

Федеральное агентство по образованию
Уральский государственный технический университет – УПИ



В.Б. Пономарев
А.Б. Лошкарев

ЩЕКОВЫЕ И КОНУСНЫЕ ДРОБИЛКИ

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО КУРСОВОМУ ПРОЕКТИРОВАНИЮ

Учебное электронное текстовое издание
Научный редактор: проф., канд. техн. наук В.Я. Дзюзер

Методические указания разработаны в соответствии с учебным планом специальности 270101 – Механическое оборудование и технологические комплексы предприятий строительных материалов, изделий и конструкций для студентов очной и заочной форм обучения, а также рекомендованы для специальностей: 240304 – Химическая технология тугоплавких неметаллических и силикатных материалов; 270106 – Производство строительных материалов, изделий и конструкций.

© ГОУ ВПО УГТУ–УПИ, 2008

Екатеринбург
2008

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ.....	3
2. КЛАССИФИКАЦИЯ ДРОБИЛЬНО-ПОМОЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ.....	7
3. ЩЕКОВЫЕ ДРОБИЛКИ.....	10
3.1. Описание щековых дробилок.....	10
3.2 Расчет технологических параметров щековой дробилки.....	12
3.3 Расчет основных деталей на прочность.....	28
4. КОНУСНЫЕ ДРОБИЛКИ.....	39
4.1. Описание конструкции.....	39
4.2. Расчет технологических параметров конусных дробилок крупного дробления.....	41
4.3. Определение усилий, возникающих при дроблении в конусных дробилках крупного дробления.....	52
4.4. Расчет технологических параметров конусных дробилок среднего и мелкого дробления.....	54
4.5. Определение усилий, возникающих при дроблении в конусных дробилках мелкого и среднего дробления.....	61
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	64
ПРИЛОЖЕНИЕ А.....	65

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Под измельчением понимается последовательный ряд операций, имеющих целью уменьшить размер кусков твердого материала от начального до конечного, необходимого для промышленного использования.

Процесс измельчения материалов принято разделять на две стадии: дробление и помол. В свою очередь процессы дробления в зависимости от крупности исходного куска или крупности промежуточного продукта подразделяются на крупное, среднее и мелкое дробление. При помоле различают стадии грубого, тонкого и сверхтонкого помола (табл. 1.1).

Таблица 1.1

Категории дробления и помола

Дробление		Помол	
Крупное	100–300 мм	Грубый	5–0,1 мм
Среднее	40–100 мм	Тонкий	0,1–0,05 мм
Мелкое	5–40 мм	Сверхтонкий	Менее 0,05 мм

Различие между мельницей и дробилкой состоит в том, что в мельнице поверхности мелющих тел, как правило, могут соприкасаться и между ними размещается измельчаемый материал, тогда как в дробилке эти поверхности по самой конструкции машины отстоят друг от друга.

Различают следующие основные способы измельчения.

1. Раздавливание. При раздавливании кусок материала зажимается между двумя поверхностями и раздавливается при сравнительно медленном нарастании давления.

2. Удар. Материал измельчается путем:

- удара по куску материала, лежащему на какой-либо поверхности;
- удара быстро движущейся детали (молотка, била) по куску материала;
- удара куска материала, движущегося с относительно большей скоростью, о неподвижную плиту;
- удара кусков материала друг о друга.

3. Истирание. Материал измельчается путем трения между движущимися поверхностями или мелющими телами различной формы, а также при трении кусков (частиц) материала друг о друга.

4. Раскалывание. Кусок материала измельчается в результате раскалывающего действия клиновидных тел.

Удельный расход энергии на единицу получаемой продукции является одним из основных технико-экономических показателей дробильно-помольных машин.

Под законами дробления понимают зависимость работы, затраченной на дробление, от результата дробления (измельчения), т. е. от крупности продукта.

Для определения энергии, требуемой для измельчения, известны четыре основных закона измельчения [2].

П. Риттингер (1867), рассматривая разделение одиночного куба на более мелкие, предположил, что работа, затраченная на такое разделение, прямо пропорциональна вновь образованной поверхности. Закон поверхностей, предложенный им, формулируется в следующем виде: «Работа, затраченная при дроблении, прямо пропорциональна поверхности кусков продукта, полученной в процессе дробления» $A_{y\partial} = k \cdot \Delta S_{y\partial}$,

где k – коэффициент пропорциональности, Нм/м²;

$\Delta S_{y\partial}$ – величина вновь образованной поверхности, м².

При дроблении кубического куска размером D с определенной степенью дробления i вновь образованная поверхность будет

$$\Delta S_{y\partial} = 6 \left(\frac{D}{i} \right)^2 \frac{D^3}{\left(\frac{D}{i} \right)^3} - 6D^2 = 6D^2(i-1),$$

где $\frac{D}{i}$ – размер кубического куска дробленого продукта;

$\frac{D^3}{\left(\frac{D}{i}\right)^3}$ – число кубических кусков, образовавшихся при дроблении из исходного куска.

Работа дробления одного куска будет равна

$$A_{y\partial} = k \cdot \Delta S_{y\partial} = 6k(i-1)D^2 = k_R D^2.$$

Закон дробления Кика-Кирпичева (1874) гласит: «Подобным деформациям геометрически подобных и физически одинаковых тел соответствуют работы, пропорциональные объемам тел».

$$A = \frac{\sigma_{сж}^2 V}{2E},$$

где A – работа деформации, Нм;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности, Н/м²;

E – модуль упругости при сжатии, Н/м².

Если принять $k_K = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E}$ – коэффициент пропорциональности, то форму-

лу можно записать как

$$A = k_K V = k_K D^3,$$

где k_K – коэффициент пропорциональности, Нм/м³;

V – объем кубического куска с ребром D .

П.А. Ребиндер (1941) объединил предложения Риттингера и Кика-Кирпичева, обоснованно полагая, что разрушение наступает после деформации куска и полная работа дробления равна сумме работы деформации и работы образования новых поверхностей:

$$A = A_{\text{д}} + A_{\text{п}} = k_K D^3 + k_R D^2.$$

Ф. Бонд (1951), также полагая, что полная работа должна включать работу деформации и образования новых поверхностей, предложил считать работу дробления одного куска пропорциональной среднему геометрическому из объема и поверхности куска

$$A = A_{\text{д}} + A_{\text{п}} = k_B \sqrt{D^3 D^2} = k_B D^{2,5}.$$

Таким образом, работа дробления одного куска материала при определенной степени измельчения может быть выражена формулами:

- по Кирпичеву $A = K_K D^3$;
- по Риттингеру $A = K_P D^2$;
- по Бонду $A = K_B D^{2,5}$.

Анализируя вышеприведенные законы, следует отметить, что ни один из них не дает точного представления о разрушении материала. Закон Риттенгера учитывает степень измельчения, обусловленную приростом вновь образуемых поверхностей, но до настоящего времени еще не определена единичная работа, соответствующая единице прироста поверхности для различных материалов.

Закон Кирпичева учитывает работу деформации до момента получения первой трещины, но не учитывает степень измельчения.

По закону Ребиндера учитываются степень измельчения и работа деформации, но не указаны методы определения количества циклов повторения знакопеременных усилий для полного разрушения материала.

При этом все рассмотренные гипотезы основываются на процессе измельчения тел правильной геометрической формы под действием равномерно распределенных сжимающих нагрузок, фактически же разрушение материала происходит под действием сосредоточенных нагрузок. Поэтому применение за-

конов для расчета дробильно-помольных машин затруднено и требует введения дополнительных поправочных коэффициентов.

Считается, что при тонком помоле различных материалов лучше пользоваться законом Ритингера (поверхностная гипотеза), при крупном дроблении желательнее использовать закон Кирпичева (объемная гипотеза), а при мелком дроблении и грубом помоле больше подходит закон Бонда.

2. КЛАССИФИКАЦИЯ ДРОБИЛЬНО-ПОМОЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Дробильно-помольные машины чрезвычайно разнообразны и могут быть классифицированы по принципу действия и конструктивным особенностям:

- *щековые дробилки* с простым (рис. 2.1, а) и сложным (рис. 2.1, б) движением подвижной щеки. Первые измельчают материал раздавливанием, а вторые – раздавливанием и истиранием при периодическом приближении подвижной щеки к неподвижной;

- *конусные дробилки* с подвижным валом (рис. 2.1, в) и с неподвижной осью (рис. 2.1, г). Эти дробилки измельчают материал раздавливанием и изгибом при постоянном приближении к неподвижному конусу поверхности подвижного конуса, который совершает поступательные движения в горизонтальной плоскости или круговые движения, эксцентричные относительно внутренней поверхности неподвижного конуса;

- *валковые дробилки* (рис. 2.1, д) измельчают материал в основном раздавливанием, частично истиранием, ударом или изгибом между двумя вращающимися навстречу друг другу валками с гладкой, рифленой, ребристой или зубчатой поверхностями;

- *бегуны* (рис. 2.1, е) измельчают материал раздавливанием и истиранием между цилиндрической поверхностью катков и плоской поверхностью чаши;

- *дезинтеграторы* (рис. 2.1, ж) измельчают материал ударами быстро вращающихся жестко закрепленных молотков – бил;

• *молотковые и роторные дробилки* (рис. 2.1, з) измельчают материал ударами и частично истиранием быстро вращающихся шарнирно или жестко закрепленных молотков;

• *кольцевые мельницы* (рис. 2.1, и) измельчают материал раздавливанием и истиранием между криволинейными поверхностями – кольцевой дорожкой и роликами или шарами;

• *барабанные вращающиеся* (рис. 2.1, к) и *вибрационные* (рис. 2.1, л) *мельницы* измельчают материал ударами и истиранием свободно падающих мелющих тел, последние поднимаются во вращающемся барабане под действием центробежной силы, а в вибрационных мельницах – в результате вибрации барабана.

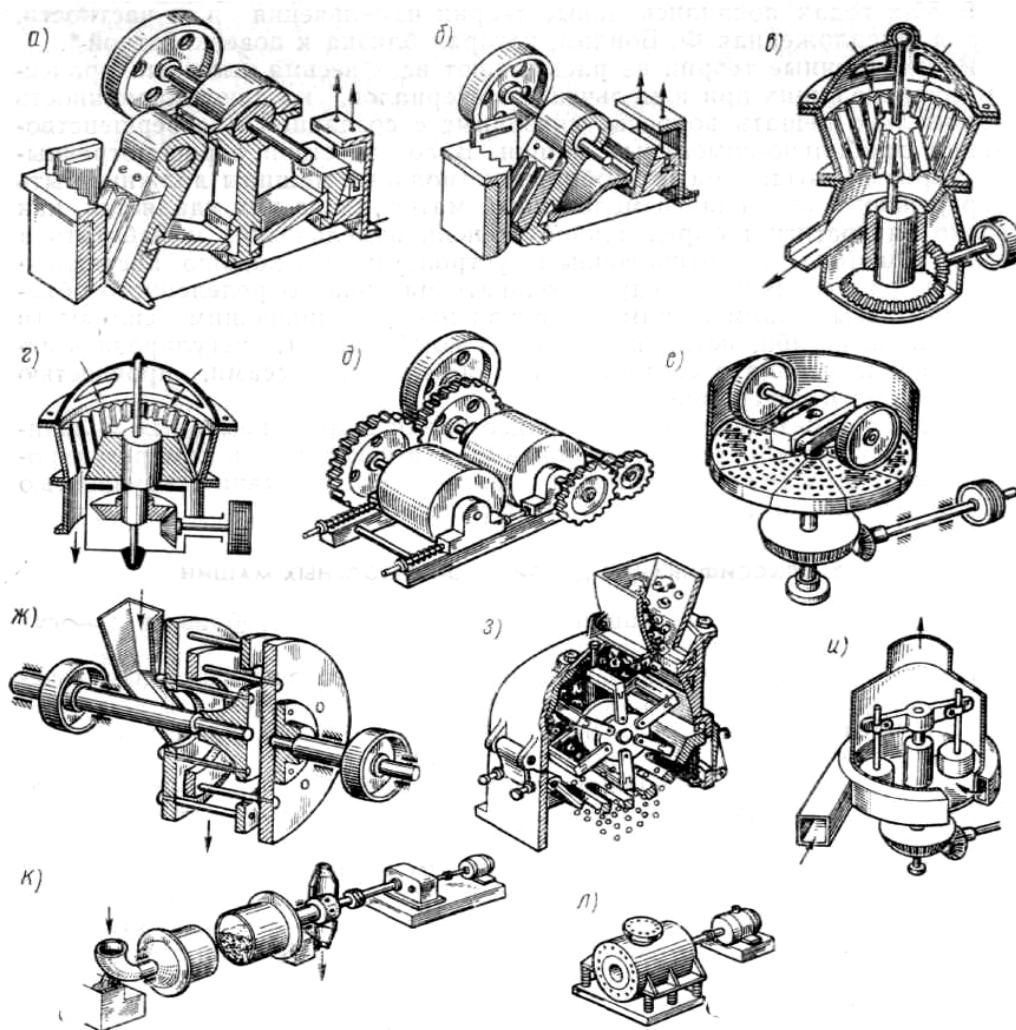


Рис. 2.1. Схемы дробильно-помольных машин

Материал измельчается мокрым (в виде пульпы) и сухим способами в замкнутом и открытом цикле.

При замкнутом цикле измельченный материал направляется в сортировочные устройства, откуда куски или частицы недостаточной тонкости возвращаются для повторного измельчения, а материал с необходимой величиной частиц используется по назначению.

При открытом цикле измельченный материал направляется в машины или аппараты для дальнейшей переработки или используется как готовый продукт.

Первоначально при выборе типа дробилки можно ориентироваться на производительность и крупность готового продукта дробления (табл. 2.1).

Таблица 2.1

Производительность дробилок разных типов

Тип дробилки	Крупность питания, мм	Крупность готового продукта, мм	Производительность, т/час
Щековая среднего дробления	до 400	60–125	20–65
Щековая крупного дробления	650–1100	100–300	300–500
Конусная мелкого дробления	30–350	10–55	13–250
Конусная среднего дробления	300–800	100–170	100–500
Конусная крупного дробления	до 1300	350	2000–3000
Валковая (гладкие валки)	40–75	2–14	10–85
Валковая (зубчатые валки)	до 1200	2–14	до 700
Молотковая	100–300	13–45	6–200
Роторная	до 600	23–183	150–500

3. ЩЕКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

3.1. Описание щековых дробилок

Щековые дробилки применяют для крупного и среднего дробления материалов твердых и средней твердости.

Дробилки с простым движением подвижной щеки

Дробилки с простым движением подвижной щеки (прил., табл. п.1) имеют цельнолитую или сборную станину. Дробящие плиты изготавливают из марганцовистой стали (с содержанием 12–14 % Mn) или отбеленного чугуна, в большинстве составными с криволинейной поверхностью и параллельной зоной внизу.

Криволинейная поверхность плит способствует созданию лучших условий для разрушения материала, удлинению срока службы плит и увеличению производительности дробилок на 10–20 %, а параллельная зона повышает однородность продукта дробления. Рифление плит характеризуется отношением высоты зуба к шагу (расстоянию между вершинами гребней) и принимается от 1 : 4 до 1 : 2. Чем меньше шаг зубьев, тем мельче и однороднее продукт дробления. Зубья одной плиты должны находиться против впадин другой, что обеспечивает изгиб материала. Хорошо себя показали так же дробилки без рифления поверхностей, они имеют наименьший износ и более однородный продукт дробления.

Эксцентриковый вал изготавливают из специальных сталей – хромоникелевой, хромомолибденовой или ванадиевой, а для небольших машин – из Ст 5.

Включение дробилки осуществляют с центрального пульта управления. При вращении эксцентрикового вала, когда шатун движется вверх, угол между распорными плитами увеличивается, подвижная щека, описывая дуги окружности, перемещается к неподвижной и дробит материал раздавливанием. При движении шатуна вниз угол между распорными плитами уменьшается, подвижная щека под действием собственной массы и оттяжного устройства отходит от неподвижной щеки, и раздробленный материал выпадает из дробилки.

В щековых дробилках материал дробится только в течение одной половины оборота эксцентрикового вала. Для выравнивания работы щековой дробилки служат маховики, которые накапливают энергию во время отхода щеки и отдают ее в период дробления. Дробилки с верхним подвесом и простым движением подвижной щеки дают неодинаковый продукт дробления. Однако у этих дробилок на эксцентриковом валу возникают нагрузки меньшие, чем у дробилок других конструкций.

Дробилки со сложным движением подвижной щеки

В дробилке со сложным движением точки поверхности подвижной щеки описывают в средней части замкнутые эллипсы, в верхней части – кривые, близкие к окружностям, а в нижней части – дуги, близкие к прямым линиям. Поэтому в таких дробилках материал измельчается не только раздавливанием, но и истиранием. Продольное перемещение подвижной щеки способствует продвижению материала вниз и увеличению производительности дробилки.

Эти дробилки имеют меньшие габаритные размеры и массу, чем дробилки с простым движением щеки при одинаковой производительности. Такие дробилки имеют большой износ дробящих плит, поэтому их применение в промышленности ограничено.

Дробилки с комбинированным движением подвижной щеки

Дробилки с комбинированным движением подвижной щеки имеют два эксцентриковых вала; на один надета подвижная щека, а на другой – шатун. Подвижная щека получает не только сложные движения, но и колебательные движения, имеет большой ход, как в верхней, так и в нижней частях дробилки, что оказывает существенное влияние на увеличение ее производительности.

Б.В. Клушанцевым [4] установлено, что дробилки с комбинированным движением щеки при прочих равных условиях имеют:

- а) производительность на 40–50 % выше дробилок с простым движением щеки;

б) вертикальную проекцию хода подвижной щеки, определяющую интенсивность ее износа в 2,5–3 раза меньше по сравнению с дробилками со сложным движением щеки;

в) удельную производительность примерно на 25 % больше.

Основные тенденции проектирования новых типов дробилок в мировой практике следующие:

- отказ от применения дробилок со сложным движением щеки (из-за большого износа);
- вынесение оси подвеса подвижной щеки в центр зоны дробления, что минимизирует вертикальную составляющую хода щеки и минимизирует износ дробящих плит.

3.2 Расчет технологических параметров щековой дробилки

Исходными данными для расчета щековых дробилок являются максимальная крупность кусков в исходном материале D_{\max} , требуемая максимальная крупность готового продукта d_{\max} , прочность материала и производительность Q .

Определение угла захвата

Углом захвата щековых дробилок называется угол между неподвижной и подвижной щеками. Этот угол при работе дробилки изменяется вследствие качаний подвижной щеки (рис. 3.1). В положении OB , при наибольшем сближении щек, угол α_2 немного больше угла α_1 в положении OB_1 при наибольшем удалении щек. Такими незначительными изменениями величины угла захвата пренебрегают и считают его равным углу при сближенных щеках.

Величина угла захвата изменяется при регулировках ширины выходной щели. Уменьшение ширины сопровождается увеличением угла захвата, а увеличение ширины – его уменьшением.

Следовательно, при увеличении угла захвата должна увеличиваться степень дробления и уменьшаться производительность дробилки.

Раздавливаемый между щеками кусок находится под действием следующих сил (см. рис. 3.1 и 3.2):

P – давление подвижной щеки;

P_1 – реакция неподвижной щеки;

fP – сила трения куска по подвижной щеке;

fP_1 – сила трения куска по неподвижной щеке;

f – коэффициент трения скольжения между куском и щеками.

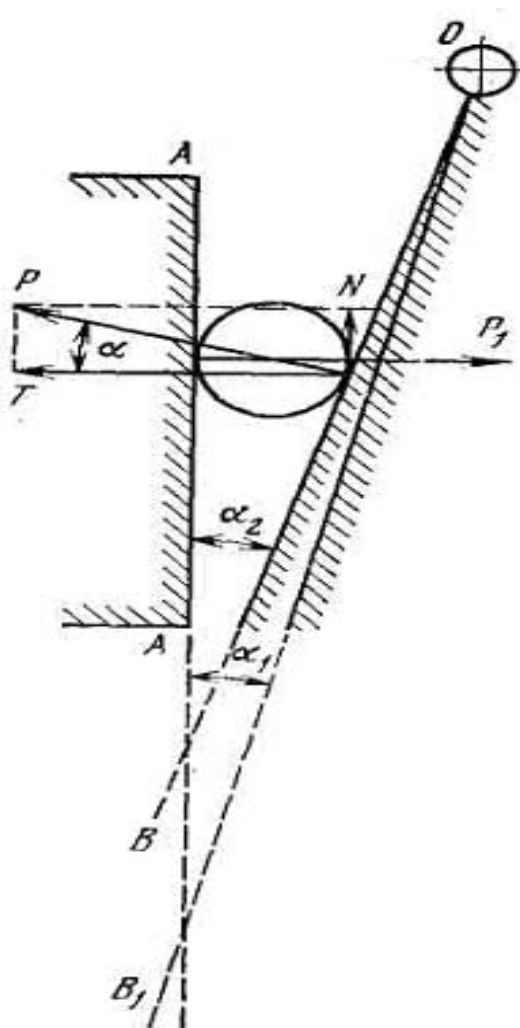


Рис. 3.1. Угол захвата щековой дробилкой

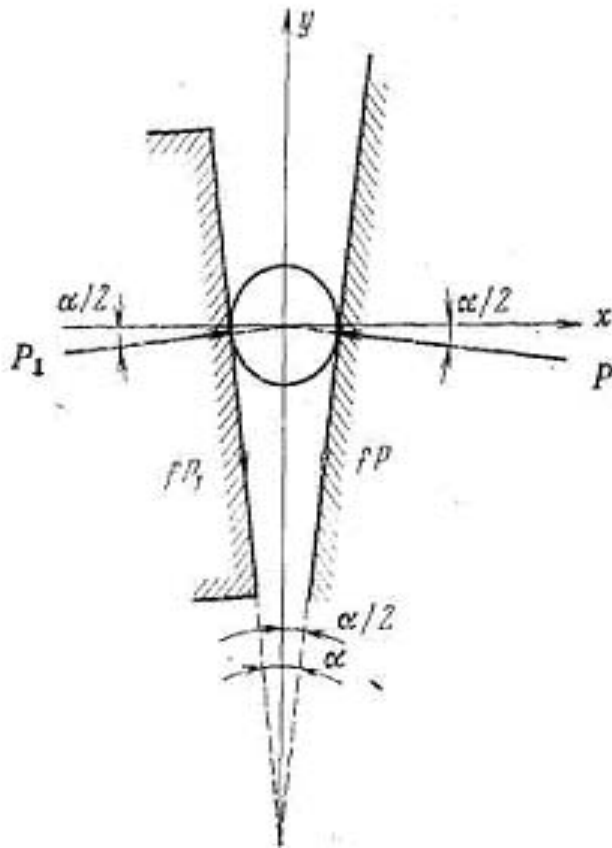


Рис. 3.2. Равновесие куска, зажатого между щеками дробилок

Сила тяжести куска, вследствие ее малости в сравнении с силами P и P_1 давления щек, не учитывается.

Силу P можно разложить на составляющие: горизонтальную T и направленную вверх вертикальную N . Вертикальная составляющая стремится вытолкнуть дробимый кусок вверх, заставив его скользить вдоль поверхностей щек. Следствием такого выталкивания является возникновение сил трения fP и fP_1 , препятствующих выталкиванию куска. Вертикальная составляющая определяется равенством $N = P \cdot \sin \alpha$.

Отсюда следует вывод, что угол захвата α не может превышать некоторого предельного значения. При углах захвата, превышающих этот предел, выталкивающая сила настолько велика, что силы трения куска о поверхности щек становятся недостаточными для удержания его в камере дробления, и он смещается вверх. Дробилка в таких условиях работать не будет.

Предельным углом захвата будет такой угол, при котором выталкивающая сила полностью уравновесится возникающими силами трения. Значение предельного угла захвата, так же, как и значение сил трения, определяется при данном давлении дробящих щек только коэффициентом трения скольжения между кусками дробимого материала и поверхностями щек.

Рассмотрим равновесие куска, зажато между щеками в рабочем пространстве дробилки (рис. 3.2). Начало координат поместим в центре куска, и ось ординат совместим с биссектрисой угла захвата. Если α_0 – предельный угол захвата, то кусок находится в равновесии и сумма проекций действующих на него сил на любые координатные оси равняется нулю:

$$\sum x = -P \cos \frac{\alpha_0}{2} + P_1 \cos \frac{\alpha_0}{2} - fP \sin \frac{\alpha_0}{2} + fP_1 \sin \frac{\alpha_0}{2} = 0;$$

$$P_1 \left(\cos \frac{\alpha_0}{2} + f \sin \frac{\alpha_0}{2} \right) = P \left(\cos \frac{\alpha_0}{2} + f \sin \frac{\alpha_0}{2} \right); \quad P_1 = P;$$

$$\sum y = P \sin \frac{\alpha_0}{2} + P_1 \sin \frac{\alpha_0}{2} - fP \cos \frac{\alpha_0}{2} - fP_1 \cos \frac{\alpha_0}{2} = 0 \quad (3.1)$$

Подставляя $P_1 = P$ в уравнение (3.1), получаем

$$2 \sin \frac{\alpha_0}{2} = 2f \cos \frac{\alpha_0}{2} \text{ или } \operatorname{tg} \frac{\alpha_0}{2} = f.$$

Коэффициент трения скольжения f можно выразить через угол трения φ

$$f = \operatorname{tg} \varphi, \text{ тогда } \operatorname{tg} \frac{\alpha_0}{2} = \operatorname{tg} \varphi, \text{ откуда } \frac{\alpha_0}{2} = \varphi \text{ или } \alpha_0 = 2\varphi.$$

Предельный угол захвата равен двойному углу трения. Угол захвата щековых дробилок всегда должен быть меньше двойного угла $\alpha < 2\varphi$.

Коэффициент трения скольжения камня по железу $f = 0,3$, что соответствует углу трения около 16° . Таким образом, угол захвата α может доходить примерно до 32° . Практически, у щековых дробилок угол захвата не бывает больше 25° . Однако, несмотря на это, при работе дробилок бывают случаи выброса кусков материала вверх. Это объясняется возможностью такого взаимного расположения кусков в рабочем пространстве дробилки, при котором для отдельных кусков угол α будет больше 2φ (рис. 3.3).

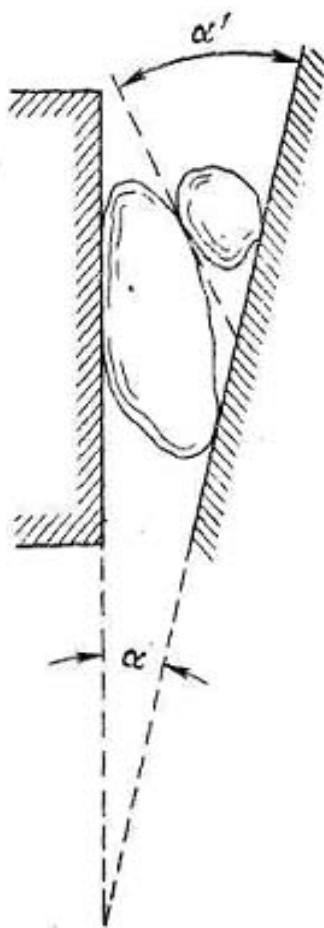


Рис. 3.3. Возможное расположение кусков в щековой дробилке

Определение оптимальной угловой скорости эксцентрикового вала

При отходе подвижной щеки дробленый продукт из камеры дробления щековой дробилки под действием силы тяжести свободно выпадает вниз через выходную щель (рис. 3.4). При каждом качании щеки могут выпасть только

куски, находящиеся ниже плоскости CD , на горизонте которой ширина камеры дробления и момент окончания рабочего хода равна ширине выходной щели при максимальном отходе подвижной щеки.

Выпадает материал, занимающий объем призмы $ABCDEFGM$. Размер кусков материала в любом горизонтальном сечении этой призмы будет больше минимальной ширины разгрузочного отверстия. Это допущение приводит к ограничению периода разгрузки дробленого продукта временем половины оборота коленчатого вала. Практически, размеры кусков на разных горизонтах, в пределах выпадающей призмы, могут оказаться меньше обусловленного размера, и период разгрузки материала будет больше времени половины оборота вала.

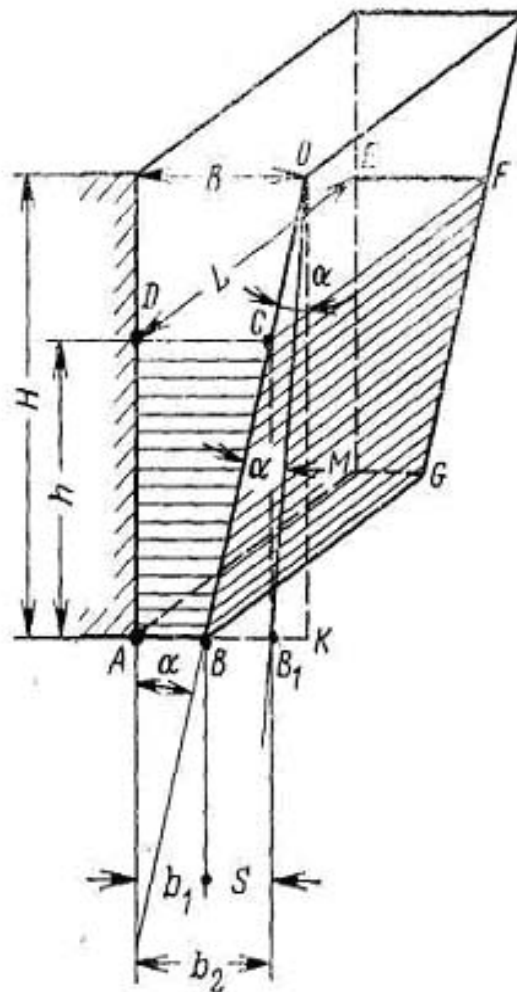


Рис. 3.4. Разгрузка дробленого продукта из щековой дробилки при наивыгоднейшей частоте вращения коленчатого вала

Время отхода подвижной щеки должно быть достаточным для того, чтобы куски с горизонта верхней плоскости CD , расположенной на высоте h от горизонта разгрузочного отверстия, успели пройти это расстояние, падая под действием силы тяжести.

Время отхода подвижной щеки равно времени половины оборота вала

$$t = \frac{1}{2} \frac{60}{n} = \frac{30}{n}, \text{ с}, \quad (3.2)$$

где n – частота вращения коленчатого вала, об/мин.

То же время t находим из условия свободного падения кусков на высоту h :

$$h = \frac{1}{2} g t^2, \text{ откуда } t = \sqrt{\frac{2h}{g}}, \quad (3.3)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с².

Приравнивая правые части равенств (3.2) и (3.3), получим

$$n = 30 \sqrt{\frac{g}{2h}}.$$

Высоту h находим из прямоугольного треугольника BB_1C :

$$h = \frac{S}{\operatorname{tg} \alpha} = \frac{b_2 - b_1}{\operatorname{tg} \alpha}.$$

Подставляя ее в выражение для n , получаем

$$n = 30 \sqrt{\frac{g \cdot \operatorname{tg} \alpha}{2(b_2 - b_1)}} = 30 \sqrt{\frac{g \cdot \operatorname{tg} \alpha}{2S}}, \text{ об/мин}, \quad (3.4)$$

где α – угол захвата;

b_1 – минимальная ширина выходной щели, м;

b_2 – максимальная ширина выходной щели, м;

S – длина хода (размах) подвижной щеки у разгрузочного отверстия, м.

Частота вращения эксцентрикового вала, определяемая по этой формуле, при принятых допущениях соответствует максимальной и поэтому называется наивыгоднейшей.

Угол захвата принимают 22° . Подставляя в формулу (3.4) $g = 9,81$ м/с и $\text{tg } 22^\circ = 0,4$, получаем

$$n = 30 \sqrt{\frac{9,81 \cdot 0,4}{2(b_2 - b_1)}} = \frac{42}{\sqrt{(b_2 - b_1)}}. \quad (3.5)$$

Выразив геометрические размеры камеры дробления в долях B ширины приемного отверстия (рис. 3.5), преобразуем последнюю формулу.

Если OA и OA' – положения подвижной щеки в моменты наибольшего сближения и отхода, то отрезок AA' будет ходом щеки на уровне выпускной щели, а отрезок CC' – ходом щеки на уровне приемного отверстия:

$$AA' = b_2 - b_1, \quad CC' = 0,01 \cdot B.$$

В подобных треугольниках OAA' и OCC' сходные стороны относятся как высоты. Можно написать

$$\frac{AA'}{CC'} = \frac{2,7B}{0,5B} \quad \text{или} \quad \frac{b_2 - b_1}{0,01B} = \frac{2,7B}{0,5B}.$$

$$b_2 - b_1 = 0,054B. \quad (3.6)$$

Подставив найденное значение $b_2 - b_1$ в формулу (3.5), получим

$$n = \frac{42}{\sqrt{0,054B}} = \frac{182,6}{\sqrt{B}}, \text{ об/мин,} \quad (3.7)$$

где B – ширина приемного отверстия, м.

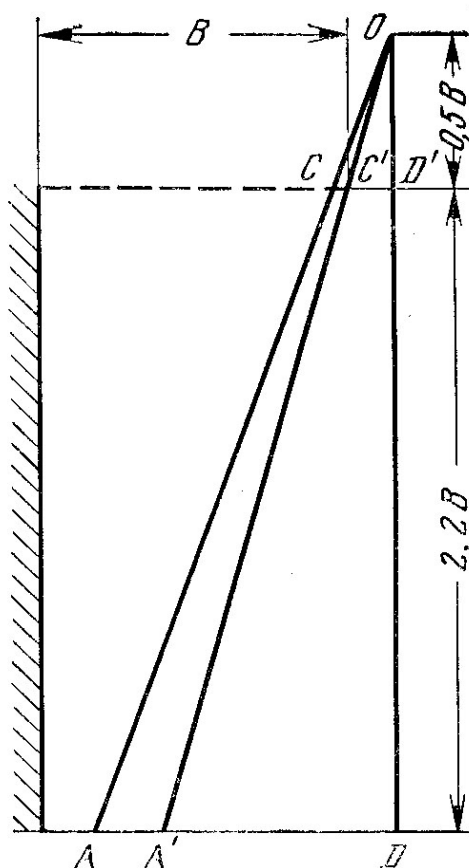


Рис. 3.5. К расчету производительности щековой дробилки

В щековых дробилках с овальным кулачковым приводом подвижная щека делает два полных качания за половину оборота главного вала и угловая скорость должна быть в 2 раза меньше, чем по формуле. Так как в действительности материал не свободно выпадает из дробилки, а имеет место торможение, то результат, полученный по формуле, надо уменьшить на 5–10 %.

Определение производительности дробилки

Принимаем объем дробленого продукта, выпадающего за один оборот вала дробилки, работающей с наивыгоднейшей частотой вращения, равным объему призмы $ABCDEFGM$ (см. рис. 3.4).

Площадь трапеции $ABCD$ основания призмы $F = \frac{b_1 + b_2}{2} h$.

Выше найдено, что $h = \frac{b_2 - b_1}{\operatorname{tg} \alpha}$.

Объем призмы $v = \frac{(b_2 + b_1)(b_2 - b_1)}{2 \operatorname{tg} \alpha} L$,

где L – длина камеры дробления, м.

Объемная производительность дробилки

$$V = 60nv = 60n \frac{(b_2 + b_1)(b_2 - b_1)}{2 \operatorname{tg} \alpha} L. \quad (3.8)$$

Если b_1 , b_2 и L выражены в метрах, то по формуле (3.8) производительность получается в метрах кубических в час.

Пользуясь рис. 3.6, введем в формулу (3.8) ширину загрузочного отверстия B .

По равенству (3.6) имеем

$$b_2 - b_1 = 0,054B; \quad b_1 = b_2 - 0,054B; \quad b_2 + b_1 = 2b_2 - 0,054B. \quad (3.9)$$

Подставив (3.9) в (3.8), получим

$$V = 60nv = 60n \frac{(2b_2 - 0,054B)0,054B}{2 \operatorname{tg} \alpha} L = 30nL \frac{0,108Bb_2 - 0,003B^2}{\operatorname{tg} \alpha}$$

В последней формуле число оборотов дробилки определяется равенством (3.7).

Положим $\operatorname{tg} \alpha = 0,4$, получаем

$$V = 30 \frac{182,6}{\sqrt{B}} L \frac{0,108 B b_2 - 0,003 B^2}{0,4},$$

$$V = (1479 b_2 \sqrt{B} - 40 B \sqrt{B}) L, \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Массовая производительность дробилки

$$Q = V k \delta = (1479 b_2 \sqrt{B} - 40 B \sqrt{B}) L k \delta, \quad (3.10)$$

где Q – производительность дробилки, т/ч;

k – коэффициент разрыхления материала при выходе из дробилки;

δ – плотность материала, т/м³.

Формула (3.10) не учитывает влияния на производительность дробилки физических свойств дробимого материала, так как она получена только из геометрических представлений. Несмотря на это, формула позволяет представить себе влияние основных механических факторов, определяющих производительность дробилки.

Для расчета производительности щековых дробилок предложено несколько эмпирических формул, составленных исходя из предположения, что производительность дробилок пропорциональна площади разгрузочного отверстия. Из них наиболее известной является формула

$$Q = 0,1 L b_2, \text{ т/ч}, \quad (3.11)$$

где L и b_2 – выражены в сантиметрах.

Производительность принимают по средним данным заводов-изготовителей с введением поправки на насыпную плотность дробимого материала.

Наши заводы поставляют щековые дробилки с электродвигателем, мощность которого достаточна для дробления очень крепкой породы с пределом прочности на сжатие 25 кН/см^2 при производительности, соответствующей пропускной способности дробилки при заданной выпускной щели. Поэтому дробилка выбирается по размеру максимального куска D_M в исходном материале и по производительности при заданной выпускной щели. Ширина загрузочного отверстия должна быть не менее $1,15-1,20 D_M$.

Если выбранный по куску типоразмер дробилки не обеспечивает заданную производительность, то сравнивают варианты установки двух дробилок и одной следующего большего типоразмера. Поскольку установка щековой дробилки связана с установкой тяжелого питателя и сооружением бункера и здания, постольку предпочтение следует отдавать варианту с одной дробилкой. Если выбраны дробилки выпускаемого максимального типоразмера и если по расчету их получается две, то следует рассматривать вариант установки одной конусной дробилки крупного дробления.

При описанном способе выбора дробилки мощность электродвигателя может оказаться завышенной, если исходная руда мелкая или имеет незначительную крепость.

Зарубежные заводы-изготовители щековых дробилок поставляют один и тот же типоразмер дробилки с электродвигателями разной мощности. В этом случае мощность электродвигателя подбирается с учетом производительности, крупности исходного материала и продукта и крепости руды. Требуемую мощность электродвигателя фирма «Аллис-Чалмерс» рекомендует рассчитывать по закону Бонда. Индекс работы, вычисленный по данным испытаний, измеряется в киловатт-часах на тонну. Потребная энергия для дробления 1 т рассчитывается по формуле

$$\omega = 0,75 \left(\frac{10\omega_i}{\sqrt{P}} - \frac{10\omega_i}{\sqrt{F}} \right), \text{ кВт}\cdot\text{ч/т},$$

где ω_i – индекс работы, кВт·ч/т;

P – крупность продукта, соответствующая сити, через которое проходит 80 % материала (принимается применительно к размеру выпускной щели дробилки), мкм;

F – крупность исходного материала, соответствующая сити, через которое проходят 80 % материала (в расчетах принимается $F = (0,5 \dots 0,67) B$), мкм;

B – ширина загрузочного отверстия дробилки.

Индекс работы ω_i для некоторых пород следующий (табл. 3.1):

Таблица 3.1

Индекс работы ω_i для некоторых пород

Порода	Значение	Среднее значение
Известняк	6–18	12
Гранит	9–25	17
Диабаз	11–27	12
Кварцит	6–28	17
Базальт	12–40	25

Весьма мягкие породы имеют индекс работы ниже 9, а весьма крепкие – больше 26. Потребная мощность электродвигателя

$$N_{эд} = \omega Q, \text{ кВт.}$$

где Q – производительность дробилки по питанию, т/ч.

Выбирается ближайший больший по мощности электродвигатель.

Если рассчитанная мощность электродвигателя превышает максимальную мощность (заводскую), то дробилка не подходит. Следует или изменить условия дробления, например, увеличить размер выпускной щели и изменить крупность продукта дробилки P , или выбрать дробилку следующего большего типоразмера.

Определение мощности двигателя

Нагрузка на электродвигатель при дроблении в щековых дробилках зависит от многих факторов, большинство из которых пока еще не может быть учтено. Этим объясняется то, что до сих пор нет обоснованной теоретической формулы, позволяющей определить мощность электродвигателя для привода дробилки.

Для определения работы проф. Л.В. Левинсон применяет формулу теории упругости [7]

$$A = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E} V,$$

оговариваясь, что эта формула не отражает степени измельчения $i = \frac{D}{d}$.

Здесь $\sigma_{сж}$ – предел прочности дробимого материала при сжатии, кг/м²;

V – объем куска материала, м³;

E – модуль упругости, кг/м² (табл. 3.2).

Естественно, что с увеличением степени измельчения возрастает работа дробления, поэтому в формулу проф. Л.В. Левинсона подставляют вместо V разность объемов загруженного материала и продукта дробления

$$V = \frac{\pi B}{6} (D^2 - d^2).$$

Тогда работа за одно нажатие щеки будет равна

$$A = \frac{\sigma_{сж}^2 \pi B}{12E} (D^2 - d^2).$$

Справочные данные

Горная порода	ρ , кг/м ³	$\sigma_{сж}$, кг/м ²	E , кг/м ²
Известняк мягкий	1400	$5 \cdot 10^6$	$0,42 \cdot 10^{10}$
Известняк прочный	2700	$11 \cdot 10^6$	$0,42 \cdot 10^{10}$
Песчаник желтый	2000	$6,5 \cdot 10^6$	$0,42 \cdot 10^{10}$
Песчаник серый	2700	$11 \cdot 10^6$	$0,42 \cdot 10^{10}$
Сланец глинистый	1200	$4,5 \cdot 10^6$	$0,15 \cdot 10^{10}$
Порфир	2700	$21 \cdot 10^6$	$0,74 \cdot 10^{10}$
Диабаз	2700	$22 \cdot 10^6$	$0,7 \cdot 10^{10}$
Базальт	2800	$25 \cdot 10^6$	$0,77 \cdot 10^{10}$
Мрамор	2800	$10 \cdot 10^6$	$0,63 \cdot 10^{10}$
Гранит крупнозернистый	2700	$13 \cdot 10^6$	$0,56 \cdot 10^{10}$
Гранит мелкозернистый	3300	$19 \cdot 10^6$	$0,65 \cdot 10^{10}$

При n оборотах в минуту вала и том же числе нажатий щеки в минуту расход мощности на дробление будет

$$N = \frac{\sigma_{сж}^2 \pi n B (D^2 - d^2)}{12E \cdot 1000 \cdot 60} = \frac{\sigma_{сж}^2 n B (D^2 - d^2)}{2,29 \cdot 10^5 E} \text{ кВт},$$

где D, d – размер поступающего и выходящего из дробилки кусков материала, м.

Эта формула дает несколько завышенный результат, в расчетах обычно пользуются эмпирической формулой, связывающей расход мощности с часовой производительностью дробилки $N = 0,59Q_t$ кВт, где Q_t – часовая производительность, т/час.

Для больших дробилок мощность, приходящаяся на единицу производительности, меньше, чем для небольших.

Если неизвестна производительность дробилки, то мощность двигателя приблизительно можно определить по геометрическим размерам зева дробилки по формулам [1]:

- для дробилки крупного дробления: $N = 50B \cdot L$, кВт;
- для дробилки среднего дробления: $N = (67 \div 100)B \cdot L$, кВт;
- для дробилок мелкого дробления: $N = 167B \cdot L$, кВт,

где B и L – ширина и длина приёмного отверстия, м.

Данные формулы могут быть применены для определения грубо приближённых значений мощности.

К следующей группе формул относятся аналитические зависимости, включающие значения усилий дробления. К таким формулам относится, например, формула, предложенная профессором В.А. Олевским

$$N = \frac{P \cdot S \cdot n}{10,2\eta}, \text{ кВт,}$$

где P – среднее равнодействующее усилие дробления, кН;

S – ход сжатия в месте приложения силы, м;

n – число оборотов вала в секунду;

η – механический КПД дробилки. Для щековых дробилок можно принять $\eta = 0,65 \div 0,85$.

По данным профессора В.А. Баумана среднее удельное усилие дробления на поверхность дробящей плиты при дроблении прочных пород ($\sigma_{сж} \approx 300 \text{ мН/м}^2$) составляет 2,7 мН/м².

Применив эти данные, В.А. Олевский получил следующие зависимости.

Для дробилок с простым движением щеки: $N = 700mLHSn$, кВт.

Для дробилок со сложным движением щеки: $N = 720LHrn$, кВт,

где m – конструктивный коэффициент, равный 0,56–0,60;

L – длина камеры дробления, м;

H – высота неподвижной плиты, м;

S – ход сжатия в нижней зоне, м;

r – эксцентриситет вала, м;

3.3 Расчет основных деталей на прочность

Непосредственно определить усилия, действующие в щековой дробилке, исходя из теории дробления, не представляется возможным. Поэтому в качестве исходной величины для расчета принимается мощность, потребляемая дробилкой. Очевидно, что усилие раздавливания будет максимальным в том случае, когда в загрузочное отверстие дробилки попадает наибольший по размерам кусок материала, рис. 3.6.

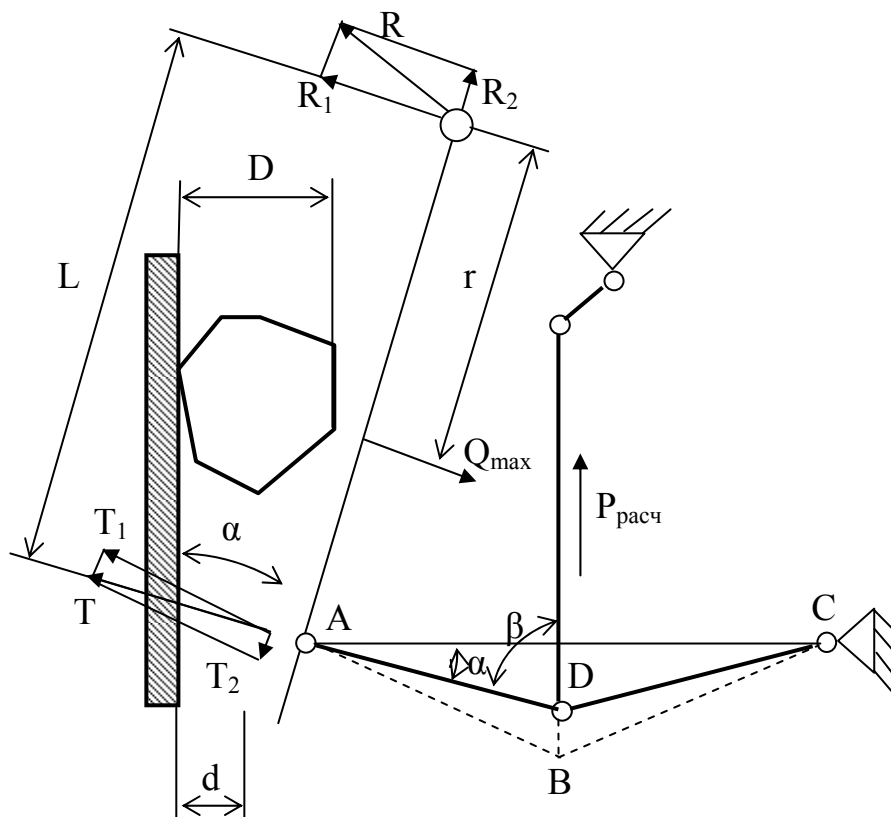


Рис. 3.6. Расчет шатуна

Щековая дробилка имеет рабочий ход в том случае, когда шатун перемещается вверх. В это время подвижная щека приближается к неподвижной, преодолевая сопротивления дробимого материала. Величина сопротивления возрастает при этом от нуля до максимального значения. На шатун действует растягивающее усилие, которое также изменяется от нуля до максимума.

Как показывают исследования [6], закон изменения нагрузки в шатуне близок к пропорциональному (рис. 3.7).

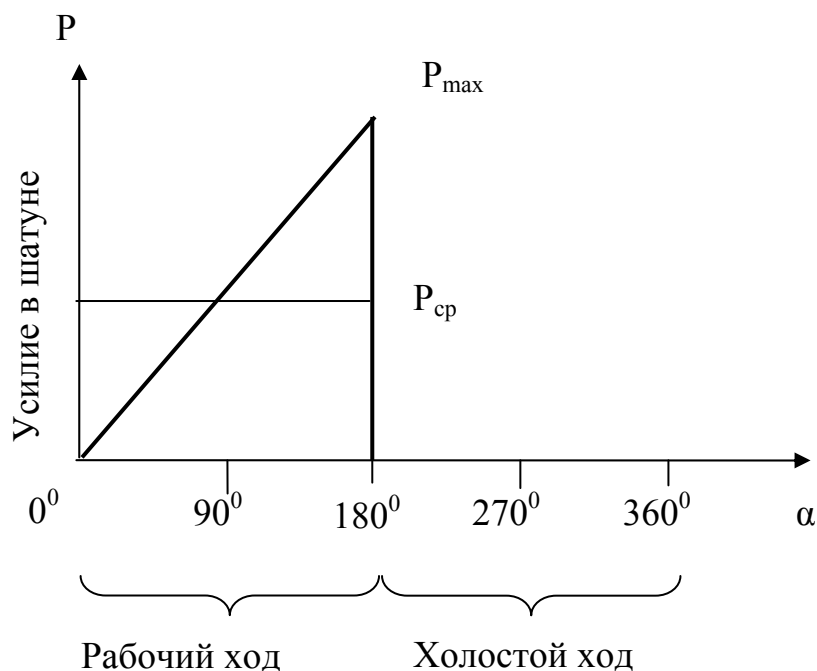


Рис. 3.7. Среднее усилие в шатуне

Среднее усилие за цикл рабочего хода будет равно $P_{cp} = \frac{P_{max}}{2}$, Н.

Работа, выполняемая этой силой за один оборот $A = PS$,

где P – усилие,

S – путь действия силы.

Так как перемещение шатуна равно удвоенному эксцентриситету, то $S = 2e$;

$$A = P_{cp} 2e = \frac{P_{max}}{2} 2e = P_{max} e, \text{ Нм,}$$

где e – эксцентриситет эксцентрикового вала, м.

Работа выполняется за время рабочего хода, то есть за 1/2 оборота. Следовательно, время

$$t = \frac{60}{2n} = \frac{30}{n}, \text{ с,}$$

где n – число оборотов, об/мин.

Мощность будет равна

$$N = \frac{A}{t} = \frac{P_{\max} en}{30}, \text{ Вт.}$$

Из этой формулы легко получается $P_{\max} = \frac{30N}{en}$, Н.

Учитывая ударный характер нагрузки и возможность попадания в дробилку не дробимых материалов, расчетное усилие для шатуна принимается примерно в 4 раза больше, или

$$P_{\text{расч}} = 4P_{\max} = \frac{1,2 \cdot 10^5 N}{en},$$

где N – мощность в кВт.

Шатун работает на растяжение, поэтому его поперечное сечение определяется по формуле

$$F = \frac{P_{\text{расч}}}{[\sigma]}, \text{ м}^2.$$

На прочность шатуна проверяется по формуле

$$\sigma = \frac{P_{расч}}{F} \leq [\sigma].$$

Конструкция шатуна определяется характером его работы. Так как шатун имеет возвратно-поступательное движение, то при его работе возникают большие неуравновешенные инерционные усилия. Для снижения их шатун стремятся изготовить как можно легче, применяя высококачественные стали, позволяющие повышать допускаемые напряжения.

Пример. Рассчитать шатун дробилки, мощностью $N = 30$ кВт, с эксцентриситетом эксцентрикового вала $e = 0,025$ м. Число оборотов $n = 250$ об/мин.

$$\text{Находим } P_{\max} = \frac{30N}{en} = \frac{30 \cdot 30 \cdot 1000}{0,025 \cdot 250} = 144000 \text{ Н.}$$

$$\text{Расчетное усилие } P_{расч} = 4P_{\max} = 5,76 \cdot 10^5 \text{ Н.}$$

Для изготовления шатуна выбираем сталь марки СТ–35–5019, для которой допускаемые напряжения $[\sigma] = 1,129 \cdot 10^8$ Н/м². Поперечное сечение шатуна

$$F = \frac{P_{расч}}{[\sigma]} = \frac{5,76 \cdot 10^5}{1,13 \cdot 10^8} = 5,1 \cdot 10^{-3} \text{ м}^2.$$

Расчет распорных плит

Усилие, передаваемое от шатуна подвижной щеке и задней стенке станины, будет максимальным при верхнем положении шатуна (рис. 3.8). Исходя из равновесия сил, действующих на шатун и распорные плиты, имеем

$$T = \frac{P_{расч}}{2\text{Sin}\gamma} = \frac{P_{расч}}{2\text{Cos}\beta}, \text{ Н, так как } \gamma = 90 - \beta.$$

Из предыдущей формулы видно, что с увеличением угла возрастает усилие T , а при $\beta = 90^0$ усилие $T \rightarrow \infty$. Следовательно, в щековой дробилке можно получить усилие, многократно превышающее расчетное. Проверка на прочность производится по формуле

$$\sigma_{сж} = \frac{T}{F} \leq [\sigma_{сж}].$$

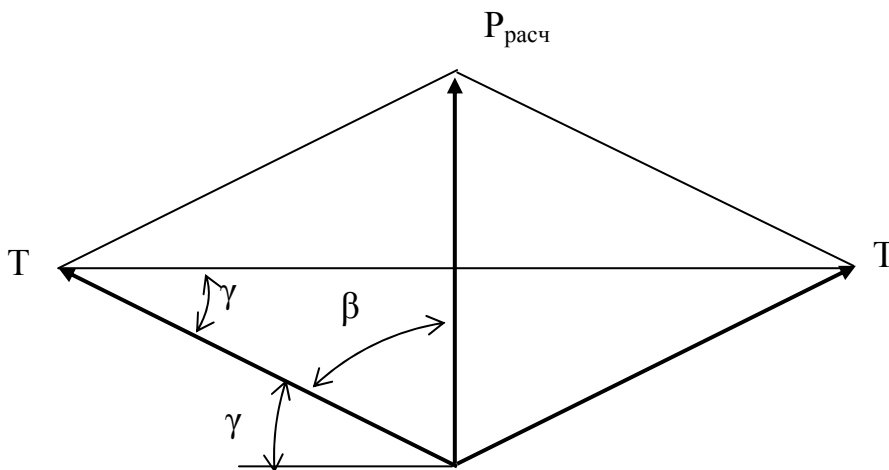


Рис. 3.8. Усилие в шатуне

Плиты работают на сжатие. Так как их высота соизмерима с поперечным сечением, то нет необходимости проверять их на устойчивость.

Расчет вкладышей распорных плит производится на удельное давление по формуле

$$P_{уд} = \frac{T}{ld} \leq [P_{уд}],$$

где $[P_{уд}] = 34,3 \cdot 10^6 - 39,2 \cdot 10^6$, Н/м² для вкладышей из высокоуглеродистых сталей;

d – диаметр вкладыша, м;

l – длина вкладыша, м.

Пример. Для условий $P_{расч} = 5,76 \cdot 10^5$ Н, $\beta = 80^0$ усилие

$$T = \frac{5,76 \cdot 10^5}{2 \cos 80^\circ} = 1,66 \cdot 10^5 \text{ Н}$$

Если распорные плиты изготовить из чугуна СЧ–32, то необходимая

площадь поперечного сечения $F = \frac{T}{[\sigma_{сж}]} = \frac{1,66 \cdot 10^5}{686,7 \cdot 10^5} = 0,0024 \text{ м}^2$.

При ширине плиты $b = 0,6 \text{ м}$, толщина ее составит $\frac{0,0024}{0,6} = 0,004 \text{ м}$.

Расчет подвижной щеки

При работе щековой дробилки на подвижную щеку действуют следующие силы (рис. 3.90):

- Сила воздействия распорных плит – T ;
- Сила сопротивления материала дроблению – Q ;
- Реакция опоры – R .

Весом щеки в расчете пренебречь.

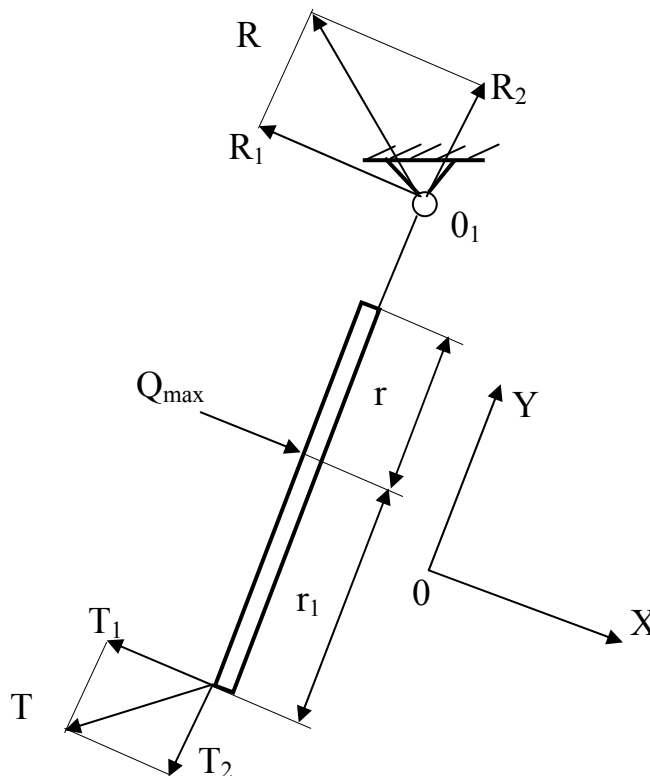


Рис. 3.9. Силы, действующие на подвижную щеку

Рассмотрим подвижную щеку, как балку на двух опорах. Все силы, действующие на щеку можно разложить по двум взаимоперпендикулярным направлениям X и Y . При этом силы T_2 и R_2 , действующие вдоль щеки, не будут оказывать влияния на изгиб. Щека в основном работает под действием изгибающих моментов (рис. 3.10)

$$Qr = T_1(r_1 + r);$$

$$T_1 = T \cos \gamma;$$

$$Q = \frac{T_1(r_1 + r)}{r}.$$

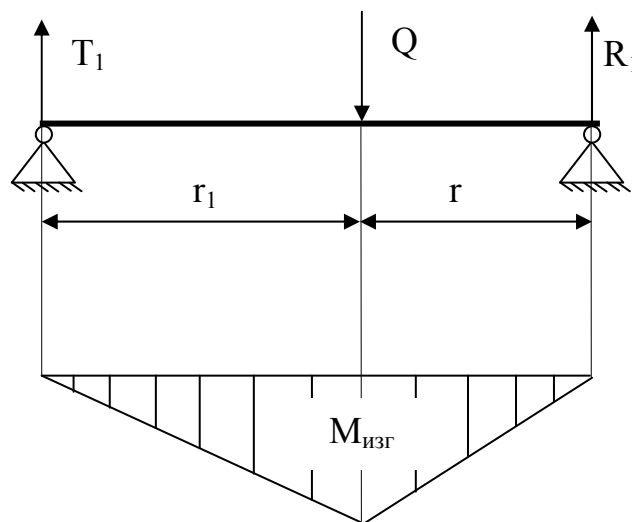


Рис. 3.10. Эпюра изгибающих моментов

Обычно ориентировочно принимают $r = \frac{1}{3}L$, где L – общая длина щеки, м.

$$\text{Тогда } Q = T_1 \frac{\left(\frac{2}{3}L + \frac{1}{3}L\right)}{\frac{1}{3}L}.$$

Таким образом, усилие дробления примерно в 3 раза превышает усилие на подвижную щеку со стороны распорных плит.

Пример. Находим усилия T_1 и T_2 .

$$T_1 = T \cos \gamma = 1,66 \cdot 10^5 \cos(90^\circ - 80^\circ) = 1,66 \cdot 10^5 \cdot 0,985 = 1,635 \cdot 10^5 \text{ Н};$$

$$T_2 = T \sin \gamma = 1,66 \cdot 10^5 \cdot 0,174 = 0,289 \cdot 10^5 \text{ Н}.$$

$$\text{Усилие дробления } Q = 3T = 3 \cdot 1,66 \cdot 10^5 = 4,98 \cdot 10^5 \text{ Н}.$$

Вследствие неравномерности хода, щека должна иметь небольшой вес и быть достаточно прочной, поэтому ее изготавливают с ребрами жесткости из литой стали марки СТ-35-5015.

$$\text{Реакции опоры } R_1 = Q - T_1 = (4,98 - 1,635)10^5 = 3,345 \cdot 10^5 \text{ Н}.$$

$$\text{Тогда } M_{\max}^{изг} = R_1 r = 3,345 \cdot 10^5 \cdot 0,5 = 1,67 \cdot 10^5 \text{ Нм}.$$

$$\text{Напряжение в рассматриваемом сечении } \sigma_u = \frac{M_{\max}^{изг}}{W} \leq [\sigma_u],$$

где W – момент сопротивления для выбранного профиля щеки.

Необходимое сечение щеки находим по моменту сопротивления

$$W = \frac{M_{\max}^{изг}}{[\sigma_u]} = \frac{1,67 \cdot 10^5}{1,22 \cdot 10^8} = 1,37 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3.$$

Расчет маховиков

В период холостого хода, когда дробление прекращается, на преодоление вредных сопротивлений в частях дробилки затрачивается только часть расходуемой энергии, а остальная ее часть идет на увеличение кинетической энергии маховиков. В период же рабочего хода теряется часть кинетической энергии маховиков на дробление материала. Значит, за период рабочего хода маховики несколько теряют скорость.

Пусть ω_1 – угловая скорость маховиков в начале рабочего хода; ω_2 – угловая скорость маховиков в конце рабочего хода.

Уравнение работы дробления можно записать в следующем виде

$$A = Nt_p + \frac{I_p}{2}(\omega_1^2 - \omega_2^2) \text{ Нм},$$

где N – мощность двигателя, Вт;

t_p – время рабочего хода, с;

I_p – суммарный момент инерции маховиков, Нмс².

$$t_p = \frac{30}{n} \text{ с}; \quad A = \frac{\sigma^2 V}{2E} \text{ Нм},$$

где σ – предел прочности на сжатие материала, Н/м²;

V – объем дробимого материала, м³;

E – модуль упругости материала, Н/м².

Так как

$$\begin{aligned}\omega_1^2 - \omega_2^2 &= (\omega_1 + \omega_2)(\omega_1 - \omega_2); \\ \omega_1 + \omega_2 &= 2\omega_{cp}; \\ \omega_1 - \omega_2 &= \delta\omega_{cp},\end{aligned}$$

где δ – неравномерность хода.

$$\begin{aligned}\frac{\sigma^2 V}{2E} &= \frac{30N}{n} + I_p \delta \omega_{cp}^2, \text{ откуда} \\ I_p &= \frac{1}{\omega_{cp}^2 \delta} \left(\frac{\sigma^2 V}{2E} - \frac{30N}{n} \right) \text{ Нмс}^2.\end{aligned}$$

С другой стороны, момент инерции маховика может быть определен по формуле

$$I_p = m \frac{D^2}{4} \text{ Нмс}^2,$$

где m – масса маховика, кг (Нс²/м);

$D/2$ – расстояние от центра маховика до обода при предположении, что масса маховика сосредоточена в обode.

$$\omega_{cp} = \frac{\pi n}{30}, \text{ тогда } mD^2 = \frac{3600}{\pi^2 n^3} \left(\frac{\sigma^2 V n}{2E} - 30N \right), \text{ кгм}^2.$$

С достаточной степенью точности можно определить характеристику маховика для щековой дробилки по упрощенной формуле физика Л.Б. Левинсона

$$mD^2 = \frac{0,41 \cdot N}{n^3 \delta}, \text{ кгм}^2,$$

где N – мощность, расходуемая щековой дробилкой, Вт;

n – число оборотов эксцентрикового вала, 1/с.

Чтобы определить размеры маховика, нужно задаться его весом. Диаметр маховика выбирают исходя из того положения, что окружная скорость обода не должна превышать 15–20 м/с

$$w = \pi D n \leq 15 \div 20.$$

Щековая дробилка снабжается двумя маховиками по обоим концам эксцентрикового вала, общий вес маховиков принимается равным $(1,1-1,2)m$.

Площадь сечения обода каждого из маховиков определяется из условия

$$\frac{m}{2} = \pi D \rho F,$$

где D – диаметр центра тяжести обода, м;

ρ – плотность материала маховика (для стали можно принять $\rho = 7800 \text{ кг/м}^3$);

F – площадь поперечного сечения обода маховика, м.

$$\text{Отсюда } F = \frac{m}{2\pi D \rho}, \text{ м}^2.$$

Маховики щековых дробилок изготавливаются со спицами или с цельными дисками и сажаются на вал с помощью нормальной, клиновой или тангенциальной шпонки.

Пример. Рассчитать маховик для щековой дробилки ЩДС–25×175. Необходимые данные для расчета: мощность двигателя $N = 7000 \text{ Вт}$, число оборотов эксцентрикового вала $n = 5,5 \text{ об/с}$, неравномерность хода $\delta = 0,02$.

$$\text{Определим характеристику маховика } mD^2 = \frac{0,41 \cdot 7000}{5,5^3 \cdot 0,02} = 862,5 \text{ кгм}^2.$$

Диаметр маховика определяем из условия $w = \pi D n \leq 15 \text{ м/с}$.

$$\text{Отсюда } D = \frac{15}{\pi \cdot 5,5} = 0,868 \text{ м}.$$

$$\text{Масса обода маховика будет } m = \frac{862,5}{2 \cdot 0,868^2} = 572 \text{ кг}.$$

Масса обода с учетом веса спиц составит $m_1 = 1,1m = 630 \text{ кг}$.

$$\text{Площадь сечения каждого обода } F = \frac{630}{\pi \cdot 0,868 \cdot 7800} = 0,03 \text{ м}^2.$$

4. КОНУСНЫЕ ДРОБИЛКИ

4.1. Описание конструкции

Конусные дробилки (рис. 4.1) применяют для крупного (ККД), среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления. Дробление осуществляется раздавливанием и истиранием в пространстве между двумя усеченными конусами – неподвижным корпусом и дробящей головкой, вал которой закреплен в стакане – эксцентрик. При вращении головка с одной стороны приближается к корпусу, разрушая куски сырья, а с другой – удаляется от него, обеспечивая высыпание продукта. Головки дробилок КМД имеют форму полного конуса, поэтому их называют грибовидными.

Дробилки ККД не имеют устройства, обеспечивающего безаварийный пропуск не дробимых тел. Корпуса дробилок КСД и КМД соединяются с рамой мощными пружинами, которые при попадании в рабочую камеру не дробимого тела растягиваются, увеличивая, таким образом, размер выпускной щели.

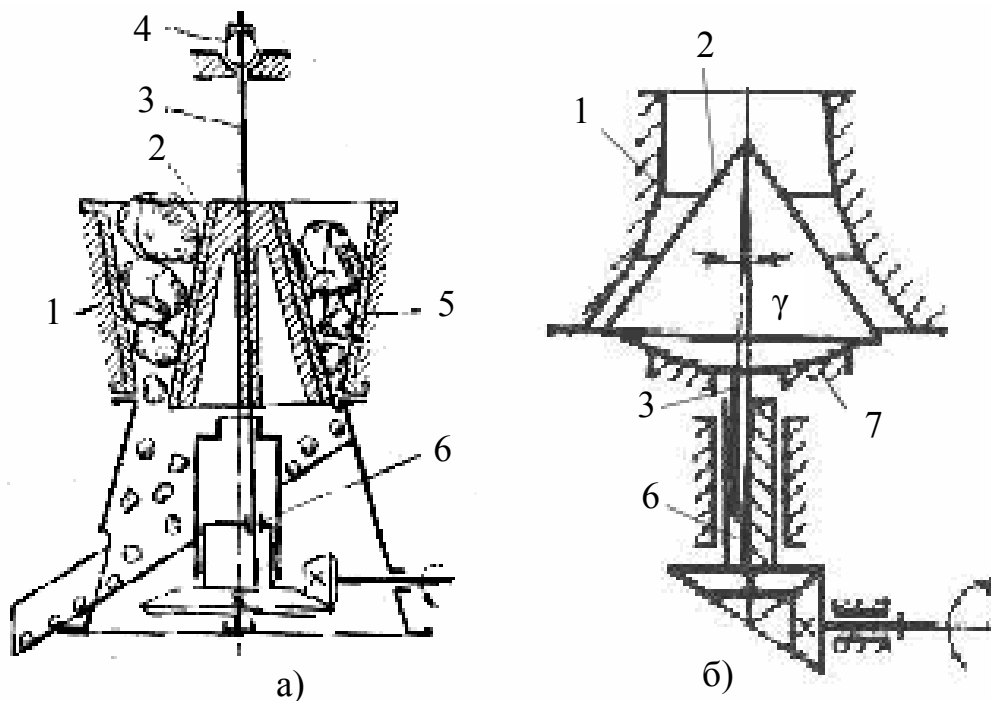


Рис. 4.1. Конусные дробилки (а – ККД, б – КМД):

1 – корпус, 2 – дробящая головка, 3 – вал, 4 – опора вала, 5 – бронеовые плиты,
6 – стакан-эксцентрик, 7 – сферическая пята

Конусные дробилки крупного дробления выпускаются двух типов: дробилки типа ККД для крупного первичного дробления с загрузочными отверстиями 500, 900, 1200 и 1500 мм, предназначенные для приема кусков размером от 400 до 1300 мм; дробилки типа КРД (редукционные) для крупного вторичного дробления при четырех стадийной схеме дробления с загрузочными отверстиями 500, 700 и 900 мм, предназначенные для приема кусков с размером от 400 до 750 мм (см. прил. табл. п.6).

Угол захвата у конусных дробилок по сравнению со щековыми принимается несколько большим. В изготавливаемых крутоконусных дробилках угол захвата составляет $23\text{--}25^\circ$ и не превышает 27° , что соответствует коэффициенту трения, равному $0,2\text{--}0,25$. При больших углах захвата происходит выбрасывание кусков материала из дробящего пространства.

Обычно для неподвижного конуса угол наклона образующей к вертикали $\alpha = 17^\circ 10'$, для подвижного конуса $\alpha = 9^\circ 5'$. Захват руды обеспечивается углом трения $13^\circ 25'$.

Ход подвижного конуса принято относить к плоскости разгрузочной щели. Величина хода равна двум эксцентриситетам вала. Эксцентриситет конусных дробилок крупного дробления обычно не превышает 21 мм.

В дробилках ККД и КРД эксцентриситет увеличивается сверху вниз, а ширина рабочего пространства, наоборот, уменьшается. В связи с этим лимитирующим является эксцентриситет подвижного конуса в верхней части дробящего пространства.

Обычно у конусных дробилок крупного дробления эксцентриситет подвижного конуса в верхней части дробящего пространства принимается близким к $0,005D_{\max}$, где D_{\max} – максимальный размер загружаемого куска руды, мм.

Конусные дробилки для среднего и мелкого дробления различают по профилю дробящей зоны и по размерам загрузочного отверстия и разгрузочной щели. Дробилки КМД по сравнению с дробилками КСД имеют меньшую длину образующей подвижного конуса и большую (в 1,5–2 раза) длину параллельной зоны, поэтому дробилки КМД обычно называют короткоконусными.

У дробилок КСД и КМД подвижный конус совершает качания, угол отклонения которого от вертикальной оси дробилки колеблется в пределах от 2 до 2,5°.

У конусных дробилок среднего дробления в зависимости от перерабатываемой руды легко регулируется разгрузочная щель, а, следовательно, и производительность.

В сравнении со щековыми дробилками конусные имеют следующие достоинства:

- меньший расход энергии, так как дробление осуществляется не только раздавливанием, но и изгибом;

- большую производительность, более спокойный ход и отсутствие динамических нагрузок, так как процесс дробления совершается непрерывно в течение всего оборота подвижного конуса;

- возможность включать дробилку при дополнительной камере дробления.

Недостатки конусных дробилок:

- относительная сложность и дороговизна конструкции;

- более дорогой ремонт;

- непригодность к измельчению вязких материалов.

4.2. Расчет технологических параметров конусных дробилок крупного дробления

Угол захвата

Углом захвата конусных дробилок крупного дробления называется угол между образующими внутренней поверхности наружной неподвижной конической чаши и внешней поверхности подвижного дробящего конуса (рис. 4.2).

Величина угла захвата изменяется от α в месте сближения дробящих поверхностей до α_1 в диаметрально противоположной точке, где дробящий конус отошел от наружной чаши. Незначительной разницей в величине углов α и α_1 пренебрегают, так как она не имеет практического значения, и углом захвата считают угол α .

Условия равновесия куска дробимого материала в камере дробления конусной дробилки крупного дробления аналогичны равновесию куска в щековой дробилке, что позволяет распространить выводы, сделанные ранее для щековых дробилок, также на конусные дробилки крупного дробления. Таким образом, угол захвата у конусных дробилок крупного дробления не должен быть больше двойного угла трения $\alpha \leq 2\varphi$. Практически в этих дробилках угол захвата бывает от 24 до 28°.

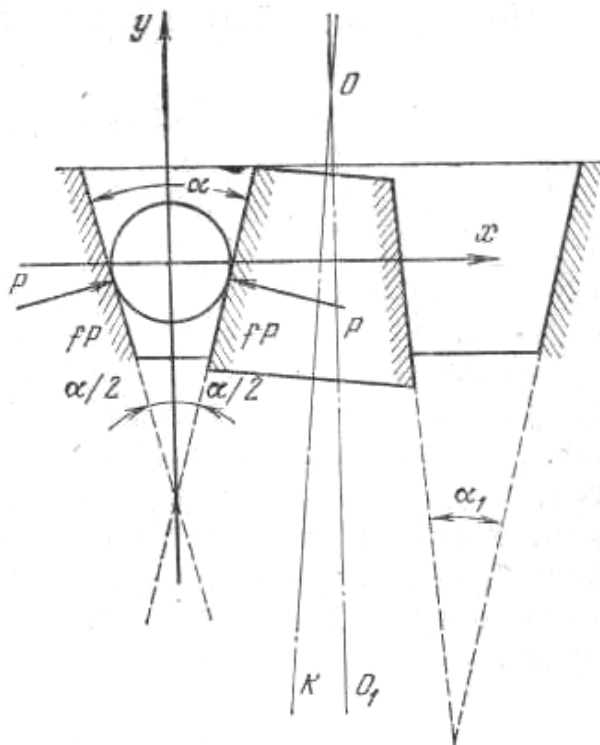


Рис. 4.2. Угол захвата конусной дробилки крупного дробления

Частота вращения эксцентрикового стакана

Наивыгоднейшей называется такая частота вращения эксцентрикового стакана конусной дробилки крупного дробления, при которой достигается максимальная производительность дробилки. Аналогично случаю щековой дробилки, такую частоту имеем, если время половины оборота эксцентрикового стакана равно времени свободного падения куса дробленого продукта с горизонта A_1N_1 (рис. 4.3) до уровня разгрузочного отверстия AN , т. е. с высоты h .

С одной стороны, время t половины оборота эксцентрикового стакана

$$t = \frac{30}{n},$$

где n – частота вращения эксцентрикового стакана, об/мин.

С другой стороны, время t должно равняться времени свободного падения куска с высоты h , т. е.

$$t = \sqrt{2h/g}.$$

Откуда $n = 30\sqrt{g/2h}$.

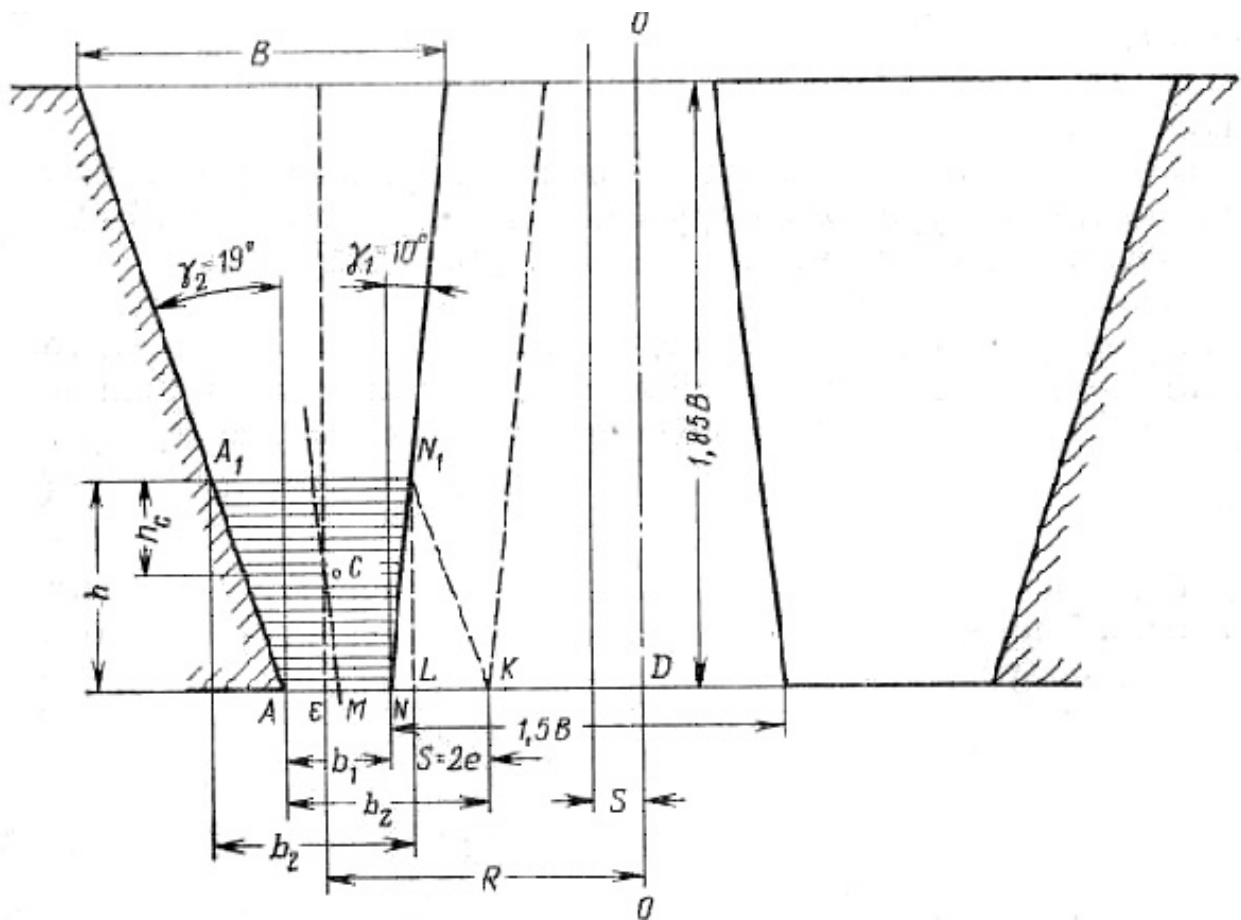


Рис. 4.3. Разгрузка дробленого продукта из конусной дробилки крупного дробления при наивыгоднейшей частоте вращения эксцентрикового стакана

Высоту h находим из геометрических соотношений. Проводим из точки K , которую займет точка N поверхности дробящего конуса, когда он придет в крайнее правое положение, линию KN_1 параллельную AA_1 , и проводим плоскость A_1N_1 , с горизонта которой куски дробленого продукта должны еще выпасть из дробилки при отходе конуса.

Из треугольника NN_1K получим

$$h = N_1L = \frac{NL}{\operatorname{tg}\gamma_1} = \frac{KL}{\operatorname{tg}\gamma_2},$$

где γ_1 и γ_2 – углы между образующими поверхностями дробящего конуса и наружной чаши с вертикалью.

Пользуясь свойством производной пропорции можно написать

$$h = \frac{NL + KL}{\operatorname{tg}\gamma_1 + \operatorname{tg}\gamma_2} = \frac{S}{\operatorname{tg}\gamma_1 + \operatorname{tg}\gamma_2};$$

$$n = \sqrt{\frac{g(\operatorname{tg}\gamma_1 + \operatorname{tg}\gamma_2)}{2S}}, \text{ об/мин.} \quad (4.1)$$

где S – ход дробящего конуса на горизонте разгрузочного отверстия, равный двойному эксцентриситету e , м.

Конусные дробилки крупного дробления работают с числом оборотов, которое приблизительно в 2 раза меньше, чем по теоретической формуле (4.1). Отклонение можно объяснить тем, что при выводе формулы не учтены различные сопротивления, которые встречает материал при выходе из дробилки. Для практических расчетов частоты вращения эксцентрикового стакана пользуются формулой

$$n = 15 \sqrt{\frac{g(\operatorname{tg}\gamma_1 + \operatorname{tg}\gamma_2)}{2S}}$$

Промышленные испытания показывают, что с увеличением частоты вращения эксцентрика (в некоторых пределах) производительность дробилки растет, по-видимому, сказывается повышение скорости прохождения материала при повышении частоты колебаний конуса. Поэтому при проектировании дробилок частоту вращения эксцентрика назначают из условий обеспечения надежной работы подшипникового узла эксцентрикового стакана, а также учитывают уравновешенность дробилки на фундаменте.

В современных конусных дробилках крупного дробления эксцентриситет на уровне разгрузочной щели составляет 13–25 мм в зависимости от размера дробилки. Дробилки одного размера могут иметь разные эксцентриситеты. Анализ конструктивных размеров дробилок показывает, что средний ход конуса на горизонте выходной щели (двойной эксцентриситет) связан с шириной приемного отверстия B прямолинейной зависимостью $S = 0,02B + 0,01$, где B и S приняты в метрах.

Подставив в формулу (4.1) найденное значение S и численные значения тангенсов углов наружной чаши и дробящего конуса получим

$$n = 15 \sqrt{\frac{9,81(\operatorname{tg}10^{\circ} + \operatorname{tg}19^{\circ})}{2(0,02B + 0,01)}} = \frac{240}{\sqrt{2B + 1}}, \text{ об/мин.} \quad (4.2)$$

Производительность

Определим объем V дробленого продукта, выпадающего из дробилки за один оборот эксцентрикового стакана, работающей с наивыгоднейшей частотой вращения (см. рис. 4.3). Куски, расположенные выше плоскости A_1N_1 , не выйдут из рабочего пространства дробилки, так как их размер больше максимальной ширины выходной щели. За один оборот эксцентрикового стакана из дробилки выпадает дробленый продукт, занимающий объем кольца с трапециевидальным поперечным сечением AA_1N_1N . Это кольцо представляет собой про-

странство, получающееся при вращении трапеции AA_1N_1N вокруг оси корпуса дробилки OO_1 . Согласно теореме Гульдена объем такого пространства равен произведению площади фигуры, вращение которой образует кольцо, на длину окружности, описываемой центром тяжести фигуры вокруг оси вращения, т. е.

$$V = F 2\pi R, \quad (4.3)$$

где F – площадь трапеции AA_1N_1N ;

R – расстояние от оси вращения OO_1 до центра тяжести трапеции, который расположен на линии, соединяющей середины оснований трапеции на расстоянии h_c (по перпендикуляру) от ее большого основания.

Из теоретической механики известно, что

$$h_c = \frac{1}{3} \frac{h(b_2 + 2b_1)}{b_2 + b_1}$$

где b_2 – максимальная ширина выходной щели, м;

b_1 – минимальная ширина выходной щели, м.

Как видно из рис. 4.3,

$$F = \frac{NA + N_1A_1}{2} h = \frac{b_2 + b_1}{2} \frac{S}{\operatorname{tg}\gamma_1 + \operatorname{tg}\gamma_2}.$$

Подставив в уравнение (4.3) найденное значение F , получим

$$V = \frac{b_2 + b_1}{2} \frac{S}{\operatorname{tg}\gamma_1 + \operatorname{tg}\gamma_2} 2\pi R$$

Воспользовавшись приведенными в предыдущем параграфе конструктивными соотношениями между основными размерами камеры дробления конусных дробилок крупного дробления, шириной B приемного отверстия (см. рис. 4.3) и формулой (4.1), получим для средних значений ширины выходной щели

$$F = 0,0056B^2 + 0,0026B - 0,0001, \quad R = 0,83B.$$

Подставив значения F и R в равенство (4.3), получим

$$V = (0,0056B^2 + 0,0026B - 0,0001) \cdot 2 \cdot 3,14 \cdot 0,83B,$$

$$V = 0,0292B^3 + 0,0136B^2 - 0,0005B.$$

Умножив последнее равенство на наивыгоднейшее число оборотов эксцентрикового стакана по формуле, получим объемную производительность дробилки:

$$V = 60nv = 60 \frac{240}{\sqrt{2B+1}} (0,0292B^3 + 0,0136B^2 - 0,0005B), \text{ м}^3/\text{час},$$

$$V = \frac{420,5B^3 + 195,8B^2 - 7,2B}{\sqrt{2B+1}}, \text{ м}^3/\text{час}.$$

Массовая производительность дробилки выражается формулой

$$Q = \frac{420,5B^3 + 195,8B^2 - 7,2B}{\sqrt{2B+1}} k\delta$$

или приближенно

$$Q = 210B^2 \sqrt{2B+1} (k\delta), \text{ т/час}, \quad (4.4)$$

где k – коэффициент разрыхления;

δ – плотность дробимого материала, т/м³.

Формула дает результаты, отклоняющиеся от данных заводоизготовителей. Можно предполагать, что заводы указывают производительность не на тщательно отгрохоченном материале, действительно требующем дробления, а пропускную способность, включая в производительность и мелочь, проходящую через дробилку без дробления. Вывод формулы (4.4) показывает влияние различных параметров на производительность дробилки. Например, очевидно, что производительность дробилки прямо пропорциональна длине хода дробящего конуса и зависит от ширины приемного отверстия. Каждый типоразмер конусных дробилок для крупного дробления в настоящее время может быть поставлен с разной величиной эксцентриситета, которая согласуется с шириной выходной щели.

Мощность электродвигателя

Потребляемую конусной дробилкой мощность рекомендуют определять по формуле:

$$N = \frac{5\sigma_{сж}^2 G l g i}{\eta E \rho_m},$$

где $\sigma_{сж}$, E – предел прочности кусков материала при сжатии и модуль их упругости;

$$i = \frac{d_n}{d_k};$$

η – к.п.д. конусных дробилок, $\eta = 0,7-0,85$.

Мощность двигателя N (кВт) конусных дробилок с крутыми конусами можно определить так же по формуле [5]

$$N = \frac{\sigma_{сж}^2 n d_2 (d_n^2 - d_k^2)}{24E1000\eta},$$

Для конусных дробилок крупного дробления можно так же рассчитать технологические параметры по эмпирическим зависимостям.

Согласно исследованиям физиков Л.Б. Левенсона и Т. Саймонса теоретически можно определить производительность дробилки как

$$Q = \frac{340\mu\rho_m eDA}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2},$$

где μ – коэффициент разрыхления ($\mu = 0,25 \div 0,75$);

ρ_m – плотность руды, т/м³ ;

e – эксцентриситет вала в плоскости разгрузочного отверстия, м;

D – диаметр основания подвижного конуса, м;

A – ширина разгрузочной щели в фазе раскрытия профилей (на открытой стороне), м;

α_1 – угол наклона образующей неподвижного конуса к вертикали, градус;

α_2 – угол наклона образующей подвижного конуса к вертикали на закрытой стороне, градус;

В частном случае при $\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2 = 0,45$ формула преобразуется в

$$Q = 755\mu\sigma eDA$$

Производительность можно вычислить так же по формуле Механобра:

$$Q_{\text{расч}} = 0,6 K_{\text{кр}} K_{\text{вл}} K_{\text{тв}} D^2 n \rho_{\text{н}},$$

где $K_{\text{кр}}$ $K_{\text{вл}}$ $K_{\text{тв}}$ – коэффициенты соответственно крупности, влажности и твердости дробимого материала;

n – число качаний подвижного конуса в минуту;

a – ширина разгрузочной щели в фазе раскрытия профилей (на открытой стороне), мм;

$\rho_{\text{н}}$ – насыпная плотность дробимого материала, т/м³.

Формула инженеров И.Н. Плаксина, А.В. Троицкого, А.А. Руденко предполагает определение производительности в виде

$$Q = 0,8 D^{2,5} a \rho_{\text{н}}.$$

Расчетная производительность, объемная по паспортным данным определяется как

$$Q_0^n = K_{\text{кр}} K_{\text{вл}} K_{\text{тв}} Q_{\text{пасп}} \frac{A}{A_{\text{пасп}}} \cdot \frac{\rho_{\text{н}}}{1,6},$$

где $Q_{\text{пасп}}$ – паспортное значение объемной производительности, соответствующее определенному паспортному значению $A_{\text{пасп}}$, м³/ч;

$A_{\text{пасп}}$ – ширина разгрузочной щели в фазе раскрытия профилей (паспортное значение), м;

Число качаний подвижного конуса в минуту (частота вращения эксцентрика, об/мин) по формуле Механобра

$$n = 200 - 80B,$$

где B – ширина загрузочного отверстия (окна), м;

Критическая частота¹ вращения эксцентрика, об/мин

$$n_{\text{кр}} = 66,5 \sqrt{\frac{\text{tg}\alpha_1 + \text{tg}\alpha_2}{S}} \approx \frac{10}{\sqrt{e}},$$

где S – ход подвижного конуса в плоскости разгрузочного отверстия, м

$$S = 2e$$

или

$$S \approx 0,02B + 0,014.$$

Размер среднего по крупности куска в разгрузке дробилки, м

$$d_{\text{ср}} = b + 0,5S \approx 1,36e,$$

где b – ширина разгрузочной щели в фазе сближения профилей (на закрытой стороне), м;

Ширина разгрузочного отверстия в фазе раскрытия профилей (на открытой стороне) $A = b + S$

Коэффициент закругнения $K_{\text{зп}} = d_{\text{max}}/b$, где d_{max} – размер наибольшего куска в разгрузке дробилки, м.

Для руд неплитняковой структуры и $f_n \leq 20$ коэффициент закругнения у дробилок типа ККД и КРД не должен превышать $K_{\text{зп}} = 1,7 \div 2,2$ (в зависимости от крепости руды).

¹ Критической частотой вращения эксцентрика называют такую скорость его вращения, при которой за период половины его оборота материал свободно преодолевает расстояние, равное высоте «призмы выпадения» продукта дробления. Обычно число оборотов эксцентрика принимают равным 45–55 % критического (большой процент соответствует дробилкам малого размера).

Здесь f_n – коэффициент крепости руды по шкале М.М. Протодьяконова; для руд средней крепости ($f_n = 10 \div 14$) $K_N = 18,5 \pm 1,5$; для крепких руд ($f_n = 15 \div 20$) $K_N = 24$;

K_N – коэффициент мощности, учитывающий крепость руды.

Потребляемая мощность (по эмпирической формуле Механобра)

$$N_{\text{потр}} = K_N D^2 e n.$$

Установленная мощность (по формуле Механобра)

$$N_{\text{дв}} = 1,5 N_{\text{потр}} \approx 36 D^2 e n.$$

4.3. Определение усилий, возникающих при дроблении в конусных дробилках крупного дробления

Для расчета деталей дробилки на прочность, необходимо знать усилия, возникающие при дроблении.

Усилие дробления P с наиболее вероятной точкой приложения его на одной трети высоты дробящего конуса вызывает реакцию эксцентрика P_1 (рис. 4.4).

Эта реакция будет направлена под некоторым углом α к плоскости эксцентриситета, так как при качании конуса зажатие материала будет происходить именно в этой зоне. По практическим данным угол $\alpha = 20^\circ \pm 30^\circ$.

Усилие дробления определяют по формуле

$$P = \frac{P_1 l}{l_1}. \quad (4.5)$$

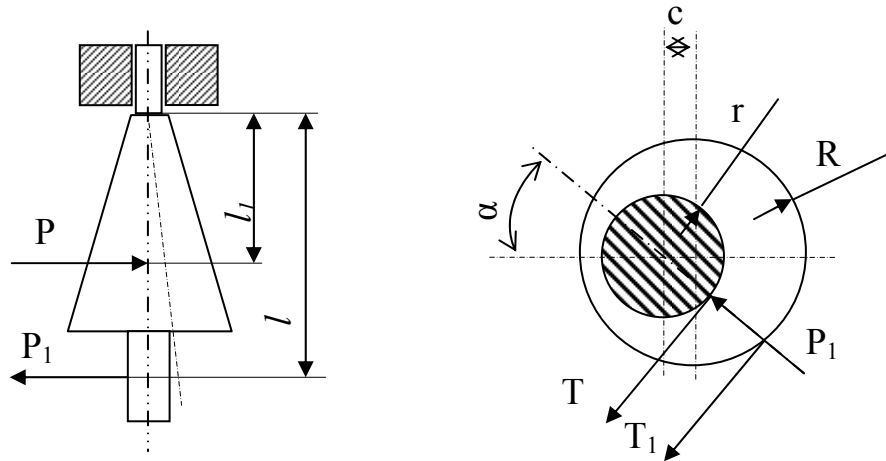


Рис. 4.4. Нагрузка на дробящий конус

Крутящий момент на эксцентрике будет равен

$$M = P_1 l \cdot \sin \alpha + T(r + R),$$

где T – сила трения на наружной и внутренней поверхности эксцентрика,

$$T = P_1 f .$$

Подставляя значение T , получим $M = P_1 l \cdot \sin \alpha + P_1 f(r + R)$.

$$\text{Тогда } P_1 = \frac{M}{l \sin \alpha + f(r + R)} .$$

Подставляя P_1 в формулу (4.5), определим усилие дробления

$$P = \frac{Ml}{(l \sin \alpha + f(r + R))l_1} .$$

Вводя в формулу коэффициент 2, учитывающий перегрузочную способность двигателя и влияние сил инерции движущихся частей машины, получим аварийное усилие дробления, возникающее при перегрузке дробилки

$$P = \frac{2Ml}{(l \sin \alpha + f(r + R))l_1}$$

Величина M определяется по мощности двигателя привода дробилки. По полученным значениям усилий дробления и производят расчет деталей дробилки.

4.4. Расчет технологических параметров конусных дробилок среднего и мелкого дробления

Угол захвата

Углом захвата α конусных дробилок среднего и мелкого дробления называется угол между образующими поверхностями дробящего конуса и наружной конической чаши в верхней части рабочего пространства в момент наибольшего их сближения (рис. 4.5). Условия равновесия куса дробимого материала, зажатого в рабочем пространстве конусной дробилки мелкого и среднего дробления, аналогичны условиям равновесия куса в щековой дробилке. Угол захвата α для данных дробилок должен быть меньше двойного угла трения. Практически угол захвата составляет к среднему 18° .

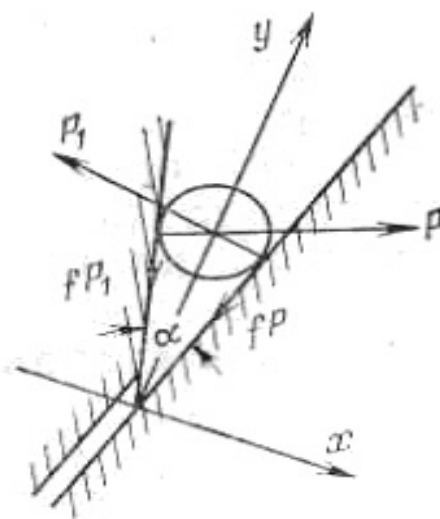


Рис. 4.5. Угол захвата конусной дробилки среднего дробления

Частота вращения эксцентрикового станка

Конусные дробилки среднего и мелкого дробления имеют параллельную зону длиной l и шириной s . Назначением этой зоны является получение дробленого продукта с максимальным куском размером, не превышающим ширины зоны.

Дробилка может выполнить эту задачу в том случае, если время прохождения кусками дробимого материала параллельной зоны будет не меньше времени одного оборота эксцентрикового стакана. При выполнении этого условия каждый кусок, по крайней мере, один раз, будет зажат в параллельной зоне (рис. 4.6). Следовательно, число оборотов эксцентрикового стакана зависит от длины параллельной зоны и скорости продвижения куска в этой зоне.

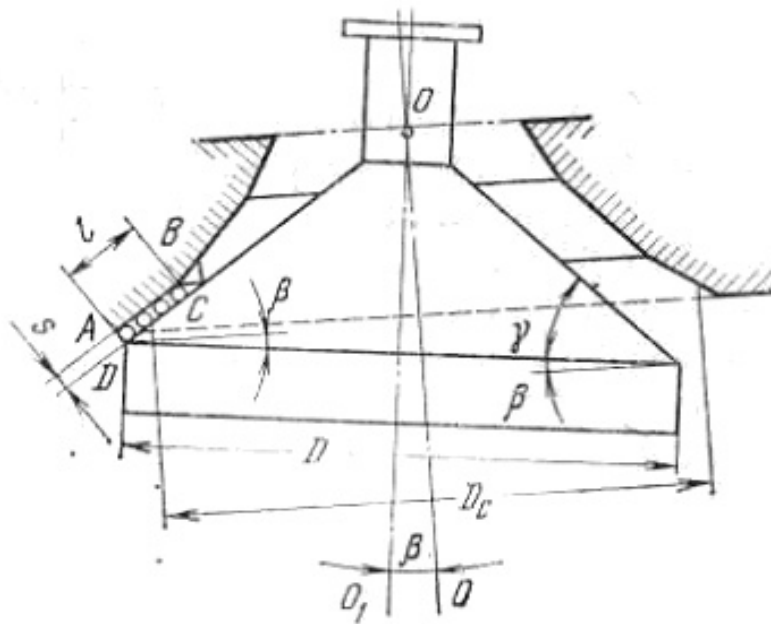


Рис. 4.6 Разгрузка дробленого продукта в конусной дробилке среднего и мелкого дробления

Движение материала в рабочей зоне дробилки можно рассматривать как процесс вибрационного перемещения вдоль плоскости, касательной к поверхности конуса и совершающей маятниковые (гармонические) колебания от эксцентрика. Скорость перемещения по качающейся образующей зависит от частоты качаний (числа оборотов эксцентрика), амплитуды качаний (двойной экс-

центриситет), коэффициента трения, конфигурации неподвижной чаши, ограничивающей движение куска в процессе прижатия-дробления и т. д.

Число оборотов вертикального вала у дробилок с консольным валом (коротким и пологим конусом) подсчитываем по формуле З.Б. Кантаровича [3]

$$n = 2,22 \sqrt{\frac{\sin \alpha - f \cdot \cos \alpha}{l}}, \text{ об/с,}$$

где α – угол наклона образующей дробящего конуса, равный $39\text{--}40^\circ$;

f – коэффициент трения материала о поверхность конусов, принимаем 0,35.

Если принять $l = 0,08D$, то формула примет вид

$$n = 7,83 \sqrt{\frac{\sin \alpha - f \cdot \cos \alpha}{D}}, \text{ об/с.}$$

Практические частоты вращения эксцентрикового стакана отечественных дробилок следующие, об/мин (табл. 4.1):

Таблица 4.1

Частота вращения отечественных дробилок

КСД – 1200	260	КМД – 1200	260
КСД – 1750	245–260	КМД – 1750	260
КСД – 2200	242	КМД – 2200	242
		КМД – 3000	185

Как видно, частота вращения эксцентрикового стакана для дробилок типов КСД и КМД одинаковая, а так как длина параллельной зоны для дробилок мелкого дробления примерно в 2 раза больше, кусок должен зажиматься в параллельной зоне большее число раз, чем в дробилках типа КСД. При некотором

увеличении частоты качаний конуса против указанной, производительность дробилки растет, а крупность продукта уменьшается.

Ход конуса

В конусных дробилках среднего и мелкого дробления ход конуса (двойной эксцентриситет) значительно больше по сравнению с ходом в конусных дробилках крупного дробления. Увеличение размаха качаний необходимо для ускорения прохождения материала через дробильную зону и для облегчения разгрузки: этим повышается производительность дробилки. Угол отклонения оси конуса от оси дробилки (угол прецессии) в дробилках типов КСД и КМД составляет до $2^{\circ}30'$. Так, для дробилки с конусом диаметром 2200 мм эксцентриситет на уровне разгрузочной щели составит 47,5 мм, а ход – 95 мм.

Большой ход конуса предопределяет большое закрупление дробленого продукта. Отношение размера максимального куска в продукте дробления к размеру выпускной щели в фазе сближения конусов для дробилок типа КСД составляет 2,3–3, а для дробилок типа КМД до 3–4.

Производительность

Площадь горизонтальных сечений рабочей зоны конусных дробилок среднего и мелкого дробления на разных уровнях по высоте различна, неодинакова также и скорость продвижения материала. Поэтому пропускная способность разных сечений неодинакова, в незабивающихся профилях рабочей зоны она увеличивается с понижением уровня сечения.

Производительность дробилки определяется горизонтальным сечением, имеющим объемную наименьшую пропускную способность. Такое критическое сечение обычно оказывается на уровне входа материала в параллельную зону. Но в дробилках мелкого дробления это сечение близко к уровню загрузки, особенно если профиль специально так запроектирован. Следует также учитывать

разное разрыхление материала в рабочей зоне по мере понижения уровня сечений, в незабывающихся профилях коэффициент разрыхления непрерывно возрастает к разгрузочному уровню.

Следовательно, максимальная производительность дробилки определяется произведением объемной пропускной способности критического сечения и насыпной плотности дробимого материала. Если критическое сечение находится на уровне входа в параллельную зону, то производительность должна зависеть от площади этого сечения и, следовательно, от ширины выпускной щели. По каталогам заводов-изготовителей производительность дробилок ставится в прямую зависимость от ширины выпускной щели B , поэтому для данного типоразмера дробилки можно говорить об удельной производительности на 1 см ширины щели.

Упрощенно объемную теоретическую производительность можно рассчитать из следующих соображений. Если обозначить продвижение материала в рабочей зоне за один оборот эксцентрика через x , то из дробилки выпадет кольцо материала объемом

$$V = xb\pi D_c,$$

где b – ширина выходной щели;

D_c – диаметр окружности, описываемой центром тяжести прямоугольника $ABCD$ (рис. 4.6).

Для упрощения можно принять $D_c = D$, где D – диаметр основания конуса, что даст незначительную ошибку. Если принять, что длину параллельной зоны l материал проходит за один или два оборота, т. е. $x = l$, а l можно принять пропорциональной диаметру конуса, т. е. $l = kD$, где k – конструктивный параметр дробилки, то объемная теоретическая производительность дробилки

$$V = 60\pi nblD = k_0 nbD^2, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.6)$$

где n – частота качаний конуса в одну минуту;

b , l и D – взяты в метрах;

k и k_0 – коэффициенты пропорциональности.

Переход к массовой производительности затруднен неизвестностью коэффициента разрыхления в момент разгрузки. Действительная производительность дробилок типов КСД и КМД колеблется в широких пределах в зависимости от крепости и крупности руды, ее влажности, глинистости и схемы дробления. Приводимые в каталогах производительности относятся к усредненным условиям. Средние удельные производительности дробилок приведены в табл. 4.2, в которой производительность для замкнутого цикла дана по материалу, прошедшему через дробилку, т. е. по исходному питанию, плюс циркулирующая нагрузка.

Таблица 4.2

Удельная производительность дробилок типов КСД и КМД

Типоразмер дробилки	Открытый цикл	Типоразмер дробилки	Открытый цикл	Замкнутый цикл
КСД – 1200	35	КМД – 1200	60	80
КСД – 1750	60	КМД – 1750	110	145
КСД – 2200	110	КМД – 2200	205	270
КСД – 2500	130	КМД – 2500	270	350
КМД – 3000	175	КМД – 3000	390	500

Зависимость удельной производительности от частоты качаний и диаметра основания конуса приблизительно прямо пропорциональна произведению nD^2 , входящему в формулу (4.6). Ориентировочные поправки к производительности на крепость руды, влажность и крупность даны в табл. 4.3.

Потребная мощность электродвигателя

Для дробилок типов КСД и КМД мощность двигателей приблизительно прямо пропорциональна производительности. Средняя потребляемая мощность составляет от 50 до 75 % мощности электродвигателя.

Дробилки выбираются по ширине загрузочного отверстия и по производительности при заданной ширине выходной щели

$$N_{\text{дв}} \approx 0,21nD^2.$$

Дробилки типов КСД и КМД поставляются с электродвигателями, мощность которых определяется заводом для каждого типоразмера. Поэтому проверка мощности, как это делается для дробилок крупного дробления, не производится.

Таблица 4.3

Поправочные коэффициенты на условия дробления

Поправочный коэффициент	Крепость руды по шкале проф. Протоdjeяконова							
	Некрепкая (мягкая), 5–10		Средней крепости, 10–15		Крепкая (твердая), 15–18		Особо крепкая, 18–20	
Поправка на крепость руды, k_t	1,2		1,0		0,95		0,9	
Влажность руды, %	4–5	6	7	8	9	10	11	
Поправка на влажность (комкующаяся мелочь), $k_{\text{вл}}$	1,0	0,95	0,9	0,85	0,8	0,75	0,65	
Содержание в питании классов, крупнее половины приемного отв., %	5		20		40		60	80
Поправка на крупность, $k_{\text{кр}}$	1,10		1,05		1,0		0,95	0,89

4.5. Определение усилий, возникающих при дроблении в конусных дробилках мелкого и среднего дробления

В конусных дробилках мелкого и среднего дробления усилия дробления, возникающие при работе дробилки, направлены главным образом на приподнимание верхней части машины. Однако верхнюю часть машины удерживают замыкающие пружины. Если происходит перегрузка дробилки, усилие от первоначальной затяжки пружин оказывается недостаточным для удержания верхней части дробилки в контакте со станиной, благодаря чему верхняя часть несколько приподнимается над станиной, вызывая дополнительное сжатие пружин. Таким образом, если будет известно усилие затяжки каждой пружины и их количество, можно определить наибольшее рабочее усилие дробления. Для определения данных усилий рассмотрим равновесие верхней части дробилки под действием внешних сил (рис. 4.7).

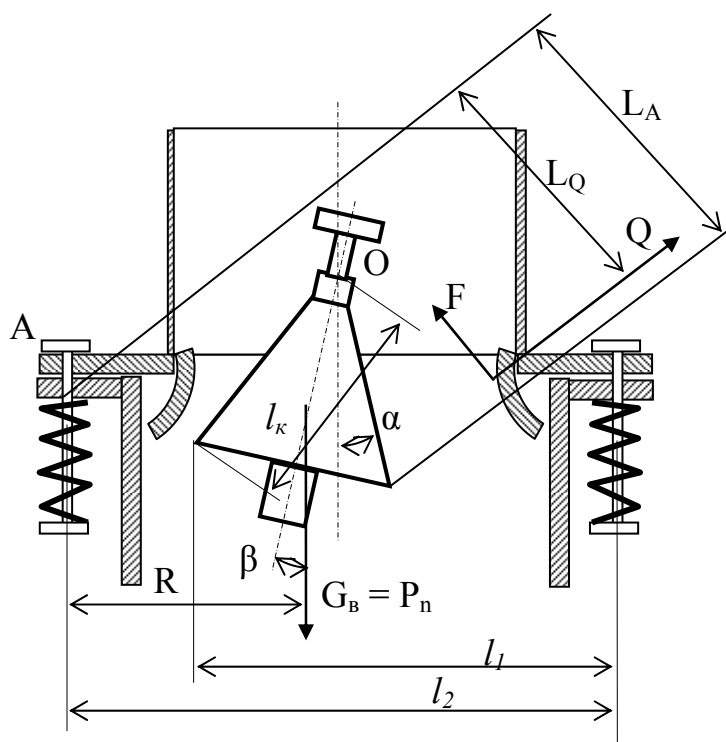


Рис. 4.7. Равновесие верхней части дробилки под действием внешних сил

Уравнение моментов относительно точки A будет

$$QL_Q + QfL_F - R(G_6 + Pi) = 0,$$

где Q – усилие дробления, Н;

G_6 – вес верхней части дробилки, Н;

P – первоначальная сила затяжки одной замыкающей пружины, Н;

f – коэффициент трения материала о металл;

R – расстояние от точки A до оси дробилки, м;

L_Q – плечо усилия дробления относительно точки A поворота верхней части, м;

L_F – плечо силы трения, м;

i – число пружин.

Тогда
$$Q = \frac{R(G_6 + Pi)}{L_Q + L_F f}.$$

В случае попадания в дробилку металлических предметов, пружины будут дополнительно деформироваться. Причем пружины будут деформироваться неодинаково, так как верхняя часть дробилки, приподнимаясь, вращается вокруг одной из точек своей опорной поверхности. Величина дополнительных прогибов и соответственно усилия пружин прямо пропорциональны расстояниям от этих пружин до точки вращения. Наибольший подъем верхней части дробилки будет иметь место при попадании металлического предмета в конце зоны параллельности. Этот подъем будет равен

$$h = 2l_k \sin \beta \cos \alpha \frac{l_2}{l_1},$$

где l_k – расстояние от центра сферы O до начала параллельной зоны.

Замыкающие пружины размещаются пакетами, обычно по 5 штук в каждом пакете. Если допустить, что в одном пакете пружины получают одинаковую деформацию, то величина момента, противодействующая поднятию верхней части дробилки при дополнительном сжатии пружин, будет равна

$$M = \frac{3}{4}ichR + iRP + G_e R,$$

где c – жесткость пружины,

при этом сила, действующая на дробящий конус, будет равна

$$Q_{\max} = \frac{M}{L_Q + L_F f}.$$

Полученные усилия могут служить исходными данными для расчета на прочность основных деталей дробилки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бауман В.А. Механическое оборудование предприятий строительных материалов, изделий и конструкций / В.А. Бауман, Б.В. Клушанцев, В.Д. Мартынов : учебник для ВУЗов. М. : Машиностроение, 1975.
2. Иванов В.Ф. Дробильно-сортировочное оборудование : ч. 1. Оборудование для дробления каменных материалов / В.Ф. Иванов : Красноярск, 1966.
3. Кантарович З.Б. Машины химической промышленности : т.1 / З.Б. Кантарович. Машгиз : 1957
4. Клушанцев Б.В. Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации / Б.В. Клушанцев [и др.]. М. : Машиностроение, 1990.
5. Морозов Н.К. Механическое оборудование заводов сборного железобетона / Н.К. Морозов. Киев : Высшая школа, 1977.
6. Руководство по проектированию механического оборудования силикатных производств: ч. 2. Дробильное оборудование / под. ред. П.В. Левченко. УПИ им. С.М. Кирова. Свердловск, 1963.
7. Олевский В.А. Конструкции, расчеты и эксплуатация дробилок / В.А. Олевский. Metallurgizdat, 1958.
8. Сергеев В.П. Строительные машины и оборудование / В.П. Сергеев : учеб. для ВУЗов по спец. «Строительные машины и оборудование». М. : Высш. шк., 1987.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Основные параметры щековых и конусных дробилок

Таблица п.1

Щековые дробилки с простым движением щеки

Параметры	ЩДП-4x6	ЩДП-6x9	ЩДП-9x12	ЩДП-12x15	ЩДП-15x21	ЩДП-21x25
Размеры приемного отверстия, мм						
ширина	400±20	600±30	900±45	1200±60	1500±75	2100±90
длина	600±30	900±45	1200±60	1500±75	2100±90	2500±100
Размер наибольшего куска, мм	340	510	750	1000	1300	1700
Ширина разгрузочной щели, мм	60	100	130	150	180	250
Пределы регулирования щели, мм	±15	±25	±35	±40	±45	±65
Эксцентриситет вала, мм	19	29	40	35	42	50
Угол захвата, град	20	20	22	24	23	23
Объемная производительность для материала средней крепости, м ³ /час	15	50	160	280	550	800
Мощность электродвигателя, кВт	40	75	100	160	250	400
Масса дробилки, т	8	27	76	146	260	470
Изготовитель	Выксунский завод дробильно – помольного оборудования		Волгоцеммаш (г. Тольятти)			

Таблица п.2

Технические характеристики щековых дробилок
Новокраматорского машиностроительного завода²

Наименование параметра	Значение параметра модели				
	ДЩ – 2,5×9	ДЩ – 4×6	ДЩ – 4×9	ДЩ – 6×9	ДЩГ – 7,5×27
Размер приемного отверстия, мм:					
– ширина	250	400	400	600	750
– длина	900	600	900	900	2700
Ширина выходной щели, мм	20...60	40...90	40...90	70...130	25...160
Максимальный размер куска материала, мм	210	340	340	500	2500
Производительность, м3/ч	10...25	10...25	15...35	35...80	210...280
Частота вращения эксцентрика, об/мин	300	310	300	280	
Приводной электродвигатель:					
– мощность, кВт	45	45	55	75	55
– число оборотов, об/мин	1000	1000	1000	1500	
Масса дробилки с электродвигателем, т	9,6	9,9	12,6	21,2	38,5

² НКМЗ, 84305 г. Краматорск, Донецкая обл., Украина, <http://www.nkmz.com>

Таблица п.3

Технические характеристики щековых дробилок ОАО «Дробмаш»³

Модель	Типоразмер	Размер куска исходного материала, мм	Ширина разгрузочной щели, мм	Производительность, м ³ /ч	Мощность двигателя, кВт	Масса, т
ДРО – 572	ЩДС – 1,6x6	130	17–45	5–14	30	5,6
ДРО – 549	ЩДС – 1,6x9	130	17–45	7–20	37	6,6
СМД – 08А	ЩДС – 2,5x9	210	25–60	15–31	45	8,4
ДРО – 603	ЩДС – 4x6	340	40–90	15–33	30	7,0
СМД – 109А	ЩДС – 4x9	340	40–90	23–53	45	10,8
ДРО – 693	ЩДС – 5x9	425	40–90	23–53	55	12,0
ДРО – 710 (СМД – 110АМ)	ЩДС – 5,5x9	460	55–90	45–70	75	18,4
СМД – 110А	ЩДС – 6x9	500	75–130	58–104	75	18,5
ДРО – 529	ЩДС – 7,5x9	600	160–200	90–160	75	21,0
ДРО – 609А	ЩДС – 8x10	680	100–180	85–155	132	27,5

Таблица п.4

Технические характеристики конусных дробилок ОАО «Дробмаш»⁴

Модель	Типоразмер	Размер куска исходного материала, мм	Ширина разгрузочной щели, мм	Производительность, м ³ /ч	Мощность двигателя, кВт	Масса, т
СМД – 120А	КСД – 900	105	15–40	46–88	55	11,6
ДРО – 560Г*	КМД – 900Г	20–40	8–5	35–50	75	11,7
ДРО – 658	КСД – 1200Г	100	10–25	63–130	110	26,0
ДРО – 560*	КМД – 900	40–80	8–15	30–45	75	11,7
ДРО – 592	КСД – 600	90	12–35	19–40	30	3,0
ДРО – 560Гр	КСД – 900	105	15–40	46–88	55	11,7

³ 607061, г.Выкса Нижегородской обл., ул. Заводская, тел. (83177) 62–8–62

⁴ 607061, г.Выкса Нижегородской обл., ул. Заводская, тел. (83177) 62–8–62

Таблица п.5

Технические характеристики конусных дробилок
Новокраматорского машиностроительного завода⁵

Обозначение дробилки	Приемная щель, мм	Наибольший размер куска, мм	Разгрузочная щель, мм	Производительность, м ³ /час	Мощность, кВт	Масса, т
КСД – 2200 Гр	350	300	30–60	360–610	250	109
КСД – 2200 Т	275	250	15–30	180–360	250	101
КСД – 2200 Т1	100	85	5–15	170–230	250	103
КМД – 2200Т2	85	80	8–12	150	315	110
ККД – 1500/180 – 2ГРЦ	1500	1200	180	1550	2×315	455
КВКД – 1450/180	1450	1200	180	2000	500	331

Таблица п.6

Технические характеристики конусных дробилок крупного и
редукционного дробления ОМЗ группа Уралмаш–Ижора⁶

Обозначение дробилки	Приемное отв., мм	Макс. Ø конуса, мм	Ход эксцентрика, мм	Разгрузочная щель, мм	Производительность, м ³ /час	Мощность, кВт	Об/мин	Масса, т
Дробилки крупного дробления, ККД								
500/75	500	1270	30	55–85	200–270	110	985	40
900/140	900	1700	36	100–150	350–580	250	740	148
1200/150	1200	1900	36–45	100–180	520–1220	315	590	240
1350/160	1350	2160	36–45	140–200	620–1320	400	590	320
1500/180	1500	2520	36–45	140–215	1040–2240	400	590	406
1500/230	1500	2550	36–45	140–250	1140–2790	500	590	459
Дробилки редуционного дробления, КРД								
700/75	700	2040	38	65–100	360–610	250	980	157
700/100	700	2340	38–45	75–140	550–1310	400	590	236

Указанные значения производительности приведены для материала с временным сопротивлением сжатию 100 ... 150 МПа, содержащего минимальное количество глины, влаги и мелочи в питании.

⁵ НКМЗ, 84305 г. Краматорск, Донецкая обл., Украина, <http://www.nkmz.com>

⁶ пл. Первой Пятилетки, Екатеринбург, 620012, e-mail: mining@omzglobal.com

Таблица п.7

Технические характеристики конусных дробилок мелкого дробления
ОМЗ группа Уралмаш–Ижора⁷

Обозначение дробилки	Приемная щель, мм	Разгрузочная щель, мм	Производительность, м ³ /час	Мощность, кВт	Об/мин	Масса, т
Базовые модели						
КМД – 1750 Гр	130	9–20	135–200	160	740	51
КМД – 1750 Т	80	5–15	85–140	160	740	51
КМД – 2200 Гр2	200	15–25	315–410	250	490	93
КМД – 2200 Гр	140	10–20	220–325	250	490	93
КМД – 2200 Т	100	5–15	160–250	250	490	93
КМД – 3000 Гр	220	15–25	500–650	400	590	225
КМД – 3000 Т	100	5–15	300–475	400	590	225
Специальные исполнения						
КМД – 1750 Т2 – Д ¹	70	8–12	80–110	200	740	52
КМД – 1750 Т3 – Д ²	40	3–8	40–75	160	740	51
КМД – 1750 Т7 – Д ³	60	8–15	120	200	740	50
КМД – 2200 Т4 – ДА ⁴	85	8–15	130–170	250	490	95
КМД – 2200 Т5 – Д ⁵	85	7–12	160–235	315	490	94
КМД – 2200 Т6 – Д ¹	70	6–12	140–180	315	490	94
КМД – 2200 Т7 – Д ³	95	8–15	285	315	490	93
КМД – 3000 Т2 – ДП ⁵	85	8–15	340–450	500	590	229

1 – для сверхтонкого дробления в четырехстадиальных схемах дробления;

2 – для дробления глиноземного спека;

3 – для получения кубовидного щебня (содержание лещадных зерен в товарных фракциях не более 15 %);

4 – для вязких труднодробимых железных руд;

5 – для сверхтонкого дробления в трехстадиальных схемах дробления.

⁷ пл. Первой Пятилетки, Екатеринбург, 620012, e-mail: mining@omzglobal.com

Технические характеристики конусных дробилок среднего дробления
ОМЗ группа Уралмаш–Ижора⁸

Обозначение дробилки	Приемная щель, мм	Разгрузочная щель, мм	Производительность, м ³ /час	Мощность, кВт	Об/мин	Масса, т
Базовые модели						
КСД – 1750 Гр2	350	35–65	230–400	160	740	51
КСД – 1750 Гр	250	25–60	180–320	160	740	51
КСД – 1750 Т	200	15–30	105–190	160	740	51
КСД – 2200 Гр2	450	35–65	500–820	250	490	92
КСД – 2200 Гр	350	30–60	420–700	250	490	92
КСД – 2200 Т	275	15–30	180–360	250	490	92
КСД – 3000 Гр	600	50–80	950–1450	400	590	230
КСД – 3000 Т	475	25–50	650–900	400	590	230
Специальные исполнения						
КСД – 2200 Гр – ДА ¹	350	30–60	380–630	250	490	95
КСД – 2200 Гр – Д ²	275	20–40	400–630	400	490	97

1 – для вязких трудно дробимых железных руд;

2 – с повышенной производительностью.

⁸ пл. Первой Пятилетки, Екатеринбург, 620012, e-mail: mining@omzglobal.com

Учебное электронное текстовое издание

Пономарев Владимир Борисович
Лошкарев Александр Борисович

ЩЕКОВЫЕ И КОНУСНЫЕ ДРОБИЛКИ

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
ПО КУРСОВОМУ ПРОЕКТИРОВАНИЮ

Редактор *О.В. Климова*
Компьютерная верстка *О.В. Климова*

Рекомендовано РИС ГОУ ВПО УГТУ-УПИ
Разрешен к публикации 18.07.08.

Электронный формат – PDF

Формат 60x90 1/8 Объем 3,59 уч.-изд. л.

Издательство ГОУ-ВПО УГТУ-УПИ
620002, Екатеринбург, ул. Мира, 19

Информационный портал
ГОУ ВПО УГТУ-УПИ
<http://www.ustu.ru>