

СӘТБАЕВ
УНИВЕРСИТЕТИ



SATBAYEV
UNIVERSITY

Проектирование обогачительных фабрик

**Лекция 7 Выбор и расчет оборудования для измельчения
и классификации по крупности в схемах измельчения**

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

motovilov88@inbox.ru

Содержание

- 1. Выбор и расчет оборудования для измельчения**
- 2. Выбор и расчет оборудования для классификации**

Выбор и расчет оборудования для измельчения

Выбор измельчительного оборудования осуществляется в соответствии с технологической схемой измельчения и требованиями, которые предъявляются к этому оборудованию. При этом на стадии разработки технологии измельчения учитываются крупность исходной руды и требуемая степень измельчения, свойства перерабатываемой руды, крупность, характер вкрапленности и свойства ценных минералов. Большое значение при выборе мельницы имеют ее производительность, мощность электродвигателя, конструктивные особенности.

В настоящее время для измельчения руд и материалов применяется различное размольное оборудование, которое классифицируется по форме барабана, виду измельчающей среды, способу измельчения и способу разгрузки. Наиболее широкое распространение в практикерудоподготовки получили барабанные мельницы, в которых измельчение осуществляется стальной средой (стержни, шары, цельпепсы), рудой (рудное самоизмельчение), рудой с добавкой шаров (полусамоизмельчение) и галей (рудногалечное самоизмельчение).

Если измельчение осуществляется стальной средой, следует проводить и обосновывать выбор стержневых или шаровых мельниц. В свою очередь, среди шаровых мельниц следует обосновывать выбор мельниц с разгрузкой через решетку и мельниц с центральной разгрузкой.

Выбор и расчет оборудования для измельчения

Стержневые мельницы применяются при грубом мокром измельчении. Оптимальная крупность руды, поступающей на измельчение в стержневые мельницы, обычно составляет не более 20 мм, а крупность измельченного в этих мельницах материала имеет максимальный размер от 6 до 0,5 мм. Мельницы обычно работают в открытом цикле в I стадии измельчения. Измельченный продукт стержневых мельниц – равномерный по крупности и форме материал, который является питанием шаровых мельниц.

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой (МШЦ) применяются при получении тонкоизмельченного продукта с максимальной крупностью частиц 0,2 мм и обычно работают в замкнутом цикле с гидроциклонами для предотвращения переизмельчения руды.

Успешному внедрению процесса самоизмельчения способствует прежде всего применение большеобъемных и весьма надежных мельниц мокрого полусамоизмельчения с рабочим объемом до 550 м³ и диаметром барабана 12,2 м при отношении диаметра к длине мельницы от 2:1 до 2,65:1, способных работать с загрузкой шаров до 18 % от объема барабана при коэффициенте использования оборудования не ниже 0,9.

При выборе типа мельниц необходимо также учитывать соотношение расходов на электроэнергию, дробящую среду и футеровку (табл. 7.1).

Таблица 7.1 Соотношение основных расходов при измельчении

Расход	I стадия МШР	II стадия МШЦ	Самоиз- мельчение	Полусамоиз- мельчение
Энергии	50	49	63	58
Измельчающей среды	37	45	0	21
Футеровки	13	6	37	21

Выбор и расчет оборудования для измельчения

Наиболее точно производительность мельницы можно определить по удельной производительности по вновь образованному классу или по эффективности измельчения.

$$q = \frac{4Q(\beta_k - \beta_n)}{\pi D^2 L}$$

где q – удельная производительность мельницы по вновь образованному классу, т/(м³ · ч);

Q – производительность мельницы, т/ч;

β_k – содержание расчетного класса в измельченном продукте, доли ед.;

β_n – содержание расчетного класса в исходном продукте, доли ед.;

D – внутренний диаметр барабана мельницы, м;

L – внутренняя длина барабана мельницы, м.

Содержание расчетного класса в дробленом продукте, направляемом на измельчение, и в продуктах измельчения приведено ниже:

Содержание класса –0,074 мм, %.....	Крупность дробленого продукта, мм					Крупность продукта измельчения, мм						Для производительности мельницы по вновь образованному классу	расчета
	–40	–20	–10	–5	–3	–0,4	–0,3	–0,2	–0,15	–0,1	–0,074		
	3	6	10	20	23	40	48	60	72	85	95		

используется значение удельной производительности при измельчении эталонной руды. Для фабрик, перерабатывающих руды цветных металлов, удельная производительность по вновь образованному классу принимается равной 1,03 т/(м³ · ч) с учетом поправок на измельчаемость руды, тип и размер мельницы, крупность исходного материала и измельченного продукта.

Выбор и расчет оборудования для измельчения

Удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образованному расчетному классу определяется по формуле:

$$q_n = q_э k_{и} k_{к} k_{д} k_{т} k_{L} k_{ф} k_{ψ},$$

где q_n – удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образованному расчетному классу, т/(м³· ч);

$q_э$ – удельная производительность эталонной мельницы по вновь образованному расчетному классу, т/(м³· ч);

$k_{и}$ – коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости проектируемой к переработке и перерабатываемой руды;

$k_{к}$ – коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения на действующей и на проектируемой обогатительных фабриках;

$k_{д}$ – коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабанов проектируемой и эталонной мельниц;

$k_{т}$ – коэффициент, учитывающий различие в типе проектируемой и эталонной мельниц;

k_{L} – коэффициент, учитывающий различие в длине мельниц;

$k_{ф}$ – коэффициент, учитывающий разницу в скорости вращения;

$k_{ψ}$ – коэффициент, учитывающий разницу в объемном заполнении мельниц шарами.

Значение коэффициента $k_{и}$ определяется опытным путем в лабораторных условиях как отношение производительности мельницы по вновь образованному расчетному классу при измельчении исследуемой руды к производительности той же мельницы по тому же классу при измельчении принятой для сравнения эталонной руды.

$$k_{и} = Q_n / Q_э$$

Выбор и расчет оборудования для измельчения

Значение коэффициента k_k определяется по формуле

$$k_k = m_n / m_3,$$

где m_n – относительная производительность мельницы по расчетному классу для руды, перерабатываемой на действующей обогатительной фабрике, при той крупности исходного и конечного продуктов, которые имеют место на фабрике;

m_3 – то же для руды, проектируемой к обработке, при запроектированной крупности исходного и конечного продуктов.

Для приближенных расчетов можно принимать, что зависимость производительности мельницы от крупности исходного и конечного продуктов для обеих руд (проектируемой к обработке и перерабатываемой) одинакова и соответствует данным табл. 8.2, в которой приведена относительная производительность мельниц по вновь образованному классу –0,074 мм, рассчитанная для руд средней крепости.

Таблица 8.2 Относительная производительность мельниц по вновь образованному классу –0,074 мм в зависимости от крупности исходного материала и конечного продукта для руд средней крепости

Крупность исходного материала, мм	Относительная производительность при содержании класса –0,074 мм в конечном продукте, %						
	30	40	48	60	72	85	95
40...0	0,68	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
20...0	0,81	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
10...0	0,95	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,85
5...0	1,11	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85
3...0	1,17	1,19	1,16	1,06	0,95	0,91	0,85



Выбор и расчет оборудования для измельчения

Коэффициент k_d определяется по формуле

$$k_d = (D_n - 2t_n) / (D_э - 2t_э),$$

где $D_э$ – номинальный диаметр барабана эталонной мельницы, м;

D_n – то же для проектируемой к установке мельницы, м;

t_n и $t_э$ – толщина футеровки в проектируемой и эталонной мельницах.

Этот коэффициент может быть определен также по табл. 8.3.

Таблица 8.3 Значения коэффициента k_n

Диаметр эталонной мельницы, мм	Коэффициент k_d при диаметре проектируемой мельницы, мм									
	900	1200	1500	2100	2700	3200	3600	4000	4500	5500
900	1,00	1,16	1,30	1,54	1,75	1,88	2,00	2,1	2,24	2,47
1200	0,87	1,00	1,12	1,32	1,46	1,63	1,73	1,83	1,94	2,14
1500	0,77	0,89	1,00	1,18	1,34	1,46	1,55	1,63	1,94	2,14
2100	0,65	0,76	0,85	1,00	1,11	1,23	1,3	1,38	1,46	1,62
2700	0,58	0,66	0,75	0,88	1,00	1,09	1,15	1,22	1,29	1,43
3200	0,53	0,61	0,68	0,74	0,82	1,00	1,06	1,12	1,19	1,31
3600	0,50	0,56	0,64	0,76	0,87	0,94	1,00	1,05	1,12	1,24
4000	0,47	0,55	0,61	0,72	0,82	0,89	0,95	1,00	1,06	1,17
4500	0,45	0,52	0,58	0,68	0,77	0,84	0,89	0,94	1,00	1,11
5500	0,40	0,47	0,52	0,62	0,70	0,76	0,81	0,85	0,90	1,00

Выбор и расчет оборудования для измельчения

Значения коэффициента k_T принимаются равными: 1,10...1,15 при переходе от мельницы с центральной разгрузкой к мельнице с разгрузкой через решетку; 0,90...0,85 – при обратном переходе.

Коэффициент k_L , учитывающий разницу в длине мельниц, определяется по формуле

$$k_L = (L_3/L_n)^{0,15}$$

или по табл. 8.4.

Длина эталонной мельницы, мм	Коэффициент k_L при длине проектируемой мельницы, мм														
	900	1200	1500	1600	1800	2100	2200	2400	3100	3600	4000	4500	5500	6000	
900	1,00	0,96	0,93	0,92	0,90	0,88	0,87	0,86	0,83	0,81	0,80	0,79	0,76	0,75	
1200	1,04	1,00	0,97	0,96	0,94	0,92	0,91	0,90	0,87	0,85	0,83	0,82	0,80	0,79	
1500	1,08	1,03	1,00	0,99	0,97	0,95	0,94	0,93	0,90	0,86	0,86	0,85	0,82	0,81	
1600	1,09	1,04	1,01	1,00	0,98	0,96	0,97	0,94	0,91	0,89	0,87	0,86	0,83	0,82	
1800	1,11	1,06	1,03	1,02	1,00	0,98	0,99	0,96	0,92	0,90	0,89	0,87	0,85	0,83	
2100	1,14	1,09	1,05	1,04	1,02	1,00	1,00	0,98	0,94	0,92	0,91	0,89	0,87	0,85	
2200	1,14	1,10	1,06	1,05	1,03	1,01	1,01	0,99	0,95	0,93	0,91	0,90	0,87	0,86	
2400	1,16	1,11	1,07	1,06	1,04	1,02	1,01	1,00	0,96	0,94	0,93	0,91	0,88	0,87	
3100	1,20	1,15	1,12	1,11	1,08	1,06	1,05	1,04	1,00	0,98	0,96	0,95	0,92	0,91	
3600	1,23	1,18	1,14	1,13	1,11	1,08	1,08	0,06	1,02	1,00	0,98	0,97	0,94	0,93	
4000	1,25	1,20	1,16	1,15	1,13	1,10	1,09	1,08	1,04	1,02	1,00	0,98	0,95	0,94	
4500	1,27	1,22	1,18	1,17	1,15	1,12	1,11	1,10	1,06	1,03	1,02	1,00	0,97	0,96	
5500	1,31	1,26	1,22	1,20	1,18	1,16	1,15	1,13	1,08	1,07	1,05	1,03	1,00	0,99	
6000	1,33	1,27	1,23	1,22	1,20	1,17	1,16	1,15	1,10	1,08	1,06	1,04	1,01	1,00	

Выбор и расчет оборудования для измельчения

Коэффициент заполнения измельчающей средой k_ϕ вводится при наличии разницы в степени заполнения измельчающей средой проектируемой и эталонной мельниц:

$$k_\phi = \phi_n / \phi_\varepsilon,$$

где ϕ_n и ϕ_ε – степень заполнения объема проектируемой и эталонной мельниц измельчающей средой.

Максимальная степень заполнения мельниц измельчающей средой для стержневых мельниц принимается равной 35 %, для мельниц МШЦ – 42 % и МШР – 45 % при насыпной массе шаров 4600 кг/м³ и 6600 кг/м³ для стержней.

Производительность мельницы по вновь образованному классу определяется по формуле

$$Q = \frac{qV}{\beta_k - \beta_n}$$

где Q – производительность мельницы по исходной руде, т/ч;

V – объем барабана мельницы, м³;

β_k – содержание класса –0,074 мм в конечном продукте, доли ед.;

β_n – содержание класса –0,074 мм в исходном продукте, доли ед.

Расчет мельниц по вновь образованному классу

Выбор и расчет оборудования для измельчения

В настоящее время получила широкое распространение методика расчета мельниц с применением рабочего индекса Бонда, значения которого определяются в лабораторных условиях на специальных измельчительных установках. По формуле Бонда определяется удельный расход энергии для заданных пределов крупности:

$$\omega = \omega_i \left(\frac{10}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

где ω – удельный расход энергии для заданных пределов крупности, кВт·ч/т;

ω_i – индекс работы, определенный экспериментальным путем, кВт·ч/т;

d_{80} – диаметр отверстий сит, через которые проходит 80 % материала в конечном продукте, мкм;

D_{80} – диаметр отверстий сит, через которые проходит 80 % материала в питании мельницы, мкм.

Для определения крупности отверстий сит, через которые проходит 80 % материала в питании мельницы, пользуются формулой

$$D_{80} = 0,7 D_{\max}$$

где $\max D$ – максимальный размер куска в питании мельницы, мм.

Уточненный удельный расход энергии на измельчение для мельниц диаметром до 4 м определяется по формуле

$$\omega_y = \omega \left(\frac{2,4}{D} \right)^{0,2}$$

где ω_y – удельный расход энергии на измельчение, скорректированный на диаметр мельницы, кВт·ч/т;

D – диаметр шаровой мельницы, принимаемый для расчета, м

Выбор и расчет оборудования для измельчения

Мощность, потребляемая шаровой мельницей на валу венцовой шестерни намеченного типоразмера, определяется по формуле

$$N_{\text{ш}} = 3,82 \delta_{\text{ш}} D^{2.3} L k_{\text{фш}} k_{\text{пш}}$$

где $N_{\text{ш}}$ – мощность, потребляемая шаровой мельницей на валу венцовой шестерни, кВт;

$\delta_{\text{ш}}$ – насыпная плотность шаровой нагрузки (табл. 8.5), т/м³;

D – внутренний диаметр мельницы, м;

L – длина барабана мельницы, м;

$k_{\text{фш}}$ – коэффициент заполнения мельниц шарами (табл. 8,6), доли ед.;

$k_{\text{пш}}$ – коэффициент, учитывающий относительную частоту вращения мельницы (см. табл. 8.6), доли ед.

Мощность, потребляемая стержневой мельницей на валу венцовой шестерни намеченного типоразмера, определяется по формуле

$$N_{\text{с}} = 1,37 \delta_{\text{с}} D^{2.3} L k_{\text{пс}} \psi$$

где $N_{\text{с}}$ – мощность, потребляемая стержневой мельницей на валу венцовой шестерни, кВт;

$\delta_{\text{с}}$ – насыпная плотность стержневой нагрузки, т/м³ (см. табл. 8.5);

$k_{\text{пс}}$ – коэффициент заполнения мельниц стержнями, доли ед. (см. табл. 8.6);

ψ – относительная частота вращения барабана (см. табл. 8.6).

Относительная частота вращения барабана определяется по формуле

$$\psi = \frac{n\sqrt{D}}{42.3}$$

где n – скорость вращения барабана, мин⁻¹.

Выбор и расчет оборудования для измельчения

Таблица 8.5 Насыпная плотность шаров и стержней в мельнице и объем пустот между шарами и стержнями

Вид нагрузки	Насыпная плотность, т/м ³	Объем пустот, %
Кованые шары, бывшие в работе	4,65	40
Чугунные шары, бывшие в работе	4,15	40
Стержни новые	6,25	20
Стержни, бывшие в работе (обломки удалены)	5,75	25
Стержни, бывшие в работе (обломки не удалены)	5,60	28

Таблица 8.6 Коэффициенты в формулах для определения мощности шаровых и стержневых мельниц

ψ	0,500	0,600	0,700	0,800	0,850	0,900	0,950	1,000
$k_{\psi ш}$	0,495	0,594	0,682	0,760	0,790	0,810	0,825	0,800
φ	0,250	0,300	0,350	0,400	0,450	0,500	—	—
$k_{\varphi ш}$	0,612	0,690	0,754	0,800	0,833	0,850	—	—
$k_{\varphi с}$	1,240	1,400	1,540	1,660	1,740	1,800	—	—

Выбор и расчет оборудования для измельчения

Производительность мельницы принятого типоразмера рассчитывается по формуле

$$Q_M = \frac{N_{ш}(N_c)}{\omega_y}$$

где Q_M – производительность мельницы принятого типоразмера, т/ч.

По практическим данным удельная производительность мельниц самоизмельчения по исходной руде оставляет около 2 т/(м³ · ч). Производительность мельниц рудного само- и полусамоизмельчения определяется на основании испытаний на эталонной мельнице промышленных размеров.

$$Q_{п} = Q_{э} \frac{V_{п}}{V_{э}} \left(\frac{D_{п}}{D_{э}} \right)^n$$

где $Q_{п}$ – производительность проектируемой мельницы, т/ч;

$Q_{э}$ – производительность эталонной мельницы, т/ч;

$V_{п}$ – объем проектируемой мельницы, м³;

$V_{э}$ – объем эталонной мельницы, м³;

$D_{п}$ – внутренний диаметр проектируемой мельницы, м;

$D_{э}$ – внутренний диаметр эталонной мельницы, м;

n – показатель степени, равный 0,3.

Количество мельниц, принимаемых к установке, определяется по формуле

$$n = Q/Q_{п},$$

где n – расчетное число мельниц, шт.;

Q – производительность отделения измельчения, т/ч.

Рабочий объем барабана мельницы определяется по формуле

$$V = \frac{\pi(D_M - 0,15)^2}{4} L_M$$

где V – рабочий объем барабана мельницы, м³;

D_M – внутренний диаметр мельницы, м;

L_M – длина барабана мельницы, м.

Выбор и расчет оборудования для классификации

Классификаторы:

Производительность по сливу классификатора с непогруженной спиралью определяется по формуле

$$Q = 4,56 m k_{\beta} k_{\delta} k_c k_{\alpha} D,$$

где Q – производительность классификатора по сливу, т/ч;

m – число спиралей классификатора, шт.;

k_{β} – коэффициент, учитывающий крупность слива (табл. 8.7), доли ед.;

k_{δ} – коэффициент, учитывающий плотность классифицируемого материала, доли ед.;

k_c – коэффициент, учитывающий разжижение слива (табл. 8.8), доли ед.;

k_{α} – коэффициент, учитывающий угол наклона днища классификатора, доли ед.;

D – диаметр спирали классификатора, м.

**Таблица 8.7 Коэффициент k_{β} ,
учитывающий крупность слива**

Параметры	Номинальная крупность слива, мм								
	1,17	0,83	0,59	0,42	0,30	0,21	0,15	0,10	0,07
Содержание в сливе, %:									
класс –0,074 мм	17,00	23,00	31,00	41,00	53,00	65,00	78,00	88,00	95,00
класс –0,044 мм	11,00	15,00	20,00	27,00	36,00	45,00	50,00	72,00	83,00
Базисное разжижение слива:									
Ж:Т по массе, доли ед.	1,30	1,50	1,60	1,80	2,00	2,33	4,00	4,50	5,70
твердого, %	43,00	40,00	38,00	36,00	33,00	30,00	20,00	18,00	16,50
Значение k_{β} , доли ед.	2,50	2,37	2,19	1,96	1,70	1,41	1,00	0,67	0,46

**Таблица 8.8 Коэффициент k_c ,
учитывающий разжижение слива**

Плотность руды, т/м ³	Коэффициент k_c при отношении $R_7/R_{2,7}$						
	0,40	0,60	0,80	1,00	1,20	1,50	2,00
2,70	0,60	0,73	0,86	1,00	1,13	1,33	1,67
3,00	0,63	0,77	0,93	1,07	1,23	1,44	1,82
3,30	0,66	0,82	0,98	1,15	1,31	1,55	1,97
3,50	0,68	0,85	1,02	1,20	1,37	1,63	2,07
4,00	0,73	0,92	1,12	1,32	1,52	1,81	2,32
4,50	0,78	1,00	1,22	1,45	1,66	1,99	2,56
5,00	0,83	1,07	1,32	1,57	1,81	2,18	2,81

Значения коэффициента k_{δ} , учитывающего плотность классифицируемого материала, приведены ниже:

Плотность руды, т/м ³	2,70	3,00	3,30	3,50	4,00	4,50	5,00
Значение k_{δ} , доли ед.	1,00	1,11	1,22	1,30	1,48	1,66	1,85

Выбор и расчет оборудования для классификации

Коэффициент k_α , учитывающий угол наклона днища классификатора, приведен ниже:

Угол наклона, град.....	14	15	16	17	18	19	20
Значение k_α , доли ед...	1,12	1,10	1,06	1,03	1,00	0,97	0,94

Производительность по пескам классификатора с непогруженной спиралью определяется по формуле

$$Q = 5,45mnk_\delta k_\alpha D^3$$

где Q – производительность классификатора по пескам, т/ч;

m – число спиралей классификатора, шт.;

n – частота вращения спиралей, мин⁻¹;

k_δ – коэффициент, учитывающий плотность классифицируемого материала, доли ед.;

k_α – коэффициент, учитывающий угол наклона днища классификатора, доли ед.;

D – диаметр спирали классификатора, м.

Расчет гидроциклонов

При выборе и расчете гидроциклонов, устанавливаемых для классификации в схемах измельчения, для получения материала необходимой крупности исходными данными являются:

- схема измельчения;
- производительность мельницы по твердому, т/ч;
- крупность слива (содержание класса –0,074 мм);
- величина циркуляционной нагрузки, доли ед.;
- плотность твердой фазы пульпы, т/м³.

Выбор и расчет оборудования для классификации

Производительность по пескам классификатора с непогруженной спиралью определяется по формуле

$$Q = 5,45mnk_{\delta}k_{\alpha}D^3$$

где Q – производительность классификатора по пескам, т/ч;

m – число спиралей классификатора, шт.;

n – частота вращения спиралей, мин⁻¹;

k_{δ} – коэффициент, учитывающий плотность классифицируемого материала, доли ед.;

k_{α} – коэффициент, учитывающий угол наклона днища классификатора, доли ед.;

D – диаметр спирали классификатора, м.

Расчет гидроциклонов

При выборе и расчете гидроциклонов, устанавливаемых для классификации в схемах измельчения, для получения материала необходимой крупности исходными данными являются:

- схема измельчения;
- производительность мельницы по твердому, т/ч;
- крупность слива (содержание класса –0,074 мм);
- величина циркуляционной нагрузки, доли ед.;
- плотность твердой фазы пульпы, т/м³.

Выбор и расчет оборудования для классификации

Расчет гидроциклонов

Таблица 8.9 Ориентировочные данные для выбора гидроциклонов с углом конусности 20°

Диаметр гидроциклона D , мм	Угол конусности, град	Производительность при давлении 0,1 МПа, м ³ /ч	Крупность слива d_n , мкм, при $\rho = 2,7 \text{ т/м}^3$	Эквивалентный диаметр питающего отверстия d_3 , мм	Диаметр сливного патрубка d , мм	Диаметр песковой насадки Δ , мм
25	10	0,45...0,9	8	0,6	0,7	0,4...0,8
50	10	1,8...3,6	10	1,2	0,13	0,6...1,2
75	10	3...10	10...20	1,7	2,2	0,8...1,7
150	10	12...30	20...50	3,2...4,0	4...5	1,2...3,4
250	20	27...70	30...100	6,5	8	2,4...7,5
360	20	50...130	40...150	9,0	11,5	3,4...9,6
500	20	100...260	50...200	13	16	4,8...15
710	20	200...460	60...250	15	20	4,8...20
1000	20	360...900	70...280	21	25	7,5...25
1400	20	700...1800	80...300	30	38	15...36
2000	20	1100...3600	90...330	42	52	25...50

Выбор и расчет оборудования для классификации

Порядок расчета гидроциклонов

1. В зависимости от циркуляционной нагрузки определяется выход слива:

$$\gamma_c = \frac{Q}{1 + C}$$

где Q и γ даются в долях единицы (например, при $Q = 1$, $C = 3$ при циркуляционной нагрузке, равной 300 %).

2. Определяется разжижение в песках. При содержании в песках 80 % твердого разжижение $R_{п} = 0,25$.

3. На основании полученных данных находится разжижение слива по формуле

$$R_c = \frac{R_{и}\beta_c}{\beta_{и}}$$

где R_c – отношение Ж : Т в сливе гидроциклона, доли ед.;

$R_{и}$ – отношение Ж : Т в исходном продукте, доли ед.;

β_c и $\beta_{и}$ – содержание мелкого класса, распределяющегося как вода в сливе гидроциклона и в исходном продукте, доли ед.

Выбор и расчет оборудования для классификации

Содержание твердого в сливе для руд плотностью 2,6...2,9 т/м³ можно определить по табл. 8.10, для руд, имеющих различную плотность, по формуле

$$T_c = \frac{\gamma_c T_n \left[1 - 0,7\beta \left(\frac{2,7}{\delta} \right)^{0,25} \right]}{T_n - \left[1 - 0,7\beta \left(\frac{2,7}{\delta} \right)^{0,25} \right] (1 - \gamma)}$$

где T_c и T_n – содержание твердого в сливе и песках соответственно, доли ед.;

β – содержание расчетного класса в сливе, доли ед.;

δ – плотность руды, т/м³;

γ – выход слива от операции, доли ед.;

Таблица 8.10 Исходные данные для определения крупности слива

Содержание твердого в питании, %	Содержание класса –0,074 мм, %		Плотность твердого в пульпе, т/м ³
	в питании	в сливе	
30	70	95...99	2,6...2,8
35	55...70	90...95	2,6...2,8
40	50...55	85...90	2,6...2,8
45	45...50	80...85	2,6...2,8
50	40...45	70...80	2,6...2,8
55	30...40	60...70	2,6...2,8
60	20...30	50...60	2,6...2,8
70	15	40...50	2,6...2,8

Выбор и расчет оборудования для классификации

4. По данным табл. 8.9 определяется номинальная крупность слива d_n .

5. По данным табл. 8.9 осуществляется выбор гидроциклонов для давления на входе 0,1 МПа с определением диаметра пескового отверстия и сливного патрубка.

6. Для выбранных гидроциклонов определяется объемная производительность:

$$Q_{гц} = 3k_{\alpha}k_d d_n d \sqrt{P_0}$$

где $Q_{гц}$ – производительность гидроциклона, м³/ч;

k_{α} – коэффициент, учитывающий угол конусности гидроциклона, доли ед.;

k_d – коэффициент, учитывающий диаметр гидроциклона, доли ед.;

d_n – диаметр (эквивалентный) питающего отверстия, см;

d – диаметр сливного патрубка, см;

P_0 – рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа.

Коэффициент, учитывающий угол конусности гидроциклона, принимается: при угле конусности $\alpha = 10^{\circ}$ $k_{\alpha} = 1,15$; при угле конусности $\alpha = 20^{\circ}$ $k_{\alpha} = 1,00$.

Коэффициент, учитывающий диаметр гидроциклона, определяется по формуле

$$k_d = 0,8 + \frac{1,2}{1,0 + 0,1D}$$

где k_d – коэффициент, учитывающий диаметр гидроциклона, доли ед.;

D – диаметр гидроциклона, см.

Значения k_d для стандартных гидроциклонов приведены ниже:

$D, \text{ см} \dots\dots\dots$	10,15	20,25	30,36	50,5	70,71	11,00	11,40	2,0
$k_d \dots\dots\dots$	11,28	11,14	11,06	11,00	00,95	00,91	00,88	0,0,81

Выбор и расчет оборудования для классификации

Для гидроциклонов диаметром больше 500 мм необходимо учитывать высоту гидроциклона

$$P_0 = P + 0,01H\delta_{\text{п}}$$

где P_0 – рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа;

P – давление, создаваемое насосом на входе в гидроциклон, МПа;

H – высота гидроциклона, м;

$\delta_{\text{п}}$ – плотность пульпы, т/м³.

7. Определяется номинальная крупность слива, получаемая в гидроциклоне:

$$d_{\text{и}} = 1,5 \sqrt{\frac{Dd\beta_{\text{и}}}{\Delta k_{\text{д}} P_0^{0,5} (\delta_{\text{т}} - \delta_{\text{ж}})}}$$

где $d_{\text{и}}$ – номинальная крупность слива, мкм;

D – диаметр гидроциклона, см;

d – диаметр сливного патрубка, см;

$\beta_{\text{и}}$ – содержание твердого в исходной пульпе, %;

Δ – диаметр песковой насадки, см;

$k_{\text{д}}$ – коэффициент, учитывающий диаметр гидроциклона, доли ед.;

P_0 – рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа;

$\delta_{\text{т}}$ – плотность твердого, т/м³;

$\delta_{\text{ж}}$ – плотность жидкого, т/м³.

8. Определяется необходимое давление на входе для выбранных гидроциклонов:

$$P = \sqrt{\frac{Q}{3k_{\alpha} k_{\text{д}} d_{\text{п}} d_{\text{ст}}}}$$

9. Определяется номинальная крупность материала в сливе по рассчитанным параметрам:

$$d_{\text{н}} = 1,5 \sqrt{\frac{d_{\text{с}} D \beta_{\text{и}}^{\text{ТВ}}}{d_{\text{п}} k_{\text{д}} \sqrt{P(P - P_0)}}$$

где $\beta_{\text{и}}^{\text{ТВ}}$ – содержание твердого в исходном питании.

Выбор и расчет оборудования для классификации

10. Определяется удельная нагрузка гидроциклона по пескам, т/(ч·м²):

$$q_{\text{п}} = \frac{Q_{\text{п}}}{0,785d_{\text{п}}^2}$$

Удельная нагрузка по пескам должна быть в пределах $5 \cdot 10^3 \dots 2,5 \cdot 10^4$ т/(ч·м²).

11. Определяется число гидроциклонов:

$$n = \frac{Q_{\text{тр}}}{Q_{\text{гц}}}$$

где $Q_{\text{тр}}$ – требуемая производительность, м³/ч;

$Q_{\text{гц}}$ – производительность выбранного гидроциклона, м³/ч.

Путем технико-экономического сравнения выбирается оптимальный вариант установки гидроциклонов и результаты расчетов оформляются в виде табл. 8.11.

Таблица 8.11 Результаты расчета гидроциклонов

Операция	Объем пульпы, м ³ /ч	Крупность слива, % –0,074 мм	Диаметр гидроциклона, мм	Количество гидроциклонов	
				расчетное	установленное

Таблица 8.12 Ориентировочная зависимость между содержанием отдельных классов различной крупности (для исходного материала и слива гидроциклонов)

Содержание класса, %:	10,0	20,0	30,0	40,0	50,0	60,0	70,0	80,0	90,0	95,0
–0,074 мм	5,6	11,3	17,3	24,0	31,5	39,5	48,0	58,0	71,5	80,5
–0,040 мм	–	–	9,0	13,0	17,0	23,0	26,0	35,0	46,0	55,0
$d_{\text{п}}$, мкм	–	–	–	430,0	320,0	240,0	180,0	140,0	94,0	74,0

Таблица 8.13 Зависимость между содержанием класса –0,074 мм в сливе гидроциклона и содержанием твердого в песках гидроциклона

Показатели	Содержание класса –0,074 мм в сливе гидроциклона, %						
	50...60	60...70	70...80	80...85	85...90	90...95	95...100
Содержание твердого в песках гидроциклона $\beta_{\text{п}}$, %	80	75	72	70	70	67	65
Отношение Ж : Т в песках гидроциклона $R_{\text{п}}$, доли ед.	0,25	0,33	0,39	0,43	0,43	0,49	0,54