

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ АВТОНОМНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ
УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
«МИСиС»

Новотроицкий филиал МИСиС

А.В. Заводяный, А.В. Нефедов,
Н.А. Чиченев, И.А. Шур

Машины и агрегаты для подготовки шихтовых материалов

Рекомендовано учебно-методическим объединением вузов
по образованию в области металлургии
в качестве учебника

Новотроицк, 2013 г.

Рецензенты:

*Абрамова Н. Б., кандидат технических наук, доцент,
заведующий кафедрой технологии машиностроения
Орского гуманитарно-технологического института (филиала) ОГУ;*

Шмелев Э. В., директор ремонтного завода ОАО «Уральская Сталь»

Заводяный, А. В.

М 38. Машины и агрегаты для подготовки шихтовых материалов : учебник для вузов / А. В. Заводяный, А. В. Нефедов, Н. А. Чиченев, И. А. Шур. – Орск : Издательство ОГТИ, 2013. – 157с.

Рассмотрены машины и агрегаты, составляющие механическое оборудование первого основного металлургического передела – подготовки шихтовых материалов к плавке. Изложены принципы действия и области применения, приведены конструкции и методики расчета щековых, конусных, молотковых и валковых дробилок, барабанных мельниц, смесителей и окомкователей, грохотов и агломерационных машин.

Учебник предназначен для студентов, обучающихся по специальности 150404 «Металлургические машины и оборудование» и направлениям подготовки бакалавров 150400 «Металлургия» и 151000 «Технологические машины и оборудование».

Рекомендовано Методическим советом НФ НТИУ «МИСиС».

ISBN 978-5-903472-11-6

- © Новотроицкий филиал ФГАОУ
ВПО Национальный
исследовательский
технологический университет
«МИСиС», 2013
- © А.В. Заводяный, А.В. Нефедов,
Н.А. Чиченев, И.А. Шур, 2013

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	5
Введение	6
Условные обозначения	7
1. Процессы подготовки шихтовых материалов.....	8
1.1. Основные понятия и определения	8
1.2. Схемы обогащения полезных ископаемых	12
1.3. Характеристика процессов дробления и измельчения	15
2. Щековые дробилки	22
2.1. Принцип действия и особенности конструкций	22
2.2. Расчет параметров щековых дробилок.....	28
2.2.1. Определение угла захвата	28
2.2.2. Расчет производительности щековой дробилки	30
2.2.3. Расчет мощности привода щековой дробилки.....	31
2.2.4. Расчет нагрузок в щековой дробилке	32
2.3. Пример расчета щековой дробилки.....	34
3. Конусные дробилки	37
3.1. Принцип действия конусных дробилок	37
3.2. Конусные дробилки крупного дробления	40
3.3. Конусные дробилки среднего и мелкого дробления	43
3.4. Расчет параметров конусных дробилок	48
4. Молотковые дробилки.....	51
4.1. Особенности конструкции молотковых дробилок	51
4.2. Основные параметры молотковых дробилок.....	54
5. Валковые дробилки.....	56
5.1. Принцип действия	56
5.2. Расчет параметров валковых дробилок	59
6. Оборудование для измельчения (мельницы)	63
6.1. Устройство и классификация мельниц.....	63
6.2. Конструкция барабанных мельниц.....	66
6.3. Футеровка барабанов мельниц.....	71
6.4. Расчет параметров барабанных мельниц	73
7. Оборудование для классификации по крупности	79
7.1. Характеристика процессов классификации	79
7.2. Общие сведения о грохочении.....	80
7.2. Колосниковые грохоты	85
7.3. Валковые грохоты	87

7.4. Барабанные грохоты	91
7.5. Инерционные грохоты.....	97
7.7. Расчет вибрационного грохота	106
7.8. Ротационный грохот	111
7.9. Классификаторы	113
8. Оборудование для окускования	120
8.1. Общие сведения.....	120
8.2. Лопастные смесители	125
8.3. Барабанные смесители и окомкователи	127
8.4. Чашевые окомкователи	135
8.5. Агломерационные конвейерные машины	139
8.6. Валковые брикетные прессы.....	147
Контрольные вопросы	151
Библиографический список.....	155

ПРЕДИСЛОВИЕ

Развитие экономики России требует повышения уровня производства металлов при одновременном улучшении их качества. Успешное решение этой проблемы во многом зависит от эффективных технологий металлургического производства и применяемого для их осуществления механического оборудования. Поэтому подготовка специалистов в области металлургических машин и оборудования является стратегически важной задачей, необходимой для обеспечения национальной безопасности страны.

Дисциплина «Машины и агрегаты для подготовки шихтовых материалов» является первой частью курса «Машины и агрегаты металлургического производства» и изучается в цикле специальных (профильных) дисциплин. Его целью является ознакомление студентов с принципом действия и конструктивными особенностями узлов, механизмов, машин и агрегатов металлургических предприятий, обучение методике расчета и проектирования типовых систем и модулей технологических машин и агрегатов металлургического производства.

Данный учебник охватывает широкий комплекс вопросов, связанных с конструкциями и расчетами механического оборудования для подготовки шихтовых материалов.

Учебное пособие написано на основе курса лекций, которые более 10 лет читаются авторами в Новотроицком филиале Национального исследовательского технологического университета «МИСиС» для студентов, обучающихся по специальности 150404 «Металлургические машины и оборудование» и направлениям подготовки бакалавров 150400 «Металлургия» и 151000 «Технологические машины и оборудование».

ВВЕДЕНИЕ

Полный цикл производства металлопродукции на современных предприятиях цветной и черной металлургии включает три основных стадии (передела): подготовительный, плавильный и обработки давлением. Производство металлов характеризуется большим объемом перерабатываемого сырья, что обусловлено низким содержанием полезных элементов в добываемой руде. Так, в настоящее время перерабатываются руды, содержащие 16-70% железа, 0,7-3% меди, 1-3% цинка, 0,5-5% никеля, 0,1-4% кобальта и т.д.

Руда – горная порода, содержащая ценные компоненты, извлечение которых экономически выгодно на данном этапе развития науки и техники.

Концентрат – продукт обогащения руды, полученный путем отбора из исходной руды минерала, содержащего ценный компонент.

Пульпа – смесь тонкоизмельченного (мельче 1...0,5 мм) полезного ископаемого с водой.

Хвосты – продукт отвальный, в котором содержание ценного компонента недостаточно для эффективного его извлечения на данном этапе развития науки и техники.

Шихта – смесь сырых материалов и топлива, подлежащих переработке в металлургическом производстве. Состав шихты в значительной степени зависит от выплавляемого металла.

Подготовка шихтовых материалов относится в соответствии с принятой классификацией к первому основному переделу металлургического производства и характеризуется большим разнообразием технологических операций. Процессы обогащения и применяемое для их реализации механическое оборудование по функциональному назначению можно разделить на 3 группы: подготовительные, основные и вспомогательные. Подготовительные процессы включают операции дробления, измельчения, смешивания, грохочения и др. К основным процессам относятся операции обогащения, использующие различные свойства материалов: флотационные, гравитационные, магнитные, электрические и др. Вспомогательные процессы предназначены для повышения эффективности основного производства и дальнейшей переработке полученных продуктов и включают операции обезвоживания, сушки, обжига и др. На заключительных этапах мелкие шихтовые материалы подвергают укрупнению в окомковательных и агломерационных машинах, полученные окатыши (гранулы) направляют в плавильные агрегаты.

Кроме того, механическое оборудование для подготовки шихтовых материалов включает подъемно-транспортные машины (конвейеры, гидро- и пневмотранспорт, питатели и др.), которые осуществляют подачу, перемещение и складирование сырья и шихтовых материалов между технологическими агрегатами.

УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

a	размер кусков материала
A	Площадь
B, b	Ширина
C	жесткость колебательной системы
D, d	Диаметр
e	эксцентриситет
E	модуль упругости материала при сжатии
f	коэффициент трения материала по щеке
F	Сила
g	ускорение свободного падения
G	вес шаровой нагрузки в мельнице
i	степень дробления
J	момент инерции
H, h	Высота
K, k	коэффициент (общее обозначение)
L, l	Длина
M, m	масса
M	момент
n	Частота вращения
p	давление
P	мощность
r	эксцентриситет вращения вала
R, r	радиус
S	Перемещение, ход
T, t	время, период
V	объем
U, v	скорость
W	работа
Z	количество (роликов, зубьев, резцов и др.)
α, β, θ	угол
φ	угол трения
ε	относительная деформация
ν	частота колебаний короба
η	КПД механических передач привода
δ	толщина срезаемого слоя (высота резца)
λ	Угол наклона
ψ	коэффициент заполнения материалом камеры дробления
ω	частотой вращения эксцентрика
Π	производительность
ρ	объемная масса
$\sigma_{\text{вс}}$	предел прочности материала на сжатие

1. ПРОЦЕССЫ ПОДГОТОВКИ ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ

1.1. Основные понятия и определения

Основными видами шихтовых материалов при выплавке стали являются (рис. 1.1): руда; кокс (уголь); флюсы (известняк).

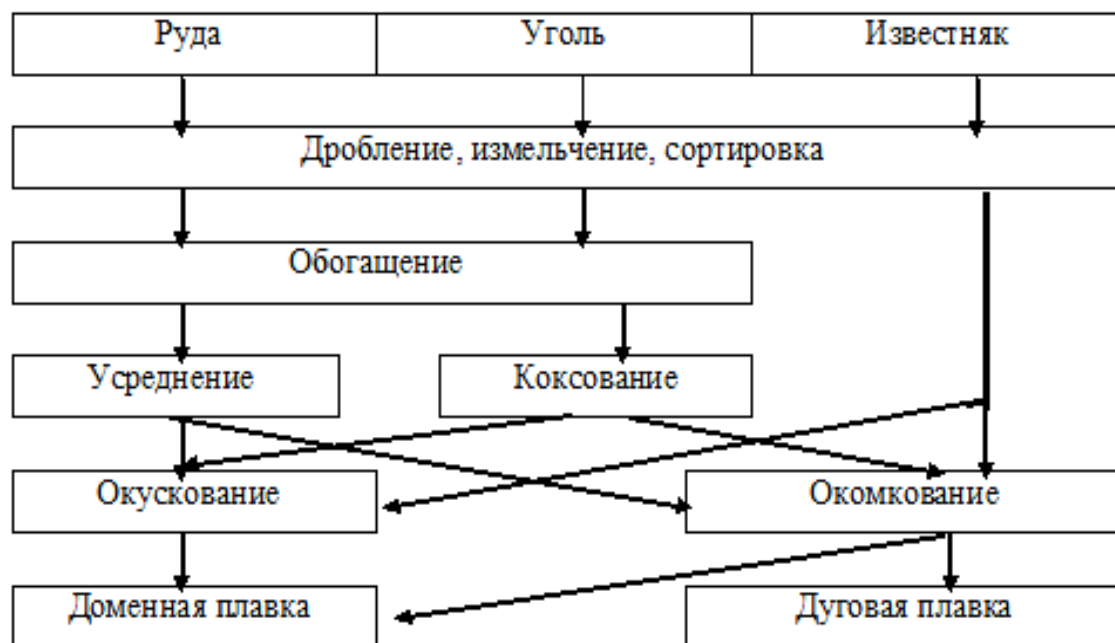


Рис. 1.1. Схема технологического процесса подготовки шихтовых материалов при выплавке стали

Руда – горная порода, содержащая ценные компоненты, извлечение которых экономически выгодно на данном этапе развития науки и техники.

Железосодержащая руда имеет плотность (объемную массу) $\rho = 1,2 \dots 3,6$ т/м³ и различается содержанием железа, пустой породы и вредных примесей. Одним из важнейших этапов подготовки руды к доменной плавке является удаление из неё пустой породы, для чего их подвергают предварительной обработке: дроблению, сортировке и обогащению.

Дробление – процесс разрушения твердого кускового материала на мелкие части, большая часть которых оказывается крупнее 5 мм.

Измельчение – процесс разрушения твердого кускового материала на мелкие части, размеры которых менее 5 мм.

Грохочение - процесс разделения твердых частиц по классам крупности или отделения твердой фазы материала от жидкой фазы путем просеивания через просеивающую поверхность.

Обогащение полезных ископаемых – совокупность процессов механической обработки минерального сырья с целью выделения полезных

минералов, а при необходимости их взаимного разделения. Процесс обогащения заключается в удалении из сырой руды и угля пустой породы и некоторых вредных примесей. В результате в руде повышается относительное содержание железа и образуется железорудный концентрат. Обогащение осуществляется на горно-обогатительных комбинатах и основывается на разделении материалов по их плотности (гравитационное обогащение), на различной способности минералов смачиваться водой (флотационное обогащение) и др.

Концентрат – продукт обогащения руды, полученный путем отбора из исходной руды минерала, содержащего ценный компонент.

Пульпа – смесь тонкоизмельченного полезного ископаемого с водой.

Хвосты – отходы, т.е. продукт отвальный, в котором содержание ценного компонента недостаточно для эффективного его извлечения на данном этапе развития науки и техники.

Шихта – смесь сырых материалов и топлива, подлежащих переработке в металлургическом производстве.

На металлургические заводы сырье часто поступает из нескольких месторождений, что обуславливает значительные колебания химического и физического состава шихтовых материалов. В связи с этим применяют операции усреднения.

Усреднение является операцией повышения однородности концентрата по составу и размерам. Процесс состоит в закладке усредняемого материала в штабель многочисленными тонкими слоями при различных сочетаниях поперечных, продольных и вращательных движениях рабочего органа с последующим отбором материала из максимального числа слоев.

Перед спеканием концентрат подвергают окомкованию во вращающихся барабанных смесителях до образования влажных комков размерами 0,5...5,0 мм.

Каменный уголь после дробления, сортировки и обогащения подвергается коксованию. **Кокс** – твердый углеродистый остаток, образующийся при нагреве угля до температуры 950...1050°C без доступа воздуха. Он используется для ведения доменной плавки и служит топливом и восстановителем. Кокс имеет объемную массу $\rho = 0,43...0,48 \text{ т/м}^3$. При коксовании кроме кокса (70...80%) образуется коксовый газ (15...25%) и жидкие продукты, которые являются ценным химическим сырьем.

Коксик – мелочь размерами менее 5...10 мм, остающаяся после сортировки кокса и используемая при агломерации.

Флюсы служат для придания легкоплавкости пустой породе (связывают ее), удаления золы кокса и получения жидкоподвижного шлака. В качестве

флюса применяют известняки: для агломерации – непрочные, с размером менее 3 мм; для доменной плавки - высокопрочные, кусковые.

Перед доменной плавкой измельченные железосодержащие материалы подвергают окускованию посредством агломерации.

Агломерация – термический процесс спекания компонентов шихты при температуре 600...1200°C, которые имеют следующие размеры: руда (концентрат) – 0,5...5 мм; коксик – 5...10 мм; известняк – менее 3 мм.

Процесс агломерации основан на горении топлива в слое спекающегося материала при непрерывном пропускании через него воздуха и сопровождается выжиганием серы. При этом образуются жидкие легкоплавкие соединения, которые связывают отдельные комки в куски.

После дробления агломерата получают куски размером 5...50 мм, которые имеют объемную массу $\rho = 1,6...1,7 \text{ т/м}^3$.

Кроме агломерата при доменной плавке используют кокс размерами кусков 20...40 мм и известняк размерами 10...15 мм.

Тонкоизмельченный концентрат крупностью менее 0,5 мм и пылевидную рудную мелочь, спекание которых на агломерационных машинах нерентабельно, подвергают окомкованию.

Процесс **окомкования** заключается в увлажнении, сушке и обжиге окатышей или шарообразных комочков, которые также иногда называют гранулами. Для окомкования используют компоненты со следующими размерами: руда (концентрат) – менее 0,5 мм и пылевидная мелочь; коксик – менее 3...5 мм и угольная пыль; известковое молоко (для увлажнения).

В результате получают окатыши диаметром 8...20 мм, которые направляют непосредственно в плавильные печи вследствие высокого содержания железа. Объемная масса окатышей - $\rho = 2,1...2,2 \text{ т/м}^3$.

В цветной металлургии используются аналогичные операции механической подготовки шихты: дробление и измельчение исходных материалов, сортировка материалов по крупности, обезвоживание и другие.

В качестве примера на рис. 1.2 приведена схема технологического процесса переработки сырья и отгрузки металлосодержащих продуктов Норильской обогатительной фабрики.

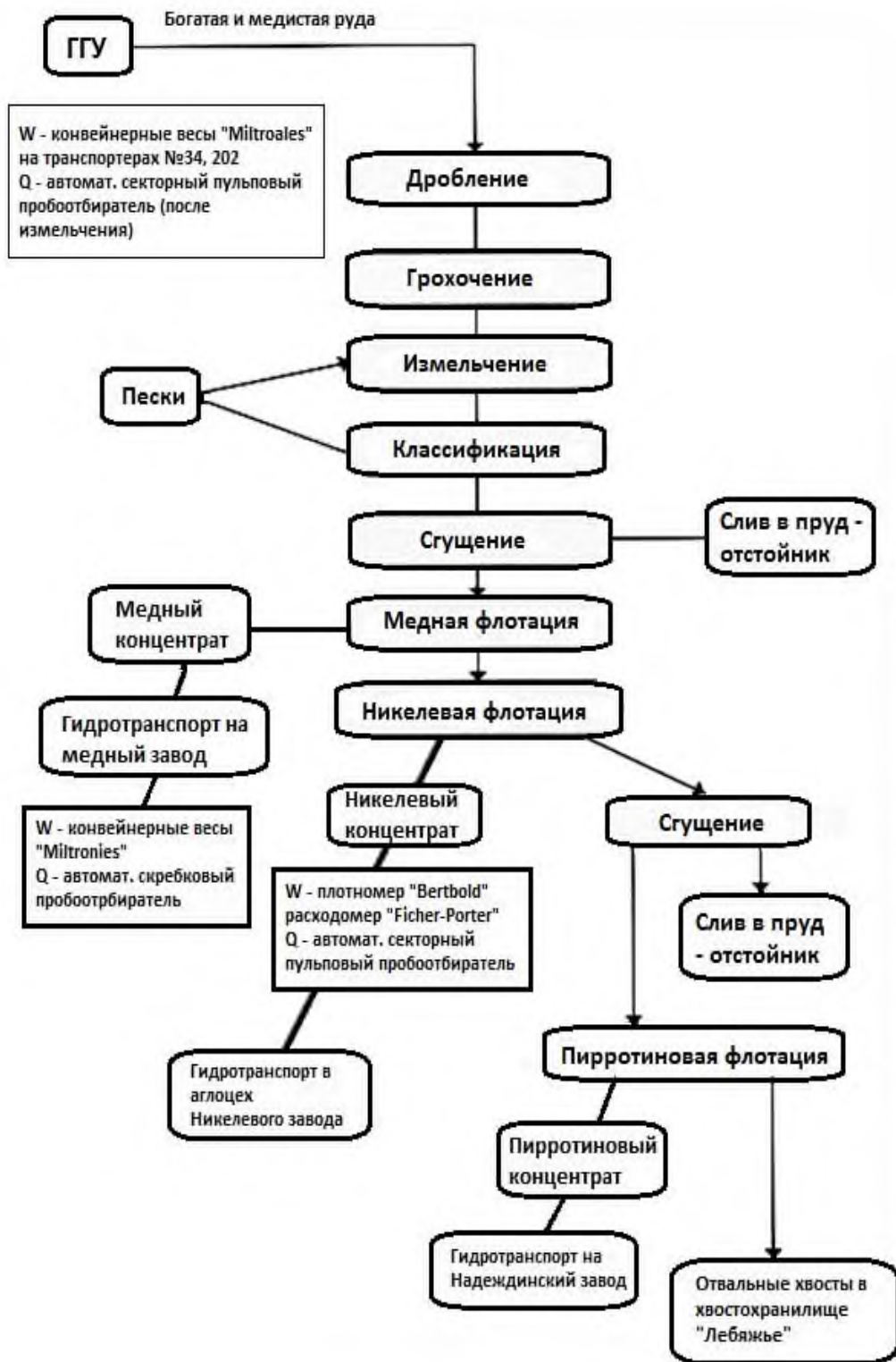


Рис. 1.2. Принципиальная схема переработки сырья и отгрузки металлосодержащих продуктов Норильской обогатительной фабрики (богатые и медистые руды)

1.2. Схемы обогащения полезных ископаемых

Обогащением полезных ископаемых (руд) называется совокупность процессов механической обработки минерального сырья с целью выделения полезных минералов, а при необходимости их взаимного разделения.

Обогащение руд позволяет механическим путем, не разрушая кристаллическую решетку минералов, сначала механически разъединить рудные и нерудные минералы друг от друга, а затем осуществить разделительный массоперенос рудных и нерудных минералов, сосредоточив рудные минералы в одном или нескольких продуктах, а нерудные – в другом (рис. 1.3). Разделительный массоперенос заключается во взаимоперемещении частиц, обладающих разным по своему значению физическим или физико-химическим свойством, в рабочей зоне обогатительного аппарата.

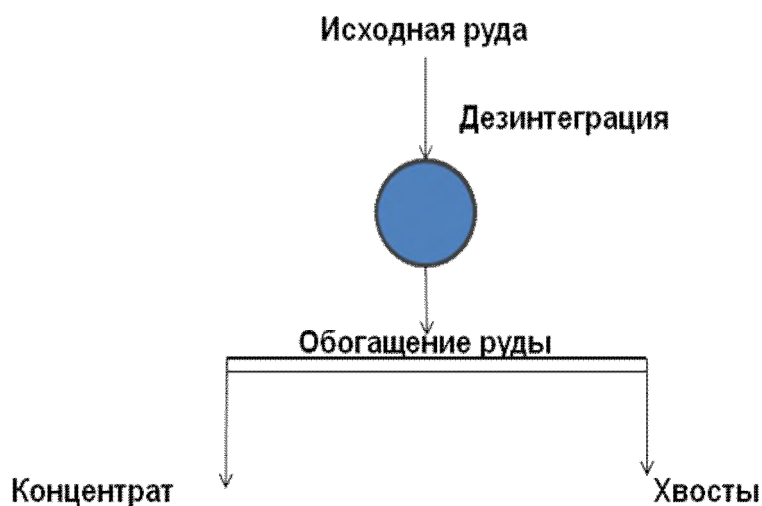


Рис. 1.3. Схема процесса обогащения руды

Продукты обогащения руд:

- концентрат – обогащенный ценным компонентом продукт
- хвосты (отходы) – обедненный ценным компонентом продукт, который в основном состоит из минералов вмещающих пород.

Схемой обогащения руды называется графическое изображение совокупности и последовательности обработки руды в процессе ее обогащения. Основными видами схем являются: технологические, качественные, качественно-количественные, цепи аппаратов.

На технологической схеме изображаются только операции обработки (рис. 1.4), которые указаны римскими цифрами; арабскими цифрами обозначены продукты, получаемые в результате обработки.

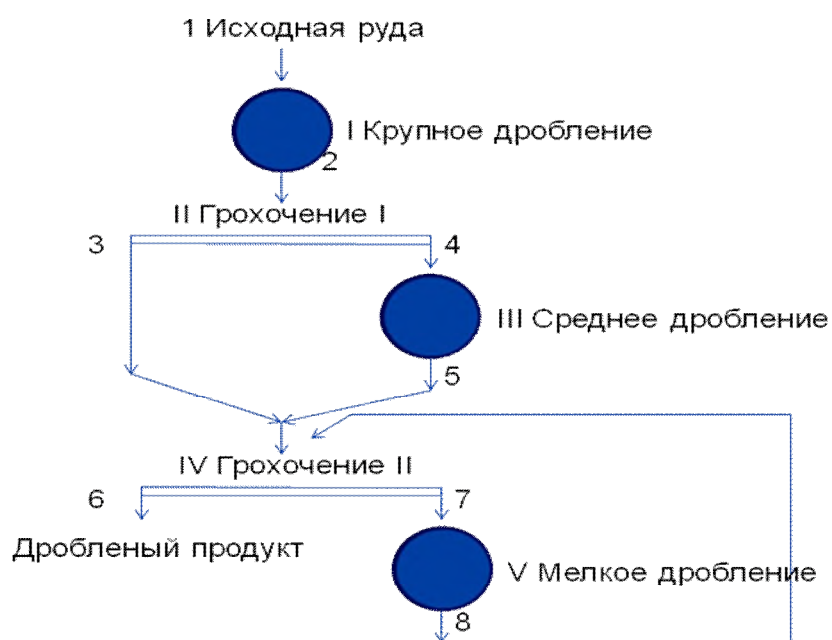


Рис. 1.4. Технологическая схема обогащения руды

На качественной схеме, кроме операций обработки, изображаются также качественные показатели обогащения. Например, на рис. 1.5 показано, что в исходном состоянии руда имеет максимальные размеры кусков до 1000 мм (позиция 1); после крупного дробления максимальные размеры кусков руды снижаются до 300 мм (позиция 2) и они поступают на операцию грохочения I.

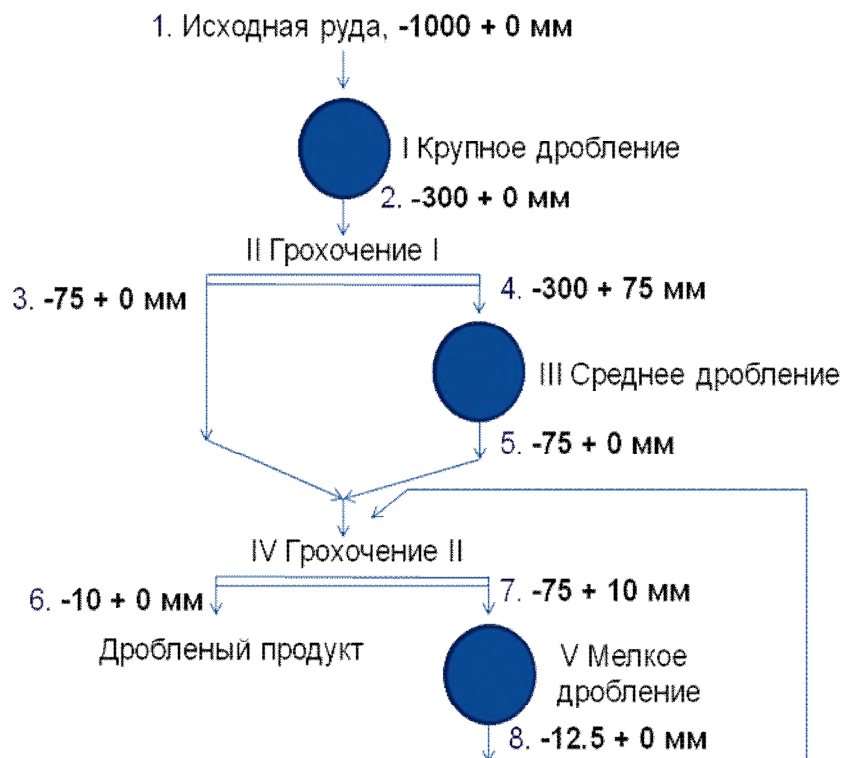


Рис. 1.5. Качественная схема обогащения руды

В результате грохочения I происходит разделение продукта на две фракции: максимальные размеры кусков до 75 мм (позиция 3), которые сразу поступают на операцию грохочения II; размеры кусков руды лежат в диапазоне от 75 до 300 мм (позиция 4), которые поступают на операцию среднего дробления. После среднего дробления руда с максимальным размером кусков до 75 мм (позиция 5) поступает на операцию грохочения II. В результате грохочения II происходит разделение продукта на две фракции: максимальные размеры кусков до 10 мм (позиция 6), которые сразу поступают на дальнейшую переработку; размеры кусков руды лежат в диапазоне от 10 до 75 мм (позиция 7), которые поступают на операцию мелкого дробления. После мелкого дробления руда с максимальным размером кусков до 12,5 мм (позиция 8) возвращается на операцию грохочения II.

На качественно-количественной схеме, кроме операций обработки, показываются не только качественные, но и количественные показатели обогащения (рис. 1.6). Производительность крупного дробления составляет 1800 т/ч (позиция 2), что соответствует подачи исходной руды (позиция 1). После грохочения I суммарная производительность левой (позиция 3) и правой (позиция 5) частей равна $720+1080=1800$ т/ч. После грохочения II (с учетом возврата продукта после мелкого дробления) подача дробленого продукта также составляет 1800 т/ч.

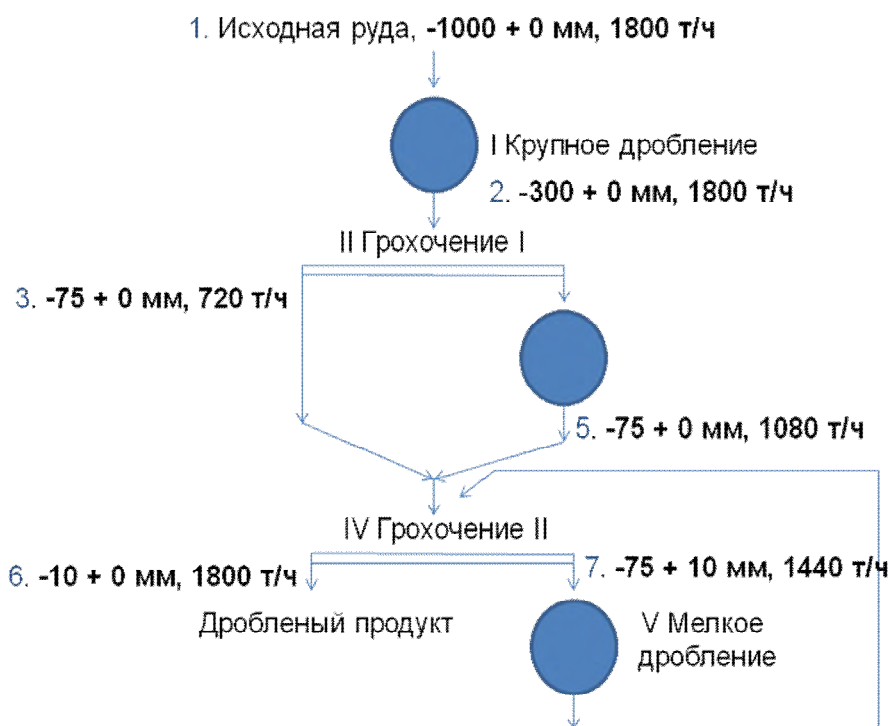


Рис. 1.6. Качественно-количественная схема обогащения руды

Примеры представления технологических процессов в виде цепи аппаратов приведены в главе 8.

1.3. Характеристика процессов дробления и измельчения

Дробление и измельчение на обогатительных фабриках служат подготовительными операциями перед обогащением руд. Цель этих операций – разьединение (раскрытие) зерен различных минералов, содержащихся в полезном ископаемом (руде), тесно переплетенных и сросшихся между собой. Чем полнее раскрываются (освобождаются один от другого) минералы при дроблении и измельчении, тем успешнее дальнейшее обогащение руды. Основной принцип рациональной организации процессов дробления и измельчения - **«не дробить ничего лишнего»**.

Кроме обогатительных фабрик дробление применяется: на угольных электростанциях для измельчения угля, сжигающих твердое топливо в пылевидном состоянии; на коксохимических заводах для измельчения угля перед его коксованием; на металлургических заводах для измельчения известняков и доломитов, используемых в качестве флюсов (присадок); в промышленном и дорожном строительстве для приготовления щебня и т.д.

На обогатительных фабриках на обеспечение операций дробления и измельчения приходится **50-70%** капитальных затрат и примерно такая же доля общих эксплуатационных расходов.

Более **50%** энергетических затрат при обогащении руд приходится на процессы дробления и измельчения. Доля подготовительных процессов в структуре затрат составляет:

дробление	- 20%,
измельчение	- 28%,
флотация	- 36%,
обезвоживание	- 5%,
прочие	- 11%.

Удельный расход энергии на обогатительных фабриках колеблется в пределах (7...20) кВт·ч/т.

Процесс дробления зависит от следующих факторов:

- размера и формы разрушаемых кусков руды;
- взаимного расположения дробимых кусков в дробящем пространстве (рабочей зоне дробилки);
- физико-механических свойств горной породы – крепости, твердости, однородности, плотности, вязкости, влажности и др.;
- формы, массы, траектории и скорости движения рабочих (дробящих) органов дробилки.

Дробимость кусков горной породы характеризует ее способность разрушаться при заданных нагрузках и определенной крупности.

Основными физико-механическими характеристиками горной породы являются следующие.

Твердость – способность сопротивляться проникновению в кусок горной породы другого более твердого тела. Относительная твердость горных пород и слагающих их минералов по шкале Мооса колеблется от 1 до 10 (табл. 2.1) и может быть оценена по шкале Протодьяконова (табл. 2.2).

Таблица 1.1

Относительная твердость минералов по Моосу

Минерал	Твердость	Минерал	Твердость
Тальк	1	Апатит	5
Ковеллин	1 – 2	Полевой шпат	6
Гипс	2	Пирит	6 – 7
Халькозин	2 – 3	Кварц	7
Кальцит	3	Топаз	8
Борнит	3	Корунд	9
Плавиновый шпат	4	Алмаз	10

Таблица 1.2

Шкала крепости горных пород по М.М. Протодьяконову

Категория пород	Степень крепости	Породы	Коэффициент крепости
1	2	3	4
I	Высшей крепости	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты	20
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитовые породы, кварцевый порфир, кремнистый сланец	15
III	Крепкие	Гранит плотный и гранитовые породы, очень крепкие песчаники и известняки, кварцевые рудные жилы	10
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник, железные руды	6

1	2	3	4
V	Средние	Крепкий глинистый сланец, некрепкий песчаник и известняк	4
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, гипс, мерзлый грунт	2
V II	Мягкие	Глина (плотная), крепкий наносный глинистый грунт	1,0
VIII	Землистые	Растительная земля, торф, суглинок, сырой песок	0,6
VI	Сыпучие	Песок, мелкий гравий, насыпная земля	0,5
X	Плывучие	Плывуны, болотистый грунт	0,3

Прочность – сопротивление разрушению под действием внутренних напряжений при воздействии внешних механических сил. Её характеристикой является временное сопротивление сжатию σ_p .

Хрупкость – способность горной породы разрушаться при внешнем воздействии сил без заметных пластических деформаций. Её определяют испытанием пробы горной породы в барабане.

Процесс дробления заключается в разрушении кусков твердого материала в результате раздавливания, раскалывания, срезывания, истирания и удара. Обычно перечисленные процессы разрушения происходят одновременно.

При **раздавливании** (рис. 1.7, а) кусок под действием сжимающего усилия деформируется между двумя поверхностями во всем объеме и после перехода напряжений за предел прочности разрушается. При **раскалывании** (рис. 1.7, б) кусок разрушается на части в местах наибольшей концентрации давления клинообразного инструмента. При **срезывании** (рис. 1.7, в) кусок разрушается в результате деформации сдвига. Измельчение **истиранием** (рис. 1.7, г) происходит в результате скольжения рабочей поверхности машины, в процессе которого внешние слои подвергаются деформации сдвига и разрушаются при превышении касательными напряжениями предела прочности на сдвиг. Истирание – малопродуктивный и наиболее дорогой способ измельчения, связанный с большим расходом энергии и интенсивным износом рабочих органов.

Ударное разрушение происходит под действием динамической нагрузки – удара, который может быть стесненным (кусок разрушается между двумя

дробящими поверхностями) или свободным (в результате столкновения куска с рабочим органом в полете или падении). При ударе происходят описанные выше виды деформации, но скоротечно.

Выбор рационального способа дробления зависит главным образом от физико-механических свойств и гранулометрического состава (соотношение кусков или частиц по их крупности) дробимого материала. При крупном и среднем дроблении рациональным считается разрушение с помощью раздавливания и удара. Истирание в сочетании с ударом используется в мельницах. Для очень твердых крепких горных пород (диабазы, базальты) используется способ раздавливания и удара. Для твердых и вязких пород – раздавливание и удар совместно с истиранием. Истирающее действие требуется при дроблении влажных и липких руд, чтобы избежать их зависания в дробящем пространстве. Хрупкие материалы дробят раскалыванием и ударом.

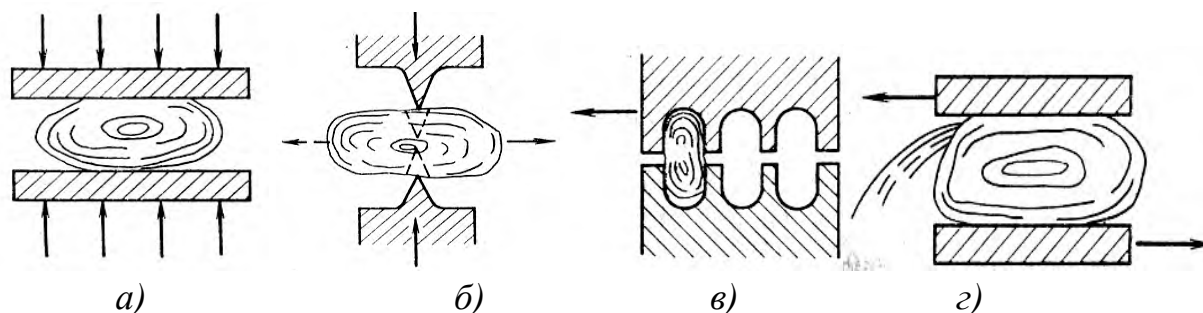


Рис. 1.7. Способы разрушения твердых материалов при дроблении и измельчении:

а – раздавливание, *б* – раскалывание, *в* – срезывание, *г* - истирание

Наибольшее применение в современном производстве находят механические способы, которые разделяют на дробление и измельчение; как правило, они осуществляются в несколько стадий.

Дробление – процесс разрушения твердого кускового материала на мелкие части, большая часть которых оказывается крупнее 5 мм.

Измельчение - процесс разрушения твердого кускового материала на мелкие части, размеры которых менее 5 мм.

Обычно дробление бывает сухим, а измельчение – мокрым.

Классификация дробления в зависимости от конечной крупности кусков, при этом исходные куски имеют размеры 500...1500 мм:

- крупное дробление – куски 100...350 мм;
- среднее дробление – куски 20...100 мм;
- мелкое дробление – куски 5...20 мм;
- тонкое дробление – до заданных размеров.

Классификация измельчения в зависимости от крупности помола:

- грубый помол – размеры частиц 5... 0,1 мм;
- тонкий помол – размеры частиц 0,1...0,05 мм;
- сверхтонкий помол – размеры частиц менее 0,05 мм.

Основными процессами разрушения твердого материала при крупном и среднем дроблении являются раздавливание и удар. По гипотезе Кика-Кирпичева работа дробления $W_{др}$ пропорциональна объему ΔV деформируемых кусков руды

$$W_{др} = \frac{\sigma_{вс}^2 \cdot \Delta V}{2E}$$

где $\sigma_{вс}$ - предел прочности материала на сжатие; E – модуль упругости материала. Физические свойства некоторых минералов приведены в табл. 1.3. Крепость частиц материала определяется пределом прочности на сжатие $\sigma_{вс}$, МПа, и характеризуется коэффициентом крепости $k_{кр} = \sigma_{вс}/10$ по шкале Протодьяконова. Например, для мягкого мела $k_{кр} = 1$, для угля $k_{кр} = 2$, для железной руды $k_{кр} = 15$.

Таблица 1.3

Физические свойства минералов

Категория твердости	Наименование	Плотность, т/м ³	Предел прочности на сжатие, МПа	Модуль упругости, МПа
Мягкие	Каменный уголь.	1,2...1,5	10...40	$3,5 \cdot 10^4$
	Мягкий известняк	2,3 ... 2,5	< 40	
Ниже средней твердости	Плотный известняк	2,5 ... 3,0	50...100	$3,6 \cdot 10^4$
	Магнитная руда	1,9 ... 2,2	100...110	
Средней твердости	Песчаник плотный	2,2...2,7	160	$5,0 \cdot 10^4$
Выше средней твердости	Кварцит	2,65	200...220	$4,5 \cdot 10^4$ $(6,0...8,0) \cdot 10^4$
	Диабаз	3,08	180...220	
Сталь (для сравнения)		7,85	600...1000	$2 \cdot 10^5$

При мелком дроблении и измельчении основными процессами разрушения твердого материала являются удар и истирание.

По целевому назначению все дробильно-измельчительное оборудование разделено на дробилки и мельницы, которые имеют принципиальное конструктивное отличие.

Дробилки – машины с постоянно разомкнутыми рабочими органами, т.е. в них между рабочими органами, которые осуществляют дробление, всегда отсутствует непосредственный контакт, как в рабочем режиме, так и при работе вхолостую. Отличительным признаком дробилки является наличие зазора между рабочими органами (дробящими элементами) при работе на холостом ходу; зазор заполняется материалом в рабочем режиме.

По принципу действия и конструкции дробилки разделяют на щековые, конусные, валковые и ударного действия. В щековых дробилках разрушение материала осуществляется в рабочем (дробящем) пространстве между двумя наклонно расположенными плитами (щеками), при этом раздавливание материала сочетается с раскалыванием и изгибом. В конусных дробилках материал разрушается в рабочем пространстве между двумя конусами путем раздавливания, раскалывания и излома кусков с частичным истиранием. В валковых дробилках материал разрушается между двумя вращающимися валками, при этом дробление осуществляется раздавливанием с частичным истиранием (в гладких валках) и раскалыванием (в зубчатых валках). В дробилках ударного действия (молотковые дробилки) материал разрушается от ударов быстро вращающихся частей.

Мельницы – машины с возможным непосредственным контактом рабочих органов (измельчающих деталей). В них рабочие органы отделены друг от друга только под нагрузкой, а при работе на холостом ходу и частично в рабочем режиме они соприкасаются.

В мельницах происходит мелкое дробление, измельчение истиранием в сочетании с ударами дробящих металлических тел (шаров, стержней) или кусков горной породы внутри рабочего пространства. Преимущества мельниц перед дробилками: простота конструкции; постоянная крупность помола; не боятся попаданий металлических предметов. Недостатки: громоздкость конструкции; износ шаров и стержней.

Показателем процесса дробления (измельчения) является **степень дробления**, которая определяется по формуле

$$i = \frac{a_{\max}}{a_{\min}}$$

Где a_{\max} и a_{\min} – максимальные размеры кусков материала до и после дробления. На практике в качестве a_{\min} принимают размер разгрузочной щели дробилки, который характеризует номинальную степень дробления.

Рекомендации по выбору дробилки в зависимости от степени измельчения руды приведены в табл. 1.4.

Рекомендации по выбору дробилки

Степень измельчения	Тип дробилки	Параметры дробилки, мм	
		Размеры поступающих кусков	Ширина разгрузочной щели
5	Щековые и конусные крупного дробления	900...1300	260
4,5		650...750	170
3,5		425	125
3		250...350	85...110
10,5	Конусные среднего дробления	260	25
8,5		170	20
8,5		125	15
7,5		110	
7,5	Конусные мелкого дробления	110	10
8		80	
8,5		70	8
5		40	
3	Валковые	30...50	10...12,5
4		80	20
10	Молотковые однороторные	400	40
7,5		300	
7,7		100	13
4			25
2,86			35

2. ЩЕКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

2.1. Принцип действия и особенности конструкций

В щековых дробилках процесс дробления осуществляется путем сжатия материала между двумя щеками (плитами). Щековые дробилки относятся к агрегатам периодического действия и предназначены для крупного и среднего дробления материалов с $\sigma_{вс} \leq 350$ МПа.

В зависимости от характера движения подвижной щеки различают щековые дробилки с простым (маятниковым) качанием щеки относительно оси подвеса (рис. 2.1, а, в), при котором точки щеки перемещаются по дуге окружности, и сложным качанием щеки (рис. 2.1, б), при котором точки щеки описывают замкнутые кривые типа эллипса. Дробилки с простым качанием щеки разделяют на конструкции с верхним (рис. 2.1, а), и нижним (рис. 2.1, в), подвесом подвижной щеки.

Дробилка с простым качанием и верхним подвесом подвижной щеки (рис. 2.1, а), работает следующим образом. Вращательное движение от эксцентрикового вала 6 передается к подвижной щеке 2, подвешенной на оси 3, через шатун 5, переднюю 4 и заднюю 7 распорные плиты. Неразъемная кинематическая связь подвижной щеки с распорными плитами и шатуном обеспечивается замыкающим механизмом, состоящим из пружины 10 и тяги 9. Дробление материала осуществляется между неподвижной 1 и подвижной 2 щеками. Ширина разгрузочной щели регулируется клиновым устройством 8.

Данная кинематическая схема (схема шарнирно-рычажного механизма с эксцентриково-шатунным приводом) при сравнительно небольших усилиях эксцентрикового вала вдоль шатуна создает значительное усилие (до 20 МН) на подвижной щеке 2.

Дробилки с простым движением и нижним закреплением щеки (рис. 2.1, в) обеспечивает получение более равномерного по крупности продукта, но имеют более сложный привод, расположенный в зоне дробления наиболее крупных кусков и поэтому подверженный большим нагрузкам. Кроме того, расположение оси подвеса 11 в разгрузочной части дробилки затрудняет защиту узлов трения от попадания пыли. Применение таких дробилок ограничено дроблением сухих материалов, хорошо разгружающихся через выходную щель.

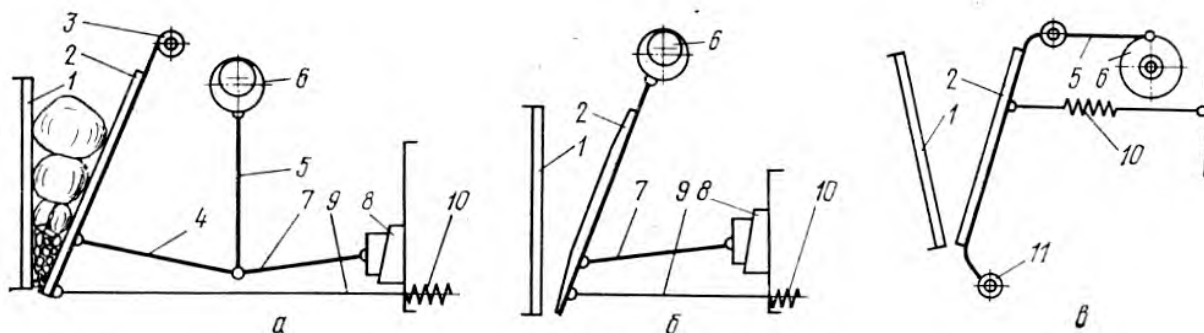


Рис. 2.1. Схемы щековых дробилок:

а – с простым качанием щеки, *б* – со сложным качанием щеки, *в* – с нижней осью подвеса подвижной щеки.

1 – неподвижная щека, 2 – подвижная щека, 3 и 11 – оси, 4 и 7 – распорные плиты, 5 – шатун, 6 – эксцентрик, 8 – устройство регулирования ширины разгрузочной щели, 9 – тяга, 10 – пружина

Схематичное устройство щековой дробилки с простым качанием и верхним подвесом подвижной щеки показано на рис. 2.2.

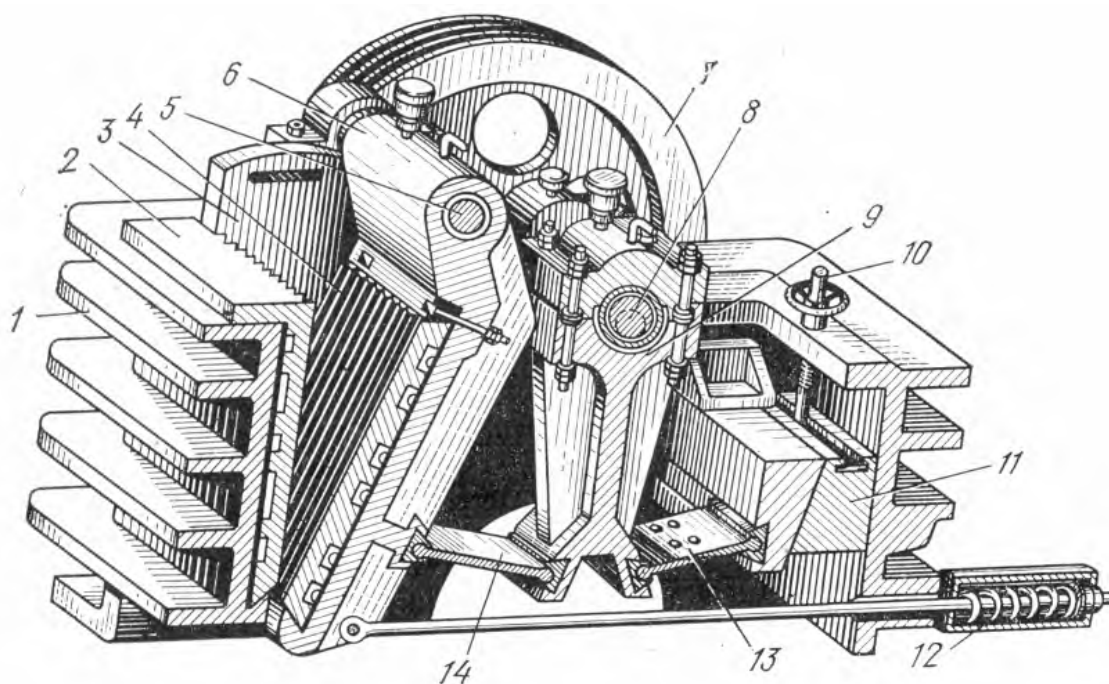


Рис. 2.2. Щековая дробилка с простым движением и верхним подвесом подвижной щеки:

1 – станина (неподвижная щека), 2-4 – футеровочные плиты, 5 – ось, 6 – подвижная щека, 7 – шкив приводного механизма, 8 – эксцентриковый вал, 9 – шатун, 10 – устройство для регулирования ширины разгрузочной щели, 11 – клиновой механизм, 12 – пружина, 13 и 14 – задняя и передняя распорные плиты

Станина 1 представляет жесткую ребристую отливку, её передняя стенка служит неподвижной плитой. Подвижная плита подвешена на оси 5. Рабочее пространство образуется неподвижной и подвижной щеками и боковыми стенками станины, защищенные от истирания дробимым материалом футеровочными (облицовочными) плитами 2-4 из износостойкой стали. Футеровочные плиты неподвижной 2 и подвижной 4 щек отливают с продольными рифлениями, что повышает эффективность дробления материала. Боковые футеровочные плиты 3 выполняют гладкими.

Исполнительный механизм дробилки состоит из эксцентрикового вала 8, шатуна 9, задней 13 и передней 14 распорных плит и тяги с пружиной 12, которые замыкают детали механизма в замкнутую кинематическую схему. Шатун 9 закреплен на эксцентриковой части вала 8, вращающегося в подшипниках скольжения, установленных в выемках станины. Распорные плиты своими торцами упираются в термически обработанные вкладыши (сухари), закрепленные в щеках, шатуне и упоре. Такая конструкция шарнирных соединений обусловлена большими усилиями (до 20 МН) на контактных поверхностях, что не позволяет использовать цилиндрические шарниры. Поэтому для их замыкания применяют силовые пружины, действующие через тяги.

Для предохранения машины от поломок при попадании в рабочее пространство недробимых тел (например, кусков металла) в конструкции дробилок предусматривают защиту от перегрузок с помощью различных предохранительных устройств. В старых конструкциях одна из распорных плит, обычно задняя (позиция 13 на рис. 2.2), выполняет функции предохранительного устройства – при определенной нагрузке плита ломается, что приводит к прекращению качания щеки (вследствие нарушения кинематической схемы) и остановке дробилки. В современных дробилках на главном валу устанавливают фрикционные предохранительные муфты.

По мере износа дробящих плит ширина разгрузочной щели увеличивается, и поэтому её необходимо периодически восстанавливать, чтобы обеспечить выдачу продукции заданного размера. В качестве регулирующего устройства обычно используют клиновой механизм. Вращением маховичка 10 задний клин 11 опускается или поднимается по направляющим, в результате чего подвижная щека приближается к неподвижной щеке, и тем самым уменьшает или увеличивает ширину разгрузочной щели.

Основными параметрами щековой дробилки являются:

- размеры загрузочного отверстия камеры дробления (ширина B_0 , длина L_0); ширина загрузочного отверстия B_0 определяется наибольшим размером a_{\max} загружаемых кусков материала, обычно $B_0 = 1,2a_{\max}$; отношение $L_0:B_0$ обычно принимается равным 1,3–1,5;

- ширина разгрузочной щели B_1 , которая определяет минимальные размеры («диаметры») кусков a_{\min} после дробления, т.е. $B_1 = a_{\min}$;

- ход подвижной щеки S ; исходя из опыта эксплуатации, ход подвижной щеки в верхней точке принимают по эмпирической формуле $S_B = (0,01 \dots 0,03) B_0$, мм, а в нижней точке - $S_H = 8 + 0,26 B_1$, мм.

Привод щековых дробилок осуществляют от электродвигателя переменного тока через клиноременную передачу и фрикционную муфту. Циклический характер работы дробилок создает неравномерную нагрузку на электродвигатель. Для ее выравнивания на приводной эксцентриковый вал устанавливают маховик с фрикционной муфтой.

В качестве передаточных механизмов, соединяющих привод с подвижной щекой, наибольшее применение находят рычажные, кулачковые и, в последнее время, гидравлические механизмы.

В качестве примера на рис. 2.3 приведена схема дробилки с простым движением щеки. Насос 8 приводится в движение от эксцентрикового вала 7, при этом поршень 9 насоса движется вниз и нагнетает жидкость в главный 1 и вспомогательный 10 гидроцилиндры и аккумулятор 5. При дальнейшем движении поршня вниз перекрывается подача жидкости во вспомогательный гидроцилиндр 10, т.е. поршень 9 насоса одновременно выполняет функции золотника.

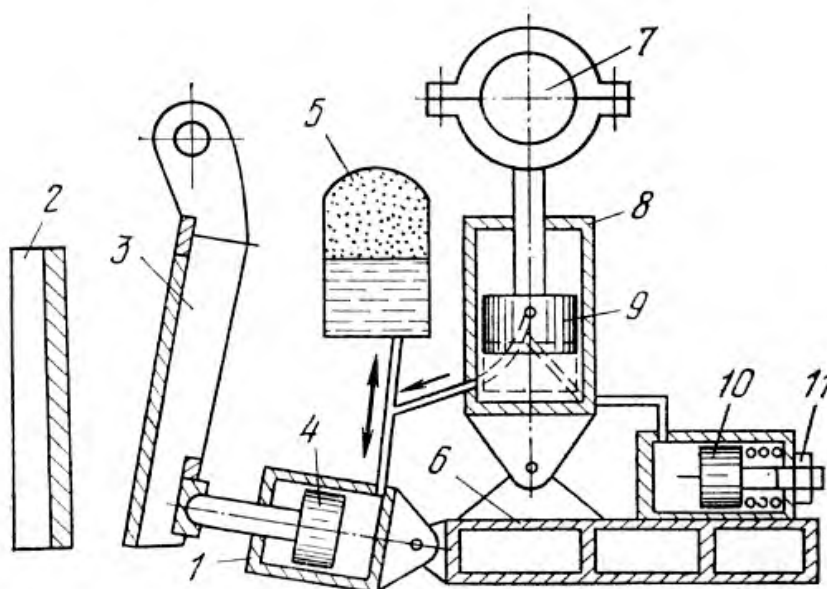


Рисунок 2.3. Схема щековой дробилки с гидравлическим приводом:
1 – главный гидроцилиндр, 2 – неподвижная щека, 3 – подвижная щека, 4 – поршень главного цилиндра, 5 – аккумулятор, 6 – станина, 7 – эксцентриковый вал, 8 – поршневой насос, 9 – поршень насоса, 10 – вспомогательный гидроцилиндр, 11 – винтовое устройство для регулирования рабочего хода щеки

Воздух в аккумуляторе сжимается до давления, соответствующего усилию, необходимому для дробления материала. Под давлением жидкости поршень 4 главного гидроцилиндра 1 приводит в движение подвижную щеку 3, в результате чего происходит процесс дробления. Затем поршень насоса движется вверх, и в нижней части насоса создается вакуум, под действием которого жидкость из главного цилиндра вытесняется. При дальнейшем движении поршня вверх жидкость выпускается из вспомогательного гидроцилиндра.

Вспомогательный гидроцилиндр выполняет три основные функции:

- 1) регулирование рабочего хода подвижной щеки путем изменения положения поршня 10 с помощью гайки 11;
- 2) регулирование ширины разгрузочной щели путем добавления в систему или выпуска из неё жидкости;
- 3) повышение продолжительности нахождения подвижной щеки в заднем положении, когда осуществляется загрузка материала.

Аккумулятор является предохранительным устройством, защищающим дробилку от перегрузки. При попадании в рабочее пространство недробимого тела нагрузка на подвижную щеку и, следовательно, на поршень главного цилиндра резко возрастает. Под действием этой нагрузки поршень перемещается вправо (см. рис.2.3), что приводит к резкому повышению давления в гидроцилиндре. Когда давление жидкости превысит давление воздуха в аккумуляторе, жидкость устремится в аккумулятор, дополнительно сжимая находящийся там воздух. В этот момент подвижная щека начнет отклоняться, увеличивая ширину разгрузочной щели до тех пор, пока недробимое тело не пройдет через неё и не упадет под дробилку. После прохода тела газ выдавит жидкость из аккумулятора обратно в гидроцилиндр, поршень переместится влево, и подвижная щека займет рабочее положение.

К достоинствам гидропривода относится надежное предохранение дробилки от поломок при попадании недробимых тел, возможность её запуска под завалом, автоматическое изменение хода щеки и ширины разгрузочной щели. В то же время дробилки с гидроприводом (по сравнению с электромеханическим приводом) имеют более высокую стоимость и сложность конструкции; а эксплуатация гидравлических систем, работающих под большим давлением, требует высокой квалификации обслуживающего персонала и специальных мер защиты от попадания пыли и грязи.

Преимуществами щековых дробилок с электромеханическим приводом являются надежность и низкие эксплуатационные расходы. Недостатками – низкая производительность, шум, вибрация и трудность пуска под «завалом». Технические характеристики щековых дробилок крупного дробления, применяемых для дробления руд, приведены в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Основные параметры щековых дробилок крупного дробления типа ЩКД

Наименование параметра	Типоразмер дробилки				
	4×6	6×9	9×12	12×15	15×21
Габариты загрузочного отверстия, мм: - ширина B_0 - длина L	400 600	600 900	900 1200	1200 1500	1500 2100
Наибольший размер куска a_{\max} , мм	340	510	750	1000	1500
Ширина разгрузочной щели B_1 , мм	40...100	80...160	100...180	150...250	180...280
Производительность P , м ³ /ч	10...25	42...84	100...180	200...360	450...700
Частота вращения вала n , об/мин	300	275	170	135	100
Эксцентриситет валае, мм	-	29	40	35	42
Ход щеки S_n , мм	20	29	30	32	44
Угол захвата $\alpha_{\text{зах}}$, град	-	20	22	24	23
Мощность электродвигателя $P_{\text{ЭД}}$, кВт	28	75	100	160	250
Масса дробилки без электродвигателя, т	7,5	21,7	69,6	137	235

В качестве примера на рис. 2.4 приведена конструкция дробилки размером 1500×2100 мм, предназначенная для дробления крепких горных пород. Подвижная щека 5 представляет коробчатую стальную отливку, жестко посаженную на ось 4. Шатун 11 выполнен в виде стальной цельнолитой конструкции, а его головка имеет баббитовую заливку. Величину разгрузочной щели регулируют путем установки прокладок 9 под упор 8 с помощью отжимных болтов 10. В разгрузочной части создана так называемая параллельная зона дробления, в которой нижняя часть неподвижной щеки имеет выпуклую форму, а нижняя часть подвижной щеки – небольшую вогнутость. Это обеспечивает получение сравнительно длинной параллельной зоны дробления, что повышает производительность дробилки и улучшает разгрузку раздробленного материала.

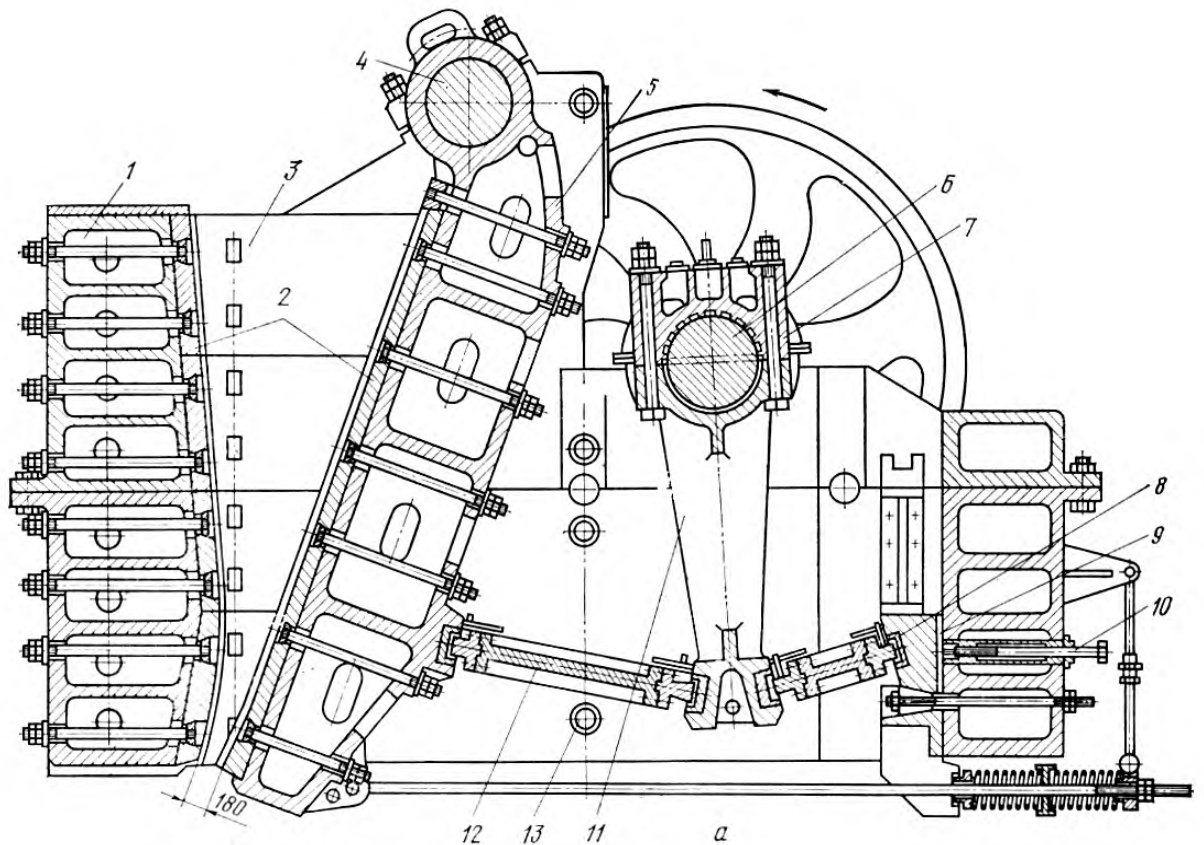


Рис. 2.4. Щековая дробилка ЩКД-15×21:

1 – станина, 2 – дробящие плиты, 3 – футеровочный болт, 4 – ось, 5 – подвижная щека, 6 – вал, 7 – шатунный болт, 8 – упор, 9 – мерная прокладка, 10 – отжимной болт, 11 – шатун, 12 – распорная плита, 13 – предохранительная распорка

2.2. Расчет параметров щековых дробилок

2.2.1. Определение угла захвата

Угол между плоскостями дробящих щек называют **углом захвата** $\alpha_{\text{зах}}$ дробимого материала (рис. 2.5, а).

Из условия равновесия куска материала можно составить два уравнения равновесия – суммы проекций всех сил на оси x и y равны нулю (весом куска можно пренебречь из-за его малости):

$$\Sigma F_{ix} = F_2 - F_1 \cos \alpha - F_1 f \sin \alpha = 0$$

$$\Sigma F_{iy} = F_1 \sin \alpha - F_1 f \cos \alpha - F_2 f = 0$$

$F_1 = F_2 = F$ – сила нажатия подвижной F_1 и неподвижной F_2 щеки на материал, равные **усилию дробления** F ; f – коэффициент трения материала по щеке; α –

угол между щеками при минимальном расстоянии между ними (угол захвата). Отметим, силы F_1f и F_2f препятствуют выталкиванию материала вверх.

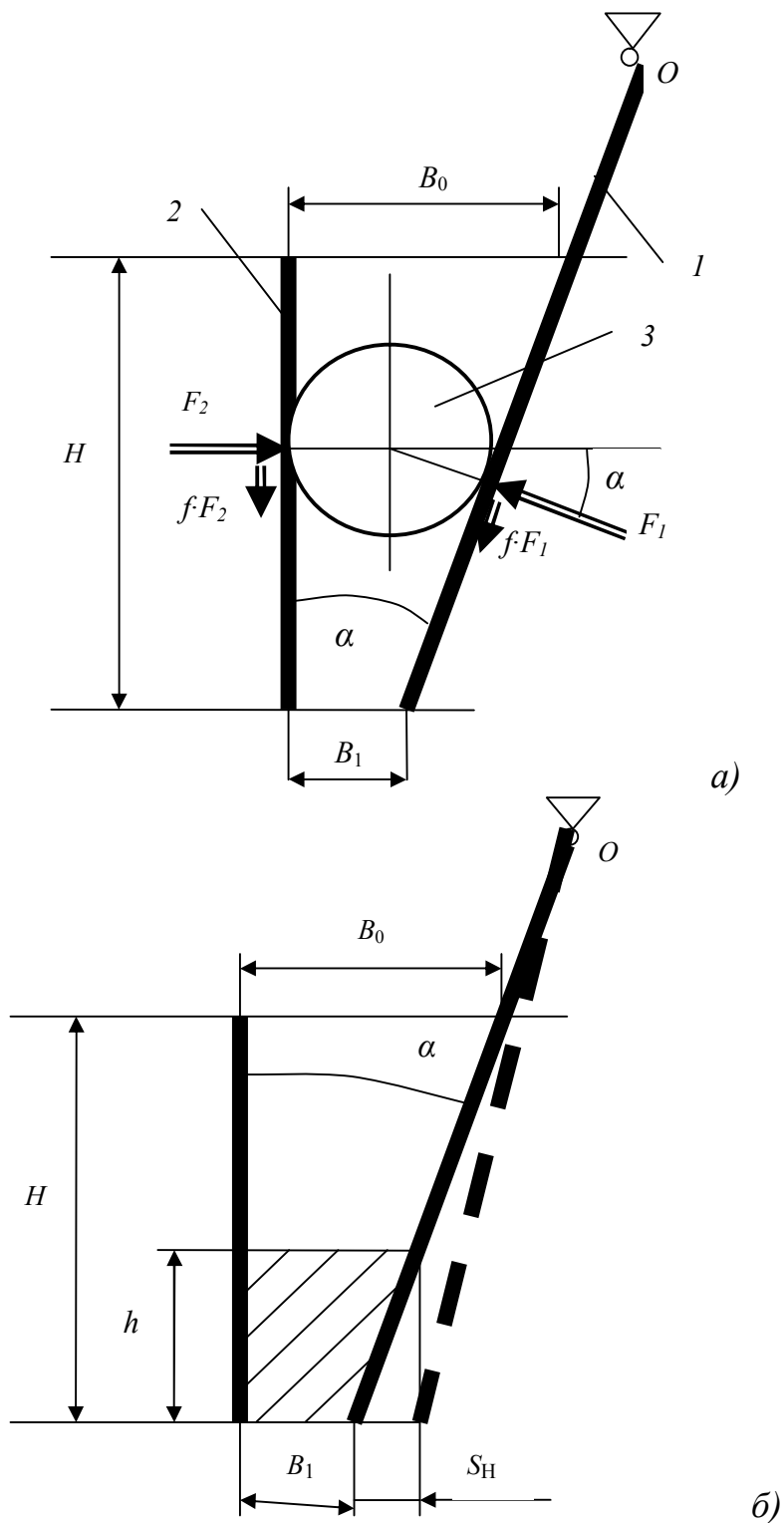


Рис. 2.5. Расчетные схемы для определения угла захвата (а) и производительности щековой дробилки (б): 1 – подвижная щека, 2 – неподвижная щека, 3- дробимый материал

Решая эти уравнения, получим:

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{2f}{1-f^2}.$$

Так как $f = \operatorname{tg} \varphi$, где φ – угол трения, то можем записать $\operatorname{tg} \alpha = \operatorname{tg}(2\varphi)$. Поэтому условие захвата и дробления материала имеет следующий вид

$$\alpha \leq 2\varphi.$$

При повышенных значениях угла захвата куски материала при нажатии щекой выталкиваются вверх во время сближения щек. С другой стороны, при слишком малых углах захвата уменьшается степень дробления материала. Для надежной работы щековой дробилки рекомендуется принимать $\alpha = 16...22^\circ$, что соответствует углам трения $\varphi = 8...11^\circ$ или коэффициентам трения $f = 0,141...0,194$. В среднем $\alpha = 20^\circ$, что соответствует $\operatorname{tg} 20^\circ = 0,364$ и $f \approx 0,175$.

2.2.2. Расчет производительности щековой дробилки

Принимаем, что при отходе подвижной щеки от неподвижной через разгрузочную щель дробилки выпадает объем материала V_h , эквивалентный объему призмы высотой $h = S_H / \operatorname{tg} \alpha$ (рис. 2.5, б). Учитывая, что величина хода подвижной щеки S мала по сравнению с остальными размерами, без большой погрешности в расчетах можно считать $\alpha = \operatorname{const}$

Величину объема V_h можно определить по формуле:

$$V_h = \frac{2B_1 + S_H}{2} \cdot hL, \text{ м}^3,$$

где B_1 - ширина разгрузочной щели, L – рабочая ширина щеки, S_H - ход подвижной щеки в нижней точке.

Время выпадения объема V_h соответствует периоду качания щеки T и определяется частотой вращения n (мин^{-1}) эксцентрика, которая связана с угловой скоростью его вращения ω (с^{-1}) соотношением $\omega = \pi \cdot n / 30 \approx 0,1 \cdot n$. Тогда

$$T = \frac{2\pi}{\omega} = \frac{60}{n}, \text{ с},$$

Часовая производительность дробилки Π , т/ч, определяется по формуле:

$$\Pi = \frac{3600}{T} V_h \rho \mu_p,$$

где ρ - объемная масса материала, т/м^3 ; $K_{\text{раз}} = 0,25...0,60$ – коэффициент, учитывающий степень разрыхления материала при дроблении (чем больше степень дробления, тем меньше коэффициент).

После подстановки входящих величин получим выражение:

$$\Pi = 290 \cdot (2d + S_H) \cdot S_H \cdot \omega \cdot L \cdot \rho \cdot K_{\text{раз}} \cdot \frac{1}{\operatorname{tg} \alpha}, \text{ т/ч}.$$

Для использования этой формулы необходимо знать угловую скорость вращения ω эксцентрика. Ее величину можно установить, если принять, что время падения призмы материала из дробилки соответствует времени отхода подвижной щеки, т.е. равно половине периода качания:

$$t_{\text{пад}} = \frac{T}{2} = \frac{\pi}{\omega}.$$

С другой стороны, время падения материала можно определить по закону свободного падения тел $h = g \cdot t^2 / 2$, т.е.

$$t_{\text{пад}} = \sqrt{\frac{2h}{g}}$$

Так как время отхода щеки примерно равно времени падения материала с высоты h , то, приравнявая эти выражения, после несложных преобразований получим формулу для определения частоты вращения эксцентрика:

$$\omega = \pi \sqrt{\frac{g}{2h}} = \pi \sqrt{\frac{g \cdot \operatorname{tg} \alpha}{2S_H}} \approx 7 \sqrt{\frac{\operatorname{tg} \alpha}{S_H}}.$$

2.2.3. Расчет мощности привода щековой дробилки

Мощность электродвигателя щековой дробилки можно определить по величине работы, которую надо затратить на сжатие материала до разрушения. При этом принимаем следующие допущения:

- разрушение материала происходит в области упругих деформаций, когда напряжение достигнет предела прочности материала на сжатие;
- объем материала, который подвергается деформации, соответствует объему камеры дробления (т.е. объему пространства между щеками) с учетом коэффициента заполнения.

Формула для работы деформации, затрачиваемой на дробление материала в течение одного оборота эксцентрикового вала, имеет вид:

$$W_{\text{др}} = 0,5F \cdot S.$$

Здесь S – средний ход подвижной щеки, F - усилие дробления, которое можно определить по формуле

$$F = \sigma_{\text{сж}} \cdot H \cdot L = \sigma_{\text{сж}} \frac{V}{B_{\text{ср}}}$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности материала на сжатие; H и L – высота и длина камеры дробления; V – объем материала в камере дробления; $B_{\text{ср}}$ – средняя ширина межщекового пространства.

После подстановки получим:

$$W_{др} = 0,5\sigma_{сж} V \frac{S}{B_{ср.}} = 0,5\sigma_{сж} V \varepsilon = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E} V,$$

где $\varepsilon = \frac{S}{B_{ср.}} = \frac{\sigma_{сж}}{E}$ - средняя относительная деформация материала в камере дробления; E – модуль упругости материала при сжатии.

Выразим V через параметры камеры дробления

$$V = \psi \cdot HL \frac{B_0 + B_1}{2},$$

где $\psi = 0,2...0,3$ – коэффициент заполнения материалом камеры дробления; $H = (B_0 - B_1)/tg\alpha$ - высота неподвижной щеки (см. рис. 2.5); B_0 и B_1 – ширина загрузочного и разгрузочного отверстий камеры дробления; α – угол наклона подвижной щеки.

После подстановки этих значений в формулу работы деформации получим:

$$W_{др} = \psi \frac{\sigma_{сж}^2}{4tg\alpha \cdot E} L \cdot (B_0^2 - B_1^2).$$

Тогда мощность электродвигателя щековой дробилки, определяемая по средней величине работы за цикл, будет равна

$$P_{эд} = k_{зап} \frac{W_{др}}{T \cdot \eta},$$

где $k_{зап} = 1,2...1,5$ – коэффициент запаса; $\eta = 0,7...0,9$ – КПД механических передач привода; T - период качания щеки

Размеры маховика в приводе щековой дробилки определяют из условия: энергия, отдаваемая маховиком, должна составлять не менее половины работы, затрачиваемой на дробление, т.е. $W_{мхв} \geq 0,5W_{др}$.

2.2.4. Расчет нагрузок в щековой дробилке

Схема сил, действующих в элементах рычажного механизма щековой дробилки, приведена на рис. 2.6. Равнодействующие сил, действующих на поверхность подвижной и неподвижной щеки, будем считать одинаковыми и равными усилию дробления F . Из условия равновесия подвижной щеки как балки, закрепленной в точке O

$$\Sigma M_O = F \cdot l_F - F_{рп} \cdot l_{F_{рп}}$$

находим силу, действующую на подвижную щеку со стороны распорной плиты $F_{рп}$

$$F_{PII} = F \cdot l_F / l_{FPII}$$

где l_F, l_{FPII} - расстояния от оси вращения O до точек приложения сил F и F_{PII} .

При выводе расчетных формул примем следующие допущения:

- удельные нагрузки, действующие на щеки, пропорциональны перемещению подвижной щеки, и поэтому равнодействующая сил дробления (по закону треугольника) приложена на расстоянии $l_F = H/3$ от разгрузочного отверстия, а перемещение точки ее приложения равно $S_F = (2/3)S_H$;

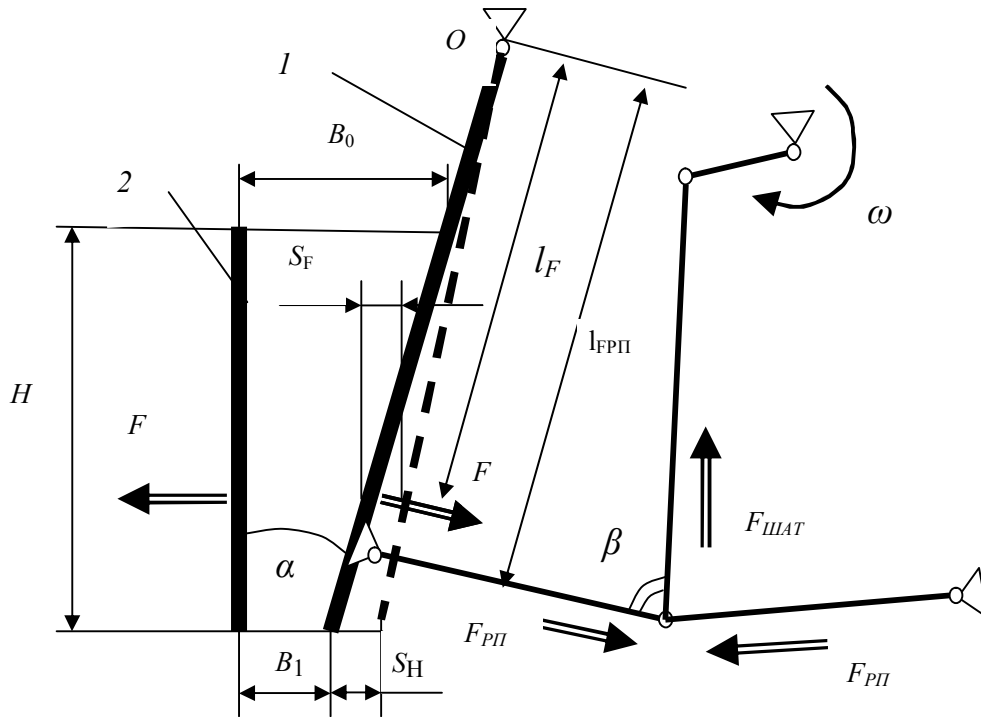


Рис. 2.6. Схема сил в рычажном механизме щековой дробилки

- работа, совершаемая равнодействующей сил дробления, определяется как работа упругой силы, т.е.

$$W_F = 0,5 \cdot F \cdot \frac{2}{3} S_H = \frac{F \cdot S_H}{3}.$$

Величину F можно определить, если приравнять W_F работе $W_{др}$, затрачиваемой на дробление материала в течение одного оборота эксцентрикового вала, т.е. из равенства $W_F = W_{др}$.

Подвижную щеку рассчитывают на изгиб под действием сил F и F_{PII} как балку, закрепленную в точке O , а распорные плиты - на сжатие от силы F_{PII} .

Шатун рассчитывают на растяжение от действующей на него силы

$$P_{ШАТ} = 2 \cdot F_{PII} \cos \beta,$$

где β - угол между шатуном и распорной плитой.

2.3. Пример расчета щековой дробилки

1. Исходные данные:

- типоразмер щековой дробилки – 6×9;
- наибольшие размеры кусков $-a_{\max} = 510$ мм;
- степень дробления – $i=5$.
- материал – известняк плотный,
 - $\sigma_{\text{сж.}} = 100$ МПа,
 - $E = 3,6 \cdot 10^4$ МПа,
 - $\rho = 2,6$ т/м².

2. Определение геометрических размеров

Ширина загрузочного отверстия

$$B_0 = 1,2a_{\max} = 1,2 \cdot 510 = 612 \text{ мм. Принимаем } B_0 = 600 \text{ мм.}$$

Длина загрузочного отверстия

$$L = 1,5B = 1,5 \cdot 600 = 900 \text{ мм. Принимаем } L = 900 \text{ мм.}$$

Ширина разгрузочной щели

$$B_1 = \frac{a_{\max}}{i} = \frac{510}{5} = 102 \text{ мм. Принимаем } B_1 = 100 \text{ мм.}$$

Ход подвижной щеки на уровне разгрузочной щели

$$(S_H) = 8 + 0,26 \cdot B_1 = 8 + 0,26 \cdot 100 = 8 + 26 = 34 \text{ мм.}$$

Принимаем $S_H = 29$ мм (табл. 2.1).

Ход подвижной щеки на уровне загрузочного отверстия

$$S_B = (0,01 \dots 0,03) \cdot B = 6 \dots 18 \text{ мм. Принимаем } S_B = 12 \text{ мм.}$$

Высота щеки

$$H = \frac{B_0 - B_1}{\text{tg } \alpha} = \frac{600 - 100}{0,364} = 1370 \text{ мм. Принимаем } H = 1400 \text{ мм (табл. 2.1)}$$

Угол захвата. Принимаем $\alpha = 20^\circ$.

Положение оси подвеса подвижной щеки (рис. 2.7)

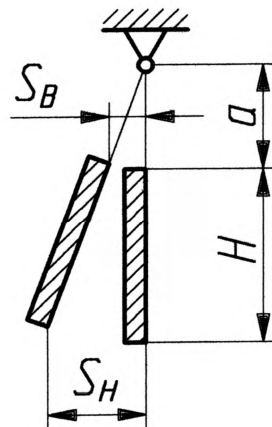


Рис. 2.7. Схема к определению положения оси подвеса подвижной щеки

Из подобия треугольников следует

$$\frac{S_B}{S_H} = \frac{a}{H+a} \text{ или } \frac{12}{29} = \frac{a}{1400+a}.$$

Отсюда находим

$$a = \frac{0,414 \cdot 1400}{(1-0,414)} = 989 \text{ мм} \approx 1000 \text{ мм}.$$

3. Расчет производительности щековой дробилки

$$P = 290 \cdot (2 \cdot B_1 + S_H) \cdot S_H \cdot \omega \cdot L \cdot \rho \cdot K_{PA3} \cdot \frac{1}{\operatorname{tg} \alpha}, \text{ т/ч.}$$

Угловая скорость и частота вращения

$$\omega \approx 7 \cdot \sqrt{\frac{\operatorname{tg} \alpha}{S_H}} = 7 \cdot \sqrt{\frac{0,364}{0,029}} = 24,8 \text{ с}^{-1}, \quad n = \frac{30\omega}{\pi} = \frac{30 \cdot 24,8}{3,14} 237 \text{ мин}^{-1}.$$

Принимаем $n = 275 \text{ мин}^{-1}$, тогда $\omega = 28,8 \text{ с}^{-1}$.

Коэффициент степени разрыхления материала принимаем равным $K_{\text{раз}} = 0,5$. Тогда

$$P = 290 \cdot (2 \cdot 0,100 + 0,029) \cdot 0,029 \cdot 28,8 \cdot 0,9 \cdot 2,6 \cdot 0,5 \cdot \frac{1}{0,364} = 181,4 \text{ т/ч} \approx 70 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

4. Расчет мощности электродвигателя

Работа деформации за 1 оборот эксцентрикового вала

$$W_{\text{ДР}} = \psi \cdot \frac{\sigma_{\text{сж}}^2 \cdot L \cdot (B_0^2 - B_1^2)}{4 \cdot \operatorname{tg} \alpha \cdot E}$$

Принимая коэффициент заполнения камеры дробления $\psi = 0,25$, получим

$$W_{\text{ДР}} = 0,25 \cdot \frac{(100 \cdot 10^6)^2 \cdot 0,9 \cdot (0,6^2 - 0,1^2)}{4 \cdot 0,364 \cdot 3,6 \cdot 10^4 \cdot 10^6} = 0,015 \cdot 10^6 \text{ Н} \cdot \text{м} = 15 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

$$P_{\text{Эд}} = k_{\text{зап}} \frac{W_{\text{ДР}}}{T \cdot \eta} = k_{\text{зап}} \frac{W_{\text{ДР}} \cdot \omega}{2\pi \cdot \eta} = 1,3 \cdot \frac{15 \cdot 28,8}{2 \cdot 3,14 \cdot 0,9} = 99,4 \text{ кВт} > 75 \text{ кВт (табл. 2.1)}.$$

Здесь $k_{\text{з}} = 1,3$ – коэффициент запаса; $\eta = 0,9$ – КПД механических передач.

5. Определение размеров маховика (рис. 2.8)

Энергия, отдаваемая маховиком, равна

$$W_{\text{МХВ}} = 0,5 \cdot J \cdot (\omega_{\text{max}}^2 - \omega_{\text{min}}^2)$$

где ω_{max} и ω_{min} – частота вращения эксцентрикового вала в начале и в конце рабочего хода соответственно. Величина ω_{min} зависит от допустимого скольжения электродвигателя; в специальных электродвигателях с

повышенным скольжением $\varepsilon = 8...15\%$. Принимаем $\varepsilon = 10\%$, тогда $\omega_{\min} = 0,9 \cdot \omega_{\max} = 0,9 \cdot 28,8 = 25,9 \text{ с}^{-1}$.

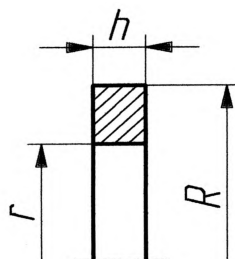


Рис. 2.8. Схема к определению размеров маховика

На основе рекомендации, что энергия, отдаваемая маховиком при дроблении, составляет половину полной работы на дробление, получаем

$$W_{MXB} = 0,5 \cdot W_{DP} = 0,5 \cdot 15 \text{ кН}\cdot\text{м} = 7,5 \text{ кН}\cdot\text{м}$$

Тогда момент инерции маховика равен

$$J = \frac{W_{MXB}}{0,5 \cdot (\omega_{\max}^2 - \omega_{\min}^2)} \text{ или } J = \frac{7,5 \cdot 10^3}{0,5 \cdot (28,8^2 - 25,9^2)} = 94,6 \text{ Н}\cdot\text{м}\cdot\text{с}^2 \text{ (кг}\cdot\text{м}^2)$$

Момент инерции маховика в виде кольца (например, шкива ременной передачи) равен

$$J = 0,5 \cdot M \cdot (R^2 - r^2)$$

Здесь $M = \pi \cdot \rho \cdot h \cdot (R^2 - r^2)$ - масса кольца, а ρ - плотность материала кольца; для чугуна $\rho = 8 \text{ т/м}^3$. Таким образом,

$$J = 0,5 \cdot \pi \cdot \rho \cdot h \cdot (R^2 - r^2) = 94,6 \text{ кг}\cdot\text{м}^2$$

Если принять $h = 0,3 \cdot R$ и $r = 0,7 \cdot R$, то получим:

$$0,5 \cdot \pi \cdot \rho \cdot 0,3 \cdot R [R^4 - (0,7 \cdot R)^4] = 0,5 \cdot 3,14 \cdot 8 \cdot 10^3 \cdot 0,3 \cdot (1 - 0,7^4) \cdot R^5 = 2864 R^5 = 946$$

Отсюда получаем

$$R = \sqrt[5]{\frac{94,6}{2864}} = \sqrt[5]{0,033} \approx 0,51 \text{ м.}$$

6. Расчет нагрузок в элементах щековой дробилки

Усилие дробления

$$F = \frac{3 \cdot W_{DP}}{S_H} = \frac{3 \cdot 15 \cdot 10^3}{0,029} = 1550 \cdot 10^3 \text{ Н} = 1,55 \text{ МН.}$$

Сила, действующая на подвижную щеку со стороны распорной плиты

$$F_{PII} = \frac{F \cdot l_F}{l_{FPII}} = \frac{F \cdot \left(a + \frac{2}{3} H\right)}{a + H} = 1,55 \cdot \frac{1000 + 933}{1000 + 1400} = 1,25 \text{ МН.}$$

3. КОНУСНЫЕ ДРОБИЛКИ

3.1. Принцип действия конусных дробилок

Конусные дробилки (КД) широко применяют для крупного (ККД), среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления.

Конусные дробилки по принципу действия относятся к машинам непрерывного действия, в которых куски породы дробятся при приближении подвижного (дробящего) конуса к неподвижному конусу (чаше). Движение подвижного конуса осуществляется от привода через эксцентрик, в котором монтируется ось дробящего конуса.

На рис. 3.1 приведены схемы конусных дробилок для крупного дробления с подвесным валом и неподвижной осью.

В конструкции ККД с подвесным валом (рис. 3.1, а) дробящий конус 3 жестко закреплен на валу 2, который сверху подвешен на шарнирной опоре 1, а снизу входит в эксцентрик 5, приводимый во вращение с помощью конической передачи 6. При вращении эксцентрика геометрическая ось вала описывает в пространстве коническую поверхность с вершиной в центре вращения O и углом при вершине $\beta = 2...3^\circ$, который называют *углом качания конуса*. Руда дробится в момент приближения подвижного конуса 3 к неподвижному конусу 4 (на рисунке слева), а раздробленный материал разгружается с противоположной стороны.

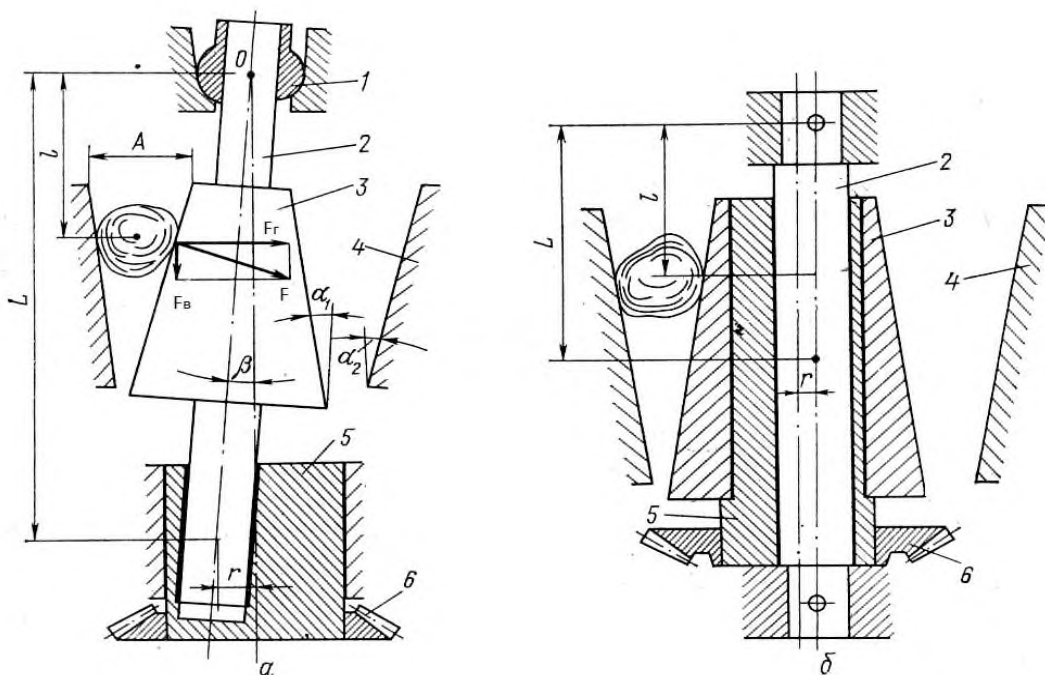


Рис. 3.1. Схемы конусных дробилок для крупного дробления:

а – с подвесным валом, *б* – с неподвижной осью.

1 – верхняя шарнирная опора, 2 – вал, 3 – подвижный конус, 4 – неподвижный конус, 5 – эксцентрик, 6 – коническая передача

В отличие от щековой дробилки, в конической дробилке процесс дробления протекает непрерывно. Другими преимуществами являются: хорошая уравновешенность подвижных частей, высокая степень дробления, возможность запуска под завалом, более высокая надежность.

Необходимо отметить, что под влиянием сил трения, возникающих между конусами и рудой, подвижный конус медленно (с частотой вращения около 10 об/мин) вращается в направлении, обратном направлению вращения эксцентрика. Это способствует более равномерному износу рабочих поверхностей конуса.

В конструкции конусной дробилки с неподвижной осью (рис. 3.1,б) подвижный конус 3 установлен по посадке с зазором в эксцентрик 5, который вращается относительно жестко закрепленной оси 2 с помощью конической передачи 6. При вращении эксцентрика все точки подвижного конуса описывает цилиндрические поверхности, и поэтому зазор между конусами остается постоянным по высоте. Основным недостатком такой конструкции является значительная нагрузка на эксцентрик, поскольку он расположен в зоне дробления. Кроме того, из-за отсутствия качаний конуса ухудшается разгрузка продукта, а регулирование разгрузочной щели возможно в очень узких пределах. Поэтому конусные дробилки с неподвижной осью не получили широкого распространения.

Угол между образующими подвижного и неподвижного конусов выбирают из условия заклинивания породы при ее дроблении, т.е. $tg(\alpha_1 + \beta) > f$. Принимая коэффициент трения сухой руды по стали равным $f = 0,2 \dots 0,3$, получим $\alpha_1 = 8 \dots 14^\circ$.

На рис. 3.2-3.3 приведены схемы конусных дробилок для среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления с подвесным валом и неподвижной осью.

В схемах с подвесным валом ось вала дробящего конуса опирается на сферическую поверхность и закрепляется в верхней точке (см. рис. 3.1, а) или опирается на сферический подпятник (см. рис. 3.2). При неподвижной оси дробящего конуса эксцентрик может быть нагруженным (см. рис. 3.1, б) или разгруженным (см. рис. 3.3). Указанные конструктивные различия определяются назначением дробилки.

При крупном дроблении в дробилку поступают большие куски руды (размер А на рис. 3.1, а), и конус воспринимает значительные нагрузки. В этом случае угол конуса принимают небольшим, делая его крутым. Разложим усилие дробления F на две составляющие: вертикальную $F_B = F \cdot \sin(\beta + \alpha_1)$ и горизонтальную $F_T = F \cdot \cos(\beta + \alpha_1)$. Здесь $\beta = 2 \dots 3^\circ$ - угол качания конуса, $\alpha_1 = 8 \dots 14^\circ$ - половина угла наклона образующей подвижного (дробящего) конуса.

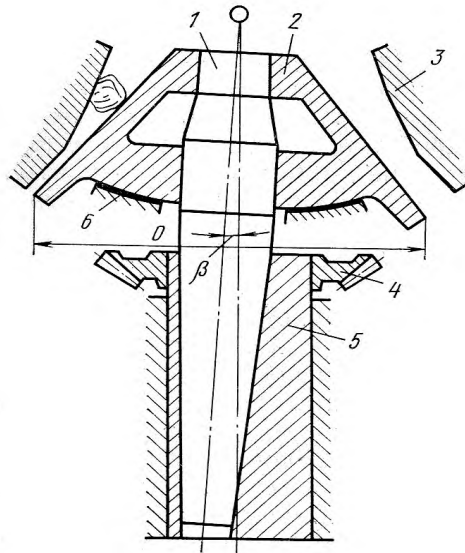


Рис. 3.2. Схема конусной дробилки среднего дробления с подвесным валом:
 1 – вал, 2 – подвижный конус, 3 – неподвижный конус, 4 – коническая передача, 5 – эксцентрик, 6 – сферический подпятник

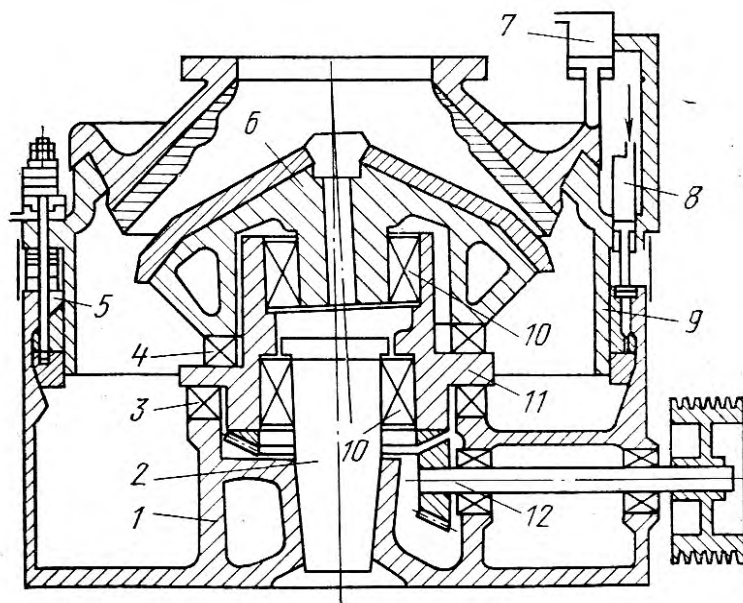


Рис. 3.3. Схема конусной дробилки мелкого дробления с неподвижной осью с подшипниками качения:
 1 – станина; 2 – вал; 3,4 – упорные подшипники (подпятники); 5 – гидроцилиндр; 6 – подвижный конус; 7 – гидропневматический аккумулятор; 8 – насос; 9 – чаша с неподвижным конусом; 10 – радиальные подшипники; 11 – эксцентрик; 12 – привод

Следовательно, отношение $F_T/F_B = \text{ctg}(\beta + \alpha_1) = 3 \dots 6$. Поэтому в дробилках крупного дробления вал закрепляется в верхней точке.

Дробилки среднего и мелкого дробления имеют более протяженную зону дробления и соответственно более пологий дробящий конус. Например, угол

при вершине конуса у КСД составляет $2 \cdot \alpha_1 \approx 100^\circ$, в то время как у ККД - 20° . С увеличением угла наклона образующей дробящего конуса растёт отношение F_T/F_B до 0,8...1,2, и поэтому возникает необходимость крепления дробящего конуса на подшипнике-подпятнике.

Для процессов среднего и мелкого дробления наибольшее распространение получили дробилки с консольным валом и пологим конусом (см. рис. 3.2). Пологий конус 2 опирается на сферический подпятник 6 с центром сферы в точке O . Подпятник воспринимает вертикальную составляющую усилия дробления. Основным параметром этих дробилок является диаметр D основания подвижного конуса, жестко закрепленного на верхнем конце вала 1. Нижний конец вала (хвостовик) свободно входит в расточку эксцентрика 5, вращающегося от приводного механизма через коническую зубчатую передачу, ведомое колесо 4 которой закреплено на эксцентрике. Дробящий подвижный конус 2 вращается внутри неподвижного конуса 3. При вращении эксцентрика подвижный конус описывает поверхность с углом конусности β с вершиной в точке O , совершая при этом качания (гирации) относительно вертикальной оси.

3.2. Конусные дробилки крупного дробления

Разгрузка материала из ККД может быть центральной и боковой. У дробилок с центральной разгрузкой больше высота рабочего пространства, что обеспечивает большую равномерность продукта и производительность машины.

Конструкция ККД с центральной разгрузкой показана на рис. 3.4. Корпусные детали включают основание 8, крышку 2 со сменной плитой 1 и чашу 15. Приводной вал 17 вращается от электродвигателя через клиноременную передачу, и передает вращение через коническую передачу 16 эксцентрику 6. Дробящий конус 12 подвешен на сферической опоре 11 и посредством гайки 10 может перемещаться по высоте для регулировки ширины разгрузочной щели. Нижняя часть вала 3 дробящего конуса установлена в опорном стакане 21. Втулка 9 установлена между стаканом и валом с целью снижения трения и износа.

Для защиты от ударных нагрузок и истирания рабочие поверхности конусов облицованы (футерованы) плитами 4 и 13 из стали 110Г13Л.

Дробящий конус состоит из вала 3, на который с помощью посадки с натягом устанавливают корпус 12, выполненный из конструкционной легированной стали. Снаружи корпус от износа предохраняет футеровка 13 из трех бронеконусов; верхний бронеконус затягивается специальной гайкой.

Неподвижный конус состоит из трех поясов и изнутри футеруется плитами 4. Крепление плит клиновое. Пространство между плитами и конусом заливается цинковым сплавом или высококачественным цементом. Это предотвращает поломку плит, плохо работающих на изгиб.

В зоне разгрузки дробящие поверхности имеют параллельную зону для повышения качества размола. В дробящей зоне подвижный конус наиболее близко подходит к неподвижному конусу.

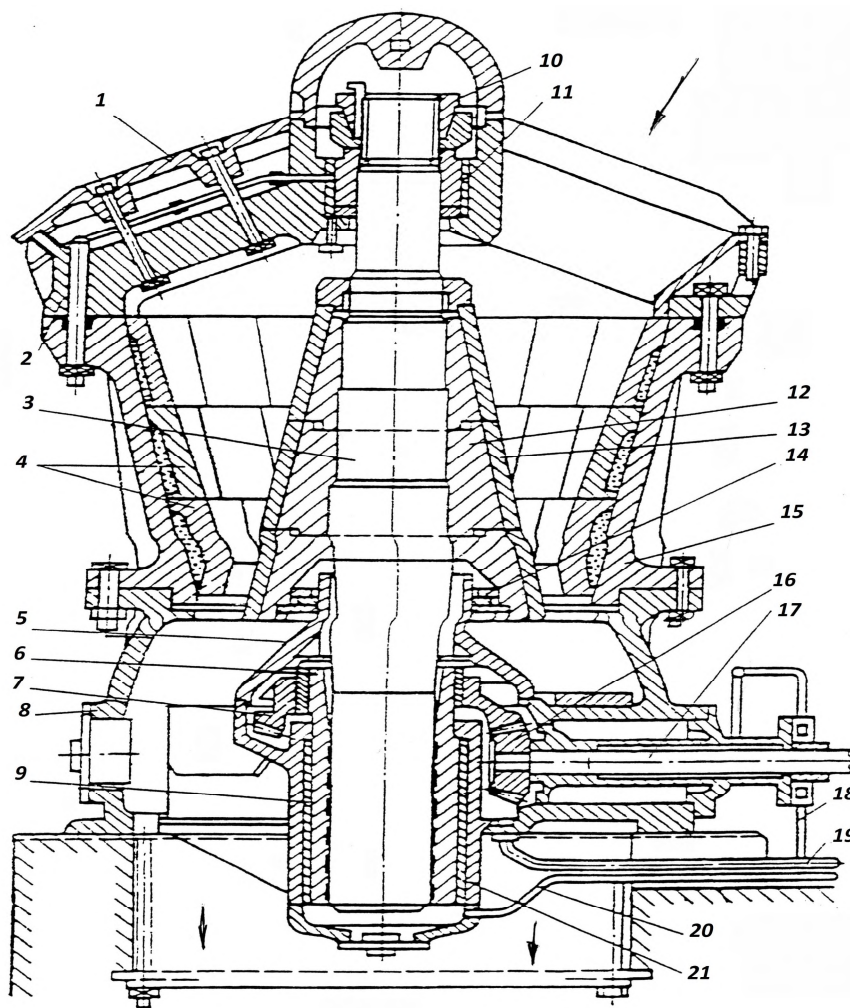


Рис. 3.4. Конусная дробилка крупного дробления (стрелками показаны направления загрузки и выгрузки материала): 1 - плита сменная; 2 - крышка; 3 - вал; 4 - футеровка чаши; 5 - втулка; 6 - эксцентрик; 7 - колесо коническое; 8 - основание; 9 - втулка бронзовая; 10 - гайка; 11 - опора сферическая; 12 - конус дробящий; 13 - футеровка конуса (бронеконуса); 14 - уплотнение; 15 - чаша; 16 - шестерня коническая; 17 - вал приводной; 18, 19, 20 - маслопроводы; 21 - стакан опорный

Для смазки трущихся поверхностей приводного механизма и эксцентрикового узла дробилка укомплектована системой централизованной жидкой смазки, которая подается с помощью маслопроводов 18-20.

Эксцентриковый механизм защищен от проникновения пыли и грязи уплотнениями 14.

Основные параметры дробилок для крупного дробления типа ККД приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Основные параметры дробилок для крупного дробления типа ККД

Параметр дробилки	Типоразмер дробилки				
	ККД-500	ККД-900	ККД-1200	ККД-1500А	ККД-1500Б
Ширина загрузочной щели B_0 , мм	500	900	1200	1500	1500
Ширина разгрузочной щели B_1 , мм	75	130	150	280	300
Наибольший размер куска a_{max} , мм	400	750	1000	1200	1200
Производительность П, м ³ /ч	150	340	560	1150	2300
Число качаний подвижного конуса, мин ⁻¹	160	140	100	80	82
Диаметр основания дробящего конуса D_H , мм	1220	1636	1900	2520	3200
Эксцентриситет подвижного конуса в плоскости разгрузочной щели, мм	12	16	19	20	21
Мощность электродвигателя $P_{ЭД}$, кВт	125	250	200×2	320×2	400×2
Масса дробилки без электродвигателя, т	39	135	229	393	612

Срок службы узлов трения дробилки зависит от состояния смазки и защиты трущихся поверхностей от проникновения пыли и грязи. Каждая дробилка имеет свою индивидуальную систему жидкой смазки. На крупных обогатительных фабриках индивидуальные системы объединены в централизованную (групповую) систему смазки, работающую автоматически. Для смазки надо пользоваться рекомендациями завода-изготовителя дробилки.

Наиболее часто масло приходится заменять из-за попадания в маслосистему воды. Поэтому в процессе эксплуатации строго следят за плотностью соединений в маслопроводе и водяного охлаждения и состоянием

гидроуплотнения эксцентрикового механизма. При замене масла не рекомендуется смешивать новое и старое масло, так как новое масло в такой смеси быстро стареет и его кислотность повышается.

В дробилках крупного дробления (ККД) для смазки трущихся частей приводного механизма и узла эксцентрика дробилка комплектуется системой централизованной жидкой смазки. В дробилку (см. рис. 3.4) масло поступает по нагнетательному маслопроводу 20 под торец главного вала 3, проходит вверх по зазору между валом 3 и эксцентриком 6, смазывая внутреннюю поверхность трения. Далее масло проходит через зазор между эксцентриком 6 и втулкой 5, смазывая наружную поверхность трения, и затем смазывает коническое зубчатое зацепление колеса 7 и шестерни 16. Эксцентриковый механизм защищен от проникновения пыли и грязи уплотнением 14. К подшипникам скольжения приводного вала масло подается отдельно по маслопроводу 18. Удаление масла осуществляется через сливной маслопровод 19.

3.3. Конусные дробилки среднего и мелкого дробления

Конструкция дробилки КСД показана на рис. 3.5.

Корпус дробилки состоит из цилиндрической литой станины 10, установленной на фундаментных плитах 11. Руда попадает в дробилку на распределительную плиту 3 через приемную воронку 1 и загрузочное устройство 2.

В верхней части корпуса по конусным поверхностям центрируется опорное кольцо 6, которое прижимается к корпусу с помощью спиральных пружин 8. В опорном кольце 6 имеется внутренняя резьба, в которую ввинчивается регулировочное кольцо (чаша) 5, покрытое футеровкой (бронеконусами) 7 и являющееся неподвижным дробящим конусом. Болты, крепящие футеровку, защищены кожухом 4.

В нижней части станины 10 имеется стакан с запрессованной цилиндрической втулкой 13, внутри которой вращается эксцентрик 14. В наклонной расточке эксцентрика 14 установлена втулка 12, составляющая пару трения с хвостовиком вала 17. На вал запрессован корпус 18 с защищающей его футеровкой (бронеконусами) 19. Своей нижней частью дробящий конус опирается на сферический подпятник 9, для защиты которого от попадания рудной пыли под ним расположен гидрозатвор 21, состоящий из кольцевой выточки в станине 10 под подпятником 9. Выточка заполнена проточной водой, в которую погружен кольцевой воротник, жестко соединенный с дробящим корпусом (см. п. 5.5).

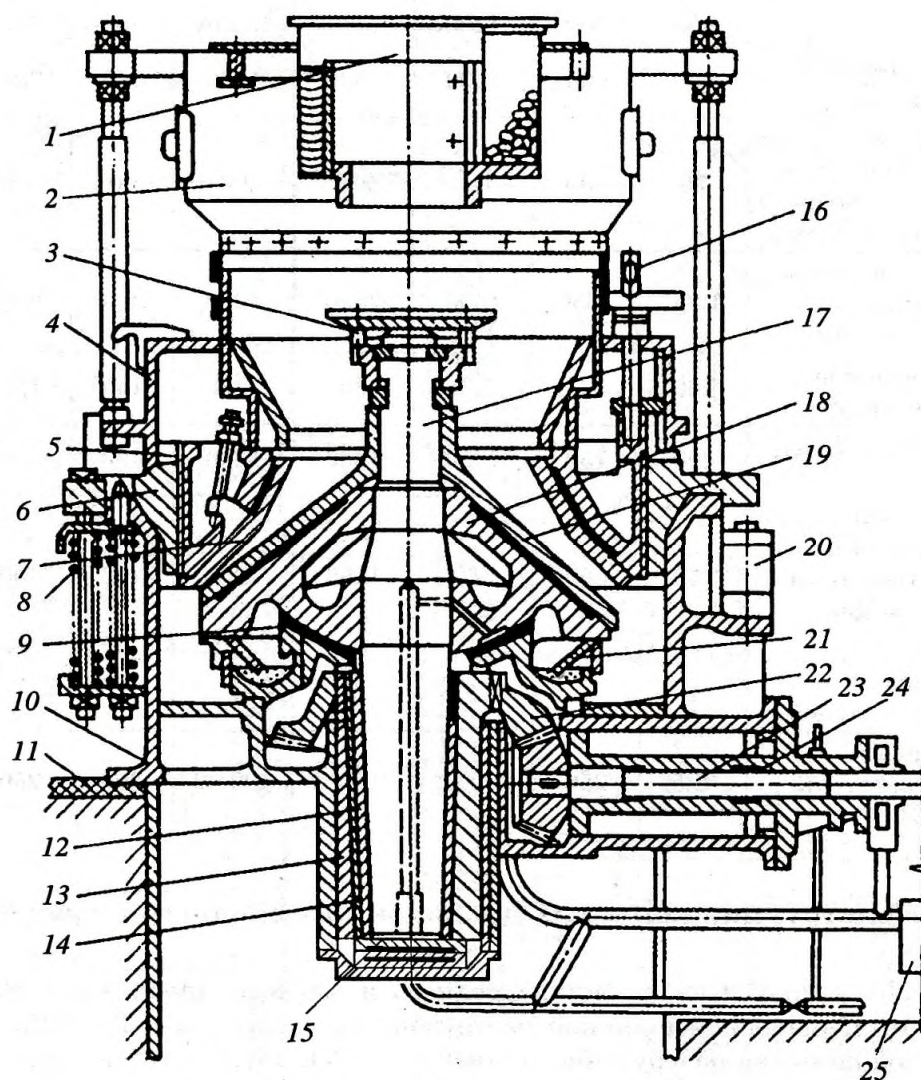


Рис. 3.5. Дробилка среднего дробления:

1 – приемная воронка, 2 – загрузочное устройство, 3 – распределительная плита, 4 – кожух, 5 – регулировочное кольцо (чаша), 6 – опорное кольцо, 7 – футеровка чаши, 8 – пружины, 9 – сферическая опора, 10 – станина, 11 – фундаментные плиты, 12 и 13 – втулки, 14 – эксцентрик, 15 – подпятник, 16 – поворотное устройство, 17 – главный вал, 18 – дробящий конус, 19 – футеровка конуса, 20 – домкрат, 21 – гидрозатвор, 22 – коническая передача, 23 – приводной вал, 24 – подшипник, 25 – станция смазки

Бронеконуса отливают из износостойкой стали 110Г13Л. Зазоры между конусами и бронеконусами заполняют цинковым сплавом.

Стальной дробящий конус 18 жестко закреплен на двух цилиндрических посадочных поверхностях главного вала 17 и совершает качательные движения по сферическому подпятнику 9 по отношению к вертикальной оси с углом $2...2,5^\circ$. Вращение главному валу дробилки от электродвигателя передается через приводной вал 24 и коническое зубчатое колесо 22, закрепленному на эксцентрике 14.

Конструкция дробилки КМД, предназначенной для мелкого тонкого дробления крепких горных пород, показана на рис. 3.6.

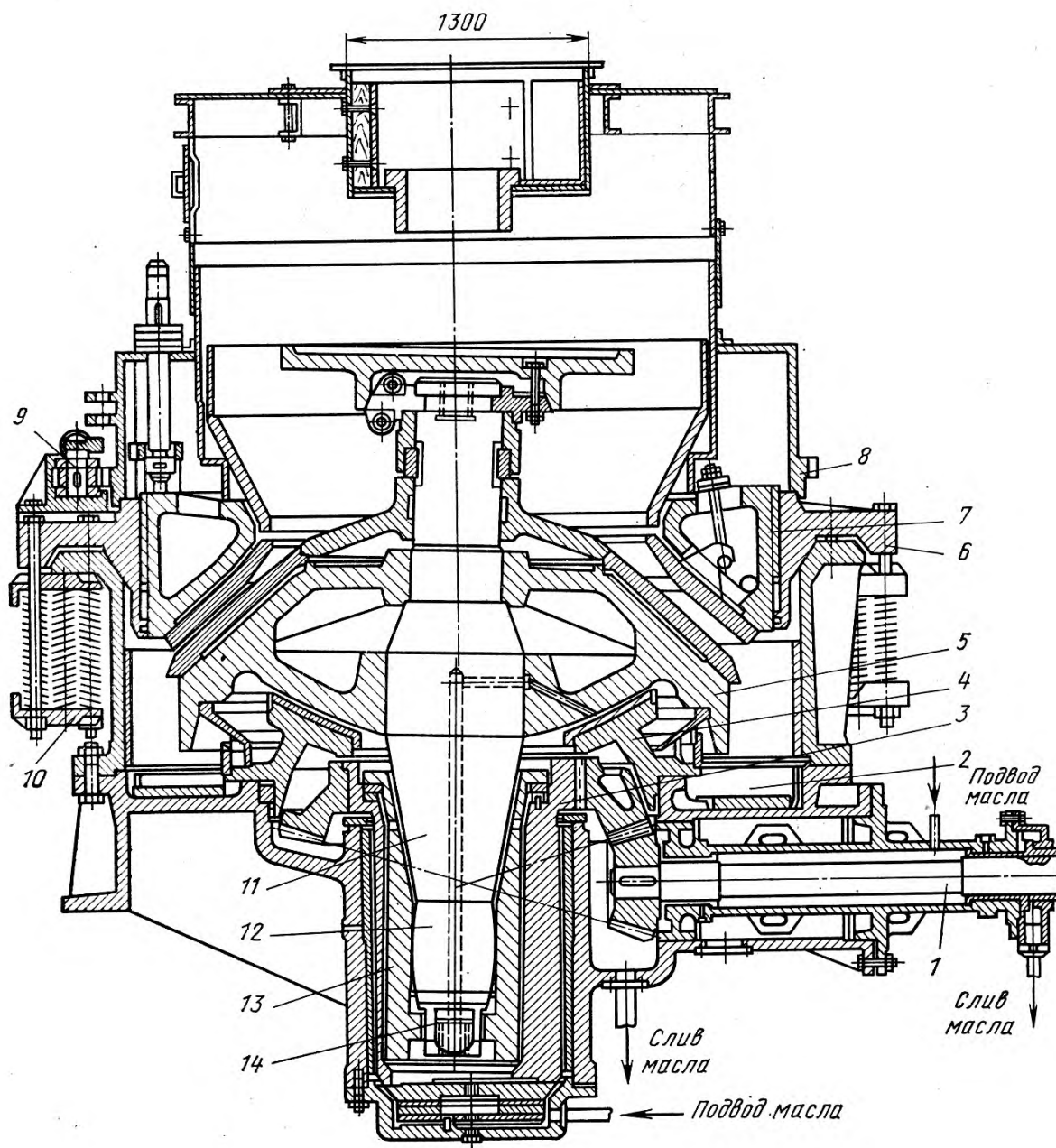


Рис. 3.6. Дробилка для мелкого тонкого дробления:

- 1 – привод, 2 – станина, 3 – эксцентрик, 4 – упорная чаша, 5 – дробящий конус, 6 – опорное кольцо, 7 – регулировочное кольцо, 8 – кожух, 9 – поворотное устройство, 10 – пружины, 11 – главный вал, 12 – сферическая поверхность вала, 13 – стакан, 14 – квадратный конец хвостовика вала

Дробилка состоит из станины 2, привода 1, эксцентрика 3, упорной чаши 4 (выполняющей функции неподвижного конуса) со сферическим подпятником, дробящего подвижного конуса 5, опорного кольца 6, регулировочного кольца 7, поворотного устройства 9, амортизационных пружин 10 и главного вала 11.

Хвостовик вала снабжен сферической поверхностью 12, сопряженной с соответствующей поверхностью стакана 13, который сцепляется с квадратным концом 14 хвостовика. Такая конструкция обеспечивает самоустановку эксцентрика и позволяет исключить перекосы хвостовика и компенсировать технологические погрешности изготовления.

Для механизации тяжелых операций регулирования разгрузочной щели и фиксации регулировочного кольца, дробилка оснащена двумя приводными блоками, которые диаметрально расположены на опорном кольце 6. Каждый блок состоит из стальной штанги, шарнирно соединенной с силовым гидроцилиндром, сообщающим штанге возвратно-поступательное движение. В зависимости от направления вращения собачка храпового механизма, установленная внутри штанги, вводится той или иной стороной во впадины храпового венца, установленного на кожухе 8. Механизм поворота использует при закручивании и раскручивании регулировочного кольца 7.

От перегрузок дробилку защищает система амортизации, состоящая из 16 пружинных пакетов 10. Для разгрузки дробилки от заклинившего недробимого тела на станине предусмотрено шесть опорных площадок, над которыми на опорном кольце выполнены специальные выступы. На две площадки со стороны заклинившего тела устанавливаются два переносных гидродомкрата грузоподъемностью 200 т. Поршни домкратов надавливают на выступы опорного кольца, поднимают его вместе с регулировочным кольцом и освобождают недробимое тело.

Основные параметры дробилок для среднего (типа КСД) и мелкого (тип КМД) дробления приведены в табл. 3.2.

Дробилки КСД и КМД имеют централизованную систему жидкой смазки. Масло подается насосом по нагнетательному маслопроводу (трубке) эксцентрикового подпятника, смазывает подпятник, и поднимается по зазорам между трущимися поверхностями эксцентрикового механизма. Одновременно масло поступает по осевому и радиальному отверстиям, просверленным в теле вала, к сферическому подпятнику. После чего масло поступает на коническое зубчатое зацепление, смазывает его и по сливному маслопроводу возвращается в бак-отстойник. К подшипникам скольжения приводного вала масло подается по отдельному маслопроводу. На маслопроводе установлено струйное реле – в случае прекращения или недостаточной подачи масла электродвигатель отключается и дробилка останавливается.

Исполнения дробилок:

Гр - для грубого дробления, с увеличенной шириной приемной и разгрузочной щелей;

Т - для тонкого дробления, с уменьшенной шириной приемной и разгрузочной щелей.

Таблица 3.2

Основные параметры дробилок КСД и КМД

Мощность электродвига теля, кВт	Усилие замыкающей пружины, кН	Число качаний конуса в минуту	Производ и тельность , м ³ /ч	Наиболь ший размер куска, мм	Ширина разгрузочн ой щели, мм	Ширина приемной щели, мм	Наименование параметра	Типоразмер дробилки	
55	700	325	80...40	60	5...20	75	КСД-600Т		
55	700	325	30...55	110	15...50	130	КСД-900Гр		
75	1050	260	30...85	100	8...25	115	КСД-1200Т		
75	1050	260	70...105	150	20...50	185	КСД-200Гр		
160	2500	260	160...300	200	25...60	250	СД-1750Гр		
250	4000	242	120...340	250	15...30	275	КСД-2200Т		
250	4000	242	340...580	300	30...60	350	КСД-200Гр		
75	1100	260	24...90	40	3...12	50	КМД-1200Т		
160	2500	260	80...110	70	5...15	80	КМД-1750Т		
250	4000	242	160...220	110	5...13	100	КМД-2200Т		
250	4000	242	180...260	185	10...20	130	КМД-200Гр		

3.4. Расчет параметров конусных дробилок

Расчетная схема для определения угла захвата и производительности конусной дробилки приведена на рис. 3.7.

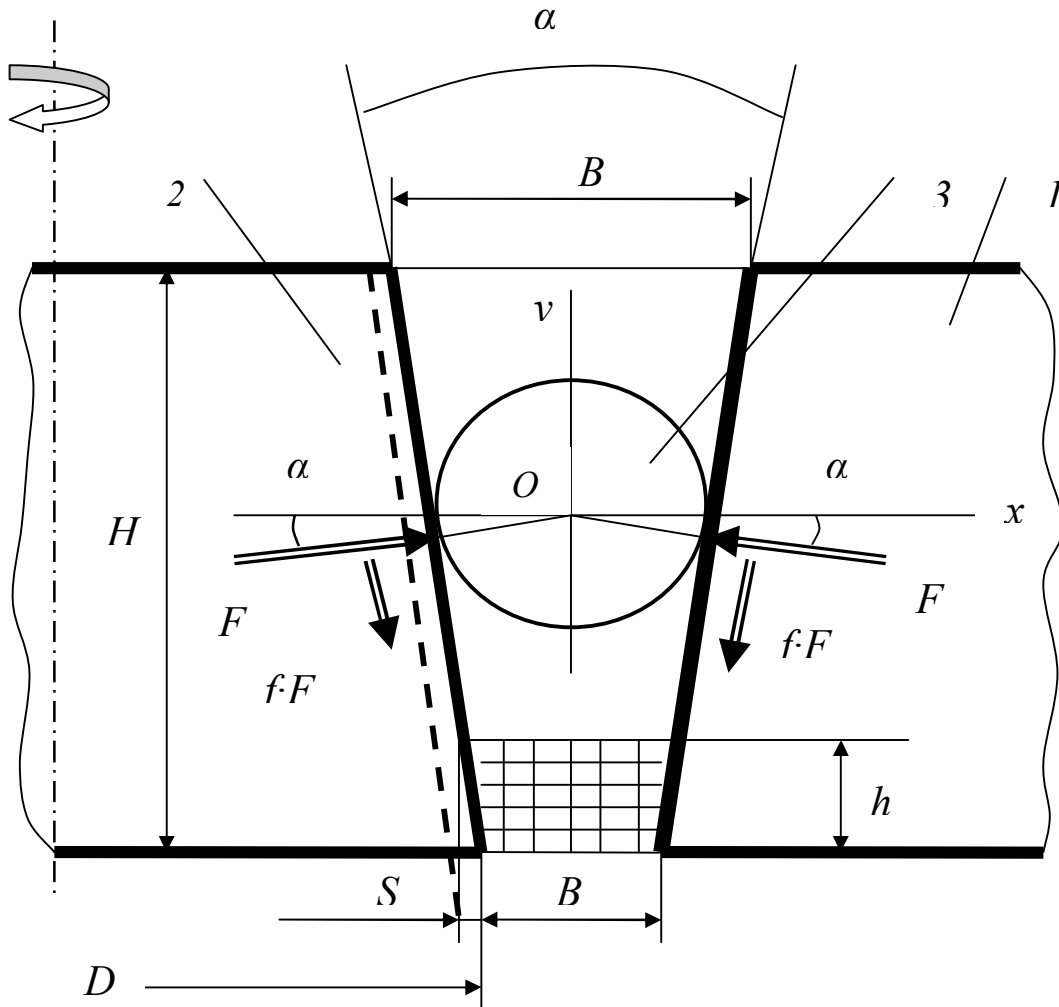


Рис. 3.7. Расчетная схема для определения угла захвата и производительности конусной дробилки:

1 – неподвижный конус, 2 – подвижный конус, 3- дробимый материал

Определение угла захвата

Основными параметрами конусной дробилки являются:

B_0 – ширина загрузочной (приемной) щели, которая определяется наибольшим размером a_{\max} загружаемых кусков материала, обычно $B_0 = 1,2a_{\max}$;

e – эксцентриситет подвижного конуса в плоскости разгрузочной щели;

S_H – перемещение дробящего конуса на уровне разгрузочной щели, $S_H = 2e$;

$B_{1\max}$ – наибольшая ширина разгрузочной щели, равная $B_{1\max} = a_{\min} + S_H$

F – сила нажатия на материал;

f – коэффициент трения материала по поверхности конусов;

α_1 и α_2 – углы наклона образующих неподвижного и подвижного конусов;

α_3 – угол захвата, равный $\alpha_3 = \alpha_1 + \alpha_2$.

Расчет конусных дробилок аналогичен расчету щековых дробилок, так как в любом поперечном сечении конусную дробилку можно представить как элементарную щековую дробилку.

Из условия равновесия сил, действующих на куски материала, следует:

$$\operatorname{tg} \frac{\alpha_1 + \alpha_2}{2} = f.$$

Так как $f = \operatorname{tg} \varphi$, то условие захвата и дробления материала имеет вид:

$$\alpha_3 = \alpha_1 + \alpha_2 \leq 2\varphi \quad \text{или} \quad \alpha_3 \leq 2\varphi.$$

Принимая для руды коэффициент трения $f = 0,18 \dots 0,25$, получим рекомендуемое значение $\alpha_3 \leq 20 \dots 28^\circ$.

Расчет производительности конусной дробилки

Производительность конусной дробилки определяется объемом руды, выпадающим через кольцевой зазор за один оборот подвижного конуса. Этот объем можно представить в виде объема кольца высотой h (заштрихованная область на рис.3.7), то есть:

$$V_h = 0,5 \cdot [\pi \cdot D_H \cdot B_1 + \pi \cdot D_H (B_1 + S_H)] \cdot h = 0,5 \cdot \pi \cdot D_H (2 \cdot B_1 + S_H) \cdot h$$

$$\text{где } h = \frac{S_H}{\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2}.$$

Время T выпадения объема V_h соответствует времени одного оборота подвижного конуса

$$T = \frac{2\pi}{\omega}, \text{ с}$$

где $\omega, \text{ с}^{-1}$ – частота вращения конуса.

Тогда часовая производительность конусной дробилки равна

$$\Pi = \frac{3600}{T} V_h \cdot \rho \cdot \mu_p, \text{ т/час,}$$

где $\mu_p = 0,25 \dots 0,5$ – коэффициент, учитывающий степень разрыхления материала при дроблении в конусной дробилке.

После подстановки входящих величин получим выражение:

$$\Pi = 3600 \frac{\pi D_H (2B_1 + 2e) \cdot 2e \cdot \omega}{2 \cdot (\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2) \cdot 2\pi} \cdot \rho \cdot \mu_p = 3600 \frac{D_H (B_1 + e) \cdot e}{\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2} \cdot \omega \cdot \rho \cdot \mu_p$$

Частоту вращения дробящего конуса можно определить по той же методике, что для щековой дробилки, то есть исходя из времени свободного падения шихты, а именно:

$$t_{над.} = \sqrt{\frac{2h}{g}} = \frac{2\pi}{\omega} .$$

Тогда $\omega = 2\pi \sqrt{\frac{g}{2h}} = \pi \sqrt{\frac{g \cdot (tg \alpha_1 + tg \alpha_2)}{e}} .$

Расчет мощности привода конусной дробилки

Работа деформации, затрачиваемая на дробление материала, находящегося в межконусном пространстве, в течение одного оборота подвижного конуса может быть определена по формуле, аналогичной для щековой дробилки:

$$W = \frac{\sigma_{сж.}^2}{2E} V ,$$

где $\sigma_{сж.}$ – предел прочности материала на сжатие;

$V = \psi \cdot (V_ч - V_к)$ - объем межконусного пространства с учетом коэффициента заполнения;

$\psi = 0,25 \dots 0,35$ – коэффициент заполнения;

$V_ч$ – объем чаши дробилки;

$V_к$ – объем дробящего конуса.

Для расчетов $V_ч$ и $V_к$ можно использовать формулу объема усеченного конуса.

Мощность электродвигателя конусной дробилки определяют по формуле

$$P_э = k_3 \cdot \frac{W}{T \cdot \eta} ,$$

где $k_3 = 1,1 \dots 1,2$ – коэффициент запаса;

$\eta = 0,8 \dots 0,9$ – КПД механических передач привода.

Следует отметить, что маховики в приводе конусных дробилок не применяют.

4. МОЛОТКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

4.1. Особенности конструкции молотковых дробилок

Дробилки ударного действия применяют для среднего и мелкого дробления малоабразивных материалов средней прочности - известняка, антрацита и т.п.

Процесс дробления осуществляется в основном за счет раскалывания и раздавливания материала между молотками, отбойными плитами и колосниковыми решетками.

По конструкции рабочих органов различают молотковые дробилки (с шарнирно закрепленными молотками на роторе) и роторные дробилки (с жесткозакрепленными молотками (билами) на массивном роторе). В молотковых дробилках дробление происходит за счет кинетической энергии молотков, шарнирно подвешенных к ротору. В роторных дробилках дробление материала происходит в результате ударов всей массы ротора.

Наибольшее распространение получили молотковые дробилки, процесс дробления в которых происходит следующим образом. Куски материала подаются из расположенного над дробилкой бункера в приемное отверстие непосредственно из бункера или с помощью питателя. Молотки наносят поступающим в дробилку кускам материала сильные удары на лету. Под их воздействием куски разбиваются на части и с большой силой отбрасываются на отражательные плиты, укрепленные внутри на стенках корпуса. Ударяясь о плиты, куски измельчаются и, отлетая от плит, вновь попадают под удары молотков. Процесс дробления продолжается до тех пор, пока материал не измельчится до размеров, соответствующих ширине щелей колосниковой решетки и не просеется через эту решетку.

На рис. 4.1 показана реверсивная молотковая дробилка. В стальном корпусе 1 расположен рабочий орган дробилки: ротор, состоящий из вала 2 и дисков с шарнирно закрепленных на них молотками. Диски (22 шт.) закреплены на валу шпонками. В каждом диске выполнено 10 отверстий, через которые пропущены стержни 7, являющиеся осями дробящих молотков, расположенных в 10 продольных рядов.

Для крупного дробления используют тяжелые молотки (массой до 30 кг), которые устанавливают в малое число рядов, а для мелкого дробления – легкие молотки (массой 3 кг и более) с большим числом рядов.

Внутренние поверхности рабочей камеры и люка 11 облицованы износостойкими плитами.

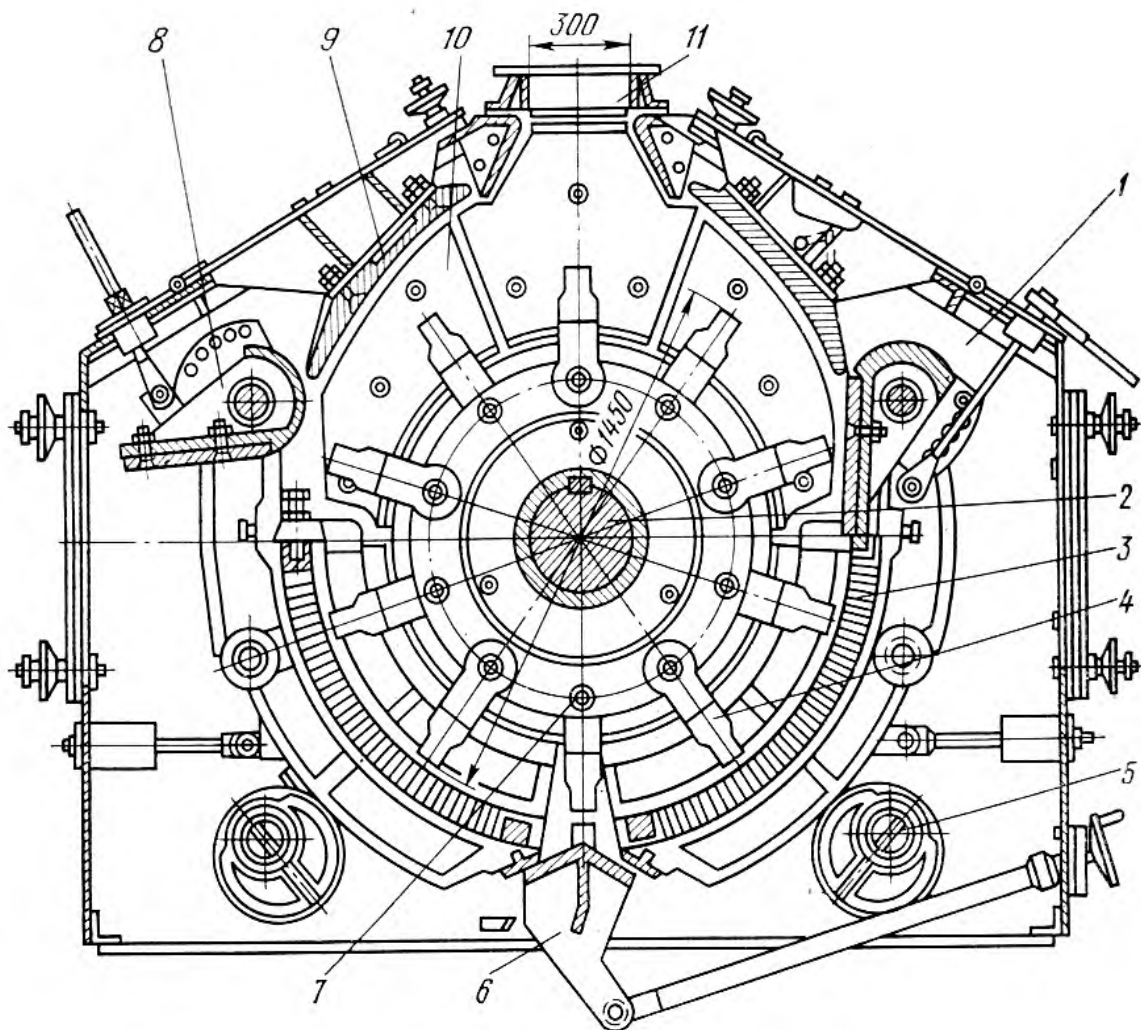


Рис. 4.1. Однороторная молотковая дробилка:

1 - корпус; 2 - вал; 3 – колосниковая решетка; 4 – ротор с молотками; 5 – эксцентрик регулировочный; 6 – устройство для удаления недробимых тел; 7 - стержень; 8 – поворотный сектор; 9 – отбойная плита; 10 – футеровка корпуса; 11 – загрузочный люк

В верхней части камеры закреплены съемные отбойные плиты 9, а в нижней – колосниковые решетки 3 на подвижных рычагах, опирающихся на эксцентрики 4. Между решетками 3 и молотками 4 имеется разгрузочный зазор размером 3-5 мм, который при необходимости регулируется с помощью эксцентрикового устройства 4. Для удаления из рабочего пространства недробимых тел предусмотрено приспособление 6.

В верхней части дробилки расположено загрузочное отверстие 11. С торцов нижней части станины сделаны дверцы для осмотра и очистки решетки,

а также для смены колосником. В нижней части расположена колосниковая решетка 3 (рис. 4.2), которая составлена из двух половин: левой и правой.

Каждая половина состоит из двух дуговых опор, в пазах которых закладывают колосники 3. Колосники крепят с помощью планок 1 и 5, упоров 2, и распорок 4 и 6.

Выгрузка дробленого продукта осуществляется через щели в колосниковой решетке. Изменение расстояния между молотками и решеткой позволяет регулировать интенсивность процесса дробления.

Привод ротора обычно осуществляется непосредственно от электродвигателя. Реверсирование ротора применяется для более полного использования молотков без их перестановки. Камера дробления в этом случае должна быть симметричной.

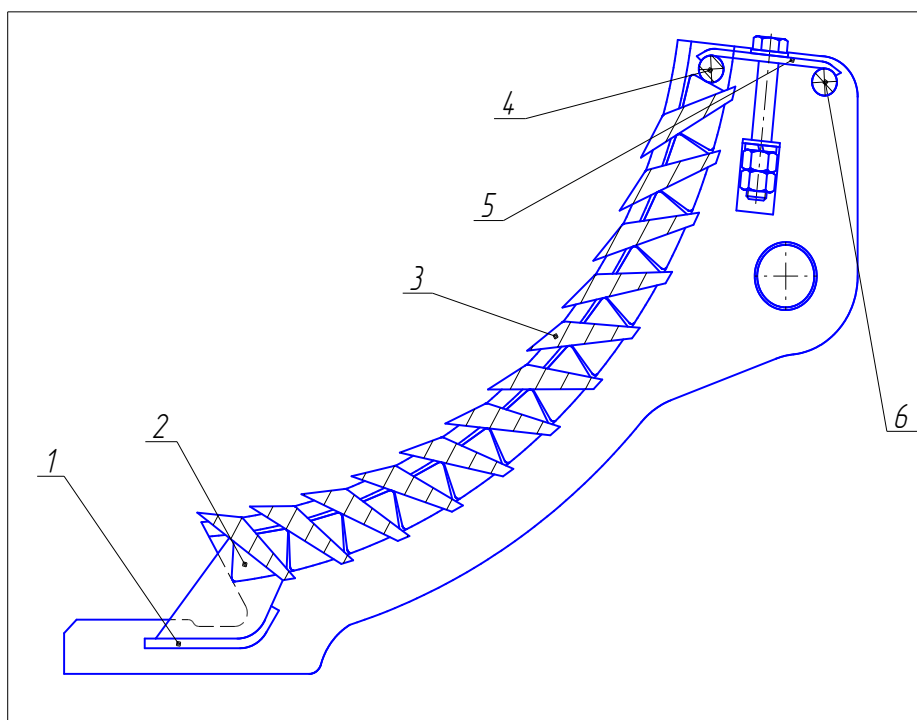


Рис. 4.2. Колосниковая решетка дробилки СМД – 147:
1, 5 – планки, 2 – упор, 3 – колосники, 4, 6 – распорки

Сила удара, дробящего материал, обусловлена массой молотка. Кинетическая энергия массы ротора непосредственно в ударе не участвует. Значение имеет только частота вращения ротора и его диаметр, определяющий линейную скорость молотка до удара. Окружная скорость молотка может достигать 100 м/с.

Эффективность ударного дробления в значительной степени зависит от углов встречи дробимого материала с ударными элементами дробилок, так

называемых «углов атаки». При угле встречи, близком к прямому углу, разрушение кусков наиболее эффективно, так как кинетическая энергия полностью используется на разрушение материала. При малых углах встречи (скользящие удары) основная часть кинетической энергии расходуется на раздавливание материала, что вызывает повышенный абразивный износ элементов дробильной камеры. Поэтому шарнирное крепление молотков к ротору, по сравнению с жестким креплением, является предпочтительным, так как обеспечивает за счет подвижности молотков более благоприятные углы атаки.

Дробление ударом дает больший эффект разрушения, чем дробление раздавливанием и раскалыванием, происходящее в щековых и конусных дробилках.

Преимущества дробилок ударного действия:

- высокая степень дробления, $i = 30...40$;
- масса молотковой дробилки в 2...3 раза меньше, чем щековой или конусной дробилки той же производительности;
- лучшее качество дробления по форме получаемых кусков.

К недостаткам этих дробилок следует отнести интенсивное изнашивание рабочих органов, особенно при измельчении абразивных материалов, что приводит к необходимости их частой замены.

4.2. Основные параметры молотковых дробилок

Основными геометрическими параметрами молотковых дробилок являются диаметр D_p и длина L_p ротора, которые выбираются по следующим зависимостям

$$D_p \cong 3 \cdot d_B + 550 \text{ мм}, \quad L_p = (0,8...1,2) \cdot D_p,$$

где d_B – диаметр вала.

Максимальные размеры кусков материала до дробления a_{\max} обычно не превышают 300 мм и должны удовлетворять условию

$$a_{\max} \leq D_p/3$$

По конструктивному исполнению рабочего органа молотковые дробилки разделяют на колосниковые и бандажные (рис. 4.3).

Молотки колосникового типа (рис. 4.3, а) имеют 4 рабочие поверхности. Их применяют для мелкого дробления хрупких малоабразивных и мягких пород (типа угля), когда необходимо большое количество относительно слабых ударов, в результате которых происходит крошение материала.

Молотки бандажного типа (рис. 4.3, б) с утолщениями на рабочем конце имеют 2 рабочие поверхности. Их применяют для среднего дробления прочных

материалов.

Ротор без молотков подвергают балансировке. Разница масс молотков, расположенных диаметрально противоположно, не должна превышать 200...300 г при массе молотка 70...150 кг.

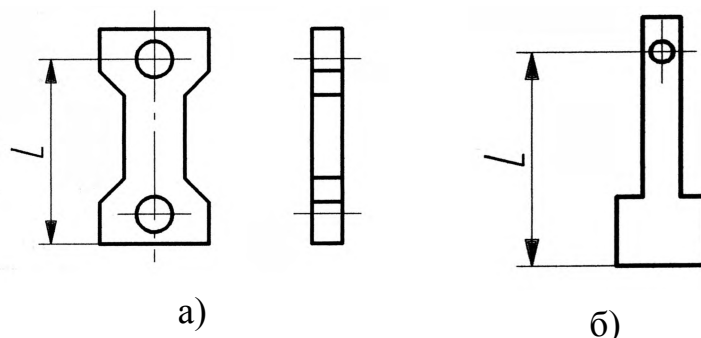


Рис. 4.3. Схема молотков колосникового (а) и бандажного (б) типа

Длину молотка от оси подвеса до внешней кромки принимают равной $L = (0,2...0,25) D_p$. Материал молотков – износостойкая сталь или обычная сталь с наплавкой рабочих поверхностей.

Расчеты производительности и мощности привода молотковых дробилок выполняют по эмпирическим формулам, полученным из практики.

Основные параметры молотковых дробилок приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Основные параметры молотковых дробилок

Типоразмер	ДМ-0,8х0,6	ДМ-1,0х0,8
Диаметр ротора D_p , мм	800	1000
Длина ротора L_p , мм	600	800
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	1000	540...1000
Размеры загрузочного отверстия $L \times B$, мм	600×300	800×550
Ширина отверстий в колосниковой решетке, мм	13	45
Мощность привода, кВт	40	60
Производительность, м ³ /час	10...28	34...54
Масса, т	2,31	5,4

5. ВАЛКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

5.1. Принцип действия

Валковые дробилки применяют для среднего и мелкого дробления крепких пород: угля, агломерата, известняка и др.

Их основное технологическое преимущество состоит в отсутствии переизмельчения материала, так как дробление осуществляют однократным раздавливанием материала. Валковые дробилки просты по конструкции, надежны в работе, имеют небольшую высоту.

Недостатками валковых дробилок являются: неравномерный и быстрый износ бандажей валков, невысокая производительность, значительный расход электроэнергии; кроме того, при дроблении слоистого (пластинчатого) материала наблюдается повышенное количество удлинённых плоских кусков.

По количеству валков дробилки разделяют на одно-, двух- и четырехвалковые. В одновалковой дробилке материал дробится между колосниковой решеткой и зубчатым валом; их применяют в основном для агломерата. В наиболее распространенных двухвалковых дробилках один валок выполняется подвижным; прижатие подвижного валка может быть пружинным, гидравлическим или пневмогидравлическим. Их применяют для дробления мягких пород, влажных железных и марганцевых руд. Четырехвалковая дробилка фактически является объединением двух двухвалковых дробилок в одном корпусе для последовательного двухступенчатого дробления; такие дробилки применяют на аглофабриках для дробления кокса и известняка.

По форме поверхности различают валки гладкие, рифленые и зубчатые.

В двухвалковой дробилке с гладкими валками (рис. 5.1) материал затягивается силой трения в рабочее пространство между валками, которые вращаются навстречу друг другу. Необходимая сила трения возникает в результате давления валков на куски дробимого материала. Валок 1 вращается в неподвижных подшипниках, а валок 2 – в подвижных, перемещающихся под действием пружин 3. Такая конструкция позволяет предохранить дробилку от поломок при попадании недробимых тел и регулировать расстояние между валками.

Зубчатые дробилки распространены в агломерационном производстве для дробления агломерата (спека), падающего с агломшины крупными монолитными глыбами толщиной 250...300 мм при температуре 500...800°С.

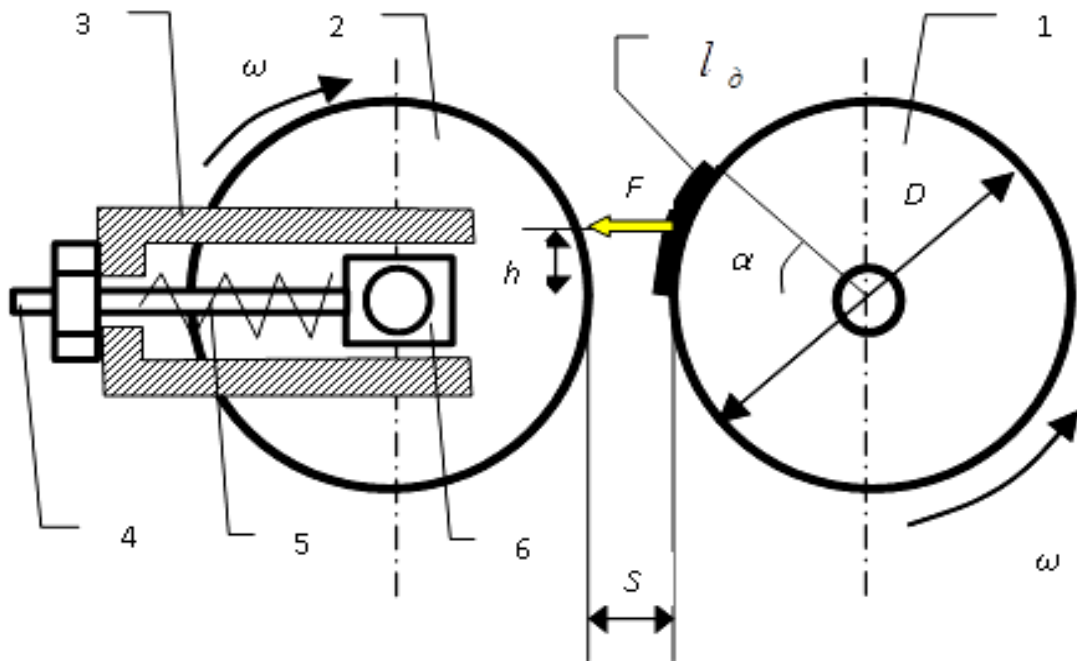


Рис. 5.1. Схема 2-х валковой дробилки:

1 - валок неподвижный; 2 - валок подвижный; 3 - станина; 4 - винт регулировки зазора; 5 - пружина; 6 - опора подвижная

В одновалковой дробилке разрушение агломерата зубьями звездочек происходит между колосниками решетки (рис. 5.2). Так как агломерат дробится между неподвижными поверхностями решетки и вращающимися звездочками, то происходит интенсивный износ рабочих поверхностей зубьев. Для удобства замены изношенных зубьев их соединяют со звездочками болтовыми соединениями.

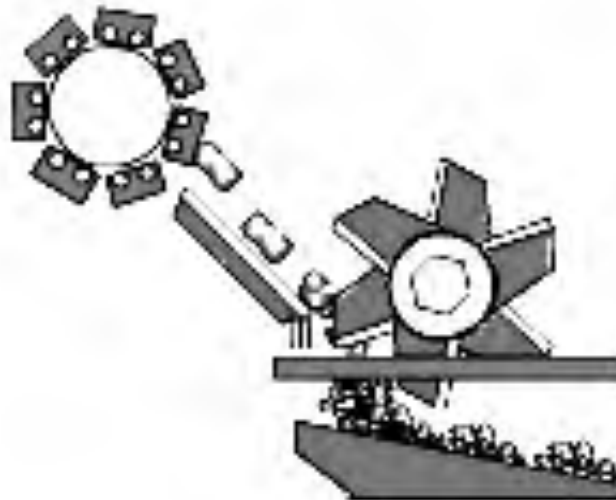


Рис. 5.2. Схема зубчатой одновалковой дробилки агломерата

В двухвалковой зубчатой дробилке (рис. 5.3) валки вращаются навстречу друг другу с одинаковой окружной скоростью, и поэтому относительные скорости между дробящими поверхностями зубьев значительно меньше, чем между неподвижными колосниками и вращающимися зубьями. В результате снижается скольжение и износ рабочих поверхностей зубьев. Двухвалковая дробилка позволяет получить более качественный продукт размером около 40 мм.

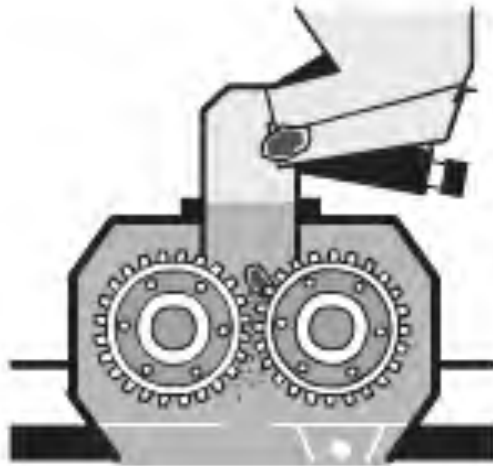


Рис. 5.3. Схема зубчатой двухвалковой дробилки

Четырехвалковую зубчатую дробилку (рис. 5.4) применяют, например, для мелкого дробления оборотного цинкового агломерата.

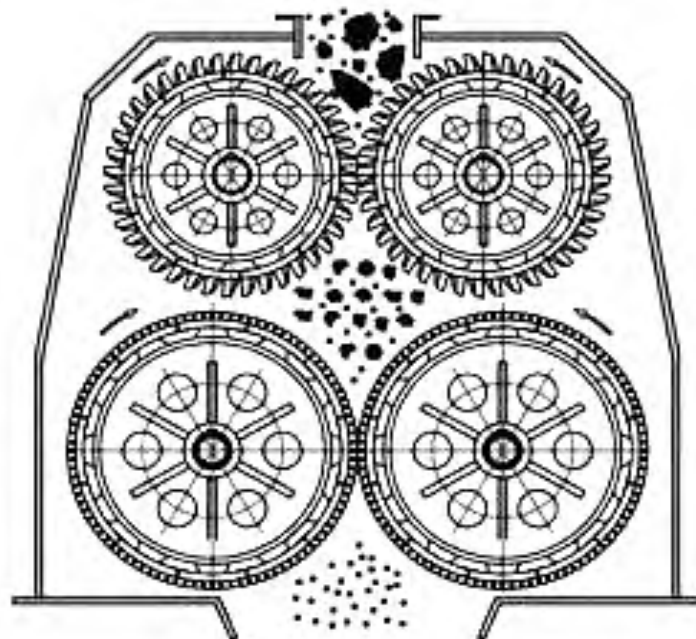


Рис. 5.4. Схема зубчатой четырехвалковой дробилки

Конструкция дробилки представляет собой сочетание двух двухвалковых дробилок, расположенных одна над другой в общей станине. Верхняя пара валков осуществляет предварительное дробление агломерата, а нижняя – мелкое дробление.

Производительность верхней пары валков должна быть несколько меньше производительности нижней пары валков для исключения скапливания агломерата (перегрузки) и излишнего истирания бандажей. Поэтому частота вращения нижних валков больше, чем верхних.

Для хорошего захватывания материала в валковых дробилках необходимо, чтобы скорость поступления (падения) кусков в зону дробления была близка к окружной скорости вращающихся валков. При большой разнице этих скоростей или загрузке чрезмерно больших кусков наблюдается скольжение материала между валками, что приводит к интенсивному износу рабочих поверхностей.

5.2. Расчет параметров валковых дробилок

Производительность валковой дробилки.

Принимаем, что производительность определяется объемом «ленты» дробленого материала, непрерывно выходящей из валков. Тогда выражение для объема материала, выходящего за один оборот валков, можно приравнять объему V кольца, образованному зазором S между валками, который имеет вид:

$$V = \pi \cdot D_B \cdot S \cdot L_B ,$$

где D_B – диаметр валка; L_B - рабочая длина бочки валка; S – ширина щели (зазор) между валками.

Тогда производительность будет равна:

$$П = \frac{3600}{T} V \cdot \rho \cdot \mu_p , \text{ т/ч,}$$

где $T = 2\pi/\omega$ – время одного оборота валков, с; ω – частота вращения валков, с⁻¹; ρ – объемная масса материала, т/м³; μ_p - коэффициент разрыхления в момент выхода материала из дробилки, который для известняка равен $\mu_p = 0,2...0,3$ и для мягкого материала (агломерат, уголь) - $\mu_p = 0,4...0,6$.

После подстановки этих значений получим:

$$П = 1800 \cdot D_B \cdot S \cdot L_B \cdot \omega \cdot \rho \cdot \mu_p , \text{ т/ч.}$$

С увеличением угловой скорости ω производительность возрастает, но до определенного предела. При очень высокой скорости происходит проскальзывание кусков материала по поверхности валков, что приводит к

снижению производительности, повышению удельного расхода энергии, переизмельчению материала и росту интенсивности износа рабочих поверхностей валков.

Предельную частоту вращения валков $n_{\text{пред}} = 30 \cdot \omega_{\text{пред}} / \pi$ можно приблизительно оценить по формуле

$$n_{\text{пред}} = 616 \cdot \sqrt{\frac{f}{\rho \cdot D_B \cdot a_{\text{max}}}}$$

где f – коэффициент трения материала о валки, который для твердых материалов $f = 0,3 \dots 0,35$, для мягких пород $f = 0,45$.

Из формулы также следует, что производительность дробилки прямо пропорциональна длине валков L_B . Практически длину валков при дроблении мягких пород принимают в диапазоне $(0,3 \dots 0,7) \cdot D_B$, а крепких пород $(1,5 \dots 2,5) \cdot D_B$. Уменьшение длины валков связано с тем, что средняя часть валков изнашивается значительно быстрее, чем по их концам, так как в середине материал движется быстрее из-за отсутствия трения о стенки.

Условие захвата материала валками.

В валковых дробилках углом захвата α_3 материала называется угол, который образован линиями, проведенными по касательной к поверхности валков в точках соприкосновения с ними дробимого материала (рис. 5.5).

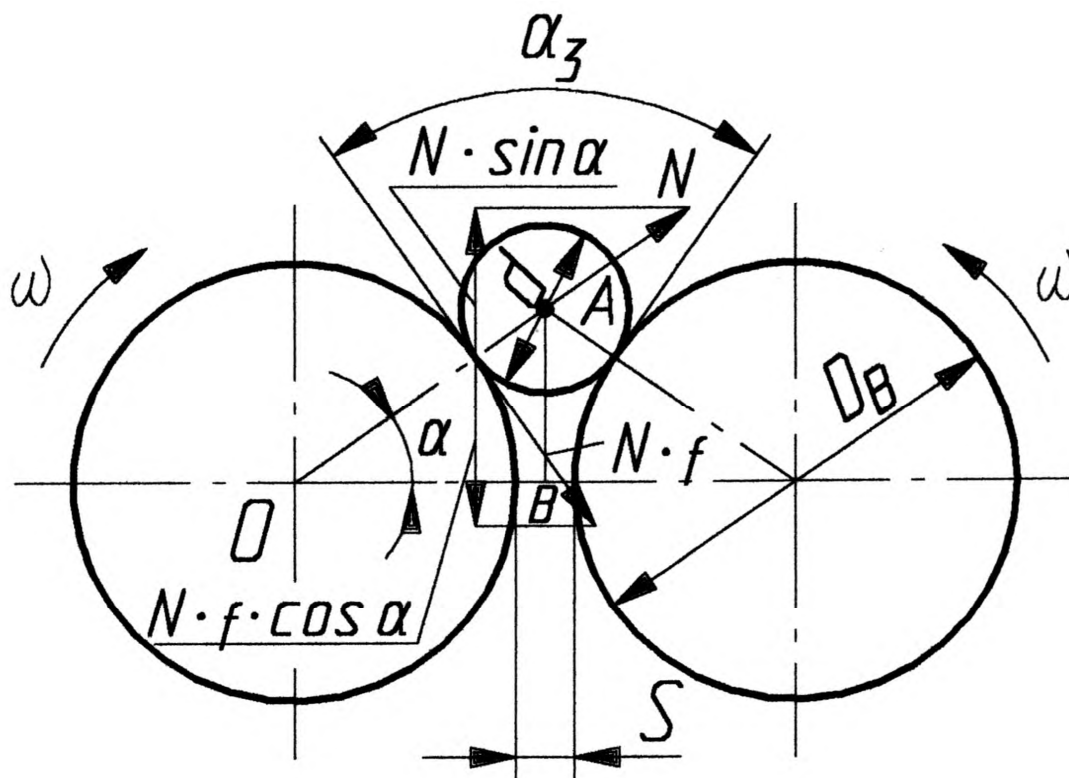


Рис.5.5. Расчетная схема для определения угла захвата в валковой дробилке

Для захвата материала валками необходимо соблюдение условия:

$$F \cdot f \cdot \cos \alpha \geq F \cdot \sin \alpha \quad \text{или} \quad f \geq \operatorname{tg} \alpha .$$

Так как $f = \operatorname{tg} \varphi$, где φ - угол трения, то можем записать условие захвата в следующем виде:

$$\varphi \geq \alpha \quad \text{или} \quad \alpha_3 \leq 2\varphi .$$

При коэффициенте трения твердых пород по стали, равном $f = 0,25 \dots 0,40$, получим $\alpha_3 = 28 \dots 44^\circ$. Для глинистых пород он возрастает до $\alpha_3 = 28 \dots 44^\circ$

Максимальный размер дробимых кусков.

Из треугольника OAB следует (см. рис. 5.5):

$$\frac{D_B + a_{\max}}{2} \cdot \cos \alpha = \frac{D_B}{2} + \frac{S}{2} \quad \text{или} \quad a_{\max} \cdot \cos \alpha - S = D_B (1 - \cos \alpha) .$$

Задав степень дробления $i = \frac{a_{\max}}{a_{\min}} = \frac{a_{\max}}{S}$ и приравняв $\alpha = \varphi$, получим

$$\frac{D_B}{a_{\max}} = \frac{\cos \varphi - \frac{1}{i}}{1 - \cos \varphi} ,$$

Полученное соотношение определяет максимально допустимый размер дробимых кусков материала из условия захвата и диаметра валков. Обычно $D_B / a_{\max} = 18 \dots 24$.

Усилие дробления.

Принимаем, что по всей дуге контакта материала с валком действует давление, имеющее постоянную величину и равное пределу прочности материала при сжатии $\sigma_{сж.}$ (см. рис. 5.1). Тогда усилие дробления, действующее на валок, будет равно

$$F = p \cdot A \cdot \mu_p$$

Здесь $p = \sigma_{сж.}$ - давление материала на валок; $A = L_B \cdot l_\delta$ - площадь контакта дробимого материала с валком; L_B - рабочая длина бочки валка; l_δ - длина дуги контакта валков с материалом, определяемая по формуле

$$l_\delta = \frac{D_B}{2} \cdot \alpha$$

где α - угол контакта материала с валком, рад.

После подстановки значений окончательно получим:

$$T = 0,5 \cdot \sigma_{сж.} \cdot L_B \cdot D_B \cdot \alpha \cdot \mu_p .$$

Мощность привода валковой дробилки.

Мощность дробилки $P_{ДР}$ складывается из трех составляющих:

$$P_{ДР} = P_1 + P_2 + P_3$$

где P_1 - мощность, расходуемая на дробление; P_2 - мощность, расходуемая на трение валков о материал; P_3 - мощность, расходуемая на преодоление трения в опорных подшипниках валков.

Из рис. 5.1 следует

$$P_1 = 2 \cdot F \cdot h_F \cdot \omega = 0,5 \cdot F \cdot D_B \cdot \alpha \cdot \omega ,$$

$$P_2 = 2 \cdot T \cdot f \cdot \frac{D_B}{2} \cdot \omega = F \cdot f \cdot D_B \cdot \omega ,$$

$$P_3 = 4R \cdot f_{ну.} \cdot \frac{d_{ц.}}{2} \cdot \omega = 2R \cdot f_{ну.} \cdot d_{ц.} \cdot \omega ,$$

где $h_F \approx (D_B \cdot \alpha) / 4$ - плечо действия силы F ; $R = 0,5\sqrt{F^2 + G^2}$ - усилие реакции в опоре валка; G - сила веса валка; $f_{ну.}$ - коэффициент трения в подшипнике валка; $d_{ц.}$ - диаметр цапфы валка.

Тогда мощность электродвигателя дробилки будет равна

$$P_{ЭД} = (P_1 + P_2 + P_3) / \eta ,$$

где η - КПД привода.

6. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ (МЕЛЬНИЦЫ)

6.1. Устройство и классификация мельниц

Уменьшение крупности кусков руды путем дробления имеет ограничения по крупности конечного продукта дробления. Обычно крупность конечного продукта дробления лежит в пределах 20...10 мм. Если необходимо и далее уменьшать крупность, то приходится прибегать к процессам измельчения.

Измельчение представляет собой процесс уменьшения крупности кусков руды до порошкообразного состояния с использованием таких механических воздействий как удар, сжатие и сдвиг. Формально, процесс измельчения – уменьшение крупности от 5 мм и менее.

В процессе измельчения осуществляется раскрытие минералов, в результате чего минералы разрушаются по спайности, и руда превращается в механическую смесь зерен ценных минералов и пустой породы. При этом происходит доведение минералов до оптимальной крупности для последующих способов разделения. Процесс измельчения лимитирует процесс обогащения на обогатительной фабрике. Измельчение - самый энергоемкий процесс. В измельчении самый большой расход стали, идущий на изготовление мелющих тел и футеровки.

В цветной металлургии измельчение материалов широко применяют на обогатительных фабриках, где этим процессом завершается подготовка руд для флотационного и гравитационного обогащения. В черной металлургии эти процессы применяют для измельчения руды, известняка перед агломерацией для грубого (0,1...5,0 мм) и тонкого (0,05...0,1 мм) помола. В глиноземном производстве измельчение используют для подготовки рудного сырья (бокситов, нефелинов) к гидрохимической переработке.

В зависимости от условий работы различают мельницы сухого и мокрого измельчения. При мокром измельчении руды количество подаваемой воды составляет 15...30% от объема подаваемой руды.

В зависимости от свойств исходных материалов и степени измельчения применяют мельницы (измельчители) различных типов: барабанные мельницы (имеют наибольшее распространение); вибрационные мельницы; бегуны (чашевые мельницы), струйные размольные аппараты и др.

На современных металлургических предприятиях широко распространены барабанные мельницы, которые представляют собой пустотелый барабан, закрытый торцовыми крышками и заполненный определенным количеством мелющих тел (рис. 6.1). При вращении барабана мелющие тела за счет сил трения поднимаются на некоторую высоту, а затем

скатываются по внутренней поверхности барабана или, оторвавшись от неё, свободно падают вниз. При этом материал ударом, раздавливанием или истиранием измельчается.

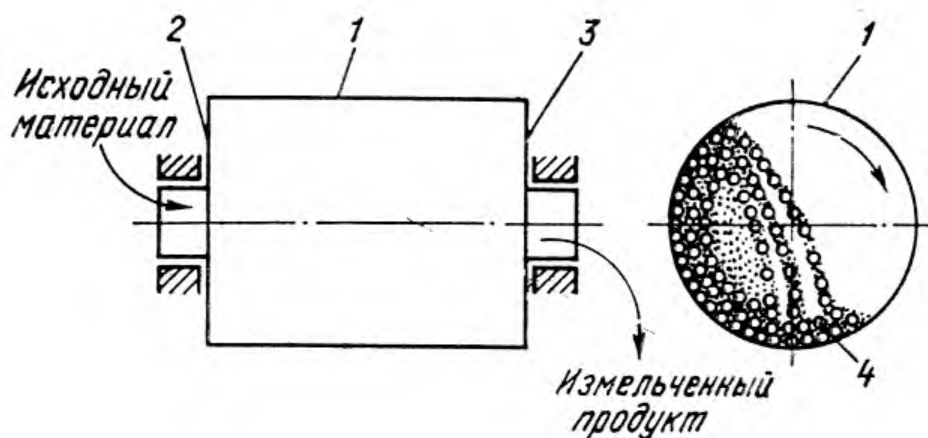


Рис. 6.1. Схема устройства и принцип действия барабанной мельницы:
1 – барабан, 2 и 3 – торцовые крышки, 4 – дробящие тела

По виду дробящих тел различают:

- шаровые мельницы с диаметром шаров $\text{Ø}30\dots100$ мм;
- стержневые мельницы с диаметром стержней $\text{Ø}30\dots120$ мм и длиной до 6 м;
- рудногалечные мельницы, в которых измельчающей средой служит галька;
- мельницы самоизмельчения, в которых используется дробящее воздействие самой руды.

Преимущества мельниц самоизмельчения перед шаровыми и стержневыми мельницами:

- 1) для руд низкой прочности можно обойтись без применения дробилок (наибольший размер загружаемого куска составляет 500 мм);
- 2) нет мелющих тел;
- 3) ниже уровень шума.

Недостатки: громоздкость конструкции (трудности транспортировки и монтажа); меньшая производительность, повышенный расход энергии и футеровки.

По способу разгрузки различают мельницы с разгрузкой через полые цапфы и через колосниковую решетку (окна в цилиндрической части барабана) (рис. 6.2).

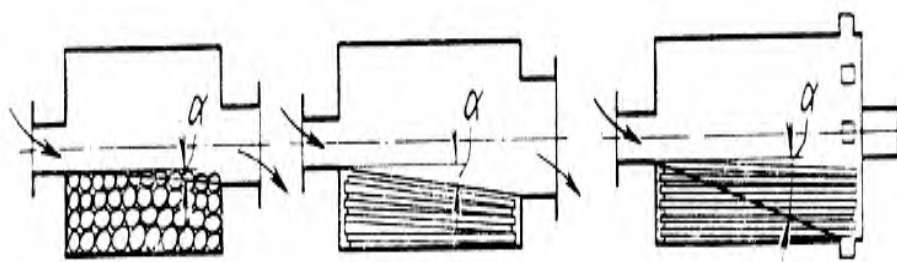


Рис. 6.2. Схемы вращающихся барабанных мельниц
(α – угол наклона потока пульпы в барабане):

а – шаровая с разгрузкой через цапфу, б – стержневая с разгрузкой через цапфу,
в – стержневая с разгрузкой через окна в барабане

Обозначения мельниц:

- МШР – мельница шаровая с разгрузкой через решетку;
- МШЦ – мельница шаровая с центральной разгрузкой;
- МСЦ – мельница стержневая с центральной разгрузкой;
- ММС – мельница мокрого самоизмельчения;
- МСС – мельница сухого самоизмельчения.

По способу передачи вращательного движения различают мельницы с боковым и центральным приводом (рис. 6.3).

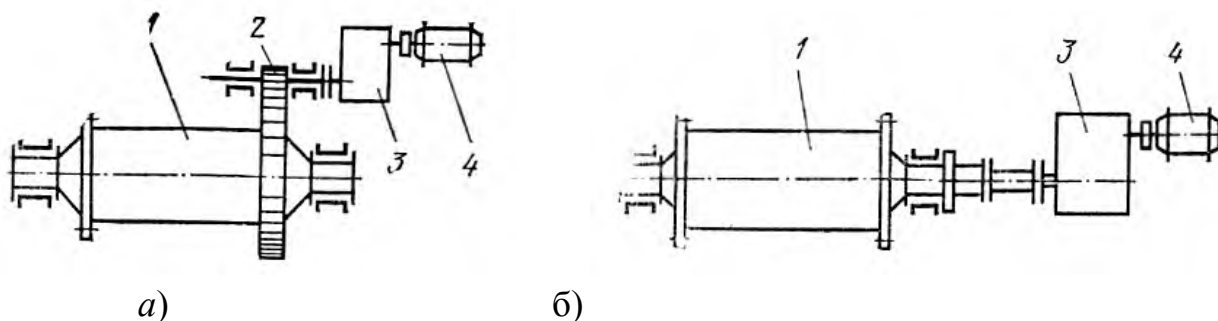


Рис. 6.3. Схемы приводов вращения барабанных мельниц с боковым (а) и центральным (б) приводом: 1 – барабан, 2 – открытая зубчатая передача, 3 – редуктор, 4 – электродвигатель

Наиболее распространенный привод вращения барабана – открытая зубчатая передача с зубчатым венцом на барабане и ведущей шестерней на выходном валу редуктора. Центральный (осевой) привод используют преимущественно в трубных мельницах с барабаном относительно малого диаметра и большой длины. По сравнению с боковым приводом центральный привод имеет более высокий КПД, но большую длину; кроме того,

соединительный патрубок и разгрузочная цапфа работают в более тяжелых условиях.

По конструкции барабана различают однокамерные и многокамерные мельницы (рис. 6.4). Последние применяют для выполнения измельчения в несколько стадий, либо для разделения материала по степени измельчения.

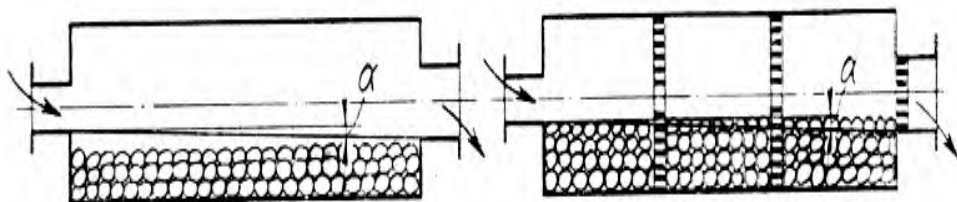


Рис. 6.4. Схемы однокамерной (а) и многокамерной (б) вращающихся барабанных мельниц с центральной разгрузкой;
 α – угол наклона потока пульпы в барабане

Мельницы с непрерывной загрузкой и разгрузкой материала через пустотелые цапфы имеют наибольшее распространение. Под действием подпора вновь поступающего материала и вследствие увеличения текучести продукта по мере измельчения он постепенно продвигается к разгрузочной цапфе.

6.2. Конструкция барабанных мельниц

На рис. 6.5 показана стержневая барабанная мельница с центральной разгрузкой. Она представляет собой стальной барабан 5 с двумя торцовыми крышками 4, имеющими пустотелые цапфы 2 и 10. Барабан на 30-45% своего объема заполнен дробящими телами – стержнями 6. Цапфами барабан опирается на самоустанавливающиеся подшипники 1 и вращается вокруг горизонтальной оси от приводного механизма через зубчатую передачу, венец зубчатого колеса 12 которой закреплен на барабане. Руда в мельницу непрерывно подается питателем 11 через расширяющуюся в сторону движения материала коническую горловину 9 загрузочной цапфы. Для создания направленного движения руды горловина имеет футеровку с внутренними спиралями. Вместе с рудой в барабан поступает вода, масса которой составляет 25-60% массы измельчаемой руды.

Внутренние поверхности барабана и крышек защищают от абразивного истирания (футеруют) износостойкими плитами 6 и 8. Для контроля состояния футеровки барабана, загрузки и выгрузки мелющих тел и футеровки предусмотрены смотровые люки. Внутренняя поверхность разгрузочной

горловины 3 имеет спираль, направление витков которой противоположно направлению движения материала для возвращения в зону измельчения крупных кусков материала.

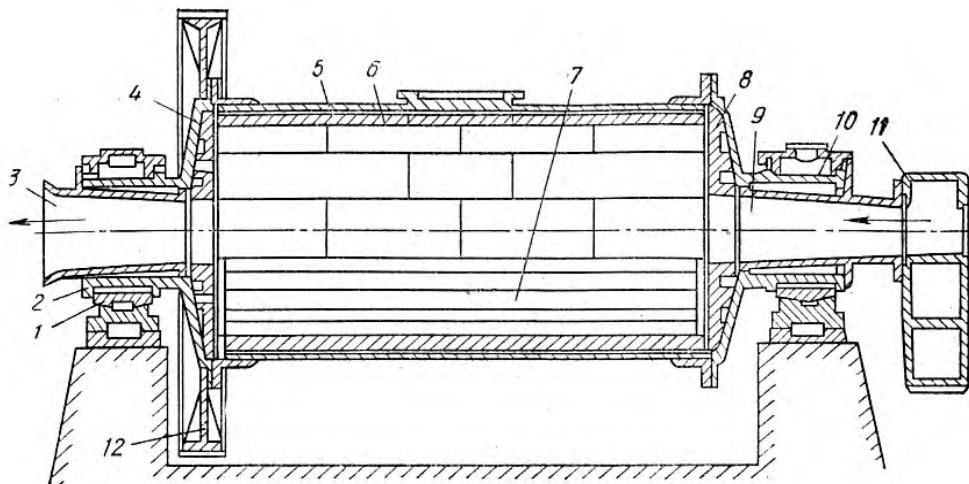


Рис. 6.5. Стержневая барабанная мельница:

- 1 – подшипники, 2 – разгрузочная цапфа, 3 – горловина разгрузочной цапфы, 4 – крышки, 5 – барабан, 6 – футеровка барабана, 7 – стержни, 8 – футеровка крышек, 9 – горловина загрузочной цапфы, 10 – загрузочная цапфа, 11 – питатель, 12 – венец зубчатого колеса

Внутри барабан материал движется вдоль оси самотеком за счет перепада уровней в загрузочном и разгрузочном концах барабана и напора от непрерывной подачи материал и воды при мокром измельчении.

Шаровая мельница с центральной разгрузкой через решетку МШР (рис. 6.6) отличается от предыдущей конструкции, главным образом, исполнением узла разгрузки измельченного продукта (рис.6.7).

Разгрузка осуществляется через щели 1 решетки 3, составленной из отдельных секторов, закрепленных радиальными клиньями 5. Центральный диск зажат решетками. В пространстве между решеткой и разгрузочной крышкой установлены лифтеры (вычерпыватели) 2 и 6, которые зачерпывают пульпу в нижнем положении и при подъеме переливают её в разгрузочную цапфу. Проходное сечение в решетке значительно превышает площадь выходного сечения цапфы для устранения переизмельчения продукта и повышения производительности мельницы.

В шаровых барабанных мельницах без колосниковой решетки для создания направленного движения руды полые цапфы имеют футеровку с внутренними спиралями. Спираль на разгрузочной стороне имеет обратное направление, чтобы шары и крупные куски материала возвращались в зону измельчения.

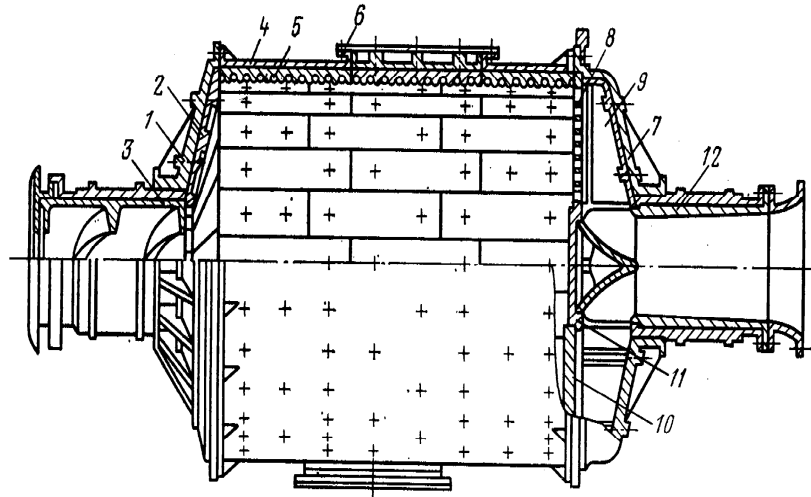


Рис. 6.6. Вращающаяся часть шаровой мельницы с решеткой:

1, 7 – торцевые крышки; 2, 5, 11 - футеровочные плиты; 3 - загрузочный патрубок, 4 – барабан, 6 – крышка люка, 8 – решетка, 9 – лифтеры, 10 – клинья, 12 – разгрузочная воронка

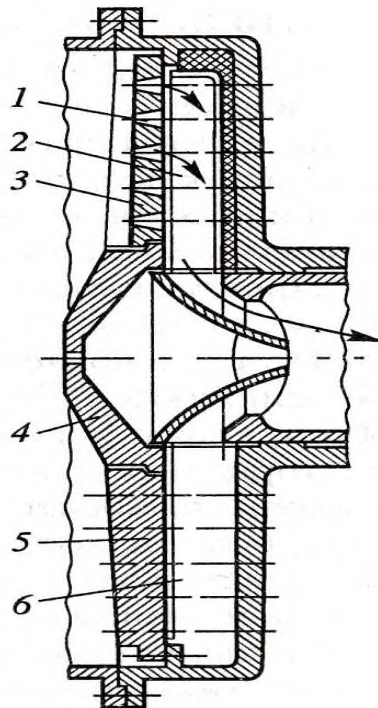


Рис. 6.7. Узел разгрузки измельченного продукта шаровой мельницы с центральной разгрузкой через решетку:

1 – щели, 2 и 6 – лифтеры, 3 – решетка, 4 – центральный диск, 5 – клинья

Выгрузка измельченного материала при тонком измельчении осуществляется через колосниковую решетку, составленную из отдельных секторов (см. рис. 6.6). В пространстве между решеткой и крышкой

установлены ребра (вычерпыватели, лифтеры), которые направляют пульпу в разгрузочную цапфу.

В качестве примера на рис. 6.8 приведен узел разгрузочной части мельницы с центральным приводом, которая используется на глиноземном заводе и имеет диаметр 3,2 м и длину 15 м.

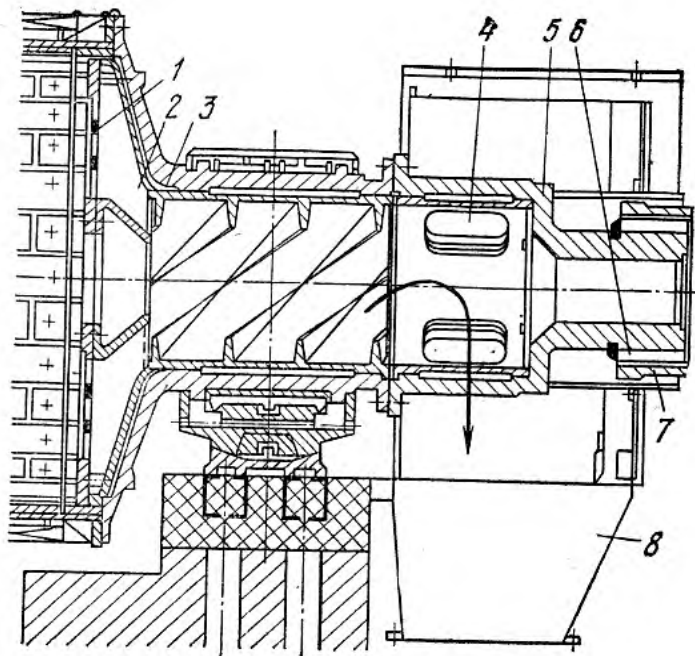


Рис. 6.8. Разгрузочная часть мельницы с центральным приводом:

- 1 – решетка, 2 – вычерпыватель, 3 – крышка с цапфой, 4 – окна для выхода продукта, 5 – соединительный патрубок, 6 – шлицевое соединение, 7 – выходной вал редуктора, 8 – воронка

К крышке с разгрузочной цапфой 3 прикреплен соединительный патрубок 5 с несколькими окнами-щелями 4, через которые продукт измельчения (показано стрелкой) поступает в воронку 8. Конец патрубка 5 и выходной вал редуктора 7 приводного механизма (см. рис. 6.3, б) соединены при помощи шлицевого соединения 6. Из барабана измельченный продукт поступает через щели решетки 1 в пространстве между решеткой 1 и крышкой 3, после чего зачерпывается и переливается в разгрузочную цапфу с помощью вычерпывателей (лифтеров) 2.

Номинальным диаметром $D_{\text{ном}}$ барабана мельницы называют внутренний диаметр без футеровки, рабочим диаметром D – внутренний диаметр с учетом толщины футеровки. Номинальная длина барабана L – внутренняя длина без футеровки. Цилиндрические шаровые и стержневые мельницы разделяют на короткие и длинные. Отношение длины барабана L к его внутреннему диаметру

D составляет примерно $L/D = 4-6$ для длинных и $L/D = 0,65-2$ для коротких мельниц.

В мельницах самоизмельчения используется дробящее воздействие самой руды. Для увеличения кинетической энергии удара увеличивают диаметр барабана до 10 м, при этом соотношение между длиной и диаметром барабана принимают равным $L/D = 0,25-0,5$.

Объем барабана мельницы равен:

$$V = \pi \cdot L \cdot D_{\text{НОМ}}^2 / 4$$

По объему барабана мельницы разделяют на группы: малого размера – $V= 0,5-25 \text{ м}^3$, среднего размера - $V= 25-50 \text{ м}^3$, большого размера - $V= 50-250 \text{ м}^3$, особо больших размеров - $V > 250 \text{ м}^3$. На металлургических предприятиях, в основном, применяются барабанные мельницы среднего и большого размеров.

Степень заполнения объема барабана шарами (или стержнями) составляет $\psi = 0,25...0,45$, при этом масса материала составляет 12...14 % от массы шаров.

Технические характеристики некоторых шаровых мельниц с центральной разгрузкой через решетку приведены в табл. 6.1. Барабаны имеют сварную конструкцию из листовой стали. Внутренняя поверхность конструкции футерована стальными или резиновыми плитами. Средний расход шаров: 0,3 кг/т руды – материал шаров сталь 5; 0,04 кг/т руды – материал шаров хромистая сталь.

Таблица 6.1

Параметры шаровых мельниц с центральной разгрузкой через решетку

Тип мельницы	Параметр				
	Производительность, т/ч	Рабочий объем, м^3	Частота вращения барабана, мин^{-1}	Мощность электродвигателя, кВт	Масса мельницы т
1	2	3	4	5	6
МШР-2100×1500	15	4,3	24,1	132	39
МШР-2100×3000	28	8,5	24,6	200	49
МШР-2700×2100	36	10	21	300	72

Продолжение таблицы 6.1

1	2	3	4	5	6
МШР- 2700×3600	62	17,5	21	380	79
МШР- 3200×3100	82	22,4	19,8	630	98
МШР- 3600×5000	175	45	18	1250	180
МШР- 4000×5000	230	55	17,4	1600	220
МШР- 4500×5000	310	69	16,5	2500	264

6.3. Футеровка барабанов мельниц

Футеровка выполняет важные технологические функции:

- передает энергию рабочему телу (измельчающей среде);
- в зависимости от профиля обеспечивает определенный характер движения измельчающей среды и материала (при гладкой футеровке измельчение происходит преимущественно путем истирания, а при волнистой или ребристой – за счет ударного воздействия);
- защищает внутренние поверхности барабана мельницы от износа (обычно футеруют цилиндрическую поверхность барабана, торцовые крышки, загрузочную и разгрузочную цапфы).

Для защиты барабана мельницы от износа футеруют (облицовывают) цилиндр, торцовые крышки, загрузочные и разгрузочные цапфы. Для шаровых и стержневых барабанных мельниц применяются стальные (из стали 110Г13Л для барабана и из стали сталь 35А для цапф) и резиновые (из резины марок 1801-6, 6252 и др.) футеровочные плиты.

Стальную футеровку изготавливают из катаной или литой стали твердостью ~ 340 НВ; плиты, изготовленные из катаной стали, долговечнее литых плит примерно в 1,5 раза. Срок службы – 6...10 месяцев при грубом помоле, при тонком помоле в 1,5 ... 2,0 раза выше. Толщину футеровки определяют по высоте гребня наибольшего выступа. Она составляет 1...7% от диаметра барабана. С увеличением толщины футеровки увеличивается срок ее службы, но снижается производительность мельницы, так как уменьшается полезный объем. Крепление футеровки к барабану осуществляется болтами через резиновые прокладки. Под гайки ставят

тарельчатые пружины. Некоторые профили металлической футеровки показаны на рис. 6.9.

Резиновую футеровку применяют с начала 1960-х годов и в настоящее время все мельницы тонкого измельчения (помола) переведены на эту футеровку.

Основные преимущества резиновой футеровки:

- увеличение срока службы в 1,5 ... 3,0 раза;
- снижение уровня шума (~ на 20 дБ);
- снижение массы элементов футеровки в 4 ... 5 раз, что уменьшает трудоемкость ремонтов.

Резиновая футеровка хорошо сопротивляется износу, ударным нагрузкам, передает минимальные динамические нагрузки на детали оборудования. Оптимальная твердость – HS 45...60.

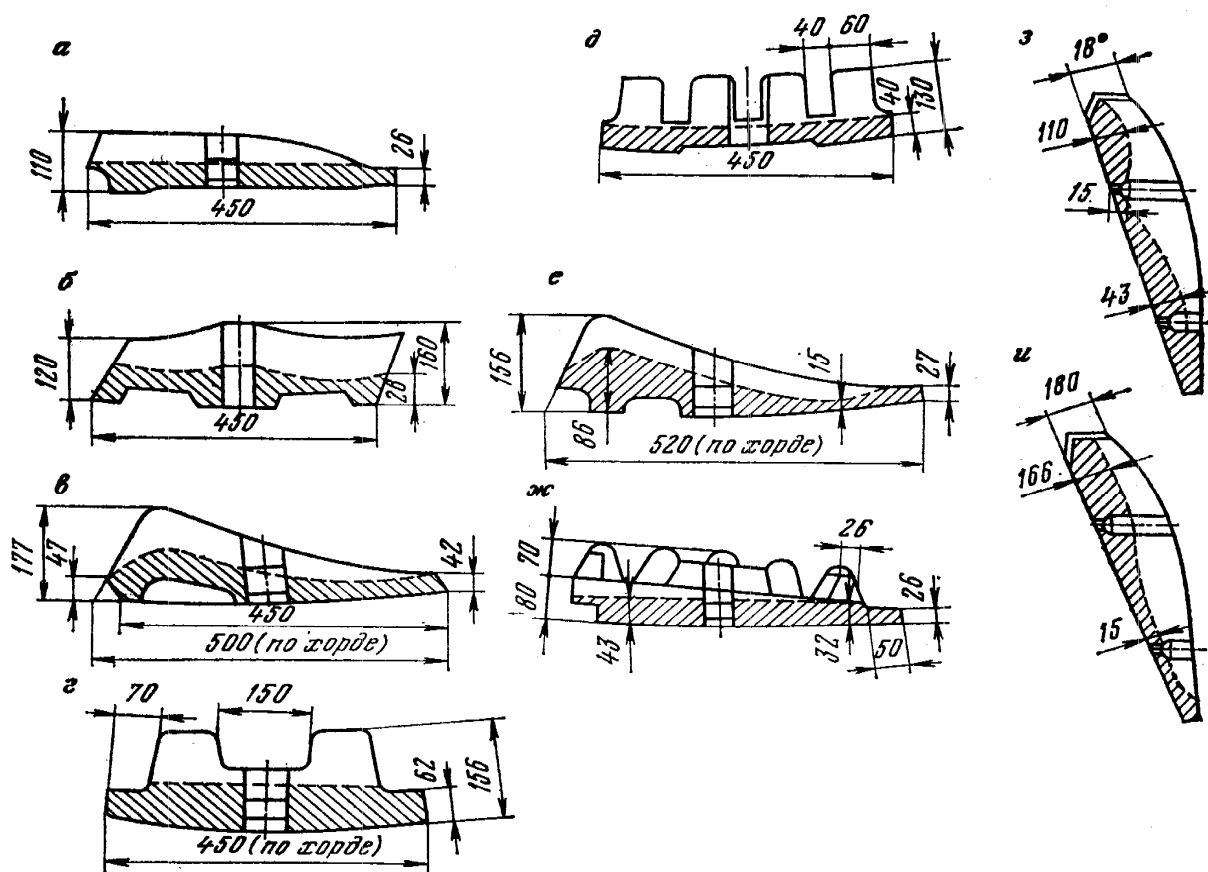


Рис. 6.9. Профиль металлической футеровки:

- а, в, е — ступенчатый; б — волнистый; г, д — балочный;
 ж — шарошиповой; з, и — торцевая футеровка

Профиль резиновой футеровки показан на рис. 6.10. Минимальные значения толщины футеровки: при крупности измельчаемого материала 15...150 мм – 50...60 мм; при крупности <15 мм – 20...30 мм. Толщину

резиновой футеровки выбирают с учетом крупности исходного материала, высоты и скорости падения измельчающих элементов. Необходимо помнить, что при скорости падения более 6 м/с резина не успевает поглотить энергию удара и работает как твердый материал.

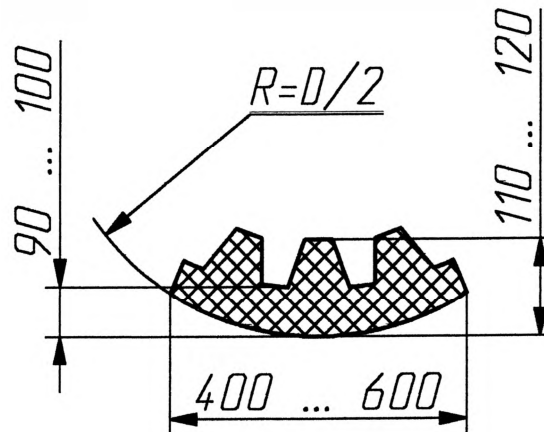


Рис. 6.10. Профиль резиновой футеровки

6.4. Расчет параметров барабанных мельниц

Скорость вращения барабана.

В качестве примера рассмотрим шаровую мельницу. Характер работы шаров (или других дробящих тел) зависит от угловой скорости вращения барабана и степени заполнения ими рабочего объема. При малой скорости шары поднимаются по внутренней поверхности барабана на угол 25-45° к вертикали. При вращении барабана шары непрерывно циркулируют и некоторые слои шаров, поднимающиеся по круговым траекториям вместе с барабаном, скатываются параллельными слоями вниз по образовавшейся наклонной поверхности. Такой характер работы дробящих тел называют *каскадным режимом* (рис. 6.11, а), при этом измельчение материала происходит раздавливанием и истиранием между перемещающимися шарами, а также истиранием между шарами и футеровкой барабана. Отметим, что интенсивное измельчение происходит только в слоях скатывающихся шаров. Каскадный режим используют преимущественно при тонком измельчении материала, прошедшего предварительное измельчение.

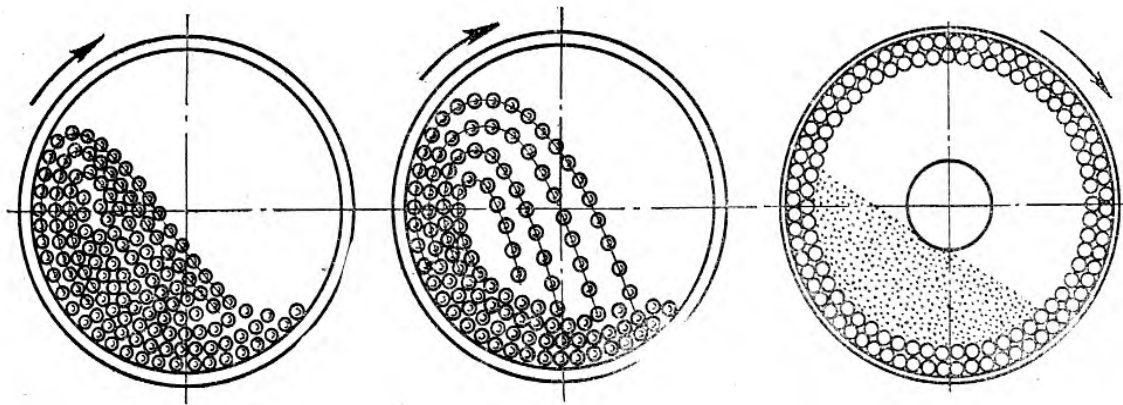


Рис. 6.11. Схемы движения шаров при каскадном (а), водопадном (б) и критическом (в) режимах работы мельницы

С увеличением скорости вращения барабана наступает момент, когда она превысит скорость, характерную для каскадного режима. В результате шары будут подниматься под действием центробежной силы на большую высоту, и в некоторой точке, называемой *точкой отрыва*, шары будут сходиться с круговых траекторий и падать подобно телам, брошенным под некоторым углом к горизонту, по траектории, близкой к параболе. Такой характер работы дробящих тел называют *водопадным режимом* (рис. 6.11,б), при этом измельчение материала происходит, в основном, за счет ударного воздействия шаров.

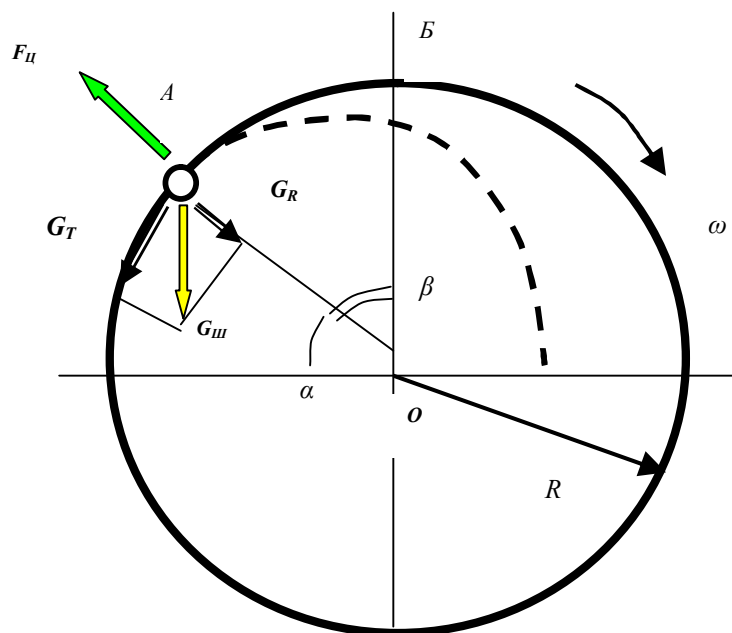


Рис. 6.11. Схема к определению критической скорости вращения барабана

При дальнейшем повышении скорости вращения барабана она может достичь такой величины, при которой шары не смогут оторваться от стенки барабана и будут вращаться вместе с барабаном (рис. 6.11, в). Такая скорость вращения барабана называется критической. Очевидно, что в этом случае шары не могут измельчать материал.

Для определения величины критической скорости вращения рассмотрим равновесие сил, действующих на шар (рис. 6.12).

Силу тяжести шара $G_{ш}$, поднятого внутри барабана на угол β , разлагаем на две составляющих: $G_R = G_{ш} \cdot \cos\beta$ – радиальную составляющую, направленную вдоль радиуса, и $G_T = G_{ш} \cdot \sin\beta$ – тангенциальную составляющую, направленную по касательной к окружности.

Центробежная сила $F_{ц}$, действующая на шар, равна

$$F_{ц} = m_{ш} \cdot \omega^2 \cdot R = (G_{ш} / g) \cdot \omega^2 \cdot R$$

где $m_{ш}$ – масса вращающегося шара, кг; $G_{ш}$ – вес шара, Н; ω – угловая скорость вращения барабана, c^{-1} ; $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ – ускорение свободного падения; R – внутренний радиус барабана, м.

Шар не сможет оторваться от барабана, когда центробежная сила $F_{ц}$ станет равной радиальной составляющей веса шара G_R , т.е.

$$(G_{ш} / g) \cdot \omega^2 \cdot R = G_{ш} \cdot \cos\beta.$$

Отсюда следует формула для угловой скорости вращения

$$\omega = \sqrt{\frac{g \cdot \cos\beta}{R}}$$

Так как тангенциальная сила G_T гасится реакцией нижележащих слоев шаров и материала, поэтому шар становится свободным. Он будет двигаться как тело, брошенное со скоростью $v = \omega \cdot R$ под некоторым углом к горизонту, то есть перейдет с круговой траектории радиуса R на параболическую при угле отрыва β .

Чтобы шар обладал максимальным запасом кинетической энергии, координаты точки отрыва шара от стенок барабана должны обеспечить наибольшую высоту падения в пределах внутренних размеров барабана. Исходя из анализа траектории движения шара по параболе установлено, что оптимальным углом отрыва является $\beta = 54^\circ 40'$ (точка А на рис. 6.12); тогда:

$$\omega_{opt} = \sqrt{\frac{g \cdot \cos 54^\circ 40'}{R}} = \frac{2,38}{\sqrt{R}}.$$

Такой режим работы мельницы, когда частота вращения барабана равна ω_{opt} , является оптимальным и соответствует водопадному режиму.

При увеличении скорости вращения барабана выше ω_{opt} шар может подняться до верхней точки (точка Б на рис. 6.12), где сила тяжести будет равна центробежной силе, т.е.:

$$\omega_k = \sqrt{\frac{g}{R}} \quad \text{при } \beta = 0; \quad \text{или} \quad \omega_k = \frac{3,13}{\sqrt{R}}.$$

Такая скорость называется критической, так как при ней шары не сходят с круговой траектории и не оказывают ударного воздействия на материал. Работа мельницы в таком режиме малоэффективна.

Из сравнения формул следует, что $\omega_{opt} = 0,76 \cdot \omega_k$.

На практике установлено, что угловую скорость барабана следует принимать равной $(0,75...0,9) \cdot \omega_k$. Если скорость будет ниже ω_{opt} , то шары перестают отрываться от стенок барабана и просто скатываются вниз параллельными слоями. Такой режим работы мельницы принято называть «каскадным». Эффективность работы мельницы при этом снижается.

Шаровая загрузка барабанов мельниц.

Степень заполнения дробящих тел барабана определяет возможный режим работы мельницы и влияет на выбор мощности привода агрегата. Вес G шаровой загрузки барабана мельницы можно определить по формуле

$$G = \psi \cdot \frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot L \cdot \rho_{ш.} \cdot g,$$

где D – внутренний диаметр барабана, м; L – внутренняя длина барабана, м; $\rho_{ш.} = (4,85...4,5) \cdot 10^3$ кг/м³ – объемная масса стальных шаров диаметром $\varnothing 30...125$ мм; $\rho_{ст.} = (7...6,5) \cdot 10^3$ кг/м³ – объемная масса стальных стержней диаметром $\varnothing 25...100$ мм; $\psi = 0,25...0,45$ – степень заполнения объема барабана.

При повышении ψ растет производительность и потребляемая мощность, но одновременно возрастает износ футеровки. При уменьшении ψ увеличивается износ шаров.

Мощность двигателя привода барабана.

В шаровой мельнице энергия расходуется на подъем шаров и материала, передаче им кинетической энергии, на преодоление вредных

сопротивлений. Энергия на дробление и измельчение входит в энергию на подъем шаров.

На основе опытных данных принимаем, что средняя высота подъема шара до точки отрыва равна $h \cong 1,13 \cdot R$, где R – внутренний радиус барабана. Тогда работа, затрагиваемая на подъем шаров за один цикл их движения на высоту h , среднюю для всей массы шаров, будет равна

$$A_1 = G \cdot h = 1,13 \cdot G \cdot R$$

Работу, затрачиваемую на сообщение шарам кинетической энергии, можно определить по формуле

$$A_2 = \frac{m \cdot U_o^2}{2} = \frac{G \cdot \omega_o^2 \cdot R_o^2}{2 \cdot g}$$

где $U_o = \omega_o \cdot R_o$ - средняя скорость движения шаров при вращении барабана; $\omega_o = 2,38/\sqrt{R_o}$ - оптимальная частота вращения барабана (водопадный режим); $R_o = 0,785 \cdot R$ - радиус центра массы шаров (принимается на основе опытных данных). С учетом приведенных соотношений получим

$$A_2 = \frac{G \cdot 2,38^2 \cdot 0,785^2 \cdot R^2}{2 \cdot g \cdot R} = 0,18 \cdot G \cdot R .$$

Следовательно, суммарная работа, затрачиваемая на один цикл движения шаров, будет равна

$$A = A_1 + A_2 = 1,31 \cdot G \cdot R .$$

В течение одного оборота барабана шары совершают согласно опытным данным $Z = 1,6...1,8$ циклов циркуляции.

Вес измельчаемого материала, находящегося в барабане, учитывается коэффициентом $K_M = 0,12...0,14$. Коэффициент K_M показывает, какую долю составляет вес материала G_M от веса шаров G , то есть:

$$G + G_M = (1 + K_M) \cdot G = (1,12...1,14) \cdot G .$$

Тогда мощность, расходуемая на подъем шаров и материала, а также на сообщение им кинетической энергии будет равна

$$P = \frac{A \cdot Z \cdot (1 + K_M) \cdot \omega_o}{2 \cdot \pi} \cong \frac{1,31 \cdot 1,7 \cdot 1,13 \cdot 2,38}{2 \cdot \pi \cdot \sqrt{R}} \cdot G \cdot R \cong 0,95 \cdot G \cdot \sqrt{R}$$

Мощность электродвигателя вращения барабана с учетом преодоления вредных сопротивлений равна:

$$P_3 = \frac{K_{II} \cdot P}{\eta_1},$$

где $\eta_1 = 0,90$ - КПД механических передач; $K_{II} = 1,1 \dots 1,2$ - коэффициент учета повышения мощности при пуске.

Производительность мельниц рассчитывают исходя из практических соображений на основе «метода подобия» с действующим оборудованием.

По методике Л.С. Кохана производительность Q барабанных мельниц можно оценить по формуле

$$Q = (1.37 \dots 1.44) \cdot D^{2.5} \cdot L$$

Здесь первое число относится к каскадному режиму, а второе – к водопадному.

7. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ КЛАССИФИКАЦИИ ПО КРУПНОСТИ

7.1. Характеристика процессов классификации

Используемые в металлургической, химической и других отраслях промышленности сыпучие материалы имеют, как правило, полидисперсный состав. Для выделения из общей массы сыпучего материала определенных фракций используют машины для классификации.

В ГОСТ 25008-81 оборудование для классификации разделяется на четыре основных вида (рис. 7.1):

- *грохот* – машина для разделения исходного материала на два и более классов по крупности, для отмывки или обезвоживания на просеивающей поверхности;
- *дуговое сито* – аппарат для мокрой классификации и обезвоживания пульпы на неподвижной просеивающей поверхности, которая имеет криволинейную форму;
- *гидроциклон* – аппарат для гидравлической классификации или обогащения в тяжелой среде под влиянием центробежных сил, возникающих при тангенциальной подаче исходной пульпы с избыточным давлением и осевой разгрузке продуктов разделения;
- *классификатор* – аппарат для разделения исходного материала на два и более классов по крупности без применения просеивающей поверхности.



Рис. 7.1. Виды оборудования для классификации материала по крупности

В общем случае под классификацией понимается процесс разделения смеси на две или более частей по определенному признаку, которым может быть крупность частиц, их плотность, форма, магнитные свойства и пр.

Рассматриваемое оборудование различают также по физическому состоянию материал (сухой сыпучий материал, пульпа, воздушная или газовая дисперсная смесь), по подвижности рабочего органа, по используемым физическим свойствам (плотность материала, его магнитные и электрические свойства), по количеству выделяемых фракций (двух продуктовые – мелкая и крупная фракции, и много продуктовые, когда число фракции более двух) и др.

Необходимая для производственных целей крупность материала определяется требованиями технологического процесса, а для других случаев – назначением и условиями его потребления.

7.2. Общие сведения о грохочении

Грохочением называется технологический процесс, в котором разделение твердых частиц по классам крупности или отделение твердой фазы материала от жидкой фазы осуществляется просеиванием через подвижную или неподвижную просеивающую поверхность (сито, решето). На металлургических заводах грохочению подвергают руды, шихтовые материалы, кокос, агломерат и др.

Материал, поступающий на грохочение, называется *исходным продуктом* (рис. 7.2), остающийся на сите – *надрешетным или верхним продуктом* (знак «+»), проваливающийся через отверстия сита – *подрешетным или нижним продуктом* (знак «-»).

Машины и устройства для грохочения (просеивания) материалов называют *грохотами*.

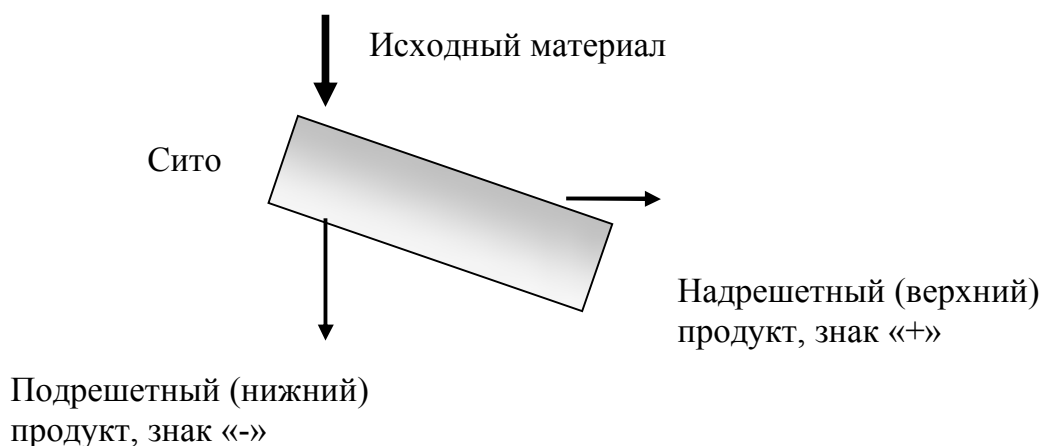


Рис. 7.2. Схема классификации материала

По назначению процессы грохочения делят на самостоятельные (для выделения продуктов заданной крупности, которые являются товарной продукцией), подготовительные (для разделения материалов на классы, которые перерабатываются отдельно), вспомогательные (для выделения в процессах дробления или измельчения мелких классов, чтобы не подвергать их переизмельчению) и обезвоживающие (для удаления воды или шламов из продуктов обогащения).

По условиям работы грохота операции грохочения подразделяются на несколько видов соответственно крупности наибольших кусков в исходном питании и размерам отверстий просеивающих поверхностей. В зависимости от этих условий различают: предварительное (удаление негабаритов), крупное, среднее, мелкое и тонкое грохочение (табл. 7.1).

Таблица 7.1

Условное обозначение операций грохочения

Наименование операции	Размер исходных кусков, мм	Размер отверстия сетки грохота, мм
Предварительное (удаление негабаритов)	+1500	Равно ширине приемной щели дробилки крупного дробления
Крупное	-1500+300	300-100
Среднее	-300+100	100-25
Мелкое	-100+10	25-5
Тонкое	-10	5-0,05

Последовательность выделения более двух классов из смеси сыпучего материала при грохочении определяется расположением сит. Различают три схемы грохочения: от мелкого к крупному, от крупного к мелкому, комбинированная (рис. 7.3).

При реализации схемы грохочения от мелкого класса к крупному (рис. 7.3, а) сита располагают последовательно в одной плоскости. Исходный материал сначала поступает на самое мелкое сито, затем на более крупное (размер отверстий $b_1 < b_2 < b_3$). Основным достоинством этой схемы грохочения является доступность сит для осмотра и ремонта, а ее недостатками – низкая эффективность грохочения, быстрое изнашивание мелкого сита, недостаточное использование рабочего объема грохота и малая производительность.

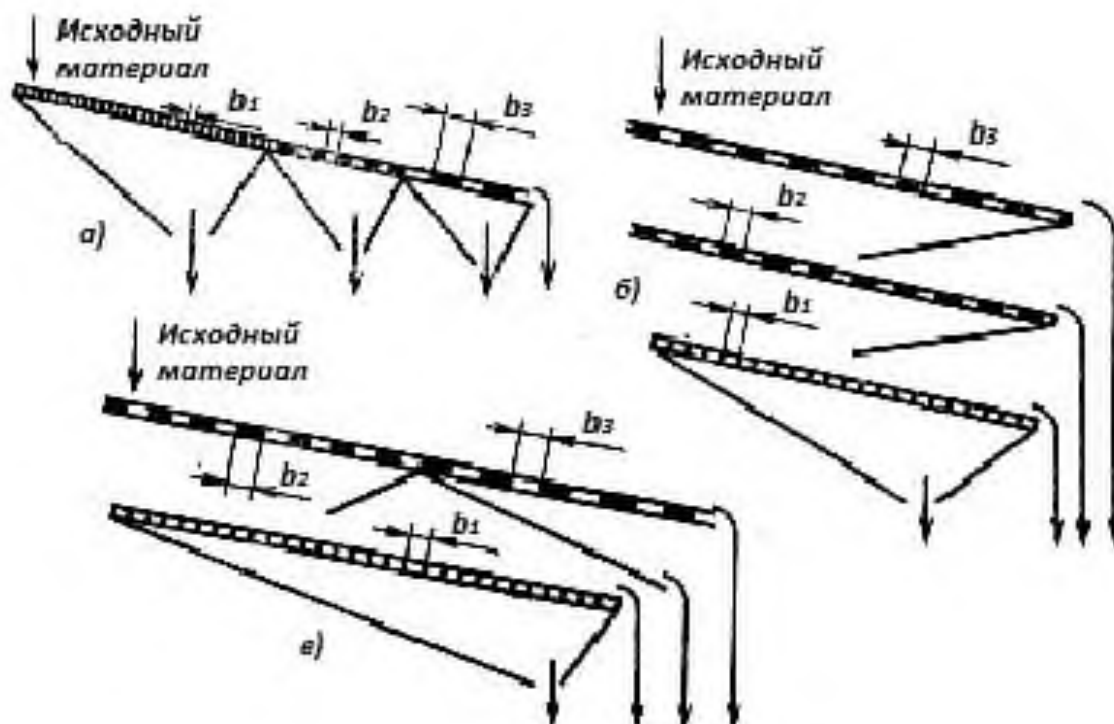


Рис. 7.3. Схемы грохочения:

а - от мелкого к крупному, б – от крупного к мелкому, в – комбинированная
размер отверстий $b_1 < b_2 < b_3$

При грохочении от крупного класса к мелкому (рис. 7.3, б) сита располагаются друг под другом. Преимуществами этой схемы грохочения являются: высокая эффективность грохочения, большая долговечность сит, хорошее использование рабочего объема грохота. К ее недостаткам относится затрудненный доступ для осмотра, ремонта и замены сит. Последний недостаток весьма существенен в условиях непрерывных технологических процессов металлургической промышленности. Незамеченный разрыв сетки ведет к попаданию крупных частиц в мелкие и порче продукта в технологической цепи, следующей за грохочением.

При комбинированной схеме грохочения (рис. 7.3, в) исходный материал подается на среднее сито (размер отверстий b_2), подрешетный продукт которого проходит через мелкое сито (размер отверстий b_1), надрешетный продукт - через крупное сито (размер отверстий b_3). Эта схема обеспечивает достаточную эффективность грохочения, относительно большую долговечность сит при хороших условиях для осмотра и замены сит. При этом обеспечивается высокая производительность грохота, так как на мелкое сито, имеющее большую площадь и расположенное под крупными ситами, подается только часть исходного материала.

Перемещение материала может происходить под действием силы тяжести (гравитационное), колебаний частиц, создаваемых вибровозбудителем (вибрационное), или механического воздействия вращающихся элементов.

По геометрической форме просеивающей поверхности различают грохоты с плоской, цилиндрической, конической и многогранной поверхностью. В металлургии наибольшее распространение получили грохоты с плоскими просеивающими поверхностями.

Конструктивно просеивающие поверхности грохотов выполняют в виде колосниковых решеток, листовых сит (решет), выполненных из листовых материалов (стали, резины и др.), и проволочных сеток (рис. 7.4).

Колосниковые решетки применяют для крупного и реже среднего грохочения как в неподвижных, так и в подвижных грохотах. Решетки собираются из стержней или колосников, располагающихся параллельными рядами, и скрепляются поперечными балками (рис. 7.5).

Листовые сита (решета) – применяют в подвижных грохотах, предназначенных для среднего и мелкого грохочения. Они представляют собой стальные листы с проштампованными или просверленными отверстиями различной формы (круг, квадрат, прямоугольник и др.). Листовые решета обычно имеют круглые или прямоугольные отверстия (см. рис. 7.4, а, б), которые располагают в шахматном порядке.

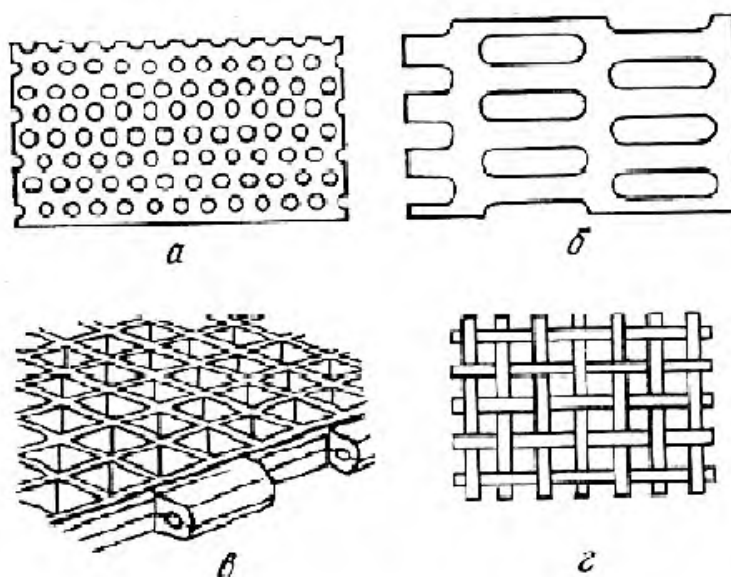


Рис. 7.4. Просеивающие поверхности:
листовые решета с круглыми (а) и прямоугольными (б) отверстиями, резиновое
решето (в), проволочное сито (г)

Наиболее распространены решета с отверстиями диаметром $d = 10...80$ мм. Толщина стальных решет обычно не превышает 12 мм, так как в более толстых листах отверстия легче забиваются просеиваемым материалом. Если необходимы более крупные отверстия, то применяют колосниковые решетки, а если более мелкие отверстия, то устанавливают проволочные сита.

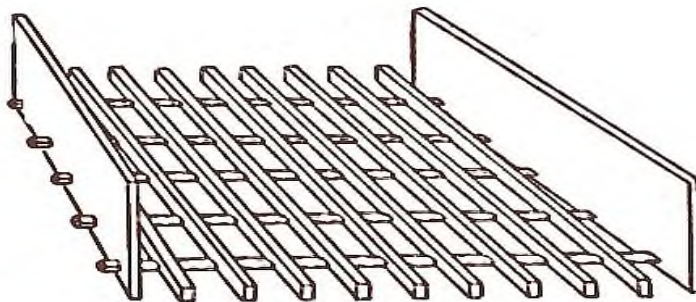


Рис. 7.5. Общий вид колосниковой решетки

Промежутки b между отверстиями сита принимают, исходя из прочности материала, по формуле $b = 0,9\sqrt{d}$, где d – диаметр отверстия; для штампованных сит их принимают не больше $0,625 \cdot d$.

Проволочные сетки изготовляют из износостойких легированных сталей (для просеивания абразивных материалов), латуни и меди (для просеивания мягких неабразивных материалов) и прочных полимерных материалов.

Размеры отверстий сеток (ячеек) стандартизованы и определяются наименьшим сечением между противоположными проволоками. В зарубежной практике для характеристики размера отверстий используется число «меш», равное числу отверстий, приходящихся на один линейный дюйм (25,4 мм) сетки.

Просеивающие поверхности характеризуются *живым сечением* – отношением площади всех отверстий к общей площади сетки (в %). В колосниковых и листовых решетках живое сечение составляет 50...60%, в проволочных ситах оно достигает 75...80%. Поэтому проволочные сита более производительны и обеспечивают лучшее просеивание.

В реальных условиях при ограниченном времени классификации невозможно добиться полного разделения смеси и часть частиц нижнего класса не пройдет сквозь сито и останется в верхнем классе. Эффективность грохочения характеризует полноту разделения исходного материала:

$$E = (m_1/m_2) \cdot 100\%,$$

где m_1 – масса частиц нижнего класса, прошедшего через сито; m_2 – масса частиц нижнего класса, содержащихся в исходном материале.

Эффективность грохочения зависит от многих параметров: скорости движения материала по ситам, длины сита, производительности по питанию исходным материалом и от гранулометрического состава смеси. Для конкретных материалов имеются рекомендации по оптимальным соотношениям вышеперечисленных параметров.

Процесс грохочения целесообразно применять для классификации материала с размерами частиц более 5...10 мм. При этом работа грохота характеризуется высокой производительностью при относительно малых энергозатратах. Классификацию более мелкого материала выгоднее производить в воздушных классификаторах.

По конструктивно-кинематическим признакам грохоты делят на валковые, барабанные, инерционные, дисковые, ротационные и др.

В неподвижных грохотах материал перемещается по просеивающей поверхности под действием составляющей силы тяжести, поэтому сита в них устанавливают под углом к горизонтали, несколько превышающим угол трения материала по ситам. Интенсивность процесса сортирования на таких прокатах невысокая, и их применяют в основном для предварительного разделения крупнокусковых материалов.

Условное обозначение грохота включает буквенно-цифровой набор. Первая буква (Г) обозначает «грохот», вторая буква – конструктивные особенности (И – инерционный, С – самобалансный, Р – резонансный и др.), третья буква – режим работы (Л – легкий, для материалов с насыпной плотностью $\rho < 1,4 \text{ т/м}^3$; С – средний, для $\rho < 1,8 \text{ т/м}^3$; Т – тяжелый, для $\rho < 2,8 \text{ т/м}^3$). После буквенного набора следуют две цифры: первая цифра условно обозначает ширину просеивающей поверхности (2 – 1000 мм, 3 – 1250 мм, 4 – 1500 мм, 5 – 1750 мм, 6 – 2000 мм, 7 – 2500 мм, 8 – 3000 мм, 9 – 3500 мм, 10 – 4000 мм), вторая цифра указывает на число рядов сит. Далее может следовать индекс модификации (буквенный или цифровой), вид климатического исполнения и др. Например, ГСТ-42А обозначает грохот самобалансный, тяжелого типа с шириной просеивающей поверхности 1500 мм и двумя рядами сит, модификация «А».

7.3. Колосниковые грохоты

Колосниковые грохоты могут иметь неподвижные, консольно закрепленные или подвижные колосники. Их используют преимущественно для предварительного отсева материала мелкого класса.

Грохоты с неподвижными колосниками являются неприводными, и имеют следующие преимущества: простая и относительно долговечная конструкция, отсутствие движущихся частей. К недостаткам можно отнести невозможность грохочения вязких и глинистых материалов, так как щели решетки быстро забиваются, и большую высоту установки, поскольку угол наклона составляет 30...45°. Эффективность грохочения не превышает 50%.

Колосники тяжелых грохотов выполняют из крупных балок, которые выдерживают ударную нагрузку при разгрузке непосредственно на колосники материала из большегрузного вагона емкостью 60...100 т. Щель между колосниками принимают в диапазоне $b = 150...250$ мм.

Производительность грохота по исходному материалу $P_{ГР}$ определяют по зависимости

$$P_{ГР} = 2,4 \cdot A_{реш} b,$$

где $A_{реш}$ – площадь решетки неподвижного колосникового грохота.

Колосниковый консольный грохот (рис. 7.6) состоит из ряда параллельных колосников 1, консольно закрепленных на балках 2 и связанных поперечинами 3. Под действием ударов падающих кусков концы колосников вибрируют и тем самым препятствуют материалу забивать щели.

Чаще всего колосниковые решетки собираются на обогатительных фабриках из подручных материалов, поэтому форма сечения может быть самой разнообразной (рис. 7.7). В любом случае сечение должно быть расширяющимся, чтобы обеспечить самоочищение. Колосники таврового сечения часто изготавливают из изношенных рельсов (отрезается подошва).

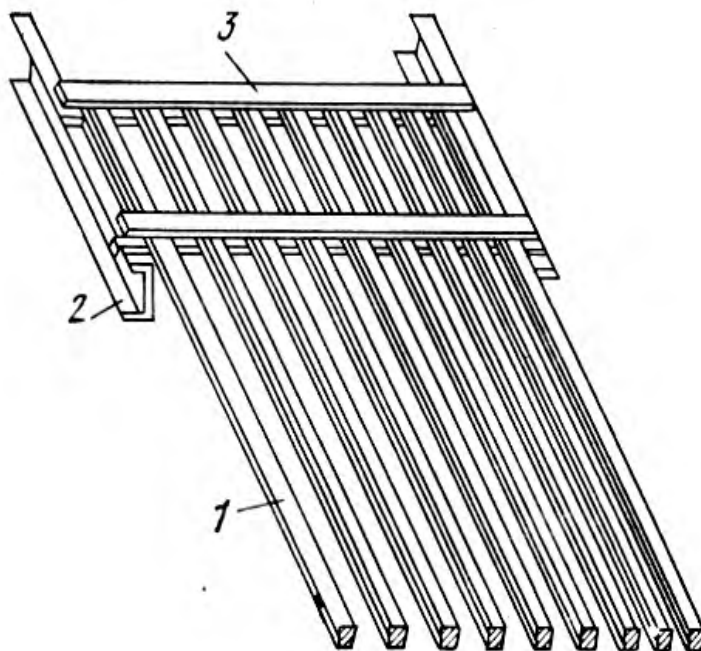


Рис. 7.6. Неподвижный грохот с консольно закрепленными колосниками:

1 – колосники, 2 – балки, 3 – поперечины



Рис. 7.7. Формы поперечного сечения колосников

Колосниковый грохот обычно устанавливают неподвижно перед дробилками крупного дробления, чтобы выводить из потока сырья фракцию материала, не подлежащую дроблению. Угол наклона должен быть таким, чтобы материал свободно скатывался вниз по колосникам. Размеры грохота определяются с нижней стороны шириной загрузочного отверстия дробилки, а с верхней — шириной или длиной транспортного устройства (вагон, вагонетка, транспортер), подающего материал на грохот.

7.4. Валковые грохоты

Валковым грохотом называется грохот, просеивающая поверхность которого образована набором вращающихся валков постоянного или переменного сечения.

Валковый грохот (рис. 7.8) представляет систему приводных валков (5-13), установленных на общей наклонной раме 4 и вращающихся в направлении движения материала.

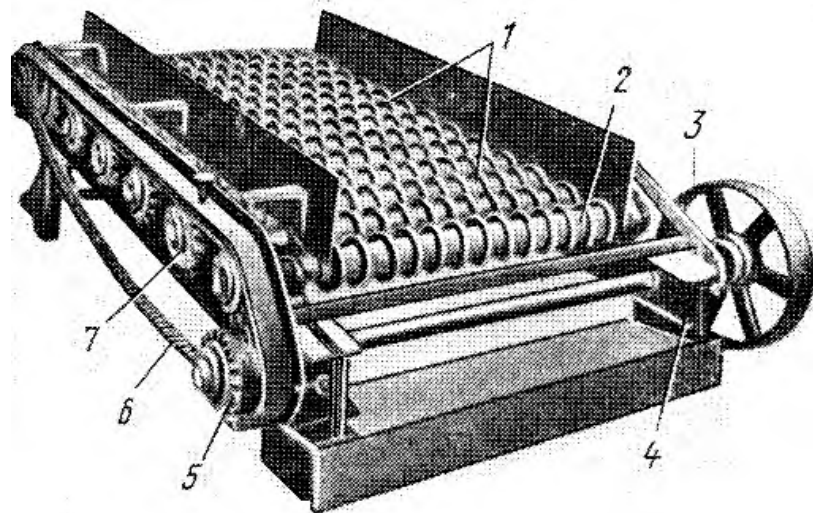


Рис. 7.8. Валковый грохот:

1 – диски, 2 – валы, 3 – ременная передача, 4 – рама,
5 – ведущие звездочки, 6 – цепь, 7 – ведомые звездочки

Каждый валок состоит из вала 2 с жестко закрепленными на нем дисками 1, причем диски одного вала входят в междисковое пространство двух соседних валков, образуя зазоры от 5 до 175 мм. Угол наклона рамы - 12-15° к горизонту. Диски имеют круглый или фигурный (зубчатый, треугольный и др.) профиль; круглые гладкие диски используют для грохочения руды и камней, зубчатые – для грохочения агломерата и кокса.

Для предотвращения проскальзывания больших кусков по круглым валкам скорость дисков по ходу движения материала увеличивается. Привод валков выполняется цепным или зубчатым.

Приводные цепи 6 располагают по боковым сторонам грохота; обычно одна цепь вращает четные валки, а другая – нечетные. Цепи приводятся в движение от электродвигателя через ременную передачу 3 и ведущие звездочки 5; вращение валкам передается через ведомые звездочки 7.

На рис. 7.9 показан сдвоенный 14-валковый грохот для сортировки кокса с групповым приводом с зубчатыми передачами. Он состоит из электродвигателя, редуктора и одной ведущей шестерни, приводящей в движение зубчатые колеса, соединенные с валами, через вспомогательные (паразитные) шестерни. Все зубчатые передачи размещены в общем корпусе (картере) с масляной ванной. Валки двух клетей, входящих в конструкцию, приводятся в движение от 1-го привода. Это позволяет уменьшить металлоемкость конструкции и снизить энергозатраты при увеличении производительности в 2 раза.

Привод с зубчатыми передачами сложнее в изготовлении и сборке, но надежнее в эксплуатации.



Рис. 7.9. Сдвоенный 14-ти валковый грохот для сортировки кокса с групповым приводом с зубчатыми передачами

Принцип работы грохота заключается в том (рис. 7.10), что кокс, поступивший на верхние диски рабочей поверхности, увлекается дисками и скатывается с нарастающей скоростью по уклону. Зубчатая форма дисков обеспечивает встряхивание потока кокса.

Коксовая мелочь и мелкий кокс крупностью менее 25 мм проваливаются в зазоры между дисками на конвейер, передающий её на виброгрохоты, а крупный кокс скатывается с дисков в бункеры крупных коксов. Различная скорость вращения валов позволяет, при заклинивании между дисками одного вала крупных кусков кокса, либо вытолкнуть его на поверхность, либо провалиться между дисками.

Достоинства валкового грохота: отсутствие неуравновешенных частей, малая скорость вращения валков, спокойная и бесшумная работа. Поэтому их применяют там, где одним из основных условий является возможно меньшее крошение материала: при грохочении кокса, угля, агломерата.

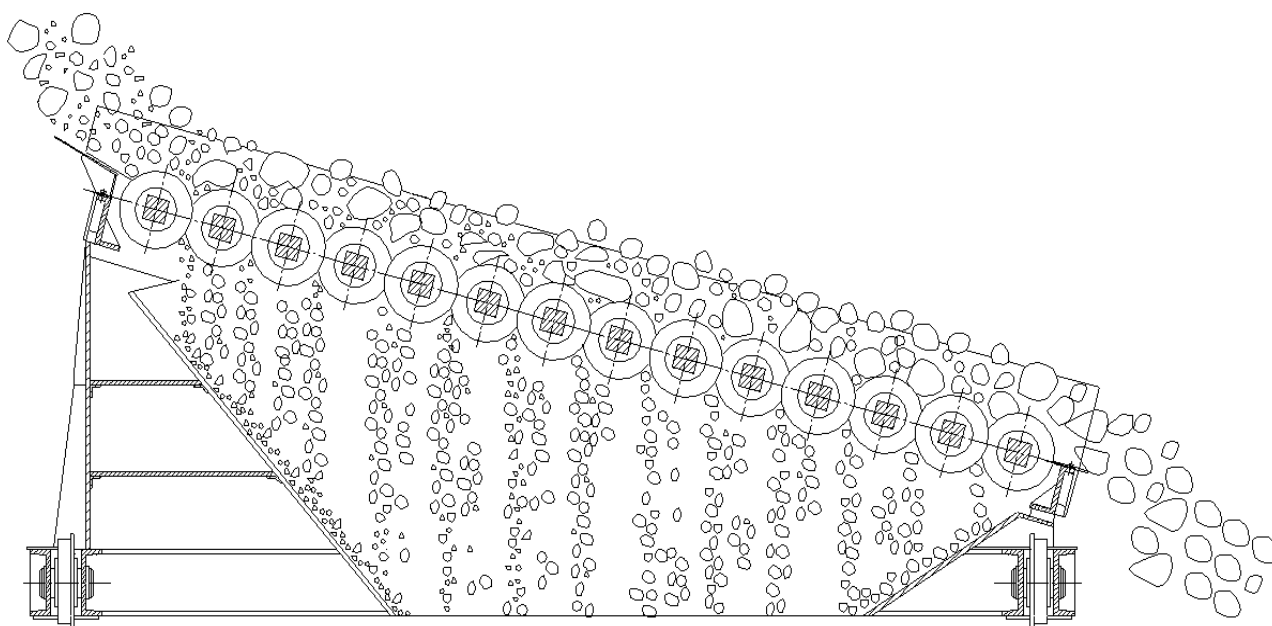


Рис. 7.10. Схема сортировки кокса на 14-валковом грохоте

В то же время для валковых грохотов характерна малая единичная мощность и сравнительно высокая материалоемкость.

Технические характеристики некоторых валковых грохотов типа ГВ приведены в табл. 7.1. имеющих размеры просеивающей поверхности: ширина – 1270 мм, ширина - 2450 мм; мощность электродвигателя – 8 кВт.

Таблица 7.1

Техническая характеристика валковых грохотов типа ГВ

Тип грохота	Размер отверстий, мм	Число валов	Окружная скорость валков, м/с	Максимальная производительность, т/ч	Масса, кг
ГВ-50	50×50	13	0,78	200	4354
ГВ-75	75×75	11	0,89	250	4225
ГВ-100	100×100	9	1,16	350	4332
ГВ-125	125×125	7	1,45	350	4456
ГВ-150	150×150	7	1,45	400	4001

7.5. Барабанные грохоты

Барабанным грохотом называется грохот, просеивающая поверхность которого образована стенками вращающегося барабана.

По конструкции барабаны разделяют на цилиндрические и конические. Барабан может быть установлен на валу (для легких грохотов) или опираться на роликовые опоры (для тяжелых грохотов).

Барабанный грохот (рис. 7.11) состоит из дырчатого вращающегося барабана 3, опорного устройства 1 и приводного механизма 4.

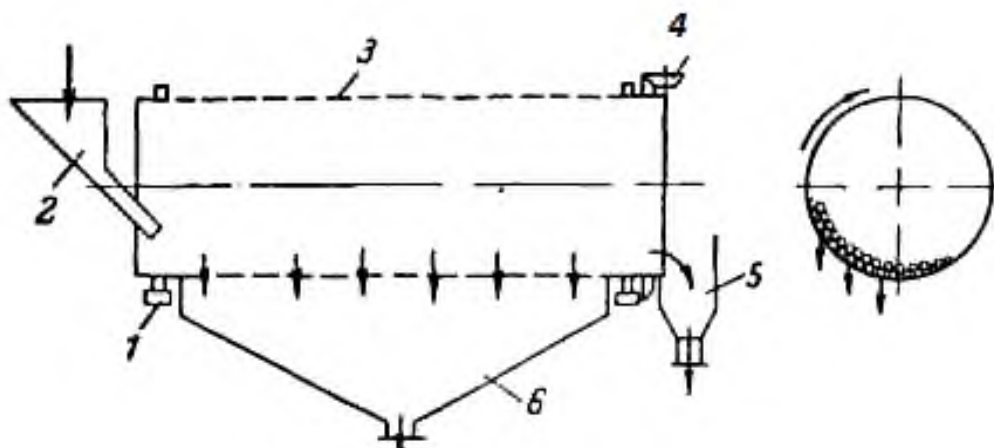


Рис. 7.11. Схема барабанного грохота:

1—опорная рама; 2 — питающая воронка; 3 — барабан; 4 — приводной механизм; 5 —бункер крупной фракции; 6 — бункер мелкой фракции

Подлежащий грохочению материал поступает через воронку 2 в барабан и при вращении барабана под действием силы трения поднимается на некоторую высоту, затем сползает вниз. Так как барабан устанавливают с небольшим наклоном в сторону приемного бункера 5, частицы материала, двигаясь, вниз, собираются у выходного конца барабана. В процессе движения происходит разделение материала на фракции. Мелкая фракция, пройдя через отверстия сита, собирается в бункере 6, а крупная (верхняя) поступает в бункер 5.

Барабанные грохоты обычно собирают из отдельных сит, которые крепятся к каркасу. Если сита изогнуты по радиусу, то в собранном виде они образуют цилиндрический барабан; плоские сита образуют многогранный барабан (рис. 7.12). В технологическом процессе оба барабана равноценны.

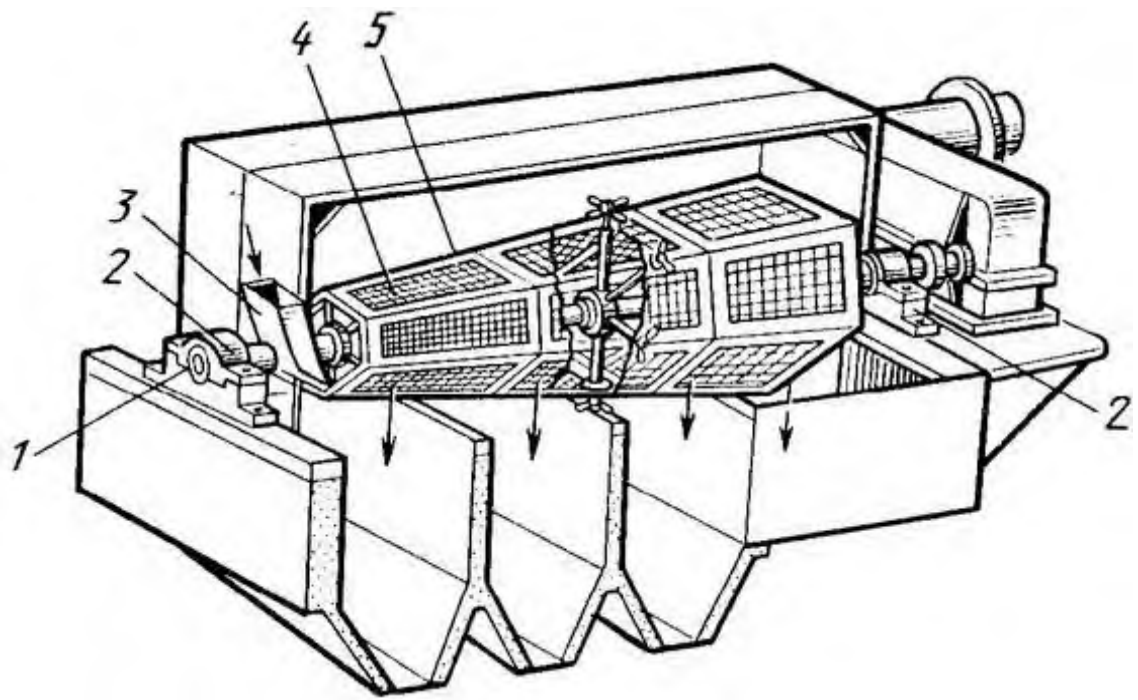


Рис.7.12. Барабанный грохот с коническим многогранным барабаном:
 1 – вал, 2 – опоры, 3 – загрузочное устройство, 4 – просеивающая поверхность
 (3 секции), 5 – каркас барабана, 6 – втулка, 7 – фланец

При разделении материала на большое число фракций используют барабанные грохоты с несколькими ситами, собранными концентрично или последовательно друг за другом (рис. 7.13).

При концентрическом расположении сит материал сначала поступает на внутреннее сито 1 с самыми большими отверстиями (рис. 7.13, а), где задерживается крупная фракция, которая собирается в бункере 1. Нижняя фракция первого сита попадает на второе и делится также на две фракции, верхняя из которых выводится в бункер 2, а нижняя, пройдя второе сито, попадает на третье, где снова делится на две фракции, верхняя из которых поступает в бункер 3, а нижняя в бункер 4.

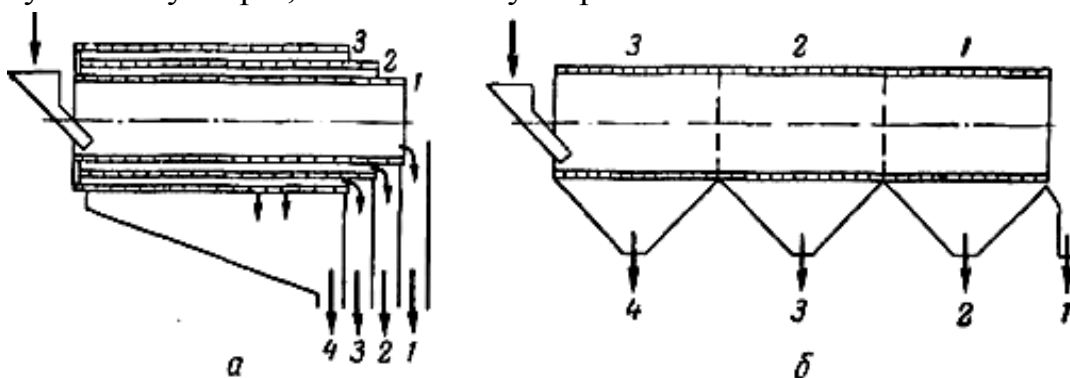


Рис. 7.13. Схемы многоситовых барабанных грохотов с концентрическим (а) и последовательным (б) расположением сит

При последовательном расположении сит исходный материал сначала поступает на мелкое сито 3 (рис. 7.13, б), где отбирают самую мелкую фракцию, которая собирается в бункере 4. По мере продвижения материала вдоль грохота размер отверстий в ситах увеличивается, а соответственно возрастает и крупность отделяемых фракций; самая крупная фракция собирается в бункере 4.

Многоситовые грохоты с концентрическим расположением сит по своему устройству сложнее, чем с последовательным. Они представляют значительную трудность и в эксплуатации, так как наблюдение, осмотр и смена внутренних сит затруднены. Однако эти грохоты компактнее грохотов с последовательным расположением сит, их можно применять при классификации мелкозернистых материалов и устанавливать в помещениях.

На рис. 7.14 показан барабанный тяжелый промывочный грохот с последовательным расположением сит. Он имеет диаметр 1,5 м и длину 4,25 м и состоит из корпуса, двух просеивающих поверхностей 6 (первая - с диаметром отверстий 50 мм, вторая - с размерами ячеек 10×10 мм) и двух бандажей 7, опирающихся на опорные ролики 7. Корпус выполнен в виде двух торцевых крышек 8, выполненных из толстолистовой стали и связанных между собой продольными балками 5, к которым крепятся просеивающие поверхности 6, состоящие из нескольких перфорированных листов.

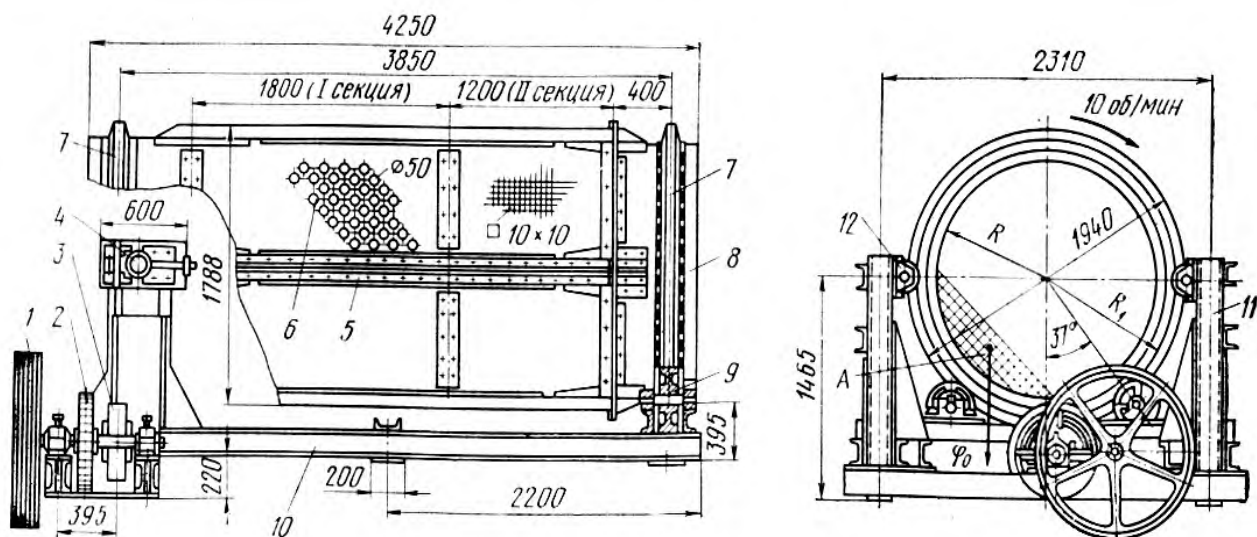


Рис. 7.14. Барабанный грохот:

- 1 – ременная передача, 2 – зубчатая передача, 3 – ролик фрикционной передачи, 4 – упорный ролик, 5 – продольные балки, 6 – просеивающие поверхности, 7 – бандаж, 8 – торцевые крышки, 9 – опорные ролики, 10 – опорная рама, 11 – стоки, 12 – поддерживающие ролики

Привод грохота включает электродвигатель, клиноременную передачу 1, зубчатую передачу 2 и фрикционную передачу с ведущим роликом 3, который контактирует с бандажом барабана.

Поддерживающие ролики 12, которые закреплены на стойках 11, установленных на раме 10, предотвращают барабан от радиального смещения, а упорные ролики 4 – от продольного перемещения.

Вращение барабана осуществляется за счет сил трения между бандажом и приводным роликом. Величина силы трения зависит от коэффициента трения и веса барабана с материалом, для повышения коэффициента трения на ролик надевают бандаж из износостойкой резины.

Мощность, потребляемая барабанным грохотом, расходуется на преодоление трения качения бандажей по опорным роликам, трения скольжения опорных роликов в подшипниках, трения скольжения сортируемого материала о поверхность грохота при скольжении вниз и подъем материала.

Суммарный момент относительно оси барабана, необходимый для преодоления всех четырех сопротивлений равен:

$$M_{\Sigma} = M_1 + M_2 + M_3 + M_4$$

Моменты относительно оси барабана, необходимые для преодоления сопротивлений вследствие трения качения бандажей по опорным роликам M_1 , трения скольжения опорных роликов в подшипниках M_2 и трения между материалом и барабаном M_3 , определяются по формулам

$$M_1 = \frac{G_{\text{БАР}}(R_{\text{БДЖ}} + r_{\text{РОЛ}}) \cdot k}{\cos \alpha \cdot r_{\text{РОЛ}}} \quad M_2 = \frac{G_{\text{МАТ}} \cdot f_{\text{Ц}} \cdot R_{\text{БДЖ}} \cdot r_{\text{Ц}}}{\cos \alpha \cdot r_{\text{РОЛ}}} \quad M_3 = G_{\text{МАТ}} f_{\text{МАТ}} R_{\text{БАР}}$$

Здесь $G_{\text{БАР}}$ - сила тяжести барабана; $G_{\text{МАТ}}$ – сила тяжести материала; $R_{\text{БДЖ}}$ – радиус бандаж; $R_{\text{БАР}}$ - внутренний радиус барабана; $r_{\text{рол}}$ - радиус ролика; $r_{\text{ц}}$ – радиус цапфы; k – коэффициент трения качения, α – угол между вертикальной осью барабана и центрами роликами, $\alpha = 30-35^\circ$; $k = 0,5$ мм; $f_{\text{ц}}$ – коэффициент трения скольжения смазанных цапф, $f_{\text{ц}} = 0,03...0,06$; $f_{\text{мат}}$ – коэффициент трения скольжения материала, для сухой руды $f_{\text{мат}} = 0,4$, для мокрой $f_{\text{мат}} = 0,25$.

Момент, необходимый для подъема материала при вращении барабана, приблизительно равен

$$M_4 = 0.088 \cdot G_{\text{МАТ}} R_{\text{БАР}}$$

При проведении инженерных расчетов для определения суммарного момента часто используют приближенную формулу Л.Б. Левенсона

$$M_{\Sigma} = (G_{\text{БАР}} + 13 \cdot G_{\text{МАТ}}) \cdot R_{\text{БАР}} / 30$$

Число $z_{\text{пр}}$ приводных роликов находят из условия, что сила трения между приводным роликом и бандажом должна быть больше сил сопротивлений, приведенных к точке касания ролика и бандаж.

Установлено, что при весе сортируемого материала, равном весу барабана, т.е. при $G_{\text{МАТ}} = G_{\text{БАР}}$, все четыре ролика должны быть приводными.

При двух приводных роликах $G_{\text{МАТ}} \leq 0,25 \cdot G_{\text{БАР}}$, при одном $G_{\text{МАТ}} \leq 0,15 \cdot G_{\text{БАР}}$.

Если вес материала превышает вес барабана, т.е. при $G_{\text{МАТ}} > G_{\text{БАР}}$, то фрикционный привод применять нельзя.

Частота вращения барабана должна быть ниже критического значения $n_{\text{КР}} = 30 / \sqrt{R_{\text{БАР}}}$, при котором материал начинает вращаться вместе с барабаном. На практике частоту вращения барабана принимают в диапазоне

$$n = \frac{8 \dots 14}{\sqrt{R_{\text{БАР}}}}$$

Диаметр барабанного грохота определяют по формуле

$$D_{\text{БАР}} = 20,23 \sqrt{\frac{\Pi_{\text{ГР}}}{\rho}}$$

где $\Pi_{\text{ГР}}$ – производительность грохота, т/ч; ρ – объемная масса материала, т/м³. У больших и тяжелых грохотов диаметр барабана составляет 0,7...2,0 м, а длина – от 4,5 до 12 м.

Производительность барабанного грохота можно оценить по формуле

$$\Pi_{\text{ГР}} = 0,6 \cdot \rho \cdot n \cdot \text{tg} 2\alpha \cdot \sqrt{2 \cdot R_{\text{БАР}} \cdot h_{\text{МАТ}}}$$

Толщина $h_{\text{МАТ}}$ слоя материала на практике изменяется от удвоенного максимального размера поступающих на грохочение кусков материала до двойного диаметра отверстий решета.

Барабанные грохоты имеют следующие достоинства: простота и надежность конструкции; на них можно осуществлять мокрое грохочение глинистых липких материалов с различными классами крупности; спокойная и бесшумная работа допускает установку на верхних этажах зданий. Вместе с тем

они имеют недостатки: малая единичная и удельная производительность, так как в процессе грохочения одновременно используется только 12...17% общей площади просеивающей поверхности; низкое качество грохочения (КПД составляет 40...60%); образование большого количества пыли при сухом грохочении; громоздкость конструкции и трудоемкость замены просеивающей поверхности.

На рис. 7.15 показан барабанный грохот типа ГЦВ 2,8х4,5М, который предназначен для классификации и гравитационного дробления углей и горючих сланцев, а также для отделения кусков породы и других посторонних материалов, имеющих размеры более размера ячеек сменных сит барабана. Дробление материала происходит за счёт падения материала с подающих полок, в результате чего происходит более эффективное дробление и просев материала, при этом более крупные и крепкие куски породы включения выносятся через разгрузочный желоб.

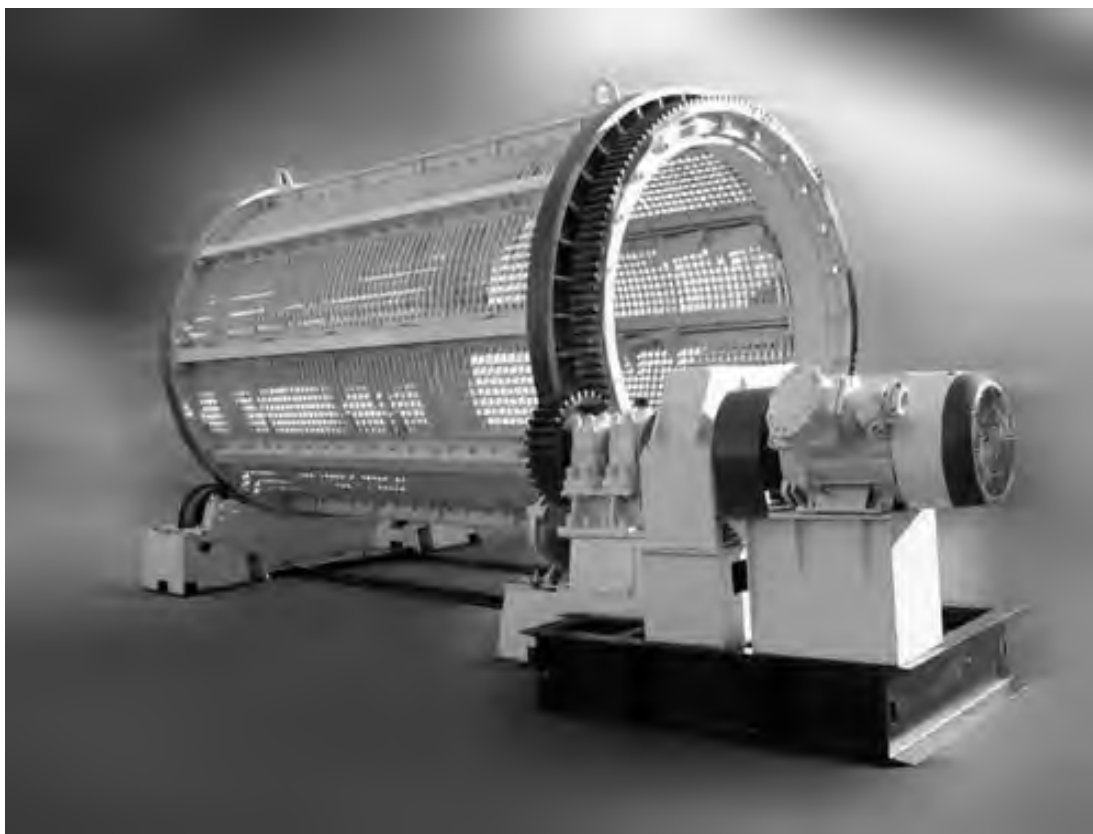


Рис. 7.15. Грохот цилиндрический вращающийся типа ГЦВ 2,8х4,5М

Грохот ГЦВ 2,8х4,5М имеет следующие технические характеристики: производительность – 500 т/час; размер отверстий решет барабана - 50×50 мм; внутренний диаметр барабана – 2800 мм; рабочая длина барабана – 4500 мм; число оборотов барабана - 10...12.5 об/мин; мощность электродвигателя – 75 кВт; габаритные размеры - 9250×4325×4242 мм; масса – 34000 кг.

7.6. Инерционные грохоты

Инерционным грохотом называется грохот, у которого при рабочем движении силы упругости пренебрежимо малы по сравнению с возмущающей силой, создаваемой вибратором.

Большую группу образуют плоские подвижные грохоты, к которым относятся грохоты с подвижной просеивающей поверхностью, качающиеся, гирационные (полувибрационные), инерционные и другие.

Качающиеся грохоты.

Плоский качающийся грохот представляет короб прямоугольной формы с закрепленными в них ситам (решетам), установленный на упругих опорах или подвешенный на четырех подвесках. В качающемся грохоте просеивающая поверхность совершает принудительное движение по строго определенной траектории и заданной величиной хода, при этом движение может быть возвратно-поступательным, круговым или сложным.

Процесс грохочения в плоских качающихся грохотах основан на взаимодействии сил тяжести с силами инерции и трения просеиваемого материала. При возвратно-поступательном движении решетка материал может находиться в покое, если сито движется с небольшим ускорением, или будет двигаться вдоль короба, если ускорение сита будет достаточно большим.

Сила инерции $F_{и}$, действующая на кусок материала, находящегося на горизонтальном сите, равна

$$F_{и} = m \cdot a,$$

где m – масса куска, кг; a – ускорение сита, м/с².

Сила трения $F_{тр}$ между куском материала и ситом равна

$$F_{тр} = G \cdot f = m \cdot g \cdot f,$$

где G – вес куска, Н; f – коэффициент трения между куском материала и ситом; g – ускорение свободного падения, м/с².

Чтобы материал начал движение, необходимо, чтобы силы инерции кусков, вызванные ускорением сита, были больше сил трения, т.е.

$$F_{и} = m \cdot a \geq F_{тр} = m \cdot g \cdot f.$$

Отсюда следует, что $a \geq g \cdot f$. Это выражение определяет величину наименьшего ускорения сита грохота, ниже которого процесс грохочения не происходит.

Схема грохота с наклонным коробом на шарнирных подвесках с эксцентриковым приводным механизмом, сообщаемым качания коробу под

углом к его плоскости, показана на рис. 7.16, а. Схема грохота с горизонтальным коробом, который установлен на наклонных пружинящих опорах, и эксцентриковым приводным механизмом, сообщаемым качания коробу перпендикулярно направлению опор, показана на рис. 7.16, б.

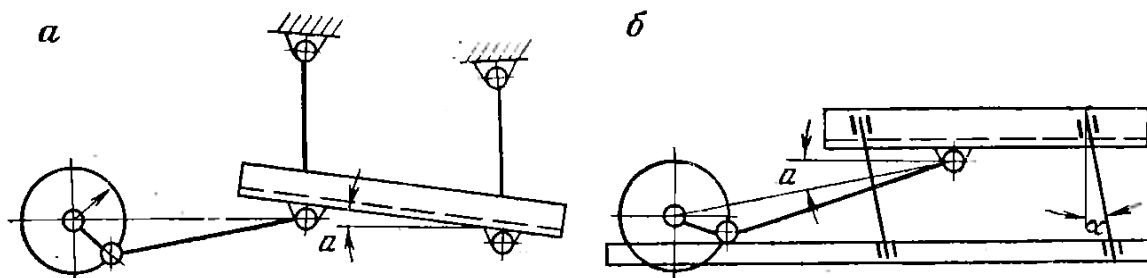


Рис. 7.16. Схемы качающихся грохотов с наклонным (а) горизонтальным (б) коробом

Плоские качающиеся грохоты обычно работают в режиме подбрасывания материала. При прямом ходе под действием эксцентриково-шатунного механизма короб перемещается вперед и вверх, подбрасывая и встряхивая материал. При обратном ходе мелкие частицы материала проходят через сито. Число качаний короба $400 \dots 600 \text{ мин}^{-1}$ при амплитуде $4 \dots 16 \text{ мм}$.

Массовая производительность Π_M качающихся грохотов определяется их транспортирующей способностью по исходному материалу

$$\Pi_M = 3600 \cdot B \cdot h \cdot v \cdot \rho \cdot K_{\text{раз}}$$

где B – ширина короба грохота, м; h – толщина слоя материала на сите грохота, м; v – скорость подачи материала по ситам, м/с; ρ – плотность материала, кг/м^3 ; $K_{\text{раз}}$ – коэффициент разрыхления.

Обычно рассчитывается только ширина короба, а его длина, оказывающая большое влияние на эффективность грохочения, выбирается из опыта эксплуатации. Условия грохочения и размер отверстий сита учитываются косвенно через толщину слоя материала, которая назначается в зависимости от размера отверстий и крупности исходного материала. При обезвоживании углей и шламов толщину слоя принимают равной $40 \dots 60 \text{ см}$.

Двухситовые быстроходные качающиеся грохоты БКГ-11 и БКГ-11А предназначены для классификации материалов с крупностью кусков до 150 мм и для обезвоживания продуктов обогащения полезных ископаемых крупных и средних размеров. Грохот состоит из рамы, двух качающихся коробов с ситами, подвешенных к раме на подвесках, и приводного механизма, включающего

шатуны, эксцентриковый вал, электродвигатель и клиноременную передачу от мотора к валу.

Эксцентрики приводов верхнего и нижнего коробов повернуты относительно друг друга на угол 180° , что обеспечивает качание коробов в разные стороны и уравнивание качающихся масс. Оба короба имеют небольшой уклон в одну сторону для облегчения движения материала.

В грохотах, предназначенных для классификации кусковых материалов, применяют стальные проволочные сита с квадратными отверстиями (размеры отверстий 6, 8, 10, 13, 25, 50, 70 и 100 мм) в зависимости от требований, предъявляемых к целевым фракциям, а в грохотах для обезвоживания — латунные щелевидные сита (ширина щели 0,25...1,0 мм).

Производительность грохотов зависит от размера отверстий в ситах и ориентировочно может быть принята следующей:

Размер отверстий сита, мм	100	70	60	25	13	10	8	6
Максимальная производительность, ($\text{м}^3/\text{ч}$) на 1 м^2 сита	52-62	38-50	28-31	19-25	12-15	10-12	7-10	5-7

Недостаток обычного кривошипного привода, применяемого для такого грохота, – невозможность уравнивания сил инерции качающихся масс (короб, сита, материала), в результате чего на фундамент или на строительные конструкции передаются знакопеременные динамические нагрузки. Поэтому для современных грохотов применяют преимущественно привод от вибровозбудителей.

Гиационные (полувибрационные) грохоты.

Такие грохоты имеют короб с одним, двумя и даже с тремя ситами. Короб совершает круговые движения малого радиуса в вертикальной плоскости, которые передаются от быстроходного эксцентрикового вала. При этом сито грохота совершает плоско параллельное движение. Схема гиационного грохота показана на рис. 7.17.

На раме 1 в неподвижных подшипниках качения 2 смонтирован горизонтальный вал 3, имеющий два кривошипа (эксцентрика) 4, которые опираются на подвижные подшипники скольжения 5 короба 6. Короб 6 с ситом

7 удерживается наклонно под углом $10...30^\circ$ к горизонту при помощи упругих элементов – амортизаторов 11.

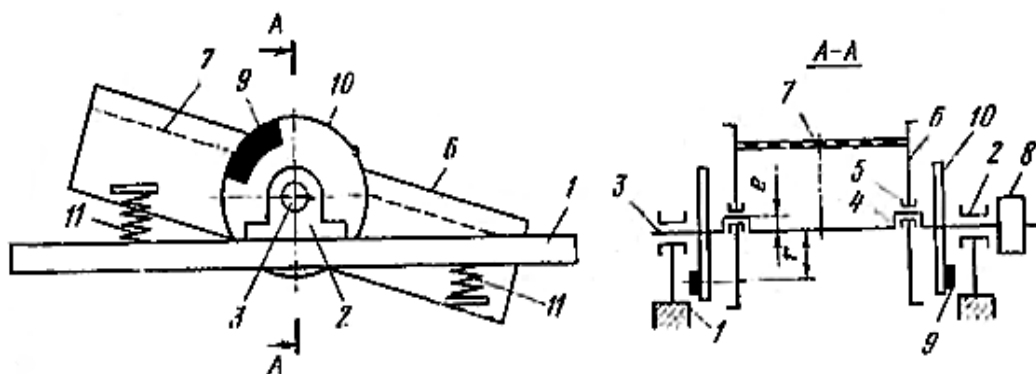


Рис. 7.17. Схема гирационного грохота:

1 – неподвижная рама, 2 – подшипники, 3 – вал, 4 – эксцентрики, 5 – подшипники, 6 – короб, 7 – сито, 8 – шкив, 9 – контргрузы, 10 – маховики, 11 – амортизаторы

Вращение эксцентриковому валу передается от электродвигателя через шкив 8 ременной передачи, при этом центральная часть короба 6 совершает круговые движения вокруг оси вала 3 с радиусом, равным эксцентриситету e вала. Крайние точки короба двигаются по овальным кривым, форма которых зависит от жесткости и местом расположения амортизаторов 11.

При движении короба 6 по круговой траектории возникает радиальная центробежная сила

$$F_{цб} = (M \cdot v^2) / e = (M \cdot \pi^2 \cdot n^2 \cdot e) / 30^2,$$

где M – масса движущего короба с материалом, кг; v – окружная скорость кривошипа, м/с; e – эксцентриситет, м; n – частота вращения вала, об/мин. Для уравновешивания переменной по направлению силы $F_{цб}$ на валу 3 закреплены два маховика 10 с дополнительными неуравновешенными контргрузами 9. Радиус r вращения центра тяжести контргрузов и их массу m подбирают так, чтобы соблюдалось равенство

$$M \cdot e = m \cdot 2 \cdot r,$$

где m – масса одного контргруза.

Гирационные грохоты в основном находят применение для грохочения крупнокускового материала (до 400 мм) на ситах с отверстиями до 200 мм, но также могут быть использованы для среднего и мелкого грохочения. Они занимают промежуточное положение между качающимися и инерционными

(вибрационными) грохотами, поэтому их называют полувибрационными или эксцентриковыми. Достоинством этих грохотов заключается в том, что они имеют постоянную амплитуду качаний короба и траекторию просеивающей поверхности, независимо от нагрузки материала на грохот, и могут применены для весьма тяжелых условий работы.

Инерционные (вибрационные) грохоты.

В этих грохотах отсутствует жесткая кинематическая связь между приводом и коробом. Амплитуда колебаний короба вибрационного грохота определяется динамическими факторами: возникающих сил инерции, характеристик упругих элементов, величинами движущихся масс и др. По характеру движения короба различают вибрационные грохоты с прямолинейными и круговыми вибрациями сита.

Наибольшее применение в металлургии находят инерционные виброгрохоты, в которых возмущающая сила возникает за счет вращения неуравновешенных масс.

На рис. 7.18 показана конструкция инерционного грохота с простым дебалансным вибратором. Короб 1 грохота, в котором установлены два яруса сит 8, приводится в колебательное движение при вращении вала 9, смонтированного в подшипниковых опорах короба. На концах вала установлены дебалансы 10 с регулируемыми противовесами (грузами) 11. Короб через амортизаторы 4 подвешен на тросах 3 к несущим конструкциям. Движение вибрационному механизму передается от электродвигателя 6 с помощью клиноременной передач 5. Может также использоваться карданная передача. Материал поступает по загрузочному лотку 7 на сита, закрытые пылезащитным кожухом 2.

Кинематическая схема инерционного виброгрохота приведена на рис. 7.19. Под действием центробежных сил инерции в процессе вращения геометрическая ось O_1O_1 (ось приводного вала 5) описывает круговую траекторию радиусом « r » вокруг оси « OO », на которой расположен общий центр тяжести системы. Амплитуда колебаний, равная $2r$, зависит от соотношения моментов сил тяжести противовесов 8 и короба 6 с материалом.

Массу противовесов определяют из условия равенства центробежных сил, относительно оси « OO », возникающих при вращении вала, т.е.

$$M_n \cdot R \cdot \omega^2 = M_k \cdot r \cdot \omega^2 ,$$

где M_n – масса противовесов; M_k – масса короба с материалом и всеми колеблющимися деталями; R – расстояние центра масс противовесов от оси « OO » в направлении, противоположном направлению r ; ω - частота вращения вала.

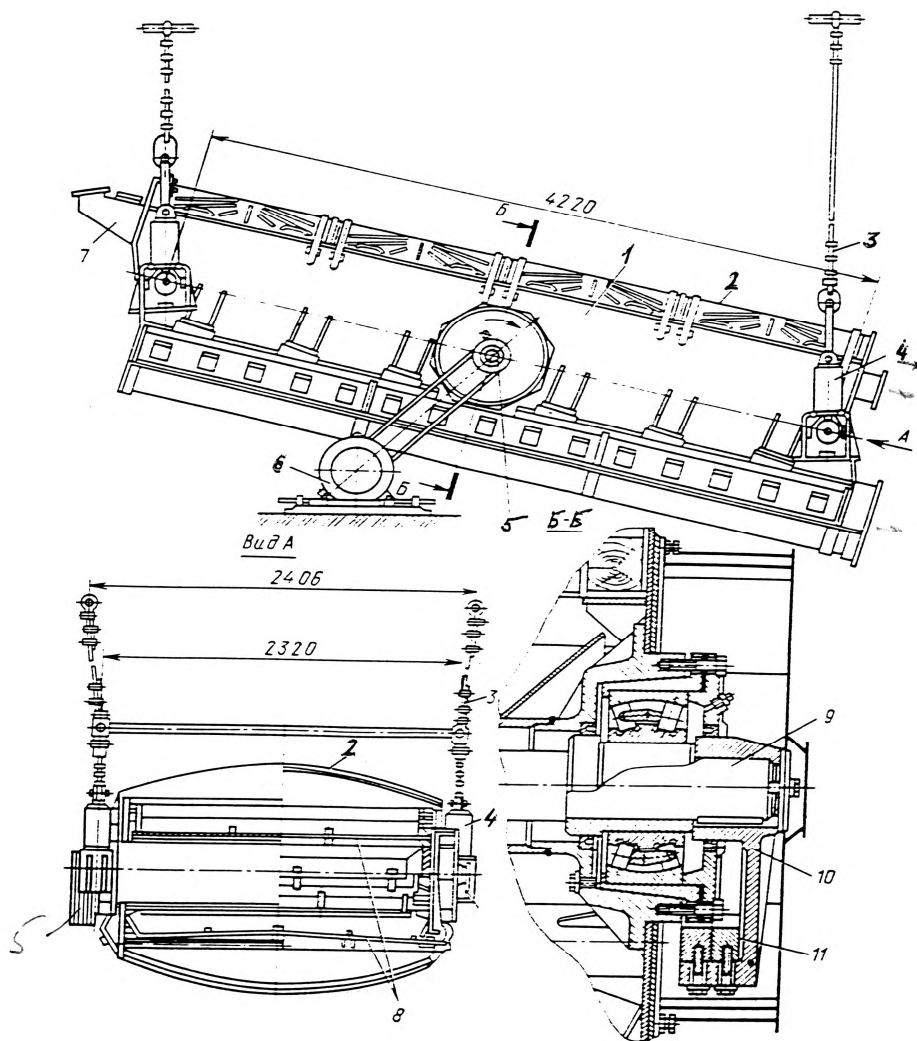


Рис. 7.18. Инерционный виброгрохот:

1- короб; 2- кожух пылезащитный; 3- тяга подвески; 4- амортизатор пружинный; 5- шкив клиноременной передачи; 6- электродвигатель; 7- лоток загрузочный; 8- сито (2 шт.); 9- вал приводной; 10- дебаланс; 11- противовес

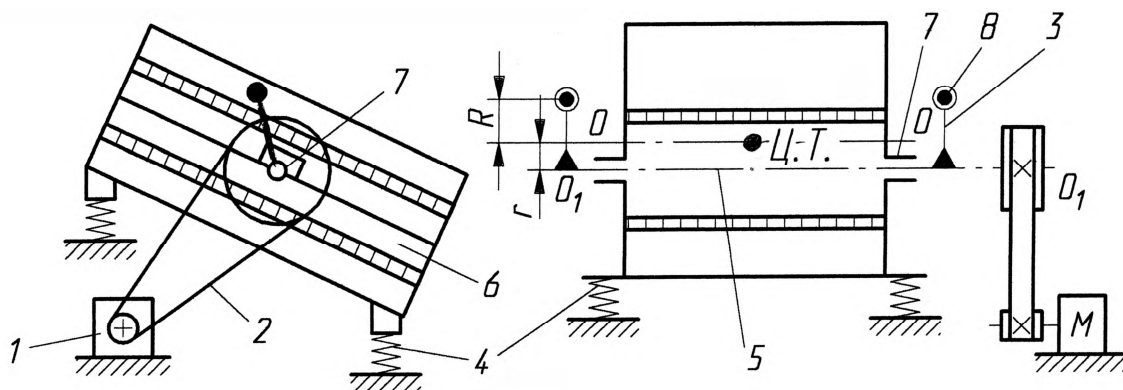


Рис. 7.19. Кинематическая схема инерционного виброгрохота
 1- электродвигатель привода; 2- клиноременная передача; 3- дебаланс; 4- пружины амортизатора; 5- приводной вал; 6- короб с ситом; 7- подшипники корпуса; 8- противовес

Жесткость упругих опор короба выбирают весьма малой, чтобы собственная частота свободных колебаний была значительно ниже частоты вынуждающей силы, т.е. инерционный грохот работает в зарезонансной зоне.

В рабочем режиме система полностью динамически уравновешена: противовесы (дебалансы) и короб движутся в противофазе, их центробежные силы инерции взаимно уравновешиваются. На раму (фундамент) передаются в основном статические нагрузки и незначительные добавки от переменной динамической составляющей. Технические характеристики инерционных грохотов тяжелого типа приведены в табл. 7.2.

Таблица 7.2

Параметры инерционных грохотов тяжелого типов

Параметр	Обозначение грохота					
	ГИТ32	ГИТ41	ГИТ42	ГИТ51	ГИТ61	ГИТ71
Ширина сита, мм	1250	1500	1250	1750	2000	2500
Длина сита, мм	3000	3000	4000	3500	4000	5300
Число сит	2	1	2	1	1	1
Отверстия (щели) сит, мм						
– верхнего	20...40	50...25	20...80	50...30	75...20	25...15
– нижнего	12...25	0	12...30	0	0	0
Наибольший размер кусков материала, мм	300	300	200	400	1300	800
Амплитуда колебаний, мм	3-5	4	4	3-5	3	4-8
Частота колебаний, мин ⁻¹	970	800	970	970	800	730
Производительность, т/ч	350	450	850	700	900	1200
Мощность двигателя, кВт	11	4,5	13	22	22	30
Масса грохота, т	3,3	5,5	4,7	6	9,5	17,5

Однако при пуске и остановке грохота, или опорожнении короба в момент прохода через резонанс возникают значительные амплитуды колебаний и нагрузки на детали грохота. Для исключения этого нежелательного явления

применяют самоустанавливающиеся дебалансы на пружинных подвесках, положение которых определяется величиной центробежной силы.

В начальный момент пуска грохота центр масс дебаланса имеет незначительный эксцентриситет относительно оси вращения и удерживается в этом положении пружиной. Когда грохот выходит на номинальную частоту вращения, центробежная сила дебаланса преодолевает усилие пружины, и он занимает рабочее положение на расчетном радиусе R .

Такие грохоты называются самоцентрирующимися и их часто применяют у коксовых бункеров. Верхнее сито имеет отверстия диаметром $\text{Ø}70$ мм, нижнее – $\text{Ø}25\dots40$ мм. Мощность электродвигателя – 9,5 кВт, частота вращения – 950 мин^{-1} . Регулировку угла наклона сит осуществляют стяжными гайками, установленными на подвесках.

Рассмотренные одновальные дебалансные инерционные грохоты используют вибрации с круговыми колебаниями, что снижает эффективность отсева частиц, так как их перемещение происходит под меняющимися углами по отношению к просеивающей поверхности. Для создания прямолинейных колебаний и соответственно одностороннего направленного движения материала применяют двухвальные грохоты с фазовым уравниванием дебалансов, которые называются самобалансными.

Схема такого грохота приведена на рис. 7.20. На коробе грохота закреплен вибратор, состоящий из 2-х пар одинаковых противовесов, вращающихся с одной частотой на параллельных осях в противоположных направлениях, что обеспечивается зубчатым зацеплением или отдельными приводами с синхронизацией частоты вращения. Угол наклона сита к горизонту выбирается в диапазоне $\alpha = 0\dots15^\circ$.

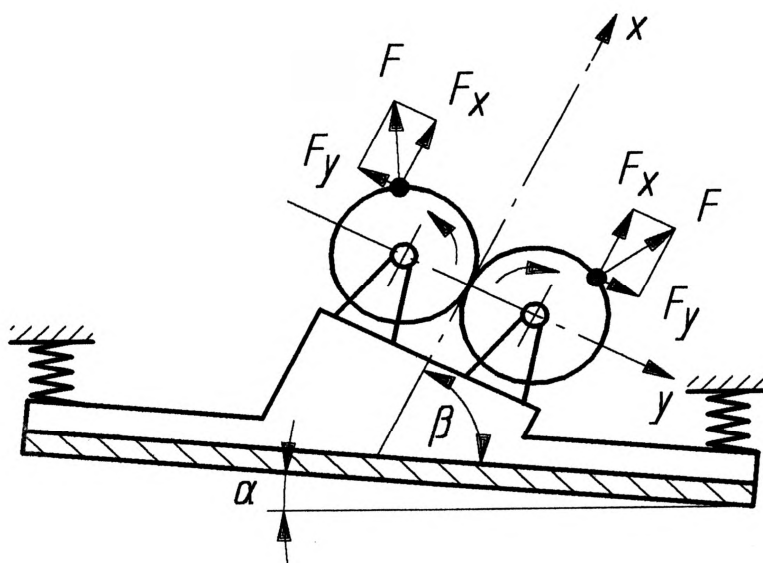


Рис. 7.20. Схема самобалансного грохота

Поскольку дебалансы вращаются в противофазе, то инерционные усилия, действующие вдоль оси «у» уравниваются, а по оси «х» - складываются. В результате короб совершает направленные прямолинейные колебания под углом β к плоскости колосниковой решетки с амплитудой 3...8 мм, а материал получает однонаправленное движение. Угол между направлением колебаний и плоскостью сита составляет $\beta = 35...55^\circ$.

Преимущества самобалансных грохотов: спокойный режим работы; малая высота; хорошая управляемость процессом. Недостаток – более сложный привод. Технические характеристики некоторых самобалансных грохотов приведены в табл. 7.3.

Таблица 7.3

Параметры самобалансных грохотов среднего и тяжелого типов

Параметр	Обозначение грохота					
	ГСС22	ГСС32	ГСТ31	ГСТ41	ГСТ61	ГСТ81
Ширина сита, мм	1000	1250	1250	1500	2000	3000
Длина сита, мм	2500	3000	4000	4000	5000	6000
Число сит	2	2	1	1	1	1
Отверстия (щели) сит, мм						
– верхнего	26	11, 26	До 2	2...25	2...25	8...60
– нижнего	5×20	5×20		-	-	-
Наибольший размер кусков материала, мм	300	300	300	100	150	120
Амплитуда колебаний, мм	9,5	10	4	4,5	4	5
Частота колебаний, мин ⁻¹	740	740	960	950	950	735
Производительность, т/ч	40	50	16	50	250	600
Мощность двигателя, кВт	5,5	5,5	-	2,2	7,5	–
Масса грохота, т	7	2,1	2,4	2,25	6	18

Общие недостатки инерционных грохотов: забивание (засорение) ячеек сит просеивающих элементов; большие динамические нагрузки на корпус грохота.

7.7. Расчет вибрационного грохота

Параметры инерционных грохотов.

Размеры отверстий в просеивающих элементах:

- для отверстий квадратной формы сторону квадрата принимают равной наибольшему размеру отсеиваемой фракции;
- для отверстий круглой формы принимают $d = 1,25 b$, где b – размер отсеиваемой фракции.

Материал просеивающих элементов: сталь; резина или полиуретан; слоистые материалы (сталь + резина).

Амплитуда колебаний зависит от размера отверстия просеивающей поверхности и определяется по эмпирической формуле:

$$S_a \geq m \cdot d + 1, \text{ мм,}$$

где коэффициент m выбирают в зависимости от размера отверстия d :

$d, \text{ мм}$	3...12	12...25	25...60	>60
m	0,3	0,26	0,15	0,1

Угол наклона лотка $\alpha \leq 30...40^\circ$, т.е. меньше угла естественного откоса, чтобы не было осыпания материала при остановках. Обычно $\alpha = 15...20^\circ$.

Качество грохочения (классификации, сортировки материала) оценивают коэффициентом эффективности K_ε , который характеризует полноту разделения исходного материала.

$$K_\varepsilon = \frac{m_{исх}}{m_{отс}} \cdot 100\% ,$$

где $m_{исх}$ – масса мелкой фракции, содержащейся в исходном материале; $m_{отс}$ – масса фактически отсеянной мелкой фракции. Качество грохочения считается удовлетворительным, если $K_\varepsilon = 80...85\%$.

Частота колебаний вибратора.

Частоту колебаний выбирают из двух условий: 1) обеспечение подбрасывания материала над ситом с целью его рассева (отсева); 2) обеспечение движения материала вдоль сита. Схема сил, действующих на кусок материала, лежащий на сите грохота приведена на рис. 7.21.

1) Для обеспечения подбрасывания материала над ситом нормальная составляющая $F_N = F \cdot \sin \varphi$ центробежной силы $F = m \cdot \omega^2 \cdot r$ должна быть больше нормальной составляющей веса $G_N = G \cdot \cos \alpha$ частицы материала, т.е.

$$m \cdot \omega^2 \cdot r \cdot \sin \varphi > m \cdot g \cdot \cos \alpha ,$$

где $m = G/g$ - масса частицы, G - вес частицы, $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ - ускорение свободного падения, α - угол наклона сита к горизонту, ω - угловая скорость вала вибратора, r - эксцентриситет вала вибратора, φ - угол между направлением центробежной силы (направлена по радиусу кривошипа) и плоскостью сита. Для простых инерционных грохотов угол φ - величина переменная, зависящая от положения вала вибратора; в самобалансных грохотах φ - величина постоянная;

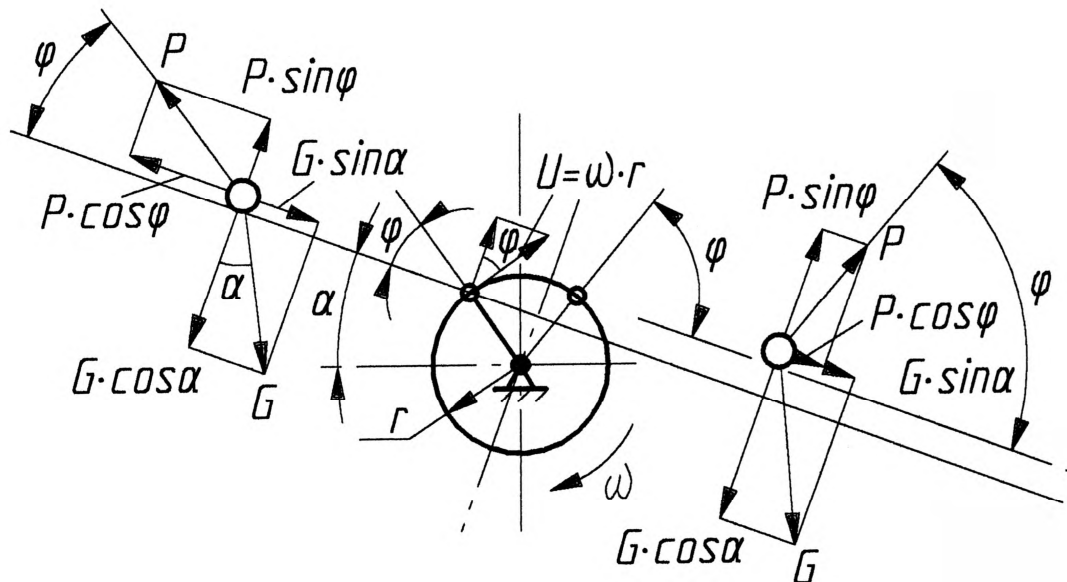


Рис. 7.21. Схема сил, действующих на кусок материала, лежащий на сите грохота (I) или (II)

Из этого выражения следует выражение для угловой скорости

$$\omega \geq \sqrt{\frac{\cos \alpha}{r \cdot \sin \varphi} \cdot g}.$$

Минимальная угловая скорость определяется при $\varphi = 90^\circ$, т.е. подбрасывание материала (отрыв) начинается только тогда, когда сито находится в крайнем верхнем положении, т.е.

$$\omega_{\min} = \sqrt{\frac{\cos \alpha}{r} \cdot g}.$$

Для нормальной работы грохота необходимо выполнение условия $\omega > \omega_{\min}$, т.е. подбрасывание материала должно начинаться при $\varphi < 90^\circ$.

Пусть, например, угол наклона сита к горизонту $\alpha = 15^\circ$, а эксцентриситет вала вибратора $r = 2 \text{ мм}$. Тогда

$$\omega_{\min} = \sqrt{\frac{\cos 15,98}{0,002}} = \sqrt{\frac{0,965 \cdot 9,8}{0,002}} = 68,8 \text{ с}^{-1}, \text{ или } n = 657 \text{ мин}^{-1}.$$

2) Определение угловой скорости вибратора, при которой исключается возможность движения материала вверх по ситу. Из рис. 7.9 видно, что движение материала вверх по ситу возможно тогда, когда тангенциальные составляющие центробежной силы $F_T = F \cdot \cos \varphi$ и веса $G_T = G \cdot \sin \alpha$, действующие вдоль сита, имеют разные направления. Чтобы исключить такую возможность, должно соблюдаться неравенство:

$$F \cdot \cos \varphi < G \cdot \sin \alpha + f \cdot (G \cdot \cos \alpha - F \cdot \sin \varphi),$$

где f – коэффициент трения материала по ситу.

После подстановки $F = m \cdot \omega^2 \cdot r$, $G = m \cdot g$ и несложных преобразований получим следующее неравенство, при соблюдении которого не будет движения частиц вверх.

$$\omega < \sqrt{\frac{g \cdot (\sin \alpha + f \cdot \cos \alpha)}{r \cdot (\cos \varphi + f \cdot \sin \varphi)}}.$$

Наименьшее значение выражения в правой части будет при максимальном значении знаменателя, т.е. надо знаменатель исследовать на максимум и приравнять нулю

$$\frac{d}{d\varphi} (\cos \varphi + f \cdot \sin \varphi) = -\sin \varphi + f \cdot \cos \varphi = 0 \quad \text{или} \quad \operatorname{tg} \varphi = f = \operatorname{tg} \theta.$$

Полученное равенство означает, что угол φ между направлением центробежной силы и плоскостью сита равен углу трения θ , так как $f = \operatorname{tg} \theta$.

Если подставить это выражение в неравенство для угловой скорости ω , то получим максимальное значение угловой скорости, при котором не будет движения вверх.

$$\omega_{\max} = \sqrt{\frac{g \cdot (\sin \alpha \cdot \cos \theta + \sin \theta \cdot \cos \alpha)}{r \cdot (\cos^2 \theta + \sin^2 \theta)}} = \sqrt{\frac{g \cdot \sin(\alpha + \theta)}{r}}.$$

Пусть, например, угол наклона сита к горизонту $\alpha = 15^\circ$, эксцентриситет вала вибратора $r = 2$ мм и угол трения материала по ситу $\theta = 14^\circ$, что соответствует коэффициенту трения $f = 0,25$. Тогда

$$\omega_{\max} = \sqrt{\frac{9,8 \cdot \sin(15 + 14)}{0,002}} = \sqrt{\frac{9,8 \cdot 0,485}{0,002}} = 48,7 \text{ с}^{-1}, \text{ или}$$

$$n = 466 \text{ мин}^{-1}.$$

Сравнивая значения ω_{\min} и ω_{\max} , можно сделать вывод, что в определенные периоды вращения вала вибратора будет наблюдаться движение материала вверх по сити.

Производительности самобалансных грохотов.

Производительность грохота $\Pi_{ГР}$, т/ч, определяется по формуле

$$\Pi_{ГР} = 3600 \cdot b \cdot h \cdot \rho \cdot U .$$

Здесь b – ширина грохота, м; h – высота слоя материала, м (0,025 м); ρ – объемная масса материала, т/м³; U – скорость движения материала, равная

$$U = v \cdot S_a \cdot \cos \beta$$

где v – частота колебаний короба, Гц (с⁻¹); S_a – амплитуда колебаний короба, м; β – угол между плоскостью сита и направлением действия вынуждающей силы, $\beta = 35 \dots 55^\circ$.

Например, для самобалансного грохота ГСС-32 из табл. 7.1 находим: ширина сита $b = 1,25$ м; амплитуда колебаний $S_a = 5$ мм; частота вращения вибратора $n = 740$ об./мин и поэтому частота колебаний короба $v = \pi \cdot n / 30 = 77,5$ с⁻¹. При $\beta = 45^\circ$ ($\cos \beta = 0,71$) скорость движения материала равна

$$U = 77,5 \cdot 0,005 \cdot 0,71 = 0,274 \text{ м/с.}$$

Тогда производительность грохота для грохочения угля ($\rho = 1,5$ т/м³) при высоте слоя $h = 0,025$ м будет равна

$$\Pi = 3600 \cdot 1,25 \cdot 0,025 \cdot 1,5 \cdot 0,274 = 46,0 \text{ т/ч} < 50 \text{ т/ч.}$$

Мощность привода грохота.

Мощность привода расходуется: на преодоление сил трения в шейках приводного вала, P_T ; на поддержание колебаний системы с учетом возможной неуравновешенности P_K (теоретически этого не требуется, т.к. центр тяжести системы: короб + материал и противовесы должен находиться на оси OO , вокруг которой совершается вращение, т.е. система уравновешена).

Момент от сил трения в шейках (подшипниках) приводного вала равен

$$M_T = F_T \cdot f \cdot r_u$$

где $F_T = m_k \cdot \omega^2 \cdot r$ – центробежная сила, действующая на подшипники приводного вала; m_k – масса грохота (короба с материалом), кг; ω – частота

вращения вала вибратора, c^{-1} ; $r = 1/2 S_a$ – эксцентриситет вращения вала, м; f – коэффициент трения в подшипниках; r_u – радиус цапф подшипника, м.

После подстановки получим:

$$M_T = m_K \cdot \omega^2 \cdot f \cdot r \cdot r_u,$$

Итак, мощность, расходуемая на преодоление сил трения равна

$$P_T = M_T \cdot \omega = m_K \cdot \omega^3 \cdot f \cdot r \cdot r_u$$

Момент, необходимый для вращения (колебаний) системы грохота вокруг оси «ОО» с радиусом r , равен

$$M_K = F_T \cdot r.$$

Тогда предельная мощность, расходуемая на поддержание колебаний, равна

$$P_K = M_K \cdot \omega = m_K \cdot \omega^3 \cdot r^2$$

В расчете можно применить соотношение:

$$m_K \cdot r = m_\partial \cdot R,$$

где m_∂ – масса дебаланса; R – эксцентриситет дебаланса.

Тогда мощность электродвигателя можно определить по формуле

$$P_\partial = k \cdot \frac{P_T}{\eta_M} + P_K,$$

где $k = 1,1$ – коэффициент запаса; η_M – КПД механических передач.

Определение жесткости опорных устройств (жесткость подвесок).

Для виброизоляции несущих конструкций и рабочих мест операторов жесткость $C_{ОПУ}$, Н/м, опорных устройств принимается достаточно низкой, т.е.

$$C_{ОПУ} \cong \frac{G}{16...25} = \frac{m_K \cdot \omega^2}{16...25},$$

где $C = \frac{F_T}{r}$ – собственная жесткость колебательной системы грохота (условная, т.к. не всегда направлена вдоль оси амортизаторов).

7.8. Ротационный грохот

Для грохочения ряда материалов (например, горячего агломерата) применяют системы, в которых просеивающими поверхностями являются вращающиеся диски, установленные в шахматном порядке (дисковый грохот) или стержни, установленные на вращающемся конусе (ротационный грохот).

В дисковом грохоте в просветы между двумя соседними дисками одного валка входят диски другого валка (см. п. 7.3). Диски выполняют зубчатыми или круглыми с эксцентричным отверстием. Валки имеют шестеренный привод. Частота вращения валков может повышаться по ходу движения материала до 20% на каждый валок, что способствует более качественному отсеву мелочи. Дисковые грохоты применяют для отсева мелочи при подаче сырых окатышей на обжиг, сортировки кокса. Недостаток – громоздкость и высокая металлоемкость конструкции.

На рис. 7.22 показана схема ротационного грохота, который предназначен для сухой классификации руд и других сыпучих материалов, в том числе трудно просеиваемых, налипающих.

Работа грохота основана на движении частиц материала под действием центробежных сил инерции вдоль радиальных расширяющихся щелей просеивающей поверхности, которая выполнена в форме вращающегося диска со слабонаклонной поверхностью, образованной съемными стержнями.

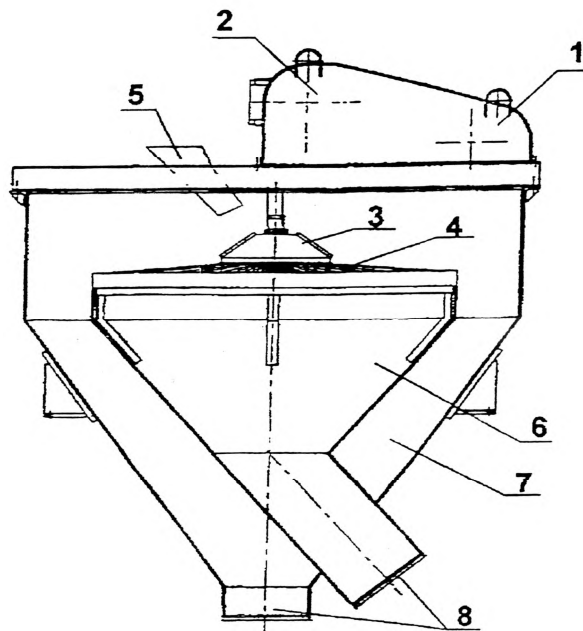


Рис. 7.22. Схема ротационного грохота.

- 1 - электродвигатель; 2 - редуктор; 3 - распределительный конус;
4 - вращающаяся просеивающая поверхность; 5 - загрузочное отверстие;
6,7 - приемные конуса; 8 - разгрузочные отверстия

Вращение диска осуществляется с помощью электродвигателя 1 и редуктора 2. Исходный материал через загрузочное отверстие 5 подается на распределительный конус 3 и далее на просеивающую поверхность 4.

Материал, прошедший через щели, попадает в приемник 6 мелкой фракции, а крупные фракции центробежной силой сбрасываются в кольцевой приемник 7, ограниченный наружным корпусом. Выгрузка фракций осуществляется через разгрузочные отверстия 8.

Меняя расстояние между концами стержней или их толщину можно регулировать граничную крупность классификации руды в интервале 2...20 мм, а, изменяя частоту вращения диска, можно регулировать границу классификации.

Основные технические данные ротационного грохота РВГ-190:

- наибольшая крупность кусков исходного материала – 200 мм
- производительность – до 300 м³/ч
- диаметр просеивающей поверхности – 1630 мм
- частота вращения – 29,5...43,4 мин⁻¹
- диаметр стержней – 6...10 мм
- мощность электродвигателя – 5,5 кВт
- масса грохота – 2200 кг.

Ротационные грохоты типа РВГ фактически являются центробежными классификаторами, которые имеют ряд преимуществ перед вибрационными грохотами:

- высокая удельная производительность (70...200 м³/ч на 1 м² просеивающей поверхности в зависимости от крупности разделения в зависимости от крупности разделения) и эффективность (75...90%) классификации, мало зависящие от нагрузки;
- возможность оперативного регулирования границы классификации без замены просеивающей поверхности;
- отсутствие условий для застревания на просеивающей поверхности частиц классифицируемого материала, что повышает надежность работы;
- отсутствие наложенной вибрации и необходимости в монолитном фундаменте;
- отсутствие запыленности и повышенного уровня шума при работе грохота;
- компактность и низкая металлоемкость конструкции, простота изготовления, монтажа и обслуживания.
- снижение удельного расхода электроэнергии на разделение 1 т руды (по сравнению с виброгрохотом типа ГИТ52 в 8 раз).

Указанные преимущества позволяют эффективно применять грохот ротационного типа в различных промышленных условиях, особенно при классификации трудно разделяемых материалов, при высоких нагрузках и при недостатке производственных площадей.

7.9. Классификаторы

В ГОСТ 25006-91 классификаторы разделяются на четыре вида:

- *механический* – аппарат для мокрой классификации, в котором рабочим органом является наклонное корыто с механическим разгрузочным устройством;
- *воздушный* – аппарат, в котором исходный материал разделяется по крупности в потоках газа;
- *гидравлический* – аппарат, в котором исходный материал разделяется по крупности в цилиндрической, конической или пирамидальной емкости методом отстаивания;
- *магнитный* – аппарат для мокрой классификации и сгущения, в котором исходный материал подвергается намагничиванию и флокуляции, а затем разделению на немагнитный слив и магнитный осадок, получаемый методом отстаивания;
- *электрический* – аппарат, в котором исходный материал разделяется по крупности в электростатическом поле или поле коронного разряда.

В основе механических классификаторов лежит разделение исходного продукта (пульпы) на две фракции: мелкую (тонкую) фракцию, называемую *сливом*, и крупную фракцию – *пески*. Процесс разделения материалов по крупности основан на различии скоростей падения частиц в покоящейся или движущейся водной среде.

Механические классификаторы.

В механических классификаторах разделение частиц происходит под действием восходящего водного потока и непрерывно движущегося механического устройства. В настоящее время в металлургическом производстве наибольшее распространение получили спиральные классификаторы.

Спиральные классификаторы в качестве рабочего органа имеют одну или две спирали, которые вращаются внутри корыта (корпуса), жестко связанного с рамой. Спирали выполняются из стальных полос, образующих двухзаходную винтовую ленту; шаг спирали равен примерно половине диаметра. Пульпа

подается через приемный карман в боковое отверстие стенки корыта под уровень находящейся в нем пульпы. Крупные тяжелые частицы поступающей пульпы опускаются на дно, откуда вращающимися спиралью постепенно перемещаются к разгрузочному концу корыта. Во время движения частицы перемешиваются, обезвоживаются и в виде песков поступают обычно на доизмельчение. Если классификатор работает в замкнутом цикле с мельницей, то пески самотеком поступают в накопитель мельницы, а пульпа из мельницы стекает в классификатор и цикл замыкается. Наиболее мелкие частицы материала переливаются вместе с водой через сливной порог и направляются на дальнейшую переработку.

В зависимости от степени погружения спиралей в пульповую ванну различают классификаторы с непогруженной спиралью (КСН) и с погруженной спиралью (КСП). У первого типа вся верхняя половина витков спирали выступает над зеркалом пульпы, у второго типа участок спирали со стороны сливного порога примерно на одну треть длины вала погружен в пульпу. Поэтому КСП имеют большую зону осаждения материала и дают более тонкий слив, но имеют большую длину.

На рис. 7.23 показан двухспиральный классификатор с непогруженными спиралью диаметром 2400 мм. Спираль 10 вращается в общем корыте в противоположные стороны; такое вращение способствует лучшей классификации материала. Вращение спиралей 10 передается от электродвигателя 16 через ременную передачу 18, промежуточный вал 19, редуктор 13, открытую цилиндрическую зубчатую передачу 22 и коническую зубчатую передачу, ведомое колесо 15 которой закреплено на конце вала 11 спирали, а ведущая шестерня 21 – на выходном валу цилиндрической зубчатой передачи. При подъеме спирали приводной механизм, не останавливая вращения спирали, поворачивается вокруг оси, установленной в стойке 14.

Подъем спирали осуществляется с помощью электромеханического подъемного механизма 2, который состоит из электродвигателя 1 и ходового винта 3, соединенного с подшипником погруженной опоры 5, установленной на кронштейне 6. Полый трубчатый вал 11 имеет две цапфы. Левая цапфа через упорный подшипник 20 передает осевую нагрузку на стойку 14 и вращается в ней на подшипнике скольжения.

Пульпа подается через приемный карман 8 в боковое отверстие стенки корыта 9 под уровень находящейся в нем пульпы. Удаление песков (крупной фракции) осуществляется через разгрузочное отверстие 12, а тонкий слив – через сливной порог 4. При необходимости пульпу из ванны удаляют с помощью сливного крана 7. Для удобства проведения технического обслуживания классификатора предусмотрена площадка 17.

Производительность классификатора зависит от диаметра и частоты вращения спирали, угла наклона корыта, структуры и плотности пульпы.

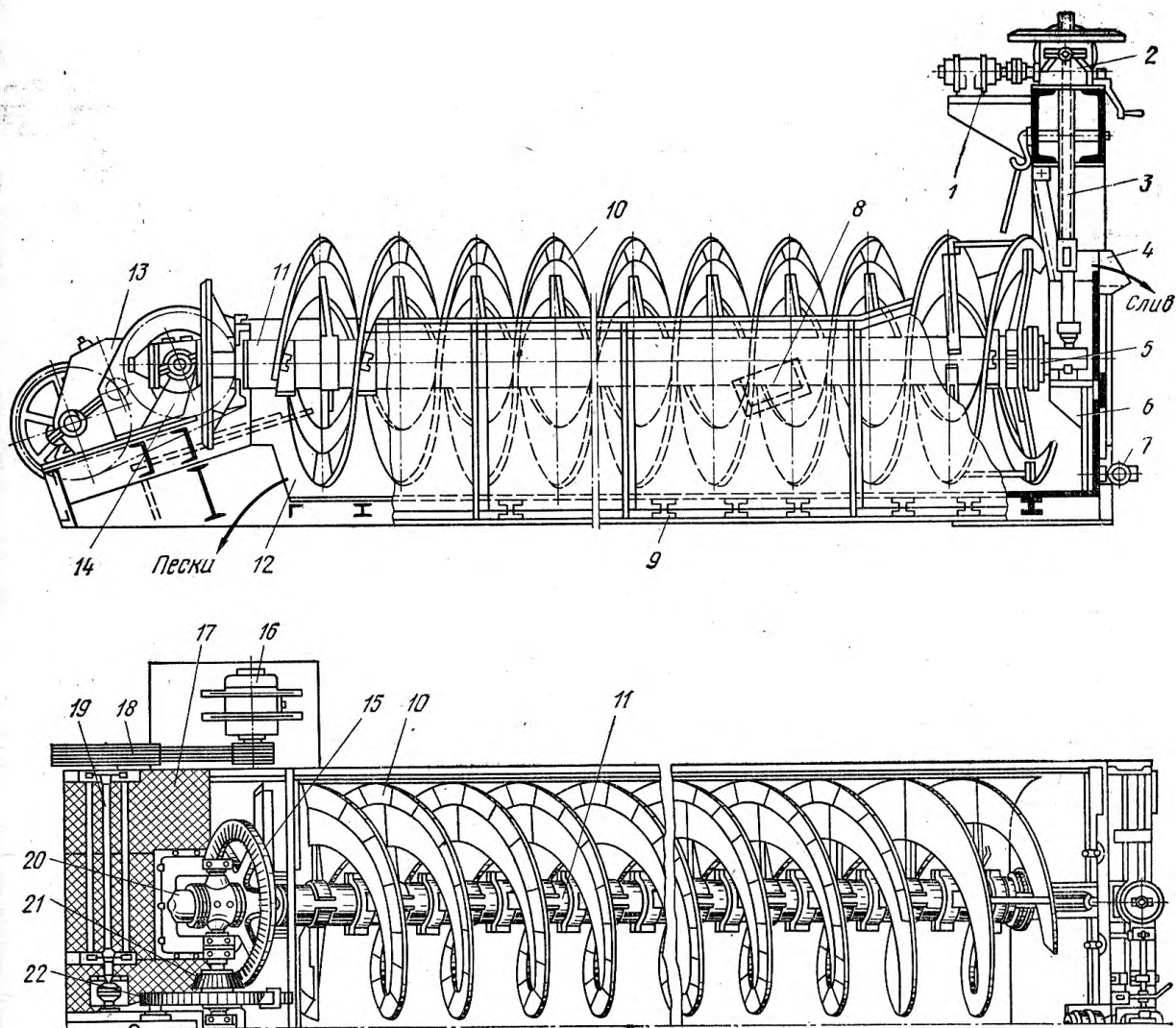


Рис. 7. 23. Двухспиральный классификатор:

1 – электродвигатель подъема спирали, 2 – подъемный механизм, 3 – подъемный винт, 4 – сливной порог, 5 – погруженная опора спирали, 6 – кронштейн, 7 – спускной кран, 8 – приемный карман, 9 – корыто, 10 – спираль, 11 – вал спирали, 12 – разгрузочное отверстие, 13 – редуктор, 14 – стойка, 15 – коническое ведомое колеса, 16 – электродвигатель вращения спирали, 17 – площадка, 18 – ременная передача, 19 – промежуточный вал, 20 – опорный подшипник и подпятник, 21 – коническая ведомая шестерня, 22 – цилиндрическая зубчатая передача

Длина корыта не влияет на производительность, но от неё зависит качество песков, содержания в них влаги и примесей – чем длиннее корыто, тем суше и чище выдаваемые пески. Производительность классификатора Q ,

т/сутки, можно оценить по формуле:

$$Q = K \cdot z_c \cdot (D_c)^3 \cdot n_c$$

где K - коэффициент, учитывающий тип классификатора, для КСН – $K = 110$, для КСП - $K = 150$; z_c - число спиралей; D_c - диаметр спирали, м; n_c – частота вращения спиралей, об/мин. Частота вращения спиралей лежит в диапазоне 0,5...8 об/мин.

Для ориентировочных расчетов мощности P_c , кВт, привода спирального классификатора применяют эмпирическую формулу

$$P_c = K_p \cdot z_c \cdot D_c \cdot L_c,$$

где $K_p = 0,5 \dots 0,7$ – коэффициент мощности; z_c - число спиралей; D_c - диаметр спирали, м; L_c – длина спирали, м.

Гидравлические классификаторы.

Гидравлические классификаторы разделяют на два типа: камерные и конусные. В камерных классификаторах разделение материала на классы происходит под действием напора дополнительной воды, создающей восходящие потоки. На частицу, движущуюся в водяном потоке в вертикальном канале, действуют сила тяжести G и сила давления газа F_p . При равенстве этих сил частица зависает (витает) в газовом потоке. Размер такой частицы (при одинаковой плотности) будет «границей» разделения смеси. Более мелкие частицы выносятся водным потоком, а более крупные – выпадают из потока. Конусные классификаторы обычно работают без подачи дополнительной воды и служат для выделения твердых частиц из пульпы.

На металлургических предприятиях наибольшее распространение получили конусные песковые классификаторы (рис. 7.24). Такие аппараты состоят из корпуса 6 конусной формы, загрузочного и разгрузочного устройств. Загрузочное устройство содержит внутренний цилиндр 14 с распределительным диском 5 и наружный цилиндр 13 с конусной нижней частью. К наружному цилиндру прикреплено кольцо 7, которое предназначено для приема пузырьков воздуха, выделяемого из пульпы.

Пульпа поступает в корпус последовательно через внутренний и наружный загрузочные цилиндры под уровень зеркала слива. Распределительный диск равномерно размещает пульпу по всему сечению конуса. Под действием восходящего потока мелкая фракция пульпы выводится из аппарата через сливной порог 11 и кольцевой желоб 8. Крупная фракция оседает на дно корпуса и периодически удаляется при помощи разгрузочного устройства.

Разгрузочное устройство состоит из крышки со сменными втулками 3, имеющими разный диаметр разгрузочного отверстия, и затвора 1 с шаровым клапаном 2. Сила нажатия клапана регулируется пружиной 15, грузом 10 и тягой 16.

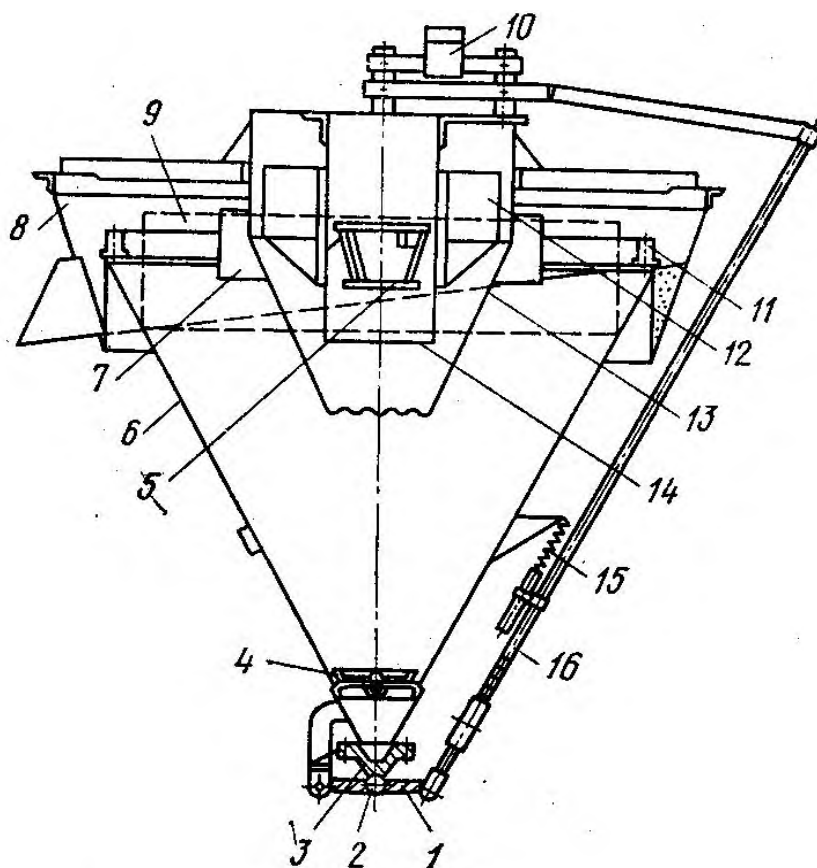


Рис. 7.24. Конусный песковый классификатор:

1 – затвор, 2 – клапан, 3 – втулка, 4 – диафрагма, 5 – распределительный диск, 6 – корпус, 7 – кольцо для приема пузырьков воздуха, 8 – кольцевой желоб, 9 – кольцо, 10 – груз, 11 – сливной порог, 12 – внутренний конус, 13 – наружный цилиндр, 14 – внутренний цилиндр, 15 – пружина, 16 – тяга

Крупность частиц, уходящих в слив, регулируется редуцирующим кольцом 9, которое изменяет классифицирующую поверхность конуса.

Гидроциклоны.

Гидроциклон – это аппарат, в котором под действием центробежной силы происходит классификация мелкозернистых материалов. На рис. 7.25 показана принципиальная схема действия гидроциклона.

Через питательный патрубок – насадку 1, расположенную касательно к поверхности цилиндрической части 3, непрерывно под давлением (до 1 МПа) подается пульпа со скоростью, достигающей 80 м/с. Под действием возникающей центробежной силы тяжелые частицы отбрасываются к стенке аппарата и

нисходящим спиральным потоком (показан широкой лентой) движутся в нижнюю часть конуса 5 к разгрузочному песковому отверстию – насадке 6.

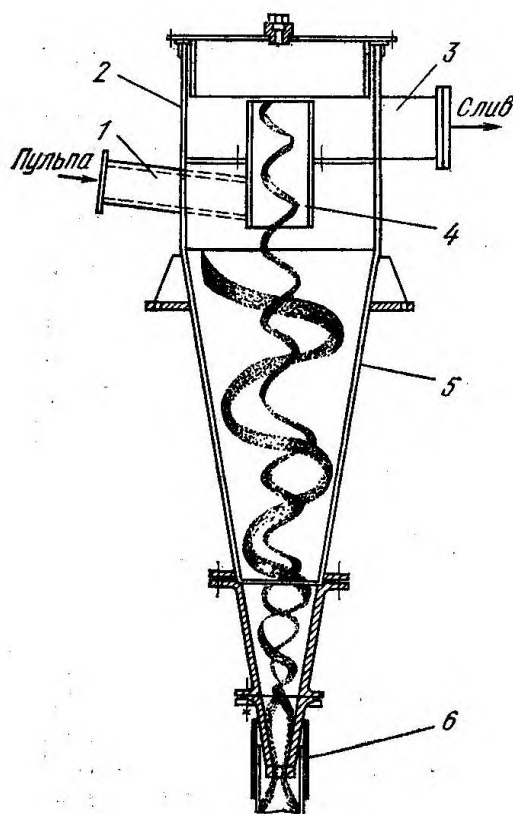


Рис. 7.25. Схемы гидроциклонов:

1 – питающий патрубок (насадка), 2 – цилиндрическая часть, 3 – сливной патрубок, 4 – центральный патрубок, 5 - коническая часть, 6 – разгрузочное песковое отверстие (насадка)

Мелкие частицы материала концентрируются в центральной части аппарата, из которой внутренним спиральным потоком (показан узкой лентой) движутся вверх, проходят через центральный патрубок 4 и выходят из аппарата через сливной патрубок 3.

Все гидроциклоны характеризуются общим принципом действия, но имеют конструктивные особенности. Форма гидроциклона определяется его назначением; их разделяют на конические, цилиндрические, батарейные и др.

На рис. 7.26 показана конструкция конусного гидроциклона диаметром 350 мм.

Внутренняя поверхность корпуса 6 защищена от истирания абразивными частицами футеровкой 7 (плитками из каменного литья). Футеровка 10 питающего патрубка 5 имеет переменную площадь живого сечения для создания большой начальной скорости пульпы при входе внутрь аппарата, при этом входное сечение расположено по касательной к внутренней стенке (футеровке) цилиндра.

Верхний продукт (мелкие частицы) отводится через расположенные по

оси гидроциклона центральный патрубок 4 и сливной патрубок 3. Нижний продукт (пески) выходит через песковую коническую насадку 8. Для нормальной работы гидроциклона пульпа должна подаваться под определенным давлением, которое контролируется манометром 2. Задвижка 1 служит для регулирования подачи пульпы.

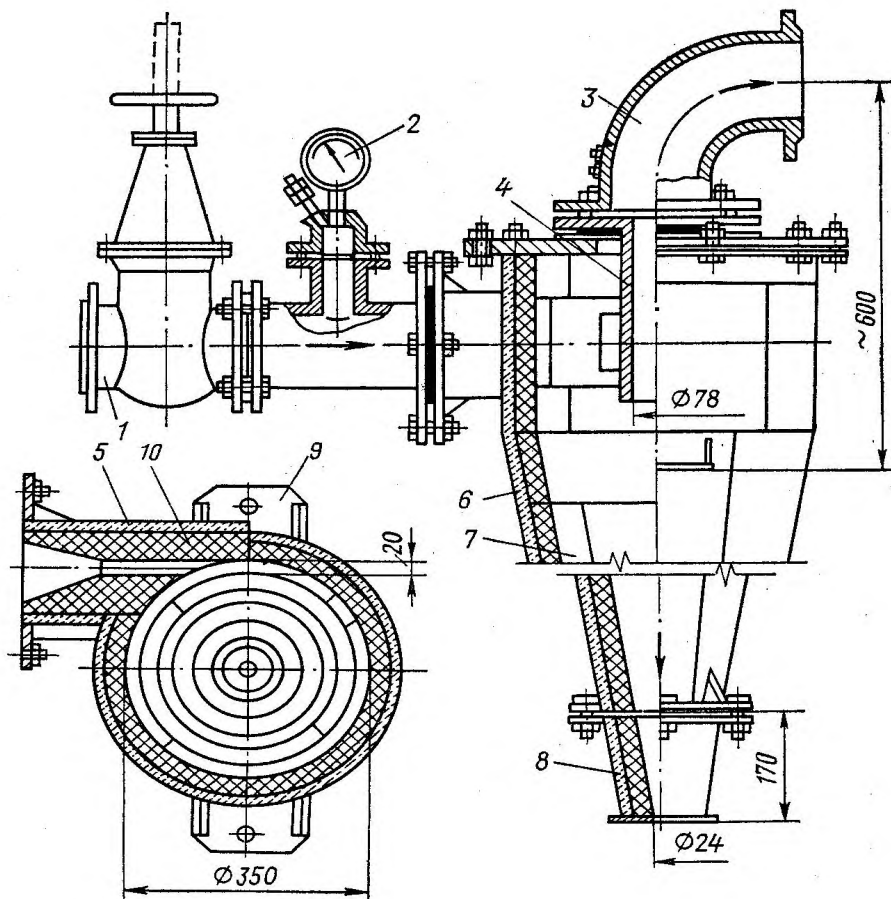


Рис. 7.26. Конусный гидроциклон:

1 – задвижка, 2 – манометр, 3 – сливной патрубок, 4 – шламовая насадка, 5 – питающий патрубок, 6 – корпус, 7 и 10 – футеровка, 8 – песковая насадка, 9 – фланец

Широкое применение гидроциклонов обусловлено их достоинствами:

- высокая удельная производительность, которая в десятки раз превышает производительность механических классификаторов;
- простота конструкции, не имеющей движущихся частей;
- малая масса;
- простота технического обслуживания и ремонта.

К недостатком можно отнести значительную высоту гидроциклонов, что приводит к необходимости использовать для подачи пульпы насосы высокого давления. Для обеспечения нормальной работы аппаратов необходимо иметь резервные насосы и поддерживать постоянный уровень пульпы в накопителе.

8. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ОКУСКОВАНИЯ

8.1. Общие сведения

Окускование – процесс превращения рудной мелочи или тонкоизмельчённых концентратов в куски различной формы и размеров путём физического, химического, термического или комбинированного воздействия для их более эффективного использования. Получаемые в результате глубокого обогащения концентраты руд чёрных и цветных металлов, как правило, непригодны для непосредственного использования для плавки или других технологических процессах и требуют окускования. В металлургии и угольной промышленности окускование используют для подготовки сырья к металлургическому переделу, промышленному использованию или транспортировке полученных продуктов.

В зависимости от вида полезного ископаемого и его последующего передела окускование осуществляется окомкованием, агломерацией или брикетированием.

Окомкование – процесс получения гранул сферической формы (окатышей), подвергаемых для упрочнения обжигу. Крупность продуктов, подлежащих окомкованию, определяется особенностями технологии дальнейшей переработки или использования окатышей.

Агломерация – спекание мелких руд или концентратов в твёрдые пористые куски с использованием тепла от вводимого в шихту твердого топлива, содержащейся в ней серы или газового топлива. Спекание с одновременной десульфуризацией в цветной металлургии называется агломерирующим обжигом.

Брикетирование – процесс получения брикетов прессованием мелкого материала. Форма брикетов отличается большим разнообразием: шар, эллипсоид, цилиндр, конус, капля и др. Масса брикетов достигает 2 кг. Брикетированию подвергают медные, никелевые и цинковые руды, шихту для производства силумина, кадмия, сурьмы и т.д. Брикетирование – наименее энергоёмкий и дорогостоящий процесс окускования. Например, затраты на брикетирование окисленных никелевых руд в 7,5 раз меньше, чем на агломерацию.

Окусковываются материалы крупностью частиц менее 10 мм, т.к. их непосредственное использование ухудшает газопроницаемость шихты и увеличивает вынос материала дутьём из металлургических печей. В результате окускования частиц получают:

- при окомковании – окатыши в основном крупностью 9-16 мм,

- при агломерации _ агломерат крупностью 5 –60 мм,
- при брикетировании _ брикеты разной геометрической формы и необходимых габаритов и массы.

Из общего производства окучкованного металлургического сырья агломерат занимает около 70 %, окатыши 28 % и брикеты 2 %.

В связи с непрерывным снижением крупности металлургического и угольного сырья актуальность окучкования возрастает.

Фабрики по производству железорудных окатышей обычно располагаются вблизи обогатительных фабрик и состоят из трех основных отделений: подготовки шихты, окомкования и обжига (рис. 8.1). Основным компонентом для производства окатышей является тонко измельченный влажный концентрат.

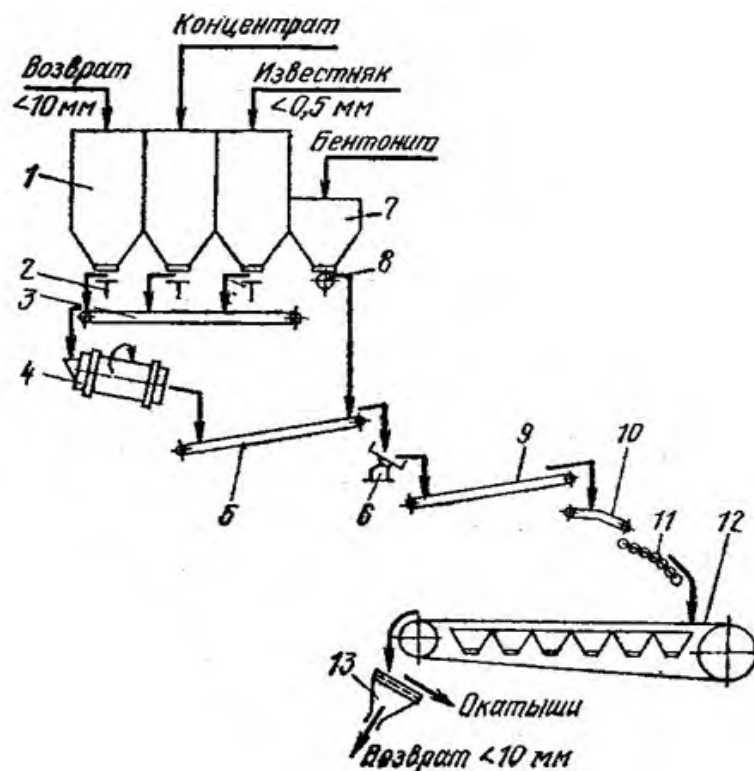


Рис. 8.1. Схема производства железорудных окатышей:

- 1 – бункер, 2 – питатель, 3 – конвейер, 4 – барабанный смеситель, 5 – конвейер, 6 – чашевый окомкователь, 7 – бункер, 8 – питатель, 9 – конвейер, 10 – укладчик, 11 – питатель, 12 – обжигочная машина, 13 – грохот

Концентрат, известняк и возврат поступают в бункеры 1, из которых питателями в заданных пропорциях выдаются на конвейер 3, направляющий шихтовые материалы в смесительный барабан 4, по выходе из которого шихта конвейером 5 транспортируется в чашевый окомкователь 6. Перед

окомкователем в шихту добавляется бетонит, подаваемый из бункера 7 питателем 8. Для формирования окатышей в окомкователь подается вода через распылительные форсунки. После выхода из окомкователя сырые (непрочные) окатыши поступают на конвейер 9, направляющий окатыши в укладчик 10, из которого они с помощью питателя 11 загружаются в машину 12 упрочняющего обжига. После охлаждения готовые окатыши подвергаются грохочению на грохоте 13. Холодные окатыши имеют высокую прочность, что позволяет их транспортировать на значительные расстояния.

На Медногорском комбинате брикетирование медной руды осуществляется на двух фабриках, схема цепи аппаратов которых показана на рис. 8.2.

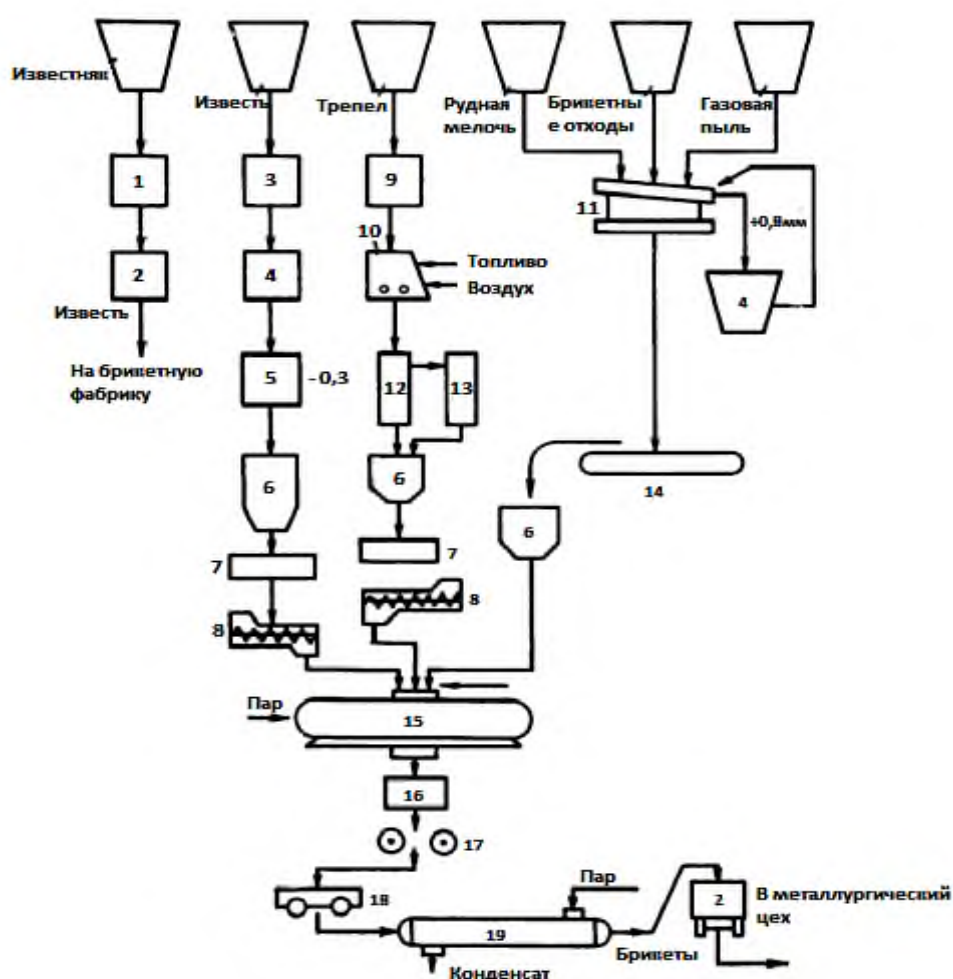


Рис. 8.2. Схема цепи аппаратов Медногорской брикетной фабрики:

- 1 – печь для обжига известняка, 2 – железнодорожные вагоны для извести и готовых брикетов, 3 – щековая дробилка, 4 – конусная дробилка, 5 – шаровая мельница, 6 – бункер для извести, 7 – весы, 8 – лопастные смесители, 9 – валковая дробилка, 10 – шахтная печь, 11 – грохот, 12 и 13 – циклоны, 14 – конвейер, 15 – барабанный смеситель, 16 – бегуны, 17 – пресс, 18 – вагонетка.
19 – автоклав

В качестве сырья используется рудная мелочь (-25 мм), а связующим служит смесь извести и трепела (диатомита), суммарный расход которых составляет 10...13% от массы руды.

Каждая фабрика содержит два основных цеха: 1) подготовительный цех, который состоит из рудного, трепельного, известкового и смесительного отделений; 2) основной цех, в котором расположены бегуны, брикетные прессы, автоклавы и площадки для вылеживания и хранения брикетов. В смесительном барабане происходит перемешивание компонентов шихты и одновременно гашение извести при давлении пара 0,07...0,15 МПа, а в автоклаве осуществляется упрочнение брикетов в течение 5-6 часов при температуре 174 °С и давлении 0,8 МПа.

Эффективность работы доменных печей зависит от качества исходных материалов: содержания железа, постоянство физико-химического состава, количества вредных примесей и т.д. Поэтому подготовка шихтовых материалов к плавке является одним из ответственных этапов металлургического производства. В настоящее время эта проблема становится особенно актуальной в связи с расширением масштабов использования бедных железом и пылевидных руд, а также сокращением запасов коксующихся углей. Для повышения относительного содержания железа сырую руду подвергают обогащению, в процессе которого образуется концентрат, который при доменной плавке требует значительно меньше затрат тепла, что снижает расход кокса.

Рудное сырье, направляемое в агломерационные машины, состоит из мелкодробленой руды (размер частиц 0,5...5,0 мм), кокса (5,0...10 мм), известняка (< 3,0 мм) и других материалов и называется концентратом. Перед агломерацией дробленую шихту подвергают перемешиванию и увлажнению. Схема производства агломерата приведена на рис. 8.3

Тонкоизмельченный концентрат крупностью 0,05...0,075 мм, использование которого на агломерационных машинах ухудшает качество продукции и снижает производительность, подвергают окомкованию (гранулированию). Полученные сырые окатыши размером 8...20 мм после сушки и термообработки (обжига) направляют в металлургическое производство.

В бункеры 1 подают железосодержащую часть шихты, коксик и известняк; перед подачей коксик подвергают дроблению в валковой дробилке, а известняк – в молотковой. Шихтовые материалы из бункеров в соответствующих пропорциях подают с помощью питателей 2 на ленточный конвейер 3, после чего материалы поступают в барабанный смеситель 4 и

окомкователь 5, в которых они перемешиваются, увлажняются и окомковываются.

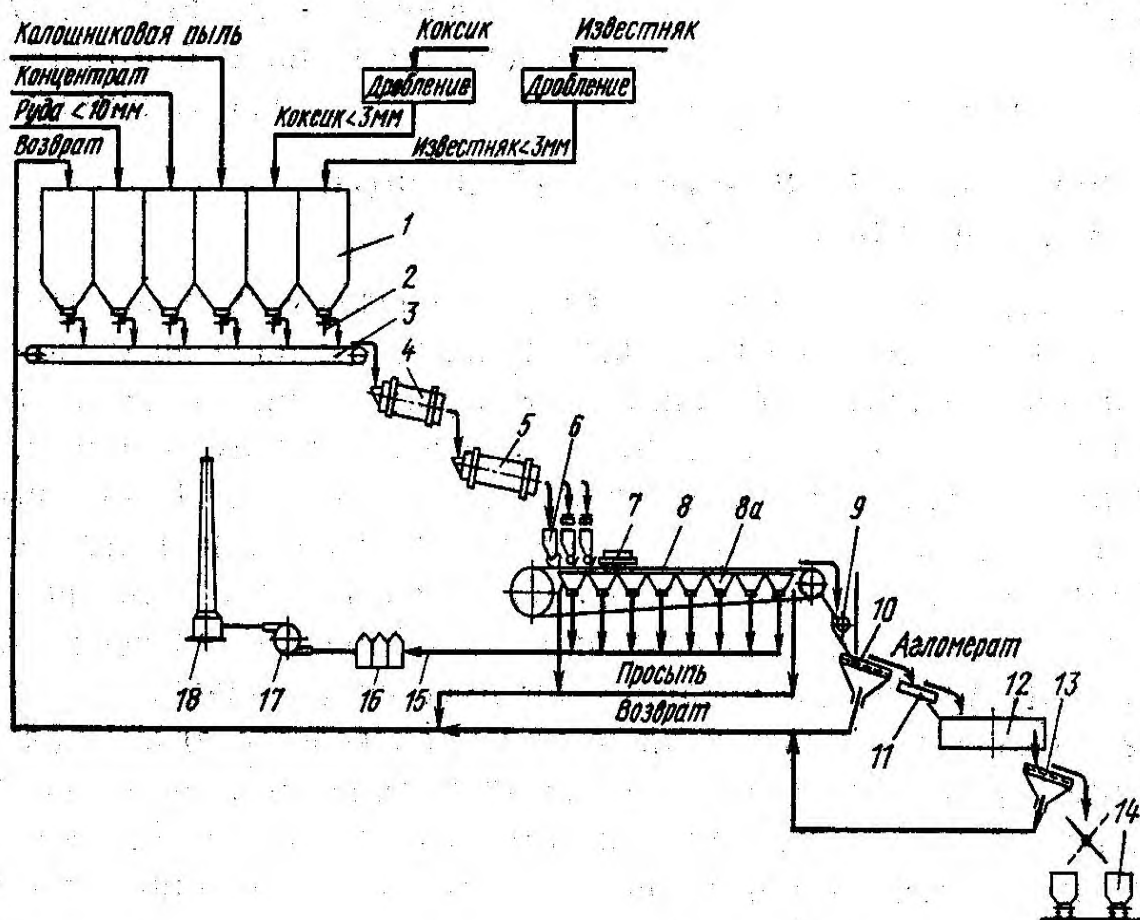


Рис. 8.3. Принципиальная схема производства агломерата:

1 – бункер, 2 – питатель, 3 – ленточный конвейер, 4 – барабанный смеситель, 5 – окомкователь, 6 – бункер-распределитель, 7 – горн, 8 – лента машины, 9 – дробилка, 10 – грохот, 11 – питатель, 12 – охладитель, 13 – грохот, 14 – агловоз, 15 – газовый коллектор, 16 – газоочистное устройство, 17 – эксгаустер, 18 – дымовая труба

Подготовленная шихта подается в бункер-распределитель 6, где грохочением из шихты выделяется крупная фракция, которая используется как постель (подстилочный материал). Питатели (укладчики) шихты укладывают на ленту 8 агломерационной машины сначала крупную фракцию (постель), а затем более мелкую часть шихты.

Уложенная на непрерывно движущуюся ленту шихта поступает в горн 7, который зажигает находящийся в шихте коксик, в результате чего происходит её спекание. Непрерывное поступление воздуха в зону горения обеспечивается эксгаустером 17, который создает разрежение в вакуум-камерах 8а, расположенных под рабочей ветвью ленты машины, и тем самым удаляет

газообразные продукты горения в атмосферу через дымовую трубу 18. На участке газового коллектора 15 между агломашиной и эксгаустером продукты сгорания очищаются от пыли и просыпи шихты и агломерата в газоочистительном устройстве 16. Агломерат подвергается дроблению в дробилке 9 и разделению на фракции с помощью грохота 10; причем мелкая фракция возвращается в бункеры 1. Агломерат крупностью более 10 мм считается пригодным для доменной плавки.

При производстве цветных металлов исходная шихта состоит из смеси сырых рудных материалов, флюсов, твердого топлива и других составляющих. Смешивание этих дисперсных материалов является одной из важных стадий технологического процесса, поскольку от качества перемешивания во многом зависит эффективность всей последующей технологии.

Установлено, что качество перемешивания, в основном, зависит от конструкции и состояния машин, осуществляющих смешивание дисперсных материалов; крупность, форма частиц, влажность и другие физические свойства смешиваемых материалов оказывают меньшее влияние. Машины для перемешивания материалов называются *смесителями*.

Для перемешивания шихты наибольшее распространение получили лопастные и барабанные смесители, а для получения окатышей (гранул) – барабанные и чашевые окомкователи.

8.2. Лопастные смесители

Лопастные (шнековые или винтовые) смесители применяют для смешивания сухих мелко измельченных материалов. По числу валов различают одновальные и двухвальные лопастные смесители. Двухвальные смесители обеспечивают лучшее качество смешивания; их делят на прямоточные (подача материала лопастями происходит в одну сторону) и противоточные (валы подают смешиваемый материал в разные стороны).

В металлургии применяют прямоточные двухвальные смесители, схема которого показана на рис. 8.4. В коробе (корыте) 3 установлены два вала 5, вращающиеся в противоположные стороны. Один из валов получает вращение от выходного вала редуктора, а другой от зубчатой передачи 2.

Лопастни 6, установленные на валах, образуют винтовую линию, при этом угол закрутки лопасти в плане составляет 15...35° к оси. С целью предотвращения пылевыделения из короба, в его торцовых стенках размещены лабиринтные уплотнения 7, а сверху перекрывают плотной крышкой. Перемешиваемый материал разгружают через воронку 4. Валы установлены на подшипниках 1, расположенных снаружи короба.

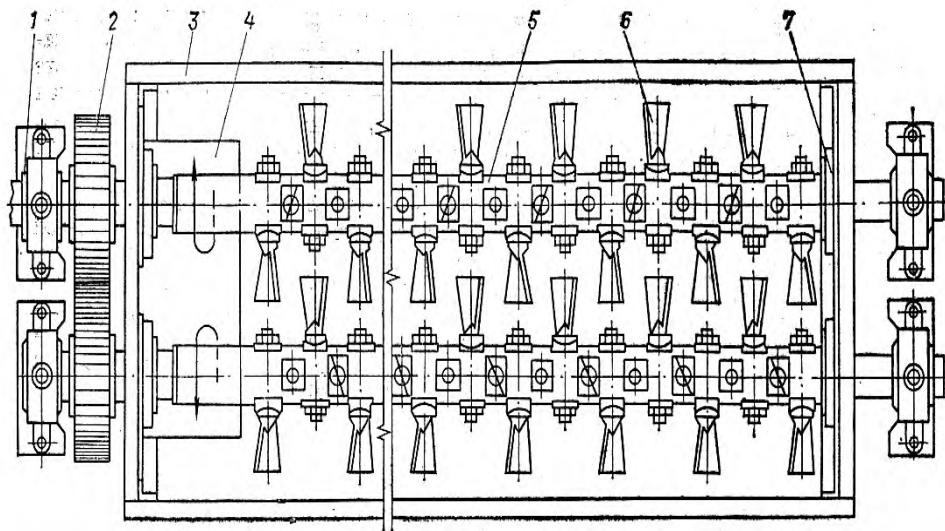


Рис. 8.4. Двухвальный лопастной смеситель:

1 – подшипник, 2 – зубчатая передача, 3 – короб, 4 – разгрузочное отверстие,
5 – вал, 6 – лопасть, 7 – уплотнение

Валы изготавливают из углеродистой стали круглого или квадратного сечения, а лопасти (в зависимости от состава шихты) из серого или хромистого чугуна, высокохромистой стали или углеродистой стали с наплавкой твердыми сплавами на рабочей поверхности. Для повышения износостойкости короба его борта и днище футеруют листовой сталью.

Лопастные смесители отличаются простотой конструкции малым числом легко сменяемых деталей и узлов, легким регулированием производительности (путем изменения угла наклона лопастей и скорости вращения). Благодаря хорошей герметизации и спокойной работе они обеспечивают надежную работу без выделения пыли в атмосферу цеха при смешивании малоабразивных, пылящих и токсичных материалов. К недостаткам лопастных смесителей можно отнести сравнительно малую удельную производительность, повышенный расход электроэнергии, низкую долговечность рабочих органов при работе с абразивными материалами.

Краткая техническая характеристика двухвальных лопастных смесителей для агломерационной шихты приведены ниже:

- производительность, т/ч	30...40	50...60
- диаметр/длина шнека, мм	600/4800	800/5000
- частота вращения шнека, об/мин	46	36
- мощность электродвигателя, кВт	40	50

8.3. Барабанные смесители и окомкователи

Конструкция барабанного смесителя.

Для перемешивания шихты наибольшее распространение получили барабанные смесители, схема конструкции которого приведена на рис. 8.5.

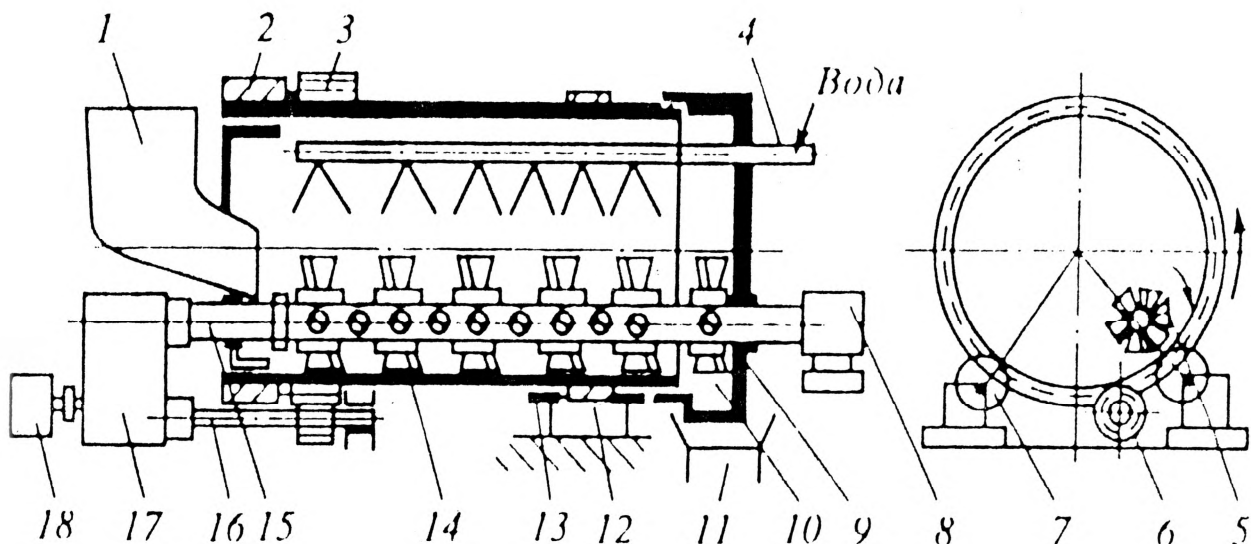


Рис. 8.5. Схема барабанного смесителя:

1 - загрузочная воронка; 2 и 12 – бандаж; 3 - зубчатый венец; 4 - коллектор подачи воды; 5 - лопастной перемешиватель; 6 - шестерня ведущая; 7 - ролик опорный; 8 - опора перемешивателя; 9 - стенка торцовая неподвижная; 10 - камера разгрузочная; 11 - воронка разгрузочная; 13 - ролик упорный; 14 - барабан цилиндрический; 15 - вал перемешивателя; 16 - вал привода барабана; 17 - редуктор; 18 - электродвигатель

Цилиндрический барабан 14 снабжен бандажами 2 и 12, которые установлены на роликах 7. Угол установки роликов к вертикальной оси составляет 30° . Загрузка шихты осуществляется через передний торец барабана смесителя, а готовая перемешанная шихта выдается через неподвижную разгрузочную камеру 10 в воронку 11. Привод вращения барабана осуществляется от электродвигателя через редуктор посредством открытой зубчатой передачи 3 и 6. Барабан устанавливается с малым углом наклона к горизонту - $2,0...4,0^\circ$. Для осевой фиксации барабана с двух сторон бандаж 12 располагают упорные ролики 13, воспринимающие горизонтальные смещающие нагрузки.

Для увлажнения шихты через коллектор 4 подается вода, разбрызгиваемая внутри барабана. Для повышения качества перемешивания

внутри барабана устанавливают лопасть перемешивателя 5 с приводом от главного электродвигателя. Налипающий на внутреннюю поверхность барабана материал (гарнисаж) срезается ножами очистного устройства (скребками), имеющими возвратно-поступательное движение.

Смесители испытывают сильные вибрационные нагрузки вследствие ударов в зубчатом зацеплении из-за периодического осыпания материала, и его эксцентричного расположения в барабане. Для гашения колебаний применяют обрешеченные ролики, раму устанавливают на амортизаторах и применяют эластичные муфты в приводе.

Барабанные окомкователи по своему устройству сходны с барабанными смесителями. Отличие состоит в режимах обработки, а также в большем угле наклона барабана (до 9°) и меньшей степени заполнения (до 3%). После выхода из разгрузочной камеры окатыши направляют на сушку, после которой осуществляют грохочение (рассев). Отсеянная мелочь возвращается вторично в окомкователь для переработки.

Технические характеристики некоторых барабанных смесителей типа СМ и окомкователей типа ОБ приведены в табл. 8.1.

Таблица 8.1

**Технические характеристики барабанных смесителей СМ
и окомкователей ОБ**

Тип оборудования ¹	Параметры					
	Частота вращения, об/мин	Производительность, т/ч	Мощность электродвигателя, кВт	Масса, т	Степень заполнения барабана, %	Угол наклона барабана, град
Смесители типа СМ						
СМ 2,5×5	8	300	40	28	20	-
СМ 2,8×6	6	400	55	323	15	До 4
СМ 3,2×8	4,9	align="center">850	60	align="center">65	align="center">13	align="center">2,5
	6,5 9,8		90 120			
СМ 3,2×12,5	7,7...11,56 ²	1200	400	100	14...20	2,25
Окомкователи типа ОБ						
ОБ 3,2×12,5	4...6	450	110...175		До 12	2...4
ОБ 4,2×24	4...6	1100	630		8...10	2,5

Примечание: 1) Первая цифра – внутренний диаметр барабана, вторая – его внутренняя длина, м. 2) Предусмотрено бесступенчатое регулирование.

Режимы перемешивания и окомкования в барабанных смесителях.

При вращении сила трения между стенками барабана и шихтой поднимает материал до тех пор, пока сила тяжести не начнет превышать усилие, прижимающее шихту к барабану. После отрыва от стенок барабана материал падает на слои, расположенные в нижней части барабана. Такие многократные подъемы-падения вызывают перемешивание материала. Время пребывания шихты в смесителе – 60...180 с.

Различают три режима движения материала в смесителе: переката (каскадный), водопадный и циклический; их возникновение зависит от окружной скорости на внутренней поверхности барабана и степени его заполнения (рис.8.6).

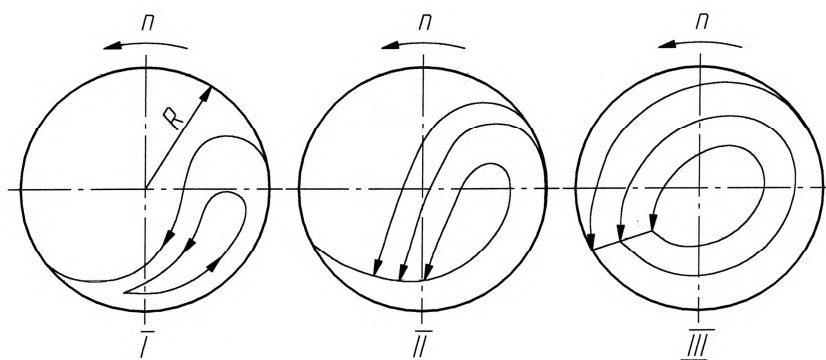


Рис. 8.6. Схема движения частиц шихты в смесителе:

I- режим переката; II- режим водопадный; III- циклический режим

В режиме переката материал не отрывается от нижележащих частиц, поднимается вместе с барабаном на определенную высоту, а затем медленно скатывается (сползает) по нижнему слою. Режим переката – основной режим для окомкования, ему соответствуют следующие параметры:

- степень заполнения барабана материалом 8...12%;
- окружная скорость на внутренней поверхности 0,5...1,2 м/с;
- частота вращения барабана $n < 5.5/\sqrt{R}$, об/мин, где R – внутренний радиус барабана, м.

При водопадном режиме материал поднимается по стенке барабана на большую высоту, затем отрывается от стенки и падает на нижележащие слои. Пересечение траекторий движения отдельных частиц увеличивает эффективность перемешивания. Водопадный режим – основной для перемешивания шихты, ему режиму соответствуют следующие параметры:

- степень заполнения - 12...18%;
- окружная скорость - 1,2...2,0 м/с;

- частота вращения, $\frac{5,5}{\sqrt{R}} < n < \frac{16}{\sqrt{R}}$, об/мин.

При циклическом режиме материал поднимается и падает на тот же слой без пересечения траекторий движения частиц, то есть траектории становятся замкнутыми. Интенсивность перемешивания снижается. Циклическому режиму соответствуют следующие параметры:

- степень заполнения $>18\%$ (не более 25%);
- окружная скорость $>2,0$ м/с;
- частота вращения $n > \frac{16}{\sqrt{R}}$, об/мин.

Производительность барабанных смесителей.

При рассмотрении движения материала во вращающемся барабане весь его объем можно разделить на две части (рис. 8.7.): неподвижную по отношению к поверхности барабана (гарнисаж) и сыпающуюся по достижении верхнего положения (слой толщиной h и длиной l).

Сыпающийся слой при вращении барабана описывает на его внутренней поверхности винтовую линию с углом наклона λ , равным углу наклона продольной оси барабана. Также ведет себя материал гарнисажа, который срезается ножами очистного устройства.

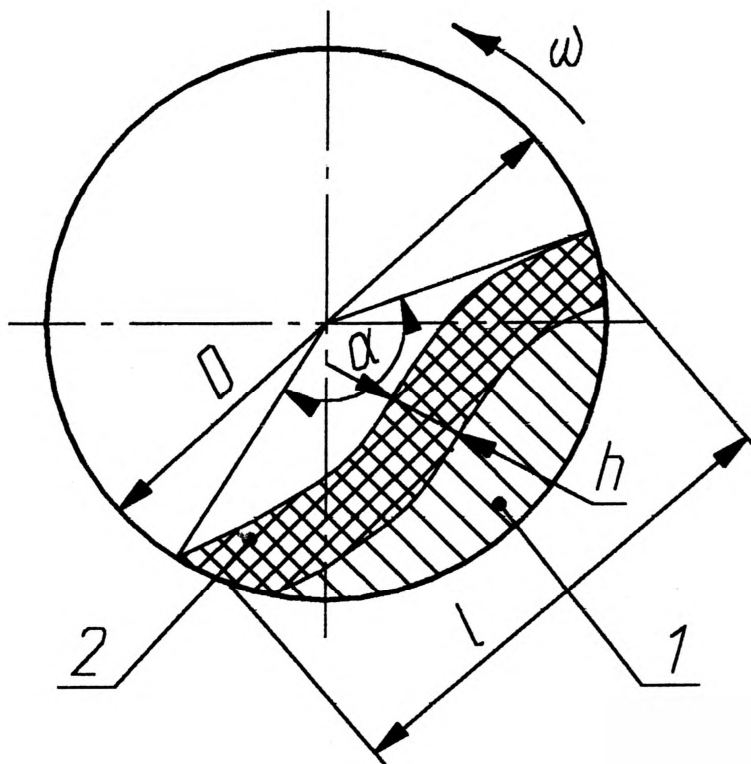


Рис. 8.7. Схема перемещения материала в барабане:
1 - гарнисаж; 2 - сыпающийся слой

Следовательно, можно принять, что весь материал, находящийся внутри барабана перемещается по винтовой линии и имеет постоянное поперечное сечение в виде сегмента. Тогда выражение для объема материала, перемещающегося через поперечное сечение барабана за 1 с, получит вид:

$$V = \frac{D}{2} \cdot \omega \cdot A_{ш} \cdot \operatorname{tg} \lambda, \text{ м}^3/\text{с},$$

где D - внутренний диаметр барабана, м; ω - частота вращения барабана, с^{-1} ; λ - угол наклона продольной оси барабана, рад.; $A_{ш} = \psi \cdot (\pi \cdot D^2 / 4)$ - площадь сегмента барабана, занятого шихтой, м^2 ; ψ - коэффициент заполнения сечения барабана; α - центральный угол сегмента, соответствующий коэффициенту заполнения ψ .

Производительность смесителя определяется по формуле

$$\Pi = 3600 \cdot V \cdot \rho, \text{ т/час}$$

где ρ - объемная плотность материала с учетом увлажнения, т/м^3 .

После подстановки получим:

$$\Pi = 3600 \cdot \frac{D}{2} \cdot \omega \cdot \psi \cdot \frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot \operatorname{tg} \lambda \cdot \rho \approx 1400 \cdot D^3 \cdot \omega \cdot \psi \cdot \operatorname{tg} \lambda \cdot \rho, \text{ т/ч}$$

Нагрузки на опорные ролики барабана.

Нагрузка на опорные ролики складывается из веса барабана G_B и веса шихты в барабане $G_{ш}$. Нагрузка F_P на один опорный ролик равна (рис. 8.8)

$$F_P = \frac{G_B + G_{ш}}{Z \cdot \cos \beta},$$

где Z - количество опорных роликов; $\beta = 30 \dots 35^\circ$ - половина центрального угла между опорными роликами.

Вес шихты можно определить по формуле

$$G_{ш.} = \psi \cdot \frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot L \cdot \rho \cdot g,$$

где L - внутренняя длина барабана; $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ - ускорение силы тяжести.

С увеличением β растет нагрузка на опорные ролики, а с уменьшением - снижается устойчивость барабана.

Угол наклона оси барабана λ учитывается только при определении усилий на упорные (боковые) ролики.

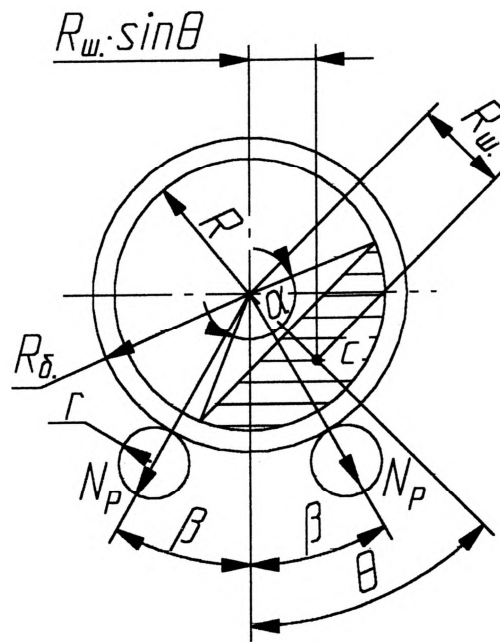


Рис. 8.8. Схема к расчету мощности привода барабанного смесителя

Расчет мощности привода барабанного смесителя.

Мощность привода вращения барабана расходуется на четыре составляющие:

- на подъем шихты в барабане;
- на преодоление сил трения в подшипниках опорных роликов;
- на преодоление сил трения качения бандажа по опорным роликам;
- на срезание гарнисажа.

Из рис. 8.5 видно, что момент M_1 от веса шихты равен

$$M_1 = G_{ш} \cdot R_{ш} \cdot \sin \theta ,$$

где $G_{ш}$ - вес шихты в барабане; θ - угол наклона центра тяжести сегмента к вертикальной оси, который принимаем равным $\theta = 45^\circ$; $R_{ш}$ - расстояние от оси барабана до центра тяжести сегмента шихты (геометрическое соотношение), которое можно определить по формуле

$$R_{ш} = \frac{4 \cdot R \cdot \sin^3 \alpha}{3 \cdot (2\alpha - \sin 2\alpha)}$$

где R - внутренний радиус барабана; α - центральный угол сегмента.

Для определения α используем равенство между геометрическим выражением для площади сегмента и площадью сечения барабана, заполненного шихтой, то есть

$$\varphi = \frac{\pi \cdot D^2}{4} = \frac{D^2}{8} \cdot (\alpha - \sin \alpha) .$$

Это уравнение решается методом последовательных приближений.

Момент M_2 от сил трения в подшипниках опорных роликов, приведенный к оси барабана, равен

$$M_2 = F_p \cdot \frac{d_{ц}}{2} \cdot f \cdot \frac{R_B}{r} \cdot Z$$

где $d_{ц}$ – диаметр цапфы опорного ролика; R_B – внешний радиус бандаж; r – радиус опорного ролика; f – коэффициент трения в опорах роликов, который принимается равным $f = 0,02...0,03$ для подшипников качения, и $f = 0,05...0,10$ для подшипников скольжения.

Момент M_3 от сил трения качения бандаж по опорным роликам, приведенный к оси барабана, равен

$$M_3 = F_p \cdot \mu \cdot \frac{R_B}{r} \cdot Z,$$

где μ – коэффициент качения стального бандаж, м, который принимается равным $\mu = (0,001...0,002)$ м для стальных роликов и $\mu = (0,01...0,02)$ м для обрезиненных роликов.

Момент M_4 от сил срезания гарнисажа равен

$$M_4 = F_{окр.} \cdot R \cdot Z_p,$$

где $F_{окр.} = \tau_{ср} \cdot \delta \cdot b$ – окружная составляющая силы резания на одном резце; Z_p – количество резцов в очистном устройстве; $\tau_{ср} = 0,2...0,3$ МПа – удельное сопротивление при срезании гарнисажа для мелкой руды и концентрата; δ – толщина срезаемого слоя (высота резца); b – ширина срезаемого слоя (длина режущей кромки резца).

Общий момент на оси барабана смесителя:

$$M_o = \sum_{i=1}^{i=4} M_i = M_1 + M_2 + M_3 + M_4$$

Мощность электродвигателя привода:

$$P_{эд.} = \frac{M_o \cdot \omega}{\eta},$$

где η – КПД привода механических передач.

Пример расчета барабанного смесителя СМ 3,2×8.

1. Исходные данные (см. табл. 8.1).

$D = 3,2$ м; $L = 8$ м; $n = 9,8$ об/мин; $\varphi = 0,13$; $\lambda = 2^\circ 30'$ или $tg \lambda = tg 2^\circ 30' = 0,044$.

Смеситель предназначен для перемешивания материала с объемной плотностью $\rho = 2,5 \text{ т/м}^3$. Вес барабана равен $G_B = 200 \cdot 10^3 \text{ Н}$. Количество опорных роликов $z = 8$. Половина центрального угла между опорными роликами $\beta = 30^\circ$ или $\cos 30^\circ = 0,87$. Угол наклона центра тяжести сегмента к вертикальной оси $\theta = 45^\circ$ или $\sin \theta = 0,71$. Диаметр цапфы опорного ролика $d_y = 0,1 \text{ м}$, коэффициент трения подшипников качения $f = 0,025$, внешний радиус бандаж $R_6 = 2,0 \text{ м}$, радиус опорного ролика $r = 0,2 \text{ м}$, коэффициент трения качения $\mu = 0,0015$ Удельное сопротивление при срезании гарнисажа $\tau_{cp} = 0,25 \text{ МПа}$, высота резца $\delta = 0,03 \text{ м}$, длина резца $b = 0,3 \text{ м}$; количество резцов - $Z_p = 8$

2. Расчет производительности П:

Площадь сегмента барабана, занятого шихтой

$$S = \varphi \cdot \frac{\pi \cdot D^2}{4} = 0,13 \cdot \frac{3,14 \cdot 3,2^2}{4} = 1,045 \text{ м}^2;$$

Угловая скорость барабана

$$\omega = \frac{\pi \cdot n}{30} = \frac{3,14 \cdot 9,8}{30} = 1,03 \text{ с}^{-1};$$

Объема материала, перемещающегося через поперечное сечение барабана за 1 единицу времени

$$V = 0,5 \cdot D \cdot \omega \cdot S \cdot \text{tg} \lambda = 0,5 \cdot 3,2 \cdot 1,03 \cdot 1,045 \cdot 0,044 = 0,076 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Производительность барабанного смесителя

$$П = 3600 \cdot V \cdot \rho = 3600 \cdot 0,076 \cdot 2,5 = 684 \text{ т/ч}.$$

3. Определение нагрузки на опорные ролики.

Вес шихты в барабане $G_{Ш}$

$$G_{ш} = \varphi \cdot \frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot L \cdot \rho \cdot g = 0,13 \cdot \frac{3,14 \cdot 3,2^2}{4} \cdot 8 \cdot 2,5 \cdot 9,8 \cdot 10^3 = 205 \cdot 10^3 \text{ Н};$$

Нагрузка F_p на один опорный ролик

$$F_p = \frac{G_B + G_{Ш}}{Z \cdot \cos \beta} = \frac{200 + 205}{8 \cdot 0,87} = 58,2 \text{ кН}.$$

4. Расчет мощности привода барабана.

Центральный угол сегмента α определяется из уравнения

$$2\varphi \cdot \pi = \frac{\pi \cdot \alpha}{180} - \sin \alpha \quad \text{или} \quad 2 \cdot 0,13 \cdot \pi = \frac{\alpha \cdot \pi}{180} - \sin \alpha.$$

Откуда находим $\alpha = 102^\circ 30' \approx 1,79 \text{ рад}$.

Расстояние от оси барабана до центра тяжести сегмента шихты

$$R_{ш} = \frac{4 \cdot R \cdot \sin^3 \alpha}{3 \cdot (2\alpha - \sin 2\alpha)} = \frac{4 \cdot 1,6 \cdot \sin^3 102^\circ 30' }{3 \cdot (2 \cdot 1,79 - \sin 205^\circ)} = \frac{4 \cdot 1,6 \cdot 0,976^3}{3 \cdot (2 \cdot 1,79 + 0,42)} = 0,496 \text{ м.}$$

Момент M_1 от веса шихты

$$M_1 = G_{ш} \cdot R_{ш} \cdot \sin \theta = 205 \cdot 0,496 \cdot 0,71 = 72,2 \text{ кН}\cdot\text{м.}$$

Момент M_2 от сил трения в подшипниках опорных роликов

$$M_2 = F_p \cdot \frac{d_{ш}}{2} \cdot f \cdot \frac{R_B}{r} \cdot Z = 58,2 \cdot \frac{0,1}{2} \cdot 0,025 \cdot \frac{2,0}{0,2} \cdot 8 = 5,82 \text{ кН}\cdot\text{м.}$$

Момент M_3 от сил трения качения бандажа по опорным роликам

$$M_3 = F_p \cdot \mu \cdot \frac{R_B}{r} \cdot Z = 58,2 \cdot 0,0015 \cdot \frac{2,0}{0,2} \cdot 8 = 7,0 \text{ кН}\cdot\text{м.}$$

Окружная составляющая силы резания на одном резце

$$F_{окр.} = \tau_{ср} \cdot \delta \cdot b = 250 \cdot 0,03 \cdot 0,3 = 2,25 \text{ кН};$$

Момент M_4 от сил срезания гарнисажа

$$M_4 = F_{окр.} \cdot R \cdot Z_p = 2,25 \cdot 1,6 \cdot 8 = 28,8 \text{ кН}\cdot\text{м.}$$

Мощность электродвигателя привода (принимаем КПД механических передач $\eta = 0,9$)

$$P_{эд} = \frac{(M_1 + M_2 + M_3 + M_4) \cdot \omega}{\eta} = \frac{(72,2 + 5,82 + 7,0 + 28,8) \cdot 1,03}{0,9} = 130 \text{ кВт,}$$

8.4. Чашевые окомкователи

Принцип действия чашевого окомкователя.

Этот вид оборудования получил распространение в связи с развитием технологии производства железорудных окатышей, так как барабанные окомкователи не в полной мере удовлетворяют требованиям этой технологии.

Окомкователь (рис. 8.9) представляет собой цилиндрическую чашу с плоским днищем и прямым бортом, наклоненную к горизонту под углом $45 \dots 60^\circ$ и вращающуюся вокруг оси, перпендикулярной к днищу, с частотой $4 \dots 9$ об/мин.

Для увлажнения шихты чашевые окомкователи снабжают форсунками. Очистку днища и бортов чаши от налипшей шихты осуществляют скребками.

Исходная шихта поступает в чашу сверху и под действием силы тяжести собирается у нижнего борта, занимая объем в виде цилиндрического сегмента. Так как чаша вращается вокруг наклонной оси, то материал под действием сил трения и центробежной силы поднимается, и сегмент материала смещается в сторону вращения чаши. Когда сила тяжести превысит силу трения и

центробежную силу частицы материала отрываются от борта чаши и скатываются вниз (рис. 8.10, I).

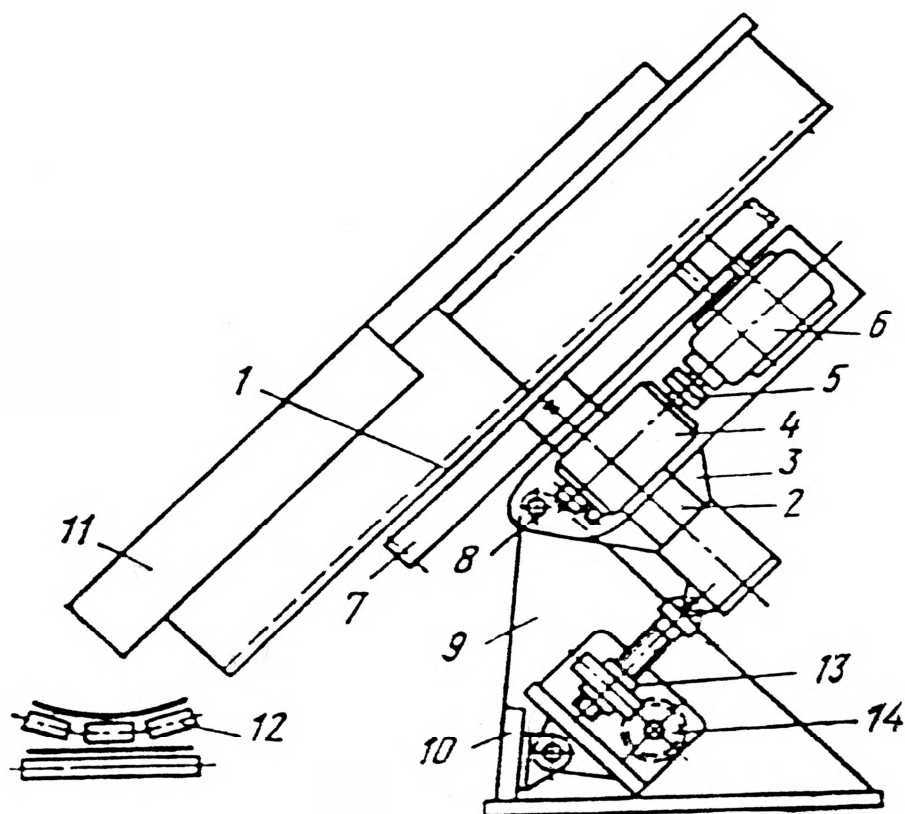


Рис. 8.9. Схема чашевого окомкователя:

1 - чаша; 2 - корпус оси вращения; 3 - опора; 4 - электродвигатель; 5 - муфта; 6 - редуктор; 7 - открытая зубчатая передача; 8 - шарнир; 9 - рама; 10 - упор; 11 - лоток; 12 - конвейер; 13 - винтовая передача; 14 - червячная передача

Во время скатывания образуются начальные комки. При следующих циклах (рис. 8.10, II и III) эти мелкие комки отрываются от борта чаши раньше, так как они характеризуются меньшим коэффициентом трения качения, чем исходная неокомкованная шихта.

При скатывании размеры комков увеличиваются и при очередном цикле подъема они отрываются от борта чаши на еще меньшей высоте. Таким образом, траектория комка напоминает сходящуюся спираль, приближающуюся к борту чаши. В поверхностном слое собираются самые крупные окатыши, и именно они сходят с чаши, вытесняясь непрерывно поступающей новой шихтой.

В этом заключается основное технологическое преимущество чашевых окомкователей: с чаши сходят только кондиционные окатыши требуемой крупности, которая зависит от частоты вращения чаши, высоты борта и

диаметра чаши, угла наклона чаши и свойств материала. После чашевого окомкователя операция рассева (грохочения) не требуется, а после барабанного окомкователя - необходима, при этом «возврат» достигает 30%.

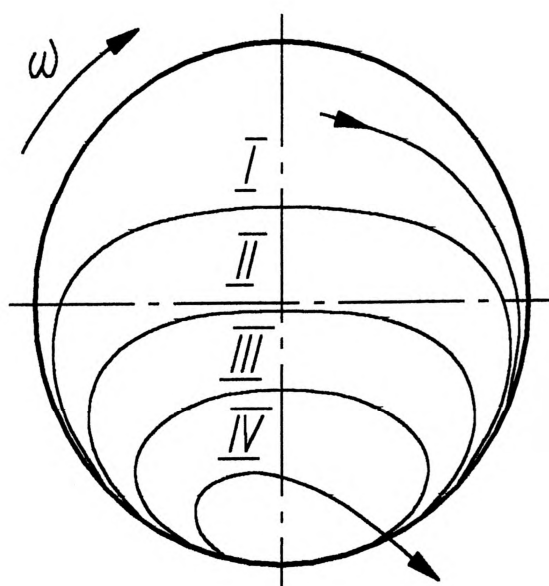


Рис. 8.10. Схема траектории движения комка в чаше

Высота борта чаши выполняет роль классификационного порога. Годные по размеру окатыши переваливаются через борт чаши и поступают на разгрузочный лоток (конвейер).

Производительность чашевого окомкователя пропорциональна диаметру чаши, но с увеличением диаметра растут вибрации из-за консольного положения чаши (табл. 8.2). Для повышения прочности окатышей в шихту добавляют связующее вещество – бентонитовую глину в количестве до 1,5%.

Таблица 8.2

Техническая характеристика чашевых окомкователей

Параметры	ОЧ - 5500	ОЧ – 7000
Диаметр чаши, м	5,5	7,0
Высота борта, м	0,8	0,8
Частота вращения, мин-1	6...9	3,5...6,4
Угол наклона чаши, град.	45... 5	45... 0
Мощность привода, кВт	95	120
Производительность, т/час	30...40	80...90

Расчет мощности привода чашевого окомкователя.

Общий момент, необходимый для вращения чаши, состоит из следующих составляющих (рис. 8.11):

$$M = M_{тр.} + M_{ср.} + M_{м.},$$

где $M_{тр.}$ - момент трения в опорах, учитывается КПД привода; $M_{ср.}$ - момент сопротивления от срезания гарнисажа на днище и бортах чаши (смотри расчет барабанного смесителя); $M_{м.}$ - момент от смещения материала относительно оси чаши (рассматривается ниже).

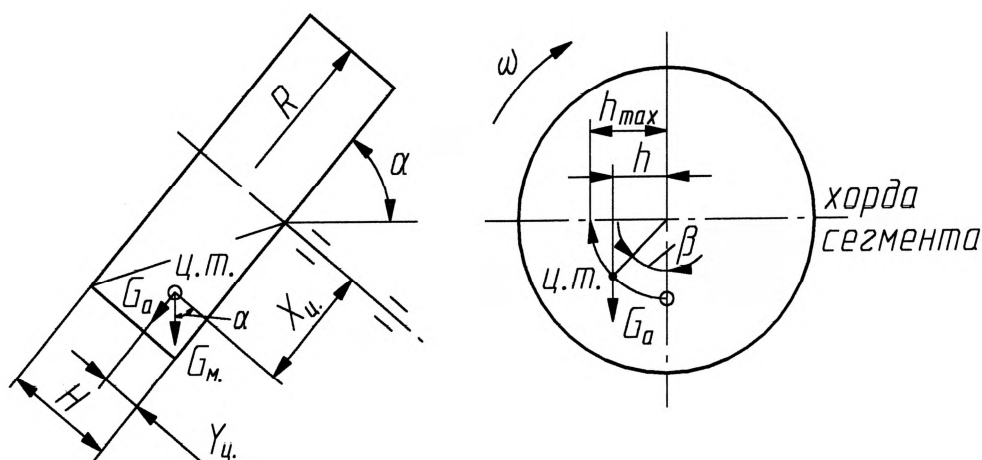


Рис. 8.11. Схема к расчету чашевого окомкователя

Материал в чаше занимает объем в виде цилиндрического сегмента, ограниченного цилиндрическим бортом чаши, плоским днищем и сверху плоскостью, наклоненной под углом динамического естественного откоса материала. При расчетах принимаем, что хорда сегмента совпадает с диаметром чаши. Тогда вес материала, находящегося в чаше, будет равен

$$G_{м.} \cong 0,2 \cdot \pi \cdot R^2 \cdot H \cdot \rho \cdot g ,$$

где ρ - объемная плотность материала с учетом увлажнения, для рудного концентрата - $\rho=2,5 \text{ т/м}^3$; $X_{ц.} = 0,6 \cdot R$ и $Y_{ц.} = 0,3 \cdot R$ - координаты центра тяжести материала в чаше; $G_a = G_{м.} \cdot \sin \alpha$ - скатывающая составляющая силы тяжести; α - угол наклона плоскости днища чаши к горизонту; R и H - внутренний радиус и высота борта чаши соответственно.

Момент от смещения материала относительно оси чаши

$$M_{м.} = k_n \cdot G_a \cdot h$$

Здесь $k_n = \frac{50}{n^2}$ - коэффициент, учитывающий изменение количества материала в чаше в зависимости от частоты ее вращения; n - частота вращения чаши, об/мин; $h = X_{ц.} \cdot \sin \beta$ - смещение центра тяжести материала от оси вращения чаши; β - угол подъема центра тяжести материала, который определяется из выражения

$$\sin \beta = \frac{R \cdot n^2}{900 \cdot (\sin \alpha - f \cdot \cos \alpha)},$$

где R - внутренний радиус чаши, м; $f = 0,4 \dots 0,5$ - коэффициент трения материала о днище чаши.

Мощность электродвигателя

$$P_э = \sum M_i \cdot \omega \cdot \frac{1}{\eta},$$

где ω - частота вращения чаши, с⁻¹; η - КПД привода механических передач.

8.5. Агломерационные конвейерные машины

В металлургии наибольшее распространение получили конвейерные агломерационные машины непрерывного действия (рис. 8.12).

Основой агломерационной машины является замкнутый рельсовый путь, укрепленный на каркасе. Верхняя ветвь – рабочая, нижняя – холостая. Головная и разгрузочная части рельсового пути образованы дугами окружностей. Конвейер состоит из отдельных спекательных тележек 1, которые движутся по рельсовому пути.

Спекательная тележка (паллета) 1 является наиболее нагруженной частью агломерационной машины. Она имеет цельнолитой или сварной сборный корпус из стали марок 35 или 45. В верхней части прикрепляются борта для удержания шихты. Днище тележек представляет собой колосниковую решетку, на которой происходит спекание агломерата. На верхнем и нижнем путях тележки передвигаются вплотную одна к другой за счет усилия толкания приводных звездочек 7, образуя, таким образом, сплошную колосниковую решетку.

Колосники изготавливают из хромистой стали типа X17, X28 и фиксируют штырями.

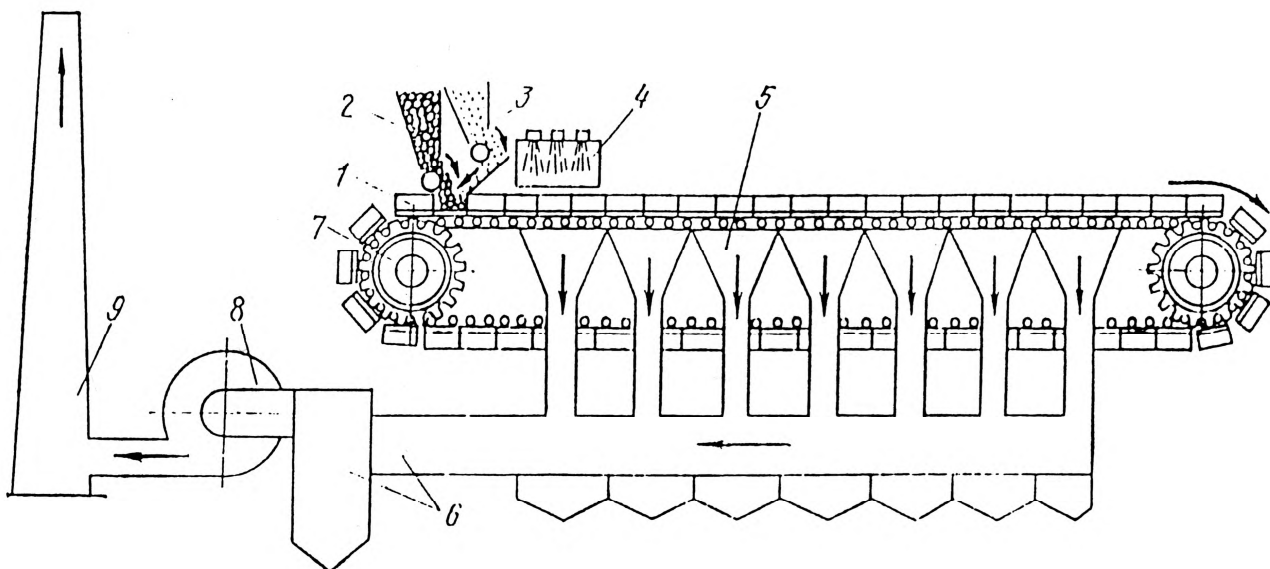


Рис. 8.12. Схема конвейерной агломерационной машины:

1 - тележка с колосниковой решеткой (паллета); 2 - подача крупной шихты (образование постели); 3 - питатель основной шихты (мелкой); 4 - горн для зажигания топлива; 5 - вакуум-камеры для просасывания воздуха через шихту; 6 - пылеуловитель (циклон); 7 - приводная звездочка конвейера; 8 - эксгаустер (центробежная вакуумная машина); 9 - дымовая труба

Для очистки колосников от мелочи и пригаров используют специальные механизмы отстукивания колосников, которые устанавливают на холостой ветви конвейера. Например, это могут быть кольца, свободно висящие на приводном валу и отрывающиеся от него под действием центробежной силы.

Роликовые опоры тележек выполняют на подшипниках качения с густой закладной смазкой. Чтобы тележки не выходили из зацепления со звездочками на дугообразных участках рельсового пути, устанавливают дополнительные направляющие для роликовых опор (катков).

Герметичность стыка рам тележек с вакуумными камерами обеспечивается уплотнительными пластинами, которые посредством пружин прижимаются к направляющим вакуумных камер.

В начале рабочей ветви на колосники тележек загружается тонкий, 30...50 мм, слой постели из крупных кусков шихты 2, закрывающий щели между колосниками и предохраняющий их от перегрева. Затем укладывается основная шихта 3 слоем до 500 мм.

Далее тележки проходят под зажигательным горном 4, который обеспечивает температуру факела в диапазоне 1000...1100°C. Время прохождения тележки под горном не менее 1 мин. Топливо – газ или мазут. Происходит зажигание топлива в шихте и начинается процесс спекания.

Скорость распространения процесса горения внутрь шихты (скорость спекания) – 20...30 мм/мин. Скорость перемещения паллет – 1,0...8,0 м/мин.

Воздух, проходящий через слой шихты, поступает в вакуум-камеры 5 из атмосферы под влиянием разрежения, создаваемого центробежными эксгаустерами 8. Температура отводимых газов – 160...180°C. Пыль улавливается циклоном (пылеуловителем) 6.

Эксгаустеры выпускаются производительностью до 9000 м³/мин. С разрежением воздуха до 12 кПа. Мощность привода до 2500 кВт.

К моменту окончания спекания всего слоя шихты тележки подходят к разгрузочной части рельсового пути, где они переворачиваются колосниками вверх. От общего массива агломерата отрывается кусок равный длине тележки. Сброшенный кусок агломерата проходит через валковую дробилку и поступает на грохот, где отбирается фракция размером от 10 до 40 мм. Куски размером менее 10 мм возвращаются на повторное спекание (возврат).

Средняя температура спекшегося агломерата составляет 500...600°C, а в нижней части может достигать 1200°C.

Спекательная тележка (рис. 8.13) состоит из литого корпуса 1, четырех ходовых 5 и четырех грузовых 4 роликов, установленных на подшипниках 9 и 8, осей 10, бортов 7, двух стальных уплотнительных пластин 2, колосников 3, масленок 11. Корпус отливают из углеродистой стали, борта – из жаропрочного чугуна. Колосники выполняют из штампованными из жаропрочной стали. Ходовыми роликами тележка опирается на направляющие рельсы 6. Захват тележки приводными звездочками осуществляется с помощью грузовых роликов 4.

В цветной металлургии агломерации подвергают все рудное сырье свинцового производства; она находит широкое применение в металлургии никеля, меди и цинка. В зависимости от конструкции и принципа действия агломерационные машины разделяют на карусельные и ленточные. В настоящее время наибольшее распространение получили агломерационные машины ленточного (конвейерного) типа.

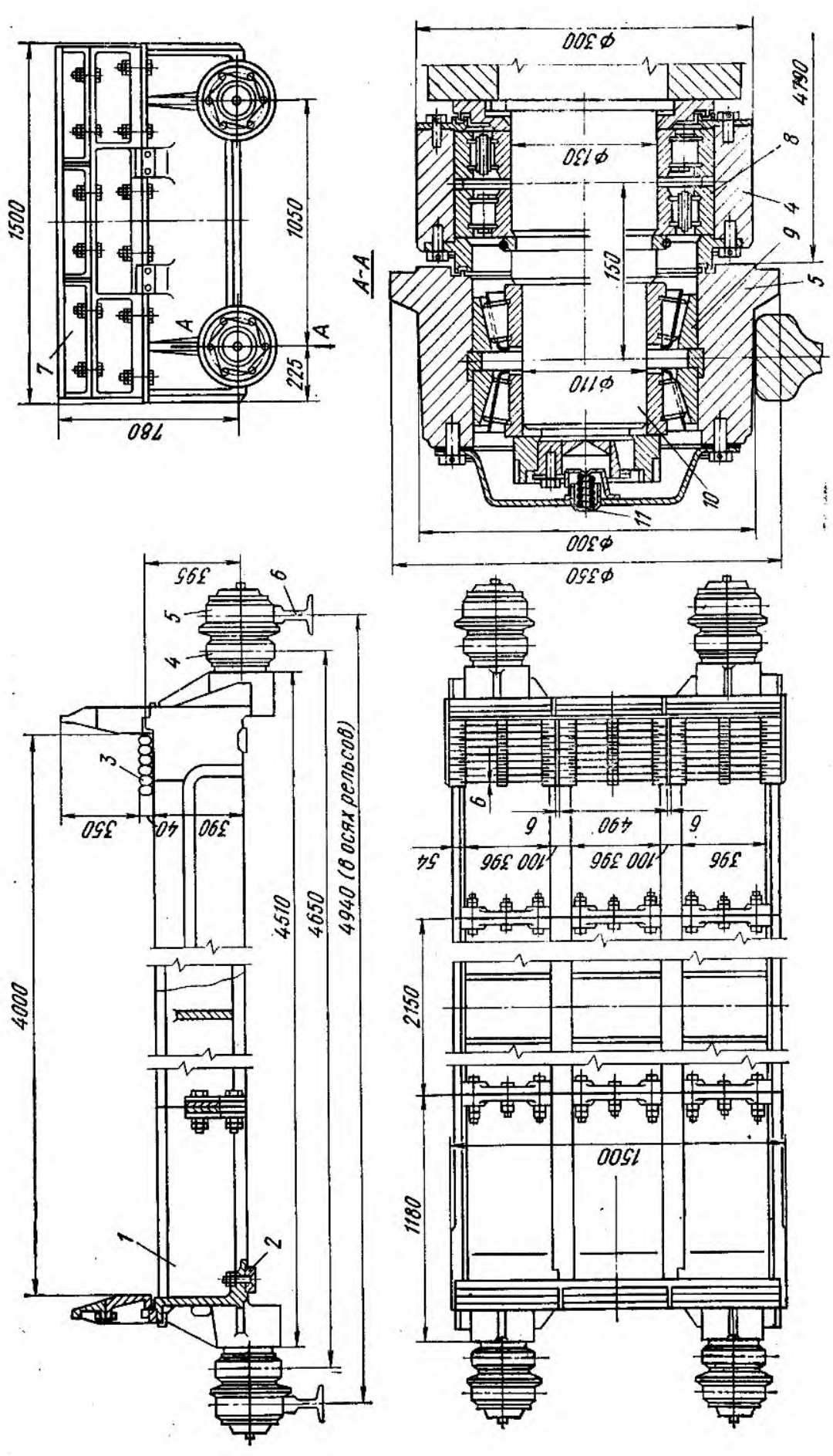


Рис. 8.13. Спекательная тележка агломерационной машины: 1 — корпус, 2 — уплотнительные пластины, 3 — колосники, 4 — грузовые ролики, 5 — ходовые ролики, 6 — направляющие, 7 — борта, 8 и 9 — подшипники, 10 — оси, 11 — масленки

В зависимости от способа подвода воздуха к спекательным тележкам конвейерные агломерационные машины разделяют на вакуумные машины (машины с прососом воздуха), в которых воздух просачивается через слой шихты за счет разрежения, создаваемого вакуум-камерами, и дутьевые машины (машины с нижним дутьем), в которых сжатый воздух подается под шихту или колосники (рис. 8.14).

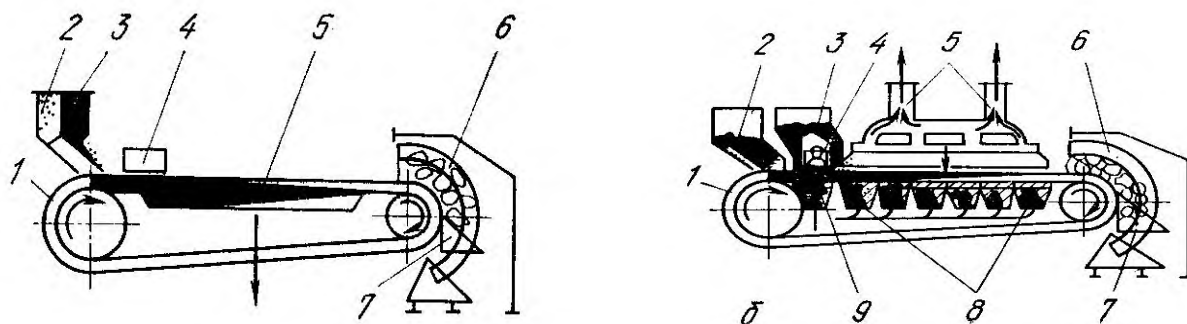


Рис. 8.14. Схемы вакуумной (а) и дутьевой (б) агломерационных машин:
 1 – лента с паллетами, 2 – питатель постели, 3 – питатель шихты, 4 – зажигательный горн, 5 – газоотводящая система, 6 – разгрузочная часть, 7 – отсеивающее устройство для агломерата, 8 – дутьевые камеры, 9 – вакуум-камера для зажигательного горна

Прямолинейная конвейерная агломерационная машина состоит из ленты 1 с расположенными на ней спекательными тележками (паллетами), загрузочного устройства, содержащего питатели постели (крупной фракции шихты) 2 и остальной части шихты 3, зажигательного устройства 4 для воспламенения присутствующего в шихте твердого топлива или серы, газоотводящей системы 5, разгрузочного устройства 6 с отсекающим устройством 7 для снятия пригоревшего к колосникам агломерата. Отвод газообразных продуктов горения в вакуумной машине (рис. 8.14,а) осуществляется с помощью вакуум-камер, соединенных с эксгаустером и расположенных непосредственно под движущимися спекательными тележками. В дутьевой машине (рис. 8.14, б) сжатый воздух подается в горячий слой шихты через дутьевые камеры, расположенные по всей длине рабочей части машины, и удаляется с помощью газоотводящей системы, установленной над рабочей частью конвейера. Под горном установлена вакуум-камера для удаления продуктов горения посредством просасывания воздуха.

Производительность Π , т/ч. агломерационной машины равна

$$\Pi = 60 \cdot k \cdot B \cdot h \cdot U \cdot \rho ,$$

Здесь $k = 0,4 \dots 0,6$ – коэффициент выхода годной продукции; B и h – ширина и высота слоя шихты, м; $\rho = 2,5 \dots 3,0$ т/м³ – насыпная масса шихты, т/м³; U – скорость конвейера, м/мин, которая определяется по формуле

$$U = \frac{L \cdot c}{h},$$

где L – длина колосниковой решетки (длина горизонтальной ветви конвейера), м; h – толщина слоя шихты, мм; $c = 20 \dots 30$ мм/мин – скорость спекания.

Расчет мощности привода агломерационной машины аналогичен расчету мощности привода ленточного конвейера; её величина, в основном, зависит от сопротивления передвижения паллет на горизонтальных верхних направляющих и подъемом паллет приводными звездочками.

Тяговое усилие звездочек (рис. 8.15), необходимое для преодоления сопротивления движению паллет на горизонтальном участке, можно определить по формуле

$$F_3 = f_{np} \cdot [q_{п} \cdot (z_1 + z_2 + z_3) + q_{ш} \cdot (z_2 + z_3) + (p_{п} \cdot B_{вк} - 2 \cdot p_{уп} \cdot b_{уп}) \cdot l_{п} \cdot z_3] + 2 \cdot p_{уп} \cdot b_{уп} \cdot l_{п} \cdot z_3 \cdot f_{уп}$$

Здесь f_{np} – приведенный коэффициент трения паллеты; $q_{п}$ – сила тяжести одной паллеты, Н; $q_{ш}$ – сила тяжести шихты, размещенной в одной паллете, Н; $Z_1 = 2$ – число паллет без шихты; $Z_2 = 2 \dots 3$ – число паллет с шихтой, расположенных вне вакуум-камер; Z_3 – число паллет с шихтой, расположенных над вакуум-камерами; $p_{п}$ – разрежение под паллетами, Па; $p_{уп} = (1,5 \dots 2) \cdot p_{п}$ – давление на контактных поверхностях уплотнения, Па; $B_{вк}$ – ширина вакуум-камеры по уплотнительным пластинам, м; $b_{уп}$ – ширина уплотнительной пластины, м; $l_{п}$ – длина паллеты, м; $f_{уп} = 0,5$ – коэффициент трения в уплотнении.

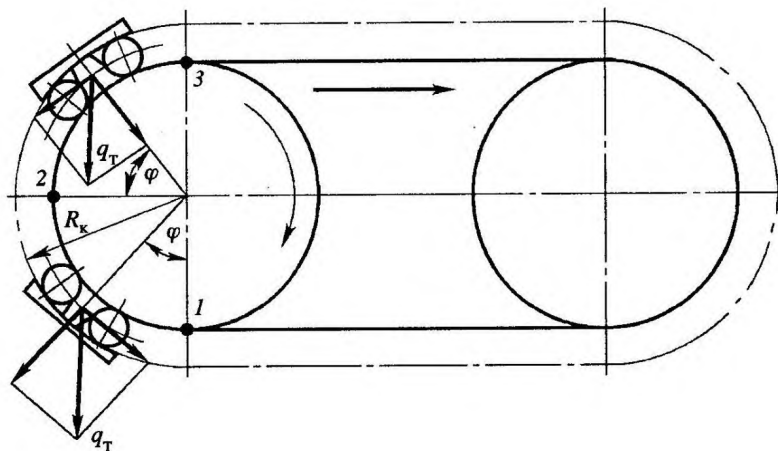


Рис. 8.15. Схема к расчету мощности привода конвейерной агломерационной машины

Приведенный коэффициент трения паллеты равен

$$f_{\text{пр}} = (f \cdot d + 2 \cdot \mu) \cdot K_{\text{реб}} / D_{\text{рол}}$$

где f – коэффициент трения в подшипниках ходового ролика; d – диаметр цапфы подшипника ходового ролика, м; μ – коэффициент трения качения ходового ролика по рельсу, м; $K_{\text{реб}} = 2$ – коэффициент, учитывающий трение реборд ходового ролика о рельс; $D_{\text{рол}}$ – диаметр ходового ролика, м.

Для реальных конструкций ходовых роликов величина приведенного коэффициента трения паллеты $f_{\text{пр}} = 0,01 \dots 0,04$.

Высота и ширина слоя шихты с площадью спекания не более 85 м^2 обычно составляют $B = 2,5 \text{ м}$ и $h = 0,3 \text{ м}$; при большей площади спекания – $B = 4 \text{ м}$ и $h = 0,35 \text{ м}$. Тогда сила тяжести шихты для машин с площадью спекания не более 85 м^2 будет равна $q_{\text{ш}} = 7,35 \cdot \rho_{\text{ш}}$, а для машин с большей площадью спекания – $q_{\text{ш}} = 13,7 \cdot \rho_{\text{ш}}$, где $\rho_{\text{ш}}$ – насыпная масса шихты, кг/м^3 .

Сопrotивление передвижению паллет, вызываемое их подъемом, складывается из двух частей (рис. 8.13): 1) участок 1-2, на котором паллеты располагаются по кольцевой направляющей и перемещаются зубьями звездочки; 2) участок 2-3, на котором паллета держится (висит) на звездочке.

На участке 1-2 момент сил сопротивления одной паллеты равен

$$M_1 = q_{\text{ш}} \cdot (f_{\text{пр}} \cdot R_{\text{к}} \cdot \cos \varphi + R_{\text{зв}} \cdot \sin \varphi)$$

где $f_{\text{пр}}$ – приведенный коэффициент трения; $R_{\text{к}}$ – радиус кольцевого рельса, м; $R_{\text{зв}}$ – радиус делительной окружности звездочки, м.

Из рис. 8.13 видно, что радиусы кольцевого рельса $R_{\text{к}}$ и делительной окружности звездочки $R_{\text{зв}}$ связаны зависимостью $R_{\text{к}} = R_{\text{зв}} + 0,5 \cdot D_{\text{рол}}$. Анализ конструкций отечественных конвейерных агломерационных машин показывает, что $R_{\text{к}} \cong 1,07 \cdot R_{\text{зв}}$.

Радиус делительной окружности звездочки выбирается таким, чтобы на участке 1-2 разместилось три паллеты. Тогда центральные углы этих паллет будут равны: $\varphi_1 = 15^\circ$, $\varphi_2 = 45^\circ$, $\varphi_3 = 75^\circ$. Следовательно, полный момент всех паллет на участке

$$\begin{aligned} M_{1-2} &= q_{\text{ш}} \cdot \left(f_{\text{пр}} \cdot R_{\text{к}} \cdot \sum_{i=1}^3 \cos \varphi_i + R_{\text{зв}} \cdot \sum_{i=1}^3 \sin \varphi_i \right) \\ &= 1,93 \cdot q_{\text{ш}} \cdot (f_{\text{пр}} \cdot R_{\text{к}} + R_{\text{зв}}) \end{aligned}$$

На участке 2-3 паллета держится на звездочке, и поэтому момент сил сопротивления одной паллеты равен

$$M_2 = q_{\text{ш}} \cdot R_{\text{зв}} \cdot \cos \varphi_i$$

Для всех паллет момент сопротивления на участке 2-3 будет

$$M_{2-3} = q_{\text{п}} \cdot R_{\text{зв}} \cdot \sum_{i=1}^3 \cos \varphi_i = 1,93 \cdot q_{\text{п}} \cdot R_{\text{зв}}$$

Полный момент сопротивления движению звездочки равен

$$M_{1-3} = M_{1-2} + M_{2-3} = 1,93 \cdot q_{\text{п}} \cdot (f_{\text{тр}} \cdot R_{\text{к}} + 2 \cdot R_{\text{зв}})$$

Принимая приведенный коэффициент трения паллеты $f_{\text{пр}} = 0,01$ и учитывая соотношение $R_{\text{к}} \cong 1,07 \cdot R_{\text{зв}}$, получим

$$M_{1-3} \cong 4 \cdot q_{\text{п}} \cdot R_{\text{зв}}$$

Суммарный момент сопротивления движению звездочек равен

$$M_{\Sigma} = M_{1-3} + F_{\text{Г}} \cdot R_{\text{к}}$$

Мощность электродвигателя привода конвейерной агломерационной машины можно определить по формуле

$$P_{\text{дв}} = \frac{1,3 \cdot M_{\Sigma} \cdot n_{\text{зв}}}{9750 \cdot \eta}$$

где M_{Σ} - суммарный момент сопротивления движению звездочек, Н·м; $n_{\text{зв}}$ - частота вращения звездочек, об/мин; $\eta = 0,8 \dots 0,9$ - к.п.д. привода; коэффициент 1,3 учитывает неучтенные потери мощности.

Технические характеристики конвейерных агломерационных машин приведены в табл. 9.1.

Таблица 9.1

Технические характеристики отечественных агломерационных машин

Параметр	Тип агломерационной машины		
	АКМ-50	АКМ-100	АКМ-312
Ширина колосниковой решетки B , м	2,0	2,5	4,0
Длина колосниковой решетки L , м	25	42	78
Площадь спекания, м^2	50,0	100	312
Количество паллет n , шт.	70	106	130
Скорость конвейера U , м/мин	1,1...4,4	1,5...6,0	1,5...7,5
Производительность Π , т/ч	40...90	130	350...450
Мощность привода $P_{\text{эд}}$, кВт	11,0	19,0	85,0
Масса машины G , т	295	650	2630

8.6. Валковые брикетные прессы

Брикетный пресс - машина для брикетирования мелкокусковых материалов путем окускования материала в замкнутом пространстве под действием механических усилий (давлений). Их различают:

- по характеру рабочего процесса - периодического и непрерывного действия;
- по конструкции - столовые, штемпельные, рычажные, валковые (вальцовые), кольцевые и ленточно-вакуумные;
- по принципу прессования - с односторонним и двухсторонним обжатием материала;
- по температуре прессуемого материала - холодного и горячего (до 1050°C) брикетирования;
- по величине удельного давления прессования - брикетные прессы низкого и среднего (20...100 МПа), высокого (100...150 МПа) и сверхвысокого давления (200...500 МПа).

К прессам низкого давления относятся валковые, столовые и ротационные прессы, высокого - штемпельные, сверхвысокого - кольцевые. Валковые, столовые и ротационные брикетные прессы применяют для брикетирования каменных углей, руд и рудных концентратов, отходов производства и др., штемпельные брикетные прессы - для брикетирования молодых бурых углей и торфа, кольцевые - для зрелых бурых углей. В металлургической промышленности используют в основном валковые брикетные прессы.

Валковый брикетный пресс состоит из станины, на которой смонтированы одна или две пары валков, распределительного устройства и привода (рис. 8.16).

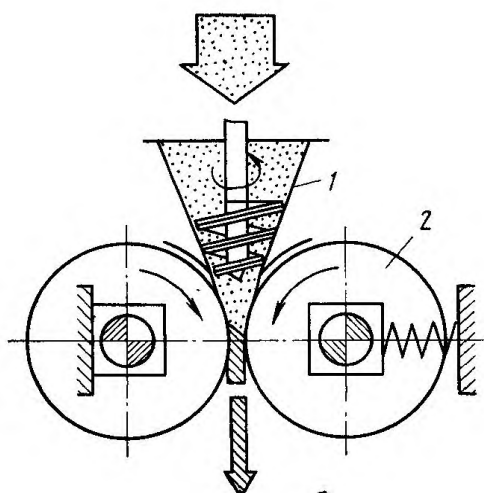


Рис. 8.16. Схема валкового пресса: 1 – шнек, 2 – валки

Подготовленная к прессованию шихта подается в пространство между валками, заполняя ячейки, которые при вращении точно совпадают друг с другом. Прессование в валковом прессе происходит непрерывно в пространстве между вращающимися навстречу друг другу валками. За линией центров (зоной деформации) ячейки расходятся, и готовые брикеты под действием силы тяжести выпадают.

Валки обычно выполняют бандажированными, т.е. на оси валка закрепляют стальные бандажы, на поверхности которых выполнены ячейки в виде различных симметричных полуформ брикетов (рис. 8.17). Для различных производств цветной и черной металлургии применяют различные формы брикетов: шар, эллипсоид, цилиндр, конус, капля и др.

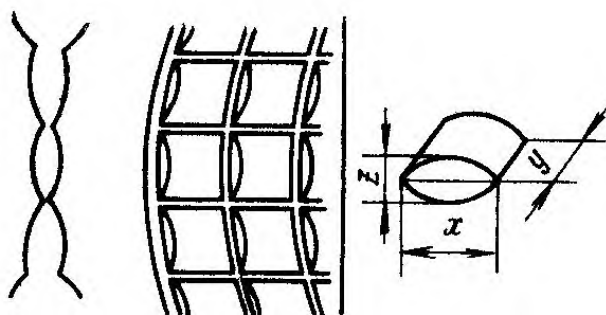


Рис. 8.17. Формирование цилиндрических брикетов между двумя профилированными валками

Применяют также конструкции прессов с ячейками только на одном валке (рис. 8.18).

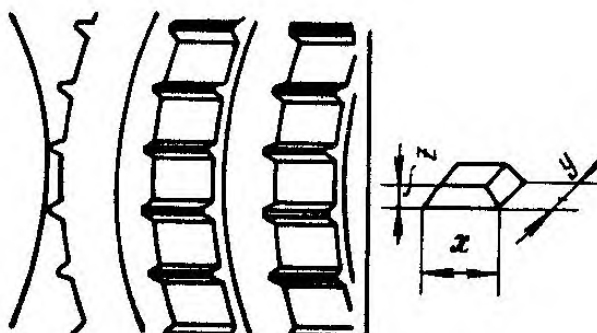


Рис. 8.18. Формирование пирамидальных брикетов между одним профилированным и одним гладким валками

Ячейки могут располагаться линейно или в шахматном порядке; число рядов ячеек – 1...9; число пар валков – 1...2. Обычно один из валков устанавливается неподвижно, а второй имеет возможность перемещаться; в

этом случае прижатие валков обеспечивается гидроцилиндром или иногда пружиной.

Бандажи валков могут быть выполнены сплошными кольцевыми (рис. 8.19) или состоящими из отдельных сегментов (рис. 8.20).



Рис. 8.19. Сплошные кольцевые бандажи валкового брикетного пресса

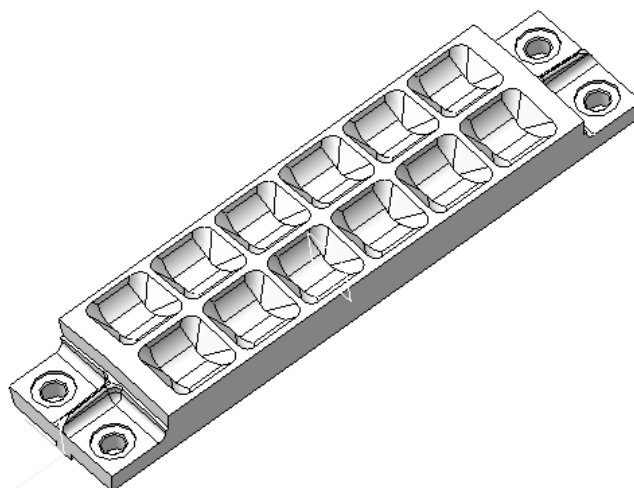


Рис. 8.20. Сегмент бандажа валкового брикетного пресса

Современные валковые прессы, предназначенные для брикетирования руд цветных и черных металлов, развивают давление до 60...80 МПа.

Для увеличения насыпной массы прессуемого материала, повышения давления прессования, сокращения расхода связующих и улучшения физико-механических свойств брикетов над валками устанавливают дозаторы-подпрессовщики, обеспечивающие предварительное уплотнение брикетной шихты и повышающие давление до 100 МПа. Наибольшее распространение получил подпрессовщик, выполненный в виде вертикального или наклонного шнека, расположенного непосредственно над валками пресса (см. рис. 8.3). Применяют также валковый уплотнитель шихты, представляющий собой два гладких валка (рис. 8.21).

Производительность Q , т/ч, валкового пресса определяется по формуле

$$Q = 0,06 \cdot m_{бр} \cdot Z_{яч} \cdot n_{в},$$

где $m_{бр}$ – масса брикета, г; $Z_{яч}$ – число ячеек на одном бандаже; $n_{в}$ – частота вращения валков, об/мин.

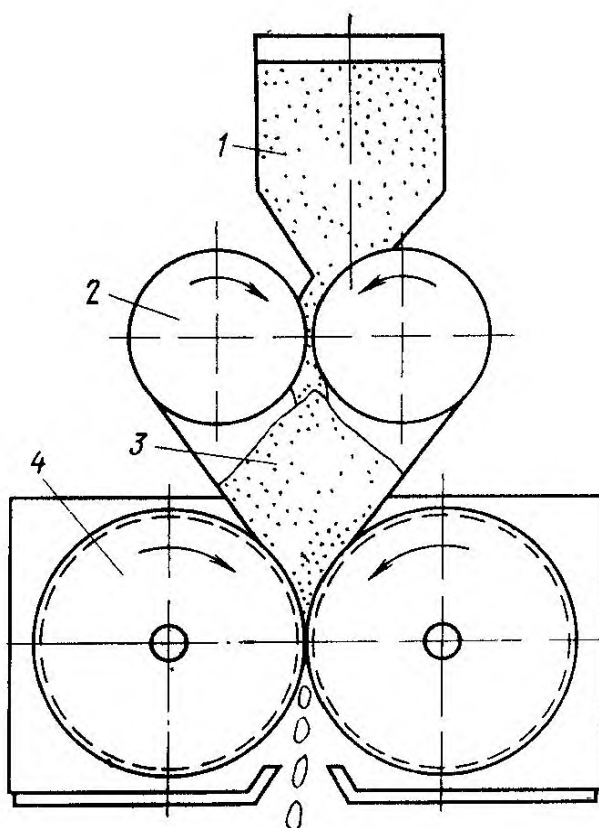


Рис. 8.21. Уплотнитель шихты с двумя гладкими валками:
1 – загрузочный бункер, 2 – гладкие валки, 3 – загрузочная воронка прессы, 4 – рабочие валки с ячейками

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

Контрольные вопросы к Главе 1

1. Что называется рудой?
2. Что называется концентратом?
3. Что понимается под хвостами?
4. Что называется дроблением?
5. Что называется измельчением?
6. Что называется обогащением полезных ископаемых?
7. Какие процессы обогащения называются подготовительными?
8. Какая схема обогащения руды называется технологической?
9. Какая схема обогащения руды называется качественной?
10. Какая схема обогащения руды называется качественно-количественной?
11. В каких единицах измеряется относительная твердость горных пород?
12. Назовите основные способы разрушения твердых материалов при дроблении и измельчении.
13. Классификация дробления в зависимости от конечной крупности кусков.
14. Классификация измельчения в зависимости от крупности помола.
15. Какая машина называется дробилкой?
16. Какая машина называется мельницей?
17. Как оценивается степень дробления (измельчения)?

Контрольные вопросы к Главе 2

1. Что называется дроблением?
2. Какая машина называется дробилкой?
3. Как оценивается степень дробления?
4. Классификация дробления в зависимости от конечной крупности кусков.
5. Объясните принцип работы щековой дробилки.
6. Назовите основные способы разрушения твердых материалов при дроблении в щековой дробилке.
7. Основные типы щековых дробилок в зависимости от характера движения подвижной щеки.
8. Назовите основные параметры щековой дробилки.
9. Что называется углом захвата дробимого материала в щековой дробилке?
10. Какие устройства используют для предохранения щековых дробилок от поломки?
11. От каких факторов зависит производительность щековой дробилки?

Контрольные вопросы к Главе 3

1. Что называется дроблением?
2. Какая машина называется дробилкой?
3. Как оценивается степень дробления?
4. Классификация дробления в зависимости от конечной крупности кусков.
5. Объясните принцип работы конусной дробилки.
6. Назовите основные способы разрушения твердых материалов при дроблении в конусной дробилке.
7. Основные типы конусных дробилок в зависимости от характера закрепления вала подвижного конуса.
8. Назовите основные параметры конусной дробилки.
9. Что называется углом захвата материала в конусной дробилке?
10. Почему в дробилках крупного дробления конус выполнен менее пологим, чем в дробилках мелкого дробления?
11. От каких факторов зависит производительность конусной дробилки?

Контрольные вопросы к Главе 4

1. Что называется дроблением?
2. Какая машина называется дробилкой?
3. Как оценивается степень дробления?
4. Классификация дробления в зависимости от конечной крупности кусков.
5. Объясните принцип работы молотковой дробилки.
6. Назовите основные способы разрушения твердых материалов при дроблении в молотковой дробилке.
7. Основные типы молотковых дробилок в зависимости от конструкции рабочих органов.
8. Назовите основные параметры молотковой дробилки.
9. Что называется углом захвата материала в молотковой дробилке?
10. Опишите конструктивные исполнения рабочего органа.
11. От каких факторов зависит производительность молотковой дробилки?

Контрольные вопросы к Главе 5

1. Что называется дроблением?
2. Какая машина называется дробилкой?
3. Как оценивается степень дробления?
4. Классификация дробления в зависимости от конечной крупности кусков.

5. Объясните принцип работы валковой дробилки.
6. Назовите основные способы разрушения твердых материалов при дроблении в валковой дробилке.
7. Назовите основные типы валковых дробилок.
8. Назовите основные параметры валковой дробилки.
9. Что называется углом захвата материала в валковой дробилке?
10. Почему в валковых дробилках ограничена частота вращения?
11. От каких факторов зависит производительность конусной дробилки?

Контрольные вопросы к Главе 6

1. Что называется измельчением?
2. Какая машина называется мельницей?
3. Как оценивается степень измельчения?
4. Классификация измельчения в зависимости от конечной крупности кусков.
5. Объясните принцип работы барабанной мельницы.
6. Назовите основные способы разрушения твердых материалов при измельчении в мельнице.
7. Типы барабанных мельниц в зависимости от вида дробящихся тел.
8. Назовите основные параметры барабанной мельницы.
9. Какие функции выполняет футеровка?
10. Опишите схемы разгрузки и привода вращения барабанных мельниц.
11. Какая скорость вращения барабана называется критической?
12. От каких факторов зависит производительность барабанной мельницы?

Контрольные вопросы к Главе 7

1. Что называется грохочением?
2. Какая машина называется грохотом?
3. Как оценивается степень измельчения?
4. Деление грохочения в зависимости от конечной крупности кусков.
5. Какие просеивающие поверхности используются в грохотах?
6. Типы грохотов в зависимости от вида рабочих элементов.
7. Что называется живым сечением?
8. Объясните принцип работы колосникового грохота.
9. Какая форма должна быть у поперечного сечения колосников?
10. Объясните принцип работы валкового грохота.
11. Достоинства и недостатки валковых грохотов.
12. Объясните принцип работы барабанного грохота.

13. Схемы многоситовых барабанных грохотов.
14. Достоинства и недостатки барабанных грохотов.
15. Назовите основные типы инерционных грохотов.
16. Принцип работы плоских качающихся грохотов.
17. Принцип работы гирационных (полувибрационных) грохотов.
18. Принцип работы грохота с простым дебалансным вибратором.
19. Принцип работы инерционного виброгрохота.
20. Принцип работы одновального дебалансного инерционного грохота.
21. Принцип работы ротационного грохота.

Контрольные вопросы к Главе 8

1. Какая машина называется смесителем?
2. Объясните принцип работы лопастного смесителя.
3. Достоинства и недостатки лопастного смесителя.
4. Объясните принцип работы барабанного смесителя.
5. Какой режим работы барабанного смесителя используется для перемешивания?
6. Какой режим работы барабанного смесителя используется для окомкования?
7. Объясните принцип работы чашевого окомкователя.
8. Что называется агломерацией?
9. Объясните схемы вакуумной и дутьевой агломерационных машин.
10. Принцип работы конвейерной агломерационной машины.
11. Назначение паллеты и особенности её конструкции.
12. Как осуществляется удаление продуктов горения в вакуумной агломерационной машине?
13. Как осуществляется удаление продуктов горения в дутьевой агломерационной машине?
14. Какие функции выполняют вакуум-фильтры?
15. Принцип работы грохота с простым дебалансным вибратором.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. - М.: Недра, 1980. - 415 с.
2. Басов А.И. Механическое оборудование обогатительных фабрик и заводов тяжелых цветных металлов: Учебник. – М.: Metallurgy, 1984. – 352 с.
3. Донченко А.С., Донченко В.А. Справочник механика рудо-обогатительной фабрики. – М.: Недра, 1975. – 559 с.
4. Лукашкин Н.Д., Кохан Л.С., Якушев А.М. Конструкция и расчет машин и агрегатов металлургических заводов: Учебник. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2003. – 456 с.
5. Машины и агрегаты металлургических заводов. В 3-х томах. Том 1. Машины и агрегаты доменных цехов: Учебник / А.И. Целиков, П.И. Полухин, В.М. Гребник и др. - М.: Metallurgy, 1987. – 440 с.
6. Механическое оборудование заводов цветной металлургии. В 3-х частях. Ч. 1. Д.П.Притыкин. Механическое оборудование для подготовки шихтовых материалов: Учебник. - М.: Metallurgy, 1988. – 392 с.
7. Оборудование для переработки сыпучих материалов: Учебное пособие / В.Я. Борщев, Ю.И. Гусев, М.А. Промтов, А.С. Тимонин. – М.: «Издательство Машиностроение-1», 2006. – 208 с.
8. Шур И.А., Чиченев Н.А., Горбатюк С.М. Машины и агрегаты металлургического производства: Механическое оборудование для подготовки шихтовых материалов к плавке: Курс лекций (гриф УМО). - М.: Издательский дом МИСиС, 2009. – 104 с.

ЗАВОДЯНЫЙ А.В., НЕФЕДОВ А.В., ЧИЧЕНЕВ Н.А., ШУР И.А.

МАШИНЫ И АГРЕГАТЫ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ

Учебник для студентов, обучающихся по специальности 150404 «Металлургические машины и оборудование» и направлениям подготовки бакалавров 150400 «Металлургия» и 151000 «Технологические машины и оборудование», всех форм обучения.

Подписано	в	печать	
01.04.2013			
Формат 60x90	$\frac{1}{16}$	Печать офсетная	Уч.-изд.л.10
Рег.№ 27		Тираж 75 экз.	

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
Новотроицкий филиал
462359, Оренбургская обл., г. Новотроицк, ул. Фрунзе, 8.
E-mail: nfmisis@yandex.ru
Контактный тел. 8 (3537) 679729.

Отпечатано в издательстве Орского гуманитарно-технологического института
(филиала) ОГУ
Оренбургская обл., г.Орск, пр. Мира 15, А.

Контактный тел. 8 (3537) 235654.