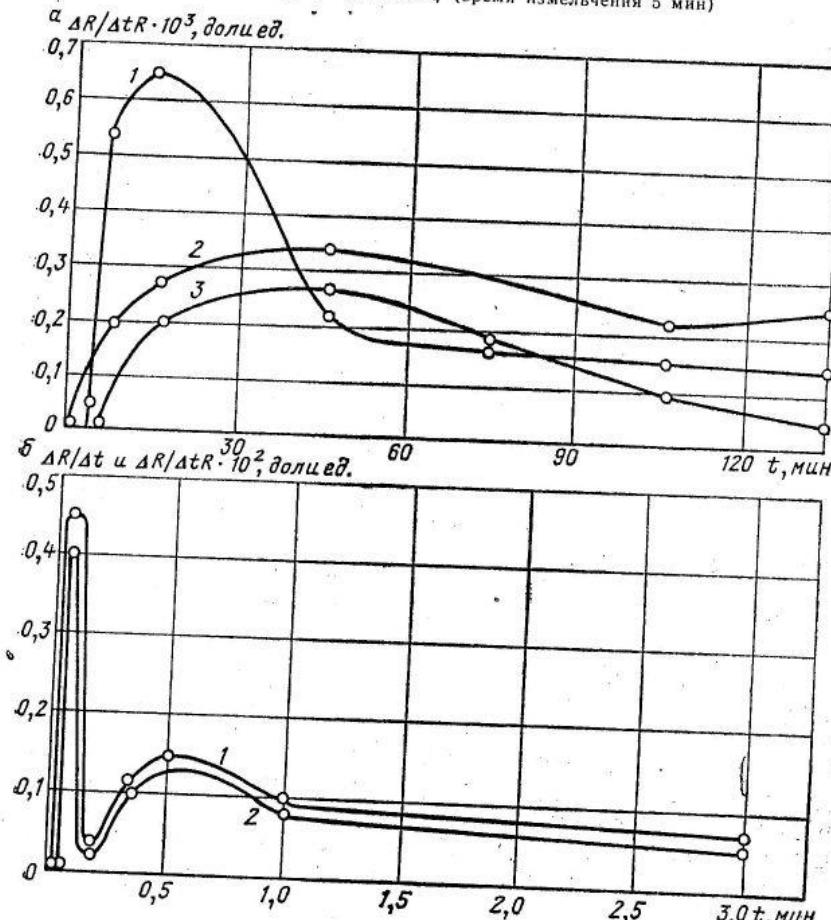


Рис. 2.3. Зависимость относительной скорости измельчения материала от крупности остатка:
3 — навеска $3q$; 2 — навеска $2q$; 3 — навеска q (время измельчения 5 мин)



2; 10; 20; 30; 60 с), по результатам которых построены зависимости скорости и относительной скорости измельчения от крупности зерен и времени (рис. 2.3—2.5). Измельчались магнетитовые кварциты ИнГОКа, ЮГОКа, окисленные кварциты Михайловского месторождения (КМА), известняк и др. Каждая навеска составлялась из отдельных, предварительно приготовленных зерен различных классов в заданном соотношении.

Из рис. 2.3 следует, что зависимости относительной скорости измельчения от крупности изменяются экстремально. Положение экстремумов зависит от массы измельчаемого материала. Для наиболее крупных зерен относительная скорость снижается, что соответствует высказанной выше гипотезе.

Более высокие значения относительных скоростей измельчения средних и мелких зерен по сравнению с крупными в начальный период (0—5 мин) свидетельствуют о сравнительно слабом влиянии крупных зерен на скорость измельчения мелких, и, следовательно, о подчиненном значении фактора вероятности в сопоставлении с крепостью зерен. Различия в относительных скоростях измельчения отдельных классов крупности предопределяют накопление фракций с малой скоростью измельчения.

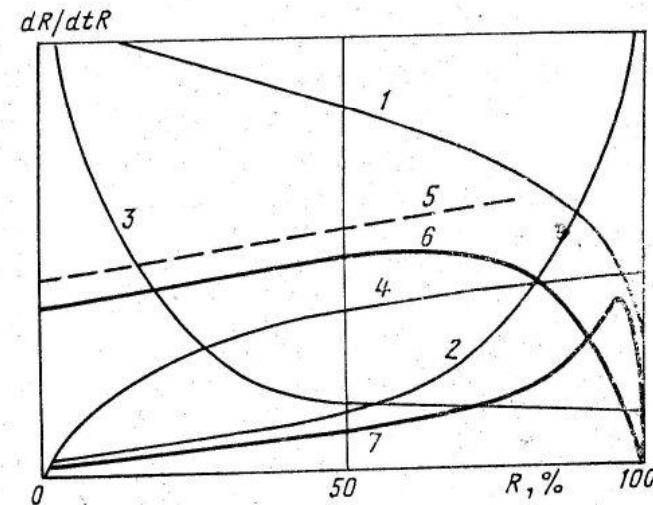


Рис. 2.5. Зависимости относительной скорости измельчения от величины остатка на контрольном сите:
1, 2 — зависимость (2.3) соответственно при $m > 1$ и $m < 1$; 3, 4 — зависимость (2.2) при $m < 0$ и $m > 0$; 5 — зависимость (2.4) при $p < 1$; 6, 7 — зависимости, построенные по результатам опытов

Рис. 2.4. Зависимость относительной скорости (а и б, 1), скорости (б, 2) измельчения железистых кварцитов от времени.
а: 1 — навеска q (крупность +7—8 мм); 2 — навеска $4q$ (+7—8 мм); 3 — навеска $2q$ (+0,074—8 мм); б: навеска $2q$ руды крупностью 6—0 мм по остатку +50 мкм

Зависимости относительных скоростей измельчения от времени во многих случаях также имели особенно для крупных классов экстремальный характер (рис. 2.4). Положение экстремума зависит от размера измельчаемых зерен и количества измельчаемого материала. Анализ результатов опытов позволяет представить следующую картину измельчения материала в открытом цикле. В первый период с максимальной относительной скоростью измельчаются преимущественно классы средней крупности. Среди крупных зерен измельчаются отдельные наименее крепкие. В остальной массе крупных зерен образуются и накапливаются микродеформации и микротрещины.

В следующий интервал времени происходит усталостное разрушение крупных зерен с максимальной относительной скоростью. При этом образуются и накапливаются мелкие зерна, в которых начинается процесс концентрации усталостных изменений.

В третий период экстремальное значение относительной скорости перемещается в область мелких классов, а тонкие накапливаются. В замкнутом цикле накапливающиеся классы переходят в циркулирующую нагрузку.

При измельчении в открытом цикле вероятность измельчения мелких зерен возрастает по мере уменьшения количества крупных и увеличения концентрации мелких. В замкнутом цикле вероятность также возрастает в связи с увеличением концентрации мелких зерен в циркулирующей нагрузке.

Таким образом, относительная скорость измельчения изменяется со временем волнообразно, сначала при малом t может наблюдаться ее увеличение, соответствующее измельчению слабых зерен и экстремум может находиться рядом с осью абсцисс, следующий экстремум соответствует измельчению после накопления в зернах усталостных дефектов.

При самоизмельчении крепких руд начальный экстремум соответствует обкалыванию острых углов и граней, наблюдавшихся в опытах [35].

Слабыми экстремумами в течение процесса можно пренебречь, тогда типичную картину изменения функции относительной скорости измельчения представляет рис. 2.4, а (кривые 1 и 3).

Анализ известных уравнений кинетики показал (см. табл. 2.1, рис. 2.5), что функция относительной скорости измельчения dR/Rdt ни в одном случае не имеет экстремума. Функции абсолютных скоростей имеют экстремумы только при параметрах, не характерных для измельчения руд [например, $m > 1$ для уравнения Товарова (2.3), $p > 2$ для уравнения Разумова (2.4)], при которых относительная скорость возрастает с увеличением времени измельчения. Можно видеть, что значения относительной скорости измельчения, определяемые по приведенным зависимостям, могут совпадать с действительными только на отдельных участках кривых.

Изложенное предопределило необходимость разработки уравнения кинетики, выражающего указанные выше закономерности измельчения руды.

Принятый способ применения уравнений кинетики, используемый для характеристики измельчения руд разной крупности, имеет общие недостатки. Отсутствует определение граничных параметров (начальная крупность, соответствующая времени $t=0$). При существующем способе выражения уравнений кинетики, когда за начальную принимается точка, соответствующая данной произвольной крупности, исключается возможность сопоставления параметров кинетики измельчения различных руд при разной крупности. Это ограничивает возможность применения уравнения кинетики узкими рамками лабораторных опытов на материале одной крупности.

2.1.2. СТАТИСТИКО-МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ

Известны две концепции, положенные в основу создания математических моделей измельчения материала.

Согласно первой концепции, разработанной и обоснованной Ленинградской школой под руководством К. А. Разумова и В. А. Пернова [30], основным положением является независимость измельчения отдельных фракций материала в мельнице. Это позволяет рассматривать процесс измельчения отдельной порции руды от начальной до конечной крупности как непрерывный. Независимость измельчения отдельных фракций руды в определенных условиях подтверждена экспериментальными работами В. А. Пернова, Л. Ф. Биленко, А. А. Васильевой, А. Ф. Шевченко и др.

Предполагают, что взаимовлияние измельченных зерен возможно только на стадии агрегации.

Согласно второй концепции, изложенной в работах Дж. Хербста, Д. Фюрстенау, Д. Келсалла, Х. Роуза, Г. Грэнди и др. [26, 29, 31], учитывается значительное взаимовлияние различных классов и продуктов в процессе измельчения, в особенности перекрывающие действие крупных частиц. При этом одной из главных задач моделирования, решаемой авторами, является выражение гранулометрического состава конечного продукта в зависимости от крупности питания мельницы и времени измельчения.

Подавляющее число работ по моделированию процесса измельчения базируется на представлениях о процессе как о линейной системе (описывается линейными уравнениями кинетики). Исходя из этого Дж. Хербст и Д. Фюрстенау разработали схему оценки параметров измельчения порций руды, рассмотрев узкие классы измельчаемого материала (дискретное гранулометрическое распределение). Г. Гумц и Д. Фюрстенау, Г. Грэнди и др. расширили и обобщили методы моделирования линейных систем. При этом Г. Гумц и Д. Фюрстенау рассмотрели вопрос моделирования замкнутого цикла измельчения с периодическим отсевом готового продукта.

В работах Д. Келсалла и др. описано моделирование порционного измельчения, а также непрерывного измельчения в открытом и замкнутом циклах. Порционное измельчение с дискретным гра-

нулометрическим распределением изучали также Т. Мика и Л. Аустин. Из-за изменения гранулометрического состава при измельчении порции руды в открытом цикле более правильным считается осуществление непрерывного измельчения в замкнутом цикле [26] или с имитацией замкнутого цикла [29].

Дж. Хербст, Г. Грэнди, Д. Фюрстенау рассмотрели моделирование промышленных мельниц на основе лабораторных испытаний и линейных уравнений кинетики измельчения [26].

Модель порционного измельчения с дискретным гранулометрическим распределением строится на основе дифференциальных уравнений материального баланса каждого класса крупности. При этом параметры модели определяются через функции отбора и размалывания.

Согласно принятой терминологии, функция отбора (или селективная функция) выражает относительную скорость измельчения материала данного узкого (иногда суммарного) класса крупности:

$$k_i = dq_i/dt q_i, \quad (2.6)$$

где k_i — относительная скорость измельчения; q_i — масса материала узкого класса крупности (на сите); t — продолжительность измельчения.

Функция размола или функция измельчения (разрушения) представлена величинами отношений скорости образования материала данного узкого класса крупности к скорости измельчения класса, крупнее данного:

$$b_{i-j} = dq_i/dt k_j q_j, \quad (2.7)$$

где b_{i-j} — относительная скорость образования класса крупности в пределах сит $i-j$; dq_i/dt — скорость образования узкого класса крупности на сите i из классов j (крупнее i); q_j — масса материала узкого класса на сите j крупнее i ; k_j — относительная скорость измельчения узких классов, крупнее класса i .

Величины b_{i-j} численно равны доле размолотого продукта j -го класса крупности, переходящего в i -й класс. Значения b_{i-j} определяются за короткий промежуток времени измельчения, при котором образующиеся частицы имеют незначительную вероятность повторного разрушения.

Уравнение материального баланса для изучения кинетики измельчения впервые было предложено Л. Бассом и решено Т. Меллоем и А. Годзеном [36]. Согласно этому уравнению, скорость образования материала данного узкого класса равна скорости образования его из всех узких классов, крупнее данного, минус скорость разрушения данного узкого класса.

Рассмотрим на примере работ Д. Келсалла и К. Рейда [29, 37] основные положения моделирования с использованием линейного уравнения кинетики.

Если обозначить массу самого крупного класса q_1 , второго q_2 , третьего q_3 и относительные скорости измельчения соответственно

k_1 , k_2 и k_3 , то уравнения материального баланса для каждого класса крупности будут иметь вид:

для частиц самого крупного класса

$$dq_1/dt = -k_1 q_1; \quad (2.8)$$

для частиц второго класса крупности

$$dq_2/dt = -k_2 q_2 + b_1 k_1 q_1, \quad (2.9)$$

где b_1 — относительная скорость образования класса q_2 из класса q_1 ;

для частиц третьего класса крупности

$$dq_3/dt = -k_3 q_3 + b_1 k_2 q_2 + b_2 k_1 q_1, \quad (2.10)$$

где b_1 , b_2 — относительные скорости образования класса q_3 соответственно из классов q_1 и q_2 .

В общем виде уравнение материального баланса выражается

$$dq_i/dt = \sum_{j=1}^{i-1} b_i k_j q_j - k_i q_i, \quad (2.11)$$

где dq_i/dt — скорость измельчения данного узкого класса крупности; b_i — относительная скорость образования данного класса крупности из классов крупнее данного; k_i — относительная скорость измельчения классов крупнее данного; q_j — масса класса, крупнее данного; q_i — масса данного класса крупности; k_i — относительная скорость измельчения данного класса крупности; $i-1$ — верхний предел; i — порядковый номер сита; $j-1$ — нижний предел, j — порядковый номер сита, крупнее i .

Первый член правой части уравнения (2.11) выражает скорость образования материала данной крупности из всех частиц, крупнее данных; второй (функция отбора) — скорость измельчения зерен данного размера.

Распределение времени пребывания материала в мельнице показывает продолжительность пребывания каждой части (класса крупности) любой частной пробы продукта, измельченного в мельнице.

Зная величины b , k и q , можно рассчитать гранулометрический состав материала после заданной продолжительности его измельчения. Для этого необходимо на основе экспериментов определить следующие параметры: относительные скорости измельчения зерен всех имеющихся размеров k_i ; общую зависимость относительной скорости образования классов от крупности материала; распределение времени пребывания материала в мельнице; гранулометрический состав питания.

Для получения относительной скорости образования классов крупности каждое b можно рассчитать ступенчато по данным скоростям измельчения, начиная от верхнего сита к нижнему по гранулометрическому составу.

Д. Келсалл и К. Рейд [29] показали, что среднее время пребывания материала в мельнице, определенное как частное от деления

количество материала, находящегося в мельнице, на ее производительность (скорость подачи совместно с циркулирующей нагрузкой), хорошо соответствует средней величине распределения времени пребывания в мельнице исходной руды определенных классов. К такому же выводу пришли Н. Батра и А. Бисвас.

Поэтому при расчетах часто применяется среднее время пребывания материала в мельнице, которое лучше всего соответствует экспериментальным результатам.

При переходе от открытого к замкнутому циклу учитывают распределение времени пребывания каждого класса крупности в классификаторе, а также эффективность классификатора в установившемся режиме.

Выводы, полученные авторами для мельницы, работающей в открытом цикле, были позднее распространены на замкнутый цикл мокрого измельчения в шаровой мельнице [37]. Основным недостатком изложенного метода является допущение, что относительная скорость измельчения материала в период его пребывания в мельнице — величина постоянная. Следует, однако, признать, что в узких дискретных классах крупности и при малых интервалах времени неоднородность материала должна влиять на скорость в меньшей степени.

В более поздних работах Г. Грэнди и Д. Фюрстенау [31] признают, что принятное линейное уравнение кинетики практикой измельчения полезных ископаемых не всегда подтверждается и может рассматриваться как частный случай. Ими сделана попытка разработать метод расчета гранулометрического состава измельченного в стержневой мельнице материала на основе комбинированного уравнения (2.5). Скорость изменения массы частиц узкого класса при измельчении, по Г. Грэнди и Ф. Фюрстенау, выражается как

$$dq_1(t)/dt = \Phi_1 k_1 q_1(t) + (1 - \Phi_1) k_0 q_1(0), \quad (2.12)$$

где $q_1(t)$ — масса частиц узкого класса крупности; $q_1(0)$ — масса исходного материала (загрузки мельницы); Φ_1 — долевое участие линейного уравнения кинетики для данного класса крупности; $k_1 q_1(t)$ — скорость измельчения частиц данного класса, выражаемая линейным уравнением кинетики; $k_0 q_1(0)$ — постоянная скорость измельчения.

Относительная скорость образования частиц i -го класса крупности из частиц класса крупности 1 $b_{ii} k_1(t)$ также выражается комбинацией зависимостей, в которой учитывается доля участия составляющих уравнения:

$$b_{ii} k_1(t) = b_{ii} k_1 \left[(\Phi_1) + (1 - \Phi_1) \frac{q_1(0)}{q_1(t)} \right], \quad (2.13)$$

где b_{ii} — относительная скорость образования класса крупности i из класса 1; k_1 — относительная скорость измельчения класса крупности 1 (остальные обозначения см. выше).

Поставленная авторами задача моделирования процесса на базе нелинейных уравнений кинетики [31] осталась нерешенной из-за сложности математического выражения процесса измельчения и образования узких классов крупности. Решение полученных уравнений зависит от правильности экспериментального определения многочисленных величин, таких как относительная скорость образования узких классов b_i , относительная скорость измельчения k и доля участия линейного уравнения кинетики Φ_1 , для каждого рассматриваемого класса крупности.

К столь сложному решению привело необоснованное, на наш взгляд, преувеличение влияния на процесс измельчения изменения скорости измельчения мелких частиц, связанного с перекрывающим действием крупных, а также рассмотрение данного процесса в пределах одного прохождения материала через мельницу.

Так как в уравнениях материального баланса рассматривается изменение крупности материала за одно прохождение через мельницу, это требует четкого определения времени пребывания в мельнице частиц каждого класса крупности. В связи с этим возникла необходимость детального рассмотрения структуры потоков в мельнице, что привело к разработке множества моделей схем с перемешивателями, аналогично схемам химической технологии [38]. Это дополнительно усложнило решение задачи моделирования измельчения материала. Некоторые зарубежные исследователи критически оценивают возможности изложенного метода моделирования в целом, учитывая малую надежность многих величин, определяемых экспериментально. Так, К. Томура и Т. Танака [39] отмечают, что применение зависимостей К. Рейда и Д. Келлсала, А. Годэна и Т. Мелоя, Л. Аустина и Р. Климпеля связано со сложными экспериментами, результаты которых нельзя распространять на другие мельницы.

Если применительно к измельчению разнородных по крепости компонентов искусственных смесей гипотеза К. А. Разумова, В. А. Перова и Л. Ф. Биленко о независимом измельчении фракций руды дискуссионна, то совершенно очевидна ее справедливость для дисперсии исходной руды целиком, в особенности для руд, минеральные фракции которых мало отличаются по крепости.

Авторы объясняют независимость скорости измельчения тем, что контакт шаров и частиц при совместном движении не прерывается, а удары шаров передаются мелким частицам через крупные. Можно дать несколько иное обоснование этой гипотезе, рассматривая измельчение не отдельных компонентов, а всей порции исходной руды.

Вероятность попадания тех или иных частиц под удар шаров в процессе измельчения регулируется величиной циркулирующей нагрузки, зависящей от крупности измельчения. При контролирующей крупности слива классификатора замедление измельчения зерен той или иной крупности приводит к возрастанию циркулирующей нагрузки, что увеличивает вероятность измельчения накапливающегося продукта до необходимого уровня за счет рассредоточения его в мельнице.

точения более крупных кусков руды в массе циркулирующего мелкого материала. Здесь проявляется вторая функция классификатора: регулирование вероятности измельчения контролируемых остатков.

Таким образом, можно прийти к выводу, что средняя вероятность измельчения остатка материала в открытом и замкнутом циклах при определенных циркулирующих нагрузках может быть одинаковой. Это предопределяет одинаковые в обоих случаях продолжительность и расход энергии на измельчение контролируемого остатка.

При рассмотрении процесса измельчения материала от начальной до конечной крупности в замкнутом цикле как непрерывного задания моделирования упрощается. Необходимость конкретизации распределения материала в мельнице по крупности отпадает. Результат работы мельницы и классификатора может быть выражен посредством модели идеального вытеснения.

Для расчетов используется суммарное время нахождения каждой порции руды в мельнице, считая от момента поступления до выхода последних измельченных зерен в конце n -го цикла. Оно равно сумме n средних интервалов времени прохождения материала через мельницу.

Средняя продолжительность единичного прохождения определяется соотношением объемов или масс руды в барабане мельницы и питания. Крупность измельченного продукта при этом контролируется классификатором.

Дж. Хербст, Г. Грэнди, Д. Фюрстенау [26] предложили модель числового баланса, разработанную для расчета параметров мельниц непрерывного действия, т. е. авторы возвратились к модели, основанной на линейном уравнении кинетики первого порядка, упростив характеристику процесса измельчения.

Переход от лабораторного (полупромышленного) масштаба измельчения к промышленному производится исходя из следующих предпосылок:

пропорциональности относительной скорости измельчения расходу мощности мельницы:

$$k_i = k_i^E (N_p/q), \quad (2.14)$$

где k_i — дискретная относительная скорость измельчения, при которой разрушается материал класса крупности i ; k_i^E — относительная скорость измельчения, отнесенная к единице энергии на единицу массы руды в мельнице малого размера; q — масса руды, находящейся в мельнице; N_p — полезная мощность, потребляемая мельницей;

неизменности относительных скоростей образования частиц узких классов b_{ij} .

пропорциональности производительности мельниц задаваемой мощности при условии одинаковых распределений времени пребывания материала в мельницах и эффективности классификации.

Условия эквивалентности гранулометрического состава и циркулирующей нагрузки выражаются следующими соотношениями:

$$k_i(D_1)t(D_1) = k_i(D_2)t(D_2); \quad (2.15)$$

$$k_i = k_i^E (N_p/q) = k_i^E f(\psi, \varphi_{\pi}, \varphi_{\eta}, d_w) L_2 D_2^{(2.5+\delta)} / q; \quad (2.16)$$

$$\varphi_{\eta 2} = [\varphi_{\eta 1}/L_1 D_1^{(2.5+\delta)}] L_2 D_2^{(2.5+\delta)}, \quad (2.17)$$

где L_1, D_1, L_2 и D_2 — соответственно длина и диаметр эталонной и расчетной мельниц; t — средняя продолжительность пребывания материала в мельнице; Ψ — относительная частота вращения мельницы; φ_{π} — коэффициент заполнения мельницы шарами; φ_{η} — коэффициент заполнения объема шаровой загрузки рудной массой; d_w — диаметр шаров.

Моделирование осуществляется в несколько стадий [26]:

1) проведение периодического измельчения в эталонной шаровой мельнице с замером полезной мощности и рассевом продуктов, измельчавшихся в возрастающие интервалы времени (исходная крупность известняка составляла 2,36 мм);

2) определение относительной скорости измельчения материала исходной крупности (питания). Предполагается, что уравнение кинетики измельчения линейно;

3) определение относительной скорости образования частиц узких классов в результате дробления частиц исходной крупности;

4) определение параметров кинетики измельчения материала другой крупности; относительные скорости измельчения и образования частиц другого класса получаются путем проведения экспериментов при данной крупности материала.

Этот прием основывается на предположении однородности материала и возможности нормализации функций относительной скорости образования определенных классов из исходного питания заданной крупности, на использовании взаимосвязи относительной скорости измельчения и крупности измельчаемых зерен [26, 28], а также k_i и мощности по формуле (2.14).

Расчет величины k_i^E производится по результатам опытов на модели. При этом переход от экспериментально определенных значений k_i (а для частиц более крупных расчетных значений k_i к k_i^E) производится по формуле (2.14), а значения q и N_p определяются опытным путем.

Кроме указанных величин для определения показателей измельчения в промышленной мельнице необходимы данные о гранулометрическом составе питания, распределении времени пребывания материала в мельнице и показателях классификации (эффективность, циркулирующая нагрузка), которые задаются.

Наиболее часто движение материала в мельнице промышленного образца выражается моделью движения со структурным ядром или одного, двух либо трех идеальных смесителей, установленных последовательно.

Расчет производится на основе заданной удельной энергии, расходуемой в промышленной мельнице за один цикл прохождения материала (с учетом циркулирующей нагрузки). Зная удельную энергию, размеры мельницы определяют путем обычного расчета: мощность мельницы равна произведению удельной энергии на суммарное питание мельницы. По затраченной энергии определяется необходимый размер мельницы. Имея соотношение мощности лабораторной и промышленной мельниц, можно определить k_i для последней. На основании величин k_i и b_i определяется гранулометрический состав продукта промышленного измельчения.

Разработанный Дж. Хербстом и др. метод [26] имеет ряд недостатков принципиального характера.

В основе математической модели процесса измельчения лежит линейное уравнение кинетики, что, как уже отмечалось, не находит подтверждения при измельчении неоднородных по крепости руд.

Распределение крупности измельченного материала также рассматривается упрощенно на основе линейных зависимостей между суммарным выходом продукта данной крупности и временем измельчения (уравнение Годэна—Шумана—Андреева).

Не рассматриваются условия подобия явлений механики процесса, зависящие от плотности пульпы, размера шаров, крупности исходной руды и др.

Следует отметить, что определение относительной скорости измельчения k_i (уравнения кинетики) и относительной скорости образования продукта любой крупности b_i по данным измельчения руды меньшей крупности в открытом цикле едва ли допустимо. В этом случае распределение крупности принимается без проведения опытов с адекватной для промышленных условий измельчения и классификации смесью, что свидетельствует об отказе от учета влияния окружающей среды на измельчение отдельных классов, рассматривавшегося ранее [37].

Возвращение к линейной модели процесса измельчения вызвано большой сложностью решения задачи моделирования процесса посредством системы нелинейных уравнений для дискретного гранулометрического распределения. Однако такое упрощение модели послужило, очевидно, основной причиной значительного несовпадения результатов промышленных экспериментов и расчетных данных, отмеченного в ряде статей [41].

Линейные уравнения приняты за основу моделирования порционного измельчения некоторыми советскими исследователями (А. Н. Марюта, Л. Л. Гулин, В. И. Вертегов, В. И. Слепов, М. Л. Рыскин и др.).

Уравнения содержат эмпирические коэффициенты, разработка метода определения которых требует постановки специальных исследований. По мере углубления исследований математические модели усложняются. Ф. Фрин, В. Хорст, В. Адамс и др. считают, что для моделирования промышленных циклов требуется постановка промышленных опытов, позволяющих получить надежные эмпирические коэффициенты и константы.

Противоречие между исходной предпосылкой об однородности материала и выражением процесса его измельчения линейной зависимостью, с одной стороны, и фактической неоднородностью руд, с другой — приводит к несоответствию зависимостей реальным явлениям, которое компенсируют излишней детализацией, разбивкой процесса измельчения по длине мельницы на ряд отдельных стадий. В итоге для расчетов требуется много экспериментальных данных.

2.1.3. ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕХАНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Для моделирования сложных процессов, теоретическое описание которых сложно из-за множества переменных параметров, влияющих на процесс, в технике широко применяется метод размерностей и подобия. Используя этот метод, некоторые исследователи [5, 42] стремились выразить динамическое подобие механических систем измельчения. Процесс измельчения состоит из двух частных процессов: движения рудно-шаровой загрузки и собственно измельчения руды. Скорость измельчения зависит не только от механики шаров, но и крупности руды. Поэтому подобие механики еще не означает, что энергия шаров от загрузки дает ожидаемое изменение крупности материала. Переход же на модели неизбежно связан с изменением крупности материала. В связи с этим оставались открытыми вопросы подобия измельчения материала разной крупности и масштабного перехода от одной крупности к другой.

Например, Роуз предложил уравнение на основе безразмерных отношений, выражающих условия подобия [5]. За характеристику скорости измельчения принимается изменение удельной поверхности материала в мельнице s (cm^2/cm^3):

$$s = k[f_1|D^{0.5}\rho^t/\mathcal{E}_s|; f_2 / (d_{\text{ш}}/D); f_3(d_{\text{ср}}/D); f_4(n/n_{\text{кр}}); f_5(\Delta/\rho); f_6(\Phi_{\text{ш}}); f_7(\Phi_{\text{п}}); f_8(u/D)], \quad (2.18)$$

где D — диаметр мельницы; $d_{\text{ш}}$ — диаметр шара; $d_{\text{ср}}$ — средний диаметр частиц; Δ и ρ — плотности соответственно пульпы и шаров; n — частота вращения мельницы; \mathcal{E}_s — энергия, необходимая для изменения на единицу поверхности материала; t — время измельчения; u — диаметр выходного отверстия мельницы; $\Phi_{\text{ш}}$ — коэффициент заполнения мельницы шарами; $\Phi_{\text{п}}$ — коэффициент заполнения пустот между шарами рудой.

Как можно видеть, приведенное выражение дает общую зависимость изменения поверхности материала от параметров процесса. Согласно этому уравнению, равенство s для двух или нескольких случаев измельчения возможно при тождестве значений всех функци-

ций f_1-f_8 . Однозначное решение уравнения может быть получено только при применении материала одной и той же крупности на модели и в натуре, что резко суживает возможность моделирования. При переходе от модели к промышленной мельнице и сохранении постоянными соотношений $d_{ш}/D$, $d_{ср}/D$ условия однозначности не выполняются, так как не учитывается изменение эффективности использования энергии шаровой загрузки в зависимости от удельной поверхности шаров и размера зерен руды. По существу, уравнение исключает возможность вариации параметров проведения опытов.

П. М. Алабужевым [42] показана возможность применения метода размерностей и подобия для моделирования измельчения в вибрационных мельницах. Уравнение имеет вид

$$\mathcal{E}_s^{1/2}/\omega^2 a^2 = \Phi(d_{ш}/a; d/a; \rho \omega^3/\mathcal{E}_s; \sigma a/\omega \mathcal{E}_s^{1/2}; V_{ш}/a^3; V_{п}/a^3), \quad (2.19)$$

где ω — скорость измельчения единицы массы материала; \mathcal{E}_s — энергия, необходимая для увеличения удельной поверхности материала на единицу; ω — частота колебаний; a — амплитуда колебаний; $d_{ш}$ и d — диаметры соответственно шаров и частиц; ρ — плотность шаров; σ — максимальное напряжение, необходимое для измельчения материала; $V_{ш}$ и $V_{п}$ — объемы соответственно шаров и измельчаемого материала.

Нетрудно заметить, что этому уравнению также свойственные указанные выше недостатки. Некоторые соотношения в уравнении имеют условный характер. Размер измельчаемых зерен в каждом случае должен, очевидно, определяться условием достаточной величины энергии шаровой загрузки для разрушения наиболее крупных кусков руды. Соотношения $d_{ш}/a$ и d/a не выражают это условие.

При применении шаров одной плотности ρ в разных мельницах и при одном материале $\sigma = \text{const}$ нельзя получить тождества критериев $\rho \omega^3/\mathcal{E}_s^{1/2} = \text{const}$ и $\sigma a/\omega \mathcal{E}_s^{1/2} = \text{const}$.

Х. Андреассен выражает условия подобия дробильно-измельчительных машин следующим образом: обе машины должны быть строго подобны, т. е. иметь одну и ту же конструкцию и формы с постоянным параметром подобия. Параметр подобия, по предложению автора, выражает подобие напряжений, испытываемых частицами в процессе разрушения под воздействием внешних нагрузок:

$$\lambda = Q_m E_m \sigma_m^2 / Q E \sigma^2, \quad (2.20)$$

где Q_m и Q — масса руды (шаров), приходящаяся на единицу объема соответственно в модели и рассматриваемой мельнице; E_m , E — модули упругости измельчаемого материала соответственно в модели и мельнице; σ_m и σ — предельные напряжения в измельчаемых частицах.

Р. Гийо [43] отмечает, что автором допускается узкая спецификация сил, участвующих при измельчении, и это слишком слабо отражает сложное взаимодействие, которое происходит в мель-

нице. Для соблюдения подобия Х. Андреассена при работе на одном материале в малых мельницах должны быть применены шары с массой, обратно пропорциональной размеру мельниц, т. е. более крупные, чем в промышленных мельницах, что практически несущественно.

Из этих примеров видно, что в целом динамическое подобие механических систем измельчительных агрегатов не является достаточным признаком подобия процессов измельчения руды разной крупности.

2.2. УРАВНЕНИЕ КИНЕТИКИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД КАК НЕОБРАТИМОГО ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

Кинетика измельчения и распределение гранулометрического состава измельченных продуктов предопределяют основные показатели технологии измельчения (производительность, крупность измельченного продукта и др.). Поэтому важно выразить уравнения кинетики и гранулометрического состава в соответствии с описанным протеканием процесса измельчения материала.

Известные уравнения кинетики измельчения руд выведены без учета термодинамических явлений, происходящих при измельчении. Это обстоятельство учтено автором совместно с В. И. Кармазиным при выводе настоящего уравнения.

Известно, что только часть механической энергии шаров расходуется на собственно разрушение рудных зерен (образование новой поверхности). Вероятность использования подводимой энергии на собственно разрушение зависит от ряда изменяющихся во времени факторов, наиболее существенными из которых является размер и крепость зерен.

С изменением размера зерен, увеличением их числа и накоплением усталостных изменений создаются предпосылки для повышения вероятности разрушения.

Таким образом, вероятность, а следовательно, расход энергии на собственно разрушение зависят от длительности процесса или в общем случае от количества подведенной к мельнице энергии.

Измельчение является необратимым термодинамическим процессом. Поэтому изменение вероятности расхода энергии на разрушение можно учесть с помощью известных закономерностей термодинамики.

Термодинамическая вероятность конечного состояния пропорциональна энтропии системы [44]. С учетом этого вероятный расход энергии на собственно разрушение зерен может быть выражен

$$\mathcal{E} = k_1 \mathcal{E}_{ш} S_{ш}, \quad (2.21)$$

где k_1 — безразмерный коэффициент пропорциональности; $\mathcal{E}_{ш}$ — расход энергии на движение шаровой загрузки, Дж; $S_{ш}$ — коэффициент энтропии, выражающий относительную величину изменения

энтропии системы; $S_0 = \Delta S/C_0$ (C_0 — постоянная, равная 1 Дж/градус; ΔS — изменение энтропии системы, Дж/градус).

Необходимо также учитывать индивидуальную характеристику руды, а именно, степень ее однородности по крепости. Как показали результаты опытов, расход энергии на разрушение в зависимости от характеристики однородности руды хорошо выражается степенной зависимостью:

$$\vartheta = (k_1 \vartheta_{\text{ш}} S_0 / k_2)^m k_3, \quad (2.22)$$

где m — показатель, характеризующий степень однородности руды по крепости; k_2 — постоянная, равная 1 Дж.

Распространяя на процесс измельчения закон действующих масс, можно записать:

$$dR/d\vartheta = -k_3 R, \quad (2.23)$$

где k_3 — коэффициент, характеризующий начальное относительное изменение остатка на единицу затраченной энергии, Дж⁻¹; R — остаток на контрольном сите.

Отсюда

$$R/R_0 = e^{-k_3 \vartheta} \text{ или } R/R_0 = e^{-k'_1 \left(\frac{\vartheta_{\text{ш}} S_0}{k_2} \right)^m}, \quad (2.24)$$

где

$$k'_1 = k_1^m k_2 k_3.$$

Выразим энтропию для разрушающей в мельнице руды. Если при подсчете количества тепла δQ , сообщенного телу, учесть и то количество, которое образуется необратимым путем из работы, то для необратимого термодинамического процесса [44]

$$dS = \delta Q/T^0,$$

где T^0 — абсолютная температура тела.

Принимая, что вся энергия шаровой загрузки необратимо теряется, и учитывая, что в руде создаются напряжения в результате внешнего теплового воздействия, можно записать:

$$\delta Q \approx \delta(\vartheta_{\text{ш}} + Q_0), \quad (2.25)$$

где Q_0 — тепло руды от внешнего источника, эквивалентное теплу механического сжатия, создающего в куске равное тепловому напряжение.

Изменение энтропии от энергии шаровой загрузки

$$\Delta S = \int_{T_0^0}^{T^0} \frac{dQ}{T}, \quad (2.26)$$

где T_0^0 и T^0 — температуры рудной массы, соответствующие Q_0 и $\vartheta_{\text{ш}} + Q_0$.

Для практических расчетов упростим зависимость (2.26). При небольших интервалах изменения температуры можно принять теплоемкость $C = \text{const}$.

Тогда

$$T^0 = (\vartheta_{\text{ш}} + Q_0)/C = (\vartheta_{\text{ш}} + \vartheta_0)/C; \quad T_0^0 = \vartheta_0/C$$

и

$$\Delta S = C \ln(\vartheta_{\text{ш}}/\vartheta_0 + 1),$$

где ϑ_0 — энергия механического сжатия, эквивалентная Q_0 ; t_0 — время приложения мощности шаровой загрузки для достижения ϑ_0 .

Выразим $\vartheta_{\text{ш}} = N_p t$ и $\vartheta_0 = N_p t_0$, где N_p — постоянная полезная мощность; t — время измельчения.

Откуда

$$\Delta S = C \ln(t/t_0 + 1). \quad (2.27)$$

Известно, что в начальный период (например, при изменении температуры от 0 до 1°) энтропия практически близка к нулю. Как показывают опыты, изменение температуры руды на 200—300° создает весьма малые напряжения вследствие прироста температуры T_0^0 , эквивалентно приросту за счет механического сжатия, и соответственно t_0 также малы по величине. Поэтому в данном случае в начальный период при времени t от 0 до 1 с, приращение энтропии также близко к нулю.

Поэтому мы можем принять как предельную величину $t_0 = 1$ с, тогда если $t=0$, то $\Delta S=0$ и практически не учитывается влияние внешнего теплового воздействия на систему измельчения.

Обозначим $\left[\left(\frac{C}{C_0} \right)^m \frac{k'_1}{k_2^m} N_p^m \right] = k'_w$ (размерность коэффициента

$k'_w = 1/C^m$) и подставим ее в уравнение кинетики, опустим с целью упрощения постоянную $t_0 = 1$ с.

Тогда уравнение кинетики измельчения материала (2.24) будет иметь вид

$$R/R_0 = e^{-k'_w [t \ln(t+1)]^m}. \quad (2.28)$$

Это уравнение соответствует изложенным выше теоретическим положениям о характере процесса измельчения материала и практическим результатам: функции скорости и относительной скорости измельчения, согласно этому уравнению, имеют экстремальный характер в рабочем диапазоне k и m .

Зависимость (2.28) при разных величинах m приведена на рис. 2.6.

Дифференциальная форма уравнения (2.28)

$$-dR/dt = k'_w m R \left\{ [\ln(t+1)]^m t^{m-1} + t^m \frac{1}{t+1} [\ln(t+1)^{m-1}] \right\}. \quad (2.29)$$

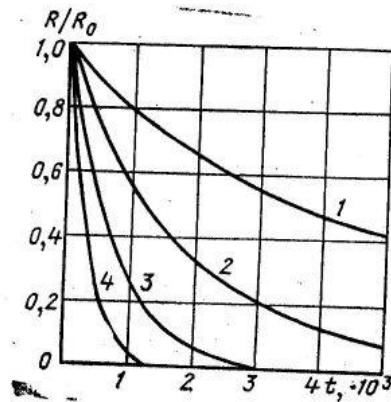


Рис. 2.6. Зависимость $R/R_0 = e^{-k_w[t \ln(t+1)]^m}$ при значениях параметра m :
1 - 0,7; 2 - 0,8; 3 - 0,9; 4 - 1,0 ($k_w = 0,0005$)

Отсюда относительная скорость измельчения

$$-\frac{dR}{R dt} = k'_w m \left\{ [\ln(t+1)]^m t^{m-1} + t^m \frac{1}{t+1} [\ln(t+1)]^{m-1} \right\}. \quad (2.30)$$

Функция dR/dt изменяется от 0 до ∞ при $m > 1$, однако значение параметра $m > 1$ нетипично для измельчения руд. При $m < 1$ предельные значения функции являются неопределенными. Неопределенность функций (2.29) и (2.30) в пределах $t \rightarrow 0$ и $t \rightarrow \infty$ можно раскрыть, применяя разложение в ряд Тейлора и пользуясь правилом Лопитала. Значения функций (2.28) при $t \rightarrow 0$ и $t \rightarrow \infty$ приведены ниже.

Продолжительность измельчения

	$t \rightarrow 0$	$t \rightarrow \infty$
Скорость измельчения $-dR/dt$	$0 (m > 0,5)$	$0 (m > 0,5)$
Относительная скорость измельчения по остатку $dR/R dt$	$\begin{cases} 0 (m > 1) \\ 0 (0,5 < m < 1) \end{cases}$	$\begin{cases} \infty (m > 1) \\ 0 (m < 1) \end{cases}$

Анализ многочисленных экспериментальных данных показывает, что уравнение (2.28) при $m = 1 \div 0,5$ описывает практически все случаи измельчения руд. Поэтому характер изменения уравнения (2.28) при m , выходящих за эти пределы, представляет лишь теоретический интерес.

При $m = 0,5$ функции $-dR/dt$ и $-dR/R dt$ изменяются от величины $2k'_w m$ до 0 соответственно при $t \rightarrow 0$ и $t \rightarrow \infty$, а при $m < 0,5$ — от ∞ до 0.

Зависимость относительной скорости измельчения $\frac{dR}{R dt} \frac{1}{k'_w}$ от времени приведена на рис. 2.7.

Можно видеть, что функции 5, 6, 7 имеют экстремум, совпадающий с экстремумом кривых, построенных по экспериментальным данным.

Уравнение (2.28) линеаризуется в координатах $\ln\left(-\ln\frac{R}{R_0}\right)$ и $\ln[t \ln(t+1)]$.

2.2.1. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ПРОВЕРКА УРАВНЕНИЯ КИНЕТИКИ

Уравнение кинетики (2.28) проверено экспериментально. Руды измельчались сухим и мокрым способами в мельницах диаметром 0,24; 0,3; 0,36; 0,9 и 1,2 м. Крупность измельчения контролирова-

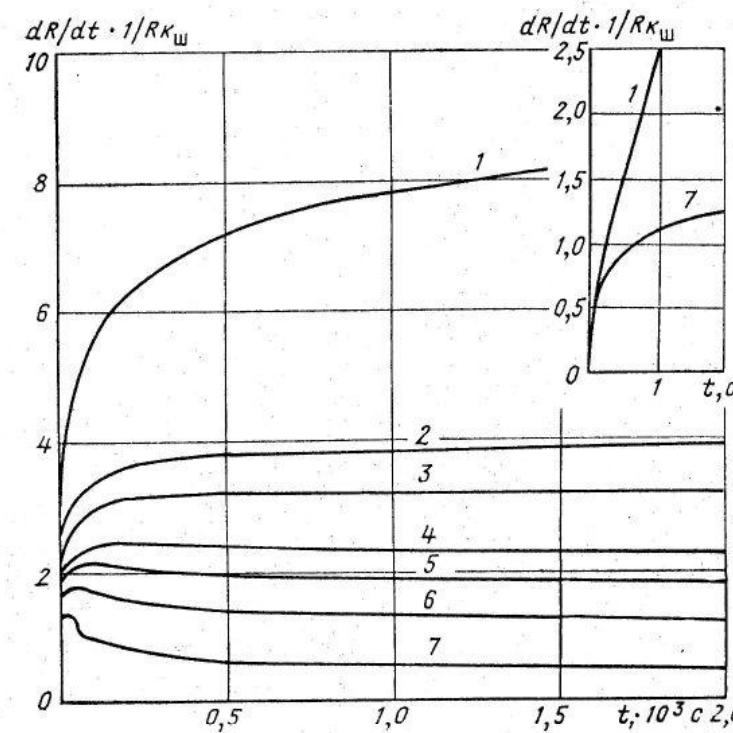


Рис. 2.7. Изменение относительной скорости измельчения по остатку во времени в уравнении кинетики $R/R_0 = e^{-k_w[t \ln(t+1)]^m}$ при значениях параметра m : 1 - 1,0; 2 - 0,92; 3 - 0,90; 4 - 0,86; 5 - 0,84; 6 - 0,8; 7 - 0,70 ($k_w = 0,0005$)

лась ситами с ячейками размером 0,05; 0,074; 0,1; 0,25; 0,4 мм. Во всех случаях уравнение обеспечивает высокий коэффициент корреляции (0,964 \div 0,982).

Из известных уравнений кинетики измельчения наиболее обоснована и удобна для практического применения зависимость Товарова (2.3). В литературе отмечается высокая сходимость опытных данных с результатами, рассчитанными по уравнению Товарова. Например, конкретная оценка степени соответствия формулы (2.3) экспериментальным данным измельчения железистых кварцитов, произведенная некоторыми авторами [18] и В. В. Товаровым [27], свидетельствует о том, что уравнение обеспечивает хорошую сходимость расчетных и опытных результатов при измельчении примерно до 80% класса — 0,074 мм. Для области указанной крупности происходит излом линейной зависимости при построении ее по опытным точкам в логарифмической шкале координат. Это объясняется тем, что функция $R/R_0 = e^{-k_w t^m}$ при больших значениях t изменяется быстрее, чем практически происходит

относительное изменение остатка на сите при тонком измельчении руд.

В связи с этим, как показывают конкретные расчеты, для тонкого измельчения (свыше 80% класса — 0,074 мм) уравнение дает большую погрешность.

Проведена также статистическая оценка уравнения (2.28) применительно к широкому интервалу крупностей по результатам измельчения различных характерных руд: магнетитовых кварцитов НКГОКа, ЮГОКа, Анновского и Скелеватского месторождений, окисленных кварцитов ЦГОКа, гематито-маргантитовых руд подземной добычи Кривого Рога, марганцевых руд. В 80% случаев уравнению (2.28) соответствовали более высокие корреляционные отношения η и более низкие средние остаточные отклонения σ между расчетными и опытными величинами ($\eta = 0,996 \pm 0,999$; $\sigma = 0,0290 \pm 0,010$) по сравнению с уравнением (2.3), а в 89% — по сравнению с уравнением (2.4) (табл. 2.2 и 2.3).

Сопоставление расчетных и опытных величин R/R_0 показывает, что уравнение (2.28) чаще дает более близкие показатели на всем протяжении опытных значений t .

Следовательно, формула (2.28) может быть рекомендована для конкретных расчетов параметров измельчения при любой крупности измельчения. Этот вывод не исключает возможности применения зависимости (2.3), которая в ряде случаев может быть использована как более простая.

2.2.2. ВАРИАНТЫ УРАВНЕНИЯ КИНЕТИКИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Гранулометрический состав измельченного продукта, определенный в целом по остатку на контрольном сите, является вполне достаточной характеристикой при обычных схемах дробления и измельчения руды, когда измельчается продукт, в состав которого входят зерна, близкие по крупности к готовому продукту.

Однако в практике имеются случаи, когда стандартное распределение классов крупности в исходном питании нарушается. Примером этого может служить лабораторное измельчение узких классов крупности, например 8—3; 5—1 мм и др. При додрабливании материала крупностью +16; +12; +10 мм в конусных дробилках, работающих в замкнутом цикле с грохотами, содержание классов —0,074; —0,05 мм, принимаемых как характерные в дробленом продукте, изменяется мало, несмотря на то что гранулометрический состав питания мельниц изменяется существенно. Например, при додрабливании класса +15 мм, отсеянного от руды крупностью —25+0 мм, содержание класса —0,074 мм в продукте крупностью 15—0 мм увеличивается всего на 1,5—2% и в продукте крупностью до 10 мм — на 2,5—3%. Поэтому в ряде случаев требуется более общий показатель гранулометрического состава материала, который отображал бы указанные выше изменения, например средний размер или суммарная поверхность зерен F_d .

Таблица 2.

ЗНАЧЕНИЯ ОСТАТКОВ R , ВЫЧИСЛЕННЫХ ПО ФОРМУЛАМ (2.3), (2.4) И (2.28), И ОПЫТНЫЕ ВЕЛИЧИНЫ $R_{\text{оп}}$

t , мин	$R_{\text{оп}}$	$R_{(2.3)}$	$R_{(2.4)}$	$R_{(2.28)}$
Магнетитовые кварциты НКГОКа (проба 1)				
0	0,932	0,781	0,801	0,791
5	0,798	0,674	0,688	0,676
10	0,704	0,513	0,504	0,507
20	0,512	0,397	0,368	0,390
30	0,360	0,276	0,228	0,270
45	0,236	0,194	0,14	0,192
60	0,163	0,099	0,053	0,101
90	0,107	0,052	0,02	0,055
120	0,063	0,027	0,007	0,031
150	0,062			
	$\sigma_{2.3} = 0,0330$	$\sigma_{2.4} = 0,0312$	$\sigma_{2.28} = 0,0283$	

Таблица 2.3

ОЦЕНКА СТЕПЕНИ СООТВЕТСТВИЯ ОСТАТКОВ R , ВЫЧИСЛЕННЫХ ПО ФОРМУЛАМ (2.3), (2.4) И (2.28), ОПЫТНЫМ ВЕЛИЧИНАМ $R_{\text{оп}}$

Руда	$\sigma_{2.3}$	$\sigma_{2.4}$	$\sigma_{2.28}$
Магнетитовые кварциты: НКГОКа	0,0349	0,0298	0,0293
ЮГОКа	0,0130	0,0169	0,0148
Окисленные кварциты ЦГОКа	0,0322	0,0324	0,0274
Магнетитовые кварциты Анновского месторождения	0,0238	0,0301	0,0219
Окисленные кварциты Скелеватского месторождения	0,0147	0,0202	0,0183
Гематито-маргантитовые руды подземной добычи Криворожского бассейна	0,0173	0,0147	0,0125
Марганцевые руды бассейна: Никопольского	0,0099	0,0084	0,0099
Чиатурского	0,0296	0,036	0,0266

Кинетику изменения среднего размера и поверхности зерен в процессе измельчения можно выразить посредством экспоненциального уравнения (2.28).

Рассмотрим несколько вариантов уравнений кинетики.

$$R/R_0 = e^{-k [t \ln(t+1)]^m};$$

$$d_{c_i}/d_{c_{\text{исх}}} = e^{-k[t \ln(t+1)]^m};$$

$$R/R_0 = e^{-k(d_{c_{\text{исх}}}/d_{c_i})^m};$$

$$\Delta F_{d_i}/\Delta F_d = e^{-k[t \ln(t+1)]^m}$$

$$\Delta F_i/\Delta F = e^{-k[t \ln(t+1)]^m},$$

(2.31)

(2.32)

(2.33)

(2.34)

где $d_{c_{\text{исх}}}$, d_{c_i} — средневзвешенные диаметры крупного класса соответственно в исходной руде, в продукте после измельчения дробления; $\Delta F_{d_i}/\Delta F_d$, $\Delta F_i/\Delta F$ — относительные изменения поверхности в процессе измельчения; k и m — коэффициенты, в рассматриваемых уравнениях они разные, однако с целью упрощения дополнительная индексация не вводится.

Расчеты показывают, что поверхность смеси зерен, определенная как суммарная поверхность всех классов, больше поверхности, определенной по средневзвешенному диаметру. Это объясняется тем, что мелкие зерна в составе продуктов в меньшей степени влияют на величину d_c , чем крупные, тогда как поверхность этих зерен в относительном выражении представляет значительно большую величину. В связи с этим параметр F_d — суммарная поверхность крупного класса, определенная по средневзвешенному диаметру остатка на контрольном сите, в большей степени характеризует крупные зерна, подлежащие разрушению, чем параметр F — суммарная поверхность крупного класса измельчаемого материала. Расчетным путем величины F и F_d определяются из зависимостей

$$F = a'(\gamma_1/d_{c_{p1}} + \gamma_2/d_{c_{p2}} + \dots + \gamma_n/d_{c_{pn}}); F_d = a'/d_c,$$

где $\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_n$ — выводы отдельных узких классов; $d_{c_{p1}}, d_{c_{p2}}, \dots, d_{c_{pn}}$ — средние размеры зерен в классе; a' — коэффициент пропорциональности (размерный коэффициент), мм^3 .

$$\Delta F_i/\Delta F = \frac{R/R_0(F_k - F_i)}{F_k - F_{\text{исх}}},$$

$$\text{Или } \Delta F_{d_i}/\Delta F_d = \frac{R/R_0(F_{d_k} - F_{d_i})}{F_{d_k} - F_{d_{\text{исх}}}}.$$

(2.37)

Обозначения R/R_0 , F_{d_k} , F_{d_i} , $F_{d_{\text{исх}}}$ — аналогичны приведенным в формуле (2.36), но определяются по средневзвешенным размерам. Для среднего состава дробленой руды крупностью — 25 мм (10% + 25 мм) можно принять $d_{c_{\text{исх}}} = 14$ мм, а F_k и F_{d_k} определить для зерна граничной крупности, например $d_{c_k} = 0,074$ мм, тогда при $a' = 1 \text{ мм}^3$ $F_k = F_{d_k} = a'/d_{c_k} = 13,5 \text{ мм}^2$.

В этом случае выражение (2.36) примет вид

$$\Delta F_i/\Delta F = \frac{R/R_0(13,5 - F_i)}{13,5 - F_{\text{исх}}},$$

а выражение (2.37) после подстановки $F_{d_{\text{исх}}} = 1/d_{c_{\text{исх}}} = 1/14 \text{ мм}^2$ и $F_{d_k} = 13,5 \text{ мм}^2$

$$\Delta F_{d_i}/\Delta F_d = \frac{R/R_0}{13,429}(13,50 - 1/d_{c_i}).$$

Статистическая оценка производилась по результатам 37 серий опытов лабораторного и полупромышленного измельчения различных руд. Можно отметить, что зависимости (2.31) и (2.32) обеспечивают хорошую корреляцию экспериментальных данных (соответственно коэффициент корреляции 0,711—0,999 и 0,731—0,982), но ими сложно пользоваться. Величина d_{c_i} однозначно характеризует только крупность, но не определяет число крупных зерен. Оно может быть найдено из уравнения (2.32).

Наиболее высокие коэффициенты корреляции (0,999—0,955 и 0,999—0,917) обеспечивают формулы (2.28) и (2.33). По степени соответствия расчетных и экспериментальных данных эти зависимости можно считать равноценными. Высокий коэффициент корреляции обеспечивает также уравнение (2.34).

В уравнения (2.33) и (2.34) входит параметр F , который более строго, чем остаток на контрольном сите, характеризует количество и размер крупных зерен. Однако пользоваться этими уравнениями сложнее, чем уравнением кинетики (2.28), которое в дальнейшем применяется нами для анализа как основное.

2.3. ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД С ПОМОЩЬЮ УРАВНЕНИЯ КИНЕТИКИ

2.3.1. НАЧАЛЬНЫЕ ЗНАЧЕНИЯ ПЕРЕМЕННЫХ УРАВНЕНИЯ КИНЕТИКИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД. СОПОСТАВЛЕНИЕ УРАВНЕНИЙ

Параметры кинетики зависят от начальной крупности руды, поэтому при измельчении изменяющегося по крупности материала значения их неоднозначны.

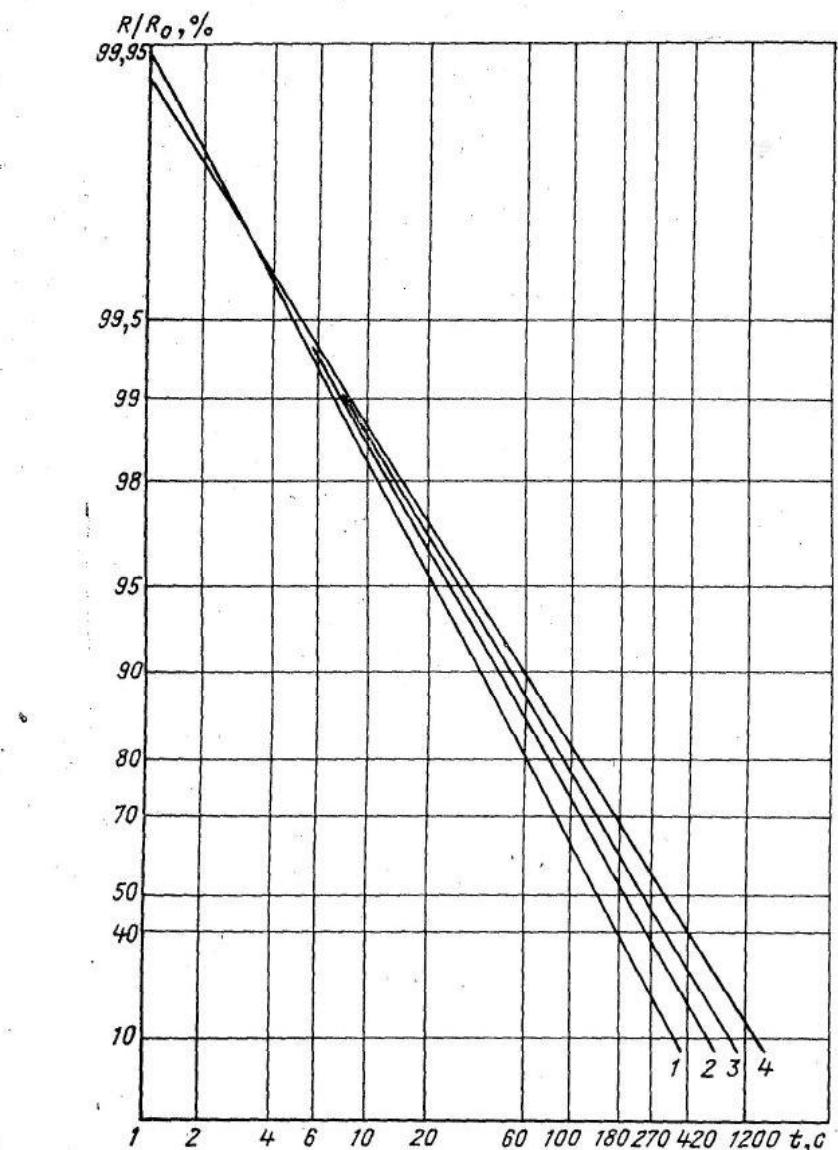


Рис. 2.8. Зависимости $R/R_0 = e^{-k_1 t^m}$ на двойной логарифмической сетке для руд различной крупности, измельченных в одинаковых условиях:
1 — $R_0=34\%$; 2 — $R_0=60\%$; 3 — $R_0=92\%$; 4 — $R_0=97\%$ класса +0,074 мм

На рис. 2.8 приведены зависимости $R/R_0 = e^{-k_1 t^m}$, построенные по существующей методике [27], для измельчения руды разной крупности (3—0; 5—0 и 8—0 мм) в мельнице объемом 0,014 м³.

Несмотря на то что условия измельчения одной и той же руды были идентичны, параметры уравнения кинетики k и m получены разные.

В то же время при соответствующих интервалах времени измельчения разных по крупности навесок руды могут быть получены равные крупности продуктов. Очевидно, условие сопоставимости уравнений кинетики можно обеспечить, если принять постоянными начальные условия измельчения, т. е. начальную крупность измельчения, и все последующие крупности рассматривать относительно нее.

При определении начальных условий процесса для вывода уравнения кинетики следует ориентироваться на практику промышленных предприятий, перерабатывающих руду большого диапазона крупностей.

В промышленных условиях руда, как правило, измельчается в несколько стадий (рис. 2.9). Если за начальную принять максимальную для каждого способа измельчения крупность материала, то для шарового эта крупность составляет 25—0 мм, для бессшарового — 300—0 мм. Начальное время, соответствующее этой крупности, $T_0=0$.

За характерные расчетные остатки на контрольных ситах для отдельных разновидностей руд исходной крупности R_0 могут быть приняты для всех случаев средние величины. Например, в практике измельчения магнетитовых кварцитов на I стадию поступает дробленый продукт с содержанием 2—4 % класса —0,074 мм. Поэтому для магнетитовых кварцитов можно принять $R_0=97\%$ в качестве постоянной усредненной начальной величины.

Такое же значение $R_0=97\%$ может быть принято при измельчении промпродуктов гравитационного обогащения руд подземной добычи Криворожского бассейна. Если измельчаются окисленные кварциты, содержащие легко истирающиеся гидрогематитовые разности, следует принять $R_0=93\%$.

Так как при измельчении образуется продукт, крупность которого меньше исходной, то относительные величины R/R_0 ложатся на кривой кинетики ниже начальной точки. Таким образом, при принятых начальных значениях R_0 и T_0 исключается влияние исходной крупности продуктов, а параметры уравнения кинетики будут характеризовать только крепость породы и условия измельчения.

Это позволяет путем экстраполяции выразить уравнение кинетики измельчения более крупной руды, например —25+0 мм, по данным измельчения пробы мелкой руды, например —6+0 мм.

Из изложенного следует, что начальные условия, определенные выше, обеспечивают сопоставимость уравнений кинетики измельчения руд различной крупности.

При принятых $R_0=\text{const}$, $T_0=0$ остальные параметры k , m и T_1 уравнения кинетики, определяемого для руды крупностью 25—0 мм по опытам на руде меньшей крупности, рассчитывают из системы уравнений:

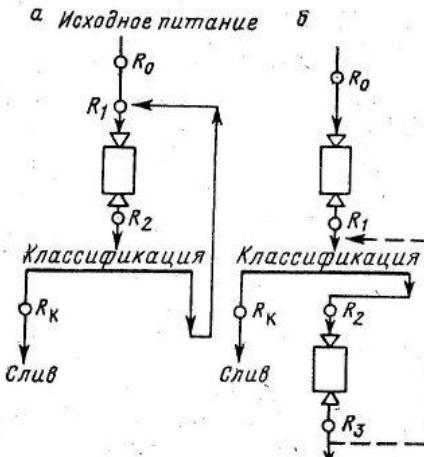


Рис. 2.9. Типичные схемы измельчения руды:

а — одностадиальная; б — двухстадиальная;
R₀, R₁, R₂, R₃, R_k — остатки на контрольном сите в исходной руде и продуктах измельчения

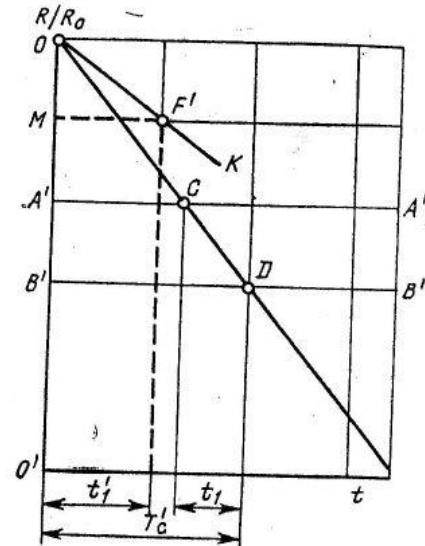


Рис. 2.10. Зависимость относительно остатка на контрольном сите от времени измельчения

$$\left\{ \begin{array}{l} R_1/R_0 = e^{-k [T_1 \ln(t_1 + 1)]^m}; \\ R_2/R_0 = e^{-k [(T_1 + t_1) \ln(t_1 + t_2 + 1)]^m}; \\ R_3/R_0 = e^{-k [(T_1 + t_1) \ln(t_1 + t_2 + 1)]^m}, \end{array} \right. \quad (2.40)$$

где R₁/R₀, R₂/R₀, R₃/R₀ — относительные остатки на сите соответственно в пробе исходной руды и продуктах измельчения в интервалы времени t₁ и t₂; T₁ — продолжительность измельчения руды начальной крупности —25+0 мм до крупности лабораторной пробы —6+0 мм.

Для графического построения уравнения кинетики измельчения руды крупностью —25+0 мм по данным измельчения этой же руды крупностью —6+0 мм необходимо определить ординату начальной точки измельчения при [t ln(t+1)] = 1. При известной величине R₁/R₀ при [t ln(t+1)] = 1 задача сводится к нахождению такого положения луча, исходящего из точки $[00_1 = \ln(-\ln \frac{R_1}{R_0})]$, чтобы относительное изменение R/R₀ за время измельчения t₁ на оси ординат совпало бы с опытными данными, полученными при измельчении руды крупностью 6—0 мм (например, интервалы A'B' и t₁ на рис. 2.10). Из уравнения кинетики следует, что при [t ln(t+1)] = 1 $\ln R_1/R_0 = -k$. Таким образом, искомое значение начальной координаты сводится к определению величины коэффициента k.

Анализ показывает, что при постоянной начальной крупности материала и малой единице измерения времени коэффициент k в уравнениях кинетики может быть принят для обычных практических расчетов постоянным независимо от вида измельчаемой руды.

В общем же выражении кинетики величина k является переменной.

При k=const привносимая погрешность, как показал анализ (см. 2.3.2), незначительна, в то же время упрощается метод расчета параметров уравнения кинематики.

Принятие коэффициента k в уравнении кинетики постоянным может быть обосновано следующим образом. Рассмотрим это на примере более простого уравнения кинетики Товарова.

Можно видеть, что величина коэффициента k является функцией величины единицы измерения времени M_t, принимаемой для оси абсцисс при построении уравнений кинетики. С уменьшением M_t величина k также уменьшается [30].

Рассмотрим, как влияет уменьшение M_t на относительное изменение величины k. Примем последовательно за единицу времени 1 с, 1 мин, 1 ч. Тогда величины остатков на контрольном сите по истечении единицы времени

$$R_1 = R_0 e^{-k_1 t_1^m} = R_0 e^{-k_1}; \quad R_2 = R_0 e^{-k_2}; \quad R_3 = R_0 e^{-k_3}.$$

Эти величины остатков можно выразить, переходя к M_t=1 с:

$$R_1 = R_0 e^{-k_1}; \quad R_2 = R_0 e^{-k_1 60^m}; \quad R_3 = R_0 e^{-k_1 3600^m}.$$

Отсюда

$$k_1 = -\ln \frac{R_1}{R_0}; \quad k_2 = k_1 60^m; \quad k_3 = k_1 3600^m.$$

Обозначим a_k=k'/k, где k' — коэффициент уравнения кинетики измельчения проб руды № 1 и 2 соответственно при одинаковых единицах измерения времени M_t:

$$\text{при } M_t = 1 \text{ с } a_{k_1} = \frac{k_1}{k_1};$$

$$\text{при } M_t = 1 \text{ мин } a_{k_2} = \frac{k_1'}{k_2} = \frac{k_1' 60^m}{k_1 60^m} = \frac{k_1'}{k_1} 60(m_1 - m_2);$$

$$\text{при } M_t = 1 \text{ ч } a_{k_3} = \frac{k_1'}{k_3} = \frac{k_1'}{k_1} 3600(m_1 - m_2).$$

Можно видеть, что a_{k1} < a_{k2} < a_{k3}.

Таким образом, соотношение величин коэффициентов k для двух любых случаев измельчения уменьшается с уменьшением M_t, что позволяет принять при предельно малом M_t k=const=k_ш.

Величина коэффициента k характеризует относительное изменение остатка на контрольном сите за интервал времени нуль—единица времени. Слабое различие значений k при малых интервалах времени измельчения (M_t→0), свидетельствует о том, что

физические особенности измельчаемых руд практически проявляются по истечении более длительного интервала времени измельчения.

2.3.2. ОБЩАЯ ОЦЕНКА СТЕПЕНИ СООТВЕТСТВИЯ УРАВНЕНИЯ КИНЕТИКИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫМ ДАННЫМ ПРИ $k_{ш} = \text{const}$

Зависимости (2.28) пересекаются в одной точке на оси ординат при $t=0$. При $k_{ш} = \text{const}$ лучи прямых этой функции сходятся в логарифмической шкале координат в одной точке при интервале времени $t=0,8$ с ($\ln[t/\ln(t+1)] = 0$ при $t=0,8$ с (см. рис. 2.10)).

Показатель степени m в уравнении кинетики благодаря некоторому развороту прямой на двойной логарифмической сетке в связи с заменой переменного k на $k_{ш} = \text{const}$ изменяет свое значение. Последнее компенсирует ту сравнительно небольшую погрешность в определении относительной скорости измельчения, которая вносится при принятии $k_{ш} = \text{const}$.

Допустимость $k_{ш} = \text{const}$ оценивалась на основе анализа многочисленных опытных данных. Обработаны результаты свыше 550 серий опытов измельчения различных руд. При этом при 90% надежности установлено, что значения k находятся в пределах 0,0002–0,003. Медиана эмпирического распределения $k_{ш}$ приблизительно равна 0,0005.

Для оценки степени сходимости расчетных показателей с $k_{ш} \neq \text{const}$ и $k_{ш} = \text{const}$ рассчитаны значения R/R_0 для характерных случаев в диапазоне возможных изменений $k_{ш}$ и m . По полученным R/R_0 определен параметр m уравнения (2.28) при $k_{ш} = 0,0005$, а затем по этому параметру определены величины R/R_0 для заданных интервалов времени. Кривые приведены на рис. 2.11. Видно, что они хорошо совпадают. Относительная погрешность, вносимая переходом от $k_{ш} \neq \text{const}$ к $k_{ш} = \text{const}$ при применении разработанных нами методов расчета производительности и других показателей измельчения, находится в пределах 0,1–6,67%, что практически допустимо.

Кроме этого построены зависимости $R/R_0 = f(t)$ по методу наименьших квадратов для 550 серий опытов измельчения различных руд сухим и мокрым способами (открытый цикл) в мельницах размерами 240; 360; 900 и 1200 мм при $k_{ш} \neq \text{const}$ и $k_{ш} = 0,0005$.

Средняя величина коэффициента корреляции r при обработке данных по уравнению кинетики (2.28) при $k'_{ш} \neq \text{const}$ составила 0,9695; при $k_{ш} = \text{const}$ $r = 0,9359$.

Таким образом, выведенное выше уравнение кинетики измельчения обеспечивает высокую степень соответствия экспериментальным данным. При вариации размера отверстия контрольного сита в пределах 0,05–0,63 мм результаты существенно не изменились. При этом условие $k_{ш} = \text{const}$ не вносит существенных различий в степень соответствия уравнения кинетики экспериментальным данным. Можно считать, что расчетные результаты в случаях $k_{ш} = \text{const}$ и $k_{ш} \neq \text{const}$ практически равнозначны.

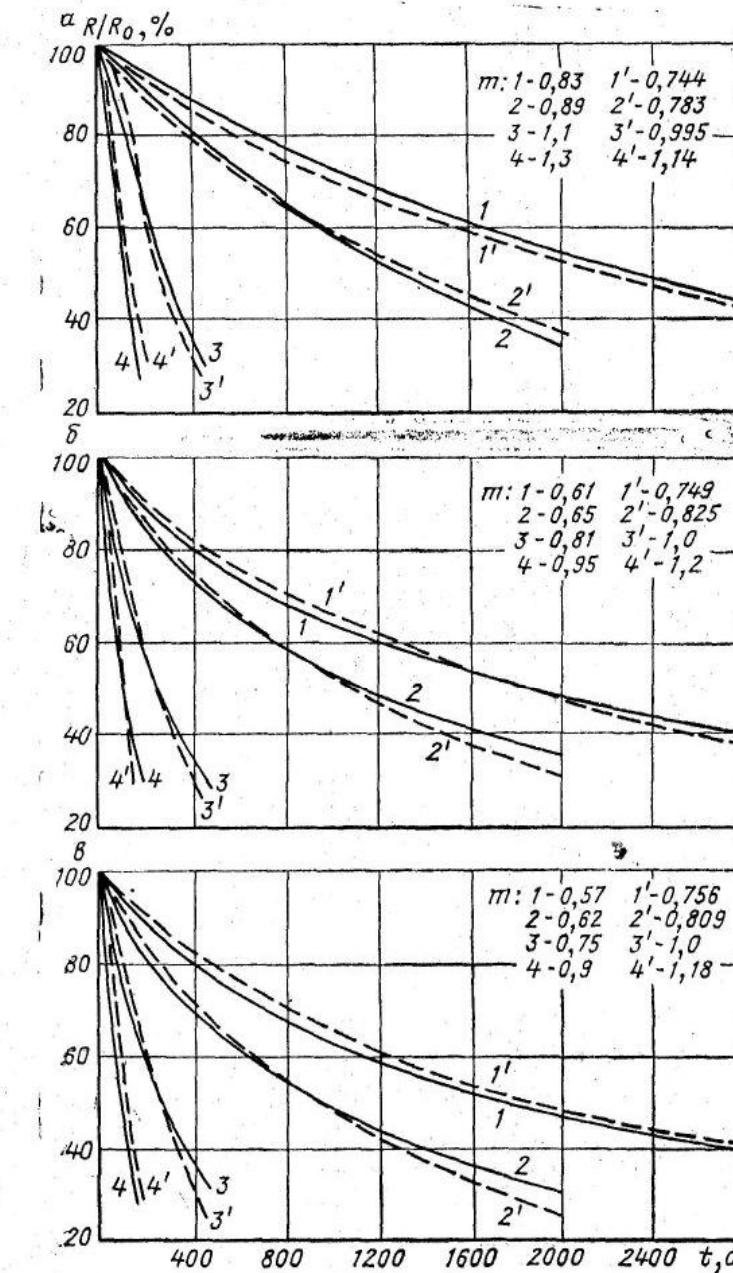


Рис. 2.11. Зависимости относительных остатков на контрольном сите от времени измельчения:

$a - k_{ш} = 0,0002$; $b - k_{ш} = 0,002$; $c - k_{ш} = 0,003$ (пунктир ($k_{ш} = 0,0005$))

Значение коэффициента m при $k_{ш}=k_t=0,0005$ для руды подземной добычи Криворожского бассейна при лабораторном измельчении в качестве примера приведены в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Способ измельчения	$R/R_0 = e^{-k_t t^m}$	$R/R_0 = e^{-k_{ш}[t \ln(t+1)]^m}$
Шаровое	1,00	0,81
Рудногалечное	0,98	0,78

Степень соответствия результатов опытов эмпирическому распределению [см. формулу (2.28)] ($k_{ш}=0,0005$) достаточно высока.

Руда	Остаточная дисперсия σ_0^2	Корреляционное отношение η
Подземной добычи Криворожского бассейна	0,016	0,999
НКГОКа	0,005	0,987
ЮГОКа	0,06	0,981
Скелеватского месторождения:		
V жел. гор.	0,25	0,904
VI жел. гор.	0,01	0,993

В соответствии с предлагаемым методом практического построения зависимости (2.28) значение коэффициента $k_{ш}$ можно принять постоянным: $k_{ш}=-\ln 0,9995=0,0005$.

Таким образом, измельчение допустимо характеризовать уравнением кинетики с одним переменным параметром m , что открывает новые возможности для сопоставления, анализа и математического описания измельчения руд в различных мельницах.

Коэффициент m при $k_{ш}=\text{const}$ характеризует относительную скорость измельчения руды: чем крепче и неоднороднее руда, тем меньше m , т. е. m несет информацию о разрушении материала во времени в данных условиях. Зная m , можно расчетным путем определить все параметры измельчения (производительность мельницы при измельчении материала от заданной до любой крупности, циркулирующая нагрузка и др.).

2.3.3. СПОСОБЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ УРАВНЕНИЙ КИНЕТИКИ ДЛЯ ЗАМКНУТЫХ ЦИКЛОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Определение параметров уравнения кинетики измельчения в промышленных мельницах возможно по результатам прямых опытов периодического измельчения, что сложно из-за большого объема мельниц; или по результатам опробования мельниц, работающих в замкнутом цикле, с помощью которого находят частное или общее время измельчения материала в данной мельнице.

Определение параметров измельчения в замкнутом цикле по частному интервалу времени прохождения материала через мельницу

Измельчение руды в замкнутом цикле с классификатором характеризуется тем, что в мельнице одновременно измельчаются как первичные элементарные порции исходной руды, так и их остатки, возвращаемые в качестве циркулирующей нагрузки.

Для нахождения параметров уравнения кинетики по среднему частному интервалу времени прохождения материала через мельницу достаточно определить относительные сокращения крупного класса в продуктах, поступающих и выходящих из мельницы, и среднее время нахождения материала в барабане.

Так как материал, поступающий в мельницу, представлен частными элементарными порциями исходной руды и порциями крупного класса, возвратившимися в мельницу после одного, двух и более прохождений через мельницу, решение задачи сводится к правильному определению относительных остатков на сите (по отношению к исходному $R_0=0,97$), соответствующих данному интервалу времени нахождения материала в мельнице.

За продолжительность измельчения принимаем среднее время пребывания материала в мельнице:

$$\tau_1 = 3600q/(Q + CQ), \quad (2.41)$$

где q — масса измельчаемой руды, т; Q — производительность мельницы, т/ч; C — величина циркулирующей нагрузки, доли ед.

В общем случае масса руды q , находящейся в мельнице, должна определяться экспериментально.

Ориентировочно q при $\varphi_{ш}=0,40 \div 0,45$ и производительности, близкой к максимальной, можно определить из зависимости

$$q = V_m \varphi_{ш} \Delta \varphi_{ш} \delta_b \delta / (\delta - \Delta \delta + \Delta \delta_b), \quad (2.42)$$

где V_m — объем мельницы, м³; $\varphi_{ш}$ и $\varphi_{ш}$ — коэффициенты заполнения соответственно мельницы шарами или галькой и объема шаровой загрузки пульпой: $\varphi_{ш}=V_{ш}/V_{ш}$ ($V_{ш}$ и $V_{ш}$ — объемы пульпы и шаров); δ_b и δ — плотности соответственно воды и продукта, поступающего на измельчение, т/м³; Δ — содержание твердого в пульпе, доли ед.

Для мельницы с разгрузкой через решетку $\varphi_{ш}=0,35 \div 0,4$; для мельницы с центральной разгрузкой $\varphi_{ш}=0,75 \div 0,8$.

При стадиальном измельчении и обогащении магнетитовых кварцитов могут быть приняты следующие значения плотности продуктов: I стадия — $\delta=3,6 \div 3,4$ т/м³; II стадия — $\delta=4,4$ т/м³; III стадия — $\delta=4,8$ т/м³; для гематито-марититовой руды подземной добычи Криворожского бассейна $\delta=3,9$ т/м³.

При измельчении руды в мельницах типа «Каскад» и «АэроФол» q определяется по фактическому объему мельницы, заполненному рудой.

Для открытого цикла измельчения исходного материала при $R_0 = 97\%$ (см. рис. 2.9, б) определяем отношение $R/R_0 = R_1/97$, затем по формуле (2.41) находим время t'_1 . На оси ординат (см. рис. 2.10) откладываем отношение $R_1/97 (O'M)$, а на оси абсцисс — время t'_1 , затем через точку пересечения F' и начальную точку O проводим прямую OK .

Более сложной задачей является определение параметров уравнения кинетики измельчения для замкнутого цикла или для многостадиальной схемы. Определяем с некоторыми допущениями относительное уменьшение крупности материала (см. рис. 2.9, а):

$$R'_1/R_0 = R_{\text{расч}}/100; \quad R'_2/R_0 = R_2 R_{\text{расч}}/R_1 100;$$

$$R_{\text{расч}}/100 = (R_2 C/100 + 1)/(1 + C/100)^{-1},$$

где $R_{\text{расч}}$ — расчетное содержание крупного класса в питании второй мельницы с учетом циркулирующей нагрузки, %; C — циркулирующая нагрузка, %.

Затем с помощью ЭВМ решается система уравнений относительно m и T'_c (см. рис. 2.9, а, 2.10).

$$\left. \begin{aligned} \ln \left(-\ln \frac{R'_1}{R_0} \right) - \ln k_w - m \ln [(T'_c - t_1) \ln (T'_c - t_1 + 1)] &= 0, \\ \ln \left(-\ln \frac{R'_2}{R_0} \right) - \ln k_w - m \ln T'_c \ln (T'_c + 1) &= 0, \end{aligned} \right\} \quad (2.43)$$

где T'_c — общее или суммарное время измельчения продукта от R_0 до R'_2 .

Величины относительных остатков, степени уменьшения крупности и интервалов времени измельчения продуктов в соответствии со схемой (см. рис. 2.9, б) приведены в табл. 2.5.

В общем случае, если имеются предыдущие стадии измельчения, отношение R/R_0 необходимо умножить на i — степень сокращения крупного класса в предыдущих стадиях (отношение R/R_0 для предыдущих стадий).

Возможно также приближенное построение зависимости ручным способом. С этой целью, например, для II стадии измельчения определяются отношения

$$R'_2/R_0 = R_1 R_{\text{расч}}/R_0 100 \text{ и } R'_3/R_0 = R_3 R_{\text{расч}} R_1/R_2 100 R_0.$$

На оси ординат (см. рис. 2.10) откладываем значения R'_2/R_0 (точка A') и R'_3/R_0 (точка B'). Из полученных точек A' и B' параллельно оси абсцисс проводим две прямые $A'A''$ и $B'B''$. Затем, вращая линейку вокруг оси O , находим такое ее положение, чтобы луч, проведенный из точки O , пересек прямые $A'A''$ и $B'B''$ в точках C и D , которые давали бы разность $B'D$ и $A'C$ по шкале абсцисс, равную отрезку t_1 . Соответствующие значения t_1 ранее определяются по формуле (2.41).

Таблица 2.5

Продукт	Остаток на контрольном сите	Относительное сокращение остатка	Сокращение остатка относительно исходного продукта	Интервал времени измельчения продукта в мельнице	Суммарное время измельчения продукта, начиная с 1 стадии измельчения	
					$t_1 = \frac{R_1}{R_0}$	$t_1 + t_2$
Исходный	R_0	$i = \frac{R_0}{0,97} \approx 1$	$i = \frac{R_1}{R_0}$	t_1	t_1	t_1
Слив первой мельницы	R_1	$\frac{R_1}{R_0} = \frac{R_2 - C}{R_2 - 100} + 1$	$i^{\text{пир}} = \frac{R_1}{R_0} \cdot \frac{R_{\text{расч}}}{100} = \frac{R'_2}{R_0}$	t_1	$t_1 + t_2$	$t'_c = t_1 + t_2 + t$
Питание второй мельницы	R_2	$\frac{R_2}{100} = \frac{C}{1 + \frac{C}{100}}$	$i_{\text{общ}}^{\text{пир}} = \frac{R_1}{R_0} \cdot \frac{R_{\text{расч}}}{100} \cdot \frac{R_3}{R_2} = \frac{R'_3}{R_0}$	t_2	t_2	t_2
Слив второй мельницы	R_3	$i_2 = \frac{R_3}{R_2}$	$i_{\text{общ}} = \frac{R_1}{R_2} \cdot \frac{R_{\text{расч}}}{100} \cdot \frac{R_3}{R_2} = \frac{R'_3}{R_0}$	t_2	t_2	t_2
Слив классификатора (по элементарной порции материала)	R_K	$i_{\text{общ}} = \frac{R_K}{R_2} \cdot \frac{R_1}{R_0}$	$i_{\text{общ}} = \frac{R_K}{R_2} \cdot \frac{R_1}{R_0}$	$n t_2$	$n t_2$	$n t_2$

Приложение. n — число циклов.

Таблица 2.7

ВЕЛИЧИНЫ ПОКАЗАТЕЛЯ СТЕПЕНИ m В УРАВНЕНИИ КИНЕТИКИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ
(2.28) $k_w = 0,0005$ (ПРОМЫШЛЕННЫЕ УСЛОВИЯ)

Тип руды	Тип, размер мельницы, мм	Содержание твердого в сливе мельницы, %	m
Магнетитовые кварциты ЮГОКА	Шаровая 3600×4000	70	0,896
Гематито-маргититовые бедные подземной добычи Криворожского бассейна	Шаровая 3200×3100	78,7	0,839
Марганцевые промпродукты ГОФ	Шаровая 2100×3000	64,8	0,883
Магнетитовые кварциты ИнГОКА	Галечная 4000×75000 (III стадия)	63,6	0,846

Пример 2 расчета параметров измельчения для построения зависимости $R/R_0 = f(t)$ для открытого и замкнутого циклов приведен в табл. 2.6. В табл. 2.7 даны значения m уравнения (2.28) для условий измельчения в промышленных мельницах.

Определение параметров измельчения материала по суммарному времени измельчения от начальной до конечной крупности

Более точное значение параметров кинетики при измельчении в промышленной мельнице может быть определено, если известна продолжительность измельчения руды от начальной до конечной крупности.

Замкнутый цикл измельчения можно представить открытым при условии определения суммарного времени пребывания материала в мельнице с учетом кратности его прохождения через нее в качестве циркулирующей нагрузки.

Продолжительность пребывания материала в мельнице при его измельчении зависит от массы материала в барабане и скорости подачи исходного питания. Из цикла измельчения готовый класс крупности непрерывно выводится посредством классификатора.

Можно допустить, что готовый класс выводится сразу же после его образования, тогда в рабочем объеме будет находиться только крупный класс. Среднее содержание крупного класса в порции руды за период ее измельчения в I стадии от начальной R_0 до конечной R_k крупности

$$R_{cp} = R_0 \int_0^{T_c} e^{-k [T \ln (T+1)]^m} dt / T_c, \quad (2.44)$$

а средняя масса порции составит qR_{cp} .

Пример 1 построения зависимости (2.28) по данным измельчения руды подземной добычи Криворожского бассейна в замкнутом цикле (см. рис. 2.9, б) в шаровой мельнице размером 3200×3100 мм приведен на рис. 2.12. Содержание твердого в пульпе достигало 80 %. Здесь

$$\frac{R_{\text{расч}}}{100} \frac{R_1}{R_0} 100 = 63,4\%, \quad \frac{R_{\text{расч}}}{100} \frac{R_1}{R_0} \frac{R_3}{R_2} 100 = 44,2\%,$$

$$\frac{R_k}{R_0} 100 = 8\%, \quad \frac{R_k}{R_2} \frac{R_1}{R_0} 100 = 7\%.$$

Расчетное время пребывания материала в мельнице за один цикл $t_1 = 217$ с.

Отрезок AB характеризует измельчение средневзвешенного по составу материала. Линии, продолжающие отрезок в обе стороны, выражают измельчение материала большей и меньшей крупности.

По графику может быть определено суммарное среднее время измельчения T всей руды от начальной ($R_0 = 97\%$) до конечной крупности и суммарное время измельчения T_c элементарной порции руды в открытом цикле.

Среднее относительное сокращение остатка во всем материале при измельчении совместно с выводимым при классификации $i_{\text{общ}}^{\text{ср}} = R_k/R_0$.

При $R_1 > R_2$ общее относительное сокращение остатка порции материала, измельчаемого до конечной крупности, выше, чем среднее относительное сокращение остатка всего материала. Это объясняется тем, что при предварительной классификации в слив выводится часть продукта с содержанием крупного класса R_k , который в дальнейшем в сокращении не участвует.

Для того чтобы перейти от общего относительного сокращения остатка частной пробы, измельчаемой после классификации, к общему среднему относительному сокращению остатка всего материала, необходимо учесть количество и степень сокращения остатка, выделяемого при предварительной классификации. Такой переход может быть выражен как

$$i_{\text{общ}}^{\text{ср}} = \left(\frac{R_k}{R_2} \frac{R_1}{R_0} \right) \frac{R_2}{R_1} = \frac{R_k}{R_0},$$

где отношение R_2/R_1 учитывает изменение степени сокращения остатка в исходном материале за счет выделения готового продукта при классификации.

Так как $\frac{R_k}{R_2} \frac{R_1}{R_0} < \frac{R_k}{R_0}$, $T_c > T$. Для I стадии измельчения может быть принято $T_c = T$.

Таблица 2.6

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУДЫ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ В РУДНОГАЛЕЧНОЙ МЕЛЬНИЦЕ ДИАМЕТРОМ 1200 мм (ЗАМКНУТЫЙ ЦИКЛ)

Относительное сокращение остатков в продуктах, доли ед.					
R_1	R_3	$R_{\text{расч}} = \frac{(R_3 C / R_2 + 100)}{(100 + C)}$	$R_1 R_{\text{расч}}$	$R_3 R_{\text{расч}} R_1$	
97	$\frac{R_3}{R_2}$	1.00	97·100	$\frac{R_3}{R_2} 100$	
0,602	0,907	0,927	0,549	0,506	
0,592	0,899	0,924	0,548	0,492	
Масса руды в мельнице q , т	Время нахождения руды в мельнице t_1 , с	Количество руды, поступающей в мельницу (исходная плюс циркулирующая нагрузка), т/ч	Показатель степени в уравнении кинетики (2.28) m	Содержание твердого в сливе мельницы, %	
0,376	144,0	9,39	0,822	64	
0,247	91,7	9,7	0,870	50	

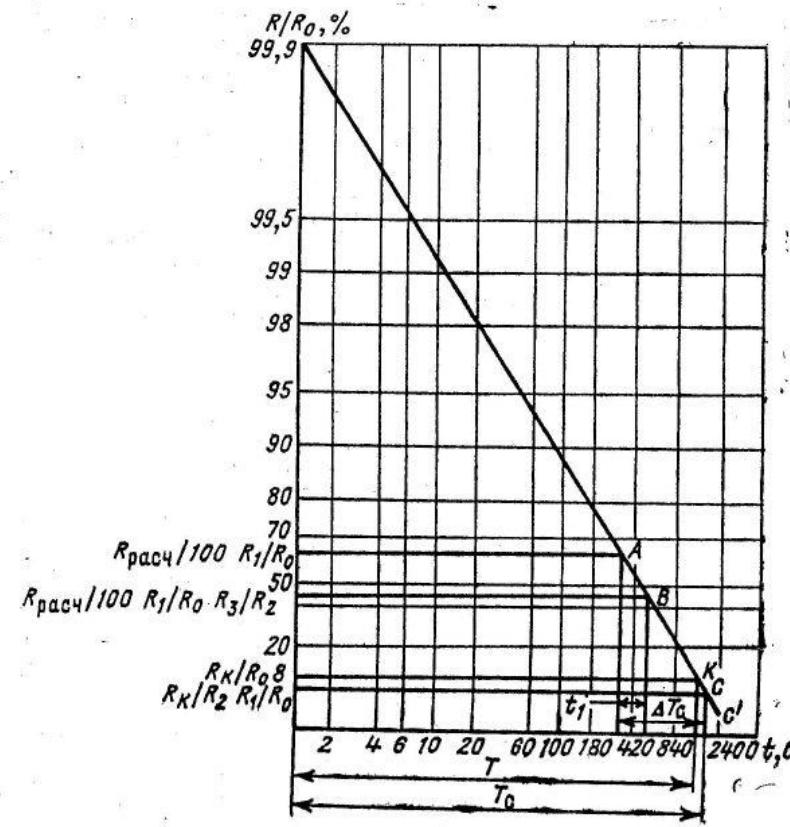


Рис. 2.12. Зависимость $R/R_0 = e^{-k_{\text{ш}}[t \ln(t+1)]^m}$ по результатам измельчения руды подземной добычи Криворожского бассейна (мельница размером $3,2 \times 3,1$ м, содержание твердого в сливе мельницы 80 %, измельчение в замкнутом цикле с гидроциклоном)

Через рабочий объем за период T_c пройдет n таких порций:

$$q = q/R_{\text{ср}} = 1/R_{\text{ср}} \quad (2.45)$$

или материала массой

$$qn = q/R_{\text{ср}}.$$

Отсюда производительность мельницы с учетом части объема, занимаемого готовым классом, поступающим в мельницу с питанием,

$$Q = \frac{q}{R_{\text{ср}}T_c} = \frac{3600qR_i}{R_0 \int_0^{T_c} e^{-k[T \ln(T+1)]^m} dt}, \quad (2.46)$$

где R_i — остаток на сите в питании мельницы (исходная руда плюс пески классификатора).

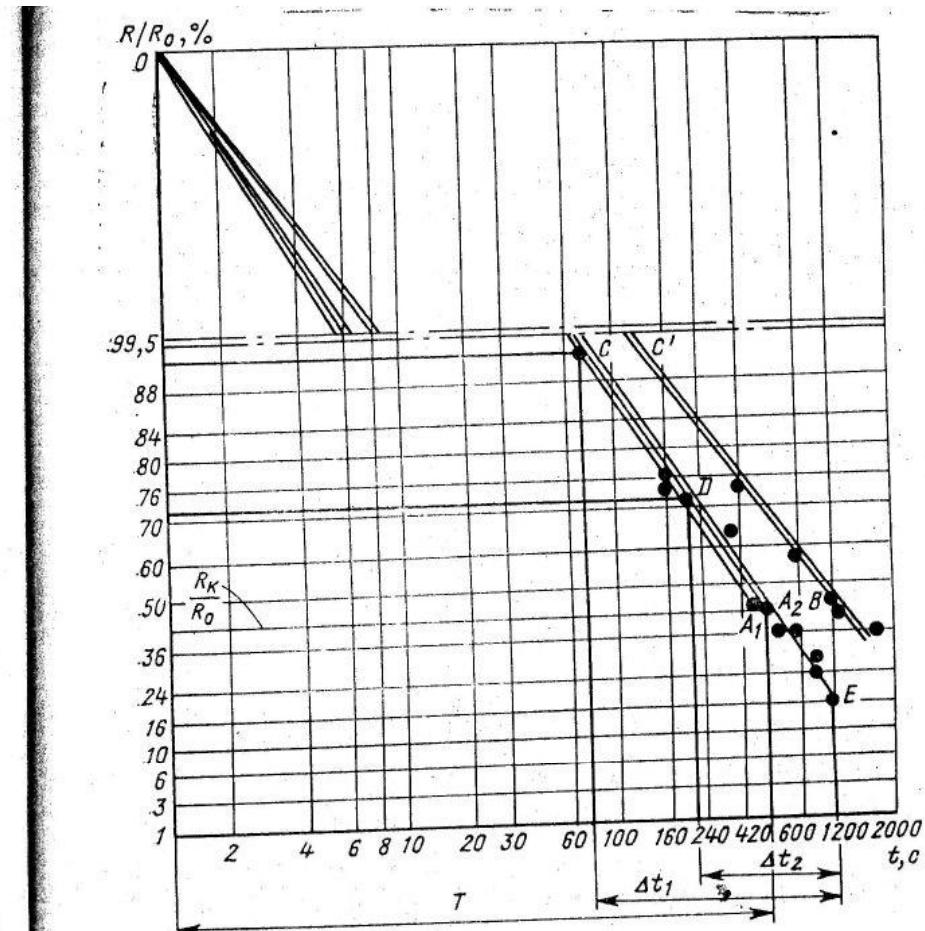


Рис. 2.13. Зависимости $R/R_0 = e^{-k_{\text{ш}}[t \ln(t+1)]^m}$ по результатам промышленного измельчения кварцитов ЮГОКА: OB — для мельницы МШЦ $3,6 \times 4,0$ м; OA₁; OA₂ — для мельницы МШР размером $3,6 \times 4,0$ м;

Величины q , Q , R_0 , R_i определяются опытным путем, что позволяет с помощью ЭВМ или таблиц значений $\int_0^T e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt$ найти T_c из соотношения

$$\int_0^{T_c} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt = QR_0/qR_i, \quad (2.47)$$

Аналогичные зависимости получены для II и III стадий измельчения.

Если известно суммарное время нахождения каждой порции руды в мельнице I стадии T_c или II стадии ΔT_c или среднее суммарное время измельчения материала T , зависимость может быть легко построена: для I стадии измельчения при исходной крупности $R_0=0,97$ по точке R_k/R_0 , которой соответствует время $T_c=T$ (рис. 2.13); для II и последующих стадий измельчения по двум точкам 1) R_1/R_0 (питание классификатора, 2) R_1R_k/R_0R_2 (слив классификатора), которым соответствует время ΔT_c (рис. 2.14).

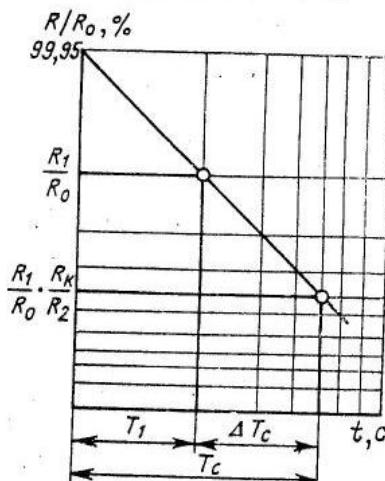
На рис. 2.13 приведена зависимость (2.28), построенная по результатам измельчения кварцитов ЮГОКа в мельнице I стадии измельчения размером 3600×4000 мм в замкнутом цикле с классификатором. Для этого рассчитали значение правой части зависимости (2.47), а затем по времени T , зная конечную крупность слива классификатора по двум точкам (например, O и A_1), строили зависимость (2.28) в двойной логарифмической сетке координат.

В данном случае суммарное среднее время измельчения руды T от начальной крупности $R_0=0,97$ до конечной $R_k=0,41$ для двух опытов измельчения (OA_1 , OA_2) в мельнице размером 3600×4000 мм с решеткой составило 523 и 567 с, в мельнице с центральной разгрузкой — 1240 с (OB, рис. 2.13). При измельчении руды крупностью менее 25 мм точка начала измельчения смещается вниз по прямой OA до соответствующего значения (например, точка C при $R/R_0=0,90$).

Примеры построения зависимости $R/R_0=f(t)$ при измельчении руды по двухстадиальной схеме (рис. 2.9, б) приведены на рис. 2.14. Сокращение R_1/R_0 соответствует средней продолжительности измельчения T_1 в первой мельнице, интервал от R_1/R_0 до R_1R_k/R_0R_2 — продолжительности измельчения ΔT_c элементарной порции руды во второй мельнице от крупности R_2 до R_k .

Изложенный способ перехода от замкнутого цикла к открытому использовали в дальнейшем при разработке метода моделирования процессов измельчения в лабораторных условиях. Однако при этом решается обратная задача: по лабораторным данным, полученным в открытом цикле измельчения, определяются параметры уравнения кинетики [по формуле (2.40)], на основе которых осуществляется переход к замкнутому циклу.

Рис. 2.14. Схема построения зависимости $R/R_0=f(t)$ на двойной логарифмической сетке при измельчении руды по двухстадиальной схеме



2.4. ПРИМЕНЕНИЕ УРАВНЕНИЯ КИНЕТИКИ ДЛЯ ОПИСАНИЯ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ПРОДУКТОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Известные уравнения Розина-Раммлера, а в ряде случаев Годэна—Андреева—Шумана достаточно характеризуют гранулометрический состав измельченного материала. Определив экспериментально параметры уравнения Розина-Раммлера, расчетным путем можно найти выход любого класса крупности для данного измельченного материала. В практике измельчения часто возникает более сложная задача прогнозирования гранулометрического состава продукта по заданной продолжительности измельчения.

Эту задачу можно решить при некоторых упрощениях на основе уравнений кинетики и Розина-Раммлера. Уравнения кинетики позволяют также прогнозировать по лабораторным данным измельчения в открытом цикле ожидаемый гранулометрический состав для промышленных условий измельчения в замкнутом цикле. Измельчение материала в открытом цикле по сравнению с замкнутым имеет следующие особенности:

готовый класс при периодическом измельчении находится в мельнице значительно дольше, чем материал проходит через промышленную мельницу за один цикл и, следовательно, переизмельчается;

при классификации в гидравлических классификаторах в слив уходят зерна, крупнее размера ячейки контрольного сита, в связи с несовершенством процесса.

При измельчении в замкнутом цикле с классификатором постоянно одновременно измельчается материал различных классов, тогда как при лабораторном средняя крупность порции измельчаемого материала с увеличением продолжительности нахождения его в мельнице снижается.

Рассмотрим вначале возможности описания гранулометрического состава материала уравнениями кинетики применительно к лабораторному измельчению. Возможны два варианта. По первому варианту зависимость содержания каждого суммарного класса крупности от времени измельчения графически можно представить в виде прямой, исходящей из определенной точки на оси ординат. Зная выход остатков для продолжительности измельчения навески T , можно определить аналогично [28] величины параметров m_i для каждого класса крупности:

$$i = \frac{\ln \left(-\ln \frac{R_d}{R_0} \right) - \ln k_{\text{ш}}}{\ln [T (\ln T + 1)]}, \quad (2.48)$$

где R_d — остаток на контрольном сите с размером ячейки d , %. Затем, задавшись любой продолжительностью T' , определим величины остатков:

$$R_d/R_0 = e^{-k_{\text{ш}}[T' \ln (T' + 1)]^{m_i}}.$$

Второй вариант выражения гранулометрического состава с помощью уравнения кинетики основан на совместном решении системы уравнений кинетики и Розина—Раммлера:

$$R_d/100 = e^{-k_{\text{ш}}[T_1 \ln(T_1 + 1)]^{m_1}} \quad (2.49)$$

$$\text{и } R_d/100 = e^{-bd_1^v}, \quad (2.50)$$

где $k_{\text{ш}}$, m_1 и T_1 — параметры уравнения кинетики при контрольной крупности зерен d_1 ; b , d_1 и v — параметры уравнения Розина—Раммлера, определяемые для продукта, измельченного за время T_1 .

При равенстве остатков на данном контрольном сите

$$-k_{\text{ш}}[T_1 \ln(T_1 + 1)]^{m_1} = bd_1^v; \\ v \triangleq \{\ln k_{\text{ш}} - \ln b + m_1 \ln[T_1 \ln(T_1 + 1)]\}/\ln d_1. \quad (2.51)$$

Подставляя v в уравнение (2.50), получим общую зависимость:

$$R_d/100 = e^{-bd_1^{\{\ln k_{\text{ш}} - \ln b + m_1 \ln[T_1 \ln(T_1 + 1)]\}/\ln d_1}} \quad (2.52)$$

Для измельчения навески руды в течение времени T и с последующим рассевом на двух контрольных ситах с ячейками d_1 и d_2 можно составить систему уравнений

$$\left. \begin{aligned} k_{\text{ш}}[T_1 \ln(T_1 + 1)]^{m_1} &= bd_1^v; \\ k_{\text{ш}}[T_2 \ln(T_2 + 1)]^{m_2} &= bd_2^v. \end{aligned} \right\} \quad (2.53)$$

Может быть составлена система для измельчения продукта одной контрольной крупности d_1 , но для разной продолжительности измельчения T_1 и T_2 :

$$\left. \begin{aligned} k_{\text{ш}}[T_1 \ln(T_1 + 1)]^{m_1} &= b_1 d_1^{v_1}; \\ k_{\text{ш}}[T_2 \ln(T_2 + 1)]^{m_2} &= b_2 d_1^{v_2}. \end{aligned} \right\} \quad (2.54)$$

Система (2.53) решается относительно параметров b и v уравнения Розина—Раммлера. С целью установления параметров уравнения кинетики $k_{\text{ш}1}$, $k_{\text{ш}2}$, m_1 и m_2 , необходимых при решении системы, определяются по данным лабораторного измельчения параметры уравнения кинетики процесса с учетом двух размеров контрольных сит. Задавшись другим временем измельчения T_2 , определяем по формулам (2.53) параметры уравнения Розина—Раммлера для нового продукта.

Во втором случае система (2.54) решается относительно параметров $k_{\text{ш}}$ и m уравнения кинетики при известных величинах b и v . По данным лабораторного измельчения пробы руды определяются параметры базисного уравнения кинетики, и по ситовым анализам продуктов, измельченных в течение времени T_1 и T_2 , находятся параметры уравнения Розина—Раммлера b_1 , v_1 и b_2 , v_2 . Задавшись при известных b_1 , v_1 , b_2 , v_2 , T_1 и T_2 величинами d , можно определить значения $k_{\text{ш}i}$ и m_i для интересующей нас крупности

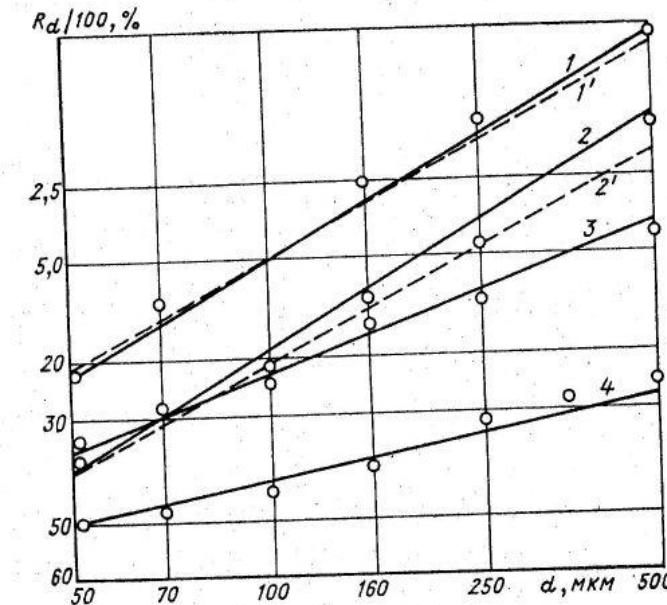


Рис. 2.15. Зависимость относительного остатка на контрольном сите от крупности зерен:
1, 2 — для стойленских кварцитов; 3, 4 — для руды подземной добычи Криворожского бассейна;
1', 2' — при расчете принят $k_{\text{ш}} = 0,0005$

d , а затем на основании уравнений кинетики найти остатки на контрольных ситах для любой продолжительности измельчения T .

Примеры построения расчетных характеристик гранулометрического состава в двойной логарифмической шкале координат на основе системы уравнений (2.53) приведены на рис. 2.15. Они свидетельствуют о приемлемом соответствии расчетных данных опытным.

Расчет гранулометрического состава продуктов может быть упрощен.

Уравнение Розина—Раммлера структурно схоже с уравнением кинетики Товарова. Поэтому значение коэффициента b в нем так же, как и значение параметра $k_{\text{ш}}$ в уравнении кинетики, зависит от величины единицы измерения переменного показателя — в данном случае d . Анализ, выполненный выше относительно коэффициента $k_{\text{ш}}$, может быть распространен и на коэффициент b .

В связи с этим при величине единицы измерения размера частиц $M_d \rightarrow 0$ величину коэффициента b можно принять постоянной для всех гранулометрических составов. Физический смысл этого допущения заключается в том, что при предельном размере зерен d_0 , близком к нулю, остаток на контрольном сите с размером ячейки d_0 во всех случаях практически одинаков.

Анализируя применение различных по величине единиц измерения длины для выражения крупности зерен, мы пришли к выводу,

что при принятии за начальную единицу размера 0,1 мкм ($M_d = 0,1$ мкм, условная единица крупности) величина b может быть принята постоянной. Среднее арифметическое значение b по результатам многих ситовых анализов продуктов измельчения железных и марганцевых руд составило 0,0195 при надежности 95%. В этом случае коэффициент корреляции для всех обработанных опытов (около 100) более 0,8.

Подставив в (2.51) и (2.52) принятые постоянные значения $k_{\text{ш}}$ и b , имеем:

$$v = \frac{m_1 \ln [T_1 \ln (T_1 + 1)] - 3,6579}{\ln d_1}; \quad (2.55)$$

$$R_d/100 = e^{0,0195 \frac{m_1 \ln [T_1 \ln (T_1 + 1)] - 3,6579}{\ln d_1}} \quad (2.56)$$

Зная показатель степени m_1 и суммарное время измельчения T_1 от начальной до данной крупности, по формуле (2.56) можно рассчитать гранулометрический состав заданного материала. Для того чтобы перейти к конкретному гранулометрическому составу материала, измельченного в мельнице в замкнутом цикле с классификатором, сделаем следующие допущения. Суммарные остатки на сите классов крупнее контрольной крупности 0,074 мм можно определить, приняв продолжительность измельчения в лабораторной мельнице до конечной крупности (крупности слива классификатора).

Это основано на том, что материал, крупнее контрольного класса, находится во всех мельницах до тех пор, пока он не измельчится до заданной крупности. Материал с крупностью менее контрольной в основном выводится из мельницы в конце каждого цикла. Поэтому время его пребывания в лабораторной мельнице должно ограничиться продолжительностью одного цикла, исходя из которой рассчитывается гранулометрический состав части продукта, мельче контрольной крупности. Такие предпосылки могут быть приняты для варианта расчета гранулометрического состава.

Второй вариант расчета, базирующийся на формуле (2.56), отличается от первого тем, что при расчете гранулометрического состава продукта, мельче контрольного, рассматриваются результаты лабораторного измельчения материала не одной начальной крупности, а классов крупности исходной руды и циркулирующей нагрузки совместно.

3. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В БАРАБАННЫХ ВРАЩАЮЩИХСЯ МЕЛЬНИЦАХ

3.1. УСЛОВИЯ ПОДОБИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Сложность разработки методов моделирования обусловлена тем, что в процессе измельчения может быть бесконечное число сочетаний крупностей исходного питания и конечных продуктов в зависимости от параметров процесса (содержание твердого, размер шаров и др.), продолжительности измельчения, крепости и степени неоднородности исходного материала.

Уравнения подобия, рассмотренные выше (см. гл. 2), не дают однозначных решений при вариации крупности измельчаемых продуктов. Между тем последнее является одним из основных условий моделирования, так как переход от модели к натуре неизбежно связан с изменением крупности измельченного материала. В связи с этим уравнение должно содержать критерий, выражющий подобие собственно измельчения материала во времени.

Таким образом, комплексное решение проблемы моделирования предполагает определение условий динамического подобия механических систем, при которых, как следствие, достигается подобие собственно процесса измельчения материала.

Постоянство характеристик крупности материала, получаемое в подобных механических системах при равной от установленного момента отсчета продолжительности измельчения; определяется нами как подобие процессов собственно измельчения.

Так как изменение характеристик крупности во времени выражается как кинетика процесса, указанное подобие можно называть кинетическим.

Математической моделью кинетики процесса может служить уравнение кинетики (2.28), адекватность которого натуре доказана выше.

Мы рассматриваем измельчение каждой порции исходного продукта от начальной до конечной крупности независимо от размеров и вида окружающих зерен. Это допустимо, если рассматривать сокращение не узкого класса, а остатка на контролльном сите — совокупности классов, куда входят разные по крупности зерна, которые достаточно полно поглощают энергию шаров.

Уравнения кинетики выражают изменение скорости измельчения каждого класса, входящего в остаток, через изменение скорости уменьшения крупности всего остатка.

Определяющими параметрами процесса измельчения материала являются начальная крупность материала и скорость измель-

чения, показатель, характеризующий изменение этой скорости во времени, и интервалы времени измельчения.

Принятие граничных (начальных) условий позволяет выразить кинетическое подобие процесса измельчения материала и решить общую задачу определения сопоставимых параметров уравнений кинетики измельчения исходной руды любой крупности и продуктов.

В качестве граничных условий для уравнения кинетики определены постоянство начальной крупности измельчаемого материала и соответствующее этой крупности начало отсчета времени измельчения $T_0=0$. В этом случае измельчение продукта всех возможных крупностей в одинаковых условиях выражается одним уравнением кинетики, а суммарное время измельчения складывается из времени T_1 , необходимого для измельчения материала установленной граничной (начальной) крупности до крупности исходного материала в данном опыте плюс периода t собственно измельчения материала.

Если принять за характеристику крупности материала суммарный остаток на контрольном сите R , исходное уравнение подобия можно выразить как

$$R/R_0 = f\left(\frac{k}{k_n}, m, \frac{(T_1+t)}{t_m}\right), \quad (3.1)$$

где k/k_n и m — безразмерные величины, характеризующие начальную скорость измельчения и изменение ее в процессе измельчения; k_n — параметр кинетики, принятый за постоянную величину; T_1+t — суммарное время измельчения от начала отсчета до конечного момента; t_m — масштаб времени.

Условие (3.1) определяет кинетическое подобие как равенство текущих значений крупностей материала R . При применении уравнения кинетики (2.28) и постоянных начальных условий равенство безразмерных параметров k и m предопределяет тождество значений R/R_0 для всех текущих значений T_1+t . В связи с этим при R_0 и $T_0=\text{const}$ условие кинетического подобия измельчения руд можно выразить в общем виде как

$$k/k_n = \text{idem}, \quad m = \text{idem}, \quad (3.2)$$

т. е. как постоянство характеристик скорости измельчения материала.

Условие (3.2) определяет подобие явлений разрушения материала с разными физическими свойствами и крупностью в подобных динамических системах.

3.2. КРИТЕРИИ ДИНАМИЧЕСКОГО ПОДОБИЯ. ОБЩИЕ УСЛОВИЯ ПОДОБИЯ ПРОЦЕССОВ

Для выражения динамического подобия систем шарового и бесшарового измельчения необходимы следующие обобщенные характеристики измельчаемого материала и параметры процесса:

- 1) характеристика крепости измельчаемого материала;
- 2) относительные крупность материала до и после измельчения;
- 3) энергия шаровой (рудной) загрузки при вращении мельницы;

4) параметры, определяющие условия передачи энергии шаровой загрузки разрушающей массе руды (гранулометрический состав шаров, общая поверхность шаровой загрузки, траектория движения шаров);

5) параметры, определяющие условия восприятия энергии шаровой загрузки рудной массой (коэффициент заполнения мельницы пульпой, плотность пульпы, размер кусков руды).

В целом установление величин по пунктам 2—5 не вызывает трудностей. Иначе обстоит дело с характеристикой крепости материала. Под крепостью породы мы подразумеваем сопротивляемость ее данному виду разрушения: ударному, истирающему и др.

Сопротивляемость и соответственно крепость могут быть оценены по затратам энергии на данное разрушение. Разрушение зерен при измельчении происходит в основном под воздействием нормальных и касательных напряжений. Эти напряжения в наибольшей степени проявляются при ударах и истирании, в результате чего в основном и происходит измельчение материала.

Согласно теории прочности Мора [3], разрушение тела обусловлено не отдельно касательными или нормальными напряжениями, а совместным их действием.

Все известные показатели крепости, выражаемые, например, посредством расхода энергии на ударные разрушения, сжатие и др. характеризуют только один из видов разрушения материала: дробление или истирание. Так как куски руды испытывают одновременно ударные и истирающие нагрузки, оказывающие взаимное влияние друг на друга, возникает необходимость разработки комплексного показателя крепости пород при измельчении.

Два вида работы разрушения — ударные и истирающие — полнее характеризуют прочностные свойства материала, проявляющиеся при измельчении, чем один из видов. Действительно, по теории А. Гриффита, крепость при дроблении пород всецело определяется наличием и степенью развития микротрещин в объеме куска. Чем больше его объем, тем больше влияние этих факторов. При истирании поверхности зерен большую роль приобретают критические концентрации напряжений в области межкристаллических контактов. Как показали исследования [45], определяющими факторами крепости пород в этом случае являются неоднородность зернистости, вызывающая критические концентрации напряжений, и суммарная площадь границ между зернами, характеризующая область границ наибольшего сосредоточения структурных дефектов.

Следовательно, крепость породы при дроблении и крепость как сопротивление разрушению истиранием в ряде случаев могут проявляться как независимые величины. Так, порода с развитием

по всему объему микротрещин легко разрушается ударами, но оказывается твердой при тонком измельчении в связи с отсутствием или малым количеством дефектов на границах спайности между зернами. Примером является измельчение руды после обжига. Производительность мельницы I стадии измельчения повышается, а II и III стадий остается прежней.

Обработка результатов разрушения пород под воздействием нормальных, срезающих и разрывающих нагрузок свидетельствует о сравнительно невысокой связи между ними.

Таким образом, необходим комплексный показатель, характеризующий энергозатраты на совместное ударное разрушение и истирание. Мы ставили цель выразить такой показатель в виде величины, эквивалентной работе, практически затрачиваемой на измельчение.

3.2.1. ХАРАКТЕРИСТИКА КРЕПОСТИ ПОРОД ПРИ МОДЕЛИРОВАНИИ КОМПЛЕКСНЫМ ПОКАЗАТЕЛЕМ

При выборе показателей для комплексной характеристики крепости пород при измельчении мы остановились на таких, которые прямо или косвенно выражают удельные затраты энергии на данный вид разрушения и в то же время сравнительно просто определяются экспериментально. Это удельная работа первичного разрушения и удельная работа самоизмельчения при перекатывании рудных кусков.

Первый вид работы характеризует ударное разрушение частиц в мельнице шарами.

В некоторых работах показана тесная связь между работой разрушения кусков различной крупности, определяемой на копре, и временными сопротивлением раздавливанию, т. е. параметром, характеризующим материал по теории упругости [46]. X. Роуз экспериментально показал существование четкой зависимости между удельной величиной образующейся новой поверхности и энергией удара, отнесенной к единице массы материала [26].

Второй вид работы представляет энергию трения шаров в процессе измельчения. В отличие от истинной энергии, расходуемой на собственно разрушение материала, удельный расход полезной энергии, потребляемой мельницей, как известно, зависит от условий протекания процесса.

Условно обособим акты разрушения ударом (дробление) и трением (истирание) и представим измельчение каждой новой порции исходной руды как совокупность двух частных процессов: первого — с преимущественным дроблением, второго — с преимущественным истиранием.

Под частным процессом в данном случае понимается совокупность явлений, происходящих в барабане мельницы при разрушении одним способом, хотя четкая граница между процессами дробления и истирания в большинстве случаев отсутствует, обоснование их по признаку превалирующего вида разрушения породы впо-

лне допустимо. Так, каждый кусок руды может быть первоначально раздроблен на крупные и мелкие зерна, которые затем соответственно додробляются и истираются.

Связь между практическими затратами энергии на измельчение в мельнице и показателями крепости пород можно установить посредством величин, характеризующих длительность протекания каждого из частных процессов.

Особенностью измельчения с учетом потребления энергии является то, что оба основные способа разрушения, ударное и истирающее, происходят в массе руды одновременно, взаимно влияя друг на друга. Помимо взаимного влияния нормальных и касательных напряжений, проявляющегося в измерении предельных величин их частных составляющих, измельчение происходит также, поскольку каждый из них создает условия протекания смежного: при дроблении создается определенная поверхность материала, а от интенсивности истирания зависят скорость поступления и объем поступившего в мельницу кускового материала, подвергаемого дроблению. Чем сильнее издроблен материал, тем интенсивнее истирание, и, наоборот, чем быстрее происходит истирание, тем больше скорость поступления кусков исходной руды на операцию дробления в высвобождаемый объем мельницы.

Таким образом, изменение одного из видов крепости руды приводит к ускорению или замедлению двух частных составляющих процесса, одного из них вследствие прямой зависимости длительности от крепости породы, второго — косвенно, вследствие влияния первого процесса.

Взаимное влияние составляющих в конечном итоге проявляется в длительности процесса измельчения порции руды в целом. При одновременном воздействии ударных и истирающих нагрузок периоды протекания частных процессов в зависимости от величин сопротивляемости руд могут быть слабо или существенно относительно смещены во времени. Рассматривая каждый частный процесс обособленно, можно прийти к выводу, что его длительность пропорциональна данной крепости руды. Если параллельно протекающие процессы смещены во времени незначительно, то суммарное время измельчения практически равно длительности одного из них.

Обычно при шаровом измельчении имеются предпосылки для смещения частных процессов во времени: продолжительность истирания больше, чем дробления. С изменением крепости руды изменяется длительность процесса истирания.

Таким образом, взаимное влияние частных процессов может проявляться во взаимозависимом изменении времени их протекания, что приводит к соответствующему изменению производительности мельницы.

Взаимозависимое ускорение или замедление процессов происходит в условиях непостоянства затрачиваемой работы на каждый вид разрушения, что обусловлено изменением эффективности использования потенциально возможного расхода энергии. При кос-

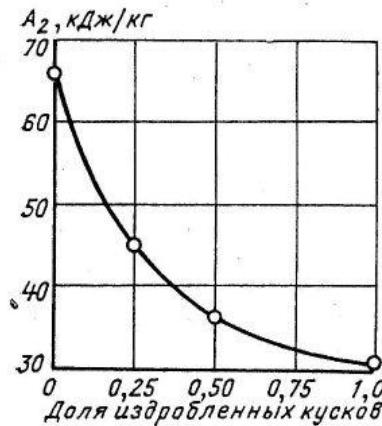


Рис. 3.1. Зависимость удельной работы самоизмельчения от доли издробленных кусков

венном замедлении разрушения данного вида к. п. д. использования подводимой к мельнице полезной энергии снижается, при ускорении — повышается. Повышение эффективности истирания, обусловленное степенью подготовки удельной поверхности издробленного продукта, можно проиллюстрировать практическим примером.

Каждый акт ударного разрушения кусков руды снижает их крупность, увеличивает удельную поверхность материала и повышает интенсивность его истирания. При постоянном расходе полезной энергии, потребляемой мельницей, возрастание интенсивности истирания выражается относительным снижением удельного потребления полезной энергии.

Проба массой 6 кг, составленная из кусков кварцитов ИнГОКА размером 25—30 мм, сначала измельчалась без предварительного дробления, а затем измельчалась после дробления 25; 50; 75 и 100% всех кусков руды. При дроблении всех кусков, увеличившем их поверхность примерно в 2 раза, удельная работа самоизмельчения уменьшилась в 2 раза (рис. 3.1). Естественно, что это условное снижение выражается относительно общей потребляемой полезной энергии мельницы.

Степень влияния каждого из частных процессов на длительность смежного и производительность мельницы зависит от коэффициента насыщения объема мельницы рудой, соответственно подготовленной для каждого из видов разрушения, и физико-механических свойств руды. Коэффициент насыщения объема выражает относительное количество материала данной крупности (дробимого или истираемого), находящегося в мельнице при оптимальной ее загрузке исходным питанием. В мельнице может быть мало крупного материала — и тогда возможности его дробления используются не полностью, или, наоборот, мало мелкого материала — в этом случае недостаточно используются возможности истирания. Полное насыщение если коэффициент равен единице, наступает при таком количестве руды данной фракции, при котором дальнейшее его увеличение не усиливает разрушения этой фракции. Считаем, что общий объем материала в мельнице остается постоянным. Принципиальная картина изменения степени влияния частных процессов в зависимости от коэффициента насыщения рабочего объема подготовленной рудой показана на рис. 3.2.

Значение коэффициента насыщения можно проследить на примере рудного самоизмельчения. При подаче руды, кусковая часть

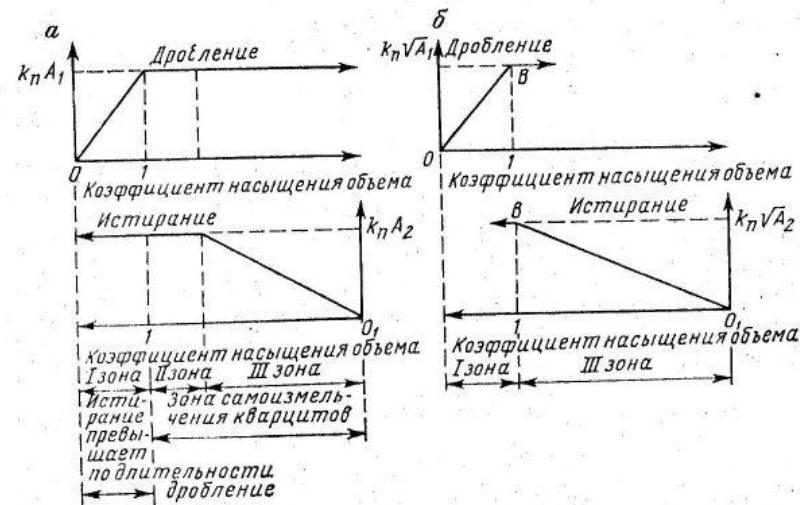


Рис. 3.2. Характер изменения коэффициента влияния частных процессов (дробления и истирания) в зависимости от коэффициента насыщения объема мельницы подготовленной рудой:

а — взаимовлияние частных процессов абсолютное; б — то же, относительное

которой легко разрушается, возможности дробления не реализуются полностью, зато рабочий объем перенасыщен средой для истирания. При более крепкой руде наступает полное насыщение объема дробимой средой, а насыщение средой для истирания уменьшается. По мере увеличения крепости кусковой части руды в мельнице рудного самоизмельчения скапливаются сравнительно крупные куски (галька), в связи с чем происходит перенасыщение объема дробимой средой при слабом насыщении средой истирания.

В зависимости от физико-механических свойств пород можно разграничить следующие степени взаимного влияния частных процессов при измельчении: абсолютную, при измельчении пород, резко отличающихся по крепости при ударном и истирающем разрушении, и относительную, для пород, менее отличающихся по крепости. В первом случае расход энергии всецело определяется граничной крупностью зерен, при достижении которой эффективность данного вида работы резко падает; во втором — длительность каждого из процессов и расход энергии на дробление и истирание может изменяться в результате смещения граничных крупностей дробления и истирания, приближаясь к средним значениям для обоих процессов.

На рис. 3.2, а показана предполагаемая зона абсолютного влияния обоих частных процессов измельчения (зона II), где изменение продолжительности одного частного процесса приводит, как правило, к изменению продолжительности другого в соотношении 1:1 (коэффициенты влияния равны $k_n A_1$ и $k_n A_2$). Это зона, начи-

нающаяся (для одних пород) от полного насыщения объемов средами для дробления и истирания и распространяющаяся (для других пород) в сторону перенасыщения средой для дробления и в сторону снижения насыщения средой для истирания до момента достижения равенства протекания процессов во времени. За данным пределом снижается благодаря более легкому истиранию продукта степень обратного влияния процесса истирания на процесс дробления и соответственно производительность мельницы. Для зоны II можно допустить, что изменение производительности мельницы пропорционально абсолютному изменению длительности каждого из процессов, приводящему к кратному изменению общего времени измельчения.

Таким образом, крепость руды в этой зоне одинаково влияет на удельный расход энергии и производительность мельницы. Комплексная характеристика крепости руды, подвергаемой измельчению, должна отражать влияние каждого из видов крепости на длительность и производительность процесса. Показателем, выражающим изменение внутримельничного удельного расхода энергии на измельчение породы кратно изменению каждого вида крепости, может служить произведение эквивалентных им значений удельных работ разрушения:

$$A^2 = A_1 A_2,$$

где A_1 — первичная работа разрушения ударом; A_2 — работа истирания.

В зонах относительного влияния различной крепости руды, обусловленного слабым насыщением объемов измельчаемыми средами (зоны I, III), степень влияния удельных работ разрушения на общую продолжительность частных процессов и соответственно производительность мельниц может быть выражена соотношением

$$A = \omega_1 A_1 + \omega_2 A_2,$$

где ω_1 и ω_2 — коэффициенты пропорциональности.

Сумма работ в данном случае состоит из слагаемых, представляющих удельную работу разрушения материала одной крупности, насыщающего объем мельницы, и долю удельной работы разрушения материала другой крупности, не насыщающего объем, пропорциональной интервалу времени смещения последнего процесса относительно первого. Такое выражение A позволяет учесть влияние ненасыщенного объема, проявляемого за пределами одновременного протекания процессов измельчения порции руды. При одновременном протекании наличие ненасыщенного объема практически не влияет на насыщенный и общее время измельчения. В точке O на рис. 3.2, а $\omega_1 = 0$ и $A = \omega_2 A_2$, а в точке O_1 на рис. 3.2, б $\omega_2 = 0$ и $A = \omega_1 A_1$.

С приближением к зоне абсолютного влияния

$$A_1 \omega_1 + A_2 \omega_2 \approx A_1 A_2.$$

Если гипотеза кратности величин Q и $A_1 A_2$ верна, при определенных условиях должно быть справедливым равенство

$$A_1 A_2 Q = \text{const}. \quad (3.3)$$

Рассмотрим измельчение пород с менее контрастными характеристиками крепости. В этом случае при увеличении их крепости при ударном разрушении граничная крупность истираемых зерен увеличивается и, наоборот, с увеличением крепости при истирании уменьшается нижняя граничная крупность зерен, разрушаемых дроблением. Выравнивание продолжительности дробления и истирания происходит в условиях пониженного насыщения объема крупными или мелкими зернами за счет появляющегося резерва энергии.

В связи с изменением граничных крупностей дробления и истирания в процессе измельчения происходит насыщение объема материалом каждой крупности, зона максимального влияния обоих процессов при этом сужается в одну точку B (рис. 3.2, б).

Аналогичные явления отмечены при изменениях начальной и конечной крупности измельчаемой руды. В этом случае при шаровом измельчении руды до разной конечной крупности истирание, как правило, является основным процессом, непосредственно определяющим конечную крупность измельчения, а дробление — процессом, при котором изменение крупности продукта рассматривается как косвенное.

При изменении величины кусков исходного материала, измельчаемого до постоянной крупности, наоборот, основным процессом становится дробление.

Учитывая, что длительность частных процессов изменяется кратно значению работ A_1 и A_2 , при взаимовыравнивании времени этих процессов оно стремится к величине, пропорциональной $A = \sqrt{A_1 A_2}$.

Эта величина названа приведенной работой разрушения.

При равной продолжительности дробления и измельчения производительность мельницы определяется длительностью одного из них или пропорциональной ей приведенной работой разрушения. Соответственно зависимость (3.3) будет иметь вид

$$\sqrt{A_1 A_2} Q = AQ = \text{const}. \quad (3.4)$$

Экспериментально выдвинутые положения проверялись при промышленном и полупромышленном измельчении руд различной крепости в шаровых мельницах и в мельницах рудного самоизмельчения. Результаты оценивались на основе зависимостей между показателем удельной работы разрушения и производительностью мельниц, а также между удельной работой разрушения и показателем степени t уравнений кинетики.

Крепость пород, проявляемая в процессах дробления и истирания, может быть охарактеризована истинным расходом энергии на элементарное ударное разрушение и истирание или эквивалентной ему величиной. Результаты экспериментов показали, что в

данном случае с целью упрощения удельную работу разрушения ударом A_1 можно определять на копре, а удельную работу истирания A_2 — по общему расходу полезной энергии на самоизмельчение в мельнице, работающей при малом заполнении объема рудой.

При определении работы разрушения и истирания для мельницы типа «Каскад» характерными были приняты максимальные для шарового измельчения куски размером 25—30 мм. Это объясняется следующим:

куски крупностью 30 + 25 мм обычно составляют основную часть циркулирующей гальки при выделении ее из мельницы «Каскад»;

при крупности кусков 25—30 мм характеристики крепости для шарового и бесшарового измельчения являются общими.

Удельная работа разрушения A_1 определяется на копре дроблением кусков руды размером 25—30 мм на 2—3 части. Высота сбрасывания груза подбирается экспериментально, A_1 рассчитывается по формуле

$$A_1 = G h n_c / q_k, \quad (3.5)$$

где G — вес груза, Н; h — высота сбрасывания груза, м; n_c — число сбрасываний; q_k — масса куска руды, кг.

За конечное значение A_1 принимают среднее арифметическое по 20 определениям.

Для того чтобы исключить субъективный фактор, высота сбрасывания груза h может быть принята постоянной (около 80 см). Кроме того вводится коэффициент, учитывающий соотношение поверхностей зерен материала до разрушения S_k и после него S_p :

$$A'_1 = A_1 S_k / S_p. \quad (3.6)$$

Удельная работа определяется в результате самоизмельчения пробы руды массой 6 кг, составленной из кусков крупностью 25—30 мм, в мельнице объемом 14 л в течение 5 мин. Отношение количества затраченной работы к массе измельченного продукта (отсев крупностью 1 мм) принимается за удельную работу самоизмельчения:

$$A_2 = 60 N_p \Delta t / q_{-d}, \quad (3.7)$$

где N_p — потребляемая полезная мощность, Вт; Δt — продолжительность измельчения, мин; q_{-d} — масса измельченного продукта, кг.

При оценке бесшарового измельчения удельная работа A'_2 определяется с учетом поверхности измельченного порошка:

$$A'_2 = A_2 S_k / S_{\text{уд}} \cdot 1000, \quad (3.8)$$

где S_k — вновь образованная удельная поверхность 1 кг кусков руды, разрушенных ударами, $\text{см}^2/\text{кг}$; $S_{\text{уд}}$ — удельная поверхность измельченного порошка, $\text{см}^2/\text{г}$.

Показатель A'_2 численно выражает работу, которую требуется затратить для образования поверхности при самоизмельчении, равной поверхности, образующейся при ударном разрушении 1 кг кусков руды. Величина A'_2 как результат, оцениваемый по величине вновь образованной поверхности в единице массы разрушающего материала, представляет собой эквивалент удельной работы разрушения ударом. Такое выражение удельной работы измельчения упрощает ее оценку и сопоставление с удельной работой ударного разрушения.

Вновь образованная при ударном разрушении поверхность определялась путем замера кусков руды до разрушения и после и расчета площадей поверхностей как поверхностей сферических частиц, с диаметром, равным среднему диаметру материала узкого класса крупности.

На рис. 3.3. приведена зависимость $Q = f(A_1, A_2)$, построенная по данным промышленного измельчения руд в мельницах МШР-3600×4000 (табл. 3.1). Крупность слива классификатора

Таблица 3

УДЕЛЬНАЯ РАБОТА РАЗРУШЕНИЯ РАЗНЫХ РУД, ОПРЕДЕЛЕННАЯ РАЗЛИЧНЫМИ СПОСОБАМИ

Руда	Самоизмельчение 5 мин		A_1	$A = \sqrt{A_1 A_2}$	Q^* $\text{t}/\text{ч}$	$A_1 A_2 Q$ $(\text{kДж}/\text{кг}) \cdot (\text{т}/\text{ч})$
	A_2 $\text{kДж}/\text{кг}$	$A_{\text{и.}}$ $\text{kДж}/\text{кг}$				
Подземной добычи Криворожского бассейна	29,136	57,683	0,326	3,081	—	—
СевГОКа (Первомайский рудник)	32,373	52,581	0,341	3,322	127	1403,6
ЮГОКа (IV жел. гор.)	41,987	57,290	0,285	3,460	—	—
ЮГОКа (V жел. гор.)	45,616	57,290	0,285	3,600	—	—
ЮГОКа (магнетит)	57,487	66,414	0,353	4,505	77,2	1567,4
Стойленского месторождения	47,382	59,547	0,376	4,221	79,5	1415,2
НКГОКа	51,208	50,325	0,304	3,946	90,7	1412,4
ИнГОКа	54,740	70,632	0,341	4,320	82	1532,4
ЛебГОКа	46,107	50,031	0,257	3,442	124	1469,3
Михайловского ГОКа	47,284	79,853	0,522	4,967	66,1	1631,1
Кварц Токовского карьера	37,474	—	0,317	3,447	—	—

* Крупность слива классификатора 65% класса — 0,074 мм.

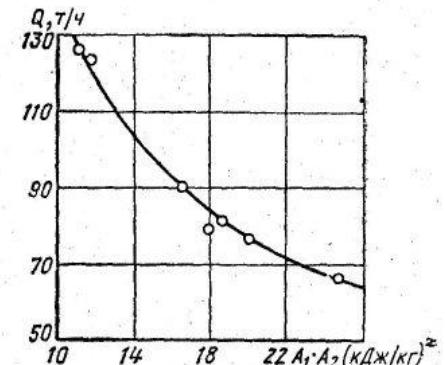


Рис. 3.3. Зависимость производительности мельницы МШР-3600×4000 от параметра $A_1 A_2$

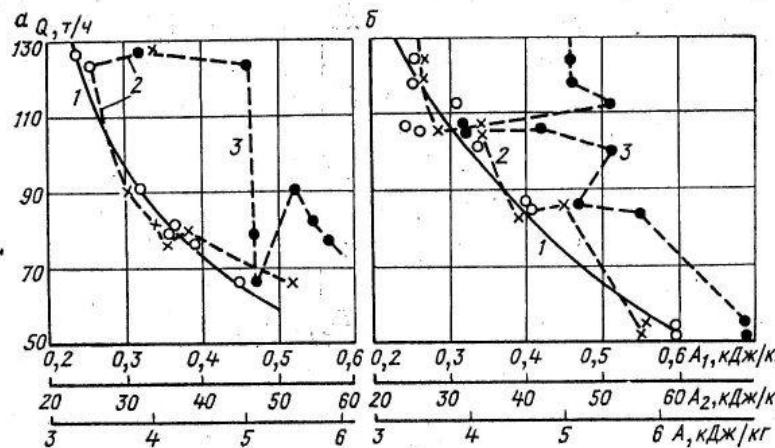


Рис. 3.4. Зависимость производительностей мельниц МШР-3600×4000 (а) и MMC-7,0×2,3 (б) от удельных работ разрушения:
1 — $Q = f(A)$; 2 — $Q = f(A_1)$; 3 — $Q = f(A_2)$

во всех случаях составляла около 65 % класса —0,074 мм. Зависимость представляет собой равностороннюю гиперболу $Q(A_1A_2) = 1490 \text{ т}\cdot(\text{ч}\cdot(\text{кДж}/\text{кг}))^2$. Максимальная величина отклонений опытных точек от расчетных величин не превышает 9 %. При самоизмельчении руды точки располагаются аналогично, однако при более значительных отклонениях (до 23—25 %). Это объясняется в определенной степени большей колеблемостью показателей, свойственной процессу самоизмельчения и зависящей от таких факторов, как изменение максимальной крупности и гранулометрического состава руды, коэффициента трения. Уравнение при самоизмельчении руд в мельницах диаметром 7 м имеет вид $Q(A_1A_2) = 1625 \text{ т}\cdot(\text{ч}\cdot(\text{кДж}/\text{кг}))^2$.

Оценим взаимосвязь приведенной работы разрушения и производительности промышленных мельниц (рис. 3.4).

Согласно статистической обработке, приведенная работа разрушения $A = \sqrt{A_1A_2}$ имеет наиболее высокую корреляцию с производительностью шаровых мельниц Q (индекс аппроксимации $r=0,9919$). Высокий коэффициент корреляции характерен и для бесшарового измельчения ($r=0,9571$). Максимальные отклонения от среднего в обоих случаях не превышают 16—18 %. Эти результаты подтверждают правильность исходных положений о представительности комплексного показателя крепости руды.

Таким образом, приведенная работа разрушения представляет сочетание удельных работ ударов и истирания, пропорциональное практическим затратам энергии на измельчение в условиях совместного воздействия ударных и истирающих нагрузок.

Физический смысл приведенной работы разрушения заключается в следующем. Приведенная работа разрушения A пред-

ставляет собой практический расход энергии на разрушение каждого вида при совместном действии ударных и истирающих нагрузок в момент достижения равенства расхода энергии на разрушение обоих видов.

Графическое изображение среднегеометрического значения работ A_1 и A_2 приведено на рис. 3.5.

Измельчение при ненасыщенных объемах, выражаемое суммой производимых работ [см. формулу (3.2)], нехарактерно для подавляющего числа случаев шарового измельчения, но может быть характерно для самоизмельчения руд.

Обработка результатов экспериментов показала, что при самоизмельчении железистых кварцитов величина приведенной работы может быть определена из соотношения

$$(3.9)$$

$$A = A_1 + 10A_2.$$

Произведение

$$(A_1 + 10A_2)Q = 42,16$$

дает меньшие отклонения от среднего, чем произведение $Q(A_1A_2) = 1625 \text{ т}\cdot(\text{ч}\cdot(\text{кДж}/\text{кг}))^2$.

На основании изложенного можно сделать вывод, что степень взаимовлияния частных процессов при измельчении руд изменяется от максимальной, определяемой соотношением A_1A_2 , до средней, выражаемой через $\sqrt{A_1A_2}$. Обработанные результаты опытов позволяют высказать предположение, что шаровое измельчение железистых кварцитов происходит в зоне насыщения объема (рис. 3.2, б). Степень взаимного влияния процессов дробления и истирания при этом выражает приведенная работа разрушения.

Бесшаровое измельчение кварцитов переходит в зону перенасыщения объема материалом для дробления (см. рис. 3.2, а). Процесс самоизмельчения лимитируется скоростью образования новых поверхностей с повышенной абразивностью, а измельчение трением опережает процесс дробления. Как показывают визуальные наблюдения, куски руды всех размеров в мельнице имеют в большинстве окатанную форму, а в ряде случаев — отшлифованную поверхность.

При ненасыщенных объемах строгая пропорциональность производительности и приведенной работы разрушения может существовать в определенных пределах. При самоизмельчении эти пределы определяются из условия сохранения постоянства полезной потребляемой энергии и наличия измельчающей среды, представленной породами крепостью не ниже определенного уровня.

Выполненный анализ и зависимости показывают тесную связь приведенной работы разрушения с показателями измельчения и классическими уравнениями, выражающими расход энергии на

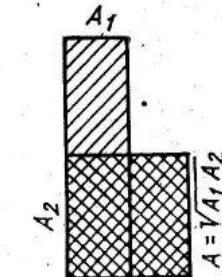


Рис. 3.5. Схема определения приведенной работы разрушения

отдельные виды разрушения. Это позволяет принять приведенную работу разрушения в качестве величины, характеризующей крепость пород при измельчении.

3.2.2. КРИТЕРИИ ПОДОБИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В ШАРОВЫХ МЕЛЬНИЦАХ

При физическом моделировании любого процесса требуется соблюдение для модели и объекта постоянства критериев, выраженных в виде безразмерных соотношений основных параметров, и ряда параметров (критериев), определяющих начальные условия подобия. Значения параметров могут варьировать, не изменения числового значения критерия. Начальные условия могут оставаться во всех опытах постоянными или изменяться в допустимых пределах.

В исходное уравнение подобия включим величины, выражающие соотношение потребляемой шаровой загрузкой мощности и объема измельчаемого материала, характеристику сопротивляемости материала измельчению, а также безразмерные параметры, вносящие ограничения в геометрические и энергетические параметры системы.

За определяющие параметры процесса могут быть взяты следующие:

$$e = f(N_p; V_{tb}; A; t; (V_{jk} + V_{tb})). \quad (3.11)$$

где e — мощность, потребляемая при собственно разрушении материала, Вт; N_p — мощность, потребляемая шаровой загрузкой и пульпой (полезная мощность), Вт; V_{jk} и V_{tb} — объемы соответственно воды и твердого, м³; A — приведенная работа разрушения материала, Дж/м³; t — интервал времени измельчения (принимаем для всех случаев $t=1$ с).

Решая уравнение (3.11) на основании л-теоремы и вводя дополнительные, ограничивающие условия опыта, безразмерные соотношения: Φ_p ; $S/d_{sh,sp}^2$; $d_{sh,sp}/d_c$ — геометрические характеристики системы; \mathcal{E}_{sh}/ap — характеристика начальных условий моделируемых процессов измельчения и $k_m = N_{sh}/q_{c,sh}Dn$ — критерий подобия механической энергии шаровой загрузки, выражающий количество энергии, потребляемой шарами за 1 с, относительно максимальной потенциальной энергии массы шаров в данном режиме работы, получаем:

$$\begin{aligned} e/AV_{tb}t^{-1} &= \Phi(N_{sh}/q_{c,sh}Dn; \Phi_p; (V_{tb} + V_{jk})/V_{tb}; \\ &S/d_{sh,sp}^2; \mathcal{E}_{sh}/ap; d_{sh,sp}/d_c; N_p/V_{tb}At^{-1}), \end{aligned} \quad (3.12)$$

где N_{sh} — мощность, потребляемая шаровой загрузкой, Вт; $q_{c,sh}$ — вес шаров, Н; D — внутренний диаметр мельницы, м; n — частота вращения мельницы, об/с; Φ_p — коэффициент заполнения объема шаровой загрузки пульпой ($\Phi_p = V_p/V_{sh}$ = объем пульпы/объем шаров); S — поверхность единицы объема шаровой загруз-

ки, м²; $d_{sh,sp}$ — средний диаметр шаров, имеющих одинаковую с данной загрузкой шаров поверхность, м; d_c — средневзвешенный размер зерна измельченного материала, м; \mathcal{E}_{sh} — кинетическая энергия максимального шара, Дж; a — работа разрушения зерна максимальной крупности в зоне контакта шаров, Дж; p — число зерен.

Переход от удельного расхода энергии к крупности измельченного материала осуществляется с помощью уравнения кинетики

$$e/AV_{tb}t^{-1} = f(R/R_0; t).$$

Так как параметры уравнения кинетики $(k, m) = f(R/R_0; t)$, зависимость (3.12) может быть выражена как

$$(k, m) = \Phi(N_{sh}/q_{c,sh}Dn; \Phi_p; \dots; N_p/AV_{tb}t^{-1}). \quad (3.13)$$

Тождество параметров k и m при постоянстве значений критериев и подобия систем — следствие равной эффективности использования энергии для измельчения руды одной крупности.

При применении уравнения кинетики (2.28) в однопараметрическом виде ($k_{sh} = \text{const}$) зависимость (3.13) будет иметь вид

$$m = \Phi(N_{sh}/q_{c,sh}Dn; \Phi_p; \dots; N_p/AV_{tb}t^{-1}). \quad (3.14)$$

Безразмерные параметры k, m в отличие от $f(R/R_0; t)$ однозначно оценивают эффективность использования энергии для разрушения материала в данных условиях.

Проанализируем каждый из безразмерных параметров.

Обеспечение равенства всех приведенных в уравнении (3.12) критериев полностью исключает возможность вариации параметров в опытах. Поэтому задачей анализа является определение пределов, в которых можно пренебречь соблюдением того или иного условия подобия.

По данным Ф. Келли, например, на характеристику измельченного продукта заметно влияют только четыре переменные: измельчаемость, распределение крупности исходного материала, производительность по питанию и плотность пульпы.

Условия динамического подобия энергоносителя определяются критерием подобия механической энергии шаровой загрузки K_m .

Энергия шаровой загрузки изменяется в зависимости от степени заполнения барабана шарами, частоты вращения барабана и размера шаров. Эти параметры в различной степени определяют траекторию движения шаров и, следовательно, соотношение между энергией, затраченной на трение между шарами, и энергией, поглощенной при ударах шаров. Можно предположить, что оба вида использования энергии дают различный эффект при измельчении руд. В таком случае должно быть выдержано строгое динамическое подобие шаровой загрузки как энергоносителя для постоянства соотношений этих энергий.

Характеризуя относительную подвижность шаровой загрузки, K_m позволяет оценить изменение сил взаимодействия шаров, связанное с изменением траектории движения шаров при вариациях

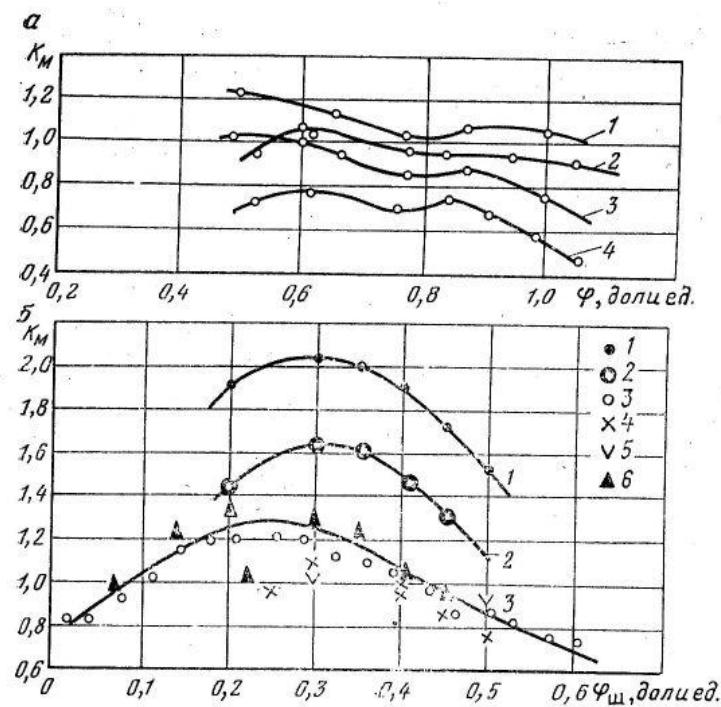


Рис. 3.6. Зависимость критерия подобия механической энергии от относительной частоты вращения мельницы (а) и коэффициента заполнения мельницы шарами (б):

а — мельница диаметром 0,9 м, $d_{ш,сп}=60$ мм; $\phi_{ш}$, доли ед: 1 — 0,3; 2 — 0,25; 3 — 0,4; 4 — 0,45;
б — 1 — мельница диаметром 0,3 м, $d_{ш,сп}=10$ мм; 2 — то же, $d_{ш,сп}=25$ мм; 3—7 — мельницы диаметром соответственно 3,6; 0,9; 0,6; 0,3, $d_{ш,сп}=60\div80$ мм

степени заполнения барабана мельницы или частоты вращения. Увеличение K_m свидетельствует о возрастании сил трения между мелющими телами. Как видно из рис. 3.6, опытные точки для мельниц разного размера практически ложатся на одну кривую. Это происходит при использовании во всех мельницах шаров одинакового или близкого размера. При уменьшении крупности шаров значение K_m возрастает, особенно для небольших мельниц. Повышение K_m с уменьшением размера шаров объясняется увеличением общей поверхности шаровой загрузки. Характер изменения K_m в зависимости от ϕ показан на рис. 3.6.

По результатам измельчения при различных K_m можно определить степень влияния двух основных видов использования энергии шаровой загрузки. При равенстве размера шаров $K_m=idem$ свидетельствует о динамическом подобии двух систем, т. е. о подобии силовых полей внутри мельниц, вытекающем из подобия траекторий и скоростей движения шаров.

Параметры шаровой загрузки (размер шаров, коэффициент заполнения мельницы шарами) и траектория их движения (следова-

тельно, частота вращения мельницы) должны обеспечивать оптимальные для руды данной крепости и крупности соотношения дробящих и истирающих сил движущихся шаров. При крупных шарах и мелкой руде эффективность процесса должна возрастать со снижением частоты вращения, а с увеличением крепости и крупности руды и с уменьшением размера шаров эффективность должна быть выше при более высокой частоте вращения мельницы.

Задачей исследования является определение пределов, при которых изменение параметров процессов существенно не влияет на эффективность измельчения.

Степень влияния коэффициента заполнения мельницы шарами и частоты вращения барабана на показатели измельчения изучалась мало. В. А. Перов и Э. К. Жудэ [47] на основании экспериментальной работы установили, что удельная производительность мельницы растет пропорционально увеличению потребляемой энергии, зависящей от шаровой загрузки, в пределах $\phi_{ш}=0,1\div0,5$ и относительной частоты вращения $\psi=0,4\div0,8$.

Анализ приведенных данных показывает, что эффективность измельчения практически не изменяется при коэффициенте заполнения $\phi_{ш}=0,1\div0,45$ и $\psi=0,60\div0,80$, т. е. при практических режимах измельчения. Дальнейшее снижение частоты вращения мельницы значительно уменьшает эффективность измельчения.

Для определения взаимозависимости показателей измельчения проведены опыты в мельницах объемом 14 и 11 л при различных коэффициентах заполнения шарами и частотах вращения мельницы.

Навеска руды подбиралась таким образом, чтобы $q/N_{ш,п}=\text{const}$ (q — масса руды в мельнице; $N_{ш,п}$ — полезная мощность, потребляемая шаровой загрузкой, за вычетом мощности, затрачиваемой на вращение пульпы).

Согласно результатам, изменение относительной частоты вращения $\psi=0,5\div1,14$, коэффициента заполнения мельницы шарами $\phi_{ш}=0,2\div0,5$ и размера шаров $d_{ш}=25\div60$ мм при постоянной загрузке руды на единицу полезной мощности существенно не влияло на параметры кинетики измельчения данного материала. Следовательно, в пределах $\psi=0,5\div1,14$ и $\phi_{ш}=0,2\div0,5$ изменение расхода энергии на истирание и разрушение ударом не вносило существенных изменений в результаты опытов.

Математическая обработка данных показала, что связь между t и K_m отсутствует для указанных пределов изменения ψ , $\phi_{ш}$ и размера шаров.

Аналогичный вывод следует из результатов опытов измельчения руд в мельницах диаметром 0,9 и 1,2 м при различных режимах.

Х. Роуз, изучая зависимость эффективности измельчения от коэффициента заполнения шаровой загрузкой, приходит к выводу, что к. п. д. мельницы по вновь образованной поверхности близок к постоянной величине при заполнении объема мельницы шарами

Таблица 3.2

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ПРОФИЛЯ ФУТЕРОВКИ

Размер мельницы, м	Профиль футеровки	$\Phi_{ш}$	K_m	Удельный расход руды, т/кВт			
				СевГОКА	ЮГОКА	ИнГОКА	НКГОКА
0,3×0,2	Ребристый	0,35	1,2	—	0,062	0,059	0,069
0,36×0,29	Гладкий	0,35	1,18	0,085	0,060	0,058	0,070
3,6×4,0	Волновой	0,35	1,16	0,081	0,059	0,057	0,073
0,36×0,29	Волновой	0,35	0,9	—	—	0,051	0,054

кой футеровке удовлетворяли требованиям моделирования. С этих позиций при моделировании промышленного процесса, происходящего в мельнице диаметром 3,6 м, для лабораторной модели диаметром 0,36 м пригодна гладкая футеровка.

Статистический анализ большого числа опытов измельчения руд в лабораторных и полупромышленных мельницах показал, что величиной, наиболее характеризующей затраты энергии на измельчение, является мощность, потребляемая шаровой загрузкой, без учета мощности, расходуемой на вращение пульпы.

Общую потребляемую шарами и пульпой мощность можно составлять при проведении опытов в мельницах разного размера, но это приводит к большей погрешности.

Если критерий механического подобия K_m характеризует динамику шаровой загрузки, остальные критерии уравнения (3.12) определяют подобие условий передачи и поглощения энергии шаровой загрузки рудной массой.

Коэффициент заполнения шаровой загрузки пульпой Φ_p и показатель содержания твердой фазы в пульпе ($\Delta_V = V_{tb}/(V_{tb} + V_{jk})$) — объемное содержание и $\Delta = q_{tb}/(q_{tb} + q_{jk})$ — массовое содержание, где V_{tb} и q_{tb} ; V_{jk} и q_{jk} — объем и масса соответственно твердой и жидкой фазы в единице объема пульпы) определяют вероятность полного использования энергии шаровой загрузки для разрушения. Вероятность попадания рудных частиц под удар и истирающее воздействие шаров находится в прямой зависимости от коэффициента заполнения и содержания твердого в пульпе. Очевидно, существуют предельные значения Φ_p и содержания твердого Δ , которым при обычных режимах измельчения соответствует абсолютное насыщение шаровой загрузки пульпой. Дальнейшее увеличение Φ_p и Δ не улучшает условий восприятия энергии; более того, при содержании твердого выше 85% рудная масса склонна слипаться и пакетировать шары. Расход энергии на разрушение в этом случае резко снижается.

Опыты показывают, что насыщение пульпой слоя вращающихся шаров в зоне их интенсивного взаимодействия достигается при $\Phi_p \approx 0,35 \div 0,6$ в зависимости от диаметра шаров.

примерно до 50%. При заполнении более 50% объема коэффициент быстро увеличивается.

Следовательно, характерной величиной при обычных режимах измельчения является общая энергия шаровой загрузки. Таким образом, правильное определение ее обязательно.

В то же время опыты, проведенные в мельнице размером 360×290 мм, принятой в качестве модели, с загрузкой шаров диаметром $d_{ш} = 60 \div 80$ мм показали, что эффективность измельчения практически не изменяется при $\Phi = 0,68 \div 0,8$.

В целом результаты опытов свидетельствуют о сравнительно небольшом влиянии на эффективность измельчения изменения K_m в зависимости от $\Phi_{ш}$ и Φ в указанных выше пределах. Значительно влияет размер шаров. Например, при переходе от шаров диаметром 40 мм к шарам диаметром 80 мм эффективность измельчения материала крупностью $6+0$ мм снижается в 2 раза. Поэтому соблюдение постоянства K_m , достигаемого при равенстве размеров шаров модели и изучаемого объекта, является обязательным.

Таким образом, можно констатировать, что при измельчении руд имеются такие диапазоны частоты вращения и коэффициента заполнения мельницы шарами, при которых эффективность остается постоянной. Эти диапазоны изменяются в зависимости от размеров шаров, крупности и крепости руды. В моделируемых условиях (мельница диаметром 0,36 м) в качестве такого диапазона можно принять $\Phi = 0,68 \div 0,8$, а $\Phi_{ш} = 0,3 \div 0,5$. В целом при постановке опытов необходимо стремиться максимально сузить пределы возможных отклонений от параметров Φ и $\Phi_{ш}$, принятых для промышленных мельниц.

На параметры движения шаров влияет и профиль футеровки [48]. Переход от одной футеровки к другой в данной мельнице приводит к изменению K_m . Например, замена гладкой футеровки на футеровку волнового профиля в мельнице диаметром 0,36 м привела к снижению K_m в среднем на 22%. Однако для мельниц разного размера при футеровках разных профилей K_m могут быть равными при равных или близких значениях $\Phi_{ш}$ и Φ .

При разных футеровках и близких значениях K_m могут быть получены практически одинаковые эффективности измельчения, при футеровках одинакового профиля, но отличающихся K_m эффективности существенно различаются (табл. 3.2).

В работе [48] приведены примеры получения близких значений эффективности измельчения руды в мельнице с гладкой и одноглавой футеровками.

Проведенные исследования позволяют сделать вывод, что для достижения одинаковой эффективности измельчения в мельницах разного размера применение подобных футеровок не требуется. Профиль футеровки модели должен обеспечивать равные K_m при близких $\Phi_{ш}$ и Φ с объектом. Опробованы волновая и гладкая футеровки барабана. Выпуклые части волновой футеровки сравнительно быстро изнашивались при работе, и футеровка практически превращалась в гладкую. Показатели измельчения при глад-

Оптимальная для получения высокой удельной производительности плотность пульпы изменяется в зависимости от энергии отдельного шара, т. е. от размеров шаров и мельниц. При использовании небольших лабораторных мельниц и мелких шаров оптимальное содержание твердого в пульпе снижается до 58–72%.

Поэтому при выборе лабораторного образца мельницы для моделирования необходимо обеспечить энергию шаров, достаточную для эффективного измельчения пульпы, плотностью близкой к плотности пульпы в условиях промышленного измельчения (80% твердого).

Степень влияния критерия $\Phi_{\text{п}}$ на удельную производительность при измельчении железных руд показана на рис. 3.7 (для кривой I среднее значение $q/N_{\text{ш.п}} = 15,8$).

В целом статистическая обработка результатов опытов показала, что при содержании твердого в пульпе 70–80% $\Phi_{\text{п}}$ в пределах 0,35–0,8 практически не влияет на удельный расход энергии. Связь между удельной производительностью и $\Phi_{\text{п}}$ отсутствует.

В других условиях (мельница диаметром 0,36 м, шары диаметром 80 мм) практически постоянное значение удельной производительности достигается при $\Phi_{\text{п}} \geq 0,35$ (см. рис. 3.7, б). Если энергия шаров недостаточна для принятой крупности исходной руды, с ростом $\Phi_{\text{п}}$ эффективность измельчения снижается (пере-

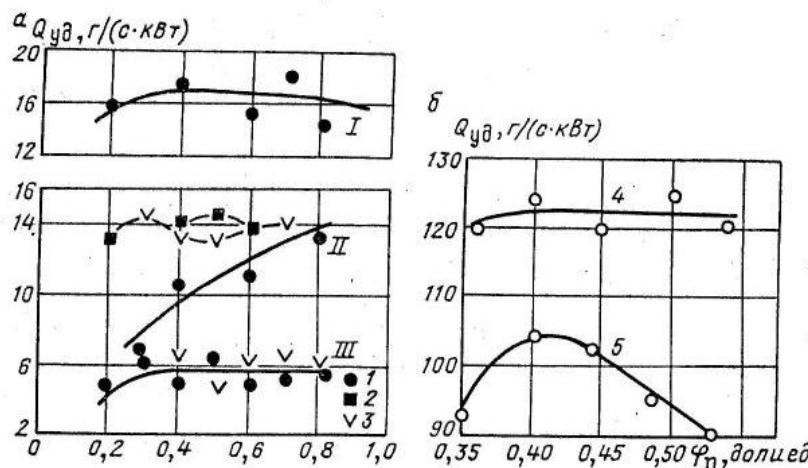


Рис. 3.7. Зависимость фактических производительностей лабораторной и полу-промышленных мельниц, отнесенных к единице полезной мощности (а) и расчетной производительности промышленной мельницы (б), от коэффициента заполнения объема шаровой загрузки пульпой:

а — I — мельница диаметром 0,9 м, крупность измельчения 80% класса –74 мкм; II — мельница диаметром 0,3 м, 75–80% класса –74 мкм; III — то же, 95–97% класса –74 мкм; 1 — 60% твердого, $\Phi_{\text{ш}}=0,3$; 2 — 70% твердого, $\Phi_{\text{ш}}=0,3, 0,4$; 3 — 80% твердого, $\Phi_{\text{ш}}=0,3$; б — 4, 5 — кварциты Михайловского ГОКа крупностью 3–0 и 6–0 мм соответственно; содержание твердого 80%.

грузка мельницы). При уменьшении крупности руды выполняется зависимость (рис. 3.7, б—4).

Как отмечают Д. Келсалл и К. Рейд [29], измельчение в установленном режиме в основном не зависит от относительного массового содержания материала в мельнице, однако при этом они не установили пределы изменения коэффициентов заполнения.

Возрастание удельной производительности при увеличении $\Phi_{\text{п}}$ и низкой плотности пульпы можно объяснить постепенным накоплением в нижней зоне плотной пульпы в связи с ее расслоением. Этому способствует уменьшение вязкости пульпы при снижении плотности. Т. Мелой считает, что с увеличением вязкости пульпы крупные частицы измельчаются лучше. При плотной пульпе материал равномернее распределяется между шарами и интенсивнее покрывает поверхность шаров, следовательно, лучше воспринимает ударное и истирающее воздействия.

Таким образом, критерий $\Phi_{\text{п}}$ вносит ограничения в условия проведения опытов только при содержании твердого в пульпе менее 70% и коэффициенте заполнения $\Phi_{\text{п}} < 0,35$, не обеспечивающих насыщение шаровой загрузки. Это позволяет моделировать процесс в малых мельницах, которые заполнены меньше, чем большие, при одинаковой загрузке барабана рудой, отнесенной к единице мощности.

Чтобы не проводить специальных исследований для определения допустимых значений $\Phi_{\text{п}}$, при моделировании I стадии измельчения, осуществляемого в шаровых мельницах с разгрузкой через решетку, рекомендуется принимать постоянным $\Phi_{\text{п}}=0,4$.

На удельный расход энергии значительно всего влияет объемное содержание твердого в пульпе Δ_v . Критерий Δ_v необходимо соблюдать во всех случаях. Для измельчения руд с небольшой разницей в плотности пульпы вместо объемного содержания можно принять массовое содержание твердого в пульпе Δ .

Зависимости параметра m от содержания твердого в пульпе показаны на рис. 3.8. С увеличением содержания твердого в пульпе до 75–80% удельный расход энергии на измельчение снижается.

Выбору рациональной шаровой загрузки посвящено большое число работ. В большинстве работ рассматривается рациональный гранулометрический состав шаровой загрузки, обеспечивающий максимальную производительность применительно к данным материалу и условиям измельчения.

Моделирование шаровой загрузки обычно сводится к рекомендации со-

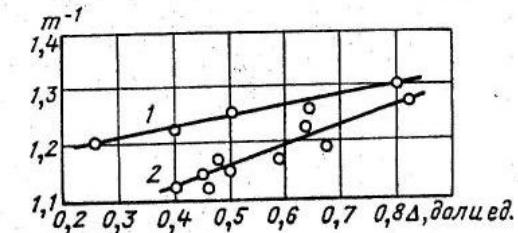


Рис. 3.8. Зависимость параметра m от содержания твердого в пульпе при рудногалечном измельчении (мельница диаметром 1,2 м) руды подземной добычи Криворожского бассейна:
1 — открытый цикл; 2 — замкнутый цикл

отношения размеров шара и зерна. Оптимизация процесса достигается при обеспечении большей вероятности соударений шаров и частиц руды в мельнице.

Однако эмпирические коэффициенты, применяемые в расчетных формулах, не определяют подобия явлений измельчения и не учитывают при этом гранулометрические характеристики измельчаемого материала.

Вопрос определения размера шаров при изменении крупности руды рассматривался автором из условия обеспечения моделью идентичного получаемому гранулометрического состава измельченного материала при равных общих энергетических затратах (начиная с $T=0$) и прочих одинаковых параметрах процесса.

Согласно критерию $S/d_{ш,ср}^2$ сравнительные опыты должны проводиться с шарами, имеющими одинаковую поверхность в единице объема. Опыты показывают, что идентичные результаты измельчения получаются, если соблюдать этот критерий при работе на совокупности шаров разных или одинаковых диаметров.

Поверхность шаров влияет на потребляемую шарами энергию (вследствие зависимости сил трения от поверхности шаров) и интенсивность разрушения рудных частиц (табл. 3.3). Показатель степени m резко снижается при использовании шаров диаметром 60 мм, хотя навески руды практически равны.

Также близки значения относительной загрузки мельниц на единицу мощности q/N_p . Характерно, что при разных коэффициентах заполнения шарами барабана мельницы одного размера, но при $q/N_p \approx \text{const}$ показатель степени m в уравнении кинетики также практически остается постоянным. Эти опыты дополнительно подтверждают приведенный выше вывод об определяющем зна-

Таблица 3.3
ПОКАЗАТЕЛИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ОКИСЛЕННЫХ КВАРЦИТОВ ЮГОКА ШАРАМИ РАЗЛИЧНОГО ДИАМЕТРА (ПЛОГНОСТЬ ПУЛЬПЫ 70–73% ТВЕРДОГО, $\Phi_p=0,4$)

$\Phi_{ш}$	$q, \text{ кг}$	$\frac{q}{N_p}, \text{ кг/кВт}$	m
Диаметр шаров 20 мм			
0,20	1,85	23,2	0,965
0,30	2,77	20,2	0,970
0,35	2,92	19,1	0,971
0,40	3,00	18,7	0,966
0,45	3,10	19,6	0,962
Диаметр шаров 60 мм			
0,20	1,73	25,6	0,806
0,30	2,60	25,5	0,805
0,35	2,83	26,7	0,800
0,40	3,00	25,3	0,810
0,45	3,10	27,5	0,805

чении для процесса измельчения общей энергии, потребляемой шаровой загрузкой.

Очевидно, полное тождество условий проведения опытов на модели и в натуре возможно, если в обоих случаях взяты шары с одинаковым гранулометрическим составом. Однако размеры модели, как правило, не позволяют применять шары промышленных мельниц. Поэтому в качестве критерия, ограничивающего условия опытов, принято отношение $S/d_{ш,ср}^2$.

Равенство поверхностей шаров в единице объема предопределяет равные возможные площади контактирования шаров при движении и соударении.

В общем случае средний диаметр шаров, имеющих в единице объема поверхность, равную поверхности шаров в промышленной мельнице, определяется по формуле

(3.15)

$$d_{ш,ср} = 6000\theta/S,$$

где θ — средний коэффициент разрыхления шаровой загрузки, $\theta=\gamma/7800$; γ — масса 1 м³ шаров в насыпном состоянии, кг; 7800 — плотность материала шаров (стали), кг/м³; S — поверхность шаров в объеме 1000 см³, см².

$$S = 6000\theta (\gamma_1/d_{ш,1} + \gamma_2/d_{ш,2} + \dots + \gamma_n/d_{ш,n}), \quad (3.16)$$

где $\gamma_1, \gamma_2, \gamma_n$ — выход узких фракций шаров по крупности, доли ед.; $d_{ш,1}, d_{ш,2}, d_{ш,n}$ — средний диаметр шаров каждой фракции, см.

При дозагрузке в мельницу шаров одного размера гранулометрический состав массы шаров с учетом их износа описывается уравнением кубической параболы [18]. В этом случае максимальному размеру загружаемых в промышленные мельницы шаров $d_{ш,max}=125$ мм соответствуют при лабораторном измельчении $d_{ш,ср}=80$ мм ($S/d_{ш,ср}^2=7$). Во II и III стадиях при $d_{ш,max}=40$ мм $d_{ш,ср}$ составляет 30 мм.

Таким образом, размер шаров, применяемых для опытов в эталонной мельнице ($d_{ш}=80$ мм), значительно превышает размер шаров, применяемых обычно при лабораторном измельчении ($d_{ш}=19-30$ мм).

Были проведены специальные сравнительные опыты в мельницах диаметром 0,3 и 0,9 м со смесью шаров разных и одинаковых диаметров. В первой мельнице использовалась смесь шаров диаметром 60 и 20 мм и шары диаметром 38–40 мм, во второй — шары диаметром 38–40 мм, обеспечивающие одинаковые $S/d_{ш,ср}^2=60,6$ со смесью шаров диаметром 60 и 20 мм.

В табл. 3.4 приведены показатели, иллюстрирующие совпадение параметров m при измельчении шарами, обеспечивающими постоянство критерия $S/d_{ш,ср}^2$.

При построении зависимости (2.28) по результатам измельчения различными шарами в мельницах диаметром 0,3 и 0,9 м, при $S/d_{ш,ср}^2=\text{idem}$ коэффициент корреляции составил 0,955–0,998.

Таблица 3.4

ПАРАМЕТР m ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ РУД В РАЗЛИЧНЫХ МЕЛЬНИЦАХ ПРИ УСЛОВИИ

$$S/d_{\text{ш.ср}}^2 = \text{const}$$
 (руды ИнГОКА)

Мельница диаметром 0,9 м (шары 38–40 мм)		Лабораторная мельница диаметром 0,3 м			
		Шары 60 и 20 мм		Шары 38–40 мм	
q/N_p , кг/кВт	m	q/N_p , кг/кВт	m	q/N_p , кг/кВт	m
—	—	16,1	0,898	14,85	0,878
23,6	0,880	22,5	0,885	21,1	0,880
28,9	0,849	30,41	0,846	27,8	0,843
34,4	0,789	35,4	0,790	34,81	0,795

Аналогичные результаты получены при сравнительных испытаниях измельчения руды ЮГОКА в лабораторной мельнице размером $0,36 \times 0,29$ м одинаковыми шарами ($d_{\text{ш.}}=80$ мм) и в мельнице размером $3,6 \times 4$ м ($d_{\text{ш.макс}}=125$ мм). Коэффициент корреляции составил 0,993–0,998.

Таким образом, при моделировании шаровой загрузки промышленных мельниц с максимальным диаметром шаров 125 мм в малой мельнице нужно применять шары одного диаметра 80 мм.

Критерий $\bar{\theta}_{\text{ш}}/ap$ определяет верхнюю границу соотношения размеров шаров и измельчаемых зерен. Моделирование в лабораторных мельницах распространяется на область соотношений энергии шара и работы разрушений, в которой энергия максимальных шаров загрузки мельницы превышает энергию, необходимую для первичного разрушения максимальных рудных зерен, попадающих в зону контакта. В этом случае сводится к минимуму период накопления усталостных дефектов в кусках руды, а кривая кинетики лабораторного измельчения мелкой руды накладывается на кривую кинетики промышленного измельчения крупной руды в зоне экстремальных значений скоростей.

Если крупность зерен такова, что удельная работа разрушения кусков, попадающих в зону ударного контакта шаров, выше энергии, развиваемой шаром, скорость измельчения падает. В этом случае практические результаты изменения остатка во времени при лабораторном измельчении могут не совпадать с уравнением кинетики, полученным по данным промышленного измельчения, при котором, как правило, энергия шаровой загрузки достаточна. При построении зависимости $\ln\left(-\ln\frac{R}{R_0}\right) = f(\ln t)$ точки уходят вправо от прямой в первые интервалы времени измельчения.

Поэтому правильный выбор крупности зерен для лабораторного масштаба в соответствии с энергией шаровой загрузки мельниц — непременное условие моделирования процесса на основе уравнений кинетики. В этом случае и соблюдении прочих условий

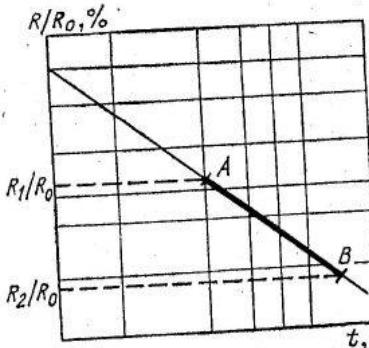


Рис. 3.9. Совмещение зависимостей $R/R_0=f(t)$ при измельчении руды различной крупности в промышленных и лабораторных условиях

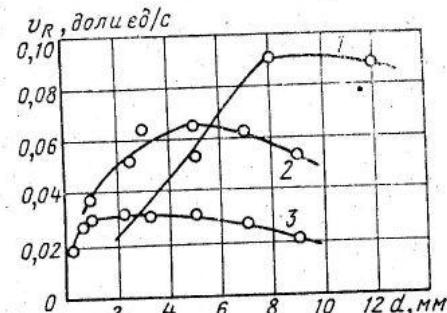


Рис. 3.10. Зависимость относительной скорости измельчения руды в мельнице диаметром 0,9 м от крупности зерен при различных размерах шаров, мм:

1—60; 2—40; 3—25

подобия при промышленном измельчении крупной руды и лабораторном измельчении мелкой зависимости $R/R_0=f(t)$ совпадают.

В качестве иллюстрации служит участок AB зависимости $R/R_0=f(t)$ (рис. 3.9), на котором точки, характеризующие результаты промышленного и лабораторного измельчения, совмещаются. На этом отрезке крупность руды в промышленной и лабораторной мельницах одинаковая.

В практике определения измельчаемости руд нет четкого обоснования соотношения размера шаров и измельчаемой руды. В опытах Д. Келсалл и К. Рейд применяли мельницу размером $0,30 \times 0,305$ м, шары диаметром 25,4 мм, руду крупностью — 3,3 мм [29]; Ф. Бонд использовал мельницу диаметром 0,305 м, шары диаметром 19 мм, руду крупностью — 3,33 мм [25].

Были проведены опыты по определению соотношения энергии шаров и необходимой энергии разрушения. В качестве основного показателя, по которому оценивалось соответствие крупности руды данной шаровой загрузке мельниц, служило изменение скорости измельчения материала в зависимости от крупности руды.

Опыты проводили в мельнице диаметром 0,9 м в открытом цикле, диаметр шаров изменялся (содержание твердого в пульпе $\Phi_p=0,6$). Руду крупностью — 25+0 мм загружали в мельницу и измельчали в течение короткого интервала времени, чтобы отдельные классы крупности не накапливались, 30; 60; 120 с, после чего ее полностью разгружали через люк. По ситовым анализам продуктов определяли относительную скорость измельчения крупного класса:

$$V_R = (R_1 - R_2)/R_1 \Delta t, \quad (3.17)$$

где R_1, R_2 — остатки на сите продукта данной крупности соот-

ветственно в начале и в конце измельчения; Δt — продолжительность измельчения.

На рис. 3.10 приведены полученные значения V_R при разных размерах шаров в зависимости от максимальной крупности зерен измельчаемой руды. Каждой крупности шаров соответствует определенная крупность зерен, при которой достигается максимальная скорость измельчения. Таким образом, максимальная крупность зерен руды зависит от энергии шара или при данном размере зерен от размера шаров и крепости измельчаемой руды.

Соотношение размера шаров и крупности зерен руды для моделирования можно определить следующим образом. Расчетным путем находится значение энергии максимального или среднего по размеру шара при падении в барабане. По энергии шара и первичной удельной работе разрушения рассчитывается предельная крупность зерна, разрушающего шаром определенного размера.

Энергия шаров различных размеров в мельницах диаметром 0,9 и 0,3 м определяется по формуле Девиса [20] для $\psi=0,84$, $k=0,76$ с получением показателей близких к действительным.

Однако при высокой плотности пульпы шар падает не на одно, а на несколько зерен. Поэтому расчетная энергия обычно выше необходимой для разрушения одного зерна. На основании опытных данных установлено вероятное среднестатистическое число попадающих под удар зерен, при котором энергия разрушения совокупности зерен и энергия удара равны между собой (табл. 3.5).

Таблица 3.5
ПОКАЗАТЕЛИ РАЗРУШЕНИЯ КУСКОВ РУДЫ РАЗЛИЧНОЙ КРУПНОСТИ В ЛАБОРАТОРНОЙ И ПОЛУПРОМЫШЛЕННОЙ МЕЛЬНИЦАХ (НА ПРИМЕРЕ КВАРЦИТОВ ИнГОКа)

Показатель	Лабораторная мельница диаметром 0,3 м			Полупромышленная мельница диаметром 0,9 м		
	Диаметр шаров, мм					
	25	40	60	40	60	80
Кинетическая энергия шара \mathcal{E}_w , Дж	0,100	0,434	1,461	1,373	4,640	10,987
Размер максимального разрушаемого зерна, мм: d_m при указанной выше кинетической энергии	5,6	9	13,5	13,0	19,7	31,8
$d_{m,o}$ в опытах	3	5,0	8,0	8,0	15	25
Относительный размер зерен $d_m/d_{m,o}$	1,9	1,8	1,69	1,63	1,32	1,27
Энергия, необходимая для разрушения зерна в опыте, \mathcal{E}_p , Дж	0,0166	0,0765	0,312	0,312	2,060	9,516
Вероятное число зерен, попадающих под удар, $n = \mathcal{E}_w/\mathcal{E}_p$	6,03	5,67	4,68	4,40	2,25	1,15

Пользуясь изложенным методом, экспериментально определили допустимые соотношения энергии, размера шаров и кусков крепкой руды (кварциты ИнГОКа), на которые можно ориентироваться при постановке опытов:

Параметр	Диаметр мельницы, м
0,3	0,9
25; 40; 60 3; 5; 8	40; 60; 80 8; 15; 25

Так, если будет измельчаться руда ИнГОКа крупностью $-25+0$ мм в мельницах диаметром более 0,9 м, то моделирование этого процесса в лабораторной мельнице диаметром 0,3 м должно производиться на руде крупностью не более $-8+0$ мм в зависимости от крупности шаров.

Отношение $d_{w,cr}/d_c$ в уравнении (3.12) ограничивает минимальную крупность зерен, измельченных шарами данного размера, при которой результаты подчиняются принятому для моделирования уравнению кинетики (2.28). Чтобы сохранить это соответствие, необходимо при более тонком измельчении уменьшать диаметр шаров.

При использовании зависимости (2.28) отношение $d_{w,cr}/d_c$ должно быть ≤ 1000 .

Критерии $\mathcal{E}_{w,cr}/ap$ и $d_{w,cr}/d_c$ определяют область крупности руды и размера шаров (с учетом размера мельниц), внутри которой образуется готовый класс в соответствии с принятой зависимостью (2.28).

Критерий энергетического подобия $K_e = N_p/V_{tb}At^{-1}$ выражает внутри этой области соотношение энергии шаровой загрузки и требующейся энергии разрушения материала. Как отмечалось, K_e является основным критерием подобия.

Такой вывод согласуется с результатами исследований Ф. Келли, который показал, что из четырех переменных — измельчаемости, распределения крупности исходного материала, производительности по питанию и плотности пульпы — наиболее значимой является измельчаемость исходного материала. Параметр A , характеризующий измельчаемость исходной руды, входит в критерий K_e .

В пределах, ограниченных критериями ϕ_p , $\mathcal{E}_{w,cr}/ap$, $d_{w,cr}/d_c$, K_e , основное уравнение подобия имеет вид

$$m = \Phi(N_p/V_{tb}At^{-1}; \Delta; S/d_{w,cr}^2). \quad (3.18)$$

В числовом выражении критерия K_e и параметра A объем материала можно заменить его массой.

Общая оценка значимости критериев подобия производится с помощью матрицы многофакторного планирования экспериментов первого порядка с обработкой их на ЭЦВМ. Наиболее значимо влияние критериев энергетического подобия, поверхности шаров, заполнения объема шаровой загрузки пульпой, содержания твердого в пульпе.

Выполненный анализ позволяет отобрать и ввести в основное критериальное уравнение критерии, любое изменение которых приводит к изменению показателей измельчения. Действие других критериев проявляется вне определенных, указанных выше, пределов.

Для оценки пригодности показателей, а также определения значимости различных форм выражения полезной мощности (с учетом и без учета затрат мощности на движение пульпы) исследовалось измельчение ряда руд, при этом изучалась применимость различных выражений удельной работы разрушения для характеристики крепости руд.

Измельчали руду подземной добычи Криворожского бассейна, окисленные кварциты V железорудного горизонта и магнетитовые кварциты ЮГОКа, руды Михайловского, Стойленского месторождений, ИнГОКа при режимах, обеспечивающих условия подобия. В опытах изменяли крупность исходного материала (в мм): $-25+0$, $-15+0$, $-10+0$, $-6+0$, $-3+0$; содержание твердого от 50 до 85% (сухое измельчение); коэффициент заполнения мельницы шарами $\phi_{ш}$ составил 0,30; 0,35; 0,40; 0,45; коэффициент заполнения мельницы пульпой $\phi_p \geq 0,4 \div 0,8$ при $S/d_{ш,cr}^2 = \text{const}$.

В качестве вариантов обработки рассматривали зависимости: для отдельных руд

$$m = f(q/N_p); \quad m = f(q/N_{ш,п});$$

для отдельных руд и всех руд при одной плотности пульпы

$$m = f(qA_i t^{-1}/N_p); \quad m = f(qA_i t^{-1}/N_{ш,п}),$$

где m — параметр уравнения кинетики (2.28); q — масса материала в мельнице, кг; N_p и $N_{ш,п}$ — полезные мощности шаровой загрузки вместе с пульпой и шаровой загрузки за вычетом мощности, затрачиваемой на движение пульпы, Вт; t — время, равное 1 с; A_i — работа разрушения руды в том числе 1) удельная работа самоизмельчения; 2) удельная работа измельчения; 3) первичная удельная работа разрушения; 4) варианты приведенной работы разрушения; Дж/кг:

$$A = A_1 + \omega A'_2 \text{ и } A \sqrt{A_1 A_2},$$

A_1 — первичная удельная работа разрушения; A'_2 — удельная работа измельчения материала, имеющего поверхность, эквивалентную поверхности разрушенных ударом образцов; A_2 — удельная работа самоизмельчения.

Для расчетов на ЭВМ принято $\omega = 10; 30; 50; 70; 90$. В опытах получены следующие удельные работы самоизмельчения и удельные поверхности порошков кварцитов Криворожского бассейна и КМА.

Руда	A_2 , Дж/кг	Удельная поверхность порошка, см ² /г
Стойленская	47382	3122
ИнГОКа	54740	2324
ЮГОКа (окисленные кварциты V железорудного горизонта)	45616	2145
Подземной добычи Криворожского бассейна	29136	2499
ЮГОКа (магнетитовые кварциты)	57487	2500

Результаты обработки полученных данных позволяют сделать следующие выводы.

1. Уравнением регрессии, обеспечивающим максимальные индексы аппроксимации для всех рассмотренных выше вариантов, является уравнение вида

$$m = b_0 + \alpha \ln K_s, \quad (3.19)$$

где a и b_0 — постоянные коэффициенты.

2. Значение K_s лучше рассчитывать по удельной энергии, потребляемой шаровой загрузкой, без учета энергии, затраченной на движение пульпы, что обеспечивает высокую корреляцию (отдельные пробы $r = 0,96 \div 0,99$, по всем пробам $r = 0,763 \div 0,939$). Использование в расчетах удельной энергии, потребляемой шаровой загрузкой с пульпой, также приемлемо и дает достаточно высокую корреляцию (отдельные пробы $r = 0,785 \div 0,989$; по всем пробам $r = 0,754 \div 0,958$).

3. Наиболее высока корреляция из всех удельных работ разрушения, характеризующих прочностные свойства измельчаемой руды, у приведенной работы разрушения, выраженной как среднее геометрическое работ первичного разрушения и работы самоизмельчения. Индекс корреляции при совместной обработке результатов измельчения всех руд для содержания твердого в пульпе 60; 70; 80% равен 0,834—0,958; для содержания твердого 50—85% 60; 70; 80% равен 0,754—0,926. Это подтверждает большую информативность комплексного показателя крепости пород и соответственно правильность исходных теоретических положений относительно его выбора и обоснования.

Зависимость (3.19), полученную в результате обработки данных измельчения различных руд в открытом и замкнутом циклах в мельницах диаметром 0,3; 0,9; 1,2; 3,6 м и при соблюдении условий подобия (3.18), можно представить в следующем виде:

$$e^m = b_0 K_s^a. \quad (3.20)$$

В формуле (3.20) в K_s приведенная работа разрушения выражена через $A = \sqrt{A_1 A_2}$. Критерий $S/d_{ш,cr}^2$ при проведении опытов находился в пределах 12—17. Значения коэффициентов b_0 , a изменились в зависимости от плотности пульпы ($b_0 = 1,05 \div 1,20$, $a = 0,064 \div 0,110$).

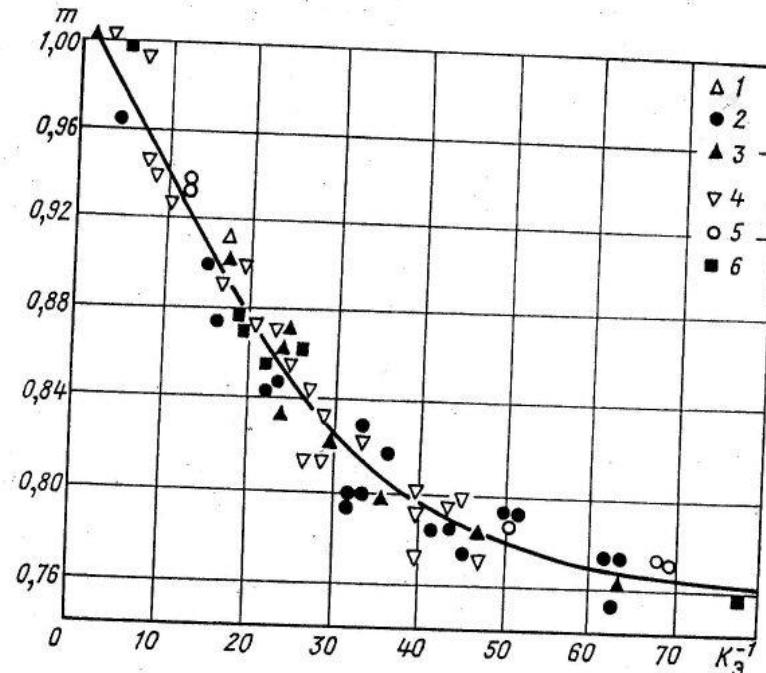


Рис. 3.11. Зависимость между параметром m и критерием подобия K_3 для измельчения различных руд в шаровых мельницах диаметром 0,3; 0,9; 1,2; 3,6 м: 1 — магнетитовые кварциты ЮГОКа; 2 — то же, ИнГОКа; 3 — руды подземной добычи Кривого Рога; 4 — окисленные кварциты Ужел. гор. ЮГОКа; 5 — михайловские кварциты КМА; 6 — стойленские кварциты КМА

На рис. 3.11 приведена зависимость $m=f(K_3)$ для измельчения руд Криворожского бассейна и КМА. Опытные данные получены при содержании твердого в пульпе около 80 %.

Чтобы ориентировочно рассчитать производительность мельницы I стадии измельчения, достаточно определить удельную работу разрушения, самоизмельчения и полезную мощность мельницы. Затем по формуле (3.20) надо рассчитать значение m и определить производительность при любой крупности измельчения и другие параметры работы мельницы. Этот метод применим для практических расчетов производительности мельниц I стадии наряду с методом расчета на ЭЦВМ по данным измельчаемости, приведенным ниже [49].

При моделировании II и III стадий измельчения рекомендуется проводить опыты в лабораторных мельницах с соблюдением условий подобия (3.18).

При измельчении одной и той же руды в лабораторных и промышленных мельницах и соблюдении условий подобия (3.18) происходит совмещение прямых $m=f(R/R_0; t)$ на графике. На рис. 2.13 приведен пример такого совмещения точек при измельчении руды ЮГОКа крупностью $-25+0$ мм в мельнице размером

$3,6 \times 4$ м с разгрузкой через решетку и центральной разгрузкой руды крупностью $-6+0$ мм в мельнице размером $0,3 \times 0,2$ м. При этом начальной точкой измельчения руды крупностью $-25+0$ мм является 0; руды крупностью $-6+0$ мм — точки C и C' ; руды крупностью $-3+0$ мм — точка D ; Δt_1 ; Δt_2 — интервалы времени измельчения руды в открытом цикле. Аналогичные результаты получены при других режимах измельчения в этих мельницах.

Разработанные положения моделирования были подвергнуты всесторонней экспериментальной проверке. Лабораторные опыты проводились вначале в мельнице размером $0,3 \times 0,2$ м, а затем в мельнице размером $0,36 \times 0,29$ м, разработанной специально для моделирования промышленного измельчения.

Для моделирования процесса в лабораторных условиях важно было определить минимальные размеры лабораторной мельницы, в которой могут быть реализованы условия подобия.

Основным вопросом был выбор диаметра D и длины барабана L , позволяющих загружать шары размером 80 мм, моделирующие шаровую загрузку промышленных мельниц I стадии измельчения. Оценку производили по степени соответствия траектории шаров максимального размера в лабораторной мельнице траектории шаров в промышленных мельницах. При этом стремились определить минимальные значения D и L лабораторной мельницы с тем, чтобы масса измельчаемых проб при моделировании также была минимальной.

Опробованы мельницы диаметром 0,3; 0,36; 0,75 м. Как показали фотографии движения шаровой загрузки при различных частотах вращения, поставленному условию соответствует мельница диаметром 0,36 м при длине барабана 0,29 м.

В результате проведенных исследований уточнена техническая характеристика мельницы размером $0,36 \times 0,29$ м, позволяющая моделировать процесс измельчения в промышленных условиях. Исследования показали, что при принятых режимах работы промышленных мельниц и вариациях коэффициентов заполнения барабана шарами, объема шаровой загрузки пульпой, плотности пульпы, относительной частоты вращения средние показатели их работы могут быть смоделированы при следующих параметрах лабораторной мельницы и режиме ее работы:

Размеры барабана, $D \times L$, м	$0,36 \times 0,29$
Объем, л	30
Коэффициент относительной частоты вращения, доли ед.	0,78
Диаметр шаров, мм	80 (I стадия) 30 (II стадия)
Коэффициент заполнения, доли ед.	0,35 0,4 (I стадия) 0,8 (II стадия)
Содержание твердого в пульпе, %	80 (I стадия) 70 (II стадия)

Хорошая сходимость лабораторных и промышленных результатов (табл. 3.6), полученных по методу совмещения зависимостей $R/R_0=f(t)$, позволяет допустить, что исходные положения приняты правильно.

3.3. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД

Различия в крепости разностей исходного материала в большей степени влияют на самоизмельчение, чем на шаровое измельчение. Полное автогенное измельчение наиболее благоприятно протекает на материале, содержащем небольшое количество крепких пород, из которых в процессе работы формируется измельчающая среда. Естественный износ этой среды компенсируется подачей в процесс нового материала. Если поступление твердых фракций превышает износ, постепенно накапливаются трудные зерна в виде гальки и скрапа, имеющие сравнительно невысокую для истирания удельную поверхность, и производительность мельницы постепенно снижается. Для руд, у которых количество твердых разностей больше потребляемых, рационально применять полуавтогенное измельчение.

При этом в мельницу «Каскад» добавляют крупные шары или выводится трудноизмельчаемая часть руды (галька плюс скрап) на додрабливание и измельчение в шаровые мельницы.

Зависимости $R/R_0=f(t)$ для мельниц «Каскад» строятся также, как и для шаровых мельниц (рис. 3.12). Скорость измельчения продукта возрастает с увеличением размера мельницы, соответственно увеличивается показатель степени m .

Как видно из приведенных данных, наиболее легко измельчается руда Лебединского ГОКа ($m=0,731$), наиболее трудно — самая крепкая Михайловского ГОКа ($m=0,637$) (рис. 3.12, табл. 3.7).

Пример расчета показателей для определения параметров уравнений кинетики измельчения в мельнице «Каскад» диаметром 7 м приведен в табл. 3.8 и 3.9. В данном случае, как и при шаровом, можно принять $k=\text{const}$.

Проанализируем степень влияния отдельных критериев подобия на процесс самоизмельчения. С этой целью составим два исходных уравнения подобия: одно для характеристики механической энергии рудной загрузки, второе общее, учитывающее кинетику измельчения материала.

Исходное уравнение подобия явлений механики рудной загрузки, обобщаемых с помощью показателя энергии, потребляемой рудной загрузкой, имеет вид

$$e = f(N_p; q_{c,p}; D; n; S/d_{p,cr}^2), \quad (3.21)$$

где e — мощность, потребляемая на собственно разрушение руд-

Таблица 3.6

ПОКАЗАТЕЛИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В ЛАБОРАТОРНЫХ И ПРОМЫШЛЕННЫХ УСЛОВИЯХ, ПОЛУЧЕННЫЕ ПО МЕТОДУ СОВМЕЩЕНИЯ ЗАВИСИМОСТЕЙ $R/R_0=f(t)$

Руда	Размер мельницы, м	Промышленное			Лабораторное		
		Потребляемая полезная мощность N_p , кВт	Производительность Q , т/ч	Содержание класса +0,074 мм в конечном продукте, %	Масса навески, кг	Потребляемая полезная мощность N_p , кВт	Время изменения, мин—с
ИнГОКа	0,9×0,9	5,0	0,46	35,3	5,20	0,230	18—30
ИнГОКа	0,9×0,9	5,0	0,54	42,2	5,65	0,230	16—30
Михайловского ГОКа	1,2×1,2	15,0	1,180	32,5	8,9	0,230	43—50
Михайловского ГОКа	1,2×1,2	11,8	1,050	37,9	6,79	0,230	26—24
Михайловского ГОКа	1,2×1,2	11,9	1,240	45,5	6,70	0,230	19
Восточного ГОКа	2,1×1,5	41,9	7,0	37,2	4,30	0,230	7—30
ИнГОКа	3,6×4,0	847,0	104,0	50,8	2,97	0,230	6—50
ИнГОКа	3,6×4,0	847,0	104,0	50,8	6,0	0,230	14—30
ЮГОКа	3,6×4,0	700,0	90	42,7	3,16	0,094*	20
СевГОКа	4,0×5,0	1440,0	205	34,8	2,44	0,210	5—35

* За вычетом мощности, затраченной на подъем пульпы.

Таблица 3.7

ПОКАЗАТЕЛИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД РАЗЛИЧНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В МЕЛЬНИЦЕ
«КАСКАД»

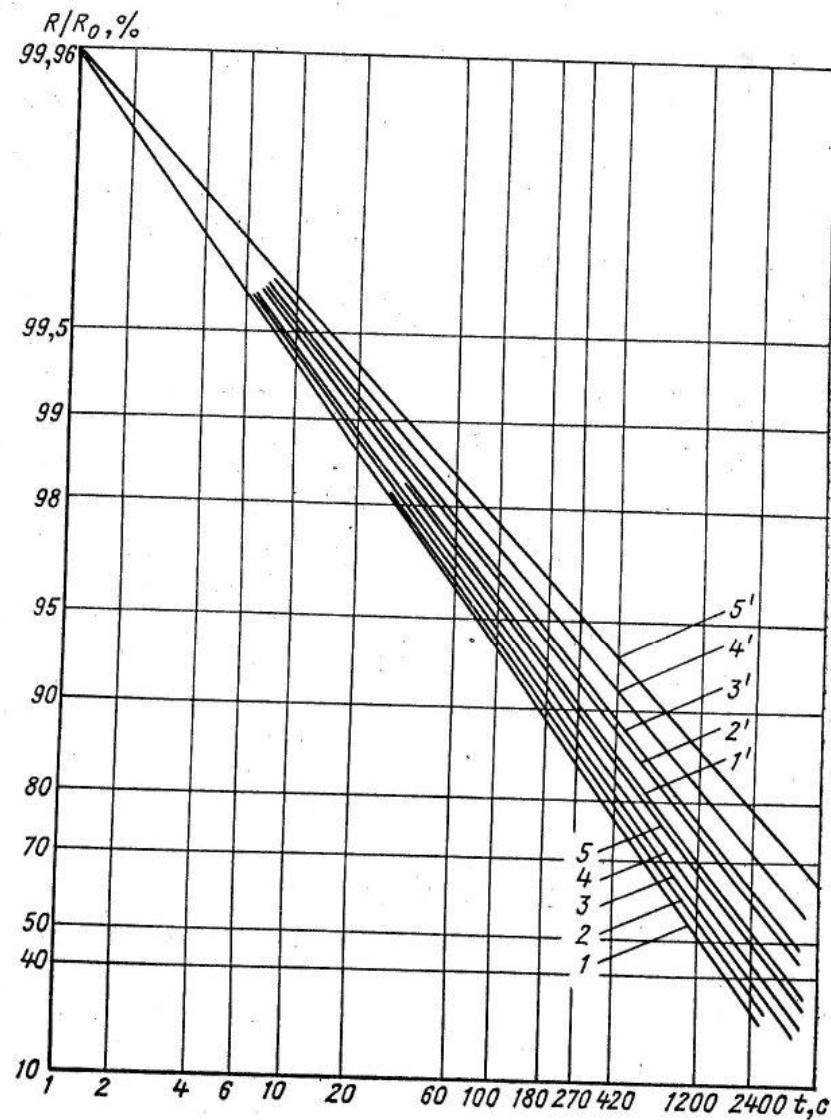


Рис. 3.12. Зависимости $R/R_0 = e^{-k [t \ln(t+1)]^n}$ по результатам измельчения руд различных месторождений в мельницах «Каскад» диаметром 1,8 и 7 м: 1' — кварциты ЛебГОКа; 2' — НКГОКа; 3' — СевГОКа; 4' — Стойленского ГОКа; 5' — Михайловского ГОКа (мельница диаметром 1,8 м); 1 — кварциты ЛебГОКа; 2 — СевГОКа; 3 — Скелеватского месторождения; 4 — ИнГОКа; 5 — Михайловского ГОКа (мельница диаметром 7 м)

Руда	Остатки на сите 74 мкм					Суммарное среднее время измельчения T , с
	в исходной руде, R_0 , %	в питательнице мельницы с песками классификатора R_1 , %	в сливе мельницы совместно с галькой R_2 , %	в сливе классификатора с галькой R_{K+g} , %	Относительный остаток на сите в сливе классификатора R_K/R_0	
ЛебГОКа	99,5	99,8	81,5	25,2	0,185	6020
НКГОКа	98,0	98,7	72,8	32,7	0,273	6620
СевГОКа	100,0	100,0	58,4	36,8	0,368	6162
Стойленского месторождения	96,7	98,5	73,0	45,2	0,317	7110
Михайловского ГОКа	100	100	88,9	37,0	0,233	14 200

Руда	Производительность, т/ч			Показатель стечения в управлении кинетики (2.28)		
	по подрешетному продукту Q_3	общая с галькой Q	Удельная производительность $q_{уд} / 74 \cdot \tau / (\text{м}^3 \cdot \text{ч})$			
ЛебГОКа	1,150	1,254	0,62	300	1,2	0,731
НКГОКа	1,050	1,146	0,52	147	1,31	0,705
СевГОКа	0,98	0,98	0,424	52	1,25	0,699
Стойленского месторождения	0,800	0,925	0,36	120	1,2	0,667
Михайловского ГОКа	0,500	0,609	0,249	593	1,32	0,637

ных зерен, Вт; N_p — мощность, потребляемая рудной загрузкой, Вт; $q_{c.p}$ — сила тяжести рудной загрузки в мельнице, Н; D — диаметр мельницы, м; n — частота вращения мельницы, об/с; $S/d_{p,cr}^2$ — безразмерное отношение поверхности руды в единице объема к характерному размеру зерен (средневзвешенному или максимальному).

Решив уравнение (3.21) на основе π -теоремы, получим:

$$e/q_{c.p} D n = f(N_p/q_{c.p} D n; S/d_{p,cr}^2).$$

Критерием подобия механической энергии $K_m = N_p/q_{c.p} D n$ характеризуют, как и при шаровом измельчении, количество общей энергии относительно максимально возможной потенциальной энергии рудной загрузки. Критерий характеризует относительную подвижность кусков рудной загрузки.

На рис. 3.13 а, б приведены зависимости мощности, потребляемой рудной загрузкой мельниц, от φ_F при различной частоте вращения мельницы. Опыты с замерами мощности, приведенные в гл. 4.4, выполнены под руководством М. П. Божко, В. И. Ниценко и С. Ф. Шинкоренко. Максимальная мощность мельниц соот-

ПОКАЗАТЕЛИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ РАЗЛИЧНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
В МЕЛЬНИЦЕ «КАСКАД» ДИАМЕТРОМ 7 М

Руда	$R_0, \%$	$R_1, \%$	$R_2, \%$	$R_{K+R}, \%$	$T, \text{с}$	m	$Q, \text{т}/\text{ч}$	$q_{74}^{УД}, \text{т} / (\text{м}^3 \cdot \text{ч})$	$C, \%$	$q, \text{т}$
СевГОКа (Первомайский карьер)	100,0	99,0	71	28,4	2700	0,786	107	0,97	157,0	50
Скелеватского месторождения	100,0	100,0	60,0	27,5	3340	0,772	102,8	0,934	80,2	65,2
ИнГОКа	98,3	98,3	67,1	31,9	3370	0,760	102,8	0,872	117,4	62,7
Михайловского ГОКа	100,0	100,0	53,0	17,9	6730	0,738	51	0,52	163,0	66,3
ЛебГОКа	97,5	97,5	56,6	29,8	2530	0,795	119,5	1,04	66,5	60,1

Приложение. Значения буквенных обозначений в табл. 3.9 те же что и в табл. 3.8.

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ ИНГОКА
В МЕЛЬНИЦЕ «КАСКАД» ДИАМЕТРОМ 7 м ($\psi = 0,8$)

Остатки и относительные остатки на сите — 74 мкм	Расчет параметров измельчения									
	$R_0, \%$	$R_1, \%$	$R_2, \%$	$R_{K+R}, \%$	R_p/R_a	$R_p/R_a \cdot 100$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 1000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 10000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100000 R_a^2$
a) характеристика магнетита	$R_0, \%$	$R_1, \%$	$R_2, \%$	$R_{K+R}, \%$	R_p/R_a	$R_p/R_a \cdot 100$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 1000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 10000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100000 R_a^2$
b) характеристика кварцита	$R_0, \%$	$R_1, \%$	$R_2, \%$	$R_{K+R}, \%$	R_p/R_a	$R_p/R_a \cdot 100$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 1000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 10000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100000 R_a^2$
c) характеристика руды	$R_0, \%$	$R_1, \%$	$R_2, \%$	$R_{K+R}, \%$	R_p/R_a	$R_p/R_a \cdot 100$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 1000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 10000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100000 R_a^2$
d) характеристика руды	$R_0, \%$	$R_1, \%$	$R_2, \%$	$R_{K+R}, \%$	R_p/R_a	$R_p/R_a \cdot 100$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 1000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 10000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100000 R_a^2$
e) характеристика кварцита	$R_0, \%$	$R_1, \%$	$R_2, \%$	$R_{K+R}, \%$	R_p/R_a	$R_p/R_a \cdot 100$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 1000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 10000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100000 R_a^2$
f) характеристика руды	$R_0, \%$	$R_1, \%$	$R_2, \%$	$R_{K+R}, \%$	R_p/R_a	$R_p/R_a \cdot 100$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 1000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 10000 R_a^2$	$R_p^2/R_a^2 \cdot 100000 R_a^2$
99	99,0	53,0	15,4	0,569	0,307	0,76	0,432	159,1	62,2	52,6
98	97,5	54,5	17,0	0,556	0,300	0,784	0,435	146,2	66,0	59,2
96	94,8	55,0	20,3	0,578	0,326	0,79	0,456	143,6	61,0	63,2
94	94,0	57,6	30,3	0,613	0,355	0,822	0,503	183,0	50,0	65,3
90	90,0	58,0	38,3	0,644	0,395	0,86	0,553	123,2	65,0	65,0

Таблица 3.8

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ ИНГОКА
В МЕЛЬНИЦЕ «КАСКАД» ДИАМЕТРОМ 7 м ($\psi = 0,8$)

Таблица 3.9

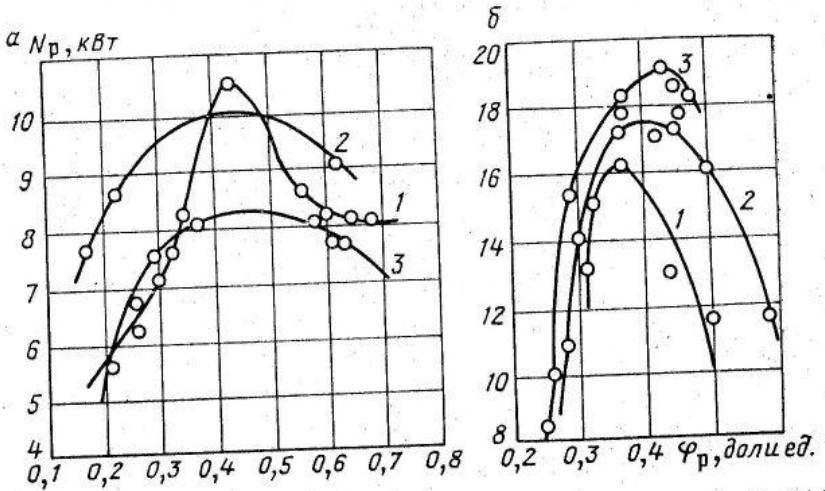


Рис. 3.13. Зависимость мощности, потребляемой рудной загрузкой, от коэффициента заполнения мельницы «Каскад» рудой:

а

б

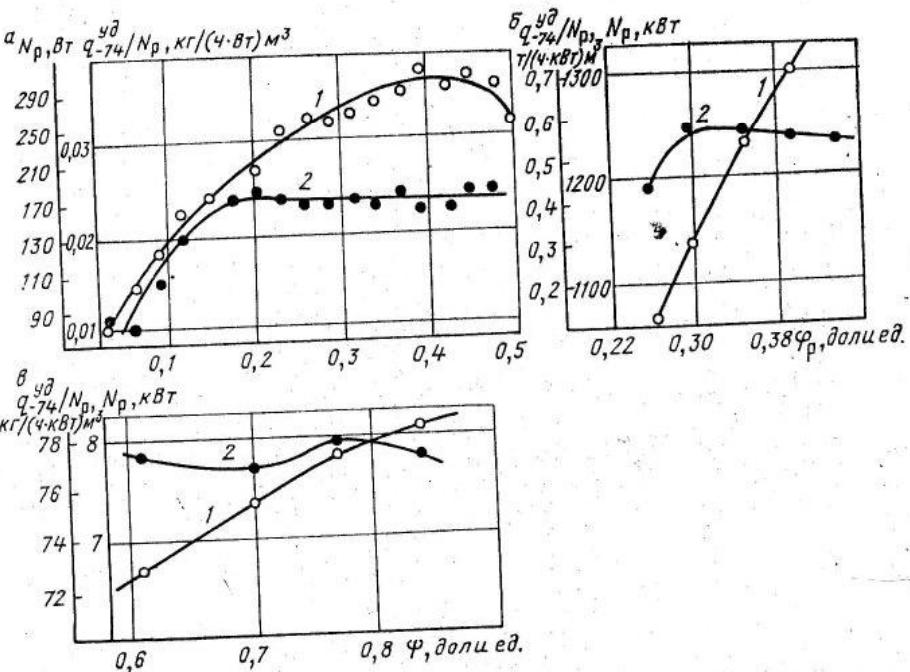


Рис. 3.14. Зависимость потребляемой мощности и удельной производительности от коэффициента заполнения мельниц «Каскад» рудой (а, б) и от относительной скорости вращения (в):

1 — N_p ; 2 — $q_{74}^{УД}/N_p$; диаметр мельниц, м: а — 0,75; б — 1,8

ветствует коэффициенту заполнения 0,4—0,45, что несколько ниже, чем у шаровых мельниц. Это, по-видимому, обусловлено наличием в мельницах «Каскад» лифтеров, отбрасывающих часть руды к периферии. Коэффициенту заполнения $\varphi_p \approx 0,4 \div 0,45$ соответствует максимальная производительность мельниц «Каскад» при измельчении кварцитов Криворожского бассейна и КМА.

Изменение K_m при постоянном $S/d_{p,cr}^2$ свидетельствует об изменении траектории движения кусков рудной загрузки.

Относительная производительность q_{-74}/N_p в пределах коэффициента заполнения мельницы $\varphi_p = 0,2 \div 0,5$ остается постоянной. Такая же закономерность наблюдается и при изменении частоты вращения мельницы в пределах $\psi = 0,6 \div 0,84$ (рис. 3.14).

Таким образом, потребляемая мощность при постоянном $S/d_{p,cr}^2$ в указанных пределах φ и ψ не вносит ограничений в условия проведения опытов. Производительность мельницы изменяется в основном пропорционально изменению общего уровня потребляемой полезной мощности, как и при шаровом измельчении.

Критерий K_m при $S/d_{p,cr}^2 = \text{const}$, показывающий относительный уровень энергии рудной загрузки, позволяет оценить выбранный режим и сопоставить мельницы различных конструкций. При одних и тех же параметрах процесса полезная мощность мельницы и ее ожидаемая производительность тем выше, чем выше K_m . В соответствии с рис. 3.15, а максимальный K_m соответствует $\varphi_p = 0,25 \div 0,30$. Следовательно, при таких φ_p достигается максимальное потребление мощности единицей объема рудной загрузки.

Высокий K_m соответствует режимам с высокой интенсивностью истирания. В связи с этим на большинстве зарубежных фабрик, измельчающих сравнительно мягкую руду, мельницы «Каскад» работают при коэффициенте заполнения $\varphi_p = 0,30$.

Как видно из рис. 3.15, зависимости $K_m = f(\varphi_p)$ для мельниц диаметром 1,8 и 2,5 м совпадают, а для мельницы диаметром 7 м кривая проходит выше, но имеет аналогичный характер. Вид кривой $K_m = f(\varphi_p)$ для мельницы диаметром 0,75 м значительно отличается от вида зависимостей для мельниц диаметром 1,8; 2,5 и 7 м. Это свидетельствует о существенном отличии траектории движения кусков руды и распределении классов крупности в мельнице диаметром 0,75 м. Более близки значения K_m при $\varphi_p > 0,25$ для мельниц диаметрами 7 и 0,75 м. Из-за отсутствия общей зависимости $K_m = f(\varphi_p)$ для рассмотренных мельниц при расчете полезной мощности необходимо использовать различные по значению переходные коэффициенты, что усложняет моделирование промышленного процесса.

На рис. 3.16 приведены зависимости $K_m = f(\varphi_p)$ при разных относительных частотах вращения ψ . При $\varphi_p = 0,2 \div 0,4$ значения K_m изменяются мало. Для мельницы «Каскад» диаметром 7 м максимум K_m при $\varphi_p = 0,35 \div 0,45$ соответствует относительной частоте $\psi = 0,7$ и ниже.

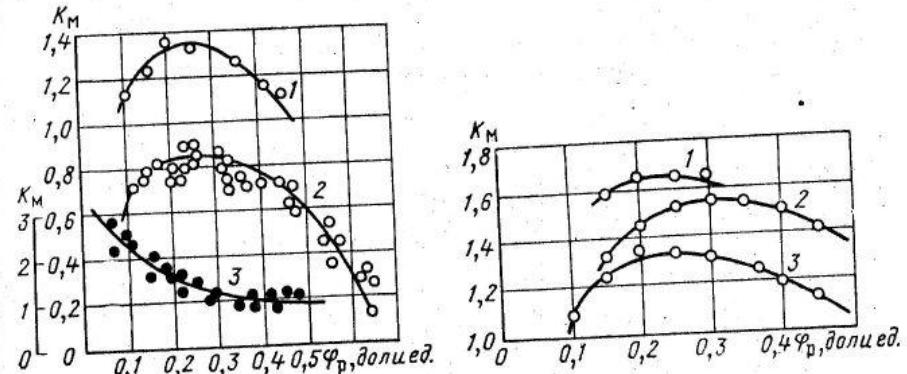


Рис. 3.15. Зависимость критерия подобия механической энергии от коэффициента заполнения мельницы «Каскад» диаметром 7 м рудой при относительных частотах вращения ψ :
1 — 7 м ($\Phi = 0,85$); 2 — 1,8 и 2,5 м; 3 — 0,75 м
1 — 0,56; 2 — 0,72; 3 — 0,85

С учетом значимости параметров процесса общее исходное уравнение подобия процесса измельчения в мельнице «Каскад» можно представить в виде

$$e = f(N_p, A, V_{tb}, t, V_{tb} + V_k, S/d_{p,cr}^2).$$

Решив это уравнение на основе π -теоремы, получим:

$$\frac{e}{AV_{tb}t^{-1}} = f\left(\frac{N_p}{AV_{tb}}, \frac{t}{t}, \frac{V_k}{V_{tb}}, \frac{S/d_{p,cr}^2}{AV_{tb}t^{-1}}\right),$$

где

$$\Delta_V = V_{tb}/(V_{tb} + V_k).$$

Как и при шаровом измельчении

$$m = f_1(R/R_0, t) = \Phi \left(\frac{e}{AV_{tb}t^{-1}} \right),$$

поэтому можно записать

$$m = f\left(\frac{N_p}{AV_{tb}t^{-1}}, \Delta_V, S/d_{p,cr}^2\right).$$

Определим степень влияния критериев относительного объема твердого в пульпе Δ_V , относительной поверхности рудной загрузки $S/d_{p,cr}^2$ и коэффициента энергетического подобия $K_s = N_p/AV_{tb}t^{-1}$ на показатели измельчения: Постоянство относительного объема твердого в пульпе в опытах является условием подобия явлений распределения мелких взвешенных зерен в зонах контакта более крупных зерен и разгрузки их через решетку.

Плотность слива мельницы при самоизмельчении зависит от двух факторов: расхода подаваемой воды и измельчаемости мел-

ких зерен. Опыты показывают, что мельницы диаметром 1,8; 2,5; 7 м эффективно работают при содержании твердого в пульпе около 60%.

При переходе к мельницам малого диаметра (например, 0,75 м), в которых количество измельчаемого материала значительно уменьшается, оптимальное содержание твердого в сливе также снижается до 30—40%. Сокращение расхода воды для сохранения высокого содержания твердого (например, 60%) приводит к уменьшению транспортной способности пульпы, в мельнице остается сравнительно мелкий материал и производительность ее снижается. Мелких фракций, взвешенных в пульпе, сравнительно мало в общей самоизмельчающейся рудной загрузке. Следовательно, плотность слина при самоизмельчении имеет меньшее значение, чем при шаровом.

Обработка экспериментальных данных, полученных в опытах на мельнице «Каскад» диаметром 7 м, не дает четкого экстремума зависимости плотности от удельной производительности в пределах содержания твердого 50—75%.

Многолетние исследования фирмы «Пикэндз-Мазер» показали, что содержание твердого в пульпе при самоизмельчении изменяется в пределах 50—70% и выбирается в зависимости от конкретных условий и типа руды.

Уровень пульпы в мельнице «Каскад» обычно низкий в связи с большим живым сечением разгрузочной решетки.

Критерий $S/d_{p,cr}^2$ ограничивает размер измельчаемых кусков и относительную поверхность материала. С увеличением размера кусков повышается их дробящая способность. При возрастании числа мелких классов и общей поверхности материала усиливается суммарное истирающее воздействие кусков.

Опыты показывают, что при одновременном увеличении дробящей силы кусков и удельной поверхности рудной загрузки повышается потребление полезной мощности мельницы.

На рис. 3.17 приведены зависимости мощности, потребляемой рудной загрузкой, от коэффициента заполнения φ_p . Большой удельной поверхности соответствует более высокое N_p . Результаты обработки данных об измельчении руд различных месторождений в мельницах «Каскад» разного размера на основе зависимости (3.26) свидетельствуют об обобщающем значении полученных критериев подобия процессов измельчения руд.

Результаты опытов в мельнице диаметром 0,75 м значительно отличаются от результатов опытов в мельницах диаметром 1,8; 2,5; 7 м: резко возрастает удельный расход электроэнергии на 1 т готового продукта. Это обусловлено снижением крупности исходного материала и невозможностью соблюдения постоянства критерия $S/d_{p,cr}^2$ для сравниваемых мельниц. Следовательно, мельница «Каскад» диаметром 0,75 м не моделирует процесс измельчения в промышленных мельницах, минимальный размер лабораторной мельницы должен быть не менее 1,5—1,8 м.

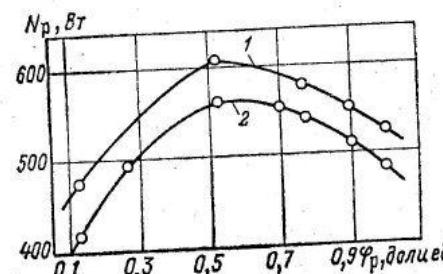


Рис. 3.17. Зависимость мощности, потребляемой рудной загрузкой мельницы, от коэффициента заполнения мельницы рудой для руд с удельной поверхностью, см²/кг:
1 — 468; 2 — 249

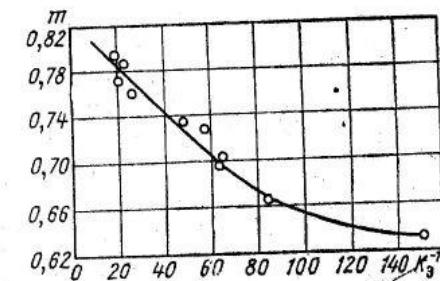


Рис. 3.18. Зависимость параметра m от критерия энергетического подобия K_3 при измельчении кварцитов Кривого Рога и КМА в мельницах самоизмельчения диаметром 1,8; 2,5 и 7 м

Идентичность кинетик измельчения достигается при постоянстве критериев $N/AV_{tb}t^{-1}$; $S/d_{p,cr}^2$ при вариациях Δ в пределах 50—70% твердого. Показатели самоизмельчения руд основных месторождений Криворожского бассейна и КМА приведены в табл. 3.10.

Как и при шаровом измельчении, статистически обработаны результаты самоизмельчения руд при различных сочетаниях первичной удельной работы разрушения ударом и удельной работы самоизмельчения.

Сравнивались следующие варианты числового выражения удельной работы разрушения по их связи с параметром m уравнения кинетики и производительностью мельницы. $Q : A_1 ; A_2 ; A = \sqrt{A_1 A_2} ; A' = A_1 + \omega A_2$ (ω — коэффициент, определяющий соотношение работ разрушения и самоизмельчения; $\omega = 1; 5; 10; 20; 30; 50; 70; 100$).

Статистическая обработка результатов показала, что самый высокий индекс аппроксимации (0,975—0,984) достигается при $A = A_1 + 10A_2$.

Это подтверждает вывод о том, что самоизмельчение криворожских кварцитов и кварцитов КМА происходит преимущественно в условиях недостаточного насыщения объема мельниц подготовленным мелким материалом.

На рис. 3.18 приведена зависимость $m = f(N_p/Aqt^{-1})$, полученная при измельчении руд в мельницах «Каскад» диаметром 1,8; 2,5 и 7 м. Как видно из рисунка, точки систематически ложатся на одну кривую, подобную кривой зависимости $m = f(K_3)$ для шарового измельчения руд. Сравнивая рис. 3.18 и 3.12, можно видеть, что зависимость $m = f(K_3)$ самоизмельчения проходит ниже зависимости для шарового измельчения, что обусловлено более высоким потреблением удельной энергии в шаровых мельницах.

Таблица 3.10

ПОКАЗАТЕЛИ САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД ОСНОВНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КРИВОРОДЖСКОГО БАССЕЙНА И КМА

Кварциты	A_1 кДж/кг	A_2 кДж/кг	$A_1 + 10A_2'$ кДж/кг	$S_{\text{пор}}$ см ² /г	t	Производительность мельницы «Каскад» диаметром 7,0 м**		$A_1 A_2 Q$, $\left(\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}\right)^2 \frac{\text{т}}{\text{ч}}$	$(A_1 + 10A_2') Q$, $\left(\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}\right)^2 \frac{\text{т}}{\text{ч}}$	$\sqrt{A_1 A_2} Q$, $\left(\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}\right)^2 \frac{\text{т}}{\text{ч}}$
	по сливу классификатора, т/ч	по готовому классу —0,074 мм т/(м ³ ·ч)	по сливу классификатора, т/ч							
ЛебГОКа	0,257	46,107	10,53	2192	0,363	0,795*	119,5 0,731	1,04 1,22	1421,4 1475,0	43,38 45,01
Окисленные ЮГОКА (IV жел. гор.)	0,285	41,987	9,81	2145	0,383	0,723	105,8	— 0,96	1266,0	40,33
НКГОКА	0,304	51,208	10,49	2440	0,409	0,705	113,3	1,025	1763,7	46,34
СевГОКа	0,341	32,373	6,43	2518	0,406	0,786 0,699	107 105,8	0,97 0,835	1184,6 1173,0	41,41 42,95
Стойленского месторождения	0,450	47,382	7,60	2122	0,526	0,667	86,3	0,709	1840,0	45,39
ИнГОКА	0,392	54,740	11,32	2423	0,505	0,760	83,7	0,69	1796,0	42,27
Михайловского ГОКА	0,552	68,670	13,59	2530	0,688	0,738 0,6326	51 54	0,52 0,473	1933,1 2049,3	34,83 36,88
Скелеватского месторождения	0,334	51,208	10,66	2400	0,441	0,772	102	0,934 Среднее	1744,5 1647	44,98 42,16

* В числителе — при измельчении в мельнице диаметром 7 м, в знаменателе — диаметром 1,8 м.

** В числителе — промышленные данные, в знаменателе — рассчитанные по полупромышленным испытаниям.

Уравнение регрессии бесшарового измельчения аналогично уравнению шарового измельчения (3.19), где $b_0 = 1,006$, $a = 0,0731$ (по обработанным данным индекс аппроксимации составил 0,975—0,984).

Зависимость между параметром t и критерием энергетического подобия K_s^{-1} позволяет моделировать процесс самоизмельчения. Производительность мельницы самоизмельчения можно рассчитать на основе определения параметра t в уравнении кинетики по формуле (3.27) в зависимости от приведенной работы разрушения.

4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ, ПОТРЕБЛЯЕМОЙ НА ДВИжение ШАРОВОЙ ЗАГРУЗКИ МЕЛЬНИЦ

4.1. ХАРАКТЕРИСТИКА МОЩНОСТИ, ПОТРЕБЛЯЕМОЙ ШАРОВОЙ ЗАГРУЗКОЙ, ПОСРЕДСТВОМ КРИТЕРИЯ ПОДОБИЯ K_m

Мощность, потребляемая на движение шаровой загрузки при установленных выше ограничениях по коэффициенту заполнения мельницы пульпой, ее плотности и относительной поверхности шаров, определяет в конечном итоге производительность измельчительного агрегата.

Известны методы расчета потребляемой мощности теоретические [18] и по эмпирическим формулам [19]. Основные методы достаточно подробно описаны В. А. Олевским [18, 22].

При расчетном определении, как отмечалось выше, не учитывается ряд факторов, влияющих на величину потребляемой мощности. К ним относятся прежде всего крупность шаровой загрузки и объем пульпы в барабане мельницы.

В настоящем разделе определение полезной энергии мельницы рассматривается в отношении возможности моделирования потребления энергии на малых мельницах.

Опыты показывают, что потребление мощности при равной массе шаровой загрузки зависит от диаметра шаров. С уменьшением размера мельниц степень влияния диаметра шаров возрастает (рис. 4.1).

Мощность, потребляемая мелющими телами при вращении, может изменяться в широких пределах в зависимости от степени заполнения и частоты вращения барабана, крупности шаров и т. д.

Как показано выше, сопоставительная оценка степени влияния параметров процесса, в том числе и крупности шаров, на энергопотребление в мельницах может быть произведена на основе критерия K_m .

Для мощности $N_{ш}$, потребляемой шаровой загрузкой без пульпы,

$$K_m = N_{ш} / q_{c,ш} D n, \quad (4.1)$$

где $q_{c,ш}$ — сила тяжести шаров, Н; D — внутренний диаметр барабана мельницы, м; n — частота вращения мельницы, об/с.

Характерно экстремальное значение K_m при заполнениях барабана мельницы шарами при $\varphi_{ш}=0,2 \div 0,3$ и почти симметричное снижение при более высоких и (или) низких коэффициентах заполнения (см. рис. 3.6). В отдельных случаях при ребристой футеровке K_m резко возрастает при $\varphi_{ш}<0,20$, что объясняется уве-

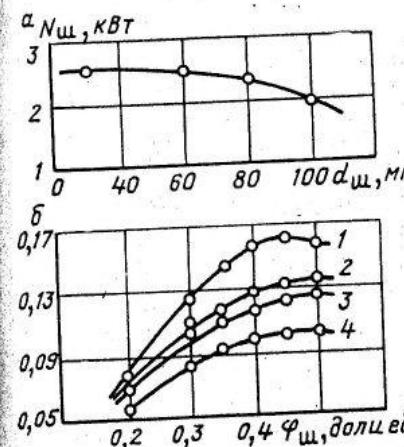


Рис. 4.1. Зависимости мощности, потребляемой шаровой загрузкой, от размера шаров (а — мельница 900×900 мм) и коэффициента заполнения мельницы шарами (б — мельница 300×200 мм), размер загружаемых шаров $d_{ш}$, мм:
1 — 10; 2 — 25; 3 — 40; 4 — 60

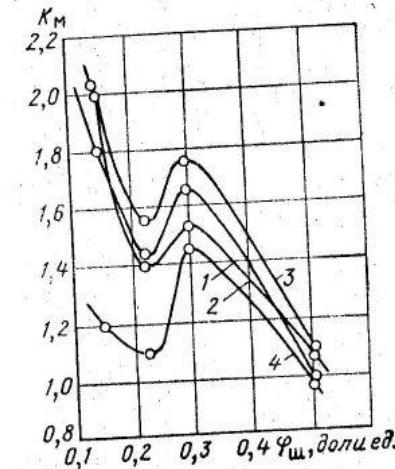


Рис. 4.2. Зависимость критерия подобия механической энергии от коэффициента заполнения мельницы диаметром 0,75 м шарами при ψ :

1 — 0,5; 2 — 0,6; 3 — 0,8; 4 — 0,9

личением относительной подвижности шаров в связи с захватом нижнего слоя выступами (лифтерами) футеровки (рис. 4.2).

Для мельниц малого размера K_m имеет более высокие значения, при обычно применяемой шаровой загрузке ($d_{ш}=40 \div 20$ мм), причем с уменьшением диаметра шаров K_m возрастает (см. рис. 3.6). По этой причине мощность и производительность, определяемые на малых мельницах, нельзя рассчитывать по обычным для мельниц большего размера формулам (например, ЦКТИ — ВТИ). Близкие значения K_m для мельниц различного размера можно получить только при использовании в них шаров равного или близкого диаметра. Например, чтобы получить для мельниц диаметром 0,3 и 3,6 м близкие K_m , в лабораторной мельнице следует применить шары размером 60—80 мм (см. рис. 3.6).

С увеличением относительной частоты вращения барабана K_m снижается. При обычной футеровке в качестве постоянных могут быть приняты значения K_m для $\psi=0,6 \div 1$ при $\varphi_{ш} \approx 0,3$ и для $\psi=0,6 \div 0,85$ при $\varphi_{ш}=0,35 \div 0,4$.

В мельницах с небольшими лифтерами (высота 10—15 мм) максимальные значения K_m соответствуют $\psi=0,8$ (см. рис. 4.2). Изменение коэффициента трения поверхности шаров не изменяет вида зависимости $K_m=f(\varphi_{ш})$ (рис. 4.3). В данном случае в качестве измельчающей среды использованы полированные шарики диаметром 25 мм из шарикоподшипников.

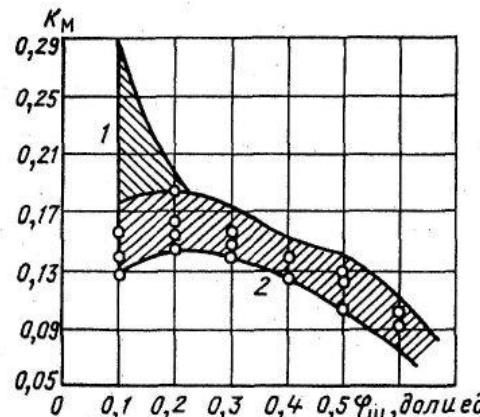


Рис. 4.3. Зависимость критерия подобия механической энергии от коэффициента заполнения мельницы диаметром 300 мм шарами ($d_{ш}=25$ мм):

1 — зона относительной скорости вращения $\psi < 0,5$;
2 — зона $\psi = 0,5 \div 1,0$

за движением шаровой загрузки через прозрачную торцевую стенку мельницы, изучение фото- и кинокадров позволяют сделать вывод, что основными параметрами движущейся шаровой загрузки, характеризующими расход мощности, являются расстояние так называемого ядра от центра мельницы и удельная поверхность шаров. Положение ядра зависит от коэффициента заполнения мельницы шарами и траектории их движения.

Утверждение, что зона ядра, под которой подразумевается совокупность шаров вблизи центра их вращения, фиксируемых на фотокадрах как неподвижные или малоподвижные, в шаровой мельнице является непроизводительной, мертвой зоной [5, 50], по нашему мнению, лишено достаточных оснований. Зона ядра, имеющая эллипсоидную форму, — зона интенсивного трения шаров, движущихся в противоположных направлениях (рис. 4.4). С увеличением расстояния центра вращения шаровой загрузки от центра мельницы увеличиваются относительные скорости движения вверх и вниз соприкасающихся слоев и, следовательно, интенсивность их взаимодействия.

С повышением частоты вращения барабана мельницы в зоне ядра уменьшается контакт шаров и K_m снижается. С уменьшением размера шаров увеличиваются их общая поверхность и число точек контакта между ними и футеровкой. Первое увеличивает силы трения между шарами, второе — между шарами и футеровкой, в связи с чем может изменяться траектория шаров в сторону увеличения угла отрыва и уменьшения контактов шаров при падении. Поэтому при снижении размера шаров K_m может увеличиваться только в определенных условиях, преимущественно в малых мельницах (см. рис. 4.1, а, б).

Наибольший расход мощности на единицу массы шаровой загрузки имеем при экстремальных значениях K_m ($\phi_{ш}=0,2 \div 0,3$). При дальнейшем увеличении шаровой загрузки расход мощности снижается. В соответствии с этим рост общей энергии шаровой загрузки происходит значительно медленнее с увеличением $\phi_{ш} > 0,3$, чем при $\phi_{ш}=0,2 \div 0,3$. Следовательно, при коэффициенте заполнения мельницы шарами выше 0,3 рост производительности замедляется, в ряде случаев целесообразно принять $\phi_{ш}=0,3 \div 0,35$.

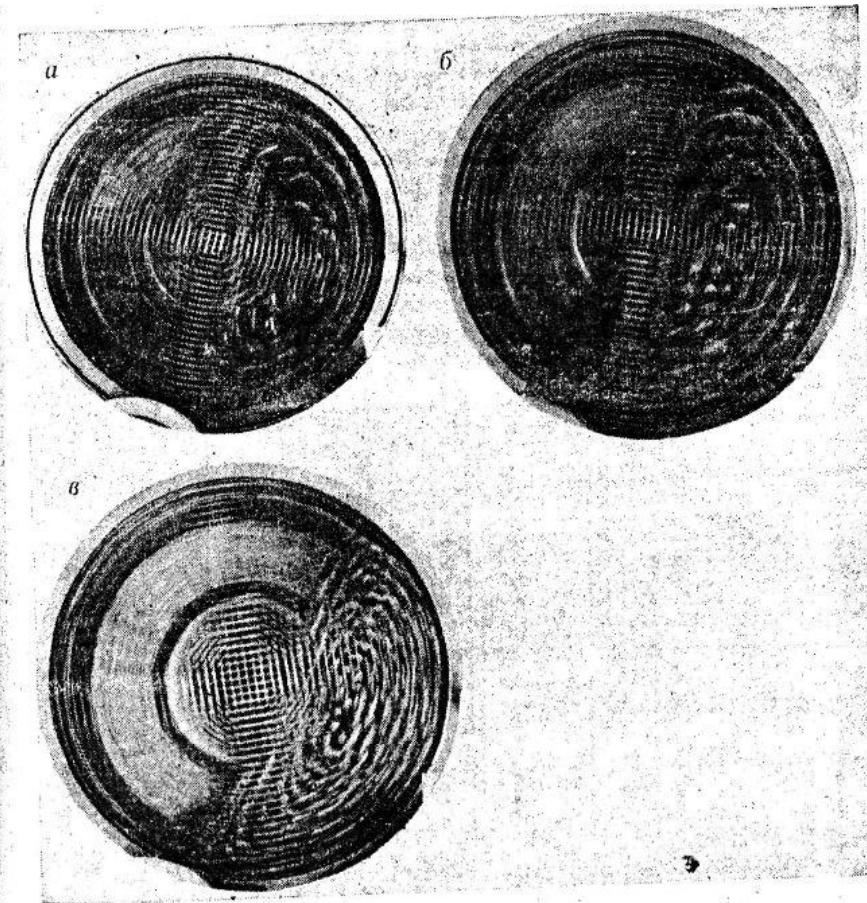


Рис. 4.4. Положение ядра при вращении шаровой загрузки при различных коэффициентах заполнения и относительных частотах вращения:
а — $\phi_{ш}=0,3$; $\psi=0,8$; б — $\phi_{ш}=0,3$; $\psi=0,6$; в — $\phi_{ш}=0,3$; $\psi=0,51$

Таким образом, мощность, расходуемая на движение шаровой загрузки, изменяется в широких пределах, что должно отражаться в расчетных формулах.

Общий расход мощности на шаровую загрузку может быть определен из формулы (4.1).

(4.2)

$$N_{ш} = 0,0167 K_m q_{c,ш} D n,$$

где обозначения даны в следующих единицах:

$N_{ш}$ — кВт; $q_{c,ш}$ — кН; D — м; n — об/мин

или

$$N_{ш} = 0,163 K_m q_{c,ш} D n, \quad (4.3)$$

Значения K_m при $\psi=0,8$ и максимальном размере шаров $d_{ш,max}=125$ мм для мельниц применяемых типоразмеров могут

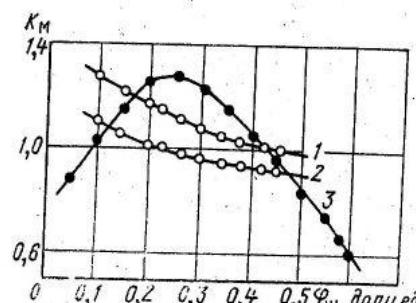


Рис. 4.5. Зависимость критерия подобия механической энергии от коэффициента заполнения мельницы шарами:
1,2 — $K_m^{\text{ЦКТИ}} = f(\phi_{\text{ш}})$; 1 — $\psi_{\text{ш}}^{0,8}$; 2 — $\psi_{\text{ш}}^{0,7}$
3 — $K_m = f(\phi_{\text{ш}})$

быть определены из зависимости

$$K_m = 1,325 - 0,18\phi_{\text{ш}} - 1,57\phi_{\text{ш}}^2. \quad (4.4)$$

Значения K_m для мельниц малого размера и мелких шаров определяются экспериментально.

Для сравнения рассмотрим зависимость ЦКТИ-ВТИ [18], дающую наиболее близкие к практическим результаты расчета:

$$N_{\text{ш}} = 0,110D^3L\gamma_{\text{ш}}\phi_{\text{ш}}^{0,9}, \quad (4.5)$$

где $\gamma_{\text{ш}}$ — вес единицы объема шаровой загрузки.

При сравнении формул (4.2) и (4.4) видно, что в формуле (4.4) можно выразить

$$K_m^{\text{ЦКТИ}} = 0,855\phi_{\text{ш}}^{-0,1}. \quad (4.6)$$

Значения $K_m^{\text{ЦКТИ}} = f(\phi_{\text{ш}})$ отличаются от полученных из зависимости $K_m = f(\phi_{\text{ш}})$ (рис. 4.5), которая построена по среднестатистическим данным замеров мощности в мельницах диаметром 0,3; 0,9; 1,2 и 3,6 м, особенно в области $\phi_{\text{ш}} = 0,2 \div 0,4$. Аналогичные отклонения наблюдаются при $\psi = 0,6 \div 1$.

Следовательно, использование в формуле (4.2) в качестве переменного коэффициента K_m позволяет дифференцированно определить расход мощности в зависимости от параметров процесса. Это необходимо для более точного расчета мощности и определения влияния пульпы на потребляемую мощность шаровой загрузкой. Эмпирическая зависимость K_m от относительной частоты вращения мельницы имеет вид

$$K_m = B_1 + B_2\psi + B_3\psi^2, \quad (4.7)$$

где B_1 , B_2 и B_3 — коэффициенты, зависящие от $\phi_{\text{ш}}$.

Потребляемая полезная мощность для мельниц самоизмельчения N_p может быть рассчитана так же, как и для шаровых. В свя-

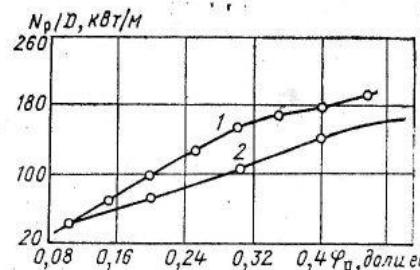


Рис. 4.6. Зависимость относительной мощности, потребляемой рудной загрузкой мельницы ММС-70×23, от коэффициента заполнения мельницы рудой:
Данные: 1 — фактические; 2 — расчетные, по методике ЦКТИ-ВТИ

и с небольшим количеством пульпы, находящейся в барабане мельниц «Каскад», нет необходимости рассматривать отдельно расходы мощности на движение рудной загрузки и подъем пульпы.

Анализ экспериментальных данных показывает, что мощность, потребляемая рудной загрузкой мельниц «Каскад», изменяется в широких пределах, значительно отличаясь от рассчитанной по формуле (4.5).

Расхождение между N_p расчетной и фактической, отнесенными к диаметру данной мельницы, отмечается для мельниц всех размеров в широком диапазоне коэффициента заполнения барабана рудой (рис. 4.6).

Определяющим фактором уровня потребляемой мощности является степень относительной подвижности рудной массы, которая изменяется в зависимости от ψ_p , n , размера мельницы и крупности кусков рудной загрузки.

Полезную мощность мельницы «Каскад» так же, как и шаровых, можно выразить зависимостью (4.2).

Для мельниц диаметром 1,8 и 2,5 м ($\psi = 0,72 \div 0,86$)

$$K_m = 0,553 + 2,075\phi_p - 4,017\phi_p^2. \quad (4.8)$$

Для мельниц диаметром 7 м

$$K_m = 0,742 + 4,484\phi_p - 8,357\phi_p^2 \text{ при } \psi = 0,85; \quad (4.9)$$

$$K_m = 0,543 + 6,41\phi_p - 10,02\phi_p^2 \text{ при } \psi = 0,710. \quad (4.10)$$

Расчет полезной мощности мельниц диаметром более 7 м рекомендуется производить по K_m для мельницы диаметром 7 м.

4.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОЛЕЗНОЙ МОЩНОСТИ С УЧЕТОМ СТЕПЕНИ ЗАПОЛНЕНИЯ БАРАБАНА ПУЛЬПОЙ

В литературе отмечается более низкое потребление энергии мельницами с центральной разгрузкой, чем мельницами с разгрузкой через решетку [18]. Мельницы мокрого самоизмельчения потребляют энергию на 10—20% больше, чем мельницы сухого самоизмельчения. Однако теоретическое объяснение этого явления отсутствует.

Рассмотрим влияние пульпы на потребление энергии на примере шаровой мельницы, так как в известных зависимостях, определяющих расход мощности на шаровую загрузку мельниц, оно не учитывается. Влияние пульпы на потребляемую мощность проявляется в мельницах с центральной разгрузкой, работающих при высоких коэффициентах заполнения ($\phi_p \geq 0,75 \div 0,8$) и соответственно высоких уровнях пульпы в барабане.

При высоких коэффициентах заполнения объема шаровой загрузки пульпой в нижней части барабана накапливается определенный объем относительно спокойной пульпы [23]. Эта пульпа

оказывает статическое и гидродинамическое воздействие на падающие шары, что приводит к изменению расхода энергии, потребляемой шаровой загрузкой.

Влияние пульпы на потребляемую шаровой мельницей мощность складывается из трех элементов:

1) изменения степени взаимодействия шаров при определенном заполнении барабана пульпой за счет статического воздействия и гидродинамического сопротивления пульпы движущимся шарам;

2) изменения трения между шарами за счет рудных зерен;

3) увеличения массы рудно-шаровой смеси, приходящей во вращательное движение.

Оценим степень влияния высоких Φ_n на потребляемую на движение шаровой загрузки мощность. За основу возьмем зависимость, разработанную Н. Л. Нероновым [18] для случая движения шаров без пульпы. В формуле Неронова учитывается только мощность, затраченная на подъем шаров. Вес шара при подъеме в слое пульпы, обладающем свойством непрерывности,

$$G_n = V_w (\gamma_w - \gamma_n), \quad (4.11)$$

где V_w — объем шара; γ_w и γ_n — удельный вес материала шара и пульпы.

Согласно [18], секундный расход шаров

$$dG_w = \gamma_w v L dR,$$

где G_w — вес шаровой загрузки без пульпы; γ_w — насыпная плотность шаров; v — линейная скорость барабана мельницы; L — длина барабана; R — расстояние от оси мельницы до шара.

Вес шаров, поднимаемых за 1 с в пульпе,

$$dG_n = (1 - \gamma_n/\gamma_w) \gamma_w V L dR,$$

где G_n — вес шаровой загрузки, погруженной в пульпу.

Общая мощность, расходуемая на подъем шаров из слоя пульпы от точки B до точки A (рис. 4.7),

$$N_n = dG_n h_n + dG_w (H_1 + h),$$

где h_n — высота подъема шаров в пульпе (см. рис. 4.7); H_1 — расстояние от точки отрыва шаров A до горизонтальной оси; h — расстояние от центра мельницы до поверхности пульпы.

Высота подъема шаров в пульпе может быть определена как

$$h_n = H - H_1 - h,$$

где H — общая высота подъема шаров.

В соответствии с [18]

$$H = 4R \sin^2 \alpha \cos \alpha; H_1 = R \cos \alpha,$$

где α — угол отрыва шара (см. рис. 4.7).

Отсюда

$$h_n = 4R \sin^2 \alpha \cos \alpha - R \cos \alpha - h.$$

Подставив $V = \omega R = \psi \omega_{kp} R$, получим:

$$\begin{aligned} dG_w (H_1 + h) &= \gamma_w \psi \omega_{kp} L R \times \\ &\times \cos \alpha dR + \gamma_w \psi \omega_{kp} L h R dR \\ dG_n (H - H_1 - h) &= (1 - \gamma_n/\gamma_w) \psi V L R dR (4R \times \\ &\times \sin^2 \alpha \cos \alpha - \end{aligned}$$

$$- R \cos \alpha - h),$$

где ω — угловая скорость вращения барабана; ω_{kp} — то же, критическая; ψ — относительная частота вращения мельницы.

Заменяя по [18]

$$\omega_{kp} = \sqrt{2g/D}; G_w = \pi D^2 L \varphi \psi / 4,$$

где g — ускорение свободного падения; D — диаметр мельницы;

$$G_n = \varphi \frac{\pi D^2}{4} L \left(1 - \frac{\gamma_n}{\gamma_w} \right) \psi;$$

$$A_1 = 1000 \sqrt{2g/102\pi} = 13.8 \text{ м}^{1/2}/C;$$

$$R = kR_1; dR = R_1 dk,$$

и интегрируя по k в пределах $1-k$, получаем следующую зависимость для определения потребляемой мощности с учетом заполнения мельницы пульпой:

$$\begin{aligned} N_n = \frac{A_1}{\varphi} \sqrt{D} \psi^3 &\left[\frac{1}{8} (1 - k^4) (G_w + 3G_n) - \frac{G_n}{3} \psi^4 (1 - k^6) \right] + \\ &+ \frac{A}{\varphi \psi} \frac{h}{\sqrt{D}} \psi \frac{1 - k^2}{2} (G_w - G_n), \end{aligned} \quad (4.12)$$

где k — относительный радиус; $k = R/R_1$ (R_1 — максимальный радиус).

С учетом кинетической энергии, получаемой шарами в точке отрыва, потребляемую мощность можно определить по формуле, аналогичной формуле Левенсона, Канторовича, Андреева [20]:

$$N_{max} = N_n + N_v,$$

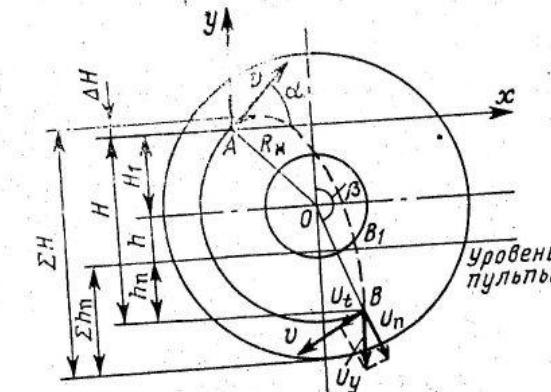


Рис. 4.7. Схема движения шара при наличии пульпы в барабане мельницы:

A — точка отрыва шара; v — скорость движения шара при вращении мельницы; α — угол отрыва; B_1, B — точки встречи шара с пульпой и со слоем шаров; u_t, u_y, u_h — тангенциальная, вертикальная и нормальная составляющие скорости надения шара; h , H — высоты соответствующих точек

где N_v — мощность, соответствующая кинетической энергии шара в точке отрыва,

$$N_v = A_1 \frac{G_w}{6\varphi} \sqrt{D\varphi^3} \left[\frac{3}{8} (1 - k^4) \right]. \quad (4.14)$$

Расчеты показывают, что значение мощности, рассчитанной по формулам (4.12) и (4.13), ниже значений, определенных по соответствующим формулам Неронова и Левенсона, Канторовича, Андреева, на 15—20%.

Снижение потребляемой мощности на 1 т шаровой загрузки без учета мощности, затрачиваемой на подъем пульпы, при переходе от мельницы с решеткой к мельнице с центральной разгрузкой (диаметр 3,6 м) составило по замерам 13—22%.

Таким образом, наличие пульпы уменьшает расход энергии на подъем шаров. Рассматривая затем падение шаров в слой пульпы, можно прийти к выводу, что в точках соударения падающих шаров с шарами нижних слоев энергия удара в связи с тормозящим действием пульпы также существенно снижается.

4.3. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ОБЪЕМА ПУЛЬПЫ НА ПОТРЕБЛЯЕМУЮ МОЩНОСТЬ

Рассмотрим результаты экспериментального изучения влияния объема пульпы и ее плотности на потребляемую мощность. Опыты проводились в мельницах диаметром 0,3; 0,9; 1,2 и 3,6 м.

На рис. 4.8 приведены фотографии, показывающие распределение пульпы в барабане при его вращении. Важно отметить, что при $\varphi_p > \varphi_{p\max}$ в нижней части барабана образуется объем пульпы, обладающей свойством непрерывности. До определенного коэффициента заполнения (в данном случае до $\varphi_p = 0,6$) вся пульпа вращается вместе с шарами, при $\varphi_p > 0,6$ пульпа накапливается в нижней зоне барабана. Уровень относительно неподвижного объема пульпы поднимается с увеличением коэффициента заполнения шаровой загрузки. Распределение пульпы в барабане не изменяется при увеличении степени заполнения его шарами (рудой) и изменении частоты вращения.

Для удобства введем понятия: открытый слой шаров соответствует малым φ_p , при которых слой шаров в нижней части барабана в зоне падения не закрыт пульпой (см. рис. 4.8, а); подтопленный слой шаров наблюдается при $\varphi_p = \varphi_{p\max}$, когда объем движущихся шаров насыщен пульпой и появляются первые признаки накопления пульпы (см. рис. 4.8, б, в) и затопленный слой при $\varphi_p > \varphi_{p\max}$ (рис. 4.8, г, д, е).

Потребляемая пульпо-шаровой загрузкой мощность имеет экстремальное значение при определенных коэффициентах заполнения.

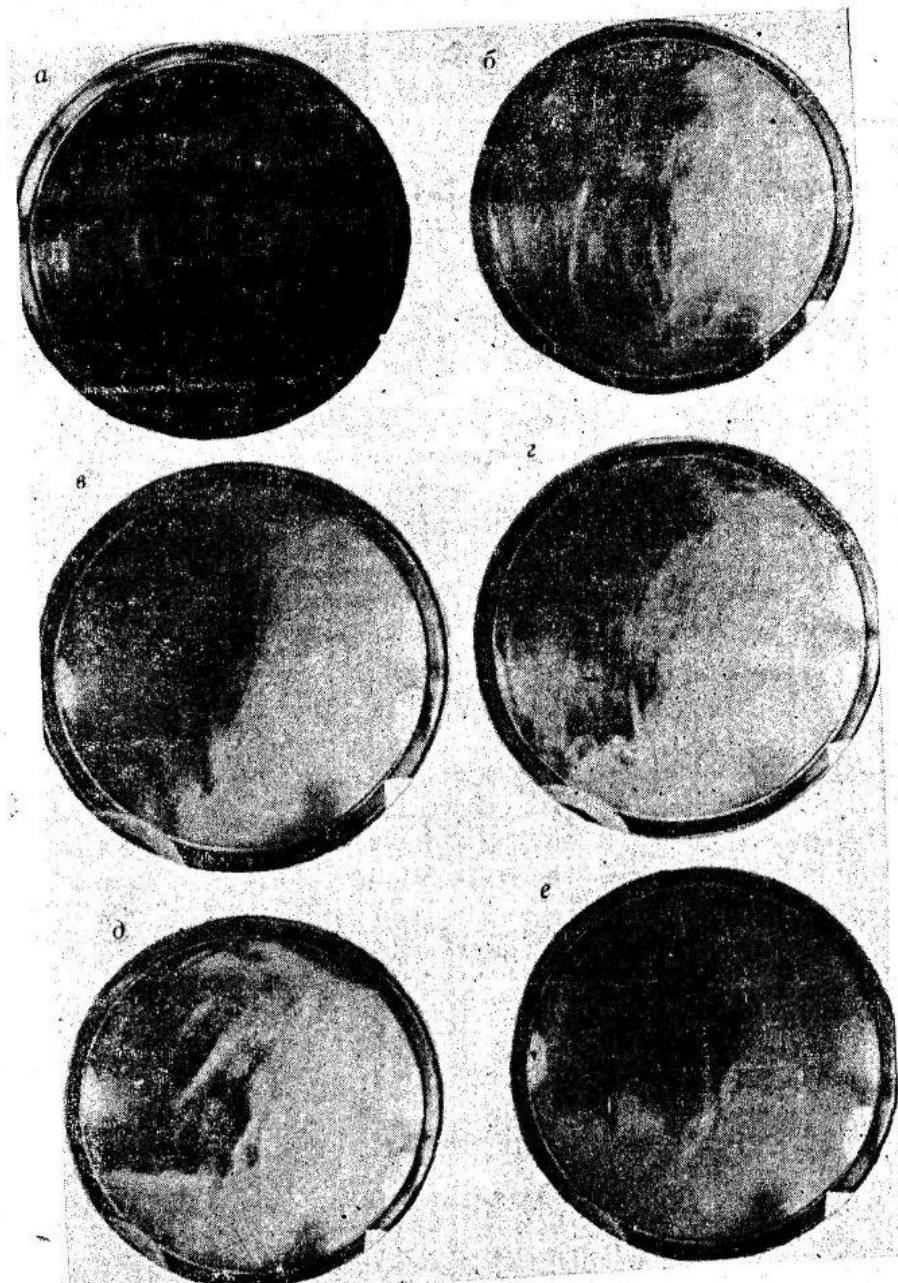


Рис. 4.8. Распределение пульпы в барабане мельницы диаметром 0,75 м при различных коэффициентах заполнения объема шаровой загрузки пульпой φ_p : а — 0,2; б — 0,57; в — 0,66; г — 0,83; д — 1,0; е — 1,17

Плотность пульпы не оказывает существенного влияния на положение экстремумов (рис. 4.9). Однако при содержании твердого около 85% для полупромышленных мельниц и при 80% для лабораторных мельниц периодического действия потребляемая мощность резко снижается в результате пакетирования шаров влажной комкующейся рудной массой.

Прирост потребляемой мощности ΔN_p с увеличением φ_p может достигать значительной величины, особенно в лабораторных мельницах (рис. 4.10).

Коэффициент заполнения мельницы пульпой φ_p^{\max} , соответствующий экстремальному значению потребляемой мощности, зависит от крупности и гранулометрического состава шаровой загрузки (рис. 4.11). С увеличением размера шаров экстремум смещается в сторону более высоких степеней заполнения, а на смеси шаров может занимать промежуточное значение. Это объясняется возрастающим гидродинамическим сопротивлением более крупных шаров при одинаковых скоростях движения по сравнению с мелкими шарами. При большем гидродинамическом сопротивлении количество поднимающейся с шарами пульпы увеличивается. Суммарный объем промежутков между шарами, в которых может находиться пульпа, также имеет значение.

С изменением частоты вращения мельницы относительный прирост мощности при наличии в барабане пульпы остается примерно постоянным (рис. 4.12).

Увеличение частоты вращения мельницы приводит к смещению максимума потребляемой мощности в сторону больших значений φ_p (рис. 4.13). Это объясняется ростом центробежных сил, в связи с чем количество поднимающейся с шарами пульпы увеличивается.

Характерно — общее смещение экстремальных значений потребляемой мощности в сторону меньших значений заполнения барабана мельницы шарами при наличии пульпы (рис. 4.14). Это обусловлено в основном более высокими коэффициентами заполнения (шары + пульпа сверх объема межшарового пространства) в опытах с пульпой. Таким образом, потребляемая мельницей мощность при наличии пульпы может изменяться в широких пределах.

Учтем влияние пульпы и выразим мощность N_p , потребляемую пульпо-шаровой загрузкой, следующим образом:

$$N_p = N_{\text{ш}} + N_{\text{п}} \pm N_{\text{тр.п}} = N_{\text{ш.п}} + N_{\text{п}}, \quad (4.15)$$

где $N_{\text{ш}}$ — мощность, потребляемая шаровой загрузкой при отсутствии пульпы; $N_{\text{п}}$ — мощность, затрачиваемая на вращение пульпы вместе с барабаном; $N_{\text{тр.п}}$ — мощность, потребляемая шаровой загрузкой, за счет влияния пульпы на коэффициенты трения шаров и сопротивление пульпы; $N_{\text{ш.п}}$ — мощность, потребляемая только шаровой загрузкой при наличии пульпы: $N_{\text{ш.п}} = N_{\text{ш}} \pm N_{\text{тр.п}}$.

Расчет N_p производится по формуле

$$N_p = K_m q_{c,\text{ш}} D_n + c_n K_m q_{c,\text{п}} D_n \pm N_{\text{тр.п}}, \quad (4.16)$$

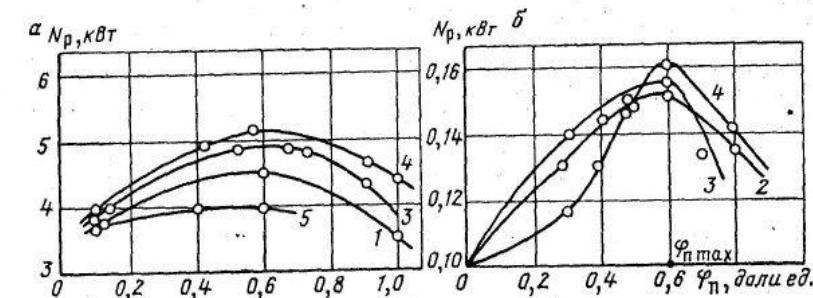


Рис. 4.9. Зависимость мощности, потребляемой пульпо-шаровой загрузкой мельницы, от коэффициентов заполнения объема шаровой загрузки пульпой:
а — мельница $0,9 \times 0,9$ м ($d_{\text{ш}}=40-25$ мм); б — мельница $0,3 \times 0,2$ м ($d_{\text{ш}}=60-30$ мм); содержание твердого, %: 1 — 50; 2 — 60; 3 — 70; 4 — 80; 5 — 85

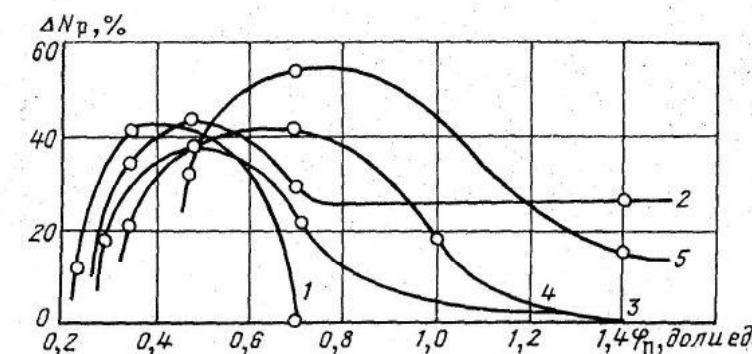


Рис. 4.10. Зависимость прироста потребляемой мощности при измельчении руды от коэффициента заполнения объема шаровой загрузки пульпой при относительных частотах вращения мельницы размером $0,3 \times 0,2$ м:
 ψ , %: 1 — 49,3; 2 — 71,5; 3 — 83,2; 4 — 88,4; 5 — 100

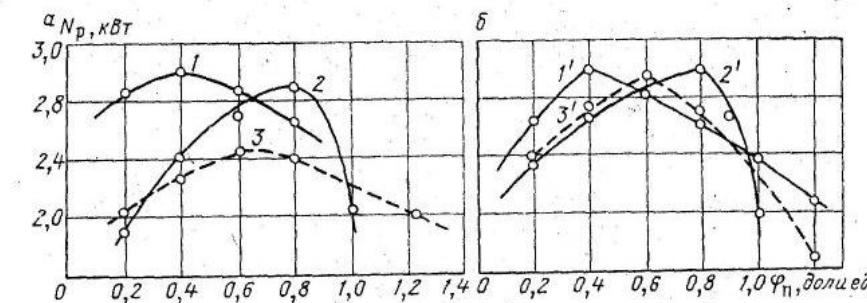


Рис. 4.11. Зависимость мощности, потребляемой пульпо-шаровой загрузкой мельницы диаметром 0,9 м, от коэффициента заполнения объема шаровой загрузки пульпой ($\varphi_{\text{ш}}=0,3$):
а — содержание твердого 50%; б — то же, 80%; 1, 1' — $d_{\text{ш}}=30$ мм; 2, 2' — $d_{\text{ш}}=80$ мм; 3, 3' — $d_{\text{ш}}=30-80$ мм

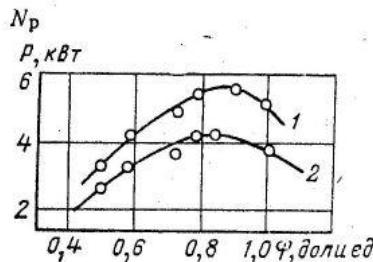


Рис. 4.12. Зависимость потребляемой мощности от относительной частоты вращения барабана мельницы диаметром 900 мм при наличии пульпы (1) и без пульпы (2), $\varphi_{ш}=0,45$; $\varphi_{п}=0,4$; содержание твердого 70 %

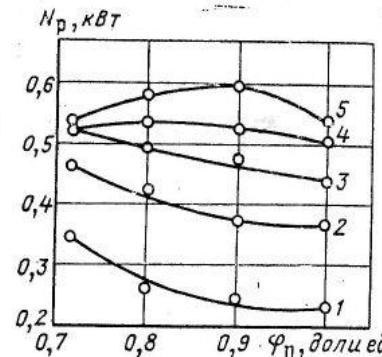


Рис. 4.13. Зависимость мощности, потребляемой пульпо-шаровой загрузкой, от коэффициента заполнения объема шаровой загрузки пульпой при различных частотах вращения (в об/мин) мельницы диаметром 900 мм:

1 — 25; 2 — 36; 3 — 39,5; 4 — 45,5; 5 — 48

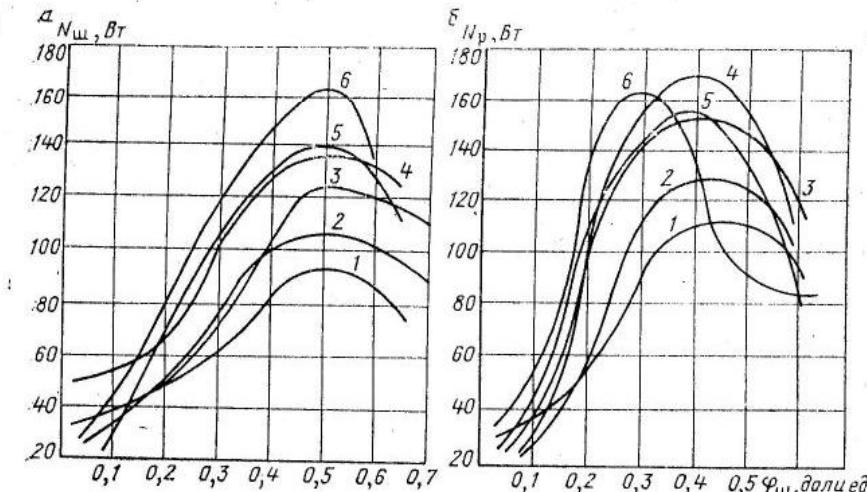


Рис. 4.14. Зависимость мощности, потребляемой шаровой загрузкой (а) и пульпо-шаровой загрузкой (б), от коэффициента заполнения мельницы шарами при относительных частотах вращения:

1 — 0,403; 2 — 0,625; 3 — 0,715; 4 — 0,832; 5 — 0,884; 6 — 1,0

где c_n — коэффициент, зависящий от коэффициента заполнения пульпой объема шаровой загрузки.

Коэффициент c_n рассчитывается в соответствии с эпюйю распределения пульпы и шаров во вращающемся барабане мельницы

размером $3,6 \times 4$ м. Эпюра построена по практическим данным (рис. 4.15). D_1OC_1 — контурная линия движения внешнего слоя шаров по практическим данным; DC — теоретическая поверхность движения внешнего слоя шаров; α_1 — угол между радиусом в точке отрыва шара и вертикалью; θ — угол поворота шаровой загрузки [18]; S_1, S_2, S_3 — общие площади сечения барабана, заполняемого пульпой при $\varphi_{ш}$ соответственно равном 0,661; 0,757 и 1,03. Аналогичные эпюры строятся при коэффициенте заполнения шарами $\varphi_{ш} = 0,35; 0,4; 0,45$.

При $\varphi_{ш} < \varphi_{ш}^{\max}$ $c_n = 1$. При $\varphi_{ш} > \varphi_{ш}^{\max}$ высота поднимаемого объема над неподвижным уровнем пульпы уменьшается пропорционально отношению $\Sigma h_{ш}/\Sigma H$ (см. рис. 4.15). В этом случае

$$c_n = \frac{\varphi_{ш}^{\max}}{\varphi_{ш}} \left(1 - \frac{\Sigma h_{ш}}{\Sigma H} \right). \quad (4.17)$$

Относительная высота уровня пульпы в мельнице $\Sigma h_{ш}/\Sigma H$ для условий проводившихся опытов ($\varphi_{ш}^{\max} = 0,6 \div 0,4$) может быть определена из зависимости (при $\varphi_{ш}^{\max} = 0,6$)

$$\Sigma h_{ш}/\Sigma H = (\varphi_{ш} - 0,45)/b. \quad (4.18)$$

Коэффициент b зависит от коэффициента заполнения мельницы шарами $\varphi_{ш}$:

$\varphi_{ш}$	0,3	0,35	0,4	0,45
b	1,45	1,22	1,0	0,86

Аналогично расчет производится и при других значениях $\varphi_{ш}^{\max}$.

При загрузке мельницы шарами $d_{ш,\max} = 125$ мм и распределении их гранулометрического состава по кубической параболе $\varphi_{ш}^{\max} = 0,4$ ($\psi = 0,8$).

Согласно результатам расчета значений N_p для мельниц МШР и МШЦ размером $3,6 \times 4$ м, приведенным в табл. 4.1, в мельнице с разгрузкой через решетку затраты мощности на подъем пульпы на 4,6—5,2 % больше, чем в мельнице с центральной разгрузкой. Это объясняется тем, что в мельнице с решеткой в общем случае весь объем пульпы вращается с шарами и поднимается на высоту ΣH ; в мельнице с центральной разгрузкой высота подъема пульпы

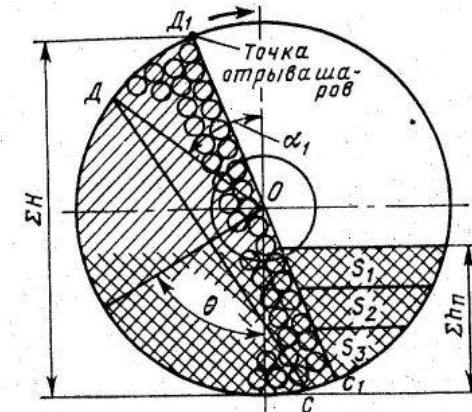


Рис. 4.15. Эпюра распределения пульпы и шаров при вращении барабана ($\varphi_{ш}=0,3$; $\psi=0,8$)

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА МОЩНОСТИ, ПОТРЕБЛЯЕМОЙ НА ПОДЪЕМ ПУЛЬПЫ
В МЕЛЬНИЦАХ МШЦ И МШР РАЗМЕРОМ 3,6×4 м

$$\Phi_{\text{п}}^{\max} = 0,4, \Phi_{\text{ш}} = 0,35$$

N_p, kVt		$V_{\text{п}}, \text{m}^3$	Параметры заполнения барабана пульпой, доли ед.				Мощность, потребляемая на вращение пульпы, кВт
расчетная по формуле (4.20)	фактическая		$\Phi_{\text{п}}$	$\Sigma h_{\text{п}}/\Sigma H$	$\Phi_{\text{п}}^{\max}/\Phi_{\text{п}}$	$c_{\text{п}}$	
<i>Мельница с центральной разгрузкой</i>							
743	751	10,7	0,775	0,47	0,516	0,274	50
750	751	10,4	0,753	0,46	0,530	0,286	51,3
<i>Мельница с разгрузкой через решетку</i>							
831	826	$\frac{4,59}{5,44}$ *	0,364	—	—	1	93,4
831	898	$\frac{3,7}{4,44}$ *	0,320	—	—	1	88,5

* В числителе — объем пульпы в барабане, в знаменателе — общий объем пульпы в мельнице с учетом лифтерного отделения.

равна $\Sigma H - \Sigma h_{\text{п}}$ (см. рис. 4.16). Расчетные данные соответствуют практическим.

Трение имеет большое значение в процессах тонкого измельчения. Силы трения определяют траекторию движения шаровой загрузки и соответственно потребляемую полезную энергию. Интересно в этом отношении исследование Л. К. Белишева, показавшего, что в зависимости от коэффициентов трения измельчаемого материала относительная частота вращения мельницы может изменяться в широких пределах при неизменных параметрах траектории движения шаров.

Наличие в мельнице абразивной руды в общем случае увеличивает коэффициент трения шаров.

На рис. 4.16 приведены результаты определения мощности N_p в мельницах диаметром 0,3; 0,9 м и рассчитанные значения $N_{\text{ш.п}} = N_{\text{ш}} \pm N_{\text{тр.п}}$. Как видно из рисунка, суммарная мощность $N_{\text{ш.п}}$ лабораторной мельницы увеличивается до определенного коэффициента заполнения, на некотором отрезке значений $\Phi_{\text{п}}$ мощность не изменяется, а затем снижается. Такое изменение потребляемой мощности можно объяснить следующим.

Вначале происходит насыщение объема шаровой загрузки пульпой в зоне их интенсивного взаимодействия и повышение в связи с этим сил взаимного трения, затем при достаточном насыщении, в данном случае в пределах $\Phi_{\text{п}} = 0,4 \div 0,65$ (см. рис. 4.16), сила трения между шарами не изменяется. Увеличение общей потребляе-

мой мощности в этой зоне вызвано затратами энергии на подъем пульпы и не дает прироста производительности.

При дальнейшем заполнении барабана и образовании в нижней части малоподвижного объема пульпы на шары начинают действовать силы Архимеда и гидродинамического сопротивления, которые уменьшают силу ударов и взаимное трение шаров при движении ($N_{\text{тр.п}}$ со знаком минус). В результате значение $N_{\text{ш}} \pm N_{\text{тр.п}}$ снижается $\Phi_{\text{п}} > \Phi_{\text{п}}^{\max}$.

Наличие рудных частиц повышает коэффициент трения между движущимися шарами, в связи с чем N_p увеличивается за счет приращения $N_{\text{тр.п}}$.

Повышение N_p за счет $N_{\text{тр.п}}$ при увеличении коэффициента заполнения пульпой до $\Phi_{\text{п}}^{\max}$ мельниц малого размера (диаметр $0,2 \div 0,3$ м), единица массы шаров которых потребляет относительно много энергии ($K_m > 1$), может достигать значительной величины.

Для мельниц большого размера с меньшим потреблением мощности шаровой загрузкой ($K_m \leq 1$) $+N_{\text{тр.п}}$ достигает при $\Phi_{\text{п}}^{\max} = 10 \div 15\%$ мощности шаровой загрузки без пульпы. Однако в еще больших мельницах (диаметр $\geq 1,2$ м) стабильный прирост потребляемой энергии за счет сил трения не замечен.

Общим для больших и малых мельниц является значительное снижение $N_{\text{ш}} + N_{\text{тр.п}}$ при заполнении барабана выше $\Phi_{\text{п}}^{\max}$. Это, как было показано выше, зависит от высоты слоя пульпы, определяемого диаметром мельницы и $\Phi_{\text{п}}$.

Относительное снижение потребляемой шарами мощности μ при коэффициентах заполнения $\Phi_{\text{п}} > \Phi_{\text{п}}^{\max}$ для промышленных мельниц может быть определено по формуле

$$\mu = N_{\text{ш.п}}/N_{\text{ш}}^{\max} = 1 - 0,105\Delta\Phi_{\text{п}}D/D_{\text{п}}, \quad (4.19)$$

где $N_{\text{ш.п}}$ — максимальная мощность, потребляемая шарами при наличии пульпы (в ней учитывается увеличение силы сопротивления пульпы).

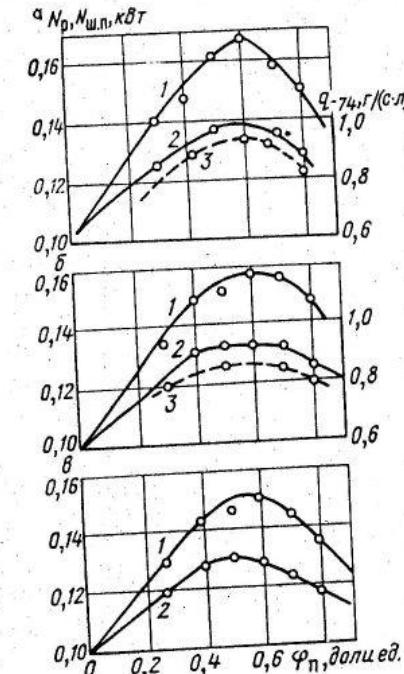


Рис. 4.16. Зависимость параметров измельчения (мельница 300×300 мм, $\Phi_{\text{ш}} = 0,3$) от коэффициента заполнения объема шаровой загрузки пульпой. Содержание твердого, %: а — 80; б — 70; в — 60; 1 — общая мощность, потребляемая пульпо-шаровой загрузкой; 2 — мощность, потребляемая шаровой загрузкой при наличии пульпы; 3 — удельная производительность по классу $-0,074$ мм

ния пульпы пропорционально высоте ее слоя в связи с неуравновешенным падением шаров в пульпе); $\Delta\varphi_n = \varphi_n - \varphi_n^{\max}$ (значение φ_n^{\max} может быть принято равным 0,4); D_n — диаметр мельницы, принятый за номинальный, м ($D_n=1$ м).

Согласно практическим замерам, в мельнице МШР размером $3,6 \times 4$ м ($\varphi_n=0,4$) мощность $N_{ш.п.}$, отнесенная на 1 т шаровой загрузки, составляла $12,1 \div 13,4$ кВт, в мельнице МШЦ размером $3,6 \times 4$ м ($\varphi_n=0,78$) — $10,6 \div 10,5$ кВт.

Для практических расчетов мощности, потребляемой пульпошаровой загрузкой промышленных мельниц, рекомендуется следующая формула:

$$N_p = \mu K_m q_{c.ш} D_n + c_n q_{c.п} K_m D_n, \quad (4.20)$$

где для мельниц с решеткой $\mu=1$, $c_n=1$; для мельниц с центральной разгрузкой μ определяется по формуле (4.19), а c_n по формуле (4.17).

Фактическая и рассчитанная по формуле (4.20) мощности, приведенные в табл. 4.1, имеют близкие значения.

Мощность N_p , потребляемую лабораторными мельницами, необходимо рассчитывать по формуле (4.16). При этом $N_{тр.п}$ определяется по эмпирической формуле

$$N_{тр.п} = N_{ш} (B_1 + B_2 \varphi_n + B_3 \varphi_n^2). \quad (4.21)$$

Значения коэффициентов принимаются в зависимости от содержания твердого в пульпе:

% твердого	B_1	B_2	B_3
60	-0,258	2,406	2,577
70	-0,272	1,792	-1,668
80	-0,514	3,21	-2,91

5. РАСЧЕТ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПО ОПЫТАМ НА МОДЕЛИ

5.1. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МЕЛЬНИЦ ПО ЧАСТНОМУ ВРЕМЕНИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Рассмотрим наиболее распространенные случаи измельчения руд по схемам (см. рис. 2.9, а, б). Зависимость производительности мельницы по готовому классу (для удобства индексации выражаем крупность в микрометрах) от параметров уравнения кинетики имеет вид *

$$Q_{-74} = \frac{3600}{t_1} R_i q (1 - e^{-k [t_1 \ln(t_1+1)]^{m_1}}), \quad (5.1)$$

где R_i — содержание крупного класса в загрузке мельницы (суммарный продукт складывается из питания и циркулирующей на грузки, на рис. 2.9, а $R_i=R_1$), доли ед.; t_1 — время одного прохождения материала через мельницу, с (рис. 5.1); q — масса материала в мельнице, т:

Производительность мельницы по исходной руде при заданном содержании крупного класса в сливе классификатора R_k находится из зависимости

$$Q = \frac{3600}{t_1} R_1 q (1 - e^{-k [t_1 \ln(t_1+1)]^{m_1}}) \times \\ \times \frac{1}{(R_n - R_k)}, \quad (5.2)$$

где R_n — содержание крупного класса в питании мельницы или в цикле измельчения.

Для обычных стадий измельчения с предварительной классификацией, обеспечивающей постоянный уровень содержания готового класса в песках, оптимальным является минимально возможное время пребывания материала в мельнице, определяемое ее пропускной способностью. Пропускная способность зависит от крупности материала и содержания твердого в пульпе. В мельнице с центральной

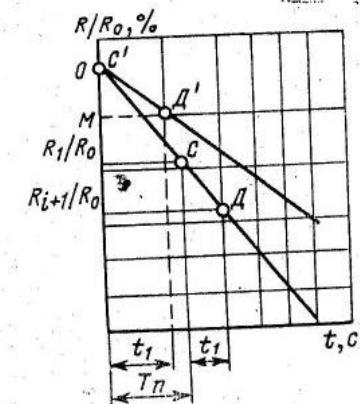


Рис. 5.1. Схема переноса точки начала измельчения продукта в начальную точку на оси ординат:

R_i/R_0 , R_{i+1}/R_0 — содержание остатка на контрольном сите в материале, поступающем в мельницу и выходящем из нее; t_1 — время нахождения материала в мельнице; T_n — суммарное время измельчения материала от начальной до данной крупности

* В данной и последующих главах в уравнении кинетики принято $k_{ш}=k$.

Таблица 5.1
ОПТИМАЛЬНЫЙ РАСХОД ПУЛЬПЫ В БАРАБАННОЙ МЕЛЬНИЦЕ С РЕШЕТКОЙ
ДИАМЕТРОМ 1,2 м ПРИ ГАЛЕЧНОМ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ

Производительность по твердому, т/ч	Расход пульпы в мельнице, м ³ /ч	Содержание твердого в пульпе, %	Содержание класса —74 мкм, %	
			в питании*	в сливе
в сливе классификатора	питание+циркуляция			
1,18	7,635	11,22	45,0	7,8
1,57	9,745	9,53	58,0	8,8
1,70	10,90	9,00	64,0	9,5
2,23	11,21	8,20	67,5	7,6

* Продукт измельчения в стержневой мельнице до крупности 25–35% класса —0,074 мм после классификации в спиральном классификаторе.

разгрузкой она определяется главным образом уровнем слива, в мельнице с разгрузкой через решетку — уровнем пульпы в барабане, гидродинамическим сопротивлением слоя мелющих тел и решетки и транспортной способностью лифтерного отделения.

Дренаж пульпы через решетку происходит в нижней части мельницы, где концентрируется основное количество пульпы. Пропускная способность мельницы с решеткой не может быть больше пропускной способности лифтерного отделения, определяемой расчетным путем. Максимальная пропускная способность (м³/ч) лифтерного отделения мельницы

$$W_{п.л} = 60\beta_n V_{п.л} n, \quad (5.3)$$

где β_n — коэффициент, учитывающий часть пульпы, которая возвращается через отверстия решетки в мельницу ($\beta_n=0,8$); $V_{п.л}$ — объем лифтерного отделения мельницы, м³; n — частота вращения мельницы, об/мин.

Для большей надежности последующих расчетов следует определять пропускную способность мельницы экспериментально. В табл. 5.1 приведены данные замеров производительности галечной мельницы диаметром 1,2 м по пульпе с различным содержанием твердого, соответствующие максимальной удельной производительности. С увеличением содержания твердого в пульпе эффективная пропускная способность мельницы снижается. В ряде случаев зависимость между расходом пульпы W_n и содержанием твердого имеет линейный характер

$$W_n = B\Delta + B_1,$$

где B и B_1 — постоянные коэффициенты.

Максимальная производительность мельницы по готовому классу определяется экстремальными значениями функции (5.1) и (5.2) при подстановке в них следующих зависимостей, характеризующих условия измельчения:

$$m = f(\Delta); \quad (5.4)$$

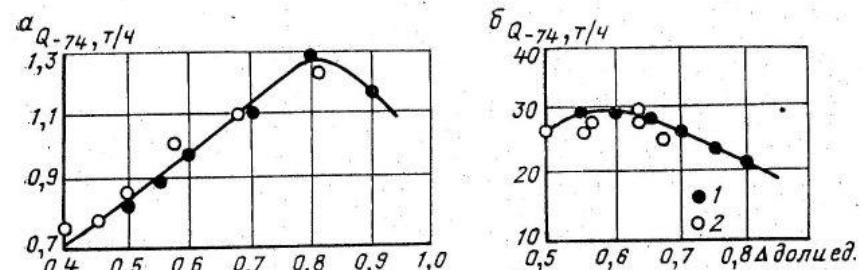


Рис. 5.2. Зависимость производительности по классу —74 мкм галечных мельниц диаметром 1,2 м (а) и 4,0 м (б) от содержания твердого в сливе:
Данные: 1 — расчетные; 2 — опытные

$$t_1 = 3600\varphi_{ш}\varphi_{п}V_m/W_n; \quad (5.5)$$

$$q = \varphi_{п}\varphi_{ш}V_m\Delta\delta\delta/(\delta - \delta\Delta + \Delta\delta_b) \quad (5.6)$$

На рис. 5.2, а показаны результаты расчета максимальной производительности галечной мельницы диаметром 1,2 м по готовому классу —74 мкм. Расчет производился по формулам (5.1), (5.4), (5.5) и (5.6). Чтобы рассчитать Q по формулам (5.1) и (5.2), в которых фигурирует частное время измельчения, соответствующее образованию промежуточной крупности, точку фактического начала измельчения данного продукта на диаграмме $R=f(t)$ (например, C , см. рис. 5.1) необходимо перенести в начальную точку O (см. 2.33), в связи с чем в уравнении кинетики изменяется показатель степени t .

Для мельницы МШР размером 1,2×1,2 м опытным путем найдено

$$m_1 = 1,03/(0,35\Delta + 0,98); \quad W_n = -13,4\Delta + 17,25 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Объем мельницы, заполненной пульпой, в среднем составлял 0,31 м³ при общем объеме 1,15 м³; $R_0=0,838$.

Результаты расчета в целом и экстремальное значение функции $Q_{-74}=f(\Delta)$, в частности, хорошо совпадают с практическими данными (рис. 5.2, б).

Учитывая важность показателя «пропускная способность мельницы», необходимо в техническую характеристику мельницы каждого типа включать возможную производительность мельницы по пульпе в зависимости от содержания твердого и крупности материала. Это позволит быстро и точно рассчитывать производительность мельницы в зависимости от выбранного режима измельчения.

В ряде случаев при измельчении в мельницах с центральной разгрузкой, а также в мельницах с решеткой пропускная способность в данном диапазоне содержания твердого в пульпе изменяется мало, поэтому можно принять $t_1=\text{const}$. В этих случаях максимальная производительность мельницы рассчитывается по зависимостям (5.1), (5.5) и (5.6). На рис. 5.2, б приведена зависи-

мость $Q=f(\Delta)$ в относительных единицах, выведенная для измельчения кварцитов ИнГОКа в галечной мельнице размерами $4,0 \times 7,5$ м, $t_1=238$ с, $m=1/(\Delta+0,4)$. Максимальная производительность в промышленных условиях соответствовала $\Delta=0,6 \div 0,65$.

С помощью уравнения кинетики может быть определена продолжительность измельчения материала от начальной крупности до крупности продукта, поступающего в мельницу. Тогда производительность мельницы по готовому классу можно рассчитать по формуле без переноса точки начала измельчения в системе координат R/R_0 и t (см. рис. 5.1):

$$Q_{-74} = \frac{3600}{t_1 i} q R_i (e^{-k[t_n \ln(t_n+1)]^m} - e^{-k[(T_n+t_1) \ln(t_n+t_1+1)]^m}), \quad (5.7)$$

где T_n — время измельчения материала по диаграмме от начальной до данной крупности, с; i — степень предшествовавшего сокращения крупного класса.

Пример расчета производительности мельницы диаметром 1,2 м по классу -74 мкм по формуле (5.7). Условия: $q=0,447$; $R_i=0,838$; $t_1=142$ с; $I_n=600$ с; $m=0,839$; $i=0,606$; $k=0,0005$.

Автором разработаны таблицы значений функции $e^{-k[t \ln(t+1)]^m}$ в зависимости от t и m , по которым находим конкретные величины:

$$[e^{-k[600 \ln 601]^{0,839}} - e^{-k[742 \ln 743]^{0,839}}] = 0,06583.$$

Отсюда

$$Q_{-74} = \frac{3600}{142} \frac{0,447}{0,606} 0,838 \cdot 0,06583 = 1,03 \text{ т/ч.}$$

Производительность в опыте составила 1,09 т/ч.

Циркулирующая нагрузка определяется по частному времени нахождения материала в мельнице. Если принять производительность мельницы по исходному за 100 %, то относительное количество класса γ_k , вновь образованного из элементарной порции материала

$$\gamma_k = 100 R_i (1 - e^{-k[t_1 \ln(t_1+1)]^m}) (1 + C),$$

где C — циркулирующая нагрузка относительно питания мельницы исходным продуктом, доли ед.

Так как полученное количество готового класса равно его количеству, уходящему в слив классификатора, то

$$100 R_i (1 - e^{-k[t_1 \ln(t_1+1)]^m}) (1 + C) = 100 (R_n - R_k).$$

Отсюда

$$C = \frac{(R_n - R_k)}{R_i (1 - e^{-k[t_1 \ln(t_1+1)]^m})} - 1. \quad (5.8)$$

где $R_i=R_{n,k}C+R_n/(1+C)$ — содержание крупного класса в песках классификатора, принимаемое по данным опыта эксплуатации; R_n и R_k — задаются.

5.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МЕЛЬНИЦ ПО СРЕДНЕМУ СУММАРНОМУ ВРЕМЕНИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Для определения производительности мельницы, работающей в замкнутом или открытом цикле (см. рис. 2.9), по диаграмме $R/R_0=f(t)$ (рис. 5.3) находим интервал времени T , необходимый для измельчения порции руды от начальной R_n до конечной R_k крупности.

Уравнение кинетики может быть построено по частному времени измельчения, определенному в промышленных условиях (см. 2.3.3), или на основании лабораторных опытов измельчения в открытом цикле, моделирующих промышленный процесс, а также по среднему суммарному времени измельчения, которое рассматривается как интервал времени измельчения всей руды от начальной до конечной крупности. При этом крупный продукт, выделяемый во II и III стадиях измельчения в слив предварительной классификации, условно объединяется с продуктом, поступающим в мельницу. Среднее суммарное время измельчения соответствует следующим степеням сокращения:

для I стадии измельчения T_{n+1} (см. рис. 2.9, а и 5.3)

$$R_n/R_0 = R'_0/R_0 \approx 0,9995 \text{ (начальная точка) и } R_k/R_0;$$

для II стадии ΔT (см. рис. 2.9, б и 5.3)

$$R_n/R_0 = R_1/R_0 \text{ и } R_k/R_0.$$

Суммарное среднее время измельчения меньше, чем суммарное время измельчения элементарных фракций этого материала, однако количество направляемого в мельницу материала больше, в связи

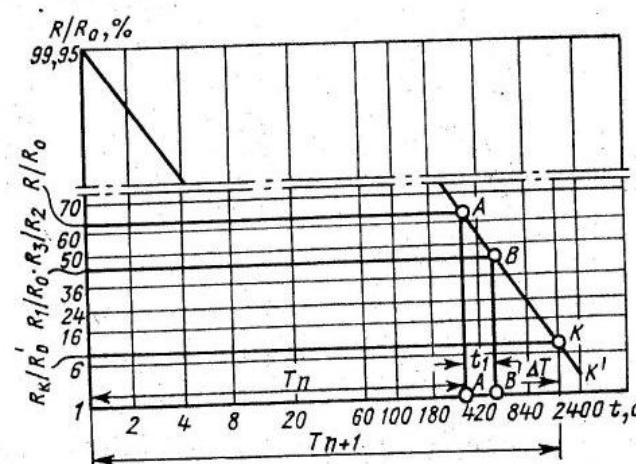


Рис. 5.3. Зависимость относительного остатка на контрольном сите от времени измельчения материала в промышленной мельнице

с чем затраты энергии, а следовательно, и производительность в обоих случаях остаются практически равными.

Максимально возможная производительность мельницы I стадии при условии загрузки ее только крупным классом и непрерывном выводе образовавшегося готового класса определяется по формуле (2.47).

При определении производительности мельницы I стадии измельчения (см. рис. 2.9, a) расчетное значение t равно значению на диаграмме (начало измельчения совпадает с начальной точкой $R_0/R_0' \approx 1$), а время T отсчитывается от начала координат, т. е. $T = T_{n+1}$ (см. рис. 5.3).

С помощью зависимости (2.47) можно рассчитать производительность мельницы любой стадии, перенося координаты R/R_0 и T данной стадии в начальную точку 0 (см. рис. 5.1) и выражая остатки в измельченном продукте относительно остатка в питании данной мельницы или классификатора при предварительной классификации.

Пример. Необходимо рассчитать максимально возможную производительность шаровой мельницы размером $3,2 \times 3,1$ м, работающей во II стадии по схеме (см. рис. 2.9, б) при измельчении руды до крупности $R_k = 7,8\%$ ($R_1 = 61,5\%$; $R_2 = 61,5\%$; $R_3 = 42,9\%$). Соответственно степени сокращения (см. рис. 2.9 и 5.3) значения R/R_0 , отложенные на оси ординат рис. 5.3, увеличены в 100 раз, поэтому числовые значения отношений R/R_0 умножаются на 100. В зависимостях (5.1), (5.2) и др. значения R даются в долях единицы).

$$\frac{R_1}{R_0} = \frac{61,5}{97,0} \cdot 100 = 63,4\%; \quad \frac{R_k}{R_0} = \frac{7,8}{97,0} \cdot 100 = 8\%.$$

Уравнение кинетики (см. рис. 5.3) построено по данным опробования питания ($R_1/R_0 R_{\text{расч}}/100$) и слива ($R_1/R_0 R_{\text{расч}}/100 R_3/R_2$) мельницы. (Множитель $R_{\text{расч}}/100$, принятый равным 1, на рис. 5.3 опущен). Время $t_i = 218$ с определялось по формуле (2.47).

Для определения производительности при заданной крупности измельчения находим значение m_1 при условии переноса относительного остатка R_1/R_0 в начальную точку 0 (см. рис. 5.1):

$$m_1 = \frac{\ln \left(-\ln \frac{R_3}{R_2} \frac{R_{\text{расч}}}{100} \right) - \ln k}{\ln t_i + \ln \ln (t_i + 1)} = \frac{\ln \left(-\ln \frac{42,9}{61,5} \cdot 1 \right) + 7,6}{\ln 218 + \ln \ln 219} = 0,93.$$

Относительный остаток в измельченном продукте

$$\frac{R_k}{R_1} = \frac{7,9}{61,5} \cdot 100 = 12,6\%.$$

Интервал времени ΔT , необходимый для измельчения руды от крупности 61,5 % класса +74 мкм (относительная степень сокращения $i = 63,4\%$) до 7,8 % класса +74 мкм ($i = 8\%$), определяется по графику (рис. 5.3) как отрезок $A'K'$:

$$\Delta T = T_{n+1} - T_n = 1680 - 330 = 1350 \text{ с.}$$

Отсюда максимальная производительность мельницы при определенном экспериментально $q = 7,25 \text{ т}$

$$q^* = \frac{7,25 \cdot 3600}{\int_0^{1350} e^{-0.0005 [t \ln(t+1)]^{m_1}} dt} = \frac{7,25 \cdot 3600}{513} = 50,9 \text{ т/ч.}$$

а удельная производительность

$$q_{\text{уд}}^{+74} = \frac{Q (1 - R_k)}{V_m} = \frac{50,9 (1 - 0,078)}{22,4} = 2,1 \text{ т/ч.}$$

При моделировании промышленного процесса в лабораторной мельнице параметры кинетики k и m для уравнения (2.47) определяются решением системы уравнений (2.40), а интервал времени T — по построенному уравнению кинетики соответственно заданной конечной крупности измельчения.

При переходе от лабораторного масштаба измельчения в открытый цикле к промышленному в замкнутом цикле с классификатором важен правильный выбор контрольного сита для характеристики крупности продуктов. Обычно в связи со спецификой работы классификатора в слив выносится больше крупных зерен, чем их остается в порции руды после измельчения в течение времени T . Поэтому содержание классов +0,2 и +0,15 мм в сливе классификатора и продукте, измельченном в открытом цикле, имеющих равные остатки на ситах с ячейками размером 74 и 50 мкм, несколько отличаются между собой. Как показали сопоставления результатов многочисленных опытов, характеристика крупности продуктов при открытом и замкнутом циклах измельчения по классу +74 и +50 мкм не требует введения поправочных коэффициентов, корректирующих распределение зерен при классификации.

Примеры получаемого при моделировании равенства содержания классов +0,074 мм в продуктах измельчения в замкнутом и открытом циклах приведены в табл. 3.4.

В опытах и при расчетах в качестве контрольных рекомендуется принять сито с ячейками размером 74 мкм для I стадии измельчения и 50 мкм — для II стадии.

5.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МЕЛЬНИЦ С УЧЕТОМ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ КЛАССИФИКАЦИИ МАТЕРИАЛА

Обычно вследствие несовершенства предварительной классификации измельченного материала в мельницу поступает значительное количество готового класса, что снижает удельную производительность мельницы. В этом случае только часть рабочего объема заполняется крупным классом, подлежащим измельчению:

$$V_m^R = V_m^p - V_{m-74} = V_m^p - V_{m-74}' - V_{m-74}''$$

где V_m^R — рабочий объем мельницы, заполняемой крупным классом (например, +74 мкм); V_m^p — рабочий объем мельницы, за-

полненной рудой; V'_{m-74} — рабочий объем мельницы, заполняемый поступающим с исходным продуктом готовым классом; V''_{m-74} — рабочий объем мельницы, заполняемой вновь образованным в процессе измельчения готовым классом.

Для упрощения допустим, что $V''_{m-74} = 0$. Найдем среднее количество крупного класса q_{cp}^R в мельнице за период полного измельчения T :

$$q_{cp}^R = (q - q_{-74}) \int_0^T e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt / T, \quad (5.9)$$

где q_{-74} — количество готового класса крупности в элементарной порции руды, поступившей в мельницу.

Число таких объемов материала в рабочем объеме мельницы, заполненной крупным классом

$$a_V = \frac{(q - q_{-74}) T}{(q - q_{-74}) \int_0^T e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt} = \frac{T}{\int_0^T e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt}. \quad (5.10)$$

Общее количество измельчаемого за время T крупного материала при условии мгновенного вывода из мельницы вновь образованного готового класса

$$a_V(q - q_{-74}) = \frac{T(q - q_{-74})}{\int_0^T e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt}.$$

Так как $q - q_{-74} = qR_i$, то производительность мельницы по крупному продукту Q^+ с учетом поступления в мельницу готового класса (или производительность по измельчению крупного продукта в исходном материале)

$$Q^+ = 3600qR_i \left| \int_0^T e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt \right|, \quad (5.11)$$

где R_i — содержание крупного класса в питании мельницы (совместно с циркулирующей нагрузкой).

Зависимость между производительностью по крупному классу и общей производительностью мельницы Q с учетом поступления в нее готового класса имеет следующий вид:

для I стадии измельчения (см. рис. 2.9, а)

$$Q = Q^+/R_0;$$

для II стадии измельчения (см. рис. 2.9, б)

$$Q = Q^+/R_2 \text{ при } R_2 > R_1.$$

При $R_1 > R_2$ пропускная способность мельницы определяется этой же формулой, а общее количество материала, выдаваемого мельницей посредством классификатора $Q = Q^+/R_1$.

Здесь под Q мы рассматриваем производительность мельницы как функцию количества материала, измельчаемого в ней с учетом готового класса, поступающего в мельницу. При $R_2 > R_1$ Q не равно производительности по сливу классификатора (см. рис. 2.9, б).

Предполагаем, что при классификации исходного материала из него выделяется продукт с содержанием R_2 при $R_2 > R_1$ или R_1 при $R_1 > R_2$. Исходя из этого удельная производительность мельницы q^{ud} по готовому классу может быть определена по формуле

$$q_{-74}^{ud} = Q^+ (1 - R_k/R_2) / V_m \text{ при } R_2 > R_1 \text{ (см. рис. 2.9, б)} \quad (5.12)$$

или

$$q_{-74}^{ud} = Q^+ (1 - R_k/R_1) / V_m \text{ при } R_1 > R_2, \quad (5.13)$$

где V_m — объем мельницы.

В предыдущем примере в мельницу поступал продукт с содержанием крупного класса 61,5 %. Следовательно, производительность мельницы по крупному классу +74 мкм при измельчении его до $R_k = 7,8 \%$:

$$Q^+ = 3600 \cdot 7,25 \cdot 0,615 / 513 = 31,3 \text{ т/ч.}$$

Такая производительность соответствует практической при циркулирующей нагрузке около 400—500 %.

На основе баланса выразим удельную производительность мельницы II стадии

$$q_{-74}^{ud} = Q_{cl} (R_1 - R_k) / V_m,$$

где Q_{cl} — производительность по сливу классификатора при $R_1 \geq R_2$ (см. рис. 2.9, б) или $R_0 > R_1$ (см. рис. 2.9, а) $Q = Q_{cl}$, при $R_2 > R_1$ $Q = Q_{cl} (R_1 - R_k) / (R_2 - R_k)$.

Для I стадии измельчения обычно $R_0 > R_1$, поэтому зависимости имеют вид

$$Q = \frac{Q^+}{R_0} = \frac{3600qR_1}{R_0 \int_0^T e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt}; \quad (5.14)$$

$$q_{-74}^{ud} = \frac{Q^+ (1 - R_k/R_0)}{V_m}. \quad (5.15)$$

В общем случае значение циркулирующей нагрузки ограничивается пропускной способностью мельницы. Влияние циркулирующей нагрузки на производительность мельниц детально рассмотрено в работах К. А. Разумова и его учеников [33, 55]. При малых циркуляциях следует учитывать снижение производительности за счет объема, занимаемого вновь образующимся в процессе измельчения готовым классом:

$$V''_{m-74} = (V_m^p - V'_{m-74}) \left[1 - \frac{\int_0^{t_1} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt}{t_1} \right],$$

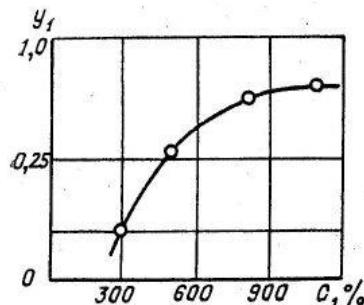


Рис. 5.4. Зависимость среднего содержания крупного класса в мельнице от циркулирующей нагрузки

На рис. 5.4 приведено значение выражения

$$Y_1 = \frac{\int_0^{t_1} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt}{t_1} \quad (5.17)$$

в зависимости от циркулирующей нагрузки. Расчет произведен для мельницы размером $3,6 \times 4,0$ м при $q=8,45$ т и $Q=65,3$ т/ч, $m=0,843$. При циркулирующей нагрузке выше 500 % величиной Y_1 можно пренебречь.

Величины Y_1 близки к коэффициентам относительного снижения производительности, полученным К. А. Разумовым [51]. Так как в выражении Y_1 учитывается параметр m , Y_1 определяется дифференцированно в зависимости от крепости руды: чем крепче руда, тем ниже Y_1 при равной циркулирующей нагрузке.

Значения коэффициентов Y_1 в зависимости от параметра m при циркулирующей нагрузке 300 % и измельчении исходной руды до $R_k/R_0=0,36$ следующие:

m	0,685	0,746	0,793	0,843	0,895	0,944
Y_1	0,882	0,904	0,916	0,928	0,938	0,948

Как уже отмечалось, время нахождения материала в мельнице может быть определено, если известна пропускная способность W ($\text{м}^3/\text{ч}$), соответствующая эффективному заполнению барабана мельницы пульпой.

В общем случае

$$Q^+ = \frac{3600qR_iY_1}{\int_{T_n}^{T_{n+1}} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt}, \quad (5.18)$$

где T_n и T_{n+1} — время начала и конца измельчения по диаграмме $R=f(t)$ (см. рис. 5.3).

Общую производительность с учетом поступления в мельницу продукта крупностью $74 \mu\text{m}$ можно выразить как

$$Q = \frac{3600q_iY_1}{\int_{T_n}^{T_{n+1}} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt}$$

(см. рис. 2.9, а и б при $R_2 \geq R_1$).

Максимально возможная производительность мельницы определяется решением системы уравнений (5.4), (5.5), (5.6) и (5.19) так же, как и в гл. 5.2.

5.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЦИРКУЛИРУЮЩЕЙ НАГРУЗКИ ПРИ ЗАДАННОМ РЕЖИМЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Величину циркулирующей нагрузки можно выразить через отношение количества крупного класса, накапливающегося в системе за период измельчения до конечной крупности, к количеству исходного материала, поступающего в мельницу в единицу времени:

$$C = \frac{Qn_uR_{cp}}{Q} = R_{cp}(T/t_1 - 1), \quad (5.20)$$

где R_{cp} — среднее содержание крупного класса при измельчении порции руды за период $T-t_1$; n_u — число циклов, которые проходит материал при измельчении до конечной крупности, $n_u=T/t_1 - 1$.

Схема образования циркулирующей нагрузки приведена на рис. 5.5.

Если производительность по исходной руде задана, t_1 можно определить из уравнения

$$t_1 = \frac{3600q/Q - R_{cp}T}{1 - R_{cp}}, \quad (5.21)$$

где

$$R_{cp} = \frac{\int_{T_n}^{T_{n+1}} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt}{(T_{n+1} - T_n)}, \quad (5.22)$$

R_n — содержание крупного класса в исходном питании мельницы (без циркулирующей нагрузки).

В зависимости (5.21), полученной на основе выражения (2.41), параметры справа от знака равенства постоянны для данного режима. Следовательно, заданному режиму соответствует строго определенная, постоянная циркулирующая нагрузка.

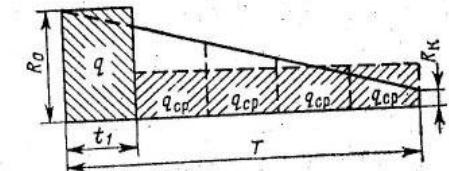


Рис. 5.5. Схема образования циркулирующей нагрузки:
 q — навеска исходной руды; q_{cp} — средний остаток исходной руды за период $T-t_1$.

Если в песках классификатора содержится готовый класс, циркулирующая нагрузка определяется по формуле

$$C = R_{cp} (T/t_1 - 1)/R_{n,k}, \quad (5.23)$$

или

$$C = \frac{R_n \int_{t_1}^{t_{n+1}} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt}{(T_{n+1} - T_n) i} \left(\frac{T}{t_1} - 1 \right) \frac{1}{R_{n,k}}, \quad (5.24)$$

где $R_{n,k}$ — содержание крупного класса в циркулирующей нагрузке.

Полученные в данном разделе зависимости позволяют осуществить переход от производительности лабораторной мельницы к производительности промышленной мельницы на основании общего времени лабораторного измельчения и соотношений полезной энергии лабораторной и промышленной мельниц.

5.5. МЕТОДОЛОГИЯ ОПЫТОВ НА МОДЕЛИ И ВЫЧИСЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

5.5.1. МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТИ РУД

В настоящее время существует большое число методик определения измельчаемости руд, каждая из которых имеет определенные преимущества и недостатки [18, 25]. Их общий недостаток — отсутствие в основе принципов моделирования процессов измельчения.

Необходима более совершенная методика, позволяющая определять измельчаемость руд и накапливать сопоставимые данные для совершенствования технологии.

Важно, чтобы методика обеспечивала возможность определения показателей промышленного измельчения по данным лабораторных опытов на керновых пробах небольшой массы. Керновые пробы наиболее полно представляют руду месторождения и использование их ускоряет исследование обогатимости.

Применение общей методики позволяет создать картотеку с показателями стандартной измельчаемости перспективных месторождений СССР, данные которой могут быть использованы при проектировании новых ГОКов, планировании развития и эксплуатации месторождений.

Рекомендуемая методика основывается на разработанных автором положениях моделирования процессов измельчения. Она позволяет по данным лабораторного измельчения в открытом цикле рассчитать производительность промышленных мельниц, работающих в замкнутом цикле с классифицирующим аппаратом.

В основе метода расчета лежат уравнения кинетики, получаемые по данным лабораторного измельчения и охватывающие крупность материала, поступающего в промышленную мельницу. Расчет производился по соотношению полезных мощностей, потребляемых

лабораторной и промышленной мельницами. В таком методе расчета учитываются характеристика руды и ее свойства в зависимости от крупности и могут быть обеспечены более точные результаты.

При расчете производительности мельницы на ЭВМ может быть задана любая начальная и конечная крупность измельчения. При этом учитываются эффективность классификации и влияние циркулирующей нагрузки. В качестве лабораторной модели шаровой мельницы может служить мельница размером $0,36 \times 0,29$ м. (Проведение опытов определения измельчаемости железных руд регламентировано отраслевым стандартом ОСТ 14.39—78). Размер шаров принимают с таким расчетом, чтобы поверхность единицы объема была близка к поверхности шаровой загрузки промышленной мельницы. Необходимо брать шары одного размера, определяемого по формулам (3.15) и (3.16). При моделированиирудно-глеченого измельчения должна применяться галька такого же размера, как в промышленных мельницах. Навеска руды рассчитывается по формуле (5.6).

Крупность исходной руды зависит от крупности загружаемых шаров. При моделировании I стадии измельчения крупность исходной руды при размере шаров 80 мм принимается равной $-5(6) + 0$ мм. Проба руды подготавливается по следующей схеме. Исходная руда дробится в лабораторной щековой дробилке в две стадии: в I стадии размер щели 12—15 мм, во II — 3—4 мм. После II стадии материал подвергается контрольному грохочению на сите с ячейками размером 5(6) мм, надрешетный продукт возвращается на II стадию дробления.

При моделировании II и последующих стадий измельчения для опытов берется продукт I стадии измельчения; при стадиальном обогащении — продукт I и последующих стадий обогащения. Так как при моделировании II и III стадий измельчения применяются измельчающие шары и руда (промпродукты), можно с целью уменьшения навесок руды использовать мельницу размером $0,2 \times 0,3$ м при таких же, как и для мельницы размером $0,36 \times 0,29$ м, параметрах измельчения.

Для определения параметров кинетики измельчения достаточно измельчить четыре навески материала.

Каждый последующий после начального интервал времени измельчения увеличивается на постоянную величину, равную первому интервалу. Например, если продолжительность (в с) измельчения первой навески равна 900, то второй — 1800, третьей — 2700 и четвертой — 3600.

Полезная мощность, потребляемая мельницей в опытах, замеряется непосредственно при проведении опыта. Потребляемая шаровой (рудной) загрузкой мощность является основным элементом при расчете производительности промышленной мельницы, поэтому она должна определяться особенно тщательно. Наиболее точно мощность, потребляемая на вращение барабана мельницы, определяется с помощью динамометров. Однако опыт показывает, что для

практических расчетов достаточны замеры мощности, потребляемой электродвигателем. Для увеличения точности могут быть учтены электрические к. п. д. лабораторных и промышленных электродвигателей.

Мощность N_p , потребляемая пульпо-шаровой загрузкой при измельчении руды и принимаемая в качестве расчетной, определяется из соотношения

$$N_p = (\eta_1 N_{\text{п}} - \eta_2 N_{\text{хол}} - \eta_1 N_{\text{доп}}) \eta_m,$$

где η_1 и η_2 — электрические к.п.д. двигателя при номинальной загрузке и при мощности холостого хода; $N_{\text{п}}$ — полная мощность, потребляемая двигателем заполненной шарами и пульпой мельницы, кВт; $N_{\text{хол}}$ — мощность холостого хода, кВт; $N_{\text{доп}}$ — мощность, расходуемая дополнительно на трение в подшипниках от загрузки шаров и руды, кВт; η_m — механический к.п.д. передач.

При расчетах берется соотношение мощностей N_p лабораторной и промышленной мельниц. При этом опущение величин η_1 , η_2 и η_m мало изменяет конечный результат. Поэтому для упрощения N_p можно рассчитывать по формуле (5.26) без учета η_1 , η_2 и η_m .

Величины $N_{\text{п}}$ и $N_{\text{хол}}$ замеряют с помощью счетчика активной мощности САЗ—ИТ следующим образом. Мощность холостого хода мельницы определяют до начала измельчения и сразу после окончания измельчения навески. Желательно, чтобы все навески измельчались непрерывно. За расчетную мощность холостого хода берут среднюю по предварительному и заключительному замерам мощность. При предварительном замере пустую мельницу (с закрытой крышкой) включают работу на 15 мин и секундомером измеряют время трех оборотов диска счетчика. Такие же замеры производят после каждого интервала времени измельчения.

Мощность $N_{\text{п}}$ определяют во время измельчения навески руды путем трехкратного замера времени трех оборотов диска и снятия со счетчика суммарного потребления энергии за весь интервал времени измельчения.

Величина $N_{\text{доп}}$ определяется посредством замеров мощности ($N_{\text{хол}} + N_{\text{доп}}$), потребляемой мельницей, заполненной грузом, центр тяжести которого совпадает с осью мельницы [18]. Берется разность между этим замером и замером $N_{\text{хол}}$. Чтобы исключить повторение опытов, по полученным величинам строится зависимость $N_{\text{доп}}$ от массы груза, которая используется при расчете N_p .

Потребляемая мощность исходя из замера времени n оборотов диска счетчика

$$N = 3600n/at,$$

где a — число оборотов диска на 1 кВт·ч энергии (указывается на счетчике); t — общее время, в течение которого диск делает n оборотов (среднее за три замера).

Исходная проба руды, раздробленная до крупности $-5(6) + 0$ мм, и продукты измельчения подвергаются тщательному расчесу на ситах с отверстиями 3,0; 1,25; 0,56; 0,20; 0,10; 0,071 и 0,05

(0,045) мм. Для продуктов конечной крупности (I стадия) рекомендуется производить шламовые анализы по классу 20 мкм.

По данным лабораторного измельчения могут быть рассчитаны на ЭВМ производительность и гранулометрический состав измельченного продукта при измельчении исходной руды крупностью $-25+0$ мм до любой конечной крупности в стандартной ($3,6 \times 4,0$ мм) или любой другой мельнице, работающей в замкнутом цикле с классификатором. Такие же расчеты могут быть произведены и для II и III стадий измельчения. Для этого должны быть подготовлены следующие исходные данные:

относительный остаток R_1/R_2 на контрольном сите (71; 5 мкм или любом другом сите) в исходном продукте крупностью $-5(6) + 0$ мм и продуктах измельчения в лабораторной мельнице R_2/R_0 ; R_3/R_0 ; R_4/R_0 ; R_5/R_0 с указанием разницы Δt в интервалах времени измельчения (обычно принимаем первый интервал t_1 , второй $2t_1$, третий $3t_1$, четвертый $4t_1$);

относительный остаток на контрольном сите в исходной руде мельницы I стадии $R'_6/R_0 \approx 0,999$;

относительный остаток на сите в сливе классификатора R'_7/R_0 (задается исходя из заданной крупности измельчения в данной стадии);

относительный остаток на сите в питании промышленной мельницы R'_8/R_0 ; эта величина рассчитывается исходя из известной эффективности классификации (количество готового класса в песках классификатора) и заданной циркулирующей нагрузки C :

$$R'_8/R_0 = (R_0 100 + R_{\text{кл}} C) / (100 + C) R_0,$$

где R_0 — остаток на сите в исходной руде при промышленном измельчении (для магнетитовых кварцитов крупностью $-25+0$ мм $R_0 = 0,97$); $R_{\text{кл}}$ — остаток на сите в песках классификатора (для спиральных классификаторов $R_{\text{кл}} = 0,88$);

коэффициент перехода к промышленной мельнице B , выражающий соотношение полезных мощностей промышленной и лабораторной мельниц,

$$B = 3600q N_p^{\text{пр}} / N_p^{\text{лаб}},$$

где q — навеска руды, измельчающейся в лабораторных условиях, т; $N_p^{\text{пр}}$ и $N_p^{\text{лаб}}$ — мощности, потребляемые пульпо-шаровой (пульпо-галечной) загрузкой соответственно при промышленном и лабораторном измельчении, кВт.

Мощность промышленных мельниц рассчитывается по данным практических замеров из выражения (5.26). При отсутствии замеров $N_{\text{доп}}$ рассчитывается приблизительно из соотношения [18]:

$$N_{\text{доп}} = N_{\text{хол}} G_{\text{ш}} / G_{\text{м}}, \quad (5.25)$$

где $G_{\text{ш}}$ и $G_{\text{м}}$ — массы соответственно шаровой загрузки и мельницы, т.

При расчете производительности стандартных мельниц МШР- $3,6 \times 4,0$ можно принимать $N_p^{\text{пр}} = 840$ кВт (диаметр шаров равен 125 мм); для мельниц МШЦ- $3,6 \times 5,5$ II и III стадий измельчения $N_p^{\text{пр}} = 920$ кВт (диаметр шаров 60 и 40 мм); для галечных мельниц МГР- 4000×7500 $N_p^{\text{пр}} = 1120$ кВт. Указанные мощности представляют собой средние величины за межремонтный период эксплуатации мельниц.

Масса руды в промышленной мельнице $q_{\text{пр}}$ определяется экспериментально или рассчитывается по формуле (5.25). Циркулирующую нагрузку C рассчитывают на ЭВМ из условий нормальной эксплуатации шаровой мельницы в зависимости от крупности слива классификатора (гидроциклона).

Для определения производительности мельниц II и III стадий вместо R_8/R_0 задаются величины i_2 и i_3 , которые выражают степень сокращения материала перед поступлением его в циклы II и III стадий измельчения.

Для II стадии измельчения

$$i_2 = R_6''/R_0,$$

где R_6'' и R_0 — остатки на контрольном сите в промпродукте, поступающем на классификацию во II стадии измельчения, и в исходной руде.

Для II стадии измельчения

$$i_3 = R_6'''/R_0,$$

где R_6''' — остаток на контрольном сите в промпродукте, поступающем на классификацию в III стадии измельчения.

Кроме этого задаются R_7'' и R_7''' — остатки на сите в сливе гидроциклонов II и III стадий, R_8 и R_8'' — остатки на сите в питании мельниц (пески гидроциклонов) II и III стадий измельчения, а также объем мельницы V_m .

Так как величины R_8 и R_8'' выражают часть объема мельницы, занятый крупным классом, т. е. эффективный объем барабана при данном режиме измельчения, их значения должны соответствовать практическим данным. Величины R_8 и R_8'' зависят от крупности и режима классификации.

5.5.2. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПО ДАННЫМ ЛАБОРАТОРНЫХ ИСПЫТАНИЙ

Задача расчёта производительности промышленной мельницы согласно алгоритму решается в следующей последовательности. В опытах на модели получают величины: R_1/R_0 — относительный остаток на контрольном сите в исходной навеске руды; R_2/R_0 ; R_3/R_0 ; R_4/R_0 ; R_5/R_0 — относительные остатки на контрольном сите в продуктах измельчения соответственно за первый, второй, третий и четвертый интервалы времени измельчения; Δt — приращение

интервала времени измельчения при переходе от предыдущего интервала к последующему; k — постоянный коэффициент, равный 0,0005.

По этим данным дважды решается система двух уравнений и определяется T_1 :

$$R_1/R_0 = e^{-k[T_1 \ln(T_1+1)]^m};$$

$$R_i/R_0 = e^{-k[T_i \ln(T_i+1)]^m},$$

где i — номер опыта (принято $i=4,5$); T_1 — начальный интервал времени измельчения материала от величины остатка R_0 до R_1 , принимаемый средним по двум определениям; T_i — средняя общая продолжительность измельчения порции руды от начальной до заданной крупности, с ($i=1, 2, 3, \dots, n$ соответствует относительным остаткам $R_1/R_0, R_2/R_0, R_3/R_0, \dots, R_n/R_0$).

Затем система сводится к одному уравнению, для этого m определяется из первого уравнения, подставляется во второе и решается относительно T .

При найденном T_1 значения относительных остатков при лабораторном измельчении будут соответствовать следующим интервалам времени: $R_1/R_0 = T_1$; $R_2/R_0 = T_2 = T_1 + \Delta t$; $R_3/R_0 = T_3 = T_1 + 2\Delta t$; $R_4/R_0 = T_4 = T_1 + 3\Delta t$; $R_5/R_0 = T_5 = T_1 + 4\Delta t$.

По данным значениям R/R_0 и T определяется показатель степени m в уравнении кинетики (2.28).

Далее для заданной крупности определяются соответствующие интервалы времени измельчения T_6 и T_7 навесок руды по уравнениям

$$R_6'/R_0 = e^{-k[T_6 \ln(T_6+1)]^m};$$

$$R_7'/R_0 = e^{-k[T_7 \ln(T_7+1)]^m},$$

где R_6'/R_0 — относительный остаток на сите в исходном питании промышленной мельницы (без учета циркулирующей нагрузки); R_7'/R_0 — относительный остаток на сите в сливе классификатора I стадии; T_6 и T_7 — соответствующие им продолжительности измельчения.

Определив T_6 и T_7 , можно рассчитать:

$$Y = \int_{T_6}^{T_7} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt,$$

а затем производительность мельниц Q без учета влияния циркулирующей нагрузки по формуле

$$Q = B \frac{R_8'}{R_0} y^{-1},$$

где B — коэффициент перехода к промышленной мельнице; R_8'/R_0 — относительный остаток на сите в исходном питании про-

мышленной мельницы с учетом циркулирующей нагрузки (для I стадии).

Влияние циркулирующей нагрузки и соответственно количества вновь образованного готового класса в объеме мельницы учитывается введением множителя:

$$Y_1 = \int_0^{t_1} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt / t_1,$$

где $t_1 = q_{\text{пр}} / (Q + CQ)$ — средний интервал времени одного прохождения материала через мельницу, с; $q_{\text{пр}}$ — масса руды в промышленной мельнице.

Циркулирующая нагрузка для I стадии измельчения (40 % класса — 74 мкм, начальная крупность — 25+0 мм) определяется по эмпирической формуле

$$C = 10,5\beta_{-74} - 4,0,$$

где β_{-74} — содержание класса — 74 мм в сливе классификатора, доли ед.

Для II и III стадий измельчения величина C может быть принята постоянной ($C=2$).

Производительность мельницы с учетом циркулирующей нагрузки

$$Q_k = QY_1.$$

Производительность мельницы II и III стадий определяется аналогично, при этом дополнительно рассчитывается удельная производительность. Например, для II стадии измельчения производительность

$$Q = B_{i_2} R''_8 / YR_6'',$$

где i_2 — относительный остаток на сите в продуктах, поступающих на классификацию во II стадию измельчения $i_2 = R''_8 / R_6$; R''_8 — остаток на сите в питании мельниц (пески гидроциклона) II стадии.

Общая производительность по питанию, поступающему в цикл измельчения с учетом циркулирующей нагрузки, определяется аналогично по формуле (5.40).

Удельная производительность по контрольному классу крупности

$$q_{-74}^{\text{уд}} = Q_k (R''_6 - R''_7) / V_m,$$

где R''_6 — остаток на сите в продуктах, поступающих на классификацию во II и I стадию измельчения; R''_7 — остаток на сите в сливе гидроциклона во II стадии; V_m — рабочий объем мельницы.

Расчет гранулометрического состава продуктов измельчения в промышленной мельнице может осуществляться по нескольким алгоритмам. Для выполнения расчетов по первому варианту необходимы следующие исходные данные:

выходы надрешетных продуктов по двум-трем пробам, измельченным в лабораторной мельнице, при следующих размерах сит, мм: 3,0; 1,0; 0,5; 0,25; 0,16; 0,100; 0,071; 0,040. Могут быть и другие размеры сит при общем их числе 8.

Необходимо указать интервал времени измельчения Δt , например 200; 900; 3000 с. Продолжительность измельчения первой навески должна быть близка к интервалу времени прохождения материала через мельницу за один цикл, чтобы в измельченном продукте остались крупные классы;

время одного прохождения материала через промышленную мельницу t_1 ;

время измельчения от начальной до конечной крупности T , определяемое по диаграмме $R/R_0 = f(t)$ (на рис. 5.3 $T = T_{n+1}$).

Программа данного расчета сочетается с программой расчета производительности мельниц, в которой определяются $T = T_7$ и t_1 . Поэтому обычно задаются только гранулометрическим составом продуктов лабораторного измельчения и интервалом времени Δt . По этим данным определяются параметры уравнения Розина—Раммлера для каждого интервала времени измельчения.

Решая совместно уравнение Розина—Раммлера и уравнение кинетики измельчения для данного интервала времени измельчения, находим значения параметра m для каждой заданной крупности d (рис. 5.6):

$$m = (\ln b - \ln k + v \ln d) / \ln [\Delta t \ln(\Delta t + 1)].$$

По двум или трем заданным гранулометрическим составам определяют среднее значение параметра $m_{d_{cp}}$ для каждой крупности:

$$m_{d_{cp}} = (m' + m'' + m''') / 3.$$

Затем по $m_{d_{cp}}$ и продолжительности измельчения T_7 определяют выходы классов, крупнее контрольного из зависимости

$$R / 0,97 = e^{-k [T_7 \ln(T_7 + 1)]^{m_{d_{cp}}}}.$$

Выходы классов, мельче контрольного, в сливе классификатора определяют по этой же формуле, но с подстановкой времени t_1 и пересчетом относительно полученного ранее суммарного выхода продукта, крупнее контрольного. В качестве контрольной крупности в сливе классификатора следует считать крупность зерна, мельче которого на 90—95 % уходят в слив. Дифференцирование времени измельчения крупных и мелких классов принято, чтобы учесть то обстоятельство, что тонкие классы практически выводятся из процесса в конце каждого цикла.

По второму варианту расчета необходимы следующие данные: производительность мельницы Q , т/ч; масса измельчаемого материала в барабане мельницы q , т; циркулирующая нагрузка C , доли ед.; параметр m и время измельчения T до конечной крупности (все

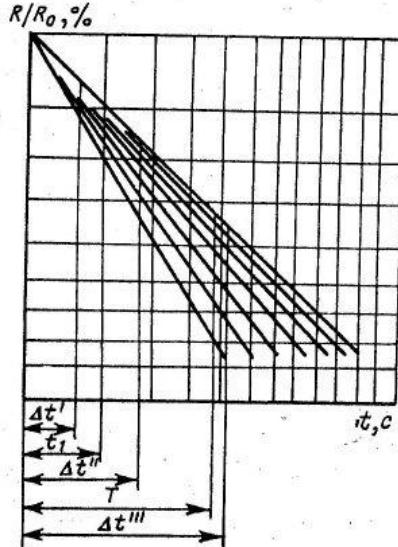


Рис. 5.6. Зависимость относительного остатка на контрольном сите от времени измельчения для различных классов крупности:

t_1 — время одного прохождения материала через промышленную мельницу; $\Delta t'$, $\Delta t''$, $\Delta t'''$ — интервалы времени лабораторного измельчения навески; T — заданное время измельчения материала до конечной крупности в промышленных условиях.

эти величины вычисляются по описанному выше алгоритму определения производительности промышленных мельниц);

крупность классов, выходы которых определяются (восемь крупностей).

Схема расчета принята следующая.

Из зависимости (2.44) определяют время прохождения материала через мельницу за один цикл.

На основании данных m , $T=T_7$, t_1 , R_0 из зависимости (2.28) находят значения R_1 , R_2 , R_3 , ..., R_z через соответствующие интервалы времени t_1 ; $2t_1$; $3t_1$; zt_1 (рис. 5.7), где $z=T_7/t_1$.

Затем определяют относительное содержание класса после каждого интервала измельчения t_1 : R_1/R_0 ; R_2/R_1 ; R_3/R_2 , ..., R_z/R_{z-1} . По полученным величинам вычисляют среднее значение остатка на контрольном сите:

$$R_{\text{ср.с}} = (R_1 + R_2/R_1 + \dots + R_z/R_{z-1})/z.$$

Эти расчеты позволяют имитировать одновременное измельчение в течение цикла t_1 всех фракций материала, находящихся в мельнице: исходного питания и фракций циркулирующей нагрузки.

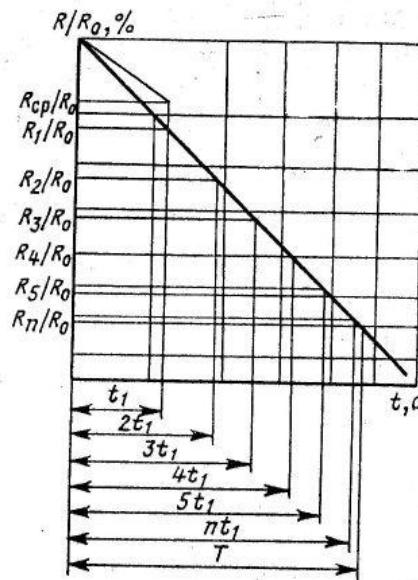


Рис. 5.7. Схема построения зависимости $R/R_0 = e^{-k[t \ln(t+1)]^m}$ для смеси фракций по крупности

ки. По $R_{\text{ср.с}}$ и t_1 находят параметр $m_{\text{ср}}$ для всего материала из зависимости

$$R_{\text{ср.с}} = R_0 e^{-k[t_1 \ln(t_1+1)]^{m_{\text{ср}}}}.$$

Подставляя в формулу (2.55) сначала $m_{\text{ср}}$ и t_1 , а затем t и T_7 , находят значения параметров $v_{\text{ср}}$ и v_k для уравнения Розина—Раммлера, характеризующего гранулометрический состав продукта после одного цикла t_1 и в конце общего цикла измельчения $T=T_7$.

Выходы классов, крупнее контрольного, по сливу классификатора d_{74} определяют по уравнению Розина—Раммлера, подставляя значения v_k ; выходы классов, мельче d_{74} , — подставляя значение $v_{\text{ср}}$. Выходы последних учитываются относительно выхода суммарного класса меньше остатка на контрольном сите, определенного по T_k и v_k .

Результаты расчетов гранулометрического состава двумя изложенными способами примерно равнозначны.

Кроме этого гранулометрический состав можно с приемлемой погрешностью рассчитывать упрощенно на основе зависимости (2.55):

По заданным m , T , d_{74} находим

$$v_k = \frac{m \ln [T \ln (T+1)] - 3,6579}{\ln d_{74}}.$$

Затем по полученному v_k , заданным $b=0,0195$ и размерам сит d_1 , d_2 , ..., d_8 из $R_d/100 = e^{-bdv_k}$ определяем $R_{1d}/100 \dots R_{8d}/100$.

Здесь приняты следующие обозначения: d_{74} — размер ячейки контрольного сита, равный 74 мкм; b — эмпирический коэффициент, принимаемый за постоянную величину; d_1 , ..., d_8 — заданные крупности классов, характеризующие гранулометрический состав измельченного материала (в программе крупности указаны в масштабе 0,1 мкм); R_{1d} , ..., R_{8d} — остатки на контрольных ситах с ячейками соответственно d_1 , d_2 , ..., d_8 , %.

Разработанная методика проверена при измельчении железистых кварцитов различных типов в мельницах разных типоразмеров.

Лабораторные опыты по измельчению в открытом цикле по изложенной методике проводились на руде, отобранной во время опробования полупромышленных и промышленных мельниц. Результаты, приведенные в табл. 5.2, показывают, что отклонения расчетных величин производительности (относительная погрешность) не превышали 7,1 %. Гранулометрический состав продуктов измельчения, рассчитанный по показателям лабораторного измельчения в открытом цикле и полученный в опытах, приведен в табл. 5.3. В большинстве опытов абсолютная разница в содержании суммарного класса крупности не превышает 6,7—7,4 %. Это свидетельствует о пригодности разработанных программ для практических расчетов. Таким образом, можно констатировать удовлетворительную сходимость экспериментальных и расчетных данных. Приведенные результаты свидетельствуют о приемлемости рассмотренной методики для широкого использования.

ПОКАЗАТЕЛИ ЛАБОРАТОРНОГО И ПРОМЫШЛЕННОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД ПРИ
СОБЛЮДЕНИИ УСЛОВИЙ ПОДОБИЯ

Таблица 5.2

Руда	Промышленное измельчение			Лабораторное измельчение			Расчетные показатели		
	Размер, м, и тип измельчения	Линейка измеряющая размеры, т/кг							
ЮГОКА	3,6×4,0 с решеткой	90	436	57,8	826	0,3×0,2	0,093	0,902	57,8
ЮГОКА	80	218	62,7	322	0,3×0,2	0,0903	0,926	62,7	78,0
ЮГОКА	90	279	56,7	804	0,3×0,2	0,0913	0,911	56,7	92,7
ЮГОКА	3,6×4,0 с центральной разгрузкой	89	344	57,3	700*	0,3×0,2	0,094*	0,812	57,3
ИнГОКА	70	190	64,9	652*	0,3×0,2	0,106	0,812	64,9	85,0
ЮГОКА	0,9×0,9 с решеткой	0,460	700	64,7	5,0	0,36×0,29	0,300	0,805	64,7
ЮГОКА	0,540	368	57,8	5,0	0,36×0,29	0,300	0,805	57,8	70,1
ЮГОКА	3,6×4,0 с решеткой	104	127	49,2	847	0,36×0,29	0,200	0,767	49,2
Михайловского комбината (КМА)	1,1×1,2 с решеткой	1,18	734	67,5	14	0,36×0,29	0,250	0,784	67,5
СевГОКА	4,0×5,0 с решеткой	205	220	65,2	1440	0,29	0,250	0,784	54,5
Коршуновского ГОКА (II стадия)	3,6×5,0 с центральной разгрузкой	114	129	59,7	920	0,3×0,2	0,077	0,773	59,7
ИнГОКА (II стадия)	То же	56	300	94,1	658	0,36×0,29	0,215	0,876	94,1
Дегтярская Медно-цинковая (II стадия)	2,8×3,7 с центральной разгрузкой	46,5	494,0	90,4	314	0,3×0,2	0,0665	0,804	90,4
ЮГОКА	3,6×4,0 с центральной разгрузкой	82,2	93	88,6 (-45 мкм)	830	0,3×0,2	0,085 (-45 мкм)	0,732	88,6 (-45 мкм)

* Из общей мощности, потребляемой шарами и пульпой, вычтена мощность, затраченная на подъем пульпы.

Таблица 5.3

ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ ПРОДУКТОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ, %

Класс, мкм	ИнГОК, мельница 3,6×4,0 м			Восточный ГОК, мельница 2,1×1,5 м		
	Опыт	Вариант расчета		Опыт	Вариант расчета	
		I	II		I	II
+3000	—	0,027	0,30	—	—	0
+1000	4,9	1,68	4,21	—	0,23	0,8
+600	9,4	4,67	9,15	0,2	1,8	2,85
+210	31,6	15,48	26,17	3,9	4,8	14,93
+160	38,4	25,79	31,53	9,1	12,2	19,85
+100	42,2	37,98	41,03	24,1	24,0	29,48
+74	50,8	47,24	47,02	37,2	36,4	36,04
+50	60,0	60,93	—	60,8	54,1	—

Класс, мкм	ЮГОК, мельница 3,6×4,0 м с решеткой			ЮГОК, мельница 3,6×4,0 м с центральной разгрузкой			ИнГОК, мельница 0,9×0,9 м	
	Опыт	Вариант расчета		Опыт	Вариант расчета		Опыт	II вариант расчета
		I	II		I	II		
+3000	—	—	0,1	—	—	0,12	—	0,1
+1000	0,1	0,1	2,44	0,4	0,1	2,74	0,6	2,16
+600	1,6	0,7	6,22	2,4	0,62	6,74	4,4	5,7
+210	13,8	8,14	21,67	15,1	7,67	22,53	15	20,77
+160	—	16,5	26,97	—	13,8	27,86	24,6	26,05
+100	24,5	—	36,67	25,5	—	37,53	33,7	35,76
+74	42,2	37,58	42,94	43,2	36,7	43,7	41,2	42,10
+50	48,8	48,89	—	50,5	47,63	—	48,1	—

Кроме этого произведена статистическая оценка результатов опытов по разработанной методике в сравнении с широко известной методикой определения относительной измельчаемости института Механобра в мельнице объемом 14 л.

Анализ показал, что основные причины погрешностей при расчетах производительности мельниц по данным лабораторных испытаний заключаются в следующем:

неточное определение потребляемой при измельчении мощности. В некоторых методиках для определения удельных производительностей лабораторной мельницы на данной руде и руде, принятой за этalon, не предусматривается определение потребляемой мощности [18, 19];

различные содержания готового класса в подготовленных для измельчения в лабораторных мельницах пробах руды. Чем выше содержание готового класса в пробах, тем ниже удельная производительность мельницы по методике Механобра. Обработка полу-

ченных данных на основе уравнения кинетики по методике автора позволяет максимально устраниТЬ влияние этого фактора; немеханизированное определение с помощью графических построений коэффициента относительной измельчаемости по методике Механобра.

возможные максимальные погрешности при определении производительности по коэффициенту измельчаемости, %

Причины погрешности	Метод Механобра	Метод автора
Отсутствие замера потребляемой мощности или неточность определения	12,8	3,4
Отсутствие или недостаточный учет влияния количества готового класса в пробах дробленой руды	31,8	11,7
Немеханизированный метод расчета	10,8	0
Суммарная максимальная погрешность	35,2	12,0

Как видно, суммарная максимальная погрешность по методу автора в 3 раза меньше, чем по коэффициенту измельчаемости. Фактически же максимальная погрешность разработанной методики, как было показано выше, не превышает 7,1 %.

5.6. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МЕЛЬНИЦ ТИПА «КАСКАД»

Производительность мельницы типа «Каскад» рассчитывается по результатам опытов на полупромышленной мельнице диаметром 1,5–1,8 м при соблюдении условий подобия (3.26). Производительность, достигнутая в опыте, умножается на коэффициент, выражающий соотношение полезных мощностей промышленной и полупромышленной мельниц.

Для бесшарового измельчения пока не разработан метод масштабного моделирования процесса в лабораторных мельницах. Основные трудности связаны с переходом от большой крупности кусков исходной руды, применяемых в промышленных мельницах, к мелким, которые может принимать лабораторная установка. Поэтому задачу определения производительности промышленных мельниц рудного самоизмельчения приходится решать косвенным путем на основе выявления зависимостей между параметрами, характеризующими крепость руды при измельчении, и фактическими производительностями промышленных мельниц.

Обработка данных показала, что существует тесная связь между производительностью Q мельницы ММС-7000×2300 при измельчении руд Криворожского бассейна и КМА и приведенной работой разрушения, выраженной как A или A' , при $n=1 \div 10$ (см. 3.9) (коэффициент корреляции составил 0,99–0,935).

Для упрощения расчетов воспользуемся выражением приведенной работы разрушения $A = \sqrt{A_1 A_2}$.

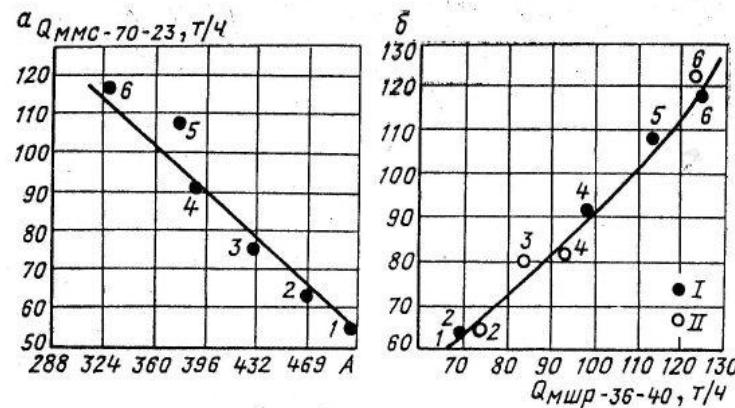


Рис. 5.8. Зависимость производительности мельницы самоизмельчения MMC-70×23 от приведенной работы разрушения (а) и от производительности мельницы МШР-3600×4000 (б):

Месторождение: 1 — Михайловское; 2 — Анновское; 3 — Стойленское; 4 — Ингурецкое; 5 — Коробковское; 6 — Лебединское; I — данные полупромышленных испытаний; II — то же, промышленных

В этом случае зависимость между Q и A для частного случая имеет следующий вид (рис. 5.8, а):

$$Q_1 = -0,269A + 207,79, \quad (5.26)$$

где Q_1 — производительность мельницы MMC-7000×2300 по сливу классификатора, т/ч.

Для более достоверного нахождения производительности мельницы типа MMC производим дополнительный расчет на основе зависимости производительности мельницы «Каскад» от производительности шаровой мельницы.

В промышленных условиях были определены производительности мельниц MMC-7000×2300 и МШР-3600×4000 при измельчении некоторых одинаковых руд. При обработке данных установлено, что существует также тесная связь между производительностями мельниц MMC-7000×2300 и МШР-3600×4000 (рис. 5.8, б), выражаемая уравнением

$$Q_2 = -30,0795 + 1,483Q_{\text{ш}} - 0,00237Q_{\text{ш}}^2. \quad (5.27)$$

Зависимости (5.26) и (5.27) позволяют надежно определять производительность промышленной мельницы мокрого самоизмельчения, зная приведенную работу разрушения, и производительность шаровой мельницы на данной руде. За расчетную принимается среднеарифметическая величина производительности по двум определениям Q_1 и Q_2 по формулам (5.26) и (5.27).

Производительность промышленной мельницы МШР-3600×4000 может быть определена, как было показано выше, на основе лабораторных опытов, моделирующих промышленный процесс. Значение A также определяется в лабораторных условиях. Следовательно, на основе лабораторных опытов может быть найдена производительность мельницы типа «Каскад» при измельчении руд типа железистых кварцитов Кривого Рога и КМА.

6. ПРИМЕНЕНИЕ УРАВНЕНИЙ КИНЕТИКИ И МЕТОДОВ МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

6.1. РАЦИОНАЛЬНОЕ СООТНОШЕНИЕ ДИАМЕТРА И ДЛИНЫ БАРАБАНА ШАРОВЫХ МЕЛЬНИЦ

В связи с тенденцией к увеличению размеров измельчительного оборудования большое значение имеет определение рациональных конструктивных параметров мельниц, в частности отношение диаметра к длине ($D:L$) барабана, обеспечивающее наиболее эффективное использование рабочего объема мельниц.

Некоторые исследователи отмечают, что с увеличением длины удельная производительность мельницы снижается [21].

В то же время отношение $D:L$ у мельниц, применяемых в практике обогащения за рубежом, изменяется в широких пределах: от 0,75—0,8 для мельниц размерами 3,2×4,3 и 3,5×4,3 м (фабрики Сильвер-Белл и Хойт-Лейк) до 0,31 для мельниц размером 4,4×14,0 м (фабрика Гровленд).

Шаровые мельницы указанных типоразмеров применяются, как правило, во II стадии для доизмельчения промпродуктов, а также концентратов, например на предприятии Вобуш (Канада). Средняя крупность промпродуктов после I стадии измельчения, которое осуществляется главным образом в стержневых мельницах, составляет —3+0 мм. Крупность материала, поступающего на I стадию измельчения, в отечественной практике равна —25(30)+0 мм, а при осуществлении замкнутого цикла дробления —16(12)+0 мм. Особые требования предъявляются к отношению $D:L$ барабана мельницы при такой крупности исходной руды. Интерес представляет оценка возможных изменений производительности мельниц с увеличением их длины и диаметра. Такая оценка может быть произведена путем сравнения ожидаемых показателей больших мельниц с показателями мельницы, выбранной как эталон, работу которой в настоящее время можно считать достаточно эффективной. При выборе эталона необходимо учитывать следующие требования:

параметры мельницы должны обеспечить кинетическую энергию шаров, достаточную для разрушения крупных классов руды при оптимальном заполнении мельницы;

пропускная способность мельницы при работе на грубом материале должна быть достаточно высокой. Обеспечение высокой пропускной способности является одной из основных задач при разработке конструкций мельниц.

Исходя из этих условий моделью для I стадии измельчения может служить мельница размером $3,6 \times 4,0$ м, применяемая на ряде горно-обогатительных комбинатов (Ингулецком, Южном и др.). Отношение $D:L$ мельницы, близкое к 1:1, минимально для шаровых мельниц и, следовательно, оптимально в смысле пропускной способности.

Мельница испытана при различных технологических режимах. На крепкой руде крупностью $-30+25$ мм с шарами диаметром 125 мм обеспечивается высокая пропускная способность мельницы, до 100 т/ч по исходной руде, а вместе с циркулирующей нагрузкой — до 500—550 т/ч. Применение в этих мельницах шаров размером 100—125 мм обеспечивает эффективное разрушение кусков руды крупностью $-30+25$ мм. Увеличение или уменьшение размеров шаров при такой крупности руды приводит к снижению производительности.

Рассмотрим возможные изменения динамики и кинетики измельчения в мельницах больших размеров. Ниже приведены условия, определяющие равенство кинетических энергий шаровых загрузок сравниваемых мельниц и крупности выходящего из барабанов материала. Эти величины характеризуют эффективность работы мельниц.

Условие равенства кинетических энергий падающих шаров, определяющих возможность разрушения зерен руды заданной крупности, может быть выражено посредством критерия:

$$K_{\text{ш}} = \mathcal{E}_{\text{ш},s} / d_1^3 \gamma_1 D_1 g, \quad (6.1)$$

где $\mathcal{E}_{\text{ш},s}$ — энергия падающего шара, принятого за эталон в выбранной модели мельницы; d_1 — диаметр максимального шара; D_1 — диаметр мельницы; γ_1 — плотность материала шаров; g — ускорение свободного падения.

Подобие двух мельниц при $a=\text{const}$ и $\phi_{\text{ш}}=\text{const}$ в этом случае будет выражено соотношением

$$d_1^3 D_1 / d_{\text{ш}}^3 D = 1. \quad (6.2)$$

Необходимо также учесть условие равенства энергий падающих шаров, отнесенных к массе руды в барабане, приходящейся на единицу мощности всей шаровой загрузки. Это условие вытекает из того, что с увеличением диаметра мельницы масса руды на единицу затрачиваемой мощности уменьшается.

Соотношение диаметров шаров и барабанов для подобных мельниц в этом случае ($\phi_{\text{ш}}$, относительная частота вращения ψ , и другие параметры сравниваемых процессов одинаковы) будет иметь вид

$$d_1^{3,5} D_1^{1,5} / d_{\text{ш}}^{3,5} D^{1,5} = 1. \quad (6.3)$$

Условие равенства соотношения максимального размера шаров $d_{\text{ш},\text{max}}$ и размера максимального (среднего) куска руды d_p выражим как

$$d_p / d_{\text{ш},\text{max}} = \text{const}. \quad (6.4)$$

Скорость движения вдоль оси мельницы зависит от соотношения линейных размеров руды и шаров, определяющих величины свободных промежутков.

Условие подобия $d_p / d_{\text{ш},\text{max}} = \text{const}$ косвенно определяет величину сопротивления шаровой загрузки движущимся кускам руды.

Условие равенства потребляемых на измельчение 1 т руды мощностей за время пребывания материала в мельнице обуславливает равенство крупностей материала на выходе из барабана:

$$K_k = Q_{\text{общ}} q / S_m N_p = \text{const}, \quad (6.5)$$

где $Q_{\text{общ}}$ — производительность мельницы (исходная руда плюс циркулирующая нагрузка); q — масса руды в мельнице; S_m — сечение мельницы, заполняемое шарами; N_p — мощность, потребляемая шаровой загрузкой.

Условие пропорциональности длины мельницы и удельного потребления мощности на единицу массы материала в барабане предопределяет возрастание скорости движения материала с увеличением диаметра и длины мельницы:

$$K_N = N_p / q L = \text{const}. \quad (6.6)$$

Анализ приведенных зависимостей показывает, что с увеличением диаметра мельниц до 7 м крупность шаров, имеющих равную с шарами размером 125 и 100 мм в мельнице диаметром 3,6 м кинетическую энергию, снижается соответственно до 100 и 70 мм (рис. 6.1). Отсюда пределы крупности шаров, выпускаемых промышленностью (до 40 мм, а за рубежом до 25 мм) не могут служить ограничением для увеличения диаметра мельниц I стадии измельчения.

Если исходить из приведенного соотношения (6.4) при намеченном снижении крупности дробленой руды до 16 мм, рациональный размер шаров составит 80 мм, а диаметр мельницы должен быть более 5,5 м (рис. 6.1). (Номинальная крупность руды принята 25 мм при диаметре шаров 125 мм.)

Если принять $Q_{\text{общ}} = k N_p$, где k — коэффициент пропорциональности между затрачиваемой полезной мощностью и производительностью, для сохранения условия $k q / S_m = \text{const}$ длина мельницы должна оставаться постоянной. Следовательно, при увеличении скорости движения материала пропорционально возрастающей энергии шаров в мельнице с большим диаметром, при условии сохранения заданной крупности материала на выходе из мельницы длина ее должна оставаться постоянной. С увеличением длины мельницы скорость движения материала должна возрастать пропорционально ее длине независимо от значения q / N_p .

Зависимость длины от диаметра мельницы при соблюдении условия (6.6).

Диаметр, м	3,6	4,0	4,5	5,5	6,0	6,5	7,0	7,5
Длина, м	4,0	4,28	4,44	4,71	4,94	5,15	5,36	5,55

Таким образом, технологических предпосылок для увеличения длины мельницы I стадии больше отношения $D:L=1:1$ нет.

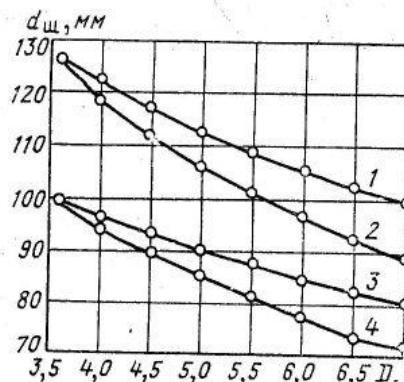


Рис. 6.1. Зависимость максимально го размера шара от диаметра мельницы:

1, 3 — из условия равенства кинетической энергии шара; 2, 4 — то же, относительно удельной энергии шаровой загрузки, изменяющейся на единицу массы руды в барабане мельницы

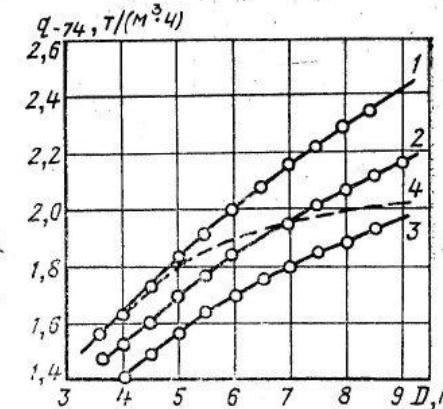


Рис. 6.2. Зависимость удельной производительности мельниц по готовому классу от их диаметра при длине L , м: 1—4; 2—8; 3—12; 4— $D/L=0,9$

Анализируя условия продольного перемещения материала внутри мельницы, особенно сравнительно крупного питания мельниц I стадии измельчения, можно сделать вывод о степени влияния частоты вращения мельницы на скорость продольного перемещения материала. Практически материал в мельнице перемещается в основном благодаря циклическим подъемам и сбрасываниям его с определенной высоты. При падении материала создается статическое давление на поверхность пульпы, которое вызывает его продольное перемещение.

В результате экспериментов показано, что с увеличением диаметра мельницы (уменьшение частоты вращения) пропускная способность ее уменьшается [52]. Так, для шаровых мельниц диаметром 2,1—2,2; 2,7; 3,2 м средняя пропускная способность составляет соответственно 9,4; 9,1; 6 т/(м³·ч). Так как причина этого — снижение частоты вращения, то представляет интерес анализ влияния диаметра мельницы и ее длины при разных диаметрах на удельную производительность с учетом снижения частоты вращения мельницы. Если принять, что снижение скорости перемещения материала пропорционально снижению частоты вращения мельницы или соответственно соотношению диаметров рассматриваемых мельниц, производительность мельниц, приведенная к диаметру 3,6 м, падает в связи с увеличением времени пребывания материала в мельнице.

Удельную производительность при увеличении диаметра и постоянной длине барабана рассчитывали по формуле

$$q_{-74} = \frac{3600 \cdot 0,24}{t} R (1 - e^{-k [t \ln(t+1)^m]}) \sqrt{\frac{D}{3,6}}, \quad (6.7)$$

где $t = t_{3,6}/D/3,6$ — время прохождения материала через мельницу, с; $t_{3,6}$ — время прохождения материала через мельницу размером $3,6 \times 4,0$ м, равное 70 с, при производительности 90 т/ч и циркуляции 440 %; 0,24 — количество материала внутри мельницы на единицу объема барабана — const, т/м³.

Исследовалось изменение производительности мельниц в зависимости от диаметра при различной длине барабанов (рис. 6.2). Время прохождения материала через мельницу возрастало пропорционально отношению $L/L_{3,6}$, где $L_{3,6}$ и L — длина барабана эталонной и рассматриваемой мельниц.

С увеличением длины мельницы темп роста удельной производительности при увеличении диаметра снижается, мельницы с барабаном большей длины имеют удельную производительность ниже, чем мельницы с барабаном длиной 4 м. С увеличением длины мельниц и соответственно времени нахождения в ней материала удельная производительность может значительно снижаться. Относительное снижение удельной производительности при переходе от мельницы длиной 4 м к мельнице длиной 12 м составляет 1,15 для мельниц диаметром 3,6 м, и 1,23 для мельниц диаметром 9 м.

При соблюдении отношения $D:L=0,9$, соответствующего мельнице размером $3,6 \times 4,0$ м, удельная производительность мельниц большего диаметра оказывается ниже, чем мельниц с постоянной длиной 4 м. До диаметра 5 м рационально отношение $D:L=0,9$, а при увеличении диаметра это отношение следует увеличивать.

Из-за увеличения длины мельницы снижается крупность продукта на выходе или возрастает скорость движения шаров, превышающая номинальную. Это приводит к менее эффективному использованию объема мельницы и снижению ее производительности.

Для мельниц II и III стадий измельчения в связи с малым размером частиц скорость продольного перемещения практически не ограничивается. При этом для мелкого материала требуется большее пребывание в мельнице из-за возрастания крепости мелких частиц. Если в мельницах диаметром 3,6—4,5 м в настоящее время эффективно применяются шары минимального размера (около 30—40 мм), то, следовательно, с увеличением диаметра мельницы дальнейшее снижение крупности шаров практически невозможно. Поэтому при диаметре мельницы более 4,0—4,5 м эффективность процесса измельчения будет снижаться.

Таким образом, с увеличением диаметра мельниц, обусловливающим снижение размера шаров, крупность исходной руды необходимо уменьшать. При снижении крупности дробленой руды до 16 мм рациональный размер шаров составит 80 мм, а диаметр мельниц I стадии, обеспечивающий достаточную для разрушения кусков руды энергию шаров, должен находиться в пределах 5,5—7,0 м;

с увеличением диаметра мельницы I стадии не создается технологических предпосылок для увеличения ее длины более, чем в

отношении $D:L=1 \div 0,9$. С уменьшением $D:L$, согласно полученным зависимостям, возрастает время пребывания материала в мельнице, снижается крупность ее разгрузки и удельная производительность, например при $D:L=1/3$ на $15 \div 23\%$, что подтверждено опытами;

диаметр мельниц для II и III стадий измельчения исходя из минимального размера шаров 30 мм не должен превышать 4,0—4,5 м.

Длина мельниц II и III стадий измельчения в связи с высокой пропускной способностью по мелкому материалу может превышать диаметр в 2—3 раза.

6.2. ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПО СТЕПЕНИ ЗАПОЛНЕНИЯ БАРАБАНА МЕЛЬНИЦЫ ПУЛЬПОЙ

Из трех основных параметров процесса — частоты вращения барабана, коэффициента заполнения его шарами и коэффициента заполнения объема шаровой загрузки пульпой — в мельницах конструктивно предусмотрена возможность оптимизации только первых двух. Мельницы существующих конструкций не оптимизированы по степени заполнения барабана пульпой. В то время как показал Разумов объем пульпы в барабане мельницы существенно влияет на ее производительность. Мощность, потребляемая шаровой загрузкой при оптимальных параметрах процесса, в конечном счете определяет производительность мельницы. Потребляемая полезная мощность зависит от объема пульпы, находящейся в барабане мельницы (см. гл. 4).

Анализ условий потребления шаровой загрузкой полезной мощности позволяет сделать вывод о необходимости поддерживать в барабане мельницы определенный объем пульпы. Этот объем практически равен объему, насыщающему зону размола шаровой загрузки. В первом приближении можно считать, что он равен объему пульпы, вовлекаемой во вращательное движение шаровой загрузкой. При этом максимально потребление полезной энергии и соответственно наиболее эффективно использование рабочего объема мельницы.

В табл. 6.1 приведены данные работы мельниц с решеткой и сливного типа с центральной разгрузкой, которая создана на основе мельницы МШР размером 3,6×4,0 м путем удаления из нее решетки.

Можно видеть, что мельница с решеткой, несмотря на меньший рабочий объем, потребляет большую мощность. Это обусловлено низким уровнем пульпы во вращающемся барабане мельницы; коэффициенты заполнения пульпой объема шаровой загрузки Φ_p равны в мельнице с решеткой 0,320; 0,364, а в мельнице с центральной разгрузкой 0,753; 0,775. При этом удельная производительность мельницы с решеткой на 14—24% выше. Эти результаты подтверждены сравнительными испытаниями мельниц на ЮГОКе.

Таблица 6.1

ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ПРОМЫШЛЕННЫХ МЕЛЬНИЦ С РЕШЕТКОЙ И С ЦЕНТРАЛЬНОЙ РАЗГРУЗКОЙ РАЗМЕРОМ 3,6×4,0 м

Тип мельницы, ее объем, м ³	Потребляемая мощность при коэффициенте заполнения шарами $\Phi_p = 0,36$, кВт	Производи- тельность по классу —74 мкм, т/ч	Удельная потребле- ние мощности на 1 т готового продукта —74 мкм, кВт/т	Отношение удельных расходов в мощности с мельницами с решеткой и с центральной разгрузкой	
				Содержание класса —74 мкм в сливе клас- сификатора, %	Удельная производи- тельность мельницы по классу —74 мкм, т/(м ³ ·ч)
Мельница с решеткой $V_m = 36 \text{ м}^3$	936	90	57,9	50,4	18,5
Мельница с центральной разгрузкой $V_m = 39,5 \text{ м}^3$	864	90	57,3	48,7	17,8
Мельница с решеткой $V = 36 \text{ м}^3$	1008	80	62,7	47,2	22,8
Мельница с центральной разгрузкой $V_m = 39,5 \text{ м}^3$	864	80	55,6	41,9	20,7

Таблица 6.2

УДЕЛЬНОЕ ПОТРЕБЛЕНИЕ МОЩНОСТИ НА ДВИЖЕНИЕ ШАРОВОЙ ЗАГРУЗКИ В МЕЛЬНИЦАХ С РЕШЕТКОЙ И ЦЕНТРАЛЬНОЙ РАЗГРУЗКОЙ (БЕЗ УЧЕТА ПУЛЬПЫ) ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ РУДЫ

Мельница	Потребляемая мощность		Производительность шаровой загрузкой объем, кВт	Потребление на 1 т готового продукта, кВт	Потребление на 1 т готового продукта, кВт
	шаровой загрузкой с пульпой, кВт	на 1 т шаров, кВт/т			
С решеткой	936	826	733	12,1	50,4
С центральной разгрузкой	864	751	701	10,6	48,7
С решеткой	1008	898	810	13,4	47,2
С центральной разгрузкой	864	751	700	10,5	41,9

Аналогичное соотношение производительностей получено и другими исследователями [52], которые отмечают, что производительность мельницы с центральной разгрузкой в ряде случаев снижается на 50 %.

Из табл. 6.2 следует, что удельные потребления мощности на движение шаровой загрузкой без учета мощности холостого хода, дополнительной мощности и мощности, потребляемой на подъем пульпы, в мельницах двух видов практически равны, т. е. эффективность использования чистой энергии шаров в мельнице с решеткой и в мельнице с центральной разгрузкой практически одинакова.

Удельное потребление мощности с учетом затрат на подъем пульпы в мельнице с решеткой на 4—10 % выше. Это вызвано большими затратами энергии на движение пульпы по сравнению с мельницей с центральной разгрузкой. Расчетное (см. гл. 4.3) увеличение потребления мощности составляет 4—5 %.

Из изложенного следует, что, если в мельнице с центральной разгрузкой уровень пульпы опустить до уровня пульпы в мельнице с решеткой, производительность ее при применении в I стадии измельчения возрастет на 14—24 % при повышенном потребляемой мощности на 19—37 %.

Низкий уровень пульпы в мельнице с решеткой сохраняется благодаря наличию лифтерного отделения, непроизводительно занимающего 10—12 % объема мельницы. Если сохранить обычный в этой мельнице уровень пульпы с помощью другого разгрузочного устройства, этот объем можно использовать под собственно измельчение, увеличив пропорционально потребляемую мощность.

Специальные опыты для определения удельной производительности в зависимости от коэффициента заполнения пульпой объема шаровой загрузки осуществлялись в замкнутом цикле в мельницах диаметром 750 и 900 мм. Для того чтобы проследить влияние высоты торцевой стенки мельницы (или диаметра сливной цапфы), решетка в мельнице диаметром 750 мм закрывалась по периферии сплошными кольцами сначала на высоту 40 мм, а затем на 80 мм *.

При измельчении руды в мельнице, работающей в замкнутом цикле с классификатором, максимальная производительность по готовому классу была достигнута при $\Phi_{\text{п}} = 0,33 \div 0,45$ (рис. 6.3, а), использовались шары диаметром 40—60 мм и высоте сплошного кольца 80 мм. Дальнейшее увеличение объема пульпы в мельнице приводит к снижению удельной производительности.

В мельнице диаметром 0,9 м при гранулометрии шаровой загрузки, аналогичной гранулометрии промышленной мельницы при $d_{\text{ш}, \text{max}} = 125$ мм, максимум производительности также соответствует коэффициенту заполнения $\Phi_{\text{п}} = 0,33$ ($\Phi_{\text{ш}} = 0,42$). Максимум удельной производительности совпадает с максимумом общей потребляемой мощности при содержании твердого в пульпе 60 % (рис. 6.3, б) и несколько опережает его при содержании твердого

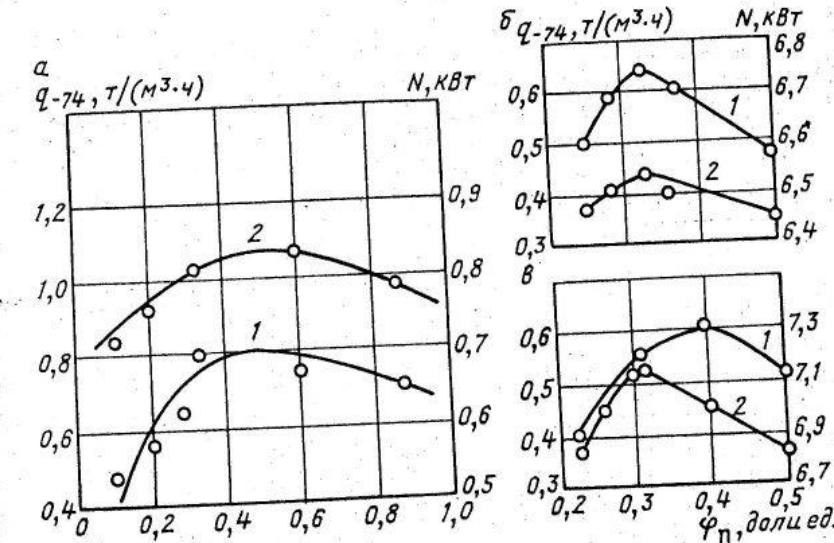


Рис. 6.3. Зависимость показателей работы мельниц диаметром 0,75 м (а) и 0,9 м (б и в) от коэффициента заполнения объема шаровой загрузки пульпой: 1(а), 2(б) — удельная производительность по классу $-0,074$ мм; 1(б), 2(в) — потребляемая мощность

80 % (рис. 6.3, в). Это явление характерно для мельниц, работающих в замкнутом цикле с классификатором.

Основная причина несовпадения максимумов удельной производительности и общей потребляемой мощности заключается в следующем. Как было показано лабораторными опытами (см. рис. 4.16), максимальное значение полезной мощности шаровой загрузки $N_{\text{ш}} \pm N_{\text{тр.п}}$ соответствует меньшему значению коэффициента заполнения $\Phi_{\text{п}}$, чем при максимальном значении общей потребляемой мощности. При этом достигается достаточное насыщение зоны размола шаровой загрузки пульпой.

Дальнейшее сравнительно небольшое увеличение общей потребляемой мощности N — следствие увеличения объема пульпы, поднимаемой вместе с шаровой загрузкой. Этот дополнительный расход энергии непроизводителен.

В целом в мельницах конструктивно должна быть обеспечена возможность поддержания оптимального уровня пульпы. Объем пульпы — определяющий фактор при автоматизации процесса [53]. Поддерживать заданный низкий уровень пульпы при определенных условиях можно только в мельницах с решеткой. Однако в период эксплуатации живое сечение решетки изменяется (износ, забивка отверстий и др.) и уровень пульпы в барабане в связи с этим также не сохраняется постоянным.

Исходя из того, что оптимальное заполнение мельницы пульпой должно соответствовать максимальной полезной мощности шаровой загрузки $N_{\text{ш}} + N_{\text{тр.п}}$ при $\Phi_{\text{п}} \leq \Phi_{\text{п}}^{\text{max}}$ разработана рациональная

* Опыты проведены автором совместно с Е. П. Салищевой.

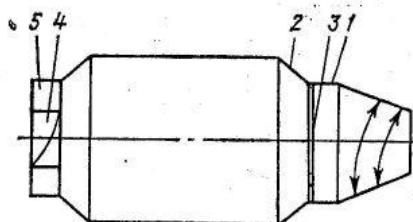


Рис. 6.4 Схема конструкции барабанной мельницы с низким уровнем слива

цы приведена на рис. 6.4. Мельница имеет широкую разгрузочную горловину 1, значительно превышающую размер существующих. Высота стенки барабана 2 обусловлена заданным уровнем слива мельницы. Принцип определения этой высоты изложен ниже.

В разгрузочной горловине устанавливается диафрагма (решетка) 3, препятствующая выходу шаров из барабана. В загрузочной цапфе 4, имеющей одинаковый диаметр с разгрузочной, имеется цилиндрическая вставка 5, уменьшающая входное отверстие и обеспечивающая нормальную загрузку материала в мельницу.

Определим наиболее эффективный диаметр разгрузочной цапфы. Положение нижней кромки разгрузочной цапфы должно исключить накопление пульпы в нижней зоне барабана мельницы. При этом шары при вращении мельницы не должны падать в объем пульпы, поглощающей их энергию, а должны соударяться при минимальной, покрывающей все шары, прослойке пульпы.

Из визуального наблюдения за процессом, анализе фотографий и кадров киносъемки следует, что при обычных частотах вращения мельницы шары падают не на поверхность футеровки, а на подстилающий слой шаров, который образуется в связи с отскакиванием шаров, в направлении противоположном направлению вращения. Отверстие цапфы не должно обнажать подстилающий слой, так как пульпа в этом случае не будет покрывать шары данного слоя.

Толщину подстилающего слоя можно оценить по фотографиям вращающейся мельницы. Определяющей точкой может служить точка резкого изменения направления движения крайних падающих шаров. Эта точка свидетельствует о том, что шар, встретившись с препятствием (подстилающим слоем), прекратил падение и отскочил в сторону, противоположную вращению мельницы, либо начал вращаться вместе с мельницей.

Анализ фотоснимков показывает, что высота подстилающего слоя при обычных режимах работы в среднем составляет $0,1 - 0,2D$ мельницы. Диаметр горловины, таким образом, должен находиться в пределах $0,6 - 0,8D$. Рациональной длиной мельницы для I стадии измельчения в соответствии с приведенным выше анализом (см. 6.1) следует считать длину $L \leq D$. Такая мельница пригодна

конструкция мельницы, обеспечивающая максимальное использование объема барабана.

В новой мельнице использованы достоинства мельницы с центральной разгрузкой (использование полного объема барабана) и мельницы с решеткой (обеспечение необходимого объема пульпы в барабане и высокой энергоемкости шаровой загрузки).

Схема предлагаемой мельни-

цы для шарового, так и для галечного измельчения и может рассматриваться как унифицированная конструкция для всех стадий измельчения взамен существующих мельниц с решеткой и с центральной разгрузкой.

Производительность мельницы такой конструкции будет на 10—12 % выше производительности мельницы с решеткой с одинаковыми размерами барабана только в результате использования объема лифтерного отделения при одинаковом удельном расходе энергии и мельницы с центральной разгрузкой в среднем на 14 %, максимально на 24 %, при большем удельном расходе энергии на 4—10 %.

Эффективность работы мельницы должна возрасти за счет постоянного оптимального уровня пульпы. Ожидается снижение расхода футеровки и шаров.

Конструкция разгрузочного устройства в новой мельнице проще, чем в мельнице с решеткой, что значительно упрощает ее ремонт.

Наличие кольцевого порога на разгрузке в мельницах I стадии измельчения будет препятствовать выгрузке крупных частиц. Последнее весьма важно для замкнутых циклов с гидроциклонами, которые применяются в связи с переходом на крупногабаритные мельницы. Положительное влияние окажет порог и на работу галечных мельниц, уменьшая количество уходящего в циркуляцию скрапа.

6.3. ПОВЫШЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МЕЛЬНИЦ I СТАДИИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПРИ СНИЖЕНИИ КРУПНОСТИ ИСХОДНОЙ РУДЫ

Одним из эффективных средств повышения производительности мельниц I стадии является снижение крупности исходного питания.

На новых зарубежных железорудных фабриках применяются замкнутые циклы дробления, обеспечивающие снижение крупности дробленой руды до 12—16 мм [15]. Применение замкнутых циклов повышает производительность I стадии и дает значительный экономический эффект.

На вновь проектируемых обогатительных фабриках СССР с шаровым измельчением руды также предусматриваются замкнутые циклы дробления. В связи с этим определение производительности мельницы I стадии — одна из задач, решение которой позволит правильно выбрать наиболее эффективную крупность дробления исходной руды.

Расчет прироста производительности мельниц I стадии с уменьшением крупности питания может быть осуществлен с помощью уравнений кинетики (2.33), (2.34), связывающих изменение поверхности остатка на контрольном сите со временем измельчения. Для этого необходимо, чтобы энергия шаров в мельнице была достаточна для разрушения кусков руды максимального размера. При измельчении кварцитов крупностью $-25+0$ мм это условие

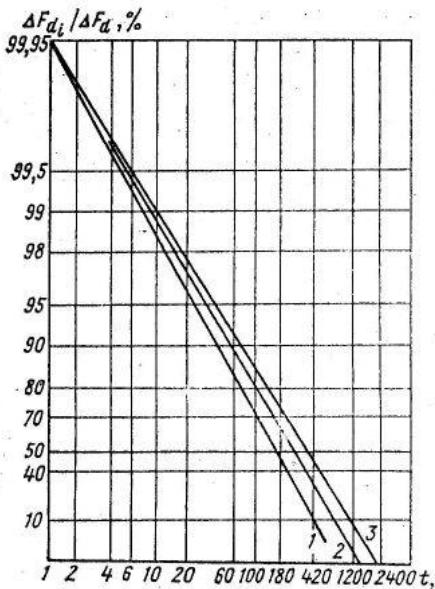


Рис. 6.5. Зависимости $\Delta F_{d1}/\Delta F_d = e^{-k[t \ln(t+1)]^m}$ для руд различной крупности:
Кварцы: 1 — анновские ($m=1,04$); 2 — ЮГОКА ($m=0,98$); 3 — михайловские ($m=0,80$)

выполняется в мельницах диаметром 3,6 м и более при загрузке шаров диаметром $d_w = 125$ мм.

На рис. 6.5 приведены зависимости (2.33), построенные для крепких михайловских кварцитов, менее крепких кварцитов типа ингулецких и анновских кварцитов Кривого Рога (параметр m соответственно 0,86; 0,97 и 1,04).

Рассмотрим вопрос определения относительного изменения производительности при снижении крупности исходной руды. На диаграмме (рис. 6.6) работа, затрачиваемая на относительное изменение поверхности остатка исходной руды, пропорциональна всей заштрихованной площади OO_1CT_2 , а издробленной руды с начальной относительной поверхностью $\Delta F_{d1}/\Delta F_d$ площади T_1BCT_2 . Учитывая, что производительность мельницы в обоих случаях пропорциональна затраченной работе, относительное изменение производительности мельницы можно выразить

$$\Delta Q = \frac{\int_0^{T_2} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt}{\int_{T_1}^{T_2} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt} 100\% . \quad (6.8)$$

Если учитывать только прирост производительности благодаря увеличению поверхности остатка без учета количества вновь образованного класса —74 мкм при дроблении, то

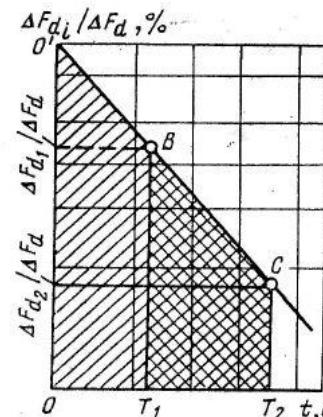


Рис. 6.6. Схема определения затрат энергии при измельчении руд с различными относительными поверхностями остатков

$$\Delta Q = \frac{\int_0^{T_2} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt}{\int_{T_1}^{T_2} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt} \frac{R_{\text{од}}}{R_0} 100\%, \quad (6.9)$$

где $R_{\text{од}}$ и R_0 — содержания крупного класса в дробленой и исходной руде (0,97 %).

Для определения ожидаемой производительности при додроблении крупного класса в исходной руде необходимо найти следующие величины.

1. $\Delta F_{d1}/\Delta F_d = \Delta F_{d1}/\Delta F_d$ для продукта, полученного в замкнутом цикле дробления. Среднестатистическое значение $F_{dK} - F_{d\text{исх}}$ для магнетитовых кварцитов при $R_0 = 0,97$ и F_{dK} зерно граничной крупности (74 мкм) составляет 13,43; при определении суммарной поверхности $F_K - F_{\text{исх}} = 13,23$.

2. T — продолжительность измельчения исходной руды от начальной до любой конечной крупности (в пределах 50—70 % класса — 74 мкм). T может быть определено по лабораторным опытам при условии моделирования промышленного процесса.

3. $\Delta F_{d1}/\Delta F_d$ продукта измельчения исходной руды. По значению $\Delta F_{d1}/\Delta F_d = \Delta F_{d2}/\Delta F_d$ и времени T строится зависимость $\Delta F_{d1}/\Delta F_d = f(t)$ (рис. 6.6) и определяется показатель степени m .

4. По полученному графику $\Delta F_{d1}/\Delta F_d = f(t)$ и заданным исходным значениям $\Delta F_{d1}/\Delta F_d$ и $\Delta F_{d2}/\Delta F_d$ определяются интервалы времени T_1 и T_2 , необходимые для измельчения исходного и дробленого материала до заданной крупности.

Таблица 6.3

относительное изменение производительности мельниц при снижении крупности исходной руды

Кварциты	m	R_K	$\Delta F_{d1}/\Delta F_d$	$R_{\text{од}}/R_0 = 0,982;$		$R_{\text{од}}/R_0 = 0,98;$		$R_{\text{од}}/R_0 = 0,973;$	
				$20-0$ мм	$15-0$ мм	$10-0$ мм	$\Delta F_{d1}/\Delta F_d = 0,95$	$\Delta F_{d1}/\Delta F_d = 0,94$	
Анновского месторождения	1,07	0,65	0,51	17,2	19,4	18,0	20,3	24,8	28,2
		0,46	0,30	12,0	14,1	15,8	18,2	17,2	20,9
		0,36	0,20	10,9	12,9	13,8	16,3	15,0	18,5
ИнГОКА	0,990	0,65	0,51	13,7	15,9	16,8	19,2	22,0	25,5
		0,46	0,30	9,2	11,3	11,4	13,9	14,3	17,9
		0,36	0,21	8,5	10,5	10,2	12,8	12,8	16,4
Михайловского ГОКА	0,940	0,65	0,51	11,8	13,9	14,4	16,9	18,2	21,5
		0,46	0,30	8,0	10,0	11,1	12,2	12,2	15,5
		0,36	0,20	7,0	8,8	10,9	10,9	10,2	13,2

РЕЗУЛЬТАТЫ ПОЛУПРОМЫШЛЕННОЙ И ПРОМЫШЛЕННОЙ ПРОВЕРК ПРИРОСТА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПРИ СНИЖЕНИИ КРУПНОСТИ ПИТАНИЯ МЕЛЬНИЦ 1 СТАДИИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ (ПО ДАННЫМ М. П. КАМИНСКОГО И Л. П. СКОРОДУМОВОЙ)

Кварциты	Крупность исходной руды, мм	Размеры мельницы, $D \times L$, м	Производительность, т/ч	Содержание класса -74 мкм в сливе классификатора, %	Прирост производительности по отношению к крупности $-25+0$ мм, %
ИнГОКа	$-25+0$	$3,6 \times 4,0$	80,6	57	11,1
	$-15+0$	$3,6 \times 4,0$	89,2	57	
	$-25+0$	$0,9 \times 0,9$	0,560	47,6	
	$-8+0$	$0,9 \times 0,9$	0,720	47,0	
Первомайского рудоуправления	$-25+0$	$2,1 \times 1,5$	15,0	66,4	16,5
	$-20+0$	$2,1 \times 1,5$	16,9	68,1	
Михайловского ГОКа	$-25+0$	$1,2 \times 1,2$	1,1	56	11
	$-15+0$	$1,2 \times 1,2$	1,2	58	

Зная T_1 , T_2 и m по таблицам значений интегралов функций $Y = e^{-k[t \ln(t+1)]^m}$, определяем значение соответствующих интегралов и по формуле (6.8) находим прирост производительности, соответствующий снижению крупности исходной руды.

Отличие данного способа расчета от предложенного ранее [19] в том, что он учитывает крепость исходной руды.

В табл. 6.3 приведены значения ожидаемого прироста производительности при измельчении кварцитов разной крепости Криворожского бассейна и КМА: ИнГОКа, Анновского месторождения, Михайловского ГОКа.

Из расчетов (табл. 6.3) следует, что прирост производительности мельницы возрастает со снижением крупности исходной руды и повышением крупности продукта измельчения и падает с увеличением крепости руды.

Промышленная проверка подтверждает расчетные данные. При измельчении руды ИнГОКа крупностью $-15+0$ мм прирост производительности по сравнению с измельчением руды крупностью $-25+0$ мм составил 11 %.

Близкие к расчетным данные получены при полупромышленных испытаниях руды издробленной до крупности $-15+0$, $-10+0$ мм (табл. 6.4).

6.4. РАЦИОНАЛЬНАЯ ЦИРКУЛИРУЮЩАЯ НАГРУЗКА ПРИ РАБОТЕ МЕЛЬНИЦЫ В ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ С КЛАССИФИКАТОРОМ

Известно, что циркулирующая нагрузка в цикле мельница — классификатор способствует более быстрому прохождению мате-

риала через мельницу и повышает ее производительность. Однако при этом в мельницу возвращается часть готового продукта, который является дополнительным источником шламообразования и, следовательно, потеряет металла. Поэтому практический интерес представляет определение рациональной циркулирующей нагрузки в цикле мельница — классификатор. С этой целью рассмотрены способы определения циркулирующей нагрузки применительно к двум схемам измельчения руд (рис. 6.7).

Оптимальная циркулирующая нагрузка может быть найдена на основе уравнения кинетики измельчения.

Рациональная циркулирующая нагрузка при измельчении данного вида сырья определяется для известной производительности.

Определив по изложенному ниже методу циркуляционную нагрузку, корректируют достигнутую в опыте производительность в ту или иную сторону, что допустимо, поскольку малым изменениям производительности соответствует большой диапазон изменения циркулирующей нагрузки.

Оптимальный по шламообразованию режим должен соответствовать минимальным количеству и времени нахождения готового продукта в мельнице.

Очевидно, что

$$\sum q_{-74\text{cp}} t_1 = [q_{-74\text{cp}} T_c], \quad (6.10)$$

где $q_{-74\text{cp}}$ — среднее количество готового класса (например, -74 мкм) в мельнице за период цикла; t_1 — время одного прохождения элементарной порции материала через мельницу (т. е. время одного цикла); T_c — суммарное время измельчения элементарной порции материала от начальной до конечной крупности.

Минимальное переизмельчение соответствует

$$[q_{-74\text{cp}} T_c] = \min, \quad (6.11)$$

где $q_{-74\text{cp}}$ — функция содержания крупного класса в питании мельницы R_i , крупности руды, характеризуемой параметром m в уравнении кинетики, и времени нахождения материала в мельнице в течение одного цикла t_1 .

Решение этой зависимости позволяет определить оптимальное значение циркулирующей нагрузки.

Среднее содержание крупного класса в продукте мельницы за один цикл

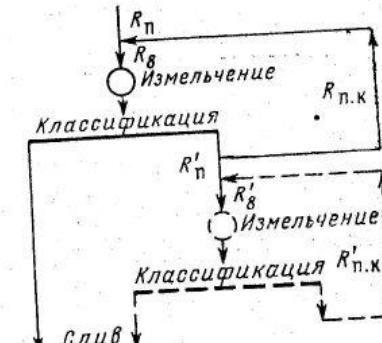


Рис. 6.7. Расчетные схемы измельчения руды (пунктиром показана двухстадиальная схема)

$$R_{cp} = \frac{R_8 \int_0^{t_1} e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt}{t_1}, \quad (6.12)$$

где R_8 — содержание крупного класса в продукте, поступающем в мельницу (питание плюс циркулирующая нагрузка).

Для единицы производительности

$$[q_{-74} T_c] = (100 - R_{cp}) T_c. \quad (6.13)$$

Время измельчения элементарной порции руды T_c остается постоянным во всех случаях для одной и той же руды (начальная и конечная крупность постоянны). Для сравниваемых вариантов с различными циркулирующими нагрузками минимальное измельчение должно отвечать условию

$$100 - R_{cp} = \min. \quad (6.14)$$

В уравнении (6.12)

$$R_8 = Qt_1(R_n - R_{n,k})/3600q + R_{n,k}, \quad (6.15)$$

где Q — производительность мельницы, т/ч; R_n и $R_{n,k}$ — содержания крупного класса в исходном питании и циркулирующей нагрузке, доли ед.; q — масса руды, находящейся в мельнице, т.

Значения R_n и $R_{n,k}$ обычно известны и постоянны для данного режима классификации.

Зависимость (6.12) позволяет выяснить, при каком времени пребывания материала в мельнице среднее количество вновь образованного класса и готового класса циркулирующей нагрузки минимально.

Для определения $[q_{-74} T_c] = \min$ находится максимальное значение R_{cp} , которое получается путем подстановки в эти зависимости серии значений t_1 . По t_1^{opt} , соответствующему $[q_{-74} T_c] = \min$, находится циркулирующая нагрузка, обеспечивающая минимальное шламообразование:

$$C = 3600/Qt_1 - 1. \quad (6.16)$$

Предполагаем, что разгрузочное устройство мельницы способно пропустить задаваемые количества циркулирующей нагрузки.

В тех случаях, когда имеется операция предварительной классификации и в мельницу поступает руда при $R_8 = \text{const}$, циркулирующая нагрузка не ограничивается.

Определив по фактическому Q оптимальное t_1^{opt} уточняем, не превышает ли расчетная циркулирующая нагрузка и исходное питание пропускную способность мельницы по пульпе, по формуле (5.3).

Если нет превышения, то по формуле (5.2) рассчитывается реальная производительность мельницы при оптимальном времени t_1^{opt} пребывания материала в мельнице. В том случае, когда расчетная производительность отличается от фактической, уточняются возможное время пребывания материала в мельнице

и циркулирующая нагрузка. Из зависимости (6.15), если $R_8 = \text{const}$, находится при расчетном Q соответствующее t_1 , а по формуле (6.16) находится C . При небольших изменениях времени t_1 значения Q [см. формулу (5.2)] изменяются незначительно и полученные величины могут быть приняты как окончательные. Если отклонение t_1 от оптимального велико, по t_1 находится Q , затем повторяется расчет t_1^{opt} и находится C . Расчеты прекращаются, как только будет достигнуто удовлетворительное совпадение между t_1^{opt} и t_1 .

Достижение оптимальной циркулирующей нагрузки обеспечивается регулированием производительности мельницы по исходному питанию при неизменном или незначительном изменении содержания твердого в сливе мельницы.

На основе полученных зависимостей произведен анализ влияния основных параметров измельчения на циркулирующую нагрузку. С этой целью на ЭВМ были рассчитаны около 800 вариантов значений функции (6.12) применительно к мельнице размером $3,2 \times 3,1$ м.

Для конкретных расчетов были приняты следующие значения переменных, которые охватывают все возможные случаи измельчения железных руд $m=0,8; 0,9; 1,0; 1,1$; $k=0,0005$; $R_n=0,95; 0,90; 0,85; 0,80; 0,70; 0,60$; $\Delta R=0,05 \div 0,6$ при шаге 0,05 с; $\Delta R=R_n-R_{n,k}$; $t=0 \div 3000$ при шаге 100 с.

В данном случае для крепких руд $m=0,8 \div 0,9$, для некрепких $m>0,9$.

Для определения влияния производительности по исходной руде на циркулирующую нагрузку условно были приняты три производительности мельницы ($Q_1=25$ т/ч; $Q_2=30$ т/ч и $Q_3=35$ т/ч), практически достижимые, например, при некотором изменении крупности измельчения. В общем случае степень загрузки мельницы исходной рудой может быть охарактеризована отношением Q/q .

Чем выше Q , тем меньшее время материала находится в мельнице при одинаковой циркулирующей нагрузке.

На рис. 6.8 в качестве примера приведены зависимости величин оптимальных циркулирующих нагрузок от разности содержания крупного класса в исходном питании и циркулирующей нагрузке $R_n - R_{n,k} = \Delta R$ в диапазоне $R_n=0,6 \div 0,95$ при $m=0,8$ и 1,0. Слева отложены точки при $R_n=0,6$, справа при $R_n=0,95$. Заштрихованная часть — область оптимальных циркулирующих нагрузок. Q_1, Q_2, Q_3 — принятые производительности мельницы, характеризуемые отношениями $Q_1/q=3,45; Q_2/q=4,17; Q_3/q=4,82$.

Справа от заштрихованного участка — область, где циркулирующая нагрузка должна практически стремиться к нулю.

Анализ полученных данных показал следующее.

Значение оптимальной циркулирующей нагрузки зависит от крепости исходной руды, содержания готового класса в исходной руде и циркулирующей нагрузке.

С увеличением крепости руды высокие циркулирующие нагрузки допустимы при значительно меньшем диапазоне предельных

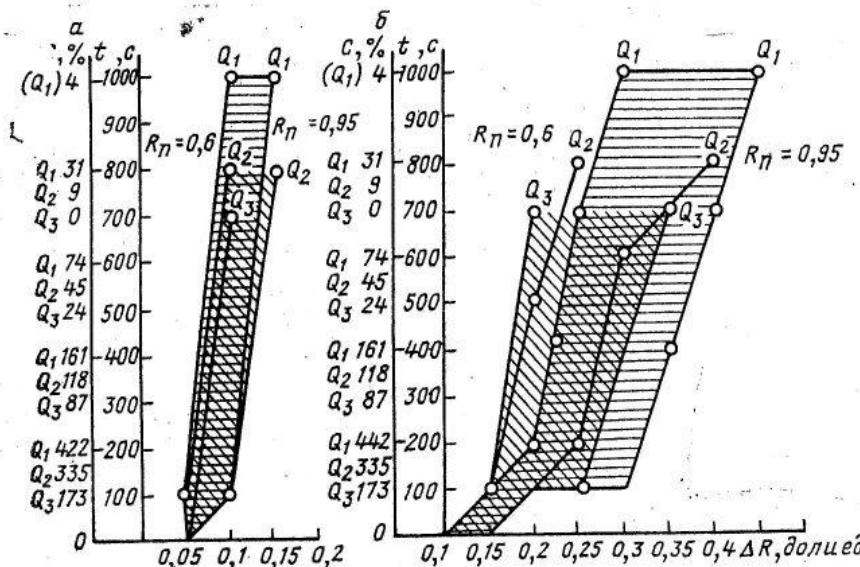


Рис. 6.8. Зависимости рациональной циркулирующей нагрузки и времени пребывания материала в мельнице от разности содержания крупного класса в исходном питании и циркулирующей нагрузке для условий:

$$R_n = 0,6 \div 0,95; Q/q = 3,45; 4,0; 4,17 \text{ при } m=0,8 \text{ (a), } m=1,0 \text{ (b)}$$

разностей содержания крупного класса в питании и циркулирующей нагрузке.

Действительно, чем тверже руда, тем меньше образуется в мельнице готового класса за данный интервал времени t_1 и тем меньше должно быть содержание готового класса в циркулирующей нагрузке относительно исходного материала.

Чем больше времени находится материал в мельнице, тем выше допустимое содержание готового класса в циркулирующей нагрузке.

Каждому значению ΔR соответствует оптимальная циркулирующая нагрузка. Размер циркулирующей нагрузки может быть как угодно большим при $m=0,8$ и $\Delta R < 0,1 \div 0,2$ и при $m=1,0$ и $\Delta R < 0,25 \div 0,45$ ($R_n = 0,6 \div 0,95$).

При увеличении содержания готового класса в циркулирующей нагрузке выше указанных пределов ее необходимо уменьшать. Чем меньше содержание готового класса в исходном питании ($100 - R_n$), тем выше допустимое ΔR при неограниченной циркулирующей нагрузке. С понижением производительности мельницы допускается большее ΔR при разных циркулирующих нагрузках.

При содержании готового класса в песках спиральных классификаторов 10—25 %, обычном для практики, любые руды должны измельчаться при высоких циркулирующих нагрузках.

Экспериментальная проверка измельчения гематито-маргитовой руды ($m=0,8$; $\Delta R = 0,09 \div 0,615$) в галечной мельнице показала,

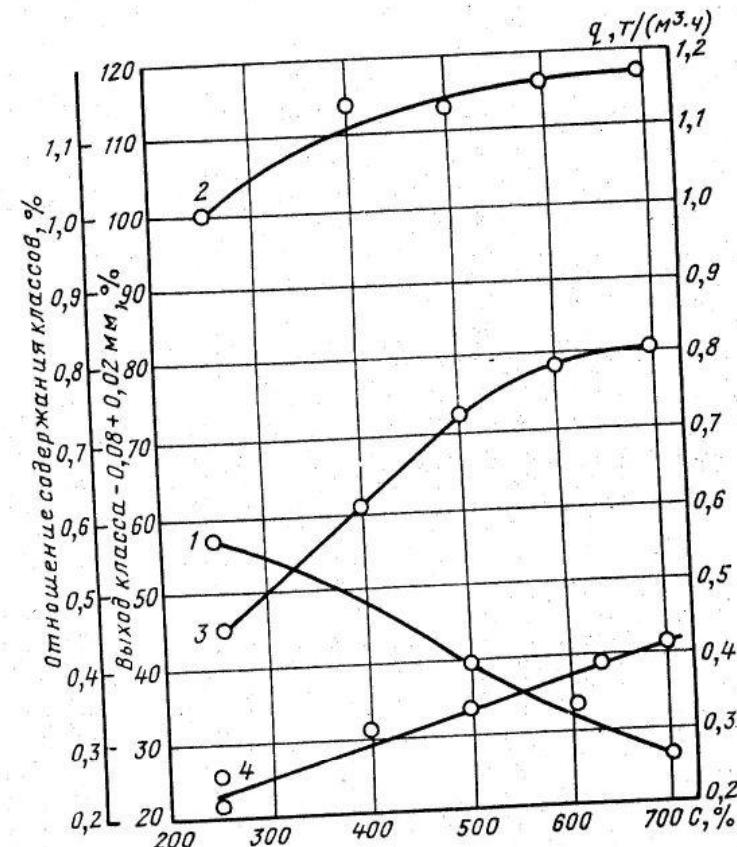


Рис. 6.9. Зависимость показателей измельчения от величины циркулирующей нагрузки:

1 — отношение содержаний классов $-0,02 \text{ мм} / -0,08 + 0,02 \text{ мм}$ в сливе классификатора; 2 — удельная производительность по классу $-0,03 + 0 \text{ мм}$; 3 — то же, по классу $-0,08 + 0,02 \text{ мм}$; 4 — содержание класса $-0,08 + 0,02 \text{ мм}$ в сливе классификатора

что с повышением циркулирующей нагрузки от 440 до 720 % содержание шламов в сливе классификатора снизилось с 33 до 29 %. Крупность слина составила 91,4—93,1 % класса 74 мкм .

Аналогичное влияние оказывает увеличение циркулирующей нагрузки на результаты измельчения марганцевых руд (рис. 6.9).

При классификации материала в гидроциклонах, пески которых содержат до 55—60 % готового класса, высокие циркулирующие нагрузки для уменьшения шламообразования целесообразно применять только при измельчении сравнительно некрепких руд.

6.5. ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНОЙ СХЕМЫ ДОРАБОТКИ ИЗБЫТОЧНЫХ ГАЛЬКИ И СКРАПА

Как уже отмечалось, одним из факторов, отрицательно влияющих на процесс самоизмельчения руд, является накопление

«трудных» зерен, создающих при выходе из мельницы избыточное количество гальки и скрапа. Циркуляция большого количества гальки и скрапа снижает производительность мельниц «Каскад». Опыт эксплуатации мельниц «Каскад» на ИнГОКе показал, что количество накопившихся «трудных» зерен может достигать до 50—60 % питания мельницы.

Известны две основные причины накопления избыточных гальки и скрапа при самоизмельчении.

1. Неоднородность рудной массы. Исходная руда обычно состоит из нескольких разностей, отличающихся своими физико-механическими свойствами, в частности крепостью. Разрушение кусков породы в мельнице «Каскад» происходит избирательно: менее крепкие разрушаются, твердые остаются. При наличии отверстия в решетках эти куски выходят из мельницы и создают циркулирующую нагрузку. При значительной крепости пород практически любое увеличение крупности кусков исходной руды не может предотвратить накопление избыточной гальки.

2. Недостаточная крупность кусков исходной руды. В этом случае накопление зерен критической крупности может происходить при измельчении руд, не имеющих в своем составе фракций, значительно отличающихся крепостью. Промышленные опыты, проведенные на мельнице «Каскад» диаметром 7 м (ИнГОК), показали, что увеличение содержания класса +100 мм на 5 % снижает выход гальки на 5—10 %.

В обычных условиях влияния неоднородности рудной массы и недостаточной крупности исходной руды проявляются совместно.

6.5.1. ОСНОВНЫЕ СПОСОБЫ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ НАКАПЛИВАНИЯ ГАЛЬКИ И СКРАПА

В настоящее время известно несколько способов сокращения количества кусков руды критической крупности, накапливающихся в мельнице «Каскад» в процессе работы; из них наибольшего внимания заслуживают:

- а) удаление избыточной гальки, додрабливание ее и измельчение в отдельных шаровых мельницах;
- б) удаление из мельницы избытка гальки, додрабливание до крупности 8—15 мм и возвращение в мельницу «Каскад»;
- в) добавка в мельницу «Каскад» 3—6 % шаров размером 125 мм;
- г) повышение крупности исходной руды.

Доизмельчение избытка гальки и скрапа в отдельном цикле

Расчет ожидаемого повышения производительности мельницы «Каскад» при измельчении неоднородных руд и выводе крепких

разностей возможен на основе уравнений кинетики [54].

Измельчение руды определенной разности, отличающейся крепостью, выражается своим уравнением кинетики (рис. 6.10). Разное время измельчения различных по крепости фракций руды предопределяет накапливание крепкой разности в мельнице. Степень снижения производительности определяется тем относительным объемом мельницы, который занимают крепкие разности в процессе измельчения, и временем, необходимым для их измельчения.

Максимальный прирост производительности может быть определен из зависимости

$$\Delta \gamma_{\max} = \frac{\gamma_2 R_0 \int_{T_1}^{T_2} e^{-k[t \ln(t+1)]^{m_2}} dt / a_k}{\gamma_1 R_0 \int_0^{T_1} e^{-k[t \ln(t+1)]^{m_1}} dt + \gamma_2 R_0 \int_0^{T_2} e^{-k[t \ln(t+1)]^{m_2}} dt} 100\%, \quad (6.17)$$

где $\Delta \gamma_{\max}$ — максимальное относительное уменьшение содержания крепкой разности в общем количестве измельчаемого материала при выводе ее из процесса ($\Delta \gamma_{\max} = \Delta Q_{\max}$), %; γ_1, γ_2 — содержания соответственно менее крепкой и крепкой разностей в исходной руде; T_1, T_2 — продолжительности измельчения, соответственно менее крепкой и крепкой разностей руды от начальной до конечной крупности, $T_2 > T_1$; m_1, m_2 — показатели степени в уравнении кинетики соответственно для менее крепкой и крепкой разностей; a_k — коэффициент повышения крепости гальки по сравнению со средней крепостью исходной руды.

Расчеты конкретных значений $\Delta \gamma_{\max}$ по приведенной зависимости производятся следующим образом. Значения t определяются на основании общего уравнения (3.19). В данном случае величины V_{tb}, t, N_p постоянны для данной мельницы. Переменной является приведенная работа разрушения A .

По полученному t строится зависимость $R/R_0 = f(t)$ и находятся интервалы времени T_1 и T_2 , необходимые для измельчения двух разностей руды. Зная t_1, m_2, T_1 и T_2 , находим $\Delta \gamma_{\max}$. Расчеты могут быть выполнены для двух, трех и более разностей руды.

Пример расчета. Приведенная работа разрушения менее крепких разностей $A_{m,k} = A_1 + A'_2 = 343 + 108 = 451$ Дж/кг, крепких разностей $A_k = A_1 + A'_2 = 942 + 137 = 1079$ Дж/кг, где A_1 — первичная работа разрушения; A'_2 — работа самоизмельчения.

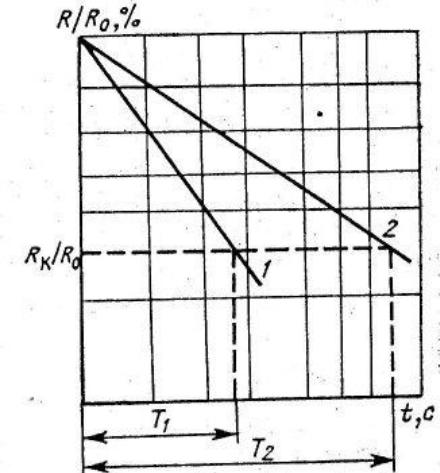


Рис. 6.10. Зависимости относительного остатка на контрольном сите от времени измельчения менее крепкой (1) и крепкой (2) разностей руды

Значения m определяем по формуле (3.19): $m_1=0,78$ и $m_2=0,72$. Соответственно для $R_k=0,32$ находим $T_1=2500$ с, $T_2=5000$ с.

По таблицам определяем значения интегралов

$$\int_0^T e^{-k[t \ln(t+1)]^m} dt:$$

$m_1=0,78$, $T_1=2500$ с, $\int = 1459$; $m_2=0,72$, $T_2=5000$ с, $\int = 2894$. Значения $\gamma_2=0,12$ и $\gamma_1=0,88$ определены экспериментально.

Подставляя эти значения в зависимость (6.17), получим ($R_0=1$):

$$\Delta\gamma_{\max} = \frac{0,12 \cdot 2894}{0,88 \cdot 1459 + 0,2 \cdot 2894} 100 = 21,3\%.$$

Изменение коэффициента a_k в зависимости от величины циркулирующей нагрузки по гальке и скрапу для условий ИнГОКа приведено ниже.

Циркулирующая нагрузка по гальке и скрапу, %	10	20	30	40	50	60	70
Коэффициент a_k	1,030	1,15	1,26	1,36	1,45	1,52	1,56

Величину циркулирующей нагрузки по гальке и скрапу принимаем численно равной $\Delta\gamma_{\max}$, что возможно при быстром их выводе из мельницы.

Для рассчитанного значения $\gamma_{\max}=21,3\%$ a_k равно 1,15. Отсюда ожидаемый относительный прирост производительности ΔQ_{\max} при быстром выводе гальки из мельницы:

$$\Delta Q_{\max} = 21,3 \cdot 1,15 = 24,5\%.$$

Зависимость (6.17) может быть упрощена путем замены интегральных величин пропорциональными им приведенными работами разрушения $A_{m,k}$ и A_k :

$$\Delta\gamma_{\max} = \frac{\gamma_2 A_k / A_{m,k}}{\gamma_1 + \gamma_2 A_k / A_{m,k}} 100\%, \quad (6.18)$$

При расчете по этой формуле величина $\Delta\gamma_{\max}$ для ингулецких кварцитов составила 24,6%.

Различие в крепости отдельных разностей руды и ожидаемое изменение производительности мельниц «Каскад» при разных схемах измельчения может быть наиболее полно определено при проведении промышленных или полупромышленных опытов.

При выводе избыточной гальки и доизмельчении ее в шаровой мельнице прирост производительности

$$\Delta Q = \frac{a_k \gamma_f}{1 + C} 100\%, \quad (6.19)$$

где C — циркулирующая нагрузка по пескам классификатора, доли ед.; γ_f — выход циркулирующей гальки от исходного питания, доли ед.

Ожидаемый прирост производительности мельницы «Каскад» при измельчении кварцитов ИнГОКа в этом случае ($\gamma_f=0,382$):

$$\Delta Q = \frac{1,36 \cdot 0,382}{1 + 0,73} 100 = 29,8\%.$$

Производительность мельницы «Каскад»

$$Q = 79 + 79 \cdot 0,298 = 102,5 \text{ т/ч},$$

где 79 — производительность, достигнутая при циркуляции гальки, т/ч.

В открытом цикле из мельницы «Каскад» будет выходить 15—16 т/ч гальки, из них около 10 т/ч в виде скрапа направляются на доизмельчение в шаровую мельницу и 5—6 т/ч измельчаются в рудногалечных мельницах.

Количество и крепость трудноизмельчаемых разностей в исходной руде можно определить в лабораторных условиях.

Испытания проводятся с пробой исходной руды, которая подвергается рудоразборке, затем по каждой разности определяется первичная работа разрушения стандартных (около 25÷35 мм) кусков. Чтобы концентрировать в продукте крепкие разности, проба массой 10 кг загружается в барабан шаровой мельницы диаметром 0,4÷0,5 м и подвергается самоизмельчению при повышенных частотах вращения.

Количество измельченного продукта контролируется через 1—2 ч. Самоизмельчение проводится до тех пор, пока масса пробы не сократится в 1,5—2,0 раза.

Остаток подвергается рудоразборке, а затем определяется удельная первичная работа разрушения кусков каждой разности.

Примером могут служить исследования проб кварцитов ИнГОКа и Коробковского месторождения КМА (табл. 6.5).

Таблица 6.5

УДЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ РАЗРУШЕНИЯ РАЗНОВИДНОСТЕЙ КВАРЦИТОВ ИНГОКА
(КРИВОРОЖСКОГО БАССЕЙНА И КОРОБКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КМА)

Разновидность кварцитов	Класс +25 мм		Класс -25 мм	
	Выход от исходного, %	Удельная работа разрушения, Дж/кг	Выход от исходного, %	Удельная работа разрушения, Дж/кг
ИнГОК				
Магнетитовые	15,9	250	8,22	294
Магнетито-силикатные	12,57	372	4,37	432
Силикатно-магнетитовые	45,63	213	8,22	197
Магнетито-гематитовые	3,49	305	1,59	208
Итого	87,6	—	22,4	—
Коробковское месторождение				
Силикатно-магнетитовые	34,52	264	4,37	180
Железно-слюдково-магнетитовые	27,06	235	3,34	164
Шелочно-амфиболово-магнетитовые	24,27	185	8,31	201
Малорудные	4,05	280	2,90	—
Итого	89,9	—	10,1	—

В данном случае определена работа разрушения гальки, выделенной путем окатывания исходной руды в мельнице размером $0,36 \times 0,29$ мм. Можно видеть, что разновидности коробковских кварцитов по крепости сравнительно мало отличаются между собой, тогда как магнетито-силикатные кварциты ИнГОКа прочнее других разновидностей в 1,5—2,0 раза.

Додрабливание и возвращение в мельницу «Каскад» избыточных гальки и скрапа

Одна из перспективных схем доработки избытка гальки и скрапа является схема с додрабливанием их в дробилке до крупности 8—15 мм и подача издробленного продукта снова в мельницу «Каскад».

Исследования [55] показывают, что дробление зерен критической крупности в дробилке приводит к изменению гранулометрического состава — средняя крупность остающейся дробящей среды увеличивается и, следовательно, обеспечивает повышение эффективности ее действия.

Регулируя количество продукта, направляемого на дробление, можно обеспечить оптимальный гранулометрический состав измельчающей рудной среды внутри мельницы.

Если допустить, что крепкие разности при их додрабливании и возвращении в мельницу будут измельчаться со средней скоростью основной массы руды, не накапливаясь в виде циркулирующей нагрузки, то с известным допущением можно определить относительный прирост производительности за счет додрабливания крепких разностей, пользуясь выведенными выше зависимостями:

$$\Delta Q = \frac{\int_0^t e^{-k} [t \ln(t+1)]^m dt}{\int_0^{t_1} e^{-k} [t \ln(t+1)]^m dt} \cdot 100 \%,$$

где m и t — показатель степени и суммарное время измельчения исходной руды; t_1 и t — то же, при измельчении руды, из которой удалены крепкие разности.

$$\Delta Q \approx (\Delta \gamma_{\max} - \gamma_2) a_k \cdot 100 \%,$$

где $\Delta \gamma_{\max}$ — максимальный выход крепких разностей в циркулирующую нагрузку, определяемый по формуле (6.17); γ_2 — содержание крепких разностей в исходной руде.

По приведенным выше данным имеем следующий прирост производительности:

$$\Delta Q_{\max} = (21,3 - 12) 1,15 = 10,7 \%. \quad \{$$

Прирост производительности при додрабливании гальки можно определить по опытам в полупромышленных условиях. Допустим, что при работе по обычной схеме из мельницы выделяется галька

в количестве от исходного питания γ_r , а в разомкнутом цикле γ' . Ожидаемый прирост производительности по исходной руде при додрабливании избытка гальки и возвращении ее в мельницу при относительно схемы без выведения и додрабливания гальки с известным приближением можно выразить как отношение разности в количествах поступающей в мельницу гальки к общему количеству поступающего в мельницу продукта:

$$\Delta Q \approx (\gamma_r - \gamma') / (1 + C + \gamma_r) = \Delta \gamma / (1 + C + \gamma_r),$$

где C — циркулирующая нагрузка по пескам классификатора.

Добавка шаров в мельницу «Каскад»

Добавка шаров применяется в мировой практике при сухом и мокром самоизмельчении руд [15, 16, 56]. В указанной литературе отмечают, что при добавке шаров увеличивается производительность мельниц и пропорционально повышается износ футеровки; удельный расход электроэнергии снижается.

Применение самоизмельчения с добавкой шаров в мельницу в ряде случаев значительно экономичнее, чем мелкое дробление и измельчение стальной средой: по капитальным затратам на 7—8 %, по эксплуатационным расходам примерно на 35 % [15].

Шары размером 125—150 мм благодаря своей высокой кинетической энергии при падении эффективно дробят «трудные» зерна, накапливающиеся при измельчении кварцитов.

Задача расчета производительности мельницы «Каскад» при добавке небольшого числа шаров может быть решена на основе уравнений кинетики или зависимостей производительности от приведенной работы разрушения. Здесь мы приводим одно из сравнительно простых решений. Так как процесс самоизмельчения происходит при режимах, аналогичных режимам шарового измельчения, можно допустить, что шаровая загрузка в мельнице «Каскад» совершает ту же работу, что и в шаровой мельнице. Различие заключается в крупности исходного материала: в мельнице «Каскад» измельчению подлежат куски до 300 мм и это снижает производительность шарового измельчения. Добавка шаров в мельницу «Каскад» увеличивает потребляемую полезную мощность; эффективность, оцениваемая удельным расходом энергии на 1 т готового продукта, при шаровом измельчении выше, чем при бесшаровом.

Эти особенности процесса нашли отражение в зависимости для расчета производительности мельницы «Каскад»:

$$Q_{p+w} = K_{b,k} a_{p+w} q_{p+w} / (A + 10A'_2) q_p, \quad (6.19)$$

где $K_{b,k}$ — постоянный коэффициент (базовый), общий для шарового и бесшарового измельчения, доли ед.; a_{p+w} — коэффициент повышения эффективности шарового измельчения руды по сравнению с бесшаровым, доли ед.:

$$a_{p+w} = K_{b,w} q_w N_p / N_w \sqrt{\lg d_{80p} / d_{80k}} q_{p+w} Q_k + q_{p-w} / q_{p+w};$$

$q_{ш}$ и $q_{р+ш}$ — массы соответственно додгружаемых шаров и руды и шаров в мельнице, т; q_p и $q_{р-ш}$ — массы руды соответственно при оптимальном заполнении мельницы и при наличии шаров, т; N_p и $N_{ш}$ — полезные мощности, потребляемые соответственно при оптимальном заполнении рудой при шаровой загрузке, кВт; $K_{б.ш}$ — постоянный коэффициент (базовый) при шаровом измельчении:

$$K_{б.ш} = Q_{ш} \sqrt{\lg \frac{d_{80p}}{d_{80k}}};$$

$Q_{ш}$ — производительность шаровой мельницы, например размером $3,6 \times 4,0$ м, при крупности исходной руды, равной крупности питания мельницы «Каскад», т/ч; d_{80p} и d_{80k} — размеры отверстий сит, через которые проходят 80 % соответственно исходной руды и слива классификатора при измельчении в мельнице «Каскад».

Пример расчета производительности мельницы «Каскад» диаметром 7,0 м при измельчении руды ИнГОКа с добавкой 5 % шаров.

Исходные данные: $A=0,392$ кДж/кг; $A_2=0,01132$ кДж/кг (см. табл. 3.10); $Q_R=83,7$ т/ч; $q_{ш}=100$ т/ч; $N_p=1240$ кВт; $N_{ш}=936$ кВт; $q_p=79,1$ т; $q_{р-ш}=19,2$ т; $N_{р+ш}=89,1$ т; $q_{р-ш}=69,9$ т; при шаровом измельчении $d_{80p}=15,7$ мм; $d_{80k}=0,145$ мм; при бесшаровом измельчении $d_{80p}=143$ мм; $d_{80k}=0,145$ мм.

Рассчитываем $K_{б.к}$ и $K_{б.ш}$ по практическим данным шарового и бесшарового измельчения

$$K_{б.к} = (A + 10A_2) Q_k = (0,392 + 0,01132) 83,7 = 42,28 \text{ кДж/кг·т/ч}.$$

(см. табл. 3.10).

$$K_{б.ш} = 100 \sqrt{\lg \frac{15,7}{0,145}} = 142,6 \text{ т/ч.}$$

Подставив эти данные в зависимость (6.19), получим $Q_{р+ш}=99,4$ т/ч ($a_{р+ш}=1,06$).

Таким образом, добавка 5 % шаров должна повысить производительность мельницы «Каскад» на

$$\frac{99,4 - 83,7}{83,7} 100 = 18,7\%$$

Влияние крупности исходной руды наиболее достоверно оценивается по экспериментальным данным. Так, повышение содержания класса $-300+100$ мм с 22,2 до 48,5 % в ингулецких кварцитах повышает производительность по исходной руде в среднем на 40 %. По данным промышленных испытаний, в исходной руде должно быть минимум 48 % класса $+100$ мм. Повышение производительности мельницы — следствие уменьшения циркуляции по гальке и скрапу при увеличении класса $+100$ мм в исходной руде.

Увеличение содержания класса $+100$ мм в исходной руде от 28 до 38 % снижает циркулирующую нагрузку по гальке и скрапу относительно общего питания мельницы с 36 до 21 %. В среднем на 1 % повышения содержания класса $+100$ мм в исходной руде содержание скрапа снижается на 1,5 %.

6.5.2. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ПРОВЕРКА СПОСОБОВ ДОРАБОТКИ ИЗБЫТОЧНЫХ ГАЛЬКИ И СКРАПА НА ПРИМЕРЕ КВАРЦИТОВ ИнГОКа

Технологическая схема бесшарового измельчения с выводом избыточных гальки и скрапа в отдельную секцию была реализована на 3-й фабрике Ингулецкого ГОКа (см. рис. 1.4). По схеме

избыточные галька и рудный скрап мельниц МГР подаются на дробление, а издробленный продукт доизмельчается сначала в мельнице МШРГУ-4500×6000, а затем в рудногалечной мельнице МГР-4000×7500. Применение такой технологии позволило повысить производительность мельниц ММС-70×23 на 30; 12,8 % соответственно по исходной руде и сливу классификатора.

ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ МЕЛЬНИЦЫ ММС-70×23 ПРИ ДОИЗМЕЛЬЧЕНИИ ИЗБЫТОЧНЫХ ГАЛЬКИ И СКРАПА НА ОТДЕЛЬНОЙ СЕКЦИИ

Производительность, т/ч:	105,1
по исходной руде	83,7
по сливу классификатора	21,4
Количество выводимой из мельницы гальки, т/ч	10—11
Производительность по гальке, измельчаемой в галечной мельнице МГР-4000·7500, т/ч	52
Содержание, % твердого в сливе классификатора	68,0
класса $-0,074$ мм в сливе классификатора	—0,77
Удельная производительность, т/(м ³ ·ч)	

Производительность мельницы ММС-70×23 при работе по схеме с возвратом в мельницу избыточных гальки и скрапа составляла в среднем 81 т/ч по исходной руде и 74,3 т/ч по сливу классификатора, в галечной мельнице расход гальки достигал 6,5 т/ч.

Согласно расчетам, приведенным выше, ожидаемое повышение общей производительности может быть 24,6—29,8 %, т. е. практические и расчетные величины близки между собой.

Для оценки степени влияния на процесс измельчения в мельнице «Каскад» додрабливания выделяемой гальки были проведены полупромышленные опыты. В мельнице диаметром 1,8 м измельчались кварциты ИнГОКа крупностью 200—0 мм. Результаты опытов приведены в табл. 6.6. Можно видеть, додрабливание гальки и возвращение ее в процесс не снизило производительности мельницы «Каскад». Имеется некоторое повышение производительности по подрешетному продукту (около 3,5 %).

Циркулирующая нагрузка по мелкому классу (надрешетный продукт грохота) возросла при этом в среднем в 2,5 раза. При работе по данной схеме с галькой в открытом цикле выделяются окатанные куски, имеющие среднюю крепость, равную крепости исходной руды. Крепкие же разности накапливаются в надрешетном продукте контрольного грохота. Исходя из полученных данных применительно к ингулецким рудам, можно считать, что при додрабливании гальки производительность мельницы «Каскад» по готовому продукту будет равна производительности мельницы с выводом гальки в отдельный цикл измельчения. Это обеспечивает прирост производительности по сравнению с обычной схемой измельчения с возвратом гальки и скрапа без додрабливания в мельницу «Каскад» на 10÷12 %.

Институтом Механобрчермет совместно с ИнГОКом проведены исследования по влиянию на процесс самоизмельчения добавки

ПОКАЗАТЕЛИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ КВАРЦИТОВ ИНГОКА

Условия опыта	Производительность по исходной руде Q , т/ч	Производительность по подрешетному продукту, т/ч	Количество выделяемой гальки γ_g , %	Циркулирующая нагрузка i , %	Содержание класса -74 мкм в подрешетном продукте, %
С выделением гальки	0,75	0,652	15	108	54,9
С добавлением додробленной гальки	0,76	0,678	13,2	250	56,0

шаров в мельницу «Каскад». В мельницу были загружены сначала 3 %, а затем 5 % (по объему) шаров диаметром 125 мм. Дальнейшее увеличение загрузки было невозможно из-за малой мощности привода мельницы. При мощности двигателя 1600 кВт мощность, потребляемая двигателем мельницы при бесшаровом измельчении руд, 1300—1400 кВт.

Испытания с шарами проводились в течение 6 мес.— из них 1,5 мес. непрерывно работали с догрузкой 3 % шаров и 4,5 мес. с догрузкой 5 % шаров. Показатели измельчения сравнивались с показателями параллельно работающей мельницы без шаров с одинаковой степенью износа футеровки. В результате проведенных испытаний установлено, что производительность мельницы «Каскад» при добавке 5 % шаров повышается в среднем на 15 %.

Таким образом, результаты расчета, несколько превышающие средние практические из-за отклонений от оптимального режима измельчения, допускаемых в процессе эксплуатации, в целом подтвердились.

Добавка шаров снижает циркулирующую нагрузку по рудной гальке и ее крупность (табл. 6.7).

Крупность слива классификатора практически не изменялась, она составляла 73,8 и 74,4 % класса — 0,074 мм и 66,3 и 67 % класса — 50 мм соответственно с догрузкой шаров и без шаров. Слив мельницы с догрузкой шаров стал несколько грубее: выход

Таблица 6.6

класса +0,074 мм возрос с 40,7 до 46,7 %. Циркулирующая нагрузка по классификатору составила 82,3 % (с шарами) и 61,3 % (без шаров).

Технологический процесс с догрузкой шаров идет более устойчиво, мельница реже перегружается. Мощность, потребляемая мельницей «Каскад» с 5 % шаров, составила 1480—1500 кВт.

УДЕЛЬНЫЕ РАСХОДЫ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ, ШАРОВ, ФУТЕРОВОЧНОЙ СТАЛИ В МЕЛЬНИЦАХ «КАСКАД» НА 1 т СЛИВА КЛАССИФИКАТОРА

	Мельница без добавки шаров	Мельница с добавкой шаров
Электроэнергия, кВт·ч	16,03	15,49
Шары, кг/т	—	0,313
Футеровочная сталь, кг/т	0,125	0,141

Опыты, проведенные в полупромышленных и промышленных условиях, позволяют произвести сопоставительную оценку степени влияния на производительность мельницы «Каскад» крупности исходной руды, добавки шаров, вывода и доизмельчения гальки и скрата в отдельном цикле, додробления и возвращения гальки в мельницу «Каскад». Данные приведены в табл. 6.8.

Можно видеть, что каждый из рассмотренных способов достаточно эффективен и может быть применен в определенных условиях.

Технико-экономическая оценка вариантов А, Б, В по сравнению с существующей схемой с циркуляцией избыточных гальки и скрата

Таблица

ОЖИДАЕМЫЙ ПРИРОСТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МЕЛЬНИЦЫ «КАСКАД» ПРИ ДОРАБОТКЕ ГАЛЬКИ И СКРАТА (НА ПРИМЕРЕ КВАРЦИТОВ ИНГОКА)

Индекс	Мероприятия	Ожидаемый абсолютный прирост производительности, %	Сопутствующие факторы
А	Выведение гальки и скрата на доизмельчение в отдельном цикле	До 12	Стабилизация процесса, установка специальных шаровых мельниц
Б	Выведение гальки, ее додробление и возвращение в мельницу «Каскад»	До 10—12	Стабилизация процесса, увеличение циркулирующей нагрузки по пескам классификатора (грохота) в 2—2,5 раза
В	Добавка 5% шаров в мельницу «Каскад»	До 15	Стабилизация процесса. Дополнительный расход шаров и футеровки
Г	Повышение крупности исходной руды. Выход класса +100 мм увеличился с 20—25 до 40—50%	До 15—20	Недостаточная стабильность процесса. Необходимость усреднения руды

ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУДНОЙ ГАЛЬКИ, ВЫДЕЛЯЕМОЙ ИЗ МЕЛЬНИЦЫ «КАСКАД», %

Мельницы	Количество гальки, т/ч	Класс крупности, мм					
		+50	-50 +30	-30 +20	-20 +10	-10	
С добавкой 5% шаров	47,7	—	7,4	18,3	43,2	31,1	
Без добавки шаров	65,2	1,3	18,6	19,9	39,6	20,6	

на показала, что для условий ИнГОКА наибольшую экономию приведенных затрат (на 14 %) дает вариант с доизмельчением гальки и скрата в шаровых мельницах (А).

Варианты с добавкой шаров в мельницу «Каскад» (В) и с додрабливанием гальки в дробилке с возвращением ее в мельницу «Каскад» (Б) весьма близки по приведенным затратам к варианту с доизмельчением гальки в шаровых мельницах.

Вариант с шихтовкой или усреднением руды Г экономически не оценивался.

Очевидно, наиболее эффективно сочетание вариантов А с Б или с В.

В целом технико-экономическое сравнение различных вариантов схем доработки избыточных гальки и скрата позволяет рекомендовать следующее:

выбор рациональной схемы доработки избыточных гальки и скрата должен производиться с учетом технологических свойств исходной руды, в частности крепости отдельных ее разностей;

при возможности обеспечения примерно одинакового уровня повышения производительности мельниц «Каскад» для руд, имеющих в своем составе разности, значительно отличающиеся по крепости от основной массы руды (например, кварциты ИнГОКА), из рассмотренных способов наиболее эффективно доизмельчение избыточных гальки и скрата в шаровых мельницах. Для руд, однородных по крепости, более целесообразна схема с додрабливанием избытка гальки в дробилках и возвращением издробленного продукта в мельницу «Каскад»;

шихтовку и обеспечение достаточной крупности исходной руды следует рассматривать как условия, необходимые для достижения максимальных и стабильных показателей при применении имеющихся вариантов доработки гальки;

при повышении прочности конструктивных элементов мельницы (крепления лифтеров и др.) с успехом может применяться добавка в мельницу «Каскад» 3—5 % шаров.

1. Пирогов Б. И. Геолого-минералогические факторы, определяющие обогатимость железистых кварцитов. М., Недра, 1969.
2. Остапенко П. Е. Обогащение железных руд. М., Недра, 1977.
3. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород. М., Недра, 1978.
4. Ребиндер П. А. Физико-химическая механика. М., Знание, 1958.
5. Труды Европейского совещания по измельчению. М., Госстройиздат, 1966.
6. Лоу Дж., Джонстон Т., Паркер Е. Разрушение твердых тел. (Пер. с англ.) М., Металлургия, 1967.
7. Уэрт У., Томсон Р. Физика твердого тела. М., Мир, 1969.
8. Разрушение. (Пер. с англ.) Под ред. Либович, т. 7. М., Мир, 1976.
9. Ходаков Г. С. Физика измельчения. М., Наука, 1972.
10. Schönert K., Steier K. Die Grenze der Zerkleinerung bei kleinen Korngroben. Chem.-Ing.-Technik, 43, 1971, N 3.
11. Rumpf H. Nutzen und Fortschritt der Zerkleinerungswissenschaft. Rergund-hut Fachmann. Monatsh, 117, 1972, N 12.
12. Шинкоренко С. Ф., Салищева Е. П. Разработка технологии измельчения гематито-мартиловых руд. — Горный журнал, 1969, № 11, с. 63—69.
13. Инструкция по изучению вещественного состава и обогатимости железных руд, т. II. Инструкция и методики по определению технологических свойств железных руд. Механобрчермет, Кривой Рог, 1978.
14. Кармазин В. И., Денисенко А. И., Серго Е. Е. Бесшаровое измельчение руд. М., Недра, 1968.
15. Захваткин В. К. О некоторых тенденциях развития подготовки руд к обогащению. — Обогащение руд, 1973, № 4, с. 46—59.
16. Бердышева Т. Т. Основные направления в развитии технологий обогащения железных руд за рубежом. — Обзорная информация. Серия 2, вып. 2, М., Черметинформация, 1972.
17. Захваткин В. К., Баранов В. Ф., Литвинов И. Б. Шаровые мельницы большого диаметра и объема. — Цветные металлы, 1978, № 3.
18. Олевский В. А. Размольное оборудование обогатительных фабрик. М., Госгортехиздат, 1963.
19. Справочник по обогащению руд, т. I. Подготовительные процессы, М., Недра, 1972.
20. Товаров В. В. О методах расчета производительности барабанных мельниц и определение размалываемости материалов. Труды Гипроцемента, вып. XVI. М., Промстройиздат, 1953.
21. Яшин В. П., Туманян В. А. и др. Предварительное определение показателей самоизмельчения железистых кварцитов. — Обогащение руд, 1972, № 5, с. 9—12.
22. Олевский В. А. Обобщенная формула для определения мощности двигателей барабанных мельниц. — Изв. вузов, Горный журнал, 1979, № 6, с. 134—139.
23. Шинкоренко С. Ф. О мощности, потребляемой мельницей на движение шаровой загрузки. — Обогащение руд черных металлов, вып. 2. М., 1973, с. 254—260.

24. Казеннов М. Н., Савичева Е. С. Совершенствование методики определения измельчаемости руд. — Обогащение руд, 1971, № 4, с. 40—45.
25. Баранов В. Ф., Захваткин В. К. О методе расчета стержневых и шаровых мельниц по энергозатратам. — Цветные металлы, 1978, № 6, с. 75—82.
26. Материалы X Международного конгресса обогатителей в Лондоне. М., ЦНИИНЦМ, 1973.
- * 27. Андреев С. Е., Тозаров В. В., Перов В. А. Закономерности измельчения и исчисление характеристик гранулометрического состава. М., Металлургиздат, 1959.
28. Fuerstenau D., Somasundaran P. Comminution Kinetics. Mineral Processing, Roberts A., ed., Pergamon Press, Oxford, 1963.
29. Keisall D., Reid K. The Derivation of the Mathematical Model for Breakage in a Small, Continuous, Wet Ball Mill. Paper 4,2, Joint American Institute of Chemical Engineers — Institution of Chemical Engineers Meeting, London, June, 1965.
30. Разумов К. И. и др. Закономерности измельчения в шаровых мельницах. VIII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых, т. 1; 1969.
31. Grandy G., Fuerstenau D. Simulation of Nonlinear Grinding Systems: Rod-Mill Grinding. Trans. Mining Engineering, AIME, 247, 1970, N 4.
32. Непомнящий Е. А. Об одном подходе к построению теории измельчения полезных ископаемых. — Изв. вузов, Горный журнал, 1965, № 5, с. 83—87.
33. Шупов Л. П. К вопросу построения математической модели схемы измельчения. — Обогащение и окускование руд черных металлов, 1970, вып. 11, с. ...
34. Тихонов О. Н. Об одном обобщении уравнения кинетики измельчения Загустина. — Изв. вузов, Цветная металлургия, 1978, № 1, с. 3—7.
35. Николаенко В. П., Карпов В. В. О кинетике износа рудных кусков при самоизмельчении. — Обогащение руд черных металлов, 1976, вып. 5, с. 182—190.
36. Gaudin A., Meloy T. Model and Comminution Distribution Equation for Single Fracture. Trans. AIME, 223, 1962, N 3.
37. Kelsall D., Stewart P., Reid K. Confirmation of a Dynamic Model of Closed Circuit Grinding with a Wet Ball Mill. Trans. Instn. Min. Metall., 77, 1963.
38. Вердиян М. А., Кафаров В. В. Процессы измельчения твердых тел. — В кн.: Процессы и аппараты химической технологии, М., 1977.
39. Tomura K., Tanaka T. Allgemeine Abhandlung über die Zerkleinerungskinetik und deren Anwendung zur Klarung des Arbeitsindex gemäß Bonda. Aufbereitungs-Technik, 1972, N 5.
40. Шинкоренко С. Ф. Моделирование процессов измельчения руд в барабанах врачающихся мельниц. — Горный журнал, 1973, № 12, с. 59—63.
41. Kelly F., Pilgrim R. Simulation of a Grinding Circuit and Encountered Problems. Transactions of the Society of Mining Engineers of AIME, vol. 252, 1972, N 4.
- * 42. Алабужев П. М. и др. Теория подобия и размерностей. Моделирование, М., Высшая школа, 1968.
43. Роже Гийо. Проблема измельчения материалов и ее развитие. М., Госстройиздат, 1964.
44. Шмидт Э. Введение в техническую термодинамику. (Пер. с нем.). М.—Л., Энергия, 1965.
45. Юрченко В. С., Медведев Р. В. О зависимости прочностных свойств горных пород от их состава и структуры. — Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1971, № 2, с. 9—12.
46. Френкель К. Г., Салов В. В., Клюева Э. Д. Зависимость предельной работы упругой деформации от размеров образцов горных пород. — В кн.: Технология переработки калийных руд. Л., 1972.
47. Перов В. А., Жудэ Э. К. Измельчение при каскадном режиме работы шаровой мельницы. — Горный журнал, 1965, № 4, с. 60—68.
48. Крюков Д. К. Усовершенствование размольного оборудования горно-обогатительных предприятий, М., Недра, 1966.
49. Шинкоренко С. Ф. Методика лабораторного определения измельчаемости руд с последующим расчетом производительности промышленных мельниц на ЭЦВМ. — Обогащение руд черных металлов, 1976, вып. 5, с. 199—210.
50. Муйзенек Ю. А., Табов О. А., Егоров М. В. Испытание модели шаровой мельницы. — Обогащение руд, 1961, № 5, с. 39—42.
51. Разумов К. А. К вопросу регулирования процесса многостадиального измельчения. — Обогащение руд, 1973, № 6, с. 10—14.
52. Корниенко Я. П. Исследование процесса измельчения в стержневых и шаровых мельницах и разработка оптимальной схемы измельчения твердых сульфидных медно-никелевых руд. Автореферат, канд. дис., Л., 1973.
53. Утеши Э. В., Утеши З. В. Основы автоматизации измельчения материалов в шаровых мельницах. М., Химия, 1968.
54. Шинкоренко С. Ф. Повышение производительности мельниц «Каскад» путем вывода избыточных гальки и скрапа. — Техника и технология обогащения руд. М., Недра, 1975, с. 64—65.
55. Хеллайер В. и др. Контроль цикла самоизмельчения с использованием дробилок. — Обогащение полезных ископаемых, 1971, № 28.
56. Яшин В. П., Бортников Л. В. Теория и практика измельчения, М., Недра, 1978.

СОДЕРЖАНИЕ

Предисловие	3	
1. РУДЫ И ИХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ	6	
1.1. Руды черных металлов как объекты измельчения	6	
1.2. Механизм разрушения горных пород	11	
1.3. Схемы и режимы измельчения	14	
1.3.1. Схемы измельчения	14	
1.3.2. Режимы измельчения	20	
1.3.3. Режимы измельчения, обеспечивающие снижение шламообразования	27	
1.4. Технологическая оценка результатов измельчения	33	
1.5. Тенденции в развитии измельчительного оборудования	37	
2. ОСНОВЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ	40	
2.1. Краткий обзор работ, посвященных математическому описанию процессов измельчения	40	
2.1.1. Уравнения кинетики измельчения	43	
2.1.2. Статистико-математические модели	53	
2.1.3. Физическое моделирование механических систем измельчения	61	
2.2. Уравнение кинетики измельчения руд как необратимого термодинамического процесса	63	
2.2.1. Экспериментальная проверка уравнения кинетики	66	
2.2.2. Варианты уравнения кинетики измельчения	68	
2.3. Характеристика процессов измельчения руд с помощью уравнения кинетики	71	
2.3.1. Начальные значения переменных уравнения кинетики измельчения руд. Сопоставимое выражение уравнений	71	
2.3.2. Общая оценка степени соответствия уравнения кинетики измельчения экспериментальным данным при $k_{ш} = \text{const}$	76	
2.3.3. Способы определения параметров уравнений кинетики для замкнутых циклов измельчения	78	
2.4. Применение уравнения кинетики для описания гранулометрического состава продуктов измельчения	87	
3. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В БАРАБАННЫХ ВРАЩАЮЩИХСЯ МЕЛЬНИЦАХ	91	
3.1. Условия подобия процессов измельчения	91	
3.2. Критерий динамического подобия. Общие условия подобия процессов	92	
3.2.1. Характеристика крепости пород при моделировании комплексным показателем	94	
3.2.2. Критерий подобия процессов измельчения в шаровых мельницах	104	
3.3. Моделирование процессов самоизмельчения руд	122	
4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ, ПОТРЕБЛЯЕМОЙ НА ДВИЖЕНИЕ ШАРОВОЙ ЗАГРУЗКИ МЕЛЬНИЦ	134	
4.1. Характеристика мощности, потребляемой шаровой загрузкой, посредством критерия подобия K_m	134	
4.2. Определение полезной мощности с учетом степени заполнения барабана пульпой	139	
4.3. Экспериментальное исследование влияния объема пульпы на потребляемую мощность	142	
5. РАСЧЕТ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПО ОПЫТАМ НА МОДЕЛИ	151	
5.1. Расчет производительности мельниц по частному времени измельчения	151	
5.2. Определение производительности мельниц по среднему суммарному времени измельчения	155	
5.3. Определение производительности мельниц с учетом эффективности предварительной классификации материала	157	
5.4. Определение циркулирующей нагрузки при заданном режиме измельчения	161	
5.5. Методология опытов на модели и вычисление показателей измельчения	162	
5.5.1. Методика определения измельчаемости руд	162	
5.5.2. Расчет параметров измельчения по данным лабораторных испытаний	166	
5.6. Расчет производительности мельниц типа «Каскад»	175	
6. ПРИМЕНЕНИЕ УРАВНЕНИЙ КИНЕТИКИ И МЕТОДОВ МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ	177	
6.1. Рациональное соотношение диаметра и длины барабана шаровых мельниц	177	
6.2. Оптимизация процесса измельчения по степени заполнения барабана мельницы пульпой	182	
6.3. Повышение производительности мельниц I стадии измельчения при снижении крупности исходной руды	187	
6.4. Рациональная циркулирующая нагрузка при работе мельницы в замкнутом цикле с классификатором	190	
6.5. Выбор рациональной схемы доработки избыточных гальки и скрапа	195	
6.5.1. Основные способы предотвращения накапливания гальки и скрапа	196	
6.5.2. Экспериментальная проверка способов доработки избыточных тальки и скрапа на примере кварцитов ИнГОКА	202	
Список литературы	207	