

Проектирование обогачительных фабрик

Лекция 11 Выбор и расчет основного обогачительного
оборудования

Преподаватель: Мотовилов Игорь Юрьевич
доктор PhD кафедры «Металлургия и обогащение
полезных ископаемых»

motovilov88@inbox.ru

Содержание

- 1. Выбор и расчет производительности гравитационного оборудования: отсадочных машин, конусных и винтовых сепараторов, концентрационных столов, суспензионных сепараторов**
- 2. Выбор и определение производительности оборудования для процессов магнитного, электрического и специальных методов обогащения**
- 3. Выбор типа флотационных машин. Расчет производительности флотационных машин по потоку. Расчет количества флотационных камер**

Выбор и расчет производительности гравитационного оборудования

В зависимости от вида используемой разделительной среды, направления ее движения относительно минеральных взвесей гравитационные процессы подразделяются на процессы разделения:

- в вертикальных восходящих потоках среды (гидравлическая и пневматическая классификация, тяжелосредная сепарация);
- в пульсирующих потоках среды (отсадка, пневматическая сепарация);
- в безнапорной струе воды, текущей по наклонной плоскости (обогащение на концентрационных столах, в желобах, шлюзах, винтовых и конусных сепараторах);
- в центробежных потоках воды (гидроциклоны, центробежные концентраторы). Гравитационным методам обогащения могут подвергаться полезные ископаемые широкого диапазона крупности. Например, в отсадочных машинах может обогащаться уголь крупностью до 200 мм, золотосодержащие и хромитовые руды крупностью до 6 мм. На винтовых сепараторах крупность обогащаемой руды может достигать 2...12 мм, на концентрационных столах 3...0,04 мм.

Выбор и расчет производительности отсадочных машин

Наиболее широкое распространение для гравитационного обогащения руд цветных и черных металлов в водной среде нашли отсадочные машины, которые принято классифицировать по таким основным признакам, как конструкция приводного механизма (поршневые, диафрагмовые, с подвижными конусами, с гидравлическим пульсатором, беспоршневые), направление движения разгружаемого продукта (прямоточные и противоточные), способ разгрузки продуктов обогащения (шиберная, разгрузка через решетку, комбинированная разгрузка), число ступеней (одно- и многоступенчатые), назначение (для обогащения крупно- и мелкозернистого материала, неклассифицированного материала).

Наибольшее распространение в практике обогащения получили:

- поршневые отсадочные машины и машины с подвижным решетом;
- диафрагмовые отсадочные машины;
- беспоршневые, или воздушно-пульсационные, машины.

На отсадочных машинах обогащается материал крупностью от 50 до 0,25 мм. Для повышения эффективности исходный материал перед отсадкой обычно классифицируют по крупности, и каждый класс обогащается самостоятельно. Предварительная классификация крупного материала производится в соответствии с коэффициентом равнопадаемости в условиях стесненного падения. Мелкий материал обычно не классифицируется по крупности перед отсадкой. Применение узкой шкалы классификации по наименьшему коэффициенту равнопадаемости дает лучшие результаты при обогащении, однако это требует установки большого количества грохотов и отсадочных машин.

Выбор и расчет производительности отсадочных машин

Типоразмер и число устанавливаемых машин определяются исходя из удельной производительности машины ($t/(m^2 \cdot ч)$) на единицу площади решета, которая принимается на основе практических данных, полученных на действующих обогатительных фабриках, перерабатывающих аналогичное сырье (табл. 11.1). Так, удельная производительность машины при переработке россыпных месторождений золота составляет 10...20 $t/(m^2 \cdot ч)$, при обогащении коренных золотосодержащих руд – 20...50, россыпей редких металлов – 5...10, оловянных и вольфрамовых руд крупностью 8...16 мм – 7...12, а крупностью 1...3 мм – 4...6 $t/(m^2 \cdot ч)$.

Требуемая площадь отсадки (m^2) определяется по формуле

$$S = Q/q$$

где S – требуемая площадь отсадки, m^2 ;

Q – требуемая производительность в операции отсадки, $t/ч$;

q – удельная производительность машины, $t/(m^2 \cdot ч)$.

Число устанавливаемых машин

$$N = S/S_M$$

где S_M – площадь решет в выбранной машине.

Выбор и расчет производительности отсадочных машин

Таблица 11.1 Нормы удельных нагрузок отсадочных машин по исходному питанию

Исходное питание	Продукты обогащения	Удельная нагрузка по питанию, т/(м ² ·ч)
Железные и марганцевые руды при крупности: 15...20 мм 4...2 мм	Готовый концентрат, промпродукт и хвосты	5...7 2...5
Оловянные и вольфрамовые коренные руды при крупности: 8...16 мм 1...3 мм	Грубый концентрат, богатые хвосты Бедный концентрат, отвальные хвосты	7...12 4...6
Оловянные и вольфрамовые руды в цикле измельчения и классификации	Грубый концентрат	10...20
Золотосодержащие россыпи (первичная отсадка)	Бедный концентрат, отвальные хвосты	10...20
Россыпи редких металлов	То же	5...10
Коренные золотосодержащие руды (отсадка в цикле измельчения)	Грубый концентрат	20...50
Руды цветных металлов (свинцово-цинковые, медные и медно-цинковые)	Концентраты, отвальные хвосты и промпродукты	1...2

Таблица 11.2 Нормы удельных нагрузок отсадочных машин в цикле измельчения коренных золотосодержащих руд

Место установки отсадочных машин	Удельная нагрузка, т/(м ² ·ч), при крупности измельчения, мм			
	-3 + 1	-0,6 + 0,3	-0,3 + 0,15	-0,15
Разгрузка мельницы	20...50	8	6	5
Слив гидроциклонов	6	5	4	3

Выбор и расчет производительности концентрационных столов

Концентрационные столы широко применяются для обогащения золотосодержащих, оловянных, вольфрамовых, редкометалльных руд и россыпей крупностью 3...0,04 мм.

В зависимости от максимального размера частиц минералов в питании амплитуду и число ходов стола можно определить по формулам

$$l = 18 \sqrt[4]{d_{max}},$$

$$n = \frac{240}{\sqrt[5]{d_{max}}} \text{ МИН}^{-1}$$

где l – амплитуда, мм;

d_{max} – размер максимального зерна в питании, мм;

n – число ходов деки стола, мин⁻¹.

Производительность концентрационных столов зависит от характера руды, крупности материала, плотности пульпы, конструктивных особенностей столов и режимов их работы. Особенно на производительность влияет крупность обогащаемого материала. Производительность столов (т/ч) определяется по эмпирической формуле

$$Q = 0.1 \delta n \left(F d_{cp} \frac{\delta_T - 1}{\delta_L - 1} \right)^{0,6}$$

где δ , δ_T , δ_L – плотность руды, тяжелого и легкого минералов соответственно, г/см³;

n – число дек;

F – площадь деки, м²;

d_{cp} – среднеарифметический диаметр зерен в исходном питании.

Выбор и расчет производительности конусных и винтовых сепараторов

Шлюзы являются типичными аппаратами, в которых обогащение осуществляется в безнапорной струе воды, текущей по наклонной поверхности. Шлюзы широко используются при обогащении россыпных месторождений золота, олова, вольфрама и руд редких металлов. По своему устройству шлюзы подразделяются на стационарные, или неподвижные, подвижные механические, с подвижным улавливающим покрытием, винтовые, ленточные и орбитальные.

Для эффективного обогащения на шлюзах необходимо, чтобы разность плотности тяжелых и легких минералов была достаточной, т.е. соотношение $\frac{\delta_T - 1}{\delta_L - 1}$ должно быть более 3,5. Соотношение Т : Ж в питании шлюзов обычно составляет 1 : (3...10).

Производительность винтовых сепараторов и шлюзов (т/ч) может быть определена по эмпирической формуле:

$$Q = K_{и} \delta_{и} D^2 m \sqrt{d_{max} \frac{(\delta_T - 1)}{(\delta_L - 1)}},$$

где $K_{и}$ – коэффициент, значения которого зависят от обогатимости исходного материала, для труднообогатимых руд он составляет 0,4, для среднепромывистых – 0,6 и для легкопромывистых – 0,7;

$\delta_{и}$, δ_T , δ_L , – плотность исходного материала, тяжелого и легкого минералов соответственно, т/м³;

m – число желобов;

D – диаметр сепаратора, м;

d_{max} – максимальный диаметр тяжелого минерала, мм.

Выбор и расчет производительности конусных и винтовых сепараторов

Ориентировочно производительность винтовых сепараторов и шлюзов может быть принята по табл. 11.3 в зависимости от диаметра сепаратора и размеров тяжелых минералов.

Таблица 11.3 Производительность винтовых сепараторов и желобов

Тип руды	d_{\max} , мм	Плотность тяжелого минерала, т/м ³	Производительность сепаратора, т/ч, при диаметре желоба, мм		
			1000	1500	2000
Оловосодержащая	3,0	7,0	5,3	11,9	21,1
	2,0		4,3	9,7	17,2
	1,0		3,0	6,8	12,2
	0,5		2,2	4,8	8,6
	0,2		1,4	3,1	5,4
Титаноцирконовые пески	3,0	6,0	4,8	10,8	19,3
	2,0		3,9	8,8	15,7
	1,0		2,8	6,3	11,0
	0,5		2,0	4,4	7,8
	0,2		1,2	2,8	5,0

Выбор и расчет производительности конусных и винтовых сепараторов

Конусные сепараторы СК применяются при обогащении песков титано-цирконовых россыпей крупностью 2,5...0,04 мм. Они состоят из 3–6 конусов диаметром 2 и 3 м с углом при вершине конуса 140...156°. Сепараторы отличаются простотой конструкции, отсутствием движущихся частей, легкостью регулировки, удобством при эксплуатации, высокой удельной производительностью, небольшим расходом воды, высокой удельной производительностью на единицу производственной площади и возможностью совмещения нескольких операций в одном многоярусном аппарате. Производительность конуса по исходному материалу может достигать 80...100 т/ч.

Производительность конусного сепаратора определяется по удельной производительности q [т/(м²·ч)] в зависимости от крупности обогащаемого материала:

$$q = K_{\kappa} d_{\text{ср}} \frac{\delta_{\text{T}} - 1}{\delta_{\text{Л}} - 1},$$

где K_{κ} – коэффициент, зависящий от крупности материала, равный 1...1,4;

$d_{\text{ср}}$ – среднеарифметический размер зерен в исходном материале, мм;

δ_{T} и $\delta_{\text{Л}}$ – плотность тяжелого и легкого материала, т/м³.

Производительность многоярусного сепаратора (т/ч) определяется по площади рабочей поверхности верхнего яруса $S_{\text{В}}$, т.е. $Q_{\text{с}} = S_{\text{В}}q$.

Тогда число сепараторов, устанавливаемых в операции:

$$n = Q(1 - C)/Q_{\text{с}},$$

где Q – требуемая производительность, т/ч;

C – циркуляционная нагрузка, равная 1,2...1,5.

Выбор и расчет производительности суспензионных сепараторов

Тяжелосредние сепараторы применяются в основном для предварительного обогащения или концентрации крупновкрапленных руд с выделением легкой фракции в хвосты с отвальным содержанием металлов. Применяется этот метод также для предварительной концентрации хромовой, марганцевой руды и угля. Обогащению в тяжелых суспензиях подвергается руда крупностью от 100 до 4...6 мм. При использовании гидроциклонов для обогащения можно перерабатывать руду крупностью до 0,3...0,5 мм. Наиболее эффективно в тяжелых суспензиях обогащаются руды крупностью более 3...5 мм.

Производительность сепаратора (т/ч) может быть ориентировочно определена по формуле

$$Q = kDd\Delta,$$

где k – коэффициент, зависящий от содержания фракций в исходном питании и типа сепаратора (при преобладании легкой фракции для корытного сепаратора $k = 180$, для конусного $k = 220$; при преобладании тяжелой фракции k для конусного сепаратора равно 350, а для барабанного 400);

D – диаметр конуса или барабана, м;

d – размер максимальных кусков в питании, м;

Δ – плотность суспензии, г/см³.

Обычно производительность конусного сепаратора (т/ч) определяется по значениям удельной производительности, полученной на аналогичном сырье:

$$Q_c = Sq,$$

где S – площадь зеркала ванны сепаратора, м²;

q – удельная производительность, т/(м²·ч) (табл. 11.4).

Выбор и расчет производительности суспензионных сепараторов

Таблица 11.4 Удельная производительность тяжелосредних двухпродуктовых сепараторов

Типы руд	Крупность питания, мм	Удельная производительность, т/(м ² /ч)	
		по исходному питанию	по легкому продукту
Руды черных металлов	40...5	35...50	9...12
Руды цветных металлов: труднообогатимые среднеобогатимые	40...5	5...10	4...7
	40...5	13...20	9...12
Алмазные	25...1,6	7...9	6...8

Количество сепараторов для установки определяется по формуле

$$n = Q/Q_c,$$

где Q – требуемая производительность, т/ч.

Тяжелосреднее обогащение может также осуществляться в так называемых динамических, или центробежных тяжелосредних сепараторах, типичным представителем которых являются модифицированные, или суспензионные, циклоны.

Производительность таких циклонов по исходному питанию (м³/ч) может быть определена по формуле

$$Q = AD^2\sqrt{P},$$

где A – коэффициент, зависящий от диаметра циклона D ;

P – давление на входе в гидроциклон, МПа.

D , м 0,15 0,25 0,36 0,5 0,71 1,0 1,4

A 3180 2790 2490 2290 2660 1410 1510

Можно определить производительность циклонов по питанию (т/ч) по формуле $Q = 0,33AD^2\sqrt{P}$ с учетом того, что соотношение руды и суспензии по объему составляет 1:2...1:3.

Выбор и определение производительности оборудования для процессов магнитного, электрического и специальных методов обогащения

Выбор типа сепаратора для магнитного и электромагнитного обогащения производится в зависимости от крупности обогащаемого материала, его магнитных свойств и метода обогащения – сухого или мокрого.

Применяемые в настоящее время магнитные и электромагнитные сепараторы классифицируются в зависимости от напряженности создаваемого магнитного поля, способа обогащения – сухой или мокрый, способа подачи исходного питания, направления движения руды и продуктов обогащения, конструктивных особенностей.

В настоящее время в промышленности применяются следующие типы сепараторов:

ПБМ и ПБС – магнитные (с постоянными магнитами) барабанные сепараторы для мокрого и сухого обогащения сильномагнитных руд и извлечения сильномагнитных минералов из нерудных материалов, а также для регенерации ферромагнитных суспензий;

ЭБМ и ЭБС – электромагнитные сепараторы для мокрого и сухого обогащения сильномагнитных руд;

ЭВМ и ЭВС – электромагнитные валковые сепараторы для мокрого и сухого обогащения слабомагнитных руд;

ЭРМ – электромагнитные роторные сепараторы для мокрого обогащения слабомагнитных руд.

Производительность сепараторов ПБМ (т/ч) определяется по формуле

$$Q = q(L - 0,1),$$

где q – удельная производительность, т/(м·ч);

L – длина барабана, м.

Производительность сепараторов для слабомагнитных руд (т/ч) может быть определена аналогичным путем по формуле

$$Q = qn(L - 0,1),$$

где n – число рабочих органов (барабанов, роторов, валков).

Выбор и определение производительности оборудования для процессов магнитного, электрического и специальных методов обогащения

Таблица 11.5 Удельная производительность барабанных магнитных сепараторов ПБМ

Содержание в питании сепаратора, %			Тип ванны	Удельная производительность, т/(м·ч) при диаметре барабана, мм		
класса –0,074 мм	твердого	магнитной фракции		900	1200	1500
10...15	50	40...60	Прямоточная	70...85	90...110	125
15...25	50	40...60	Прямоточная	55...65	70...80	90...100
15...25	50	80...90	Прямоточная	65...75	80...90	100...110
25...40	50	80...90	Противоточная	70...85	90...110	–
50...60	50	80...90	Противоточная	60...70	100...120	–
50...60	50	40...60	Противоточная	50...55	80...100	–
60...70	30	80...90	Полупротивоточная	28...36	56...72	80...95
60...70	20	80...90	Полупротивоточная	16...24	32...48	50...60
75...85	30	80...90	Полупротивоточная	20...28	40...56	60...70
75...85	20	80...90	Полупротивоточная	14...20	28...40	45...55
94...96	30	80...90	Полупротивоточная	12...16	24...32	35...45
94...90	20	80...90	Полупротивоточная	8...12	16...24	25...30

Таблица 11.6 Удельная производительность валковых сепараторов для слабомагнитных руд

Обогащаемый материал	Способ обогащения	Крупность материала, мм	Удельная производительность, т/(м·ч)
Титано-цирконовые концентраты	Сухой	1...0,1	1,0
Марганцевые руды	Мокрый	1...0,1	5,0
Бурожелезняковые руды	Сухой	0,5...0	3,0
Пегматитовые руды, стекольные пески	Сухой	1...0	1,5...2,5
Пегматитовые руды, стекольные пески	Сухой	0,16...0	1,0

Выбор типа флотационных машин. Расчет производительности флотационных машин по потоку. Расчет количества флотационных камер

Увеличение производительности обогатительных фабрик, необходимость снижения капитальных затрат и эксплуатационных расходов, усложнение вещественного состава руд привели к созданию оборудования большой единичной мощности, в том числе больше объемных камер флотационных машин, отличающихся большой производительностью по потоку, высокой скоростью флотации и невысокими удельными показателями.

Наиболее широко применяемые в отечественной и зарубежной практике *механические флотационные машины* с объемом камер не более 6; 8 м³ имеют невысокую производительность по потоку (12...15 м³/мин), низкие степень аэрации и скорость флотации. Поэтому на обогатительных фабриках большой производительности количество камер флотационных машин этого типа достигает 1000 шт. и более.

Все применяемые флотационные машины в настоящее время подразделяются на три группы:

- механические;
- пневмомеханические;
- пневматические.

Выбор типа флотационных машин. Расчет производительности флотационных машин по потоку. Расчет количества флотационных камер

Для определения общего требуемого объема флотационных машин рекомендуется использовать формулу

$$V_k = \frac{W_{\text{п}} t s}{60 C_a},$$

где V_k – общий объем флотационных камер в операции, м³;

$W_{\text{п}}$ – объем пульпы в питании, м³/ч;

t – время флотации в операции, мин;

s – коэффициент пересчета времени флотации (при использовании промышленных данных $s = 1,0$; по данным действующей опытной установки $s = 1,0$ и по данным лабораторных исследований $s = 1,6...2,6$);

C_a – коэффициент аэрации, равный 0,85.

В табл. 11.7 приведены исходные данные для выбора ориентировочного числа камер в зависимости от времени флотации различных минералов.

Таблица 11.7 Выбор числа флотационных камер

Флотируемый минерал	Содержание твердого в питании, %	Время флотации, мин	Число камер
Барит	30...40	8...10	6...8
Сульфиды меди	32...42	13...16	8...12
Галенит	25...35	6...8	6...8
Сфалерит	25...35	8...12	6...8
Молибденит	35...45	14...20	10...14
Сульфиды никеля	28...32	10...14	8...14
Вольфрамит	25...32	8...12	7...10
Флюорит	25...32	8...10	6...8
Полевой шпат	25...35	8...10	6...8
Фосфат	30...35	4...6	4...5
Кварц	40...50	8...10	4...6

Выбор типа флотационных машин. Расчет производительности флотационных машин по потоку. Расчет количества флотационных камер

Таблица 11.8 Производительность флотационных камер

Объем камеры, м ³	Производительность				Число камер в одной секции
	максимальная		минимальная		
	м ³ /МИН	м ³ /Ч	м ³ /МИН	м ³ /Ч	
5	3,3	200	1,3	70	4
10	6,6	400	2,0	115	4
15	10	600	3,75	225	4
20	13,3	800	3,8	230	3
30	20	1220	6,33	380	3
40	26,6	1600	6,66	400	3
50	33,3	2000	10	600	3
70	46,6	2800	15	900	2
100	66,6	4000	17	1020	2
130	86,6	5200	27,6	1660	2
160	106,6	6400	28,5	1710	1
200	133,3	8000	42,6	2560	1

Выбор типа флотационных машин. Расчет производительности флотационных машин по потоку. Расчет количества флотационных камер

Расчет флотационных машин сводится к определению типоразмера и необходимого количества флотационных камер в зависимости от времени флотации. Исходными данными для расчета флотационных машин являются:

- объем пульпы в операции;
- время флотации;
- типоразмер выбранных флотационных машин.

Объем пульпы V_{Π} (м³/ч или м³/сут) в операции принимается в соответствии с данными, полученными при расчете водно-шламовой схемы. Расчет осуществляется в следующем порядке:

1. По объему пульпы в операции определяется минутный дебит (м³/мин):

$$W_{\Pi} = \frac{V_{\Pi}}{1440}, \text{ если объем пульпы имеет размерность м}^3/\text{сут};$$

$$W_{\Pi} = \frac{V_{\Pi}}{60}, \text{ сли объем пульпы определен в м}^3/\text{ч}.$$

2. Определяется необходимое число камер в каждой операции:

$$n = W_{\Pi} t / V_{\Pi} k,$$

где t – время флотации в операции, мин;

k – коэффициент заполнения камеры, равный 0,8...0,85 (используется при расчете малообъемных машин).

Выбор типа флотационных машин. Расчет производительности флотационных машин по потоку. Расчет количества флотационных камер

Время флотации (мин) в промышленных условиях $t_{\text{п}}$ можно определить по формуле

$$t_{\text{п}} = kt_{\text{л}},$$

где $t_{\text{л}}$ – время флотации в лабораторных условиях, мин;

k – коэффициент перехода, зависящий от времени пребывания пульпы в одной камере, от типоразмера камер (табл. 11.9).

Время нахождения пульпы в одной камере определяется по формуле

$$t = V_{\text{к}}/W_{\text{п}},$$

где t – время нахождения пульпы в одной камере, мин;

$V_{\text{к}}$ – объем камеры, м³;

$W_{\text{п}}$ – минутный дебит пульпы, м³/мин.

Таблица 11.9 Коэффициент k в зависимости от времени пребывания пульпы в камере

Типоразмер камер	Коэффициент k при времени пребывания пульпы в одной камере, мин						
	0,5	1,0	1,5	2,0	3,0	5,0	7,0
Механические камерные ФМ 1,2 – ФМ 6,3	2,0	3,9	5,5	6,6	8,7	–	–
Механические прямоточные ФМ 1,2 – ФМ 6,3	2,0	4,4	6,5	8,2	–	–	–
Пневмомеханические прямоточные без перегородок ФПМ 1,2 – ФПМ 6,3	1,5	3,2	4,8	5,9	7,5	–	–
Пневмомеханические прямоточные без перегородок ФПМ 8,5; ФПМ-12,5	1,0	2,1	3,2	4,3	6,1	–	–
Пневмомеханические прямоточные с перегородками ФПМ 8,5; 12,5; 16	1,0	1,8	2,5	2,9	3,2	–	–
Пневмомеханические с перегородками ФПМ 25; 40	1,0	1,3	1,7	2,0	2,3	2,5	3

Выбор типа флотационных машин. Расчет производительности флотационных машин по потоку. Расчет количества флотационных камер

При определении количества флотационных камер следует учитывать:

- количество камер должно быть не менее 4;
 - количество камер механических машин должно быть кратным 2, так как они выпускаются двухкамерными секциями;
 - в основной и контрольной операциях минутный дебит для механических машин должен быть в пределах 1,2...2 объема камеры в минуту, для пневмомеханических
 - от 2 до 3 объемов камеры в минуту, для большеобъемных чановых машин – не более 2 объемов камеры в минуту. Для перечистных операций эти соотношения могут не соблюдаться из-за небольшого выхода концентратов.
- Результаты расчета флотационных машин оформляются в виде табл. 11.10.

Таблица 11.10 Результаты расчета флотационных машин

Опера- ция	Объем пуль- пы		Время флота- ции, мин	Время пребыва- ния в од- ной каме- ре, мин	Типораз- мер флотома- шин	Количество камер	
	м ³ /ч	м ³ /мин				рас- чет- ное	уста- нов- ленное