

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО  
СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ  
УЗБЕКИСТАН**

**ТАШКЕНТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ ИСЛАМА КАРИМОВА**

**МЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ  
МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЗАВОДОВ**

**Практическое занятие.**

**МЕТОДИЧЕСКОЕ УКАЗАНИЕ**

**Ташкент - 2022**

УДК 669.

Методическое указание. **«Механическое оборудование металлургических заводов»**. Для практических занятий. С.Б.Мирзажоннова, Б.Р.Каримжонов. – Ташкент. ТашГТУ. 2022. 49 стр.

В методическом пособии приведены структуры, принцип действия, область применения механических машин на металлургических производствах, машины для дробления, измельчения, классификация, транспортировка дробленых концентратов, подготовки агрегатов по параметрам загружаемых материалов. Методическое пособие, подготовленное по предмету «Механическое оборудование металлургических заводов», направлено на овладение наукой, лабораторные работы обобщены на основе металлургических оборудований. Каждая работа рассчитана на два часа, раскрывается цель работы, необходимые материалы для работы, учет процессов, происходящих на заводах, рассчитывается эффективность производства механических оборудований.

Издан на основании решения научно-методического совета Ташкентского государственного технического университета имени Ислама Каримова.

**Рецензенты:**

1. Маткаримов С.Т. заведующий лабораторией «Горные работы и переработка минерально-сырьевых ресурсов» Узбекско-Японского молодежного инновационного центра, к.т.н., доцент;
2. Бердияров Б.Т. заведующий кафедрой «Металлургия» факультета «Геологоразведки и горно-металлургии», ТашГТУ, к.т.н., доцент.

©-Ташкентский государственный технический университет, 2022

## Практическое занятие № 1

### Расчет технических показателей ленточных конвейеров

Конвейеры самые распространенные машины применяемые при непрерывном транспортировании.

Основные элементы конвейера, непрерывно движущиеся гибкая является одновременно тяговым или несущим элементом. Конвейеры разделяют на стационарные и передвижные горизонтальные и наклонные тяговые усилия можно определить, зная мощность двигателя конвейера:

$$T = 1020 \cdot N \cdot \eta / v$$

где: 1020 – из справочника;

N – мощность двигателя кл Ватт;

$\eta$  - коэффициент полезного действия привода (0,8 – 0,85);

v - скорость движения ленты, м/с.

Мощность двигателя зависит от многих факторов и определяется по формуле

$$N = \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot L}{10000} \cdot (K_0 \cdot v + 1,2) \cdot K_5$$

где:  $K_1$  – коэффициент учитывающий запас мощности, 1,1 – 1,2;

$K_2$  – коэффициент учитывающий длину конвейера 1,1 – 1,2;

$K_3$  – коэффициент учитывающий влияние перегибов конвейера.

В отсутствии перегибов  $K_3 = 1,1$ , при перегибов  $K_3 = 1,1 - 1,03$ ;

$K_4$  – коэффициент учитывающий условия работы конвейера,  $K_4 = 1,05 - 1,1$ . Для прилипающих материалов  $K_4$  является  $K_4 = 1,4 - 1,5$ , не нагретом здании  $K_4 = 1,1 - 1,2$ .

$K_5$  – коэффициент учитывающий влияние сбрасывающих в тележке 1,15;

L – длина навески ленты;

v - 1,5 м/с.

$K_0$  – коэффициент учитывающий влияние ширины и типа ленты.

Ширина ленты измеряется в (мм)

<b>Ширина ленты, мм</b>	650	800	1000	1200	1400
<b><math>K_0</math></b>	110	250	310	370	600

На практике ширина ленты 500-1600 мм, то длина навески ленты будет равна  $L = 3000$  мм.

Мощность двигателя:

$$N = \frac{1,1 \cdot 1,1 \cdot 1,1 \cdot 1,05 \cdot 1,15 \cdot 3000}{10000} \cdot (110 \cdot 1,5 + 1,2) \cdot 1,15$$

$$= 0,482 \cdot 191,13 = 92,12466 \text{ кВт}$$

Производительность конвейера прямо пропорционально площади сечения насыпного материала, находящегося на ленте, и скорости ее движения. По формуле можно определяют объемную производительность,  $\text{м}^3/\text{ч}$ :

$$Q = 3600 \cdot F \cdot v$$

где  $F$  – площадь поперечного сечения материала на ленте,  $\text{м}^2$ .

$v$  - скорость движения ленты,  $\text{м}/\text{с}$ .

Сечения материала зависит от ширины и формы ленты и угла естественного откоса материала.

$$Q = c(0,9B - 0,05)^2 \cdot v$$

Величина эмпирического коэффициента  $C$  зависит от формы ленты и угла откоса материала на движущейся по роликам ленты. Ниже приведены значения коэффициента  $C$  для желобчатой ленты на трехроликовой опоре:

Угол наклона боковых роликов	20	30	36
Угол откоса насыпного груза на ленте	15-20	15-20	15-20
Коэффициент $C$	470-550	550-625	685-655

$$Q = 470(0,9 \cdot 500 - 0,05)^2 \cdot 1,5 = 112,8$$

При заранее заданной производительности конвейера можно определить ширину ленты, м:

$$B = 1,1(\sqrt{Q/C \cdot v} + 0,05)$$

$$B = 1,1(\sqrt{112,8/470 \cdot 1,5} + 0,05) = 0,5$$

В табл. 1 приведена скорость движения ленты, м/с, различной ширины В для транспортирования некоторых сыпучих материалов.

Таблица. 1

Скорость движения ленты

Транспортируе-мый материал	v, м/с по ширине ленты, мм			
	500-650	800-1000	1200-1400	1600-2000
1. Неабразивный, малоабразивный (уголь, концентрат и песок)	1,25 – 2	1,4 – 2,5	1,6 – 2,8	2,0 – 3,5
2. Абразивный мелко и среднекусовой крупностью до 150 мм (руда, шихта, кокс, агломерат)	1 – 1,6	1,4 – 2,2	1,6 – 2,5	2 - 3
3. Абразивный высокоабразивный крупностью свыше 150 мм (руда, горная порода)	1 – 1,25	1,25 – 1,6	1,6 – 2	1,8 – 2,5

### Контрольные вопросы

1. Для чего предназначена конвейеры?
2. Каким должен быть ширина ленты конвейера для транспортировки абразивных, мелких и очень мелких материалов?
3. Какие виды конвейеров вы знаете?

## Практическое занятие № 2

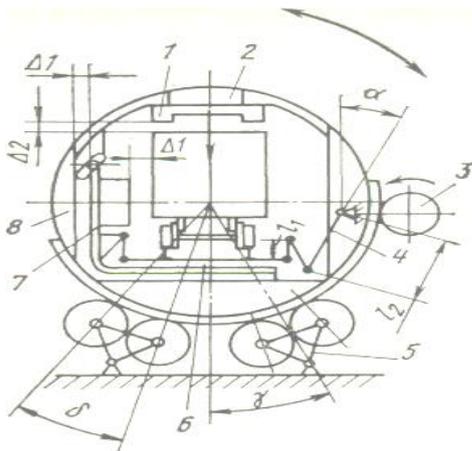
### Расчеты роторного вагоноопрокидвателя

На металлургические заводы руда доставляется в железнодорожных вагонах – саморазгружающихся (хопперы, гондолы, думпкары и др.) и несаморазгружающихся. У хопперов и гондол открывается днище, и руда попадет в приемную траншею. На это уходит 3-5 мин. Если вагоны несаморазгружающиеся, то их разгрузку осуществляют с помощью вагоноопрокидвателей. При этом вагоны въезжают на платформы вагоноопрокидвателей, где их вначале закрепляют, а затем наклоняют на угол  $130-160^{\circ}$ . При этом руда попадает в траншею. Операция по перегрузке одного вагона занимает 2 мин.

Вагоноопрокидыватели в зависимости от зоны действия делят на стационарные и передвижные, перемещающиеся вдоль траншеи.

Вагоноопрокидыватель работает следующим образом, предназначенные для разгрузки вагоны подаются электрическими вагонотолкателями и вагоноопрокидыватели и по одному устанавливаются на его платформе машинист вагоноопрокидывателя управляет вагонотолкателем дистанционного с поста управления.

Роторный стационарный вагоноопрокидыватель (рис. 2.1.) состоит из ротора 5, опорных катков 5, механизмов вращения ротора 5, платформы 6, люльки 7, механизма зажима вагона 2 и вибраторов 1. Ротор вагоноопрокидывателя представляет собой металлоконструкцию, состоящую из четырех вертикальных дисков, объединенных поперечными балками. Ротор установлен на бандажах, вращающихся на опорных роликах с балансирной подвеской для выравнивания нагрузки по роликам.



Ротор приводится во вращение двумя двигателями типа МТН-612-10 мощностью по 60 кВт и частотой вращения - 10 об/мин. Крутящий момент передается через двухступенчатый редуктор на шестерни и от них на зубчатые венцы, закрепленные на бандажах. Зубчатые венцы обеспечивают поворот ротора на  $175^\circ$ .

Рис. 2.1. Роторный стационарный вагоноопрокидыватель

Роторы фиксируются в крайних положениях четырьмя тормозами. Движение подвенечных шестерен синхронизируется общим валом. Внутри ротора установлены две люльки. Одна опора люльки перемещается в лекальной прорези корпуса, другая соединена с корпусом шарнирной тягой 4 длиной 2, не препятствующей смещению люльки. С этой целью тяга наклонена к вертикали на конструктивный угол  $\alpha$ . Внутри люльки на двух вертикальных шарнирных тягах длиной 1 подвешена платформа, на которой предусмотрены рельсы для перемещения железнодорожных вагонов.

По конструкции различают вагоноопрокидыватели:

- роторный, основная рабочая часть ротор, внутри которого помещен разгружаемый поворотом ротора вагон.
- башенные основная рабочая часть башня, в который поворачивается можно с разгружаемым вагоном и под который размещен канатный привод механизма поворота.
- рамные основная рабочая часть рама поворачивается с вагоном относительно одной или двух осей.

Все виды разновидности этих машин предназначены для выгрузки из железнодорожных вагонов сыпучих материалов осуществляется поворотом или наклоном вагона в положении обеспечивающие высыпание груза.

Вагоноопрокидыватель ВРС-134 (вагоноопрокидыватель роторный стационарный) предназначен для разгрузки полувагонов грузоподъемностью 63, 93, 125, 134 тонн.

Производительность вагоноопрокидывателя весьма высоко они могут выгружать более 100 тыс. вагонов в год с учетом потерь времени на обработку вагонов, в который произошло прилипание и примерзание груза.

Техническую производительность принимают более 12 вагонов в час, при расчетной времени работы оборудования за сутки равным 18 часов, с учетом сменных остановок для технического обслуживания и неравномерности поступления сырья, а также при годовом времени работы равным 352 в сутки.

Находим мощность вагоноопрокидывателя:

$$Q = 3600 \cdot m / (t_{\text{раб}} + t_0)$$

где:  $t_{\text{раб}}$  – рабочая время (поднятая и обратная) за секунду;  
 $m$  – грузоподъемность вагона, тонна;  
 $t_0$  – время.

$$Q = 3600 \cdot 60 / (120 + 600) = 300 \text{ т / ч}$$

Техническая характеристика роторного вагоноопрокидывателя приведена ниже:

Грузоподъемность, т .....	125
Производительность, вагон/ч....	25-27
Угол поворота ротора, град .....	175
Частота вращения ротора, об/мин....	1,35
Вибраторы, шт .....	3
Длина, мм .....	56150
Ширина, мм .....	22125
Высота, мм.....	8535
Общая масса, т .....	436,4

$$N = \frac{1,2 \cdot M_{\text{рас.мом}} \cdot n_{\text{частота.вращ}}}{9750 \cdot \eta} = \frac{1,2 \cdot 120 \cdot 1,35}{9750 \cdot 0,8} = 0,016$$

где:  $N$  – частота вращения ротора электродвигателя;  
 $1,2$  – коэффициент не учтенных сопротивлений;  
 $\eta$  – коэффициент полезного действия, 0,8.  
 $M_{рас}$  – расчетный момент Н/м.  
 $n$  – оборот на минуту

### **Контрольные вопросы**

1. Какие виды вагоноопрокидывателей Вы знаете?
2. Устройство, принцип работы и место применения вагоноопрокидывателя.
3. Укажите основные технологические показатели вагоноопрокидывателя.

### **Практическое занятие № 3**

#### **Расчет бункера и его принцип работы**

В металлургии бункера – это промежуточные емкости для содержания материалов – руды, кокса, агломерата и т.п.

Конструкции бункеров очень разнообразны, но общим для всех является соблюдение условия: наклон днища бункера должен быть больше угла трения между бункером и материалом, определяемым углом естественного откоса в состоянии покоя.

Конвейер конструкции «Механобр» при мощности вибратора от 0,5 до 8 кВт, амплитуде вибраций 0,62 - 1,25 мм, частоте колебаний 3000 в минуту развивает производительность от 50 до 650 т/ч. К достоинствам конвейера относится возможность передачи агломерата на большие расстояния. В этом случае трубу составляют из отдельных секций длиной до 15м, соединенных друг и другом телескопически. Особое внимание уделяют одинаковой настройке амплитудно-частотной характеристики всех электромагнитов.

Ниже даны значения углов естественного откоса  $\alpha$  (при покое) для некоторых материалов, град:

Руда:

крупнодробленая	25 - 40
среднедробленая	30 - 50
мелкодробленая	40 - 60
Кокс среднекусковой	35 - 50
Уголь мелкий	30 - 45
Агломерационная шихта	25 - 40
Концентрат обезвоженный	30 - 50

Коэффициент трения  $f$  определяется равенством  $tg\varphi = f$ .

Углы  $\varphi$  указанных выше материалов различны, но при наклоне стенок на  $50-60^\circ$  бункер становится универсальным и пригодным для всех материалов.

Обозначив меньший габарит в плане через  $a$ , найдем высоту  $h$ , соответствующую плоскости обрушения материала.

$$h \leq ctg(90^\circ - \beta) \cdot a$$

$a$  – ширина бункера.

$$\beta = 0,5 \cdot \varphi + 45^\circ = 0,5 \cdot 40 + 45 = 65^\circ$$

$$h = ctg(90 - 65) \cdot a = ctg 25 \cdot 2500 = 2,1445 \cdot 2500 = 5m \ 36sm$$

$$\beta = 0,5 \cdot 60 + 45^\circ = 75^\circ$$

$$h = ctg(90 - 75) \cdot a = ctg 15 \cdot 2500 = 3,73 \cdot 2500 = 9m \ 32sm$$

где  $\beta$  - угол обрушения,  $\beta = 0,5 \cdot \varphi + 45^\circ$

Если фактическая высота бункера больше  $h$ , то его называют силосным бункером; если меньше, то собственно бункером. Это различие используют при определении давления материала на горизонтальную плоскость. Для бункеров напряжение  $\sigma_r$  горизонтальной стенки определяют при высоте материала, равной  $H$ , по зависимости

$$\sigma_2 = H\gamma$$

где  $H$  – общая высота материала;

$\gamma$  – насыпной вес материалов,  $кН/м^3$ .

В силосных бункерах давление на стенку находим по формуле Янсена

$$\sigma_r = \frac{\gamma \cdot R}{f \cdot m_{II}}$$

где  $R$  - гидравлический радиус,  $R = F / \Pi$ .

здесь  $f$  - площадь горизонтальной площадки с периметром  $\Pi$ ;

$m_{\Pi}$  - коэффициент подвижности материала

$$m_{\Pi} = (1 - \sin \varphi) / (1 + \sin \varphi)$$

Нормальное давление на вертикальную стенку

$$\sigma_B = m_{\Pi} \cdot H \cdot \gamma$$

При наклоне стенки к горизонту на угол  $\alpha$  нормальное давление равно

$$\sigma_H = H\gamma(\cos^2 \alpha + m_{\Pi}^2 \sin^2 \alpha)$$

и касательное давление

Полное давление на наклонную стенку

$$\sigma = H\gamma\sqrt{\cos^2 \alpha + m_{\Pi}^2 \sin^2 \alpha}$$

**Пример.** Бункер с барабанным затвором, имеющий площадь  $F = 0,38 \text{ м}^2$ , при длине  $l = 1,88 \text{ м}$ , ширина  $a = 0,2 \text{ м}$ , предназначен для хранения руды. Угол естественного откоса руды  $\varphi = 36^\circ$ , угол  $\beta = 45 + 18 = 63^\circ$ . Для этих значений высота обрушений  $h = 0,2 \text{ ctg} 63^\circ = 0,102 \text{ м}$  и меньше высоты:  $H = 3 \text{ м}$ .

Расчет проводим по формуле Янсена:

$$R = 0,38 / (1,88 + 0,2) \cdot 2 = 0,091 \text{ м}$$

$$m_{\Pi} = (1 - \sin 36) / (1 + \sin 36) = (1 - 0,58) / (1 + 0,58) = 0,42 / 1,58 = 0,26 \text{ Н/м}^3$$

и для насыпного веса  $\gamma = 0,26 \cdot 100 = 26 \text{ кН/м}^3$

### Контрольные вопросы

1. Перечислите виды бункеров применяемые в металлургических промышленности.
2. Расскажите виды бункеров их устройство и принцип работы.
3. Укажите основные параметры бункера.

## Практическое занятие № 4

### Расчет производительности тарельчатого питателя

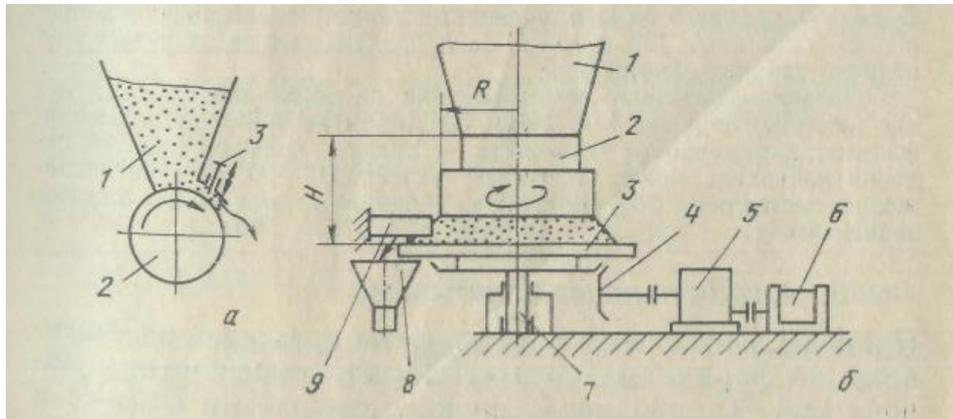


Рис. 4.1. Барабанные и тарельчатые питатели.

Тарельчатый питатель состоит из бункера 1, на горловине которого закреплена манжета 2 для регулирования высоты  $H$  подаваемого материала. Материал засыпается на тарелку 3, вращающуюся от электродвигателя 6 через редуктор 5 и коническую передачу 4. Тарелка представляет собой усиленную ребрами жесткости круговую пластину, вращающуюся в опорах 7. Материал ножом 9 сбрасывается в разгрузочную воронку 8. Быстроизнашиваемые части (ножи, тарелка) футеруют чугунными сменными листами или наплавляют твердым сплавом. Жесткая конструкция корпуса тарельчатого бункера, надежность в работе позволяют устанавливать его под бункерами с дробленой рудой перед мельницами.

Однако он плохо работает над пылевидных, влажных и глинистых материалах.

Производительность тарельчатого питателя, т/ч:

$$Q = (0,06h^2 n \rho / \operatorname{tg} \varphi) \cdot (\pi R + h / 3 \operatorname{tg} \varphi)$$

где  $R$  – радиус манжеты, м;

$h$  – высота слоя материала, м;

$\varphi$  – угол естественного откоса, град;

$n$  – частота вращения об/мин,  $7 \div 11$ .

$\rho$  – вес рассыпчатого материала, т/м<sup>3</sup>.

$$Q = \frac{0,06 \cdot 3^2 \cdot 8 \cdot 1,5}{\operatorname{tg} 36^\circ} \cdot (3,14 \cdot 2) + 3 / 3 \operatorname{tg} 36^\circ =$$

$$18,876 \cdot 6,28 + 0,73 = 5 \text{ тон } 65 \text{ кг}$$

К наиболее нагружаемым деталям питателей относятся пластины, оси, ролики или катки. Срок службы валов – звездочек косозубых колес привода составляет 40-85 мес. Пластины (кованые, штампованные), тарели, звенья, оси катков (роликов) работают не более 10-15 месяц.

Рассчитаем результирующее напряжение этих деталей:

$$\sigma = \sqrt{\sigma_r^2 + \sigma_t^2}$$

где  $\sigma_r^2$  - толщина тарелки;

$\sigma_t^2$  - тангенциальное напряжение.

$$\sigma_r = \frac{k_1 \cdot \rho \cdot r_1^2 \cdot k_D}{\sigma^2}$$

$$\sigma_t = \frac{k_2 \cdot \rho \cdot r_1^2 \cdot k_D}{\sigma^2}$$

где  $k_D$  – коэффициент динамичности,  $k_1, k_2 = d_1/d_0$ ;

$k_1, k_2$  – коэффициенты зависящие от параметра  $d_1/d_0$

$d_1$  - наружный диаметр;

$d_0$  – диаметр опорный пяты.

Толщина тарели – 0,1 м;

Высота материала в тарелки, – 0,4 м;

Масса насыпного материала, - 2,5 т/м<sup>3</sup>

Динамический коэффициент – 3÷5.

$d_1/d_0$	1,5	2	3	4	5
$k_1$	0,41	1,04	2,15	3	3,69
$k_2$	0,123	0,312	0,645	0,9	1,11

$$\sigma_r = \frac{3 \cdot 2,5 \cdot 4 \cdot 1}{0,01} = 3000$$

$$\sigma_t = \frac{0,9 \cdot 2,5 \cdot 4 \cdot 1}{0,01} = 900$$

$$\sigma = \sqrt{3000^2 + 900^2} = \sqrt{9000000 + 810000} = 3132,1$$

Рассмотрим прочность тарелки питателя имеющего радиуса  $r_1 = 1$  м и  $r_0 = 0,25$  м толщина тарелки  $\delta = 0,1$  м, нагруженную материалом высотой  $h = 0,4$  м и насыпной массой  $\rho = 2,5$  т/м<sup>3</sup>, угол естественного откоса  $\varphi = 36^\circ$ , откуда  $f = \operatorname{tg}\varphi = 0,73$  и коэффициент подвижности материала  $m_n = 0,26$ . При данных  $r_1$  и  $r_2$  отношение  $d_1/d_0 = 4$  м,  $k_1 = 3$ , рассчитываем по формуле Янсена

$$\rho = 4R / fm_n$$

$$\rho = 2,5 \cdot 10^4 \cdot 0,5 / 0,73 \cdot 0,26 = 7,3 \cdot 10^4$$

### Контрольные вопросы

1. Какие виды питателей Вы знаете?
2. Устройство, принцип работы и место применения питателей и дозаторов в металлургии.
3. Укажите основные технологические показатели питателей и дозаторов.

### Практическое занятие № 5

#### Расчет режима работы мельниц

При работе мельниц поведения дробящих тел зависит от скорости вращения барабана и степени заполнения ими его объема. Практика различает три вида измельчения.

1. Водопадный – режим работы характеризуется значительным подъемом дробящей загрузки выше оси барабана и ее последующим свободным полетом до падения в пульпу. При этом измельчение материала создается в основном ударным воздействием дробящих шаров.

2. При каскадном режиме дробящая загрузка после подъема отрывается от стенок барабана и скатывается в исходное положение по пульпе без свободного полета.

3. Смешанный режим – это переходный между каскадным и водопадным.

Центробежная сила:

$$F_M = m(\dot{\alpha})^2 R + m\omega_0^2 R + 2m\dot{\alpha}\omega_0 R$$

Тангенциальная сила инерции:

$$F_T = mR\dot{\alpha}$$

Сила трения:

$$F_{ishq} = fN$$

Сила тяжести:

$$G = mg$$

Нормальная реакция N вследствие воздействия барабана.

Сила кариолисного ускорения:

$$F_k = m \cdot \alpha_k; \quad \alpha_k = 2\omega_0\alpha R$$

где :  $f$  – коэффициент трения движения;

$m$  – масса загрузки, кг;

$\dot{\alpha}$  - угловая скорость проскальзывания загрузки по барабану;

$\ddot{\alpha}$  - угловое ускорение проскальзывания загрузки по барабану;

$R$  – радиус барабана;

$\omega$  - угловая скорость барабана.

Для вычисления характера движения загрузки спроектируем указанные силы вначале на направление радиуса, проходящего через центры загрузки и барабана, а затем на направление, перпендикулярное первому:

$$N = F_M - G \sin \alpha$$

$$FT = F_{ishq} + F_K - G \cos \alpha$$

Определим из первого уравнения нормальную реакцию N и полученное выражение подставим во второе уравнение. После сокращения на произведение  $mR$  найдем общую зависимость скорости проскальзывания:

$$\ddot{\alpha} - (\alpha)^2 f - 2\dot{\alpha}\omega_0 = \omega_0^2 f - g / R(\cos \alpha + f \sin \alpha) \quad (*)$$

Решим это уравнение методом приближений. На определенном угле  $\alpha_0$  контакта загрузки с барабаном произойдет ее отделение от

стенки, представим первое решение угловой скорости проскальзывания в виде:

$$\dot{\alpha}_1 = \omega_0 \sin(\alpha_0 - \alpha)$$

Тогда эти зависимости ( $\dot{\cdot}$ ) первоначальная зависимость примет вид:

$$2f\omega_0\alpha = 2f\omega_0^2 \sin(\alpha_0 - \alpha) \quad (**)$$

Отсюда критическая скорость барабана:

$$\omega_{kr} = \sqrt{g/R} = \sqrt{\frac{9,8}{2,5}} = 1,98$$

Для общего случая угловую скорость барабана получим из уравнения:

$$\omega = \omega_{kr} \sqrt{\frac{2f}{(1 + 8,55f^2 - 4,27f)^{0,5}}}$$

Ниже приведены результаты вычислений угловой скорости и угла отрыва  $\alpha_0$  при различных уравнениях.

Коэффициент трения  $f$

$f_{\text{коэф.тр.}}$	0	0,1	0,2	0,3	0,4	0,47	1
$\omega / \omega_{kr}$	0	0,497	0,757	0,927	0,993	0,993	-
$\alpha_0$	0	14,2	35	59,1	79,5	79,5	-

$$\begin{aligned} \omega &= 1,98 \sqrt{\frac{2 \cdot 0,2}{(1 + 8,55 \cdot 0,2^2 - 4,27 \cdot 0,2)^{0,5}}} = 1,98 \sqrt{\frac{0,4}{(1342 - 0,854)}} = \\ &= 1,98 \sqrt{\frac{0,4}{0,488}} = 1,376 \end{aligned}$$

### Контрольные вопросы

1. Какие виды мельницы применяется в металлургии?
2. Устройство, принцип работы и применения мельниц.
3. Укажите основные технологические показатели мельниц.

## Практическое занятие № 6

### Расчет спиральных классификаторов

Классификация это процесс разделения материала на классы по крупности. Средой для классификации служит вода, с помощью которых происходит разделение в результате тщательного перемешивания всей массы материалов, поступающих после мельницы в загрузочное окно классификатора. Пески подгребаются рабочим органом классификатора и подаются снова в мельницу. В зависимости от принципа действия классификаторы разделяют на механические - реечные, спиральные, элеваторные, чашевые и на гидравлические.

Спиральный классификатор – состоит из короба 1, в котором вращаются одна или две спирали 5 с приводом от двигателя 4. Положение нижней опоры спирали регулируется механизмом подъема 7.

Короб выполнен сварным из листовой стали толщиной 8-10 мм и установлен на раме. В верхней части короба предусмотрено отверстие 2 для сброса песков. Подача пульпы осуществляется через загрузочное окно 6. В нижней части короба находится регулируемый по высоте порог 8 для слива в желоб. Подъем песков по коробу происходит при движении спирали.

В зависимости от погружения спирали в пульпу различают классификаторы с погруженной (КСП) и непогруженной (КСН) спиралями.

Мощность привода спиральных классификаторов подсчитывается по следующим эмпирическим формулам, кВт:

Для непогруженных спиралей:

$$N = (0,5 + 0,7 \cdot Dc \cdot Lc) \sqrt{n_x / n_c}; \quad kVt$$

Для погруженных спиралей:

$$N = (0,5 + 0,35 \cdot Dc \cdot Lc) \sqrt{n_x / n_c}; \quad kVt$$

где  $Dc$  и  $Lc$  – диаметр спирали и ее длина;

$n_x$  и  $n_c$  – частота вращения спирали соответственно нижняя паспортная и принятая;

Пример 1. Найдем мощность привода классификатора 2КСН – 30 с непогруженной двойной спиралью.

Дано:

$$D_c = 3 \text{ м};$$

$$L_c = 15 \text{ м};$$

$$n_x = 15 \text{ об/мин};$$

$$n_c = 1,5 \text{ об/мин.}$$

$$N = (0,5 + 0,7 \cdot 3 \cdot 15) \sqrt{15/1,5} = 32 \cdot 3,16 = 101,12 \text{ кВт}$$

$$N = (0,5 + 0,35 \cdot 3 \cdot 15) \sqrt{15/1,5} = 51,35 \text{ кВт}$$

Производительность классификаторов с непогруженной спиралью по пескам определим формуле, т/сут:

$$Q = 110 \cdot z \cdot D_c^3 \cdot n_x$$

где  $z$  – число работающих спиралей.

$$Q = 110 \cdot 3^3 \cdot 15 = 44550 \text{ т/сутка}$$

$$Q = 110 \cdot 3^3 \cdot 3 = 8910 \text{ т/сутка}$$

371,25 ч 6,1875 минут.

$$Q = 150 \cdot 3^3 \cdot 15 = 60750 \text{ т/сутка}$$

2531,25 ч 42,1875 минут

$$Q = 250 \cdot 3^3 \cdot 15 = 101250 \text{ т/сутка}$$

4218,75 ч 70,3125 минут

Марка 1КСП-24

$$D_s = 2,4$$

$$n_x = 3,94$$

$$Q = 150 \cdot 2,4^3 \cdot 3,94 = 8169,984 \text{ т/сутка}$$

340 ч 5,67 минут

## Контрольные вопросы

1. Какие виды классификаторов применяется в металлургии?
2. Устройство и принцип работы классификаторов.
3. Укажите технологическую показатели классификаторов.

## Практическое занятие № 7

### Механическое оборудование для приготовления шихты

Для приготовления шихты используют шихтовочные и усреднительные машины, работающие в закрытых помещениях – шихтарниках.

Шихтарник состоит из трех пролетов. К каждому пролете расположены ленточные конвейеры с разгрузочной тележкой. Конвейеры размещены вверху пролета и с них на бетонированный пол шихтарника поочередно разгружаются элементы шихты: концентрат, кварц, известняк, кокс и др. Поочередность разгрузки позволяет при формировании штабеля уложить каждый элемент шихты в горизонтальные слои.

В левом пролете показан готовый к шихтованию штабель 1, над ним ленточный 2 и боковой 4 конвейеры для транспортирования усредненной шихты.

В среднем пролете показано расположение шихтовочной машины из 3, в правом пролете – формирование штабеля. Перемещение шихтовочной машины из пролета в пролет осуществляется по поперечному переходу.

По формуле определяют производительность скребкового транспортера, т/ч:

$$Q = 3,6 \cdot B \cdot h \cdot v \cdot \rho \cdot \psi$$

где  $B$  и  $h$  - соответственно ширина и высота скребка, примерно равные ширине и высоте лотка, м;

$v$  – скорость движения скребков, м/с.

$\rho$  - насыпная масса материала, кг/м<sup>3</sup>.

$\psi$  - коэффициент, учитывающий заполнение объема, для шихтовочных машин  $\psi = 0,6 \div 0,7$ .

По формуле определим мощность привода скребкового транспортера, кВт:

$$N_1 = \frac{2 \cdot Q \cdot L \cdot f \cdot \rho}{367}$$

где 2 – коэффициент, учитывающий потери по направляющим и другим сочленениям конвейера;

Q – производительность, т/ч;

L – длина транспортера, м;

f – коэффициент трения шихты и скребков по лотку,  $f = 0,7$ .

Например, для шихтовочных машин при наибольшей производительности  $Q = 40 \text{ м}^3/\text{ч}$ , насыпной массе  $\rho = 2,5 \text{ т}/\text{м}^3$  и длина конвейера  $L = 14,5$ .

$$N_1 = \frac{2 \cdot 40 \cdot 14,5 \cdot 0,7 \cdot 2,5}{367} = 5,53$$

Мощность расходуемая на перемещение бороны, определяется сопротивлением  $T_1$  при передвижении самой бороны и усилием  $T_2$  среза и ворошения шихты. Обозначая силу тяжести бороны через G, выразим усилие сопротивления:

$$T_1 = \frac{G(2\mu + f_0 d_s) k_p}{D_r}$$

где  $\mu$  - коэффициент трения качения ролика,  $\mu = 0,0055 \div 0,002$ .

$f_0$  - коэффициент трения в опорах роликов,  $f_0 = 0,05 \div 0,1$ .

$D_r$  – диаметр ролика;

$d_s$  - диаметр цапфы;

$k_p$  - коэффициент, зависящий от бокового трения опорных роликов по ребордам,  $k_p = 2,5$ .

Усилие  $T_2$  определяется объемом V среза и ворошения шихты.  
 $G = 10^{-4}$

$$T_2 = V\rho \cdot f_{sh}$$

Объем шихты при срезе примерно равен произведению площади бороны на глубину части зуба, внедренного в шихту.

Коэффициентом трения  $f_{ш}$  учитывается сопротивление вследствие перемещения срезаемых слоев по оставшейся части штабеля и зубьев в тонком срезаемом слое. По опытным данным коэффициент  $f_{ш} = 0,4 \div 0,5$ . Для преодоления суммарного усилия  $T = T_1 + T_2$  на главном валу необходимо приложение переменного момента  $M$  в зависимости от угла  $\alpha$  поворота кривошипа:

$$M = Tr \cdot \left( \frac{\sin \alpha + 0,5\lambda \sin 2\alpha}{\sqrt{1 - \lambda^2 \sin^2 \alpha}} \right)$$

где  $r$  – радиус кривошипа, м;

$\lambda$  - отношение радиуса кривошипа к длине шатуна. Для машины завода по ремонту металлургического оборудования  $\lambda = 0,180$ . Для марки УБ – 120  $\lambda = 0,625$ .

$$M_{or} = \left( \frac{Tr}{\pi} \right) \int_0^{180^\circ} \left( \frac{\sin \alpha + 0,5\lambda \sin 2\alpha}{\sqrt{1 - \lambda^2 \sin^2 \alpha}} \right) \cdot d\alpha = 0,64Tr(1 + 0,25\lambda)$$

Мощность привода  $N_2$  механизма перемещения бороны кВт:

$$N_2 = M_{or} \cdot n_x / 9750$$

Например:

Принимая отношение  $ds/Dp = 1/6$ , силу тяжести  $G = 10^4 H$ , поверхность бороны  $F = 56m^2$ . Глубину погружения зуба 0,2 м, насыпную массу  $\rho = 2,5 \text{ т/м}^3$  и радиус кривошипа  $r = 0,325 \text{ м}$ .

$$M_{or} = 2,96 \cdot 10^4 H \quad n_x = 7,6$$

$$T_1 = 10^4 (2 \cdot 0,002 + 0,1 \cdot 6) \cdot 2,5 / 6 = 10^4 (0,004 + 0,6) \cdot 2,5 / 6 = 0,25 \cdot 10^4$$

$$T_1 + T_2 = 0,25 + 70 = 70,25$$

$$N_2 = 2,96 \cdot 7,6 / 9750 = 0,0023 = 23$$

$$T_2 = 56 \cdot 2,5 \cdot 0,5 = 70$$

## Контрольные вопросы

1. Какой принцип работы шихтарника и для чего применяется в металлургии.
2. Укажите основные технологические показатели шихтарника.
3. Что такое система Бейдинга?

## Практическое занятие № 8

### Расчет производительности и мощности привода барабанного смесителя

Производительность барабанного смесителя зависит от диаметра  $D$  и длины  $L$  барабана, плотности шихты –  $\rho$ , степени заполнения барабана –  $\varphi$  и времени –  $t$  пребывания в нем шихты:

$$Q = \frac{47D^2L\rho\varphi}{t} = \frac{47 \cdot 3,2^2 \cdot 8 \cdot 2,5 \cdot 0,13}{1,5} = 834$$

где время пребывания материала в барабане обычно составляет 1,5 минут, а степень заполнения не превышает 25 %.

Например, для смеси  $D=3,2$ ,  $L=8$ ,  $\varphi=0,13$ ,  $\rho=2,5$ ,  $t = 1,5$ .

### Расчет мощности электродвигателя

Работа электродвигателя механизма вращения барабана расходуется на преодоление асимметричности нагрузки материала при его подъеме в барабане – момент  $M_1$  м и на сопротивление в опорных механизмах – момента  $M_2$ .

Значение  $M_1$  можно определить, условно принимая форму сечения материала в барабане в виде сегмента с центральным углом  $2\alpha$ , смещенным по направлению вращения на угол  $\psi_0$ . Значение  $\alpha$  и  $\psi_0$  для аглошихты приведены выше.

$$\varphi = \frac{(2\alpha - \sin 2\alpha)}{2\pi} = 0,25$$

Согласно тригонометрическому уравнению  $\alpha \leq 66^\circ$ . Отсюда можно сказать угол естественного наклона агломерационной шихты равняется  $25-40^\circ$ . Если  $\varphi = 30 \div 50^\circ$  принимаем среднее значение  $\varphi = 40^\circ$ .

Когда  $\varphi_0 + \alpha$  максимальная сумма значение равняется  $106^\circ$ .  
 Центр тяжести сегмента определяется радиусом – вектором ОС  
 равным

$$OC = \frac{2R \sin^3 \alpha}{3(\alpha - 0,5 \sin 2\alpha)}$$

Плечо момента  $M_1$  расстояние СК:

$$CK = OC \cos(\alpha - \psi_0)$$

Сила тяжести шихты  $G_{sh}$  приложенная в точке

$$G_{sh} = R^2 (\alpha - 0,5 \sin 2\alpha) L \rho g \xi$$

где L – длина барабана, м;

$\xi$  - коэффициент заполнения сегмента,  $0,6 \div 0,7$ .

Отсюда момент  $M_1$  асимметрии материала в барабане  
 определяется зависимостью:

$$M_1 = 0,67R^3 L \sin^3 \alpha \cos(\alpha - \psi) \rho g \xi$$

При переходе с каскадного на водопадный режим углы  
 $\alpha = 54,5^\circ$ ,  $\psi = 35^\circ$ . При переходе с водопадного на циклический режим  
 работы барабана  $\alpha = 66^\circ$ ,  $\psi_0 = 40^\circ$ .

Подставляя эти значения в формулу момента, находим  
 значения  $M_1$  работы барабанного смесителя:

$$M_1 = 0,338R^3 L \rho g \xi$$

Для первого переходного режима:

$$M_1 = 0,458R^3 L \rho g \xi$$

Вычислим момент  $M_2$ , необходимый для преодоления  
 сопротивления в опорных роликах:

$$M_2 = (G_{sh} + G_b) [(R_1 + r)\mu + f_s R_1 r_s] / r \cos \gamma$$

где  $R_1$  – внешний радиус бандажа, м;

r – радиус опорного ролика, м;

$r_s$  – радиус цапфы опорного ролика, м;

$\gamma$  - угол установки опорных роликов по отношению к  
 центру барабана;

$\mu$  - коэффициент качения бандажа по ролику.

При качении стального банджа по стальному ролику  $\mu=0,0005 \div 0,002$  м, стального банджа по резиновому ролику  $\mu=0,001 \div 0,002$  м.

$f_s$  – коэффициент трения в цапфах опор роликов. При установке опор роликов на подшипниках скольжения  $f_s=0,02 \div 0,06$ , при подшипниках скольжения  $f_s=0,05 \div 0,1$  в зависимости от состояния трущихся поверхностей.

Сила тяжести барабана  $G_b$  должна быть увеличена в  $1,1 \div 1,15$  раза для учета прилипшего к барабану слоя гарниссажа.

От общего суммарного момента  $M=M_1+M_2$  зависит необходимая мощность привода

$$N = \frac{(M_1 + M_2)n_x}{9750\eta}$$

где  $\eta$  – к.п.д. привода,  $\eta = 0,6$ .

$n_x$  – частота вращения барабана, об/мин.  $n_x=6$  об/мин.

В качестве примера определим мощность барабанного смесителя при  $R_1 = 2,8$  м.  $G_{sh} + G_b = 2 \cdot 10^5$ .

$r = 0,4$  м,  $r_s = 0,1$  м,  $\mu = 0,002$ ,  $f_s = 0,02$ ,  $D = 2,8$ ,  $L = 6$ ,  $\rho = 2,5$ ,  $\xi = 0,6$ ,  $\gamma = 30^\circ$ .

$$\sin^3 \alpha = \frac{3 \sin \alpha - \sin 3\alpha}{4}; \quad \sin 180 = 0$$

$$\frac{3 \sin 66 - \sin 198}{4} = \frac{0,9133 - (-0,309)}{4} = \frac{3,0489}{4} = 0,76$$

$$M_1 = 0,67 \cdot 2,8^3 \cdot 6 \cdot 0,76 \cos(66 - 40) \cdot 2,5 \cdot 9,8 \cdot 0,6 = 886,12$$

$$M_2 = \frac{2 \cdot 10^5 [(2,8 + 0,4) \cdot 0,002 + 0,02 \cdot 2,8 \cdot 0,1]}{0,4 \cdot \cos 30^\circ} = \frac{2 \cdot 10^5 \cdot 0,012}{0,4 \cdot 0,866} = \frac{0,024 \cdot 10^5}{0,3464} =$$

Мощность

$$= 0,0692841 \cdot 10^5 = 6928,41 \text{ Н} \cdot \text{м}$$

электродвигателя

$$N = \frac{(886,12 + 6928,41) \cdot 6}{9750 \cdot 0,6} = \frac{46887,18}{5850} = 8,01.$$

### Контрольные вопросы

1. Расчет производительности и мощности привода барабанного смесителя.
2. Устройство и принцип работы оборудования.
3. Эффективность производительности барабанного смесителя.

## Практическое занятие № 9

### Расчет мощности двигателя вакуума фильтра

Фильтрованием называется обезвоживание мелкозернистых материалов, основанное на принудительном отделении жидкости от твердых частиц с помощью пористой перегородки, непроницаемой для твердых частиц. Твердые частицы, задерживаемые фильтрующей поверхностью, называются осадком (кеком), жидкость – фильтратом.

Вакуум фильтр машина для обезвоживания в которой удаление влаги из пульпы осуществляется на фильтрующей перегородке под воздействием вакуума.

По способу действия фильтры разделяют на машину непрерывного и периодического действия, а по способу образования осадка на фильтрующей поверхности - на машины работающие с просасыванием и под наливом.

По типу рабочего органа различают вакуум фильтры дисковые, барабанные, ленточные, карусельные, тарельчатые.

Расчет мощности привода вакуум фильтра. Мощность привода вакуум-фильтра расходуется на преодоление следующих сопротивлений:

1. Момента  $M_1$ , возникающего вследствие неравномерного расположения осадка на барабане:

$$M_1 = G_1 \cdot r \cdot \sin 45^\circ = F_1 \cdot h_1 \cdot \gamma_0 \cdot r \cdot \sin 45^\circ$$

где  $F_1$  – поверхность, покрытая неуравновешенной частью осадка;

$G_1$  – сила передаваемого вала;

$h_1$  – толщина слоя осадка при его объемном весе  $\gamma_0$ ;

$r$  – расстояние от оси вращения до центра масс неуравновешенного осадка;

$D$  – диаметр барабана.

Для барабанных фильтров с длиной барабана  $l$  поверхность:

$$F_1 = 0,785Dl$$

$$r = 0,5(D + h_1)$$

Для дискового фильтра:

$$F_1 = 0,39z(D^2 - D^2)$$

$$r = \frac{0,3(D^3 - d^3)}{(D^2 - d^2)}$$

$z$  – число дисков.

$M_1$  имеет вид для барабанных фильтров:

$$M_1 = 0,278 \cdot l \cdot h_1 \cdot \gamma_0 \cdot (D + h_1)$$

Для дисковых фильтров:

$$M_1 = 0,0825 \cdot z \cdot h_1 \cdot \gamma_0 \cdot (D^3 - d^3)$$

где  $d$  – диаметр диска до уровня пульпы в ванне.

2) Момент  $M_2$  сопротивления срезу осадка ножом. Для барабанных фильтров:

$$M_2 = 0,5 \cdot f_1 \cdot \sigma \cdot l \cdot h_1 \cdot D$$

Для дисковых фильтров

$$M_2 = \frac{0,33 \cdot f_1 \cdot \sigma \cdot z \cdot h_1 \cdot (D^3 - d^3)}{(D + d)}$$

где  $f_1$  – коэффициент трения  $f_1 = 0,2 \div 0,3$

$\sigma$  – удельное сопротивление срезу осадка  $\sigma = 700 \text{ kPa}$

3) момента  $M_3$  – трения торца вала по контактной поверхности распределительной головки:

$$M_3 = z \cdot f_2 \cdot p_0 \cdot F \cdot r_{ishq}$$

где  $z$  – число секции,  $z = 2$ ;

$f_2$  – коэффициент трения,  $f_2 = 0,20$ ;

$p_0$  – давление прижатия головки к торцу,  $p_0 = 360 \text{ кПа}$

$F$  – площадь соприкосновения диска головки с торцом вала, для стандартных головок,  $F = 0,06 \text{ м}^2$

$r_{трень}$  – радиус трения,  $r = 0,2$ .

$$r_{ishq} = 0,67 \frac{(d_T^3 - d_{Ich}^3)}{(d_T^2 - d_{Ich}^2)}$$

$d_B$  – наружный диаметр;

$d_H$  – внутренний диаметр.

Момент трения барабана  $M_4$  о пульпу. По опытным данным:

$$M_4 = 0,02 \cdot M_2$$

Момент трения в опорах вала  $M_5$ :

$$M_5 = 0,5 \cdot f_3 \cdot G_{\text{об}} \cdot d_{\text{цапфа}}$$

где  $f_3$  – коэффициент трения в опорах,  $M_3 = 0,1 \text{ га teng}$ .

$G_{\text{об}}$  – общая сила тяжести осадков и вала барабана или вала с дисками, 1мПа.

$d_{\text{цапфа}}$  – диаметр опорной поверхности подшипника по цапфе вала,  $d_{\text{цапфа}} = 0,44$ .

Общий суммарный момент определяется по формуле:

$$M = \Sigma Mi$$

где  $Mi$  – момент рассчитаемых числ;

Определяем мощность привода:

$$N = 1,2 \cdot M \cdot n_x / 9750 \cdot \eta$$

где  $n_x$  – частота вращения фильтра;

$\eta$  – к.п.д. механизма привода,  $\eta = 0,6$ .

1,2 – коэффициент запаса.

В качестве примера рассчитаем мощность привода вакуум-фильтра с поверхностью фильтрации  $F = 20 \text{ м}^2$ .

$$l = 2,6 \text{ м};$$

$$h = 0,01 \text{ м};$$

$$\gamma_0 = 2 \cdot 10^4 \text{ Н/м}^3;$$

$$D = 2,6 \text{ м}.$$

$$\begin{aligned} M_1 &= 0,278 \cdot 2,6 \cdot 0,01 \cdot 2 \cdot 10^4 \cdot 2,6 \cdot (2,6 + 0,01) = \\ &= 0,0376 \cdot 2,61 = 0,0981 = 98 \end{aligned}$$

$$M_2 = 0,5 \cdot 0,2 \cdot 7 \cdot 10^4 \cdot 2,6 \cdot 0,01 \cdot 2,6 = 0,04732 \cdot 10^4 = 470$$

$$M_2 = 0,5 \cdot 0,2 \cdot 7 \cdot 10^4 \cdot 2,6 \cdot 0,01 \cdot 2,6 = 0,04732 \cdot 10^4 = 470$$

### Контрольные вопросы

1. Для какого процесса применяется вакуум фильтры в металлургии?
2. Устройство, принцип работы и место применения вакуум фильтров.
3. Укажите основные технологические показатели вакуум фильтров.

## Практическое занятие № 10

### Изучение электродуговой стали печи и принцип его работы

Рассчитать дуговую сталеплавильную печь емкостью  $G = 30$  т. Для выплавки трансформаторной стали использована шихта, содержащая 8 % предельного чугуна, 82 % паспортной болванки и обрезки; 8 % рядового лома. 1,75 % агломерата и 0,25 % электродов, состав которых стали в конце периода расплавления следующий:

	C	Si	Mn	Fe
Чугун предельный (8%)	3,9	0,65	0,99	Ост
Паспортная болванка и обреза (82%)	0,18	0,25	0,42	Ост.
Лом рядовой (8%)	0,75	0,35	1,04	Ост.
Агломерат (в пересчете на железо) (1,75)	-	-	-	58,3
Электроды (в пересчете на углерод) (0,25 %)	99,0	-	-	-
Средний состав	0,777	0,285	0,3168	Ост.
Сталь в конце периода расплавления	0,12	0,036	0,19	Ост.

Расход футеровки за период расплавления примем равным: магнезитохромитовый кирпич - 0,03 %; магнезитовый порошок - 1,03 %; магнезитовый кирпич - 0,28 % массы садки.

Во время периода расплавления в ванну подается: 0,56% (от массы садки) магнезита; 2,25% извести и 3,27% агломерата.

#### Материальный баланс

Угар примесей определим как разность между средним содержанием элемента в шихте и в стали после расплавления (расчет проводим на 100 кг шихты):

C	$0,777 - 0,230 = 0,547$ кг
Si	$0,285 - 0,036 = 0,249$ кг

Mn	0,5068-0,190=0,3168 кг
Fe (в дым)	3,0000 кг
Всего	4,1128 кг.

Принимая, что 30% С окисляется до CO<sub>2</sub>, а 70% до CO, найдем расход кислорода на окисление примесей и массу образовавшихся оксидов:

	Расход кислорода, кг	Масса оксида, кг
C→CO <sub>2</sub>	0,1641·32:12 = 0,4376	0,1641 + 0,4376 = 0,6017
C→CO	0,3829·16:12 = 0,5105	0,3829 + 0,5105 = 0,8934
Si→SiO <sub>2</sub>	0,249·32:28 = 0,2846	0,249 + 0,2846 = 0,5336
Mn→MnO	0,3168·16:55 = 0,092	0,3168 + 0,092 = 0,4088
Fe→Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,0000·48:112 = 1,2857	3,0000 + 1,2857 = 4,28541

---

Всего 2,6104

Находим состав шлака в конце периода расплавления:

	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
Металлическая шихта	0,5336	-	-	-	
Магнезитохромитовый кирпич	0,0018	0,0006	0,0198	0,0012	
Магнезитовый кирпич	0,0084	0,0073	0,2520	0,0045	
Магнезитовый порошок	0,0419	0,0262	0,9431	0,0083	
Магнезит (подвалка)	0,0168	0,0146	0,5040	0,0086	
Агломерат	0,4359	0,6508	0,0401	-	
Известь	0,0787	1,9125	-	-	
Итого	1,8254	2,6120	1,8377	0,0339	
	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Металлическая шихта	-	-	0,4088	-	
Магнезитохромитовый кирпич	0,0036	-	-	-	0,0030
Магнезитовый кирпич	-	-	-	-	0,0056
Магнезитовый порошок	-	-	-	-	0,0105
Магнезит (подвалка)	-	-	-	-	0,0112
Агломерат	-	-	-	-	-
Известь	-	0,0029	-	0,0023	0,0079

Итого	0,0036	0,0029	0,4088	0,0023	0,0382
-------	--------	--------	--------	--------	--------

Примечание: магнезитовый кирпич и известь вносят соответственно 0,002 и 0,1557 кг CO<sub>2</sub>.

Содержание оксидов железа в шлаке зависит от содержания углерода в металле и согласно данным Ф. П. Еднерала можно принять

C, % . . .	0,08 – 0,18	0,20 – 0,32	0,28 – 0,42	0,67 – 1,09
Fe <sub>общ</sub> , % .. .	12,23	10,05	9,20	9,10

По практическим данным отношение (Fe в FeO)/(Fe в Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) принимаем равным 2 – 4.

В соответствии с приведенными рекомендациями принимаем, что при содержании углерода в стали в конце периода расплавления разном 0,23 % содержание оксидов железа в шлаке составит 10,05 %, причем FeO будет 7,5 %, а Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 2,55%.

Масса шлака без оксидов железа, равная согласно предыдущей таблице 6,7648 кг, составляет 89,95%, а общая масса шлака

$$L_{\text{шл}} = 6,7648 / 0,8995 = 7,558 \text{ кг.}$$

Масса оксидов железа в шлаке равна 7,518 – 6,7648 = 0,7533 кг, из которых 0,1917 кг Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и 0,564 кг FeO.

Таким образом, состав шлака следующий:

	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
кг	1,8254	2,6120	1,8377	0,0339	0,0036
%	25,16	36,00	25,39	0,467	0,0496
	S	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO
кг	0,0029	0,4088	0,0023	0,1707	0,5021
%	0,0399	3,423	0,0310	2,548	7,499

Основность шлака равна CaO/SiO<sub>2</sub> – 36,00/25,16 = 1,43.

Окислится железа, кг:

$$\text{До Fe}_2\text{O}_3 \dots \dots 0,1917 - 0,0382 = 0,1535.$$

$$\text{До FeO} \dots \dots \dots 0,564.$$

Поступит железа из металла в шлак

$$0,1535 \cdot 112 : 160 + 0,564 \cdot 56 : 72 = 0,107 + 0,438 = 0,545 \text{ кг.}$$

Выход годного составит

$$98,0 - 4,1128 - 0,545 - 0,5 + 3,843 = 96,6852 \text{ кг,}$$

где 98,0–масса металлической части шихты, кг; 4,1128–угар примесей, кг; 0,545–потери железа на образование оксидов железа в шлаке, кг; 0,5–количество железа, уносимого шлаком, кг; 3,843–количество железа, вносимого агломератом, кг.

### Контрольные вопросы

1. Для какого процесса применяется вакуум фильтры в металлургии?
2. Устройство, принцип работы и место применения вакуум фильтров.
3. Укажите основные технологические показатели вакуум фильтров.

### Практическое занятие № 11

#### Изучение устройство печи конвертора и принцип его работы

Рассчитать конвертер емкостью  $G = 600$  т при продувке металла техническим кислородом ( $99,5 \% \text{O}_2 + 0,5 \% \text{N}_2$ ) сверху. Шихта содержит 77 % чугуна и 23 % скрапа, состав которых и стали перед раскислением следующий:

	C	Si	Mn	P	S
Чугун (70%)	3,7	1,2	0,9	0,2	0,06
Скрап (30 %)	0,12	-	0,6	0,05	0,05
Средний состав шихты	2,447	0,78	0,795	0,475	0,0565
Сталь перед раскислением	0,1	-	0,04	0,01	0,025

Расход футеровки (периклазошпинелидный кирпич) примем равным 0,25 % массы садки.

Расчет конвертера включает: 1. Расчет материального баланса; 2. Расчет основных размеров конвертера; 3. Расчет кислородной фурмы; 4. Расчет теплового баланса.

Угар примесей определим как разность между средним содержанием элемента в шихте и в стали перед раскислением (расчет проводим на 100 кг шихты).

C	$2,447 - 0,1 = 2,347$ кг
Si	0,78 кг
Mn	$0,795 - 0,04 = 0,755$ кг
P	$0,1475 - 0,01 = 0,1375$ кг
S	$0,0565 - 0,025 = 0,0315$ кг
Fe (в дым)	1,5 кг
Всего	5,551 кг

Принимая что 10 % C окисляется до  $\text{CO}_2$  а 90 % - до CO, расход кислорода на окисление примесей.

Расход кислорода, кг	Масса оксида, кг
$\text{C} \rightarrow \text{CO}_2 \dots 0,02347 \cdot 32 : 12 = 0,626$	$0,2374 + 0,626 = 0,8607$
$\text{C} \rightarrow \text{CO} \dots 2,1123 \cdot 16 : 12 = 2,816$	$2,1123 + 2,816 = 4,9283$
$\text{Si} \rightarrow \text{SiO}_2 \dots 0,78 \cdot 32 : 28 = 0,891$	$0,891 + 0,78 = 1,671$
$\text{Mn} \rightarrow \text{MnO} \dots 0,755 \cdot 16 : 55 = 0,220$	$0,220 + 0,755 = 0,975$
$\text{P} \rightarrow \text{P}_2\text{O}_5 \dots 0,1375 \cdot 80 : 62 = 0,177$	$0,1375 + 0,177 = 0,315$
$\text{S} \rightarrow \text{SO}_2 \dots 0,0315 \cdot 32 : 32 = 0,0315$	$0,0315 + 0,0315 = 0,063$
$\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3$ (в дым) $\dots 1,5 \cdot 48 : 112 = 0,643$	$1,5 + 0,643 = 2,143$
Всего	10,956

5,4045

Для расчета количества и состава шлака принимаем, что расход боксита равен 0,6 кг (на 100 кг шихты). Обозначим расход извести через  $x$  и заимствуя состав неметаллических материалов из табл., находим: количество  $\text{CaO}$  в конечном шлаке, кг, поступающее из:

$$\text{Футеровка } 0,25 \cdot 0,02 = 0,005$$

$$\text{Боксита } 0,60 \cdot 0,01 = 0,006$$

$$\text{Извести } 0,85x$$

$$0,011 + 0,85x$$

количество  $\text{SiO}_2$  в конечном шлаке, кг, поступающее из:

$$\text{Металлической } 1,671$$

шихты

$$\text{Футеровка } 0,25 \cdot 0,05 = 0,0125$$

$$\text{Боксита } 0,60 \cdot 0,10 = 0,06$$

$$\text{Извести } 0,035x$$

$$1,7435 + 0,035x$$

Состав шлака, кг

Источник	$\text{SiO}_2$	$\text{CaO}$	$\text{MgO}$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{Cr}_2\text{O}_3$	S	$\text{MnO}$	$\text{P}_2\text{O}_5$	$\text{Fe}_2\text{O}_3$
Металлической шихты	1,671	-	-	-	-	0,018	0,975	0,315	-
Футеровка	0,0125	0,005	0,175	0,0075	0,03	-	-	-	0,02
Боксита	0,06	0,025	-	0,324	-	0,0006	-	0,0005	0,15
Извести	0,271	6,593	0,271	0,039	-	0,010	-	0,0078	0,027

Итого	2,0145	6,623	0,446	0,3705	0,03	0,0286	0,975	0,3233	0,197
-------	--------	-------	-------	--------	------	--------	-------	--------	-------

В боксите содержится еще 0,0048 кг CO<sub>2</sub> и 0,054 кг H<sub>2</sub>O

В боксите содержится еще 0,537 кг CO

Задаваясь основность шлака CaO/SiO<sub>2</sub>=3,5, определим расход извести

$$\frac{CaO}{SiO_2} = \frac{0,011 + 0,85x}{1,7435 + 0,035x} = 3,5$$

Теперь, используя данные из таблицы легко определить конечный состав шлака.

В соответствии с практическими данными примем, что содержание FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в конечном шлаке соответственно равно 15 и 5 %. Тогда масса шлака без оксидов железа равна 80 % или согласно предыдущей таблице 10,856, а общая масса шлака

$$L_{\text{шл}} = 10,856 / 0,8 = 13,571 \text{ кг.}$$

Масса оксидов железа в шлаке равна 13,571 – 10,856 = 2,715 кг, из которых 0,679 кг Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и 2,036 кг FeO.

Таким образом, состав конечного шлака следующий:

	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
кг	2,0145	6,623	0,446	0,3705	0,03
%	14,84	49,0	3,3	2,7	0,22
	S	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO
кг	0,0736	0,975	0,3233	0,679	2,036
%	0,54	7,2	2,4	5,00	15,00

Окислится железа, кг:

$$\text{До Fe}_2\text{O}_3 \quad 0,679 - 0,197 = 0,482$$

$$\text{До FeO} \quad \quad \quad 2,036$$

Здесь 0,197 кг – количество  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , поступающее из различных источников (см. выше).

Поступит железа из металла в шлак:

$$2,036 \cdot 56:72 + 0,482 \cdot 112:160 = 1,584 + 0,337 = 1,921 \text{ кг.}$$

Выход годного составит

$$100 - 5,551 - 0,5 - 1,0 - 1,921 = 91,028 \text{ кг,}$$

где: 5,551 – угар примесей, кг; 0,5 – количество железа, уносимого со шлаком, кг; 1,0 – потери железа с выбросами, кг; 1,921 – потери железа на образование окислов железа в шлаке, кг.

### **Контрольные вопросы**

1. Конвертер. Принцип работы конвертора.
2. Устройство и место применения конверторов.
3. Описать отличие вертикального конвертора от горизонтального.

### **Практическое занятие № 12**

#### **Изучение устройство и принцип работы измельчительных аппаратов**

Процесс измельчения является подготовительной операцией перед обогащением руд и металлургическим переделом промпродукт (шлак, клинкер и флюсы). В зависимости от метода переработки исходного сырья материал измельчается до различной степени крупности частиц (куски) руды (от 20-10мм до 0,1 - 0,04 мм и ниже).

В зависимости от размера кусков исходного сырья и конечного продукта измельчение условно делят на несколько классов:

Класс измельчения	Размер кусков до измельчения, мм	Размер кусков после измельчения, мм
Дробление:		
Крупное	1000	250
среднее	250	20
мелкое	20	1-5
Помол:		
грубый	1-5	0,1-0,04
средний	0,1-0,04	0,05-0,015
тонкий	0,1-0,04	0,001-0,005
коллоидный	0,1	0,001

Отношение размера кусков (наиболее крупных) до и после измельчения называется степенью измельчения.

Различают линейную и объемную степени измельчения. Здесь  $d$  и  $V$  размер и объем кусков г<sub>э</sub> (с индексом «и») и после измельчения (с индексом «к»).

Практически размер «наибольших кусков» определяется отверстием сита, через которое проходит сыпучий материал. При этом форма отверстия сит для исходного и измельченного материалов должна быть одинаковой (круглой, квадратной, прямоугольной и т.п.).

Рудное тело можно разрушать и измельчать до частиц желаемого размера раздавливанием, раскапыванием, резанием, распиливанием, истиранием, ударом и различными комбинациями этих способов.

1. Раздавливание (рис. 1, а) - тело под действием нагрузки деформируется по всему объему и когда внутреннее напряжение в нем превышает предел прочности (сжатие) - разрушается.

2. Раскалывание (рис. 1, б) - тело разрушается на части в местах концентрации наибольших нагрузок, передаваемых клинообразными рабочими элементами измельчителя.

3. Разламывание (рис. 1, в) - тело разрушается под действием изгибающих сил.

4. Резание (рис. 1, г) - тело делится на части заранее заданных размеров и форм.

5. Распиливание (рис. 1 , д) - результаты получаются такие же, как и при резании; сопровождается отделением опилок.

6. Истирание (рис. 1, е) - тело измельчается под действием сжимающих, растягивающих и срезающих сил.

7. Удар (рис.1,) - тело распадается на части под действием динамической нагрузки. При сосредоточенной нагрузке получается эффект, подобный тому, что происходит при раскалывании, а при распределении нагрузки по всему объему эффект разрушения аналогичен раздавливанию.

8. Стесненный удар (рис. 1, ж) - тело разрушается между двумя рабочими органами измельчения. Эффект такого разрушения зависит от кинетической энергии ударяющего тела.

9. Свободный удар (рис. 1, э) - разрушение тела наступает в результате столкновения его с рабочим органом измельчителя или другими телами в полете (кусок руды с другими кусками). Эффект такого разрушения определяется скоростью их столкновения независимо от того, движется разрушаемое тело или рабочий орган измельчителя.

В промышленности для дробления применяются дробилки - щековые, работающие по принципу «раздавливании», конусные - по принципу «раздавливании и истирание»; для измельчения-мельницы; шаровые, работающие по принципу «стесненный удар», и самоизмельчающие мельницы, работающие по принципу «свободный удар». Кроме того, имеются различные виды мельниц, в том числе «молотковые».

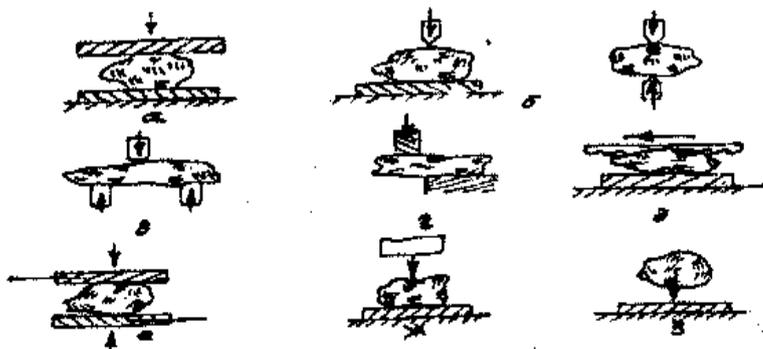


Рис. 12.1. Способы дробления

а) раздавливание; б) раскалывание; в) разламывание; г) резание; д) распиливание; е) истирание; ж) стесненный удар; з) свободный удар.

В металлургическом производстве применяются различные типы измельчительных аппаратов: шаровая, стержневая и мельница самоизмельчения. Процесс дробления и измельчения считается сложным, энергоемким и дорогой, в котором производится на огромных машинах.

К механическим показателям является расчет мощности барабанной мельницы, который подсчитывается по эмпирическим формулам:

$$N = \frac{M_{др} D n}{5440} \left( 1 + \frac{D n^2}{6000} \right)$$

где  $D$  – внутренний диаметр барабана, м;  $n$  – частота вращения барабана, об/мин;  $M_{др}$  – масса дробящих тел, кг.

Подставляя в эту формулу значение критического числа оборотов  $n_{кр} = 32/\sqrt{D}$ , получим более простую формулу для ориентировочных расчетов, кВт:

$$N = 6,8 M_{др} \sqrt{D}$$

### **Контрольные вопросы**

1. Какая разница между процессами дробления и измельчения?
2. Какие типы измельчительных машин Вы знаете?
3. Устройство и принцип шаровой мельницы.

### **Практическая работа № 13**

#### **Изучение отражательной печи и принцип работы этой печи**

Необходимо определить десульфуризацию, состав и количество штейна при плавке в печи необоженных концентратов следующего состава: 19 % Cu, 35,4% S, 28,2% Fe, 14,7% SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 1,0 %, 0,7 % CaO, 1% прочие. Расчет ведем на 100 кг концентрата по сухой массе. Принципы расчета рационального состава концентрата приведены в табл.1.

Здесь даем только характеристики концентрата и результаты расчета (таблица 13.1). Медь в концентрате представлена халькопиритом и ковелином в соотношении 18:2, железо-пиритом, CaO -известняком.

Таблица 13.1.

Рациональный состав медного концентрата, %

Минералы	Cu	S	Fe	Всего
CuFeS <sub>2</sub>	17,95	18,12	15,79	51,86
CuS	1,05	0,53	-	1,58
FeS <sub>2</sub>	-	16,75	12,41	29,16
SiO <sub>2</sub>	-	-	-	14,7
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	-	1,0
CaO	-	-	-	0,7
Прочие				1
Итого	19	35,4	28,2	100

При определении десульфуризации исходим из того, что она протекает за счет диссоциации высших сульфидов и окисления сульфидов кислородом твердой шихты и жидких конверторных шлаков, заливаемых в печь.

В нашем случае кислород в твердой шихте отсутствует, и окисление сульфидов будет происходить только за счет кислорода жидких конверторных шлаков.

Определим десульфуризацию и состав штейнов без учета окисления сульфидов кислородом конверторного шлака. На основании рационального состава концентратов определим количество серы, выделившейся при диссоциации (кг): по реакции  $2\text{CuFeS}_2 \rightarrow \text{Cu}_2\text{S} + 2\text{FeS} + \text{S}$  выделится 25% S, что составит  $18,12 \cdot 0,25 = 4,53$ ; по реакции  $\text{FeS}_2 \rightarrow \text{FeS} + \text{S}$  выделится 50% S, или  $16,75 \cdot 0,5 = 8,37$  по реакции  $2\text{CuS} \rightarrow \text{Cu}_2\text{S} + \text{S}$  выделится 50% S, или  $0,53 \cdot 0,5 = 0,26$ .

Всего выделится таким образом серы  $4,53 + 8,37 + 0,26 = 13,16$  кг.

В штейн перейдет серы  $35,4 - 13,16 = 22,24$  кг, а десульфуризация составит  $13,16 / 35,4 \cdot 100 = 37,17$  %.

По данным практики, извлечение меди в штейн при плавке сырых концентратов составляет 96–98%. Для определения состава штейна в нашем примере примем, что извлечение составляет 98%. В штейн перейдет меди из концентратов  $19 \cdot 0,98 = 18,62$  кг. С этим

количеством меди свяжется серы  $18,62 \cdot 32 / 127,0 = 4,69$  кг. Остальная сера в количестве  $22,24 - 4,69 = 17,55$  кг свяжет железа  $17,55 \cdot 55,85 / 32 = 30,63$  кг, т.е. все железо концентратов в этом случае перейдет в штейн. В заводских штейнах содержание серы колеблется в пределах 23–27%. Для нашего примера примем его равным 25% (правило В.Я. Мостовича). Выход штейна будет равен  $22,24 / 0,25 = 88,96$  кг, а содержание меди в штейне составит  $18,62 / 88,96 \cdot 100 = 20,93$  %.

По данным Б.П. Недведецкого, в штейне с таким содержанием меди присутствует кислорода 5,8 %, связанного с железом, которое перешло в штейн из конверторных шлаков в виде  $Fe_3O_4$ .

На основании этих данных получаем следующий предварительный состав штейна:

	%	Кг		%	кг
Cu	20,93	18,62	O <sub>2</sub>	5,84	5,2
S	25,0	22,24	Fe	48,22	42,9

В штейн из конверторного шлака, возвращаемого в отражательную плавку, переходит железа в количестве  $42,9 - 28,2 = 14,7$  кг. Для определения кислорода, связанного с магнетитом конверторного шлака, примем, что все железо штейна переходит в конверторный шлак состава: 3% Cu, 23% SiO<sub>2</sub>, 48% Fe, 6,1% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 15,2% O<sub>2</sub>, 1,4% S, 3,3% прочие. Количество конверторного шлака составляет  $42,9 / 0,48 = 89,37$  кг. Определим количество магнетита в конверторном шлаке по отношению кислорода к железу. В FeO  $O_2/Fe = 16/55,85 = 0,286$ ; в  $Fe_3O_4$   $O_2/Fe = 64/167,55 = 0,382$ , в нашем шлаке  $O_2/Fe = 15,2/48 = 0,323$ .

Из полученных соотношений составляем уравнение

$$15,2 = 0,268X + (48 - X)0,382,$$

где X – количество железа, связанного в виде FeO,

(48 – X) – количество железа, связанного в виде  $Fe_3O_4$ .

Решая уравнение, находим X = 32,8. С этим железом связано кислорода  $32,80 \cdot 16 / 55,85 = 9,40$ . В  $Fe_3O_4$  количество железа равно  $48 - 32,8 = 15,20$ , количество кислорода  $15,20 \cdot 64 / 167,55 = 5,80$ . Итого в

конверторном шлаке содержится магнетита  $15,20+5,80=21,0$  кг, или 21,0%. С конверторным шлаком поступит магнетита  $42,9/0,48 \cdot 0,21=18,76$  кг. Практически он весь переходит в штейн. Небольшое количество серы окисляется воздухом, поступившим через не плотности в кладке печи. Всего с учетом диссоциации в газы перейдет серы  $0,80+13,16=13,96$  кг, а десульфуризация при плавке составит  $13,96/35,4 \cdot 100=39,43$  %, в том числе 0,8 кг, или около 2,5%, за счет окисления сульфидов.

По данным практики примем, что извлечение меди из конвертного шлака в отражательной печи составляет 85%. В штейн конверторного шлака перейдет меди  $89,37 \cdot 0,03 \cdot 0,85=2,27$  кг. С медью в штейн в виде  $\text{Cu}_2\text{S}$  перейдет серы  $2,27 \cdot 32/127=0,57$  кг.

С учетом конверторного шлака в штейн перейдет серы  $35,4-13,16-0,80+0,57 = 22,01$  кг;  
 меди  $18,62+2,27=20,89$  кг.

На основании расчетов состав штейна при плавке сырой шихты заливкой конверторных шлаков будет следующим:

	кг	%		кг	%
Cu	20,89	23,12	Fe	42,9	47,49
S	22,01	24,36	O <sub>2</sub>	4,53	5,01

Как показывают расчеты, при плавке необожженных концентратов в отражательной печи и заливке в печь конверторных шлаков в штейн переходит не только железо концентратов, но и часть железа конверторного шлака в виде магнетита, т.е. происходит циркуляция железа между печью и конвертором.

### Контрольные вопросы

1. Отражательная печи и принцип работы.
2. Названия печи дать понятие почему так называется печь?
3. Какие продукты и влажность требуется для проведения процесса в отражательных печах?

## Практическое занятие № 14

### Изучение огневого рафинирования и принцип работы

Огневое рафинирование черновой меди применяется для частичного удаления примесей и розлива меди в аноды для последующего электролитического рафинирования. Основными примесями, удаляемыми при огневом рафинировании, являются: железо, сера и кислород. В связи с низкими содержаниями указанных элементов специальных расчетов процесса по реакциям, протекающим при огневом рафинировании, не производят, а для необходимых вычислений используют практические показатели заводов. На огневое рафинирование черновая медь поступает как в жидком, так и в твердом виде. В случае переработки жидкой меди в качестве основного технологического оборудования рекомендуется применять наклоняющиеся анодные печи, а для рафинирования твердой меди — стационарные анодные печи. Процесс огневого рафинирования в обоих случаях является периодическим.

Требуется составить материальный баланс плавки огневого рафинирования меди массой 200 т. Черновая медь из конверторов поступает в жидком виде. Процесс ведется в наклоняющейся печи. Содержание меди в черновой меди 99,2%. По данным практики задаемся следующими исходными показателями. Кроме жидкой черновой меди, в процесс возвращают 18% от массы черновой меди анодного скрапа из цеха электролиза с содержанием меди 99,6%. Кроме того, в плавку берут 0,5% бракованных анодов и старых изложниц. Выход шлака 1,5%. С газами теряется 0,1 % Cu. Из металла плавки отливают изложницу массой 3 т. В шлаках огневого рафинирования содержится 45% Cu, в анодах 99,6% Cu, Брак анодов составляет 0,5%.

Определим количество меди в годных анодах, браке и отливаемой изложнице без учета скрапа:

$$200 \cdot 0,996 + 200 \cdot 0,005 \cdot 0,996 + 3 \cdot 0,996 = 203,184 \text{ т.}$$

$$\text{На плавку меди поступает } 203,184 = X - 0,015X - 0,001 X = 206,49 \text{ т.}$$

Найдем массу черновой меди  $X_1$  и анодного скрапа, поступающего на плавку, по уравнению

$$206,49 = 0,992 X_1 + 0,18 \cdot 0,996 X_1 + 0,996.$$

Отсюда масса черновой меди  $X_1 = 175,44$  т, а масса анодного скрапа равна  $174,7 \cdot 0,18 = 31,6$  т. Выход анодного шлака равен:

$$206,49 \cdot 0,015 : 0,45 = 6,9 \text{ т.}$$

По данным расчетов составляем табл. 14.1. материального баланса плавки.

Таблица 14.1.

Материальный баланс огневого рафинирования черновой меди (по меди), т

Статьи баланса	Всего	В том числе Cu	Статьи баланса	Всего	В том числе Cu
<b>Загружено:</b>			<b>Получено:</b>		
Черновой меди	175,4	174,044	Анодов	200	199,2
Анодного скрапа	31,6	31,45	Брак анодного и скрапа	1	0,996
Брак анодного и скрапа	1	0,996	Изложниц	3	2,989
			Шлака	6,9	3,105
			потерь с газами	—	0,2

При составлении материального баланса плавки следует иметь в виду, что с жидкой черновой медью в анодную печь попадает конверторный шлак, количество и состав которого при составлении баланса не принимаются во внимание. Этим обстоятельством объясняется относительно невысокое содержание меди в анодных шлаках и невязка баланса по загруженным и полученным продуктам плавки.

### Контрольные вопросы

1. Что такое рафинирование.

2. Огневое рафинирование для каких расплавов используется и для чего?

3. Описать отличие огневого рафинирования от электролитического рафинирования.

## Практическое занятие № 15

### Изучение оборудования для окомкования шихты

При содержании в тонкоизмельченных концентратах 75-80 % частиц размером менее 50 мкм материал подвергают окомкованию. В цветной металлургии это сравнительно новый процесс, и его применяют для обработки никелевых, медных, свинцовых концентратов. Машины, в которых осуществляется окатывание шихты, называют окомкователями или грануляторами. Наиболее распространены барабанные и чашевые грануляторы.

Барабанные окомкователи по своему устройству сходны с барабанными смесителями. Барабанный смеситель состоит из цилиндрического корпуса 3, собранного из нескольких секций, скрепленных по фланцам болтами. Бандажи 5, по которым барабан установлен на опорных роликах 12, обычно отливают заодно с секцией. Барабан установлен под углом  $1-6^\circ$  и для его фиксации опорный узел 9 снабжают упорными роликами. В торцевой крышке со стороны загрузочного отверстия предусмотрено уплотнение 14 для предотвращения выброса пыли. Готовые окатыши подаются в загрузочную камеру 6 и из нее – на транспортер 8.

Теория расчета технологических параметров чашевого окомкователя, разработанная С.Б.Базилевичем [1], устанавливает следующую их связь:

$$\frac{\sin(\alpha - \psi)}{\cos \psi} = k \cdot n_x^2 \cdot D; \quad \frac{\sin(50^\circ - 40^\circ)}{\cos 40^\circ} = k \cdot n_x^2 \cdot D;$$

$$\frac{\sin(50^\circ - 40^\circ)}{\cos 40^\circ} = 0,56 \cdot 8,7^2 \cdot 5,5$$

где  $\alpha$  - угол наклона днища чаши к горизонту,  $\alpha = 35-60^{\circ}$ .

$\psi$  - угол естественного откоса тонкоизмельченной неокомкованной шихты,  $\psi = 30-40^{\circ}$ ;

$D$  – внутренний диаметр чаши;

$k$  – постоянная безразмерная величина, зависящая от состава шихты. Для концентрата со средней способностью к окомкованию  $k = 0,56 \cdot 10^{-3}$

Например: при использовании чашевых окомкователей с диаметром чаши  $D=5,5$  м и при углах  $\alpha = 50^{\circ}$  и  $\psi = 40^{\circ}$ , расчетная частота вращения  $n_x = 8,7$  об/мин. Для данной машины частота вращения принята в интервале 6 – 9 об/мин и позволяет установить расчетное число оборотов.

$$\begin{aligned} n_x &= \sqrt{\frac{\sin(50^{\circ} - 40^{\circ})}{\cos 40^{\circ} \cdot 0,56 \cdot 5,5}} = \sqrt{\frac{0,17}{3,08}} = \sqrt{\frac{0,233}{3,08}} = \\ &= \sqrt{0,0756594} = \sqrt{75,66} = 8,7 \text{ об / мин} \end{aligned}$$

$\beta$  - параметр оболочек.

$$\beta = \sqrt[4]{\frac{12(1 - \mu_p^2)}{\delta^2 \cdot D^2}}$$

где  $\mu_r$ - коэффициент Пуассона,  $\mu_r=0,3$

$$\beta = \sqrt[4]{\frac{12(1 - 0,3^2)}{0,03^2 \cdot 5,5^2}} = \sqrt[4]{\frac{10,92}{0,027}} = \sqrt{404,44} = 4,47 \quad 1/m;$$

Интенсивность загрузки определяется массами борта порожней чаши и шихты  $m$  в окомкователе и зависит от углов естественного откоса  $\psi$ , наклона днища чаши  $\alpha$ , диаметра чаши  $D$  и высота борта  $h$ :

$$\begin{aligned} m &= \pi \cdot D \cdot h \cdot \delta \cdot \rho_{sh} + 0,125D^2 \cdot h \cdot (\gamma - 0,5 \sin 2\gamma) \cdot \rho_{sh} = \\ &= 3,14 \cdot 5,5 \cdot 0,7 \cdot 0,03 \cdot 2500 + 0,125 \cdot 5,5^2 \cdot 0,7(1,18 - 0,5 \cdot 0,04) \cdot 2500 = \text{где } \rho, \rho_{sh} - \\ &= 906,675 + 2,65(1,16) \cdot 2500 = 906,675 + 7685 = 8591,675 \end{aligned}$$

соответственно плотность стенок борта и насыпная плотность

шихты, кг/м<sup>3</sup>;  $\gamma$  - половина центрального угла, определяющего положение поверхности шихты

$$\begin{aligned} \gamma &= 2 \sqrt{\frac{h \operatorname{ctg}(\alpha - \psi)}{D}} = 2 \sqrt{\frac{0,7 \operatorname{ctg}(50 - 30)}{5,5}} = 2 \sqrt{\frac{0,7 \cdot 2,7475}{5,5}} = \\ \gamma &= 1,18; \\ &= 2 \sqrt{\frac{1,92}{5,5}} = 2 \sqrt{0,7 \cdot 0,35} = 2 \sqrt{0,245} = 2 \cdot 0,59 = 1,18 \end{aligned}$$

Отсюда максимальная интенсивность, Па:

$$P_{\max} = \frac{1,5 \cdot g \cdot m}{D \cdot h \cdot \sin \gamma}; \quad P_{\max} = \frac{1,5 \cdot 9,8 \cdot 8591,675}{5,5 \cdot 0,7 \cdot 0,020} = \frac{126297,62}{0,077} = 1640228,8$$

По энергической теории прочности найдем эквивалентное напряжение  $\sigma_{\text{экв}}$

$$\begin{aligned} \sigma_{\text{экв}} &= \frac{3P_{\max} \sqrt{(1 + \beta^2 \cdot \delta^2 + \mu_n^2)}}{\beta^2 \cdot \delta^2} = 4920686,4 \frac{\sqrt{(1 + 4,5^2 \cdot 0,03^2 + 0,3^2)}}{4,5^2 \cdot 0,03^2} = \\ &= \frac{21,3409}{20,2509} = 25 \quad \text{mPa} \end{aligned}$$

Например: для чашевого окомкователя внутренним диаметром  $D = 5,5$  м, толщиной борта чаши  $\delta = 0,03$  м, углами наклона чаши  $\alpha = 50^\circ$ , и естественного откоса  $\psi = 30^\circ$ , высотой борта  $h = 0,7$  м и насыпной массой шихты  $\rho_{\text{ш}} = 2500$  кг/м<sup>3</sup> последовательно находим параметр  $\beta = 4,5$  1/м, половину центрального угла  $\gamma = 1,18$ ,

Получения окатышей из железного концентрата, а другой железная окалина. Задаются задания по приготовлению шихты для окомкования, который имеется добавки связующих материалов следующего содержания от массы исходного материала 0,5 %, 1,0 %, 1,5 %, 2 %. После чего студентам раздается необходимые материалы для приготовления шихты. Для чего берется 50 г исходного измельченного металлургического сырья и соответственно добавляется связующие материалы бентонит и каолин. Приготовленному шихту добавляется определенная количества воды (0,5 – 10 % от массы шихты) чтобы шихта была твердого тестообразного. Полученную массу закладываем в пресс, откуда получается брикет формы таблеток массы 15-20 г. Полученные сырые брикеты укладываем в лодочку и вставим в

сушильный шкаф и сушим при температуре 110-115 °С в течении 1,5-2 часа. После завершения процесса внимаем лодочку из сушильного шкафа, остужаем и взвешиваем в технических весах для определения массы брикета, который подвергается получения окатышей в муфельных печах при высоких температурах 1100-1300 °С.

### **Контрольные вопросы**

1. Цель окомкования шихты и его область применения.
2. Устройство и принцип работы оборудования для окомкования сыпучих материалов.
3. Эффективность окомкования шихты в металлургии.

## СОДЕРЖАНИЕ

1	Расчет технических показателей ленточных конвейеров	3
2	Расчеты роторного вагоноопрокидвателя	6
3	Расчет бункера и его принцип работы	9
4	Расчет производительности тарельчатого питателя	12
5	Расчет режима работы мельниц	14
6	Расчет спиральных классификаторов	17
7	Механическое оборудование для приготовления шихты	19
8	Расчет производительности и мощности привода барабанного смесителя	22
9	Расчет мощности двигателя вакуума фильтра	25
10	Изучение электродуговой стали печи и принцип его работы	28
11	Изучение устройство печи конвертора и принцип его работы	31
12	Изучение устройства и принцип работы измельчительных аппаратов руд и сырье в металлургии	35
13	Изучение отражательной печи и принцип работы этой печи	38
14	Изучение огневого рафинирование и принцип работы	42
15	Изучение оборудование для окомкования шихты	44
	Литература	

## Литература

1. Metallургические печи. В.И.Миткалинный, В.А.Кривандин, В.А.Морозов, Г.С.Сборшиков, А.В.Егоров. Москва. Metallургия. 2000.
2. Metallургические печи. Д.А.Диомидовский. Metallургия. Москва. 2000.
3. Metallургические расчеты. В.Г.Агеенков, Я.Я.Михин. Metallургиздат. Москва. 2000.
4. Кохан Л.С., Навроцкий А.Г. Механическое оборудование цехов по производству цветных металлов. – М.: Metallургия, 2001.
5. Басов А.И. Механическое оборудование обогатительных фабрик и заводов тяжелых цветных металлов. – М.: Metallургия, 2000.