

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

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



## **УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС**

ПО КУРСУ

### **ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**

**Отрасль знания** – 300 000 Производственно-техническая сфера

**Отрасль образования** – 310 000 Инженерное дело

**Направление образования** – 5311600 Горное дело (Обогащение полезных ископаемых)

**Навои – 2020 г.**

Учебно-методический комплекс составлен в Навоийском государственном горном институте в соответствии с типовой учебной программой предмета “Гравитационные методы обогащения руды”.

**Составители:**

**Азимов О.А.** – заведующий кафедрой “Металлургия”, к.т.н.,  
доцент

**Саидахмедов А.А.** – старший преподаватель кафедры “Металлургия”

## СОДЕРЖАНИЕ

Курс лекций .....	4
Методические указания для выполнения практических занятий .....	194
Темы самостоятельных работ .....	254
Глоссарий .....	257
Раздаточные материалы .....	263
Тестовые материалы .....	270
Список литературы .....	286

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

**НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



# **КУРС ЛЕКЦИЙ**

**ПО ПРЕДМЕТУ**

**ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ  
ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**

**Навои – 2020 г.**

## ЛЕКЦИЯ №1

**Тема: Введение. Общие понятия о гравитационных методах обогащения**

**План:**

- 1. Классификация гравитационных методов обогащения**
- 2. Характеристика минеральных частиц**
- 3. Характеристика сред разделения**

*Ключевые слова:* основные процессы, классификация, гравитационные процессы обогащения; концентрат, промежуточный продукт, вредный примесь, хвосты, сопутствующие компоненты, схема обогащения, стадия.

Гравитационными методами обогащения называют методы, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся размерами, плотностью и формой, обусловлено различием в характере и скорости их движения в текучих средах под действием силы тяжести и сил сопротивления среды.

Гравитационные методы обогащения являются самыми распространенными методами переработки минерального сырья. До двадцатого столетия нашей эры гравитационные методы были основными методами обогащения полезных ископаемых. Несмотря на появление в двадцатом столетии новых методов обогащения: флотационных, магнитных, электрических и разнообразных специальных, – гравитационные методы остаются доминирующими методами переработки минерального сырья по масштабам применения.

Такое положение объясняется следующими преимуществами гравитационных методов. Во-первых, эти методы являются самыми дешевыми. Во-вторых, гравитационные методы не имеют ограничения в крупности разделяемых минеральных частиц. Они позволяют перерабатывать крупнозернистый материал с верхним пределом крупности до 400 мм. Нижний предел крупности может достигать 7 – 10 мкм. В третьих, при гравитационных методах обогащения происходит механическое разделение минералов без какого-либо изменения их свойств, загрязнения, что бывает весьма важно для дальнейшего использования минерального сырья.

Практическое применение гравитационных методов обогащения полезных ископаемых может иметь несколько вариантов:

1. Гравитационные методы используются как основные, а иногда и единственные, методы обогащения некоторых видов минерального сырья. В этих случаях результатом обогащения является готовая товарная продукция. Например, обогащение руд хризотил-асбеста, энергетических углей, руд

редких и благородных металлов, руд черных металлов, строительных материалов, неметаллических полезных ископаемых и др.

2. Гравитационные методы применяются в комбинированных схемах обогащения минерального сырья для предварительного обогащения руд. При этом из руды выделяют значительную часть отвальной породы (30 – 60 %), повышая, таким образом, содержание полезных минералов в руде, которая в дальнейшем дообогащается другими методами, например, после дополнительного измельчения – флотацией.

Часто гравитационные методы применяют в различных сочетаниях с другими методами обогащения: промывкой, магнитной сепарацией, электрической сепарацией и специальными методами. В этом случае полезное ископаемое перерабатывается по сложным технологическим схемам. К таким схемам относятся практически все схемы переработки коксующихся углей, окисленных железных, полиметаллических, вольфрамово-молибденовых и других руд.

3. Гравитационные методы широко применяются в качестве вспомогательных, подготовительных и заключительных процессов обогащения. Например, гидравлическая классификация широко используется в схемах измельчения в качестве вспомогательного процесса. Она же применяется для подготовки руды к обогащению на концентрационных столах, отсадочных машинах и других аппаратах гравитационного обогащения. Гравитационные методы используются в схемах обезвоживания продуктов обогащения – процессы сгущения, центрифугирования.

Гравитационные процессы обогащения по широте диапазона крупности обогащаемого сырья, разнообразию условий применения их в технологических схемах обогатительных фабрик, простоте производственного комплекса, высокой производительности обогатительных аппаратов в сравнимых условиях превосходят многие другие процессы обогащения и обеспечивают эффективное разделение минеральных смесей при относительно низких материальных, трудовых и энергетических затратах. Поэтому гравитационные методы занимают ведущее место среди других методов обогащения, особенно в практике переработки угля, золото- и платиносодержащих, вольфрамовых, молибденовых, оловянных, асбестовых руд и руд черных металлов.

### **Классификация гравитационных методов обогащения**

Гравитационные методы обогащения реализуются в сложных многокомпонентных и многофазовых взвесьях, которые образуются путем гидро- и аэродинамических воздействий среды разделения на минеральную

смесь. Разделительными признаками при этом служат различия в скоростях падения и направлениях движения отдельных минеральных частиц в движущейся среде разделения.

В зависимости от применяемой среды разделения гравитационные методы называют: гидравлические, пневматические, тяжелосредные, суспензионные гидравлические и пневматические.

Все гравитационные методы обогащения подразделяются на следующие группы:

1. Разделение зерен в горизонтальных и вертикально восходящих потоках среды разделения: гидравлическая и пневматическая классификация.

2. Расслоение зерен в потоке жидкости, текущей по наклонной плоскости: обогащение на шлюзах, в струйных и конусных концентраторах, на винтовых сепараторах, на концентрационных столах.

3. Обогащение в вертикальных постоянных или пульсирующих потоках среды: отсадка гидравлическая и пневматическая, пневматическая сепарация, обогащение в виброжелобах.

4. Обогащение в тяжелых средах – однородных и суспензиях.

5. Расслоение в центробежном поле: обогащение в гидро- и пневмоциклонах, в центрифугах, центробежных концентраторах.

6. Осаждение зерен в воде – сгущение.

7. Промывка

### **Характеристика минеральных частиц**

В земной коре насчитывается около 3000 минералов. В технологии различных процессов гравитационного обогащения участвуют около 250 минералов. Минералы отличаются химическим составом, физико-химическими и физико-механическими свойствами: плотностью, формой, твердостью, цветом, блеском, магнитными, электрическими и другими свойствами.

В гравитационных процессах обогащения используются различия в плотности, крупности и форме минералов.

*Плотность* минерала ( $\delta$ ) – отношение массы частицы ( $m$ ) к ее объему ( $V$ ), кг/м<sup>3</sup>

$$\delta = m/V.$$

В табл. 1.1 приведены значения плотностей некоторых минералов. Абсолютная величина плотностей минералов изменяется от 1200 до 19300 кг/м<sup>3</sup>.

*Крупность* минеральных частиц оценивается их линейным размером – диаметром эквивалентного по объему шара ( $d_3$ ). Введение понятия

“эквивалентный диаметр” частицы обусловлено большим разнообразием форм минеральных частиц. Эквивалентный диаметр определяется из равенства  $\pi d^3/6=V$

$$d_3 = 1,241V^{1/3}. \quad (2.1)$$

Форма частиц оценивается коэффициентом формы, который еще называют коэффициентом сферичности ( $\omega$ ). Величина его рассчитывается по формуле

$$\omega = \pi d_3^2 / F_{\text{част}} = 4,835V^{2/3} / F_{\text{част}} = 4,835(m/\delta)^{2/3} / F_{\text{част}}, \quad (2.2)$$

где  $\pi d_3^2$  - площадь поверхности эквивалентного шара, м<sup>2</sup>;  $F_{\text{част}}$  – истинная площадь поверхности частицы, м<sup>2</sup>.

Форма минеральных зерен зависит от природы минералов. Минеральные зерна россыпных месторождений в результате воздействия русловых потоков воды обычно приобретают окатанную форму.

Таблица 1.1

**Характеристика некоторых минералов по плотности**

Минерал	Химическая формула	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Ценный компонент	Содержание ценного компонента, %
1. Золото самородное	Au	до 19300	Золото	30-100
2. Галенит	PbS	7400-7600	Свинец	86,6
3. Касситерит	SnO <sub>2</sub>	6100-7300	Олово	78,8
4. Шеелит	CaWO <sub>4</sub>	6000	Триоксид вольфрама	80,6
5. Гематит	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5000-5200	Железо	70,0
6. Магнетит	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	4800-5200	Железо	72,4
7. Хромиты	(Fe, Mg)Cr <sub>2</sub> O <sub>4</sub>	4000-4800	Диоксид хрома	68,0
8. Пирит	FeS <sub>2</sub>	4900-5200	Железо, сера	46,55; 53,45
9. Ильменит	FeTiO <sub>3</sub>	4600-4800	Титан	31,6
10. Молибденит	MoS <sub>2</sub>	4300-5000	Молибден	59,94
11. Пирролюзит	MnO <sub>2</sub>	4820	Марганец	63,2
12. Барит	BaSO <sub>4</sub>	4300-4500	Оксид бария	65,7
13. Халькопирит	Cu FeS <sub>2</sub>	4100-4300	Медь	34,36
14. Рутил	TiO <sub>2</sub>	4200-4400	Титан	59,9
15. Сфалерит	ZnS	3900-4100	Цинк	67,1
16. Сидерит	FeCO <sub>3</sub>	3500-3900	Железо	48,3
17. Магнезит	Mg CO <sub>3</sub>	3000	Оксид магния	47,6
18. Кальцит	Ca CO <sub>3</sub>	2700-2730	Оксид кальция	56,0
19. Кварц	SiO <sub>2</sub>	2650-2700	Кремний	46,7
20. Асбест-	3MgO·2SiO <sub>2</sub>	2600-2650	Асбест	-



хризотилловый	$\cdot 2\text{H}_2\text{O}$			
21. Уголь	C	1200-1800	Уголь	До 100

Зерна минералов и руд коренных месторождений имеют неправильную форму, иногда присущую форме кристаллов. Например, уголь имеет угловатую форму; магнетит и пирит – близкую к кубической; сланец, слюда – пластинчатую; асбест – игольчатую.

**Ориентировочные значения коэффициентов формы минеральных частиц:**

Шарообразная .....	1
Округлая, окатанная .....	0,8-0,9
Угловатая.....	0,7-0,8
Продолговатая.....	0,7-0,6
Пластинчатая, игольчатая .....	0,6-0,2

В табл. 1.2 приведены значения  $d_3$  и  $\omega$  для частиц различной геометрической формы, имеющих одинаковый наибольший размер 10 мм.

Частицы, имеющие одинаковый наибольший размер, но значительно отличающиеся по форме, характеризуются также и различными  $d_3$  и  $\omega$

Таблица 1.2

**Величины значений  $d_3$  и  $\omega$  для частиц различной геометрической формы**

Форма, размеры, мм	$d_3$	$\omega$
1. Шар диаметром 10	10	1
2. Куб с длиной ребра 5,73 мм, имеющий внутреннюю диагональ 10	7,16	0,806
3. Параллелепипед: 2,18×4,36×8,73, имеющий внутреннюю диагональ 10	5,41	0,69
4. Пластина 7,06×7,06×0,5	3,63	0,362
5. Цилиндр: $d = 0,5$ мм; $l = 9,99$	2,47	0,238

В табл. 1.3 приведены рекомендуемые значения величин коэффициентов формы  $\omega$  для некоторых минералов.

Однако следует иметь в виду, что любой минерал после дробления или измельчения представляется частицами различной формы, для которых величина коэффициентов сферичности (формы) варьирует в некотором диапазоне, то есть величина  $\omega$  не является строго определенной. Если коэффициент сферичности, например, для угольных частиц принять равным

0,650, то эта величина является средним значением коэффициентов формы всей совокупности угольных частиц.

Таблица 1.3

**Рекомендуемые значения величин коэффициентов формы  $\omega$  для некоторых минералов**

Минералы	Коэффициент сферичности, $\omega$
Уголь	0,650
Антрацит	0,397-0,666
Кварц дробленый	0,710
Песок кварцевый окатанный	0,833-0,855
Сланец	0,286-0,315
Касситерит	0,710
Галенит	0,806
Слюда	0,280

Кроме того, наблюдения показывают, что с уменьшением крупности измельченных минералов значение  $\omega$  увеличивается.

Характеризовать отдельную минеральную частицу одновременно тремя параметрами весьма неудобно. Но эти параметры можно объединить, если ввести понятие *удельной поверхности частицы*  $S_{уд}$ , равной отношению суммарной площади поверхности частицы к ее массе с учетом закона Архимеда.

Для частицы, имеющей форму шара,

$$S_{уд} = \pi d^2 / [(\pi d^3 / 6)(\delta - \Delta)], \quad (2.3)$$

где  $\Delta$  – плотность среды разделения.

Для частицы неправильной формы, имеющей коэффициент формы  $\omega$ , удельная поверхность рассчитывается по формуле,  $m^2/kg$

$$S_{уд} = 6/[d_3(\delta - \Delta)\omega]. \quad (2.3a)$$

Величина  $S_{уд}$  учитывает одновременно размер частицы ( $d_3$ ), ее плотность ( $\delta$ ), закон Архимеда ( $\delta - \Delta$ ) и форму частицы ( $\omega$ ). Учитывать закон Архимеда важно для определения характера движения частицы при гидродинамическом воздействии на нее потока среды разделения.

Если принять плотность частиц различной формы, приведенных в табл. 2.2, равной  $2700 \text{ кг/м}^3$ , то их  $S_{уд}$  в воде составит:

$m^2/kg$

Для шара .....0,352

Для куба .....0,612

Для параллелепипеда.....0,945

Для пластины .....2,686

Для цилиндра .....6,004

Для равновеликих по объему частиц, отличающихся по форме, с уменьшением величины  $\omega$  их удельная поверхность увеличивается.

Приведенные выше данные показывают, что при одинаковом наибольшем линейном размере частиц их удельная поверхность увеличивается по мере изменения формы в сторону значительного отличия от формы шара.

В табл. 1.4. приведены значения  $S_{уд}$  и  $\omega$  для частиц, имеющих одинаковый объем, но различную форму, причем соотношения размеров частиц неправильной формы такие же, как и в табл. 1.2.

Таблица 1.4.

**Значения  $S_{уд}$  и  $\omega$  для частиц с одинаковыми  $d_3 = 10$  мм при условии  $\delta = 2700$  кг/м<sup>3</sup>,  $\Delta = 1000$  кг/м<sup>3</sup>**

Форма; размеры, мм	$F_{\text{часть}}, \text{см}^2$	$S_{уд}, \text{м}^2/\text{кг}$	$\omega$
1. Шар диаметром 10	3,140	0,352	1,0
2. Куб с длиной ребра 8,058	3,896	0,436	0,805
3. Параллелепипед 16,12×8,06×4,03	5,847	0,655	0,537
4. Пластина 19,48×19,48×1,37	8,657	0,970	0,363
5. Цилиндр: $l = 64,366$ ; $d = 3,22$	6,666	0,747	0,471

### Характеристика сред разделения

В качестве сред разделения в гравитационных методах обогащения используются: воздух, вода и тяжелые среды, характеризующиеся большей плотностью по сравнению с плотностью воды.

Среды разделения характеризуются *плотностью* и *вязкостью*.

*Плотность* среды ( $\Delta$ ) равна отношению массы ее к занимаемому объему и измеряется в кг/м<sup>3</sup>.

Плотность воздуха при атмосферном давлении и температуре 20 °С равна 1,23 кг/м<sup>3</sup>. Для воды, при тех же условиях,  $\Delta_{в} = 1000$  кг/м<sup>3</sup>. Тяжелые среды имеют  $\Delta_{с} > 1000$  кг/м<sup>3</sup>. Следует иметь в виду, что при изменении температуры и атмосферного давления плотность воздуха или любого газа существенно меняется, в то время как плотность воды и тяжелых сред меняется несущественно, и её можно считать величиной постоянной.

*Вязкость* среды разделения ( $\mu$ ) – свойство оказывать сопротивление относительному движению её элементарных слоев. Силы, возникающие при скольжении слоев относительно друг друга, называют силами внутреннего трения, а среды, характеризующиеся наличием внутреннего трения, называют *вязкими*.

Силы внутреннего трения, возникающие между соседними движущимися слоями жидкости, прямо пропорциональны скорости относительного движения и площади поверхности соприкосновения слоев. Эти силы зависят от рода среды и не зависят от давления.

Если среда (жидкость или газ) находится в спокойном состоянии, то вязкость её никак не проявляется. Понятие “вязкость” характерно для динамически подвижных сред, поэтому величина вязкости оценивается динамическим коэффициентом вязкости  $\mu$ , Па·с. В табл. 1.5 приведены величины динамического коэффициента вязкости некоторых сред при атмосферном давлении  $1,01 \cdot 10^5$  Па.

Таблица 1.5.

**Величины динамического коэффициента вязкости**

Среда	Температура, °С	$\mu$ , Па·с
Воздух	20	0,00002
Вода (H <sub>2</sub> O)	20	0,00101
	0	0,00118
Ацетон (CH <sub>3</sub> COCH <sub>3</sub> )	20	0,000325
	0	0,000397
Ртуть (Hg)	20	0,001554
	0	0,001685
Уксусная кислота (CH <sub>3</sub> COOH)	20	0,00122
Четыреххлористый углерод (CCl <sub>4</sub> )	20	0,000965
	0	0,001329
Этиловый спирт (C <sub>2</sub> H <sub>5</sub> OH)	20	0,001194
	0	0,001785
Метиловый спирт (CH <sub>3</sub> OH)	20	0,000584
	0	0,000817
Керосин	18	0,0025
Нефть легкая	18	0,025
Нефть тяжелая	18	0,14
Глицерин	20	0,87

Заметим, что вязкость сред разделения зависит от их температуры. С увеличением температуры вязкость среды уменьшается.

В качестве тяжелых сред при лабораторных исследованиях используют *однородные* тяжелые жидкости, которые представляют собой растворы солей хлористого цинка и хлористого кальция, а также искусственные тяжелые

жидкости. Характеристика их приведена в табл. 1.6. Однородные тяжелые жидкости в практике обогащения полезных ископаемых используются весьма редко вследствие их дороговизны и токсичности.

Таблица 1.6.

**Характеристика однородных тяжелых жидкостей**

Жидкость	Химическая формула	Плотность, кг/м <sup>3</sup> ; цвет	Растворимость в воде и свойства
Органические			
Бромформ	CHBr <sub>3</sub>	2890; бесцветный	Нерастворим; μ=0,0022 Па·с; t <sub>кип</sub> =151 °С; t <sub>зам</sub> =7,8 °С.
Тетрабромэтан	C <sub>2</sub> H <sub>2</sub> Br <sub>4</sub>	2960; бесцветный	Нерастворим; μ=0,011, Па·с; t <sub>кип</sub> =137°С; t <sub>зам</sub> = - 20°С.
Йодистый метилен	CH <sub>2</sub> I <sub>2</sub>	3320; бесцветный	Нерастворим; темнеет на свету; μ=0,04 Па·с; t <sub>кип</sub> =180 °С; t <sub>зам</sub> =5 °С
Жидкость Клеричи	CH <sub>2</sub> (COOCl) <sub>2</sub> НCOOCl	4250; желтая	Растворима; μ=0,05 Па·с
Неорганические			
Хлористый цинк	ZnCl <sub>2</sub>	2500; бесцветная	Растворим, в растворе Δ=1800 кг/м <sup>3</sup> ; μ=0,0011 Па·с.
Хлористый кальций	CaCl <sub>2</sub>	2500; бесцветная	Растворим, в растворе Δ=1350 кг/м <sup>3</sup> ; μ=0,0051 Па·с
Жидкость Туле	HgI <sub>2</sub> + KI	3170; желтая	Растворима, реагирует с металлами и сульфидами металлов
Жидкость	BaI <sub>2</sub> +HgI <sub>2</sub>	2500;	Растворима,

Рорбаха		желтая	реагирует с металлами и сульфидами металлов
Жидкость М-44	ZnJ2+ BaJ2	2900	Растворима; $\mu=0,009$ Па·с
Жидкость М-45	BaJ2 +CdJ2	2900	Растворима; $\mu=0,009$ Па·с

Изменяя весовое или объемное соотношение соли или тяжелой жидкости и растворителя (воды), можно плавно менять плотность приготавливаемой жидкости. Например, разбавляя жидкость Туле, можно получить любой ряд растворов с промежуточными плотностями от 1000 до 3170 кг/м<sup>3</sup>. Обозначим содержание жидкости Туле по объему в растворе, имеющем плотность 2700 кг/м<sup>3</sup>, через  $x$ , д. е. Тогда справедливо равенство:

$$3170 \cdot x + 1000(1-x) = 2700; x = 1700/2170 = 0,7834 \text{ д. е.}, \text{ или } x = 78,34 \text{ \%}.$$

Для приготовления 1 литра раствора хлористого цинка плотностью 1500 кг/м<sup>3</sup> следует взять объём хлористого цинка в количестве:  $2500 \cdot x + 1000(1 - x) = 1500$ ;  $x = 500/1500 = 0,3(3)$ л;  $x = 333,3(3)$  см<sup>3</sup>, что составит  $333,3(3) \cdot 2,5 = 833$  г. Требуемый объём воды для приготовления раствора заданной плотности составит  $1000 - 333,3 = 666,7$  мл.

В промышленных условиях в качестве тяжелых сред широко используются неоднородные тяжелые жидкости – суспензии – смесь воды и измельченных (порошкообразных) тяжелых минералов, называемых *утяжелителями*. В качестве утяжелителей применяют естественные и искусственные тяжелые минералы: магнетит, пирит, барит, ферросилиций и др. На обогатительных фабриках для приготовления суспензий обычно используют не чистые естественные минералы, а их концентраты. Например, на углеобогатительных фабриках часто применяют магнетитовые концентраты плотностью 4400 – 4500 кг/м<sup>3</sup>, на рудообогатительных фабриках – ферросилиций плотностью 6800 кг/м<sup>3</sup> – сплав кремния (15 – 17 %) с железом.

Плотность суспензии зависит от плотности утяжелителя и объемного или массового содержания его в суспензии. *Количественные показатели, характеризующие суспензию, называют параметрами суспензии*. Параметры суспензии: плотность суспензии  $\Delta_c$ , кг/м<sup>3</sup>; плотность утяжелителя  $\delta$ , кг/м<sup>3</sup>; содержание твердого (утяжелителя) по объему  $V_T$ , д. е.; содержание твердого по массе  $T_B$ , д. е.

Взаимосвязь между параметрами суспензии может быть установлена из уравнения баланса

$$V_C \Delta_C = V_T \delta + (V_C - V_T) \cdot 1000, \quad (3.1)$$

где  $V_C$  и  $V_T$  - объемы суспензии и утяжелителя (твердого), соответственно; 1000 – плотность воды.

При  $V_C = 1 \text{ м}^3$  имеем

$$\Delta_C = V_T \delta + (1 - V_T) \cdot 1000, \quad V_T = (\Delta_C - 1000) / (\delta - 1000). \quad (3.2)$$

Масса утяжелителя  $1 \text{ м}^3$  суспензии равна, кг

$$Q_T = V_T \delta = \delta(\Delta_C - 1000) / (\delta - 1000). \quad (3.3)$$

Массовая доля утяжелителя при этом вычисляется по формуле, д. е.

$$T_B = V_T \delta / \Delta_C = \delta(\Delta_C - 1000) / [(\delta - 1000)\Delta_C]. \quad (3.4)$$

Масса утяжелителя для приготовления суспензии заданного объема может быть представлена в виде, кг

$$Q_T = V_C \delta (\Delta_C - 1000) / (\delta - 1000). \quad (3.5)$$

Вязкость суспензий, образованных жидкостью и утяжелителем, значительно превышает вязкость используемой для приготовления суспензии жидкости. Вязкость суспензии зависит от крупности частиц утяжелителя и его концентрации в суспензии. С уменьшением крупности частиц утяжелителя вязкость суспензии увеличивается. С увеличением концентрации утяжелителя вязкость суспензии также возрастает. Кроме того, в спокойном состоянии суспензии как бы затвердевают, т. е. обладают свойствами твердого тела. Это явление называют *структурообразованием*. Суспензия при этом загустевает. В таком состоянии суспензия напоминает по своим свойствам пластическое тело, обладающее упругой деформацией. Явление загустевания суспензий носит название *тиксотропии*. Неподвижные загустевшие суспензии характеризуются дополнительно так называемым предельным напряжением сдвига  $\tau_0$ , т. е. для начала движения суспензии необходимо приложить дополнительную силу. Величина  $\tau_0$  изменяется в широких пределах для различных суспензий. Так, для глинистых суспензий – типичных представителей, обладающих структурной вязкостью, значение начального напряжения сдвига находится в пределах 3-4 Н/м<sup>2</sup>.

В практике обогащения структурные суспензии разделяются на два типа: слабоструктурированные при  $\tau_0 < 30 \text{ Н/м}^2$ ; структурные при  $\tau_0 > 30 \text{ Н/м}^2$ .

На рис. 3.1 показаны зависимости вязкости суспензий, приготовленных из утяжелителей различной крупности. Кривые на этом рисунке свидетельствуют, прежде всего, о том, что при объемной концентрации утяжелителя более 0,3-0,4 д. е. истинная вязкость суспензии резко возрастает, что отрицательно сказывается на показателях обогащения в тяжелых средах. Увеличение вязкости суспензии резко снижает скорость перемещения

разделяемых по плотности минеральных зерен, что приводит к увеличению минимальной крупности обогащаемого материала и уменьшению производительности применяемого оборудования.

Неоднородные тяжелые среды-суспензии характеризуются *устойчивостью*. Под устойчивостью суспензии понимается свойство сохранять постоянство концентрации утяжелителя в различных по высоте слоях суспензии, т. е. сохранять постоянство плотности суспензии по всей ее высоте.

Различают молекулярно-кинетическую и агрегатную устойчивость дисперсных систем.

*Молекулярно-кинетическая устойчивость* характеризуется степенью выпадения частиц утяжелителя в осадок под действием гравитационных или центробежных сил. Суспензии, применяемые в практике обогащения, являются кинетически неустойчивыми.

*Агрегатная устойчивость* – характеризуется способностью твердых, взвешенных частиц оказывать сопротивление слипанию с другими частицами. Образование агрегатов частиц (укрупнение их) усиливает кинетическую неустойчивость и увеличивает вязкость суспензий.

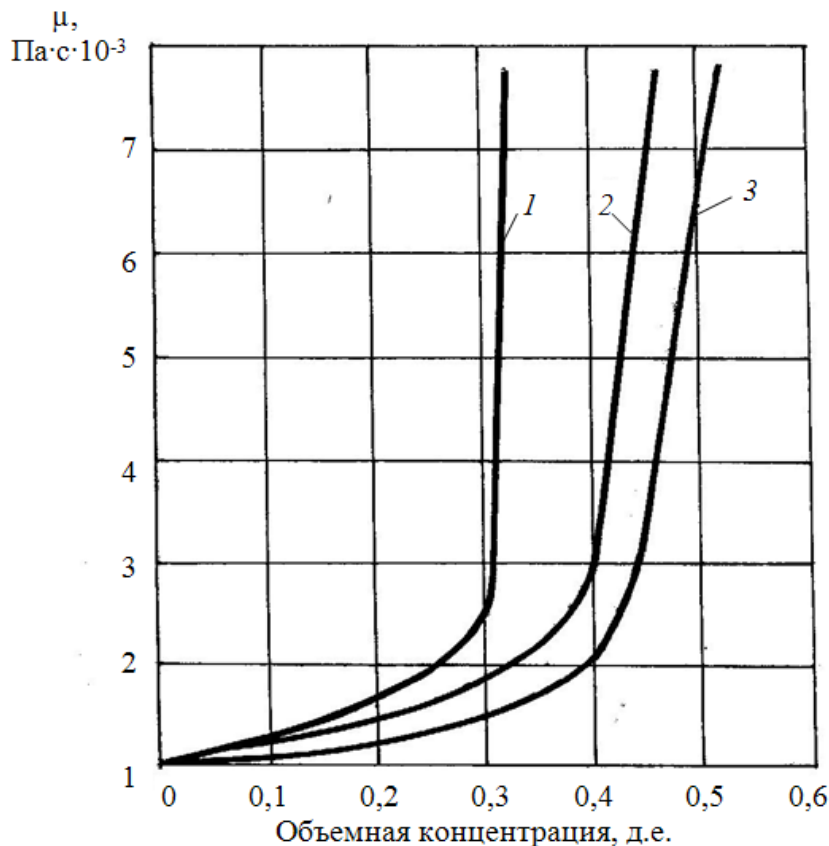


Рис. 2.1. Зависимость истинной вязкости от объемной концентрации твердого в галенитовой суспензии: 1 – класс 0-0,005 мм; 2 – класс 0-0,074 мм; 3 – класс 0-0,147 мм



Повышение агрегатной устойчивости суспензий достигается добавкой в суспензию лиофильных коллоидов, которые делают поверхность частиц утяжелителя гидрофильной. Незначительные добавки (0,001 - 0,2 % от массы утяжелителя) коллоидных веществ, таких как сульфитный щелок, растворимое стекло, столярный клей, крахмал и другие снижают вязкость галенитовых и ферросилициевых суспензий до 4 раз.

Устойчивость суспензии на практике оценивается скоростью образования осветленного слоя воды в неподвижной суспензии. Такой способ используется для сравнительной оценки устойчивости суспензий.

## **Методы определения основных параметров сред разделения**

### **Определение плотности**

Метод определения плотности среды зависит от ее физико-механических свойств. Плотности воздуха и воды известны. Плотности однородных тяжелых жидкостей измеряются ареометрами, рассчитанными на определенный диапазон плотностей.

Для определения плотностей суспензий (а также пульп) применяются плотностемеры разных конструкций, позволяющие непрерывно контролировать плотность протекающих суспензий или пульп. Принцип действия таких приборов базируется на следующих методах: весовом, ареометрическом, пьезометрическом, гидростатическом, манометрическом, электромагнитном и радиометрическом.

Принцип действия плотностемера весового типа основан на постоянном взвешивании определенного объема протекающей пульпы на автоматических весах. Ареометрическим методом плотность измеряется по степени погружения поплавка в суспензию. Пьезометрический метод основан на принципе измерения противодавления, оказываемого пульпой вдуваемому в нее на определенной глубине через пьезометрические трубки воздуху. При гидростатическом методе вместо сжатого воздуха в пьезометрические трубки подается под постоянным напором вода. Вода подается также в цилиндры дифференциальной измерительной системы, в которых смонтированы поплавки, связанные через плунжеры с индукционными датчиками. Плотностемеры манометрического типа измеряют плотность суспензии по разности манометрического давления в двух точках потока суспензии на разной высоте.

Электромагнитный метод определения плотности основан на изменении индуктивности катушек с изменением плотности магнетитовой или ферросилициевой суспензии, протекающей по трубопроводу во внутренней полости катушек.

Радиометрический или радиоизотопный метод основан на законах ослабления гамма-лучей различными веществами.

На углеобогатительных фабриках часто используется манометрический плотностемер типа РПСМ, показанный на рис. 3.2.

Такой прибор успешно используется не только для непрерывного контроля плотности протекающей суспензии, но и в системе ее автоматического регулирования. Плотностемер постоянно измеряет давление столба суспензии высотой  $H = 1$  м, фиксируемое дифманометром и передаваемое с помощью электрического сигнала регистрирующим и регулирующим плотность приборам. Прибор может использоваться для измерения плотности суспензии или пульпы с  $d_{\max} = 3$  мм твердых частиц и имеет чувствительность  $1 \text{ кг/м}^3$ . Расход суспензии через сливную насадку 1-0,75 л/с при диаметре отверстия насадки 14 мм.

Определение вязкости. Для изучения вязкости текучих сред применяют различные типы *вискозиметров*, на выбор которых существенно влияют физико-механические свойства сред. На практике используют следующие типы вискозиметров: капиллярные (с мешалкой, вакуумные, давления); ротационные (или с коаксиальными цилиндрами); с измерением вязкости с помощью падающего в цилиндре, заполненного жидкостью, шарика; электромеханические. Для изучения вязкости сред гравитационного обогащения часто используют капиллярные вискозиметры, реже – ротационные. Ротационные вискозиметры используются для непрерывного контроля вязкости жидкостей и тонкодисперсных суспензий.

Капиллярные вискозиметры с мешалкой (рис. 3.3) применяют для определения относительного динамического коэффициента вязкости бесструктурных сред. Вискозиметр представляет собой стеклянный сосуд в виде цилиндра, переходящего в капилляр диаметром 2,64 мм. При использовании вискозиметра для определения вязкости суспензии в цилиндрическую часть монтируются металлические ребра из тонколистового металла (медь, латунь или железо) и вставляется мешалка. Ребра предотвращают вращение суспензии при работе мешалки, которую вращают вручную.

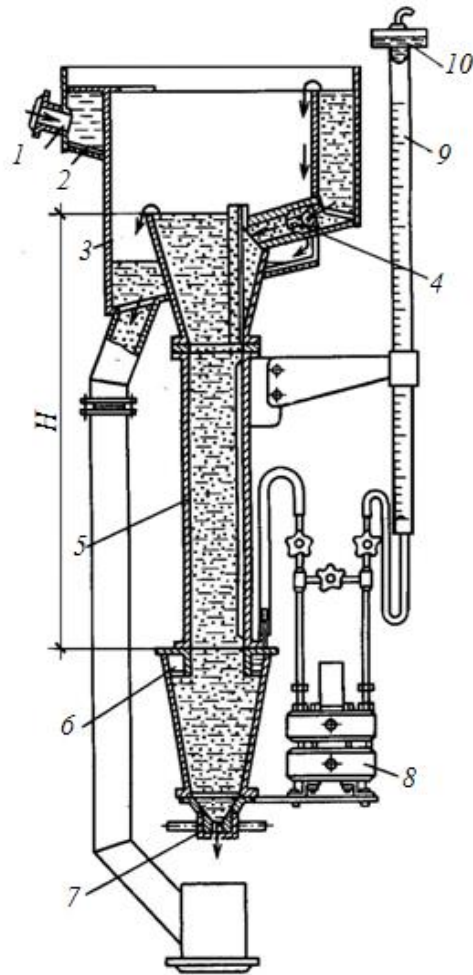


Рис. 1.2. Устройство датчика плотностемера РПСМ:

1, 4 – патрубки; 2 – воздухоотделитель; 3 – сборник; 5 – измерительная труба; 6 – кольцевая камера отбора давления; 7 – сливная насадка; 8 – дифманометр ДМ-6; 9 – труба компенсатора; 10 – гидравлический компенсатор

Вязкость суспензии измеряют по скорости истечения определенного объема ее (100-150 см<sup>3</sup>) через капилляр по сравнению со скоростью истечения воды того же объема. Поэтому определяемую вязкость называют относительной

$$\mu_{\text{отн}} = \mu_{\text{в}} \frac{t_{\text{с}} \Delta_{\text{с}}}{t_{\text{в}} \Delta_{\text{в}}} = \Delta_{\text{с}} \frac{t_{\text{с}}}{t_{\text{в}}} \cdot 10^{-6}, \quad (3.6)$$

где  $\Delta_{\text{в}}=1000 \text{ кг/м}^3$ ;  $\mu_{\text{в}}=0,001 \text{ Па}\cdot\text{с}$ ;  $t_{\text{с}}$ ,  $t_{\text{в}}$  – время истечения суспензии и воды, с.

Капиллярные вискозиметры вакуумные и давления отличаются более сложной конструкцией, наличием насоса (и вакуум-насоса) и тем, что позволяют изменять условия протекания изучаемой текучей среды через

капилляр, а также использовать сменные капилляры, отличающиеся диаметром и длиной.

Ротационные вискозиметры представляют собой два цилиндра, вставленные один в другой коаксиально. Один из цилиндров вращается с постоянной скоростью. Второй цилиндр, подвешенный на скручивающейся пружине, поворачивается на определенный угол в зависимости от величины вязкости исследуемой жидкости. По величине угла поворота цилиндра (угла закручивания пружинной подвески) судят о величине коэффициента вязкости жидкости

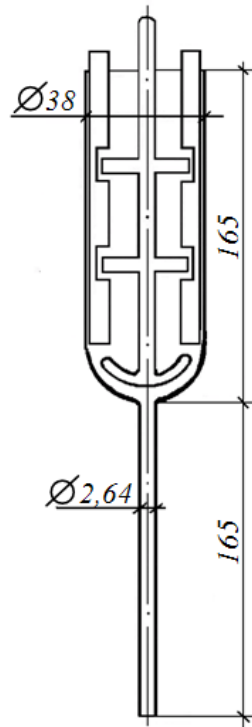


Рис. 1.3. Капиллярный вискозиметр с мешалкой

## ЛЕКЦИЯ №2

### Тема: Технологические показатели и схемы обогащения

#### План:

1. Технологические показатели обогащения
2. Схемы обогащения.
3. Классификация процессов и продуктов обогащения

*Ключевые слова:* руда, минерал, содержание металла в руде или продукте обогащения, выход продукта, степень сокращения, ценный компонент, концентрат, промпродукт, хвосты, пустая порода, извлечение металла.

#### Технологические показатели обогащения

Процесс обогащения характеризуется следующими технологическими показателями: содержанием металла в руде или продукте обогащения; выходом продукта; степенью сокращения и извлечением металла.

**Содержание металла в руде или продукте обогащения** - это отношение массы этого металла в руде или продукте обогащения к массе сухой руды или продукта, выраженное в процентах. Содержание металла принято обозначать греческими буквами  $\alpha$  (в исходной руде),  $\beta$  (в концентрате) и  $\theta$  (в хвостах). Содержание драгоценных металлов выражается обычно в единицах массы (г/т).

**Выход продукта** - отношение массы продукта, полученного при обогащении, к массе переработанной исходной руды, выраженное в долях единицы или процентах. Выход концентрата ( $\gamma$ ) показывает, какую долю от общего количества руды составляет концентрат.

**Степень сокращения** - величина, обозначающая во сколько раз выход полученного концентрата меньше количества переработанной руды. Степень сокращения ( $K$ ) выражает количество тонн руды, которое нужно переработать, чтобы получить 1 т концентрата, и рассчитывается по формуле:

$$K=100/\gamma$$

Для руд цветных и редких металлов характерен малый выход концентрата и, следовательно, высокая степень сокращения. Выход концентрата определяется прямым взвешиванием или по данным химического анализа по формуле:

$$\gamma = (\alpha - \theta/\beta - \theta)100, \%$$

Степень обогащения, или степень концентрации показывает, во сколько раз увеличилось содержание металла в концентрате по сравнению с

содержанием металла в руде. При обогащении бедных руд этот показатель может составлять 1000-10000.

**Извлечение металла  $\varepsilon$**  - это отношение массы металла в концентрате к массе металла в исходной руде, выраженное в процентах

$$\varepsilon = \gamma\beta / \alpha$$

**Уравнение баланса металла**

$$\varepsilon\alpha = \gamma\beta$$

связывает основные технологические показатели процесса и позволяет рассчитать степень извлечения металла в концентрат, которая, в свою очередь, показывает полноту перехода металла из руды в концентрат.

Выход продуктов обогащения можно определить по данным химических анализов продуктов.

Если обозначить:

$\gamma_k$  — выход концентрата;

$\alpha$  — содержание металла в руде;

$\beta$  — содержание металла в концентрате;

$\theta$  — содержание металла в хвостах,

$\varepsilon$  — извлечение металла в концентрат, то можно составить баланс металла по руде и продуктам обогащения, т. е. количество металла в руде равно сумме его количеств в концентрате и хвостах

$$100\alpha = \gamma_k\beta + (100 - \gamma_k)\theta$$

здесь за 100 принят выход исходной руды в процентах. Отсюда выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100$$

Извлечение металла в концентрат можно подсчитать по формуле

$$\varepsilon = \frac{\gamma_k\beta}{\alpha} 100, \%$$

Если выход концентрата неизвестен, то

$$\varepsilon = \frac{\beta}{\alpha} \cdot \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100, \%$$

Например, при обогащении свинцовой руды, содержащей 2,5% свинца, получен концентрат с содержанием 55% свинца и хвосты, содержащие 0,25% свинца. Подставляя результаты химических анализов в приведенные выше формулы, получим:

выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100 = \frac{2,5 - 0,25}{55 - 0,25} = 4,1\%;$$

извлечение в концентрат

$$\varepsilon = \frac{4,1 \cdot 55}{2,5} = 90,9\%;$$

ВЫХОД ХВОСТОВ

$$\gamma_{xв} = 100 - \gamma_k = 95,9\%;$$

степень обогащения:

$$K = \frac{55}{2,5} = 22.$$

Качественно-количественные показатели обогащения характеризуют техническое совершенство технологического процесса на фабрике.

Качество конечных продуктов обогащения должно соответствовать требованиям, предъявляемым потребителями к их химическому составу. Требования к качеству концентратов называются кондициями и регламентируются ГОСТ, техническими условиями (ТУ) или временными нормами и разрабатываются с учетом технологии и экономики I переработки данного сырья и его свойств. Кондициями устанавливается минимально или максимально допустимое содержание различных составных компонентов полезного ископаемого в конечных продуктах обогащения. Если качество продуктов соответствует кондициям, то эти продукты называются кондиционными.

Пример. Фабрика производительностью  $Q=750$  т/сутки перерабатывает вольфрамовые руды ( $\alpha=0,27\%$   $WO_3$ ), в которых вольфрамит ассоциирует с кварцем и полевым шпатом. Гравитацией на винтовых сепараторах и концентрационном столе получен концентрат с содержанием  $\beta = 67\%$   $WO_3$  и хвосты с содержанием  $\theta = 0,14$   $WO_3\%$ . Определить выход вольфрамового концентрата в процентах и тоннах в сутки и извлечение в него  $WO_3$  в процентах и тоннах в сутки, а также степень обогащения.

Решение.

$$1. \text{ Определяем выход концентрата: } \gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} \cdot 100\%.$$

$$\gamma_k = \frac{0,27 - 0,14}{67 - 0,14} \cdot 100\% = 0,2\%.$$

Выход в тоннах в сутки:

$$q = \frac{\gamma \cdot Q}{100} = \frac{0,2 \cdot 750}{0,27} = 1,5 \text{ м/сут}$$

2. Определяем извлечение металла в концентрат:

$$\varepsilon = \frac{\beta \cdot \gamma}{\alpha} = \frac{0,2 \cdot 67}{0,27} = 50\%.$$

Извлечение металла в тоннах в сутки:

$$P_{\text{WO}_3} = \frac{\beta \cdot q}{100} = \frac{1,5 \cdot 67}{100} = 1 \text{ м/сутки}.$$

3. Определяем степень обогащения:

$$k = \frac{\beta}{\alpha} = \frac{67}{0,27} = 248.$$

### **Схемы обогащения**

Технология обогащения полезных ископаемых состоит из ряда последовательных операций, осуществляемых на обогатительных фабриках.

**Обогатительными фабриками** называют промышленные предприятия, на которых методами обогащения обрабатывают полезные ископаемые и выделяют из них один или несколько товарных продуктов с повышенным содержанием ценных компонентов и пониженным содержанием вредных примесей. Современная обогатительная фабрика – это высокомеханизированное предприятие со сложной технологической схемой переработки полезного ископаемого.

Совокупность и последовательность операций, которым подвергается руда при переработке, составляют схемы обогащения, которые принято изображать графически

**Технологическая схема** включает сведения о последовательности технологических операций по переработки полезных ископаемых на обогатительной фабрике.

**Качественная схема** содержит сведения о качественных измерениях полезного ископаемого, в процессе его переработки, а так же данные о режиме отдельных технологических операций. *Качественная схема* (рис. 1.) дает представление о принятой технологии переработки руды, последовательности процессов и операций, которым подвергается руда при обогащении.

**Количественная схема** включает количественные данные о распределении полезного ископаемого по отдельным технологическим операциям и выход получаемых продуктов.

**Качественно–количественная схема** совмещает в себе данные качественной и количественной схем обогащения.

Если в схеме имеются данные о количестве воды в отдельных операциях и продуктах обогащения, о количестве добавляемой воды в процесс, то схема называется шламовой. Распределение твердого и воды по операциям и продуктам указывается в виде отношения твердого к жидкому Т : Ж, например, Т : Ж = 1 : 3, или в процентах твердого, например 70% твердого.



Соотношение  $T : Ж$  численно равно количеству воды ( $m^3$ ), приходящейся на 1 т твердого. Количество воды, добавляемой в отдельные операции, выражается в кубических метрах в сутки или в кубических метрах в час. Часто эти виды схем совмещаются и тогда схема называется качественно-количественной шламовой.

**Вводно-шламовая схема** содержит данные о соотношении воды и твердого в продуктах обогащения.

**Схема цепи аппаратов** – графическое изображение пути движения полезного ископаемого и продуктов обогащения через аппараты. На таких схемах аппараты, машины и транспортные средства изображаются условно и указывается их число, тип и размер. Движение продуктов от агрегата к агрегату обозначается стрелками (см. рис.1.4):

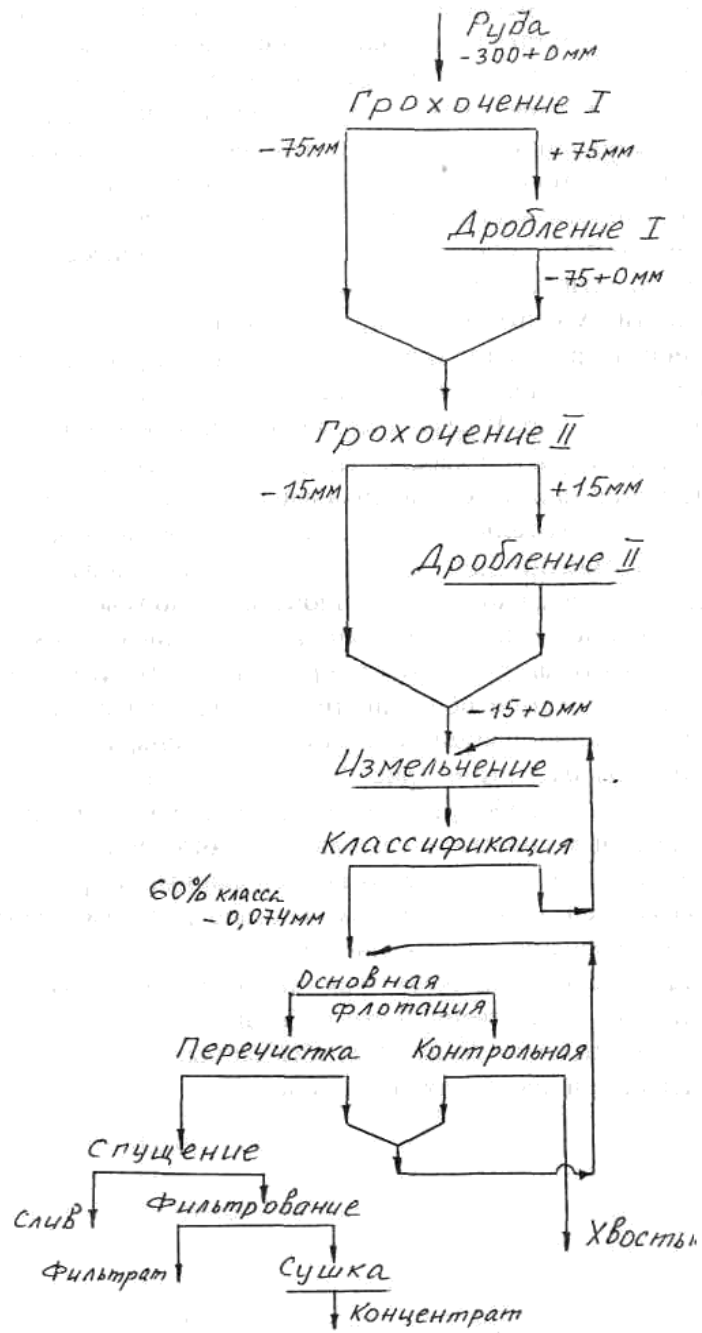


Рис. 1.4. Качественная схема обогащения

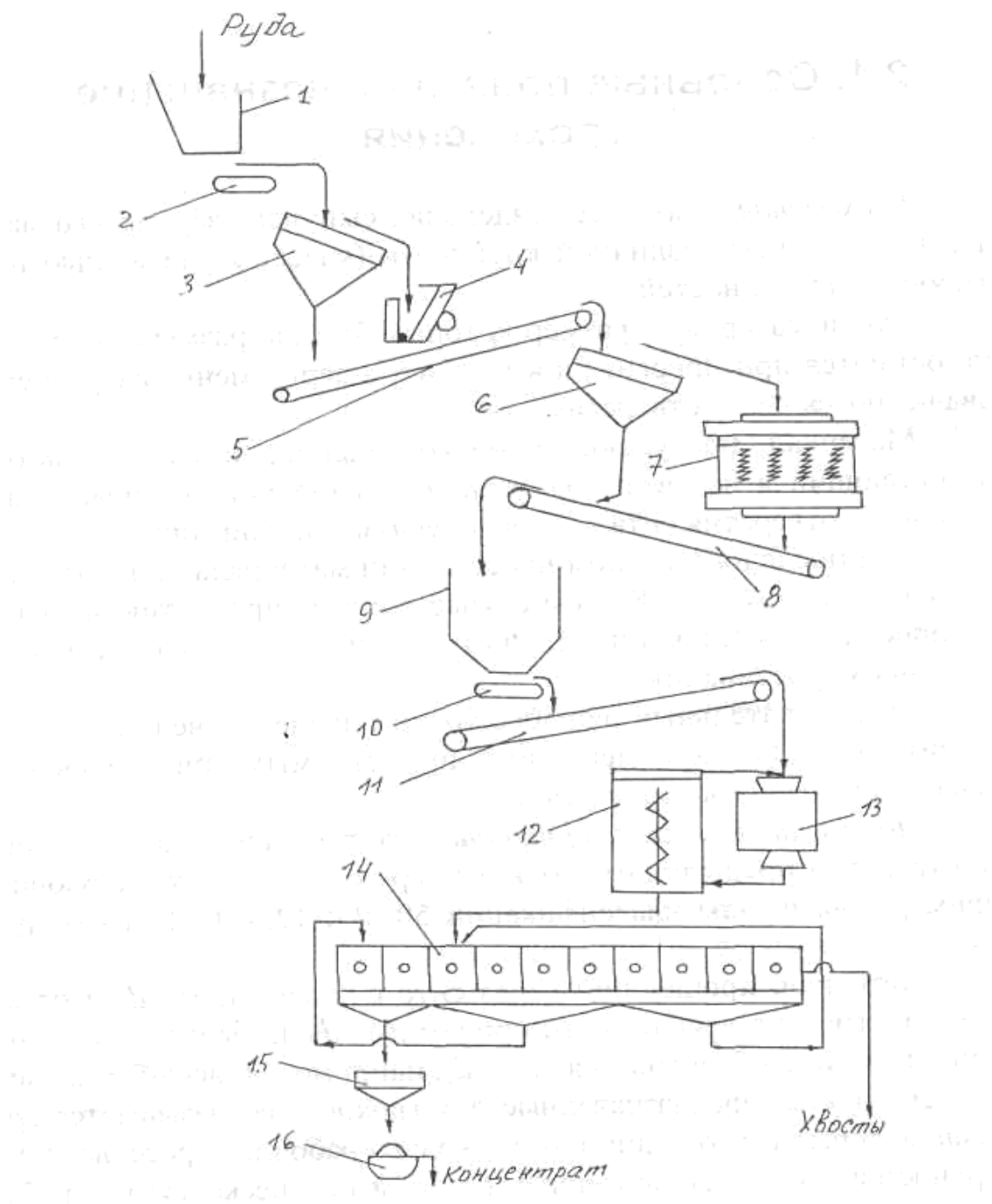


Рис. 1.5. Схема цепи аппаратов:

1,9- бункер; 2, 5, 8, 10, 11 - транспортер; 3, 6 - грохоты; 4 - щековая дробилка; 7 - конусная дробилка; 12 - классификатор; 13 - мельница; 14 - флотомашина; 15 - сгуститель; 16 - фильтр

По схеме на рисунке видно подробно, как руда проходит полное обогащение, включая подготовительные и основные процессы обогащения.

В качестве самостоятельных процессов чаще всего применяют флотацию, гравитационные и магнитные методы обогащения. Из двух возможных методов, дающих одинаковые показатели обогащения, обычно выбирают наиболее экономичный и экологически безопасный метод.

## **Классификация процессов и продуктов обогащения**

Месторождения промышленных руд по характеру происхождения бывают коренными и россыпными. Коренными называют руды, залегающие в месте первоначального образования и расположенные внутри общего массива горных пород. Эти руды после добычи из шахты или из открытого рудника требуют предварительно перед обогащением дробления и измельчения. Ценные минералы и минералы пустой породы в таких рудах находятся в тесной ассоциации между собой.

Россыпями называют вторичные месторождения, образовавшиеся в результате разрушения руд первичных коренных месторождений и вторичного отложения материала из первичных руд. В россыпях минералы претерпели очень сильные изменения по химическому составу и физическим свойствам. Все минералы и крупные куски руды подверглись разрушению водными потоками, выветриванию, изменениям температуры, воздействию химических соединений и т. п.

Речными водными потоками или волнами моря и океана куски руды и минералы обычно переносятся на большие расстояния. Перекатываясь, они принимают округлую форму. Сульфиды при этом разрушаются и в месторождениях полностью отсутствуют, а несulfидные труднорастворимые минералы освобождаются от сростков с минералами пустой породы (песок, галечник). Поэтому руды россыпных месторождений не подвергают дроблению и измельчению, и процессы обогащения их значительно проще и дешевле.

С помощью обогащения удаляют вредные примеси из концентратов, поступающих на металлургический завод, затрудняющие процессы плавки и ухудшающие качество получаемых металлов. Удаление вредных примесей позволяет значительно улучшить технико-экономические показатели металлургических процессов. Например, вредной примесью в свинцовом концентрате является цинк. Повышение содержания его в свинцовом концентрате с 10 до 20% увеличивает потери свинца при плавке почти в 2 раза. В процессе обогащения руды получают концентраты (один или несколько), отвальные хвосты и промежуточные продукты.

**Концентраты** – продукты, в которых сосредоточено основное количество того или иного ценного компонента. Концентраты, по сравнению с обогащаемой рудой характеризуются значительно более высоким содержанием полезных компонентов и более низким содержанием пустой породы и вредных примесей.

**Промпродукты** – продукты, получаемые при обогащении полезных ископаемых и представляющие собой смесь зерен, содержащих полезные

компоненты, с зернами пустой породы. Промпродукты характеризуются более низким по сравнению с концентратами и более высоким по сравнению с хвостами содержанием полезных компонентов.

**Хвосты** – продукты, в которых сосредоточено основное количество пустой породы, вредных примесей и небольшое (остаточное) количество полезного компонента.

**Обогащением** полезных ископаемых называют совокупность процессов первичной обработки минерального сырья из недр, в результате которых происходит отделение полезных компонентов (минералов) от пустой породы.

Концентраты и хвосты являются окончательными продуктами, а промежуточные продукты — оборотными. Качество концентратов, выдаваемых обогатительными фабриками, должно отвечать требованиям, определяемым ГОСТами или техническими условиями. Эти требования зависят от назначения концентратов и условий их дальнейшей переработки. В ГОСТах указано наименьшее допустимое содержание полезного компонента и наибольшее допустимое содержание вредных примесей для концентратов различных сортов.

Результаты обогащения оцениваются несколькими показателями и прежде всего полнотой извлечения ценных компонентов и качеством получаемых концентратов.

Извлечением называется отношение количества полезного компонента, переведенного в концентрат, к его количеству в руде, выраженное в процентах. Извлечение характеризует полноту перевода полезного компонента из руды в концентрат и является одним из важнейших технологических показателей работы обогатительной фабрики.

Выходом называется отношение массы какого-либо продукта обогащения к массе переработанной руды, выраженной в процентах.

Содержание полезного компонента в концентрате характеризует его качество. Отношение содержания полезного компонента концентрате к содержанию его в руде называется степенью обогащения и обозначается  $K$ . Чем выше степень обогащения и извлечение металлов, тем эффективнее процесс обогащения и работа фабрики.

Обогатительная фабрика является промежуточным звеном между рудником (шахтой) и металлургическим заводом. Руда различной крупности, поступающая с рудника, при переработке на обогатительной фабрике проходит различные процессы, которые по своему назначению можно разделить на подготовительные, собственно обогатительные и вспомогательные.

Обогащение полезных ископаемых является весьма важным аспектом в добыче и переработки руд. Оно подразделяется на множество методов обогащения, что подразумевает под собой наиболее качественный и полный процесс обогащения.

К собственно обогатительным процессам относятся процессы разделения руды и других продуктов по физическим и физико-химическим свойствам минералов, входящих в их состав. К этим процессам относятся гравитационное обогащение, флотация, магнитная и электрическая сепарация и др.

Совокупность и последовательность операций, которым подвергается руда при переработке, составляют схемы обогащения, которые принято изображать графически. В зависимости от назначения схемы могут быть качественными, количественными, шламовыми. Кроме указанных схем обычно составляют схемы цепи аппаратов.

Таким образом, обогащение полезных ископаемых можно разделить на *подготовительные, основные и вспомогательные* процессы (методы) обогащения.

*Гравитационными процессами* обогащения называют процессы обогащения, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся плотностью, размером или формой, обусловлено различием в характере и скорости их движения в среде под действием силы тяжести и сил сопротивления.

К гравитационным процессам относятся отсадка, обогащение в тяжелых средах, концентрация на столах, обогащение в шлюзах, желобах, струйных концентраторах, конусных, винтовых и противоточных сепараторах, пневматическое обогащение.

### ***Контрольные вопросы:***

1. На какие группы подразделяются полезные ископаемые?
2. Что такое руда и какие руды относят к металлическим, неметаллическим, нерудным, горючим?
3. Что называют ценными компонентами, полезными примесями, сопутствующими компонентами, вредными примесями?
4. Основное значение обогащения полезных ископаемых и обогатительных фабрик.
5. На какие составляющие делятся руды?
6. Простые и сложные руды.
7. Что называют концентратом, промпродуктами и хвостами?
8. Что такое обогащение полезных ископаемых?
9. Как характеризуются месторождения?

10. Каковы основные показатели экономической выгоды обогащения полезных ископаемых?
11. На какие разделы делят методы обогащения полезных ископаемых?
12. Какие методы относятся к основным, а какие к вспомогательным методам обогащения.
13. Какие методы обогащения Вам известны?
14. Охарактеризуйте процессы грохочения, дробления, измельчения и классификации.
15. Какие процессы называют гравитационными, флотационными? Что такое магнитное и электрическое обогащение?
16. Какие специальные методы обогащения Вы знаете?
17. Что подразумевается под терминами химическое и радиометрическое обогащение?
18. Что называется обогащением по трению, декрипитацией?
19. Какие формулы технологических показателей обогащения?
20. Какова формула степени сокращения?
21. Как вычислить степень обогащения руды?

## ЛЕКЦИЯ №3

### Тема: Гидравлическая классификация

#### План:

1. Гидравлическая классификация.
2. Седиментационный анализ

*Ключевые слова:* падение, минеральные зерна, плотность, физические свойства, масса, скорость падения в водной и воздушной средах, классификация, турбулизация, равнопадаемость, механические классификаторы, погруженной и непогруженной спирали, гидравлические классификаторы, камеры, спиральные классификаторы, гидроциклоны, песковая насадка.

#### Гидравлическая классификация

Гидравлическая классификация представляет собой процесс разделения в воде смеси минеральных зерен на гидравлические классы по скоростям их падения. В качестве среды разделения может быть использован и воздух. Тогда классификация называется пневматической или воздушной.

Гидравлическая классификация может быть самостоятельной, основной обогатительной операцией, а также подготовительной или вспомогательной операцией.

Как основная операция гидравлическая классификация используется для разделения мономинеральной смеси по крупности. В этом случае эта операция выполняет ту же роль, что и грохочение. Разделение минеральных зерен происходит по скоростям их падения. Такая операция особенно эффективна для отделения илистых, глинистых частиц от более крупной, зернистой части исходного продукта.

В качестве подготовительной операции гидравлическая классификация применяется перед обогащением руд на концентрационных столах, диафрагмовых отсадочных машинах и других обогатительных аппаратах. При этом полиминеральная смесь делится на гидравлические классы по равнопадаемости, а получаемые гидравлические классы, за исключением первого, состоят из равнопадающих мелких зерен тяжелого минерала и крупных – легкого минерала.

Как вспомогательная операция гидравлическая классификация широко применяется в схемах измельчения руд для выделения крупнозернистых частиц (песков) из измельченной руды и возвращения их в мельницу.

Крупность материала, подвергаемого гидравлической классификации, не превышает 5-6 мм для руд и 13 мм для углей.



Гидравлическая классификация может осуществляться при условиях свободного и стесненного падения частиц в среде разделения. Свободное падение минеральных частиц имеет место при осуществлении седиментационного анализа, являющегося по существу продолжением ситового анализа.

В остальных случаях гидравлическая классификация осуществляется в стесненных условиях.

### **Седиментационный анализ**

Седиментационный анализ применяется для определения гранулометрического состава тонкоизмельчённых продуктов, когда невозможно выполнить ситовый анализ из-за отсутствия сит с размером отверстий меньше 74 мкм. Часто седиментационный анализ является продолжением ситового анализа, когда выход классов крупности больше 74 мкм определяется ситовым анализом, а меньше 74 мкм – седиментационным анализом.

Существуют два способа выполнения седиментационного анализа: декантацией (отстаиванием пульпы) и гидравлической классификацией.

В первом способе минеральные частицы осаждаются в неподвижной воде, в условиях, близких к свободному падению.

Во втором способе минеральные частицы разделяются по скоростям падения в восходящем потоке воды в специальном гидравлическом классификаторе.

#### *Методика выполнения седиментационного анализа декантацией*

Для проведения анализа используют стеклянный сосуд – высокий стакан, мерный цилиндр или стеклянную бутылку, на стенке которого имеются метки верхнего и нижнего уровней пульпы, т. е. расстояние по вертикали, которое проходят частицы при свободном падении (рис. 6.1,а). Рассмотрим методику выполнения анализа на конкретном примере.

Имеем стеклянный сосуд размером:  $D = 100$  мм;  $H_0 = 700$  мм. Исследуемая проба имеет крупность 0,074-0 мм,  $\delta = 2800$  кг/м<sup>3</sup>,  $\omega = 0,9$ .

1. Назначаем крупность классов, на которые нужно разделить исследуемую пробу: 0,074-0,05; 0,05-0,025; 0,025-0,01 мм. Таким образом, предполагается делить исходную пробу по крупностям разделения: 10, 25, 50 мкм.

2. Рассчитаем скорости свободного падения частиц указанной крупности, используя формулы (2.3а) и (5.15).

Для  $d = 10$  мкм

$$S_{уд} = \frac{6}{0,01 \cdot 10^{-3} \cdot (2800 - 1000) \cdot 0,9} = 370,37 \text{ м}^2/\text{кг};$$

$$v_0 = \frac{4 \cdot (2800 - 1000)}{1000} \cdot 370,37 \cdot \left( \sqrt{10^{-6} + \frac{9,8 \cdot 1000}{(2800 - 1000)^2 \cdot 370,37^3}} - 10^{-3} \right) = 0,00007938 \text{ м/с}.$$

3. Рассчитаем наибольшую допустимую массу исследуемой навески исходного: примем заполнение цилиндра пульпой на 5 см ниже верхней кромки цилиндра. Тогда объем ёмкости, используемой для проведения анализа, составит,  $\text{дм}^3$

$$V_{ц} = \frac{3,14 \cdot 1^2}{4} \cdot (7,00 - 0,50) = 5,1 \text{ дм}^3.$$

Концентрация твердого в пульпе по объёму не более 3 %. Масса навески составит  $M = 5,1 \cdot 0,03 \cdot 2,8 = 0,428 \text{ кг}$ . Принимаем  $M = 420 \text{ г}$ .

4. Наносим верхнюю метку на расстоянии 5 см от верхней кромки и нижнюю – на расстоянии  $H = 0,5 \text{ м}$  от верхней.

Рассчитаем время падения частицы  $d = 10 \text{ мкм}$  от верхнего уровня до нижнего:

$$t_1 = \frac{0,5}{0,00007938} = 6299 \text{ с} = 1 \text{ ч } 44 \text{ мин } 59 \text{ с}.$$

5. Исследуемую навеску массой 420 г помещаем в цилиндр, наливаем в цилиндр воду до верхней отметки. Тщательно взбалтываем содержимое сосуда, ставим сосуд для отстаивания пульпы, включив секундомер. Через 1 ч 44 мин 59 с верхний слой пульпы удаляется из цилиндра с помощью сифона, воронка которого, находящаяся ниже уровня пульпы на 1-2 см, медленно опускается синхронно с понижением уровня пульпы. В полученном сливе будут находиться частицы крупностью менее 10 мкм.

6. В цилиндр доливаем воду до верней метки и вся операция повторяется. Отмучивание и декантацию проделывают многократно до тех пор, пока по истечении расчётного времени вода в цилиндре выше нижней метки не будет становиться прозрачной.

7. Полученные сливы отстаивают, сливают чистую воду, высушивают и взвешивают полученный класс крупности 10-0 мкм.

8. Из остатка пробы в цилиндре, после выделения класса 10-0 мкм, точно так же выделяют класс 10-25 мкм, а затем и класс 25-50 мкм, предварительно рассчитав  $v_{02}$ ;  $v_{03}$ ;  $t_2$  и  $t_3$  для частиц крупностью 25 и 50 мкм, соответственно.

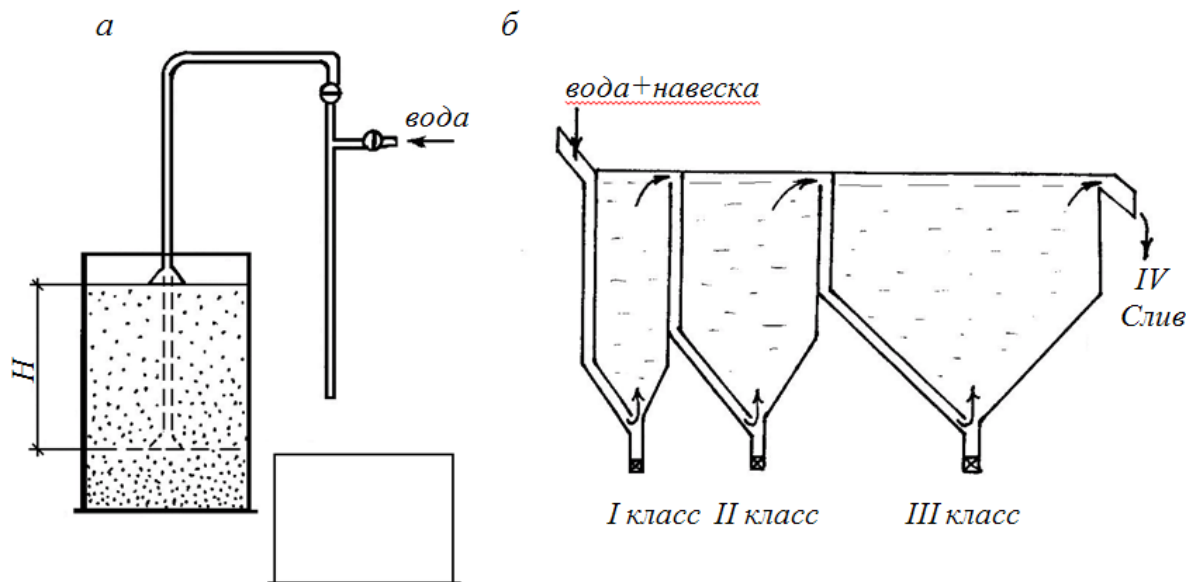


Рис. 1.6. Схемы выполнения седиментационного анализа:

*а* – декантацией; *б* – в гидравлическом классификаторе

Для выполнения седиментационного анализа по второму методу используют специально сконструированный гидравлический классификатор, состоящий из 3-х или 4-х камер. Сечение камер круглое или квадратное. Нижние части камер конические или пирамидальные. Площади сечения рядом стоящих камер отличаются в 4 раза. Например, площадь сечения первой камеры  $2,5 \times 2,5 = 6,25 \text{ см}^2$ ; второй  $5 \times 5 = 25 \text{ см}^2$  и третьей  $10 \times 10 = 100 \text{ см}^2$ .

Принцип действия классификатора следующий, рис. 6.1,б. Вода подаётся в первую камеру снизу. В камере создаётся восходящий поток воды, движущейся со скоростью  $U_1$ . Вверху камеры имеется перелив, и слив первой камеры по специальному каналу поступает также снизу во вторую камеру. Пройдя вторую камеру, поток воды поступает в третью камеру. Расход воды, проходящей через каждую камеру, постоянный. Так как сечение камер различное, то скорости восходящих потоков воды в камерах также различные, т. е.  $U_1 > U_2 > U_3$ .

*Методика проведения анализа следующая.*

Назначается крупность разделения в первой камере, например, 50 мкм. Зная характеристику исходного продукта  $\delta$  и  $\omega$ , рассчитывают скорость свободного падения частицы указанной крупности. В выше рассмотренном примере она составит:  $S_{уд1} = 74,0740 \text{ м}^2/\text{кг}$ ,  $v_0 = 0,0019808 \text{ м/с}$  или  $v_0 = 0,19808 \text{ см/с}$ ; Тогда расход воды, подаваемой в первую камеру составит:  $v_0 \cdot F_1 = 0,19808 \cdot 6,25 = 1,238 \text{ см}^3/\text{с}$ . Такой же расход воды и во второй камере, но скорость восходящего потока будет равна:  $U_2 = 1,238/25 = 0,04952 \text{ см/с}$  или  $U_2 = v_{02} = 0,0004952 \text{ м/с}$ . Рассчитаем размер зерна, имеющего такую же

скорость свободного падения по формуле (5.16):  $S_{уд2} = 148,269256 \text{ м}^2/\text{кг}$ ; и по формуле 2.3,  $a$

$$d = \frac{6}{148,269 \cdot (2800 - 1000) \cdot 0,9} = 0,02482 \cdot 10^{-3} \text{ м} = 25 \text{ мкм}.$$

Таким образом, мы убедились в том, что при увеличении площади сечения последующей камеры классификатора в 4 раза, крупность разделения уменьшается в 2 раза:  $50 : 25 = 2$ .

Таким образом, в трёхкамерном классификаторе можно получить следующие классы крупности: 74–50; 50–25; 25–12,5; и 12,5–0 мкм.

Устанавливают определённый расходом требуемый расход воды, а затем медленно, небольшими порциями дозируют исследуемую навеску в питание водой классификатора. Навеску предварительно смачивают водой. После загрузки навески (100–150 г) оставляют классификатор работать до тех пор, пока слив классификатора не будет содержать твёрдых частиц. Время промывки всей пробы составляет около 2 ч, после чего подачу воды прекращают. Большую часть воды из каждой камеры удаляют с помощью сифона. Оставшийся в камерах осадок выгружают из каждой камеры, высушивают и взвешивают.

Первый способ анализа методом декантации более точный и его использование позволяет получать классы любой крупности. Однако этот способ отличается значительной трудоёмкостью и длительностью анализа.

Анализ с применением гидроклассификатора следует признать менее точным, так как скорость восходящего потока в камере не может быть абсолютно одинаковой по всему сечению камеры. Но этот способ требует сравнительно небольших затрат труда и времени на выполнение анализа.

## ЛЕКЦИЯ №4

### Тема: Классификаторы

#### План:

1. Гравитационные механические классификаторы.
2. Гидравлические классификаторы.

*Ключевые слова:* падение, минеральные зерна, плотность, физические свойства, масса, скорость падения в водной и воздушной средах, классификация, турбулизация, равнопадаемость, механические классификаторы, погруженной и непогруженной спирали, гидравлические классификаторы, камеры, спиральные классификаторы, гидроциклоны, песковая насадка.

Классификаторами называют машины и аппараты, предназначенные для разделения тонкозернистых материалов по равнопадаемости на фракции различной крупности и плотности в жидкой или воздушной среде. Осуществляемый в них процесс разделения основан на различии скоростей стесненного падения крупных и мелких, тяжелых и легких частиц в движущейся среде. Классификаторы с воздушной средой часто называют “воздушными (или пневматическими) сепараторами”.

Вода вместе со взвешенными в ней минеральными частицами представляет собой пульпу, являющуюся исходным продуктом (питанием) классификатора. В классификаторах пульпа разделяется на два или несколько продуктов (фракций), которые представляют собой гидравлические классы. В случае, когда частицы твердого в пульпе представлены мономинеральной смесью, деление их происходит на классы крупности. При разделении на два продукта более крупный продукт называют песковой фракцией, сокращенно - *пески*, а более мелкий класс называют *сливом*. Разделение на три и более продуктов производится в многопродуктовых классификаторах или с использованием нескольких двухпродуктовых, устанавливаемых последовательно.

Силовое поле, под действием которого происходит разделение взвеси в классификаторе, может быть полем силы тяжести, иначе – гравитационным, и полем центробежных сил инерции. По этому признаку все классификаторы подразделяются на две основные разновидности: *гравитационные и центробежные*. Вторым признаком для систематизации классификаторов служит способ разгрузки песков. Он может быть механическим или самотечным. Таким образом, существует четыре типа классификаторов: гравитационные гидравлические и гравитационные механические;

центробежные с самотечной разгрузкой песков и центробежные с механической разгрузкой песков.

В зависимости от конструктивного типа классификатора движение пульпы в классификаторе может быть вертикально-восходящим, горизонтальным или по пространственной спирали.

### **Классификаторы гравитационные механические**

В механических классификаторах разделение исходного продукта на крупную фракцию – пески и мелкую – слив осуществляется в горизонтальном потоке пульпы. Разгрузка песков осуществляется механическим способом.

Из механических классификаторов в практике обогащения в настоящее время применяются спиральные классификаторы. Спиральный классификатор (рис. 1.7) состоит из наклонного корыта 1 (угол наклона 14-18°), в котором помещен вращающийся вал с укрепленным на нем спиралью 7. Спираль изготовлена из стальных полос, образующих двухзаходную винтовую ленту, футерованную пластинами из износостойчивых сплавов. Ширина полос выбирается в зависимости от нагрузки по пескам и составляет от 0,1 до 0,4 диаметра спирали. Шаг спирали равен примерно половине её диаметра.

Верхняя цапфа вала укреплена шарнирно в радиально-упорных подшипниках, что позволяет поднимать нижнюю часть без нарушения сцепления конических зубчатых приводных колес. Это позволяет производить пуск машины после останова без очистки корыта от песков.

Классификаторы изготавливаются односпиральные и двухспиральные в зависимости от требуемой производительности. Различают два технологических типа спиральных классификаторов: с непогруженными КСН и погруженными спиралями КСП. В первом случае вся верхняя часть спирали (по всей её длине) выступает над зеркалом (поверхностью) пульпы; а во втором - нижний участок спирали, находящийся вблизи сливного порога, целиком погружен в пульпу. Классификаторы с непогруженной спиралью используются в схемах измельчения, когда требуемая крупность разделения составляет 0,1 мм и выше. Для получения более тонкого слива (более 65 % класса -0,071 мм) применялись классификаторы с погруженной спиралью, которые успешно заменяются гидроциклонами.

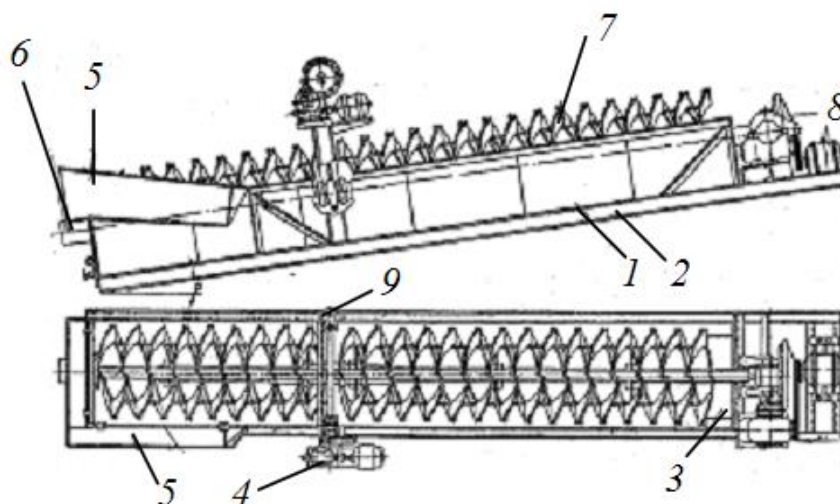


Рис. 1.7. Спиральный классификатор:

1 – корыто; 2 – рама; 3 – отверстие для разгрузки песков; 4 – механизм подъема спирали; 5 – питающий желоб; 6 – сливной желоб; 7 – спираль; 8 – привод спирали; 9 – вал механизма подъема спирали.

#### *Параметры и расчет спиральных классификаторов*

У односпиральных классификаторов корыто имеет форму полуцилиндра. Длина корыта определяется скоростью процесса обезвоживания песков. Для получения песков с содержанием влаги 15-25 % длина части корыта, выступающая над зеркалом пульпы, должна быть 1,5 – 0,8 м соответственно. Угол наклона корыта – до 18 %.

Производительность КСН по сливу рассчитывается по формуле, т/ч

$$Q = 4,56 m K_{\beta} K_{\delta} K_c K_{\alpha} D^{1,765},$$

где  $m$  - число спиралей;  $K_{\beta}$  - поправочный коэффициент, учитывающий крупность слива;  $K_{\delta}$  - поправочный коэффициент, учитывающий плотность материала ( $K_{\delta} = \delta/2700$  в пределах  $\delta = 2000 - 2000$  кг/м<sup>3</sup>);  $K_c$  - поправочный коэффициент на требуемую плотность слива;  $K_{\alpha}$  - поправочный коэффициент на угол наклона днища классификатора;  $D$  - диаметр спирали, м. Значения поправочных коэффициентов находятся в справочной литературе.

Производительность КСН по пескам определяется по формуле, т/ч

$$Q = 5,45 m D^3 n (\delta/2700) K_{\alpha},$$

где  $n$  - число оборотов спирали в минуту; а  $m$ ,  $D$ , и  $K_{\alpha}$  имеют прежние значения. В табл. 6.6 приведены ориентировочные производительности КСН для руды плотностью 2650 кг/м<sup>3</sup> при крупности слива 0,15-0 мм.

Крупность слива КСН зависит от плотности пульпы в классификаторе, которая регулируется подачей воды вместе со сливом мельниц. В случае остановки классификатора нижний конец вала поднимают вверх, а при

последующем пуске его постепенно опускают вниз по мере выработки осевших песков.

Таблица 1.7.

**Ориентировочная производительность КСН при  $\delta = 2650 \text{ кг/м}^3$ ;  
крупность слива 0,15 мм**

Типоразмер классификатора	Частота вращения спирали, $\text{мин}^{-1}$	Производительность, т/ч		Диаметр спирали, м
		по сливу	по пескам	
1 КСН-3	25	0,25	1,0	0,3
1 КСН-5	15	0,54	2,2	0,5
1 КСН-7,5	10	1,30	4,0	1,0
1 КСН-12	8,5	7,1	81	1,2
1 КСН-15	7,0	10,0	133	1,5
1 КСН-20	50	16,6	226	2,0
1 КСН-24	3,5	24,2	258	2,4
1 КСН-30	1,5	32,5	156	3,0
1 КСН-30	3,0	-	312	3,0
2 КСН-24	3,5	45,8	520	2,4
2 КСН-24А	3,5	101,0	720	2,4
2 КСН-30	1,5	65,0	312	3,0
2 КСН-30	3,0	-	625	3,0

**Классификаторы гравитационные гидравлические однокамерные**

Простейшими гидравлическими классификаторами с горизонтальным потоком пульпы являются автоматические конусы типа ККП-2,4 и ККШ-2,4 (классификаторы конусные песковые и шламовые диаметром 2,4 м), рис. 1.8.

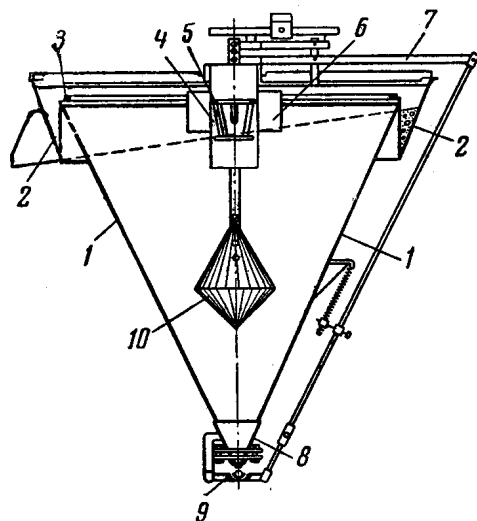


Рис. 1.8. Конусный классификатор шламовый ККШ-2,4:

1 – конус металлический; 2 – сливной желоб; 3 – сливной порог;



4 – струерассекатель; 5 – загрузочный цилиндр; 6 – распределительное кольцо; 7 – рычаг автоматического регулятора разгрузки песков; 8 – песковая насадка; 9 – клапан регулировки разгрузки песков; 10 – поплавок

Устройство классификаторов ККШ и ККП аналогично. Они представляют собой сварной конус с углом 60-65°, установленный на раме вершиной вниз. Исходный продукт в виде пульпы поступает через центральную трубу, внутри которой установлены успокоитель-рассекатель потока и сетки для улавливания посторонних предметов. Пульпа из-под распределительного кольца растекается в радиальном направлении к периметру основания конуса. Крупные частицы выпадают из потока, осаждаются и разгружаются через песковое отверстие. Классификаторы снабжены автоматическим регулятором разгрузки песков, состоящим из поплавка 10, связанного системой рычагов с клапаном регулировки разгрузки песков 9. Плотность пульпы в классификаторе увеличивается по мере погружения песков. При повышении плотности пульпы в зоне расположения поплавка, последний поднимается вверх и посредством системы рычагов открывается клапан 9. Разгрузка песков увеличивается.

Классификаторы типа ККШ и ККП не отличаются высокой эффективностью разделения.

Конусные классификаторы песковые (ККП) применяются для разделения исходного питания крупностью до 1,7 мм на пески и шламы. Производительность их колеблется от 9 до 22 т/ч в зависимости от требуемой крупности разделения.

Производительность классификаторов типа ККШ-2,4 составляет 4,5-11 т/ч при крупности питания до 0,7 мм.

Примером гидравлического классификатора с восходящим потоком пульпы может служить противоточный классификатор конструкции НИИЖелезобетон, рис. 1.9., предназначенный для деления песка 0-3 мм по граничному зерну от 0,3 до 1,2 мм.

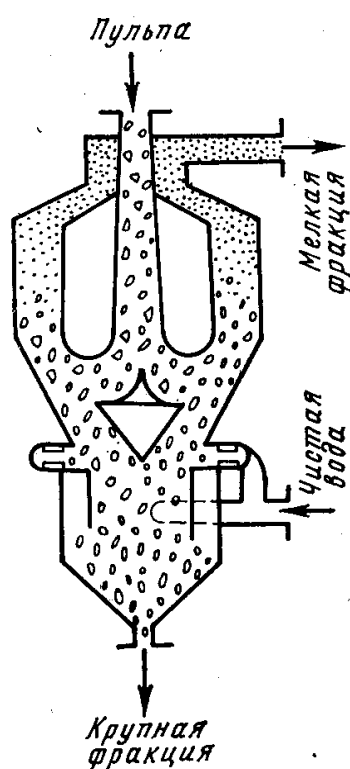


Рис. 1.9. Противоточный классификатор конструкции НИИ Железобетон

Классификация в этом аппарате осуществляется в восходящем потоке воды, от расхода которой зависит крупность разделения.

Основные параметры классификаторов этого типа приведены в табл. 1.8..

Таблица 1.8

**Основные параметры классификаторов конструкции НИИ Железобетон**

Параметры	КГ-50	КГ-100	КГ-200
Размеры, м: диаметр	1,8	2,4	3,6
высота с дозатором	6,5	7,8	9,4
высота без дозатора	5,5	7,2	8,1
Расход дополнительной воды, м <sup>3</sup> /ч	100-300	200-300	300-400
Крупность разделения, мм	0,3-3	0,3-3	0,3-3
Производительность, м <sup>3</sup> /ч:			
по гидросмеси	300-600	6000-1200	1200-2200
по твердому	25-100	50-250	100-400
Масса, т:			
с дозатором	2,5	4,4	5,6
без дозатора	2,2	3,9	5,0

**Многокамерные гидравлические классификаторы**

Многокамерные гидравлические классификаторы могут быть простые по конструкции (рис. 1.10) с горизонтальным потоком пульпы и более сложные, с

комбинированным потоком пульпы - классификаторы выпускаемые заводом “Труд” г. Новосибирск (модели 0-80А), которые могут быть четырех-(КГ-4), шести-(КГ-6) и восьми-(КГ-8) камерные.

В простых классификаторах зона разделения имеет значительную протяженность, поэтому эффективность классификации (точность разделения) в них не высокая. Такие классификаторы применяются для разделения песков по крупности, т. е. выполняют роль, аналогичную грохочению. Реже они используются для подготовки измельченной руды к обогащению, т. е. для деления обогащаемого материала на гидравлические классы.

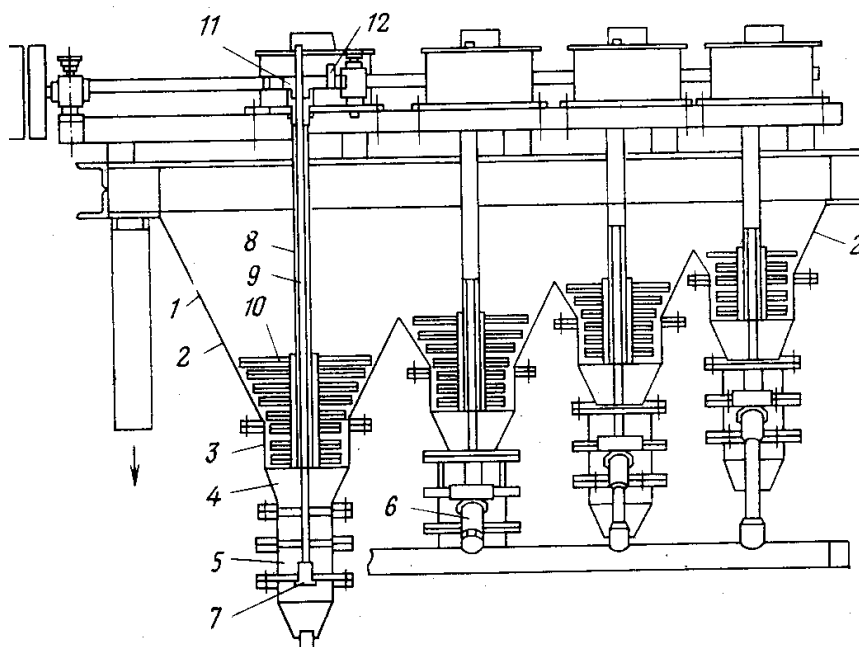


Рис. 1.10. Четырехкамерный гидравлический классификатор КГ-4:

1 – корпус; 2 – карман; 3 и 5 – камеры; 4 – конус; 6 – патрубок для подачи чистой воды; 7 – клапан; 8 – полый вал; 9 – шток; 10 – мешалка; 11 – червячное колесо; 12 – кулачки

Классификаторы с комбинированным потоком пульпы типа КГ применяются как для получения относительно чистых классов крупности, например, формовочных песков, так и подготовки измельченной руды к обогащению на концентрационных столах и диафрагмовых отсадочных машинах. Классификатор КГ-4 (см. рис. 1.10) в верхней своей части представляет собой расширяющееся к сливному порогу корыто, по которому течет в горизонтальном направлении пульпа. Нижняя часть корпуса 1 разделена на четыре секции пирамидальной формы, увеличивающихся по

размерам в направлении от загрузочного к разгрузочному концу корпуса. К нижней части каждой секции крепятся классифицирующие устройства 5, которые состоят из верхней камеры с мешалкой 10, классификационной камеры со смотровыми окнами, камеры для ввода воды для создания восходящего потока воды в классификационной трубке, и нижней камеры с разгрузочным устройством.

Внутри полых валов 8 мешалок 10 помещены штоки 9, на нижних концах которых имеются клапаны 7. При помощи кулачкового механизма, расположенного в каждом из четырех горизонтальных редукторов, приводимым в движение приводом, клапаны периодически поднимаются, благодаря чему происходит разгрузка пескового материала. Материал, подлежащий классификации, загружается со стороны узкой части классификатора, где поток пульпы движется с наибольшей скоростью.

По мере расширения площади корыта классификатора горизонтальная скорость потока уменьшается. В каждой секции выпадающий из горизонтального потока материал падает в классифицирующее устройство, в котором создается восходящий поток свежей воды, уносящий частицы малой гидравлической крупности обратно в горизонтальный поток пульпы. Таким образом, в каждой секции классификатора получают различные по крупности гидравлические классы. Классификаторы модели КГ характеризуются относительно высокой эффективностью классификации.

#### **Техническая характеристика гидравлического классификатора типа КГ-4**

Производительность при крупности питания 1,7-0 мм, т/ч	15-25
Число секций .....	4
Наименьшая ширина первой секции, мм.....	620
Наибольшая ширина последней секции, мм	1500
Общая длина всех секций, мм .....	2925
Скорость вращения валов мешалок, мин <sup>-1</sup> ....	12
Расход свежей воды, л/мин 30-80.....	
Мощность электродвигателя, кВт.....	1,7
Габаритные размеры, мм: длина .....	3660
ширина .....	1752
высота .....	2844
Масса, кг .....	2020

#### **Контрольные вопросы:**

1. Что определяет характер падения тел в жидкой или газообразной среде?
2. Что называется параметром Рейнольдса?
3. Каковы закономерности падения минеральных частиц в среде?
4. Что называют классификацией?
5. Какие способы разделения частиц Вы знаете?
6. Какие аппараты применяются для разделения частиц на различные классы крупности?
7. Что называют гидравлическим классификатором, какие из них наиболее применяемые?
8. Каков принцип разделения минеральных частиц в гидравлических классификаторах?
9. Опишите устройство и принцип работы четырехкамерного гидравлического классификатора.
10. Какие классификаторы называются спиральными, каков принцип их действия?
11. Каковы преимущества гидроциклонов перед другими классификаторами?

## ЛЕКЦИЯ №5

### Тема: Центробежные классификаторы

#### План:

1. Центробежные классификаторы.
2. Гидроциклоны.
3. Схемы классификации.

*Ключевые слова:* содержание ценного компонента, выход продуктов, извлечения ценного компонента в продукты, уравнение баланса, степень обогащения, степень сокращения.

#### Центробежные классификаторы

Центробежные классификаторы подразделяются на гидравлические - гидроциклоны и механические - осадительные центрифуги.

В центробежных классификаторах пульпа движется в центробежном поле, которое создается при вращении самой пульпы в гидроциклонах и ротора с пульпой в центрифугах. Создаваемое вращение пульпы сопровождается действием на минеральные частицы центробежного ускорения, которое может превосходить ускорение земного притяжения в десятки, сотни и тысячи раз.

Отношение центробежного ускорения к ускорению силы тяжести принято называть *фактором разделения*  $F_{\text{разд}}$ , который вычисляется по формуле

$$F_{\text{разд}} = \frac{V_t^2}{Rg} = \left( \frac{\pi R n}{30} \right)^2 \cdot \frac{1}{Rg} \approx \frac{Rn^2}{900},$$

где  $R$  - радиус вращения, м;  $n$  - частота вращения, мин<sup>-1</sup>.

Гидроциклон - классификатор (рис. 6.10) состоит из цилиндрической и конической частей. Внутренний диаметр цилиндрической части гидроциклона  $D$  является главной его характеристикой. Стандартные гидроциклоны, используемые для классификации по крупности, имеют угол конусности 20°. Малые гидроциклоны диаметром меньше 150 мм выпускаются с углом конусности 10°. Такие гидроциклоны используются для получения тонкого слива.

Крупность разделения в гидроциклонах в зависимости от их диаметра может составлять 5-200 мкм.

Пульпа подается в гидроциклон под давлением  $(0,5-2)10^5$  Па тангенциально и, вращаясь с большой скоростью опускается в коническую часть. При этом крупные и тяжелые частицы под действием сил центробежной инерции отбрасываются к стенкам гидроциклона и опускаются к песковому

отверстию. Ближе к оси гидроциклона вращающаяся пульпа поднимается вверх и уходит из гидроциклона через сливное отверстие. Высота сливного патрубка, погруженного в гидроциклон, как правило, равна или немного меньше высоты цилиндрической части гидроциклона. Питающий патрубок при входе в гидроциклон имеет прямоугольное сечение (высота : ширина = 2:1) с тем, чтобы пульпа входила в аппарат лентой прямоугольного сечения. В этом случае предполагается снижение турбулентности внутри вращающегося по спирали потока пульпы, что улучшает эффективность разделения.

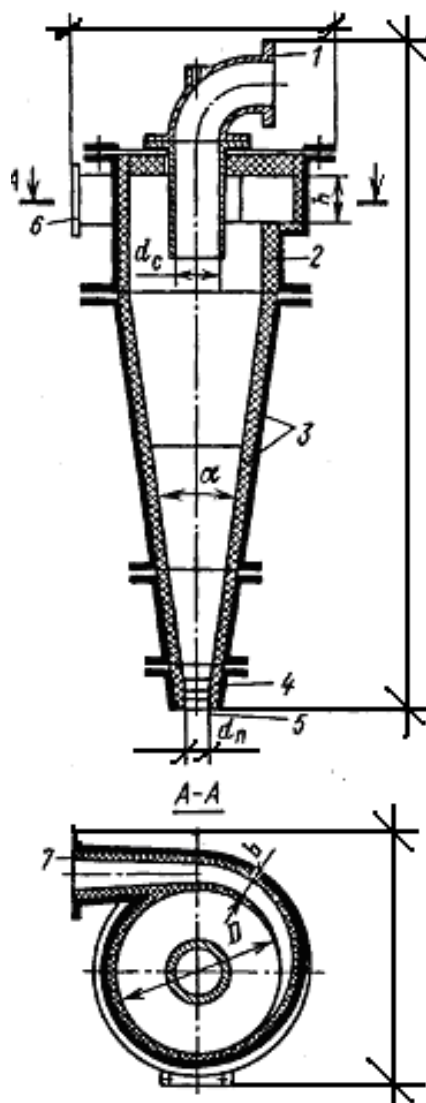


Рис. 1.11. Гидроциклон, футерованный сменными резиновыми деталями:

1 – сливной патрубок; 2 – цилиндрическая часть; 3 – сменные резиновые конические части футеровки; 4 - зона разгрузки песков; 5 – песковое отверстие; 6 – фланец питающего патрубка; 7 – питающий патрубок

При нормальной работе гидроциклона внутри его по оси образуется воздушный столб по всей высоте гидроциклона. Достаточная эффективность работы гидроциклона обеспечивается при определенных соотношениях между

внутренним диаметром цилиндрической части его –  $D$ , диаметром питающего патрубка -  $d_n$ , диаметром сливного патрубка -  $d$  и диаметром пескового отверстия -  $\Delta$ . При этом за диаметр питающего патрубка принимают диаметр круга, равного по площади сечению прямоугольного входного отверстия в гидроциклон. Соотношения между этими величинами находятся в следующих диапазонах:

$$d = (0,2 \div 0,4)D; \Delta = (0,15 \div 0,8)d; d_n = (0,08 \div 0,25)D.$$

При этом диаметр сливного патрубка -  $d$  не может быть меньше диаметра питающего патрубка -  $d_n$ , а диаметр пескового отверстия должен быть больше  $d_{\max}$  в питании более чем в три раза. Отношение  $\Delta/d$  имеет важное значение для эффективной работы гидроциклона. Это отношение называют *песковым отношением*. Считается что наибольшая эффективность работы гидроциклона достигается при значениях  $\Delta/d = 0,3 \div 0,5$ .

#### *Классификация гидроциклонов*

Гидроциклоны могут быть двухпродуктовыми (рис. 1.11) и трехпродуктовыми (рис. 1.12). В трехпродуктовых гидроциклонах получают два слива и один “песок”. Они могут быть одиночными гидроциклонами с сдвоенными сливными патрубками разных диаметров, расположенных внутри гидроциклона коаксиально (см. рис. 1.12, а) или сдвоенными сочленёнными между собой двумя гидроциклонами: первый цилиндрический, а второй - цилиндроконический (рис. 1.12, б).



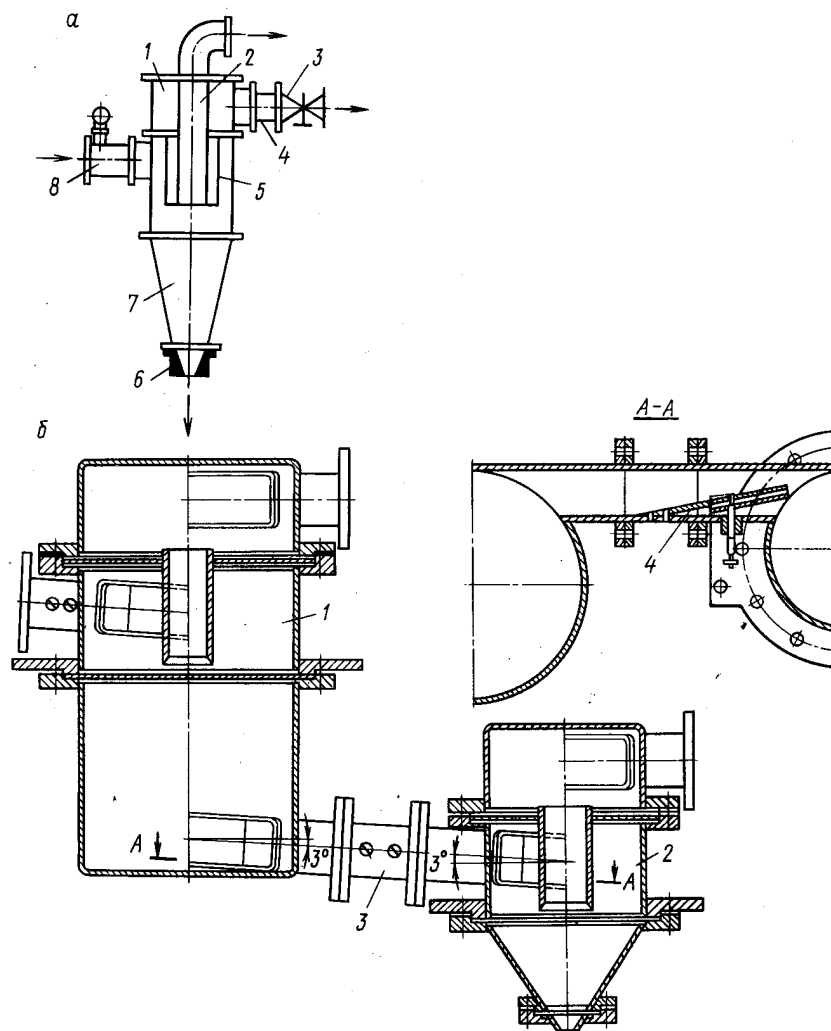


Рис. 1.12. Трехпродуктовые гидроциклоны:

*a* – с двойным сливным патрубком: 1 – цилиндр; 2 – сливной патрубок; 3 – задвижка; 4 – труба; 5 – промпродуктовый патрубок; 6 – песковая насадка; 7 – корпус; 8 – питающий патрубок; *б* – каскадный гидроциклон: 1 – первая ступень; 2 – вторая ступень; 3 – переходный патрубок; 4 – шарнирный клапан

В случае, если требуется большая производительность классификации по исходной пульпе, которая не может быть обеспечена одним гидроциклоном, используют *батареи* параллельно работающих гидроциклонов. В этом случае гидроциклоны устанавливают в один или два ряда или по окружности, обеспечивая им одинаковое питание. Для получения трех продуктов батареи гидроциклонов собирают по схеме параллельно-последовательной их работы. В этом случае каждый из батареи параллельно работающих гидроциклонов соединен с гидроциклоном меньшего диаметра, в который поступает слив предыдущего гидроциклона. А вся батарея состоит из двух рядов гидроциклонов: первый ряд гидроциклонов большего диаметра (первая классификация) и второй ряд - гидроциклоны меньшего диаметра.

Для получения тонкого слива ( $d_p = 5-20$  мкм) используют *мультициклоны* - гидроциклоны диаметром 15-20 мм, собранные в одном резиновом блоке (рис. 1.13).

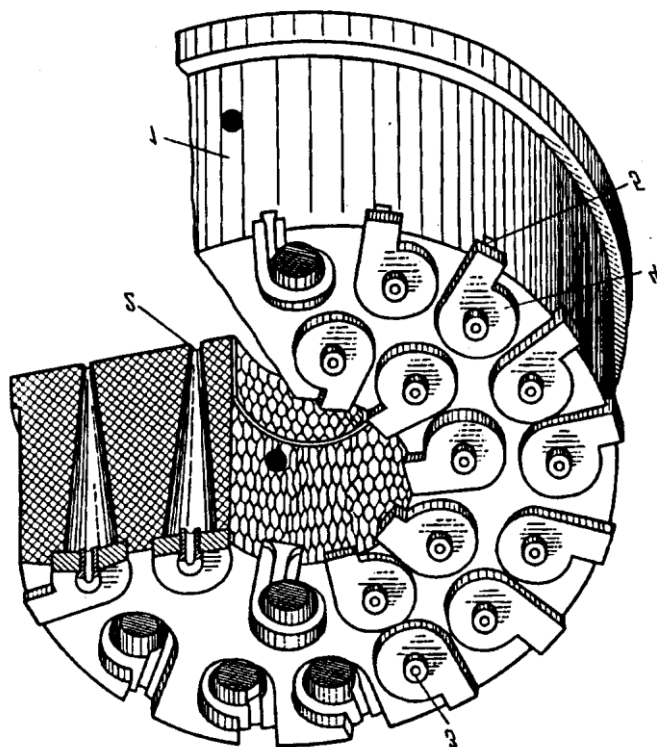


Рисунок 1.13. Батарейный гидроциклон:

1 – корпус; 2 – конус; 3 – сливной патрубков; 4 – крышка; 5 – ввод питания

Классификаторы-гидроциклоны находят широкое применение в схемах измельчения руд для выделения из слива мельниц готовой мелкой фракции, а также в других отраслях промышленности для получения мелких классов крупности. Эти аппараты вытесняют из практики механические классификаторы, так как выгодно отличаются от них простотой конструкции, компактностью и относительно высокой производительностью.

Недостатками гидроциклонов являются:

1. Быстрый износ гидроциклонов, особенно нижней его части и, особенно, пескового отверстия, что приводит к изменению крупности разделения. Для увеличения срока службы гидроциклоны футеруются изнутри резиной, каменным литьем, керамикой, твердыми сплавами и другими износостойчивыми материалами, или их изготавливают целиком из износостойчивых материалов, например, легированного чугуна. Корпус гидроциклона изготавливают составным, состоящим из ряда секций, соединенных болтами, что позволяет менять износившиеся части или заменять в них футеровку. Быстрый износ песковых отверстий требует их замены через 10-15 суток.

2. Для нормальной устойчивой работы гидроциклонов необходимо поддерживать постоянными производительность по питанию, давление пульпы на входе в гидроциклон, плотность и крупность питания. При выполнении этих условий гидроциклон не требует никаких регулировок.

*Выбор и технологический расчет гидроциклонов.*

Производительность гидроциклона по исходному питанию  $Q$  рассчитывается по формуле, м<sup>3</sup>/ч:

$$Q = 5K_D K_\alpha d_{\text{пит}} d_{\text{сл}} \sqrt{g \cdot H}, \quad (6.3)$$

где  $K_D$  - коэффициент, учитывающий диаметр  $D$  гидроциклона

$$K_D = 0,8 + \frac{1,2}{1+10D};$$

для стандартных размеров:

$D$ , м	0,15	0,25	0,36	0,50	0,71	1,0	1,4	2,0
$K_D$	1,28	1,14	1,06	1,0	0,95	0,91	0,88	0,81

$K_\alpha$  - коэффициент, учитывающий угол конусности  $\alpha$  гидроциклона:

$$K_\alpha = 0,79 + \frac{0,044}{0,0374 + \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha}{2}\right)}; \quad \text{при } \alpha = 20^\circ; K_\alpha = 1;$$

при  $\alpha = 10^\circ; K_\alpha = 1,15;$

$d_{\text{пит}}$  и  $d_{\text{сл}}$  – диаметры питающего и сливного патрубков, м,  $H$  - давление пульпы на входе в гидроциклон, Па.

Максимально допустимый диаметр гидроциклона –  $D$  зависит от максимального размера частиц в сливе гидроциклона и от давления пульпы на входе в гидроциклон. Расчет величины  $D_{\text{max}}$  осуществляется по формуле, м

$$D_{\text{max}} = 1,82 \left(\frac{\Delta}{d}\right)^2 d_{\text{max}}^2 (\delta - 1000) \frac{\sqrt{H}}{T}, \quad (6.4)$$

где  $d_{\text{max}}$  - максимальный размер минеральных частиц в сливе, ориентировочно может быть определен по табл. 6.8, м;  $\delta$  - плотность твердого в питании, кг/м<sup>3</sup>;  $H$  - давление пульпы на входе в гидроциклон, Па;  $T$  - содержание твердого в питании гидроциклона, %.

Таблица 1.9.

**Ориентировочная зависимость между содержанием отдельных классов различной крупности и  $d_{\text{max}}$  (для исходной пульпы и слива гидроциклонов)**

Классы, мкм	Содержание классов, %						
-71+0	40	50	60	70	80	90	100
-40+0	24	31,5	39,5	48	58	71,5	80,5
-20+0	13	17	23	26	35	46	55
$d_{\text{max}} \cdot 10^{-6}$ , м	430	320	240	180	140	94	74

Содержание твердого в питании гидроциклона обычно колеблется в диапазоне 30-60 %.

Методика расчета гидроциклонов следующая.

1. Определяется  $D_{\max}$  гидроциклона по формуле (6.4) для трех вариантов:  $H = 4,9 \cdot 10^4$  Па;  $H = 9,81 \cdot 10^4$  Па и  $H = 14,7 \cdot 10^4$  Па.

2. Для каждого варианта по каталогу (табл. 1.10) выбирается диаметр гидроциклона - ближайший меньший.

Таблица 1.10.

**Ориентировочные данные для выбора гидроциклонов.**

Диаметр гидроциклона $D$ , мм	Угол конусности $\alpha$ , градус	Средняя производительность при $H = 0,1$ МПа $Q$ , м <sup>3</sup> /час*	Крупность слива $d_p$ мкм (при $\delta_T = 2,7$ т/м <sup>3</sup> )	Стандартный эквивалентный диаметр питающего отверстия $d_n$ , мм	Стандартный диаметр сливного патрубка $d$ , мм	Диаметр песковой насадки $\Delta$ , мм
15	10	0,15 – 0,3	-	4	5	-
25	10	0,45 – 0,9	-	6	8	-
50	10	1,8 – 3,6	15	12	15	-
75	10	3 – 10	10 – 20	15 – 20	18 – 25	8 – 17
150	10, 20	12 – 30	20 – 50	30 – 40	40 – 50	12 – 34
250	20	27 – 80	30 – 100	65	80	24 – 75
360	20	50 – 150	40 – 150	90	115	34 – 96
500	20	100 – 300	50 – 200	130	160	48 – 150
710	20	200 – 500	60 – 250	160	200	48 – 200
1000	20	360 – 1000	70 – 280	210	260	75 – 300
1400	20	700 – 2000	80 – 300	300	380	150–300
2000	20	1100 – 3800	90 – 330	420	520	250–450

\*С учетом допускаемых изменений  $d$  в пределах  $0,2 D - 0,4 D$ ;  
 $d_n$  – в пределах  $1,0 d - 0,5 d$

3. По формуле (6.3) рассчитывается производительность выбранного гидроциклонов – по каждому варианту.

4. Определяется в каждом варианте необходимое число гидроциклонов  $n = Q_{\text{исх}}/Q_{\text{гц}}$

5. Рассчитывается удельная нагрузка на 1 см<sup>2</sup> площади пескового отверстия. Она должна находиться в пределах 0,5-2 т/ч·см<sup>2</sup> по сухому материалу

6. На основании технико-экономического сравнения выбирается оптимальный вариант.

К механическим центробежным классификаторам относятся осадительные центрифуги. Для классификации применяются шнековые осадительные центрифуги (рис. 1.14), когда требуется получить весьма тонкий слив.

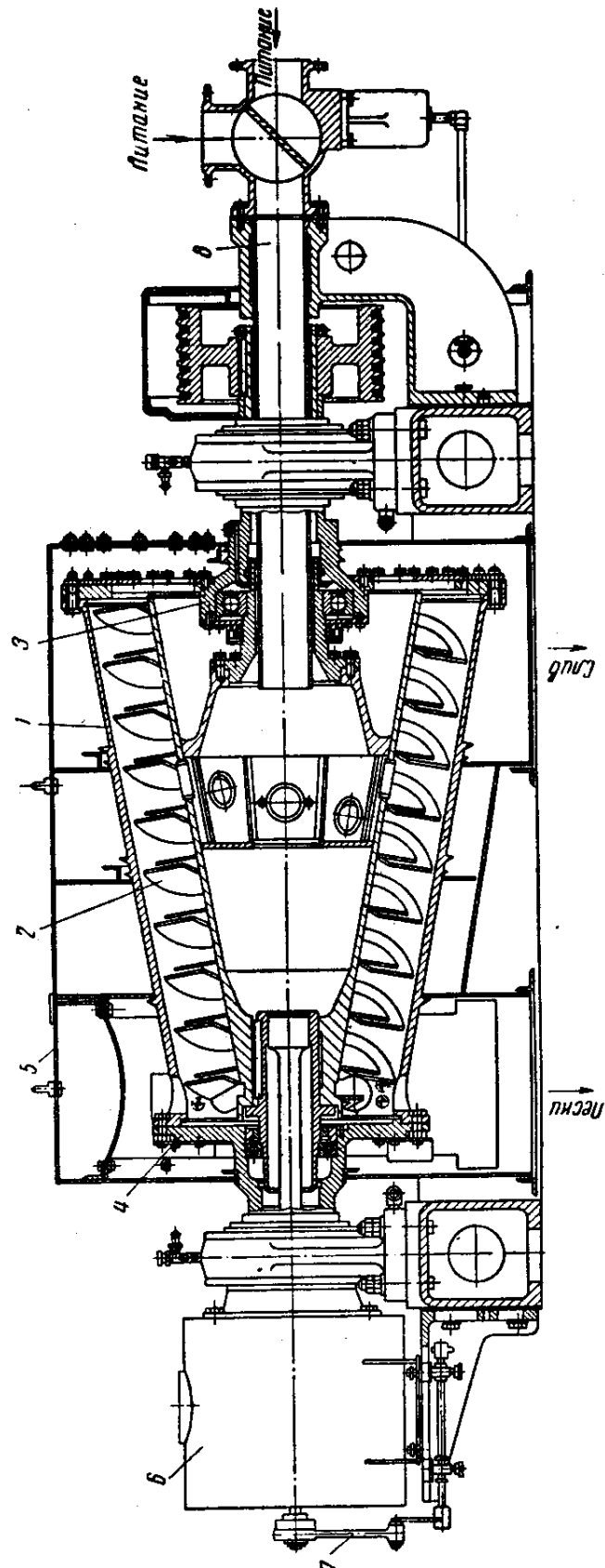


Рис. 1.14. Осадительная центрифуга:

1 – ротор конический; 2 – шнек; 3 и 4 - цапфы; 5 – корпус; 6 – редуктор;  
7 – регулятор оборотов ротора; 8 – питающий полый вал

Крупность разделения в центрифугах колеблется в пределах 0,005-0,03 мм для руд и 0,04-0,08 для угольных шламов. Влажность осадка при классификации угольных шламов составляет 24–30 %. При классификации рудных пульп она несколько меньше.

### **Схемы классификации**

В случаях, когда для классификации измельченного продукта используются двухпродуктовые классификаторы, например, гидроциклоны, а требуется разделить исходный продукт на несколько классов, то собирается схема последовательно установленных классификаторов. В этом случае в каждом последовательно установленном аппарате получают только один готовый класс – пески, а слив поступает на классификацию в последующий аппарат, и только в последнем аппарате получают два готовых класса. Если для этой цели используются гидроциклоны, то для получения более “чистых” классов каждый гидроциклон должен иметь свой насос, подающий пульпу в гидроциклон под постоянным напором.

Для получения чистого слива, не содержащего значительного количества зерен крупнее заданной крупности разделения, слив классификации подвергают повторной классификации с относительно небольшим выходом песковой фракции, которая может быть самостоятельным продуктом или возвращаться в первую операцию классификации как циркуляционный продукт.

Для получения чистых песков, не содержащих мелкие частицы, пески первой классификации с содержанием твердого 60-80 % разбавляются водой и подвергаются повторной классификации. Повторная классификация может быть многократной, но в этом случае сливы подвергаются сгущению, после чего они могут возвращаться в виде циркуляции в первую операцию классификации.

### **Контрольные вопросы:**

1. Какие формулы технологических показателей обогащения?
2. Какова формула степени сокращения?
3. Как вычислить степень обогащения руды?

## ЛЕКЦИЯ №6

### Тема: Фракционный анализ

#### План:

1. Фракционный анализ
2. Проведение фракционного анализа

*Ключевые слова:* гравитационные процессы, отсадка, фракционный анализ, обогащение в тяжелых средах, обогащение в легких средах, всплывшие продукты, утяжелители, устойчивость, вязкость, регенерация

**Основная характеристика.** Фракционным анализом называют разделение полезного ископаемого на фракции различной плотности с целью определения характеристики его обогатимости. Под характеристикой обогатимости понимают количественное и качественное соотношение фракций различной плотности в полезном ископаемом.

Фракционному анализу подвергают различные классы крупности. В качестве разделительных сред используют водные растворы минеральных солей, органические жидкости, суспензии.

Анализ полезных ископаемых крупностью до 1 мм проводят в статических условиях разделения с применением небольших емкостей со средами различных плотностей, а крупностью менее 1 мм-в динамических условиях разделения с применением центрифуг ЦЭ-3.

Перед фракционным анализом угля отбираются пробы от отдельных классов крупности:

Размер наибольшего куска, мм 100 50 25 13 6,3 1 0,5

Наименьшая масса пробы, кг 100 50 25 13 6,3 1 0,5

Каждую пробу перед расслоением обесшламливают промывкой водой на сите с отверстиями 0,5 мм. Для расслоения проб угля используют тяжелые жидкости, плотность которых более  $1000 \text{ кг/м}^3$ , а именно 1300, 1400, 1500, 1600, 1800  $\text{кг/м}^3$  и реже 2000, 2200  $\text{кг/м}^3$ .

Фракционный анализ угля крупностью менее 1 мм проводят в следующей последовательности. Пробу угля массой 0,08-0,1 кг делят на четыре равные части, каждую из которых засыпают в отдельную пробирку, заливают тяжелой жидкостью ( $80-90 \text{ см}^3$ ) плотностью  $1300 \text{ кг/м}^3$  и тщательно перемешивают для полного смачивания угля. Каждую пробирку взвешивают, массу пробирок с углем и тяжелой жидкостью уравнивают, добавляя тяжелую жидкость одинаковой плотности. Пробирки вместе с содержимым помещают в гильзы центрифуги ЦЭ-3 и центрифугируют в течение 5 мин при частоте вращения ротора центрифуги  $3000 \text{ мин}^{-1}$ .

После выгрузки из пробирок всплывшие и потонувшие фракции промывают, высушивают и взвешивают. Последовательность операций с другими фракциями (потонувшими) аналогична операциям с углем в тяжелой жидкости плотностью  $1300 \text{ кг/м}^3$ .

Для расслоения руд пользуются тяжелыми жидкостями и суспензиями плотностью 2400, 2700, 3000, 3500, 3700, 4000, 4200  $\text{кг/м}^3$ . Схема проведения фракционного анализа показана на рис. 1.3.

В приготовленные жидкости или суспензии с помощью сетчатого бачка последовательно погружают пробу порциями не более 10 кг, каждый раз снимая и отделяя сетчатым черпаком всплывшие на поверхность легкие фракции. Число фракций составит  $n+1$ , где  $n$  - число жидкостей или суспензий. Полученные фракция промывают водой, высушивают, взвешивают, подвергают разделке, после чего направляют на химический анализ для определения содержания золы (уголь) или ценного компонента (руда).

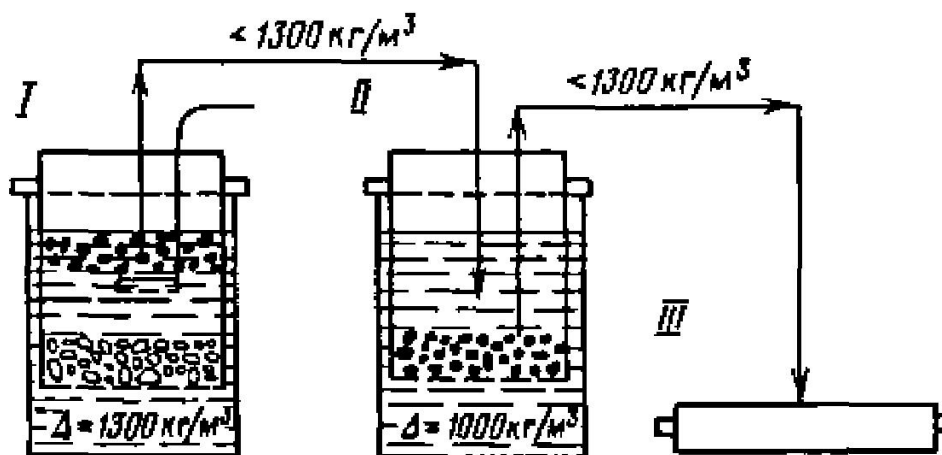


Рис. 1.15. Схема производства фракционного анализа:

*I* - емкость с тяжелой жидкостью плотность  $1300 \text{ кг/м}^3$ ;

*II* - емкость с водой

*III* - приемник для всплывшей фракции плотностью  $1300 \text{ кг/м}^3$

На основании данных о массе и качестве фракций составляют таблицы, а затем строят кривые обогатимости.

Метод обработки данных фракционного анализа показан на конкретном примере фракционного анализа угля класса  $-25+13 \text{ мм}$ , выход которого составляет 12,5% исходной пробы, и продуктов обогащения этого класса крупности в отсадочной машине (табл. 1.11). Графы 7, 8, 9 являются вспомогательными, они необходимы для расчета суммарных процентов зольности по всплывшим и потонувшим фракциям (графы 11, 13). Суммарный выход всплывших фракций (графа 10) вычисляют суммированием цифр графы



4 сверху вниз, а суммарный выход потонувших фракций (графа 12)- суммированием цифр этой же группы снизу вверх.

Таблица 1.11.

**Результаты фракционного анализа угля класса -25+13 мм и продуктов обогащения (концентрата и породы) отсадкой**

Плотность, кг/м <sup>3</sup>		Выход			Зольность, %	Произведение цифр граф 4 и 6	Суммарные произведения	
фракций	средняя	от класса		от исходной пробы, %			сверху вниз по графе 7	снизу вверх по графе 7
		кг	%					
1	2	3	4	5	6	7	8	9
<1300	1270	12,60	50,09	6,30	5,0	250,45	250,45	1832,35
1300-1400	1350	5,20	20,83	2,60	7,0	145,90	396,35	1581,90
1400-1500	1450	1,26	5,02	0,63	10,0	50,20	446,55	1436,00
1500-	1550	0,54	2,27	0,27	20,0	45,40	491,95	1385,80
1600-1800	1700	0,96	3,94	0,48	30,0	118,20	610,15	1340,40
1800-2000	1900	0,64	2,58	0,32	40,0	103,20	713,35	1222,20
2000-2200	2100	0,72	2,91	0,36	65,0	189,00	902,35	1119,00
>2200	2400	3,08	12,36	1,54	75,0	930,00	1832,35	930,00
Итого	-	25,0	500,0	12,5	18,32	1832,35	-	-

Суммарные, %		Результаты расслоения, %						Расчетный фракционный состав или эквивалентное исходное, %	Распределительные числа, %	
Всплывшие фракции		Утонувшие фракции		Выход фракции концентрата		Выход фракции породы			Для кривой концентрата	Для кривой породы
выход	Зольность	выход	Зольность	от концентрата	от исходного	от породы	от исходного			
10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
50,09	5,00	100,0	18,32	58,53	50,09	0	0	50,09	100	0
70,92	5,60	49,91	31,80	24,34	20,83	0	0	20,83	100	0
75,94	5,90	29,08	49,10	5,87	5,02	0	0	5,02	100	0
78,21	6,30	24,06	57,50	2,65	2,27	0	0	2,27	100	0
82,15	7,40	21,79	61,50	4,47	3,83	0,77	0,11	3,94	97,21	2,79
84,73	8,45	17,85	68,80	2,13	1,82	5,29	0,76	2,58	70,54	29,46
87,64	10,15	15,27	73,20	1,17	1,00	13,25	1,91	2,91	34,36	65,64
100,00	18,32	12,36	75,00	0,84	0,72	80,69	11,64	12,36	5,83	94,17
-	-	-	-	100,00	85,58	100,0	14,42	100,0	-	-

Средневзвешенную зольность всплывших фракций (графа 11) вычисляют делением суммы произведений сверху (графа 8), расположенных выше данной строки, на суммарный выход всплывших фракций (графа 10).

Аналогично рассчитывают цифры графы 13 делением цифр графы 9 на цифры графы 12.

Данные граф 14, 15, 16, 17 заполняют по результатам фракционных анализов концентрата и породы, выход которых соответственно  $v_k = 85,58\%$ , а  $v_n = 14,42\%$ , следовательно  $v_k + v_n = 100\%$ .

Данные графы 18 рассчитывают по данным граф 15 и 17 суммированием. В результате расчета получают расчетный состав или эквивалентное исходное.

В табл. 1.11 приведены результаты фракционного состава эквивалентного исходного, совпадающего с результатами реального исходного класса -25+13 мм ( см. графы 18 и 4). Фактически всегда имеет место некоторое расхождение результатов вследствие неточности опробования продуктов обогащения и проведения фракционного анализа.

Данные граф 19 и 20 представляют собой распределительные числа, необходимые для изображения результатов разделения материала в обогатительном аппарате в виде кривой распределения.

Числовые значения графы 19 рассчитывают делением данных графы 15 на данные графы 18, аналогично числовые значения графы 20 рассчитывают делением данных графы 17 на данные графы 18,

**Распределительное число** представляет собой отношение доли отдельной фракции в продукте обогащения к доле одноименной фракции в исходном продукте.

Если фракция плотностью 1500-1600 кг/м<sup>3</sup> полностью перешла в концентрат, то ее распределительное число для концентрата составляет 100%, а для породы-0%.

Фракция плотностью 1600-1800 кг/м<sup>3</sup> при содержании ее в исходном, равном 3,94%, в процессе обогащения в отсадочной машине распределилась между концентратом и породой так, что в концентрате ее содержится 3,83% исходного, а в породе - 0,11% исходного.

*Распределительные числа* показывают, в каком соотношении произошло это распределение:

$$T_k = \frac{3,83}{3,94} 100 = 97,21\% \text{ (перешло в концентрат);}$$

$$T_n = \frac{0,11}{3,94} 100 = 2,79\% \text{ (перешло в породу),}$$

Числа 97,21 и 2,79 являются разделительными, или распределительными.

Аналогично рассчитывают распределительные числа для других

фракций:  $T_k + T_n = 100\%$ .

По результатам фракционных анализов строят *кривые обогатимости* (рис. 1.16) и *распределения* (рис. 1.17).

Кривую  $\lambda$ , называемую кривой распределения зольности по элементарным слоям в зависимости от выхода фракций определенной плотности, строят по данным граф 4 и 6 (см. табл. 1.11). Каждую ординату построенных прямоугольников делят пополам и через точки на серединах проводят плавную кривую  $\lambda$ .

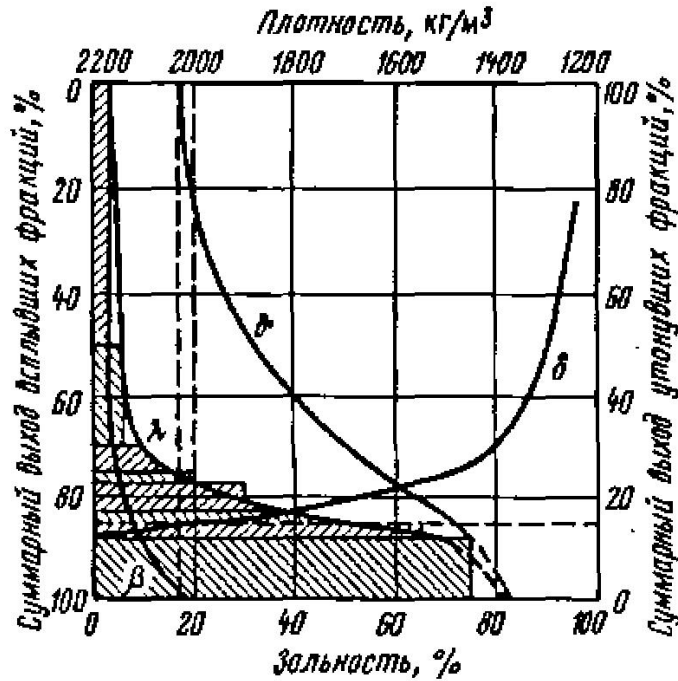


Рис. 1.16. Кривые обогатимости

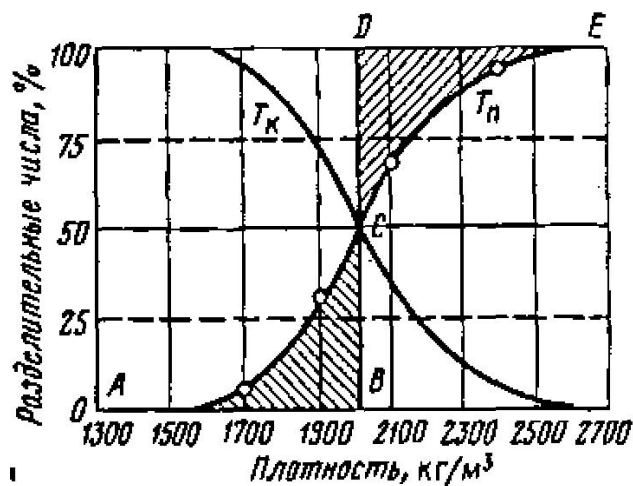


Рис. 1.17. Кривые распределения:

$T_k$ -для концентрата;  $T_n$  - для породы

Кривая  $\beta$  показывает зависимость между суммарным выходом

всплывших фракций (концентрата) и содержанием в них золы; ее строят по данным граф 10 и 11.

Кривая  $v$  показывает зависимость между суммарным выходом потонувших фракций (породы) и содержанием в них золы; ее строят по данным граф 12 и 13.

Кривая  $\delta$  показывает зависимость между суммарным выходом всплывших фракций и плотностью разделения; ее строят по данным граф 1 и 10. При построении кривых обогатимости необходимо помнить, что:

- конечная точка кривой  $\varepsilon$  и начальная точка кривой  $v$  должны лежать на прямой, параллельной оси ординат и проходящей через точку на оси абсцисс, которая соответствует зольности исходной пробы угля (в нашем примере 18,32%);

- начальные точки кривых  $\beta$  и  $\lambda$ , а также конечные точки кривых  $\lambda$  и  $\eta$  должны совпадать;

- площади треугольников, отсекаемых при построении кривой  $\lambda$  в пределах каждой фракции, должны быть равны.

Начальные и конечные точки кривых обогатимости отражают зольности в верхнем и нижнем элементарных слоях или зольности соответственно чистого куска угля плотностью  $1240 \text{ кг/м}^3$  и зольностью 3% и чистого куска породы плотностью  $2600 \text{ кг/м}^3$  и зольностью 82%.

Площадь, ограниченная кривой  $\lambda$  снизу, указывает на долю золы, находящейся в исходном угле, а площадь выше кривой  $\lambda$  - долю сухой безугольной массы в исходном угле.

По кривым обогатимости возможно решение целого ряда практических задач;

- определение теоретических выходов и зольностей продуктов обогащения;

- определение характеристики обогатимости по содержанию промежуточных фракций, плотность которых близка к граничной плотности;

- сравнение обогатимости классов крупности углей различных пластов и шахт, руд различных рудников и участков месторождения.

Уголь, состоящий из чистых легких угольных частиц и тяжелых частиц породы легко разделяется. Значительно труднее разделить частицы, близкие по плотности. Если, например, разделение проводится по плотности  $1500 \text{ кг/м}^3$ , то в идеальном случае ни одна частица плотностью более  $1500 \text{ кг/м}^3$  не должна попасть в концентрат (всплывший продукт), а частицы *плотностью менее*  $1500 \text{ кг/м}^3$  - в породу (потонувший продукт).

В реальных условиях этого достигнуть невозможно. Однако, чем меньше частиц, плотность которых близка (выше или ниже) к плотности  $1500 \text{ кг/м}^3$ ,

тем результаты обогащения ближе к идеальным.

Считают, что чем меньше выход фракций  $1400-1600 \text{ кг/м}^3$  ( $\pm 100 \text{ кг/м}^3$  по отношению к выбранной плотности  $1500 \text{ кг/м}^3$ ), тем легче обогатимость угля.

Характеристика обогатимости иллюстрируется следующими данными:

Выход промежуточных фракций, %: Обогатимость:

0-7	Легкая
7-10	Средняя
10-15	Трудная
15-20	Очень трудная
20-25	Исключительно трудная
25	Сверхтрудная

Характеристику обогатимости определяют также по очертанию кривой  $\lambda$ . Чем более пологий вид кривой  $\lambda$ , тем легче обогатимость полезного ископаемого, и, наоборот, чем более крутой вид кривой  $\lambda$ , приближающийся к наклонной линии к оси абсцисс, тем труднее обогатимость.

Определение эффективности процесса обогащения путем сравнения теоретически возможных результатов обогащения с практическими.

Эффективность процесса определяют по кривым распределения, которые строятся по данным граф 19 и 20.

Метод оценки эффективности обогащения по кривым распределения носит название метода Тромпа-Терра. Кривая распределения строится в координатах, на оси абсцисс которых откладывают среднюю плотность фракций, а по оси ординат - разделительные числа.

Кривые распределения концентрата и породы симметричны и пересекаются в точке, ордината которой соответствует разделительному числу 50%.

По кривой распределения определяют плотность разделения, соответствующую разделительному числу 50% (для нашего примера плотность разделения  $2000 \text{ кг/м}^3$ ). Другими словами, *плотность разделения* есть плотность, при которой соответствующая ей бесконечно узкая фракция распределяется равными долями между двумя продуктами обогащения.

При идеальных условиях разделения по плотности  $2000 \text{ кг/м}^3$  все фракции плотностью менее  $2000 \text{ кг/м}^3$  перешли бы в концентрат, а фракции более  $2000 \text{ кг/м}^3$  - в породу, тогда кривая распределения превратилась бы в ломаную линию *ABCDE*. Практически же кривая распределения есть плавная линия, которая на поле чертежа отсекает площадь *ABC*, показывающую, какая часть суммарной фракции плотностью от  $1240$  до  $2000 \text{ кг/м}^3$ , выраженная в процентах от этой фракции, перешла в породу, и площадь *CDE*,

показывающую выход фракции плотностью от 2000 до 2600 кг/м<sup>3</sup> (в процентах от этой фракции), в концентрат.

Следовательно, чем круче кривая распределения, тем точнее происходит разделение в обогащательном аппарате.

Условно считают *вероятным отклонением* от теоретических условий разделения полуразность между абсциссами (плотностями) точек кривой распределения, соответствующих ординатам (распределительным числам) 25 и 75%;

$$E_{pm} = (\Delta_{75} - \Delta_{25}) / 2$$

где,  $E_{pm}$  - вероятное отклонение от теоретических условий разделения;

$\Delta_{75}$  - плотность, соответствующая распределительному числу 75% ( $\Delta_{75} = 2190$  кг/м<sup>3</sup>);  $\Delta_{25}$  - то же, 25% ( $\Delta_{25} = 1880$  кг/м<sup>3</sup>).

Для нашего примера  $E_{pm} = 155$  кг/м<sup>3</sup>.

Иногда пользуются коэффициентом несовершенства процесса ( $I$ ):

$$I = E_{pm} / (\Delta_p - 1000)$$

$$I = 155(2000 - 1000) = 0,155,$$

где  $\Delta_{75}$  - плотность разделения.

Чем меньше значения величин  $E_{pm}$  и  $I$ , тем выше точность разделения в обогащательном аппарате, а, следовательно, выше эффективность обогащения.

Для определения *эффективности обогащения* руд или максимального значения технического эффекта пользуются формулой

$$E = 100 \frac{\nu(\beta - \varepsilon)}{\alpha(100 - \alpha)}$$

где  $E$  — эффективность обогащения, %;  $\nu$  - выход концентрата, %;  $\beta$  - содержание ценного компонента в концентрате, %;  $\alpha$  - содержание ценного компонента в исходном продукте, %.

Изучение фракционного анализа только одного или нескольких классов крупности угля в отдельности (в нашем примере класса -25 + 13 и -1,0 мм) не дает полного представления о характеристике обогатимости угля шахты или месторождения в целом. Для получения данных о характеристике обогатимости угля шахты или месторождения проводят фракционный анализ всех классов угля, подвергнутого рассеву на ситах в соответствии с ГОСТ; чаще всего принимают набор сит с модулем, равным двум или с размером отверстий сит 100, 50, 25, 13, 6, 3, 1 мм, а затем рассчитывают таблицы и строят суммарные кривые обогатимости, показывающие распределение золы по фракциям всех классов данного угля и отражающие фракционный анализ угля шахты или месторождения, на основе которого рассчитывают теоретический баланс продуктов обогащения, т.е. выход, зольности

концентрата, промежуточного продукта и отходов.

Что касается фракционного анализа руд и продуктов их обогащения, эффективности процесса обогащения, то они выполняются, как и для угля.

**Контрольные вопросы:**

1. Какие различия в свойствах минералов используются при обогащении в тяжелых средах?
2. Что называют фракционными анализом?
3. Как построится кривой обогатимости?
4. Какие типы технологических схем Вы знаете?
5. Что такое распределительное число?
6. Что означает эффективность обогащения?
7. Что означает концентрат?
8. Какие характеристики можно получить, следуя технологическим схемам?

## ЛЕКЦИЯ №7

### Тема: Обогащения руд в тяжелых суспензиях

#### План:

1. Обогащения руд в тяжелых суспензиях.
2. Приготовление и регенерация суспензии

*Ключевые слова:* гравитационные процессы, отсадка, фракционный анализ, обогащение в тяжелых средах, обогащение в тяжелых средах, всплывшие продукты, утяжелители, устойчивость, вязкость, регенерация

#### Обогащения руд в тяжелых суспензиях

Процесс обогащения в тяжелых средах основан на разделении смеси зерен по плотности в гравитационном или центробежном полях в среде, плотность которой – промежуточная между плотностями разделяемых частиц. Минералы меньшей плотности, чем среда, всплывают, а более тяжелые – тонут. Происходит разделение на легкие (*всплывшие*) продукты. В качестве тяжелых сред можно использовать тяжелые органические жидкости, водные растворы тяжелых солей и тяжелые суспензии, представляющие собой взвеси в воде тонкодисперсных частиц тяжелого минерала (*утяжелителей*). Хорошо перемешанная взвесь, образующая суспензию, обладает некоторыми свойствами, близкими к свойствам однородной тяжелой жидкости (например, вязкость, текучесть, устойчивость).

Тяжелые органические жидкости и растворы солей не нашли промышленного применения из-за высокой стоимости, трудности регенерации (восстановления), токсичности и т.д. Широкое применение распространение получил метод обогащения в тяжелых суспензиях.

*Устойчивость* суспензии является одним из важнейших свойств, влияющих на точность разделения минеральных частиц в процессе обогащения. Под устойчивостью суспензии понимается ее способность сохранять постоянную плотность во времени и в различных по высоте слоях. Устойчивость суспензии определяется скоростью осаждения твердой фазы и зависит от крупности частиц утяжелителя, их плотности, объемного содержания утяжелителя в суспензии, ее температуры.

Повышение устойчивости суспензии достигается подбором утяжелителей определенного состава, отличающихся высокой степенью устойчивости; созданием восходящих или горизонтальных потоков суспензии; механическим перемешиванием суспензии; добавлением в суспензию веществ-стабилизаторов, препятствующих осаждению частиц утяжелителя.



**Вязкость** суспензии или внутреннее трение характеризует сопротивление относительно движению ее элементарных слоев. Существенное влияние на вязкость суспензии оказывает крупность частиц утяжелителя (гранулометрический состав) и объемная его концентрация в суспензии. Чем крупнее частицы утяжелителя, тем меньше вязкость суспензии и выше ее подвижность при одной и той же плотности.

Приготовление суспензии заключается в дроблении, измельчении, классификации утяжелителя (или использование утяжелителя уже в готовом виде), смешивании в специальном смесителе утяжелителя с водой в заданной пропорции, транспортировании приготовленной суспензии к суспензионным сепараторам.

Длительная эксплуатация тяжелосуспензионных установок приводит к загрязнению суспензии мелкими частицами обогащаемого материала. Для восстановления первоначальных свойств суспензии ее подвергают **регенерации** (восстановлению) с последующим возвращением в процесс. В процессе регенерации происходит отделение суспензии от продуктов обогащения и отмывка частиц суспензии с поверхности кусков материала, удаление загрязняющих примесей и выделение утяжелителя. Характер последней операции зависит от свойств утяжелителя и производится магнитной сепарацией (если утяжелитель обладает магнитными свойствами), флотацией, концентрацией на столах, гидравлической классификацией или комбинированным способом.

Обогащение в тяжелых суспензиях применяют обычно для удаления пустой породы перед тонким измельчением руд, удаления пустой породы из энергетических углей, обогащения труднообогатимых углей для целей коксования.

Обогащение полезных ископаемых в тяжелых суспензиях характеризуется высокой эффективностью процесса (практические показатели обогащения очень близки к теоретическим), простотой конструкции сепараторов и высокой их производительностью, нечувствительностью процесса к изменениям, производительности и качества исходного материала.

Обогащение полезных ископаемых в тяжелых средах основано на разделении минеральной смеси по их плотности. Минералы меньшей плотности, чем плотность тяжелой среды, всплывают в ней, а более тяжелые - погружаются, вследствие чего происходит разделение на всплывший (легкий) и потонувший (тяжелый) продукт.

Процесс обогащения в суспензиях освоен на углеобогатительных фабриках Донбасса, Карагандинского и Кузнецкого бассейнов, на обогатительной фабрике Донского горно-обогатительного комбината для

обогащения хромовых руд, обогатительной фабрике «Дарквсти» Чиатурского комбината для обогащения марганцевых руд, Зыряновском и Краснореченском комбинатах для обогащения полиметаллических руд, Текелийском свинцово-цинковом комбинате, ПО «Каратау» для обогащения фосфоритовых руд. Предполагается широкое внедрение суспензионного процесса для обогащения горнохимического сырья, окисленных железистых кварцитов Кривбасса, хромовых руд Южно-Кемпирсайского месторождения, полиметаллических руд алтайских и среднеазиатских месторождений.

Перспективно применение суспензионного метода обогащения для переработки окисленных крупновкрапленных гидрогематит-мартитовых руд, россыпных руд и их смесей, а также крупнозернистых промежуточных продуктов промывочно-обогатительных фабрик и разубоженных руд шахтной добычи, в этом случае возможно произвести замену селективной добычи руды более экономичной массовой добычей с включением выемки боковых пород при разработке маломощных рудных месторождений.

#### **Приготовление и регенерация суспензии**

В качестве утяжелителей для приготовления суспензий используют естественные и искусственные тяжелые минералы. В табл. 1.12 приведена характеристика некоторых утяжелителей, применяемых для приготовления суспензий.

Таблица 1.12.

#### **Характеристика утяжелителей**

Утяжелитель	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Максимальная плотность суспензии, кг/м <sup>3</sup>	Твердость по шкале Мооса
Барит (BaSO <sub>4</sub> )	4400	2200	3-3,5
Пирит (FeS <sub>2</sub> )	5000	2500	6-6,5
Пирротин (Fe <sub>n</sub> S <sub>n+1</sub> )	4600	2300	3,5-4,5
Магнетит (Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> )	5000	2500	5,5-6,5
Арсенопирит (FeAsS)	6000	2800	5,5-6,0
Галенит (PbS)	7500	3300	2,5
Ферросилиций измельченный (15 % Si; 85 % Fe)	6900	3100	7,0
Ферросилиций гранулированный (15 % Si; 85 % Fe)	6900	3500-3800 при 90 % сфер	7,5

В качестве утяжелителей могут применяться искусственные минералы: колошниковая пыль, железная окалина и др. Наиболее часто применяют для приготовления суспензий магнетит и ферросилиций – сплав кремния с железом, которые обладают относительно высокой плотностью и твердостью.

По данным практики объемное содержание утяжелителя в суспензии не должно превышать 40–43 %, так как дальнейшее повышение концентрации утяжелителя приводит к резкому повышению вязкости суспензии и ее структуризации, к увеличению значения предельного напряжения сдвига. На вязкость суспензии существенное влияние оказывает крупность частиц утяжелителя и форма частиц. Наименьшей вязкостью обладают суспензии, состоящие из утяжелителей сферической формы. С уменьшением крупности утяжелителя увеличивается вязкость суспензии и устойчивость ее. Увеличение крупности утяжелителя снижает вязкость суспензии, но ухудшает ее устойчивость. Применяя грубодисперсный утяжелитель (до 0,2-0,3 мм) можно увеличить плотность суспензии, доводя объемное содержание утяжелителя до 45 %, но при этом добавляя реагенты – пептизаторы для улучшения устойчивости суспензии.

В качестве реагентов – пептизаторов используют жидкое стекло, сульфитный щелок, алюминаты, соли жирных кислот и др. Расход реагентов – пептизаторов колеблется в пределах 0,001-0,5 % от массы утяжелителя. Устойчивость суспензии придается также перемешиванием ее, созданием восходящих или горизонтальных потоков суспензии, но перемешивание суспензии и создание потоков ухудшает условия разделения минеральных частиц, поэтому скорость перемещения суспензии в зоне разделения обычно не превышает 0,2 м/с.

В табл. 1.13 приведен гранулометрический состав гранулированного ферросилиция, используемого для приготовления суспензий.

Плотность суспензии определяется по формуле, кг/м<sup>3</sup>

$$\Delta_c = \Omega \delta_{yt} + \theta \cdot 1000 = \Omega (\delta_{yt} - 1000) + 1000, (9.1)$$

где  $\Omega$  и  $\theta$  – объемная концентрация утяжелителя и воды, соответственно;  $\delta_{yt}$  – плотность утяжелителя, кг/м<sup>3</sup>.

Вязкость суспензии определяется вискозиметрами.

Таблица 1.13

### Гранулометрический состав ферросилиция

Классы, мм	Выход классов, %					
	+0,1	0,1-0,074	0,074-0,04	0,04-0,02	0,02-0,01	0,01-0,00
Изготовитель						
Запорожский завод ферросплавов	0,2	4,1	34,0	48,6	12,0	1,1
Германия: мелкий	8,2	8,3	31,5	24,7	10,8	16,5
крупный	24,1	12,9	29,5	18,5	8,3	6,7

Приготовление суспензии сводится к дроблению, измельчению и гидравлической классификации утяжелителя с тем, чтобы получить заданный класс крупности утяжелителя. В отечественной практике обогащения полезных ископаемых часто используют магнетитовые концентраты магнетитообогатительных фабрик. В этом случае, как правило, мелкие концентраты не требуют дополнительного измельчения и классификации, а используются непосредственно для приготовления суспензии. Гранулированный ферросилиций также не требует дополнительной переработки.

Флотационные концентраты барита, пирита, галенита и других минералов могут использоваться непосредственно для приготовления суспензий.

Для предварительного обогащения руды в суспензиях с целью вывода из процесса значительной части пустой породы перед измельчением руды часто используют флотационные концентраты, получаемые из этой же руды, что значительно сокращает расходы на приготовление суспензии.

Непосредственное приготовление суспензии сводится к смешиванию утяжелителя с водой в заранее рассчитанной пропорции.

В процессе работы фабрики суспензия используется многократно. При этом происходит засорение суспензии рудными шламами, окисление и истирание самого утяжелителя. Вследствие этого суспензия изменяет свои свойства – плотность и вязкость. Для поддержания постоянными реологических параметров суспензии ее подвергают *регенерации* – очистке утяжелителя от шламов.

На практике регенерация суспензии осуществляется следующим образом. При разгрузке всплывшей и потонувшей фракций из аппаратов тяжелосреднего обогащения часть суспензии уходит с продуктами обогащения, продукты обогащения вместе с суспензией разгружаются на ситовую поверхность (грохот), в начале которой происходит сброс кондиционной суспензии, которая возвращается в обогатительный аппарат. Затем осуществляют отмывку утяжелителя от продуктов обогащения орошением их водой на грохоте. Подрешетный продукт грохота представляет собой разбавленную, некондиционную суспензию, которая поступает в схему регенерации суспензии. Часть циркулирующей кондиционной суспензии (10-20 %) также постоянно или периодически выводится из циркуляции и направляется в схему регенерации.

Регенерация суспензии включает в себя следующие операции. Сначала – обогащение одним из методов: магнитной сепарацией, флотацией, концентрацией на сотрясательных концентрационных столах, гидравлической классификацией и др. В случае использования для регенерации утяжелителя

магнитной сепарации, получаемый магнитный концентрат (утяжелитель) подвергается размагничиванию. Далее полученный концентрат подвергается сгущению или разбавлению водой до требуемой концентрации утяжелителя в суспензии, и суспензия возвращается в основной процесс.

Таким образом, схема приготовления и регенерации суспензии гораздо сложнее схемы обогащения в тяжелых средах и требует высокой степени контроля и автоматизации всего процесса.

Для регенерации магнетитовой и ферросилициевой суспензии применяют электромагнитные барабанные сепараторы ЭБМ-80/70, ЭБМ-80/250, ленточные ЭЛС-12, магнитные барабанные сепараторы ПБМ-2. Производительность электромагнитных сепараторов по суспензии составляет 200-300 м<sup>3</sup>/ч.

На обогатительные фабрики утяжелители поступают в виде кусков размером от 300 до 25 мм либо в готовом пригодном к употреблению виде. Кусковые утяжелители дробят в одну-две стадии с последующим одностадийным измельчением в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с классификаторами. К кусковым утяжелителям относят: чушковый ферросилиций с кусками размером до 300 мм, штучный свинцовый концентрат, магнетитовую руду крупностью до 25 мм, агломерированную руду крупностью более 25 мм.

Магнетитовый концентрат обычно получают с железорудных обогатительных фабрик в виде порошка, пригодного к использованию без дополнительного измельчения. При использовании гранулированного ферросилиция, пирита, железной окалины, пиритных огарков и др. применяют только их измельчение без предварительного дробления.

Наибольшее распространение в практике получил гранулированный ферросилиций, содержащий 15% кремния, так как при содержании кремния более 15% уменьшается его прочность, а при содержании кремния менее 15% происходит его интенсивное окисление.

Гипромашуглеобогащением разработан комплекс оборудования для автоматического приготовления и транспортирования суспензии (КАПТС) (рис. 1.18.). КАПТС выполняет операции по выгрузке магнетита из вагонов, складированию, автоматическому приготовлению суспензии заданной плотности и транспортированию суспензии к суспензионным сепараторам. Комплекс состоит из грейферного крана, вибрационного грохота для удаления посторонних материалов, бункера, вибропитателя для подачи магнетита в аппарат смешивания магнетита с водой, который работает в автоматическом режиме со всей обогатительной установкой.

Приготовленная суспензия транспортируется по трубопроводу в сборник

кондиционной суспензии. Пополнение системы свежей суспензией производится по сигналам датчиков верхнего и нижнего уровней, установленных в баке кондиционной суспензии.

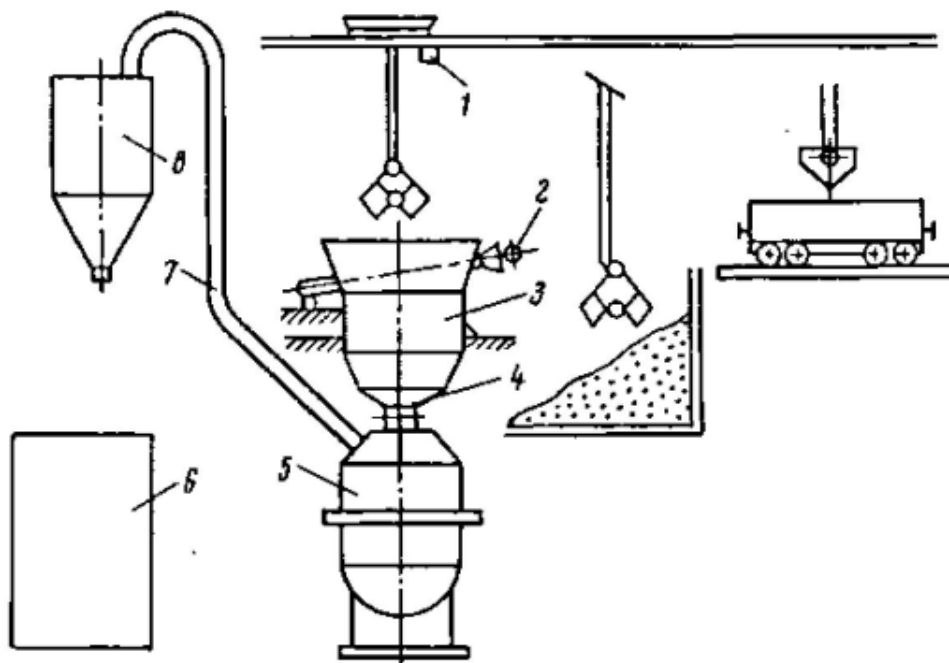


Рис. 1.18. Схема комплекса оборудования для автоматического приготовления и транспортирования суспензии (КАПТС):

1- кран с грейфером; 2 - вибрационный грохот; 3 - бункер; 4 - вибропитатель; 3 - аппарат для приготовления и транспортирования суспензии; 6-станция автоматического управления; 7 - трубопровод; 8 - бак кондиционной суспензии

При необходимости суспензию можно приготавливать в полуавтоматическом режиме или вручную от станции управления.

КАПТС обеспечивает приготовление суспензии плотностью 1200 — 2100 кг/см<sup>3</sup> с подачей на высоту до 25 м. Производительность установки в автоматическом режиме работы -1,5 м<sup>5</sup>/ч.

В процессе длительной эксплуатации суспензионных установок суспензия загрязняется рудными или угольными шламами, в результате чего плотность суспензии уменьшается, повышаются вязкость и начальное сопротивление сдвигу. Реологические свойства суспензии являются приемлемыми для нормальной эксплуатации суспензионных установок, если содержание шлама не превышает 20%. Это обстоятельство приводит к необходимости частичного удаления кондиционной суспензии, обычно в пределах 10-15% в цикл некондиционной суспензии. Для восстановления первоначальных свойств суспензии ее регенерируют (восстанавливают) с

последующим возвращением в процесс.

Регенерация суспензии начинается с дренажа (отделения суспензии от продуктов обогащения) и отмывки утяжелителя от продуктов обогащения.

Дренированная суспензия возвращается в процесс обогащения, а отмывтый утяжелитель вместе с водой, (разбавленная суспензия) направляется в бак некондиционной суспензии, а затем на регенерацию. В зависимости от свойств утяжелителя, используемого в разделительном процессе, регенерация производится: гидравлической классификацией, магнитной сепарацией, флотацией, концентрацией на столах, сгущением и обесшламливанием в конусах или гидроциклонах.

Если утяжелитель обладает магнитными свойствами (магнетит, ферросилиций, окалина и др.), то применяют магнитный способ регенерации суспензии. Галенитовую суспензию регенерируют флотацией и концентрацией на столах. Для комплексных утяжелителей, содержащих магнитные и немагнитные частицы, применяют комбинированные способы регенерации. При регенерации удаляют загрязняющие шламы, которые направляют на обогащение.

Утяжелитель, очищенный от примесей, с водой направляется в уплотнитель-классификатор или сгустительный аппарат, где суспензия с помощью автоматических регуляторов приобретает заданную плотность и направляется в циркуляцию. При магнитном способе регенерации перед возвращением суспензии в циркуляцию ее размагничивают.

Наиболее распространены в практике *два способа регулирования плотности суспензии*, находящейся в циркуляции. Первый способ основан на изменении уровня суспензии в бак с кондиционной суспензии перед сепаратором, с помощью специальных устройств измеряется плотность суспензии. Как только плотность циркулирующей суспензии установится ниже заданной, регулятор, на вход которого поступают сигналы от датчиков плотности суспензии, включает исполнительный механизм, и часть суспензии из бака направляется на регенерацию, в результате чего уровень суспензии в баке понизится. В это время второй исполнительный механизм увеличивает поступление в бак воды для восстановления заданного уровня суспензии. Если разбавление суспензии водой таково, что датчик плотности отметит снижение плотности, исполнительный механизм обеспечит подачу магнетита в мешалку. Этот процесс будет продолжаться до тех пор, пока содержание магнетита в суспензии и ее плотность не достигнут заданного значения.

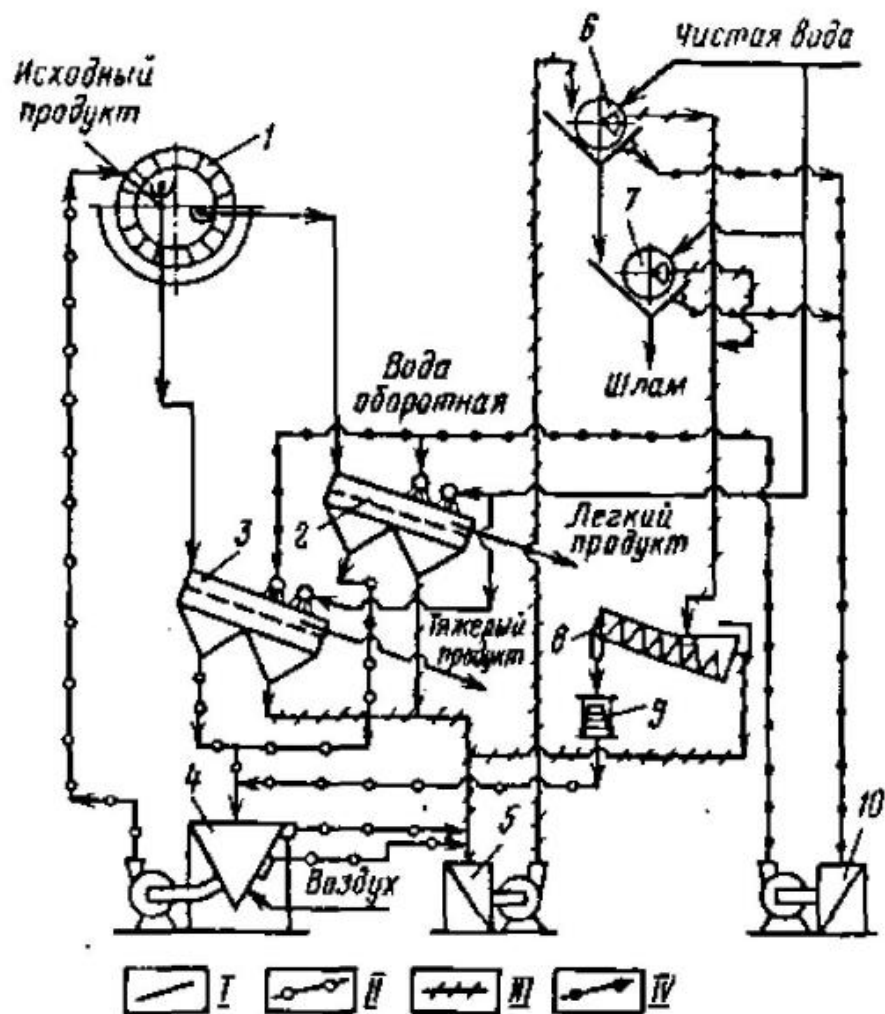


Рис. 1.19. Схема цепи аппаратов цикла регенерации суспензии:

I- поток руды и чистой воды; II-кондиционная суспензии, III-некондиционная суспензия; обратная вода; IV- колесный сепаратор; 2- грохот для отделения суспензии и отмывки легкого продукта от утяжелителя; 3 - грохот для отделения суспензии и отмывки тяжелого продукта от утяжелителя; 4 - бак кондиционной суспензии; 5 - бак некондиционной суспензии; 6, 7 - магнитные сепаратор; 8 - классификатор-уплотнитель; 9 - размагничивающая катушка; 10 – зумпф оборотной воды

Второй способ основан на изменении объема утяжелителя, подаваемого спиралью классификатора-уплотнителя в циркуляцию. Как и при первом способе, специальными устройствами измеряется плотность суспензии. Если плотность суспензии ниже заданной, регулятор включает исполнительный механизм, опускающий вращающуюся спираль в корыто классификатора, в результате чего в магистраль кондиционной суспензии увеличивается подача утяжелителя в виде пескового продукта до достижения заданного значения плотности. Если плотность суспензии выше заданной, регулятор включает исполнительный механизм на подъем вращающейся спирали, что



способствует уменьшению подачи утяжелителя в магистраль до достижения заданной плотности. Таким образом, положение спирали по высоте в классификаторе-уплотнителе определяет плотность суспензии в циркуляции.

Для регенерации магнетитовых или ферросилициевых суспензий применяют электромагнитные барабанные сепараторы ЭБМ-80/170, ЭБМ-80/250, ленточные ЭЛС-12, магнитные барабанные сепараторы ПБМ-2. В первой стадии регенерации (магнитной сепарации) извлекается 97% железа, а во второй-3% железа.

Для угля получили распространение сепараторы ЭБМ-80/170 и ЭБМ-80/250. Их максимальная производительность по суспензии 210- 310 к/ч.

Основные показатели, характеризующие схему регенерации суспензии:

- объем суспензии, находящейся в циркуляции (1-4 м<sup>3</sup>/т обогащаемого продукта);

- при обогащении в сепараторах со статическими условиями разделения (колесные, конусные и т. д.):

а) объем суспензии, уходящей из сепаратора с легким продуктом (3,0-4,5 м<sup>3</sup>/т легкого продукта);

б) объем суспензии, уходящей из сепаратора с тяжелым продуктом (0,1-0,5 м<sup>3</sup>/т тяжелого продукта);

- при обогащении в сепараторах с динамическими условиями разделения (гидроциклоны и др.):

а) объем суспензии, уходящей из сепаратора с легким продуктом (2-3 м<sup>3</sup>/т легкого продукта);

б) объем суспензии, уходящей из сепаратора с тяжелым продуктом (1-1,5 м<sup>3</sup>/т тяжелого продукта);

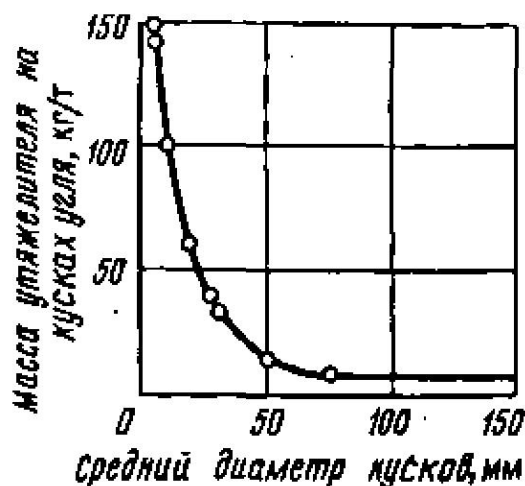


Рис. 1.20. Масса утяжелителя (магнетита), оставшегося на кусках угля

различной крупности

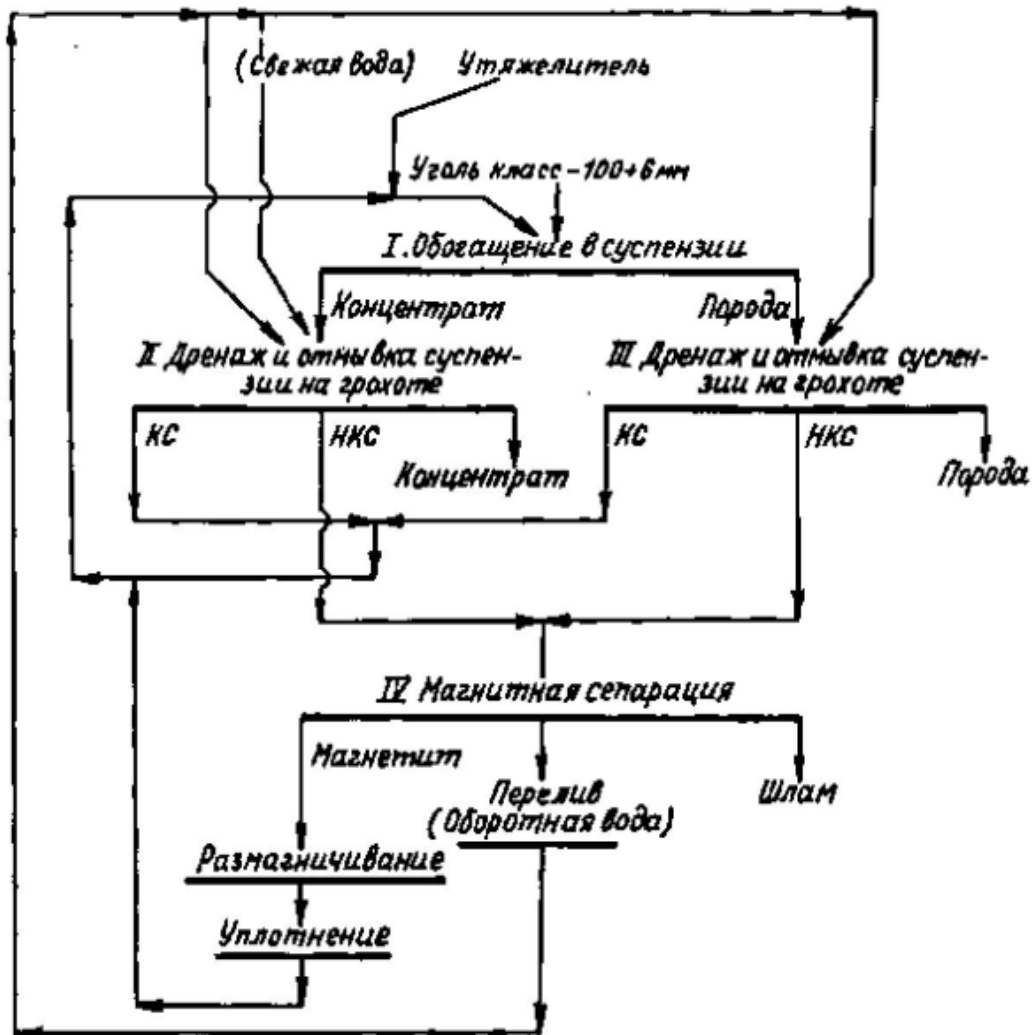


Рис. 1.21. Схема обогащения угля класса  $-100 + 6$  мм в магнетитовой суспензии.

- доля возвращаемой из цикла регенерации в магистраль кондиционной суспензии (10-20% общего объема находящейся в циркуляции). При отсутствии частичного сброса кондиционной суспензии в магистраль некондиционной доля возвращаемой из цикла регенерации суспензии составляет всего 1-1,5% общего объема;

- объем шлама, образующегося в процессе истирания при транспортировке по обогатительным аппаратам, желобам, грохотам и т. д. и направляемого в цикл регенерации (0,8-1,5% общего объема обогащаемого материала);

- объем регенерируемого утяжелителя (15-20% общего объема утяжелителя, находящегося в обороте);

- объем воды, направляемой на отмывку утяжелителя (0,7-1,2 мл/т, в том

числе чистой воды 0,25 м/т продукта);

- масса утяжелителя, поступающего на отмывку с продуктами обогащения после дренажа суспензии (20-50 кг/т исходного продукта);

- потери утяжелителя 200-600 г/т исходного продукта, в том числе: с хвостами магнитного обогащения 50%, легким продуктом обогащения 20%, тяжелым продуктам обогащения 10%, механические потери 20%;

- расход воздуха для барботажа суспензии в баке кондиционной суспензии в период остановки сепаратора и для системы автоматического регулирования плотности суспензии (2,5-4 м<sup>3</sup> воздуха на 1 м<sup>3</sup> суспензии, находящейся в циркуляции); давление воздуха ( $4 \div 7 > 10^5$  Па; давление воды ( $2 \div 2,5 > 10^5$  Па.

### **Контрольные вопросы:**

1. Что называют гравитационными процессами?
2. Какие процессы относятся к гравитационным?
3. Почему гравитационные процессы обогащения считаются экономичными и более простыми методами?
4. Что такое фракционный анализ?
5. Для чего необходимо проведение фракционного анализа?
6. Что называют отсадкой, принцип действия отсадки на полезные ископаемые?
7. Для чего применяют отсадку?
8. Какие машины применяют для процессов отсадки и для каких полезных ископаемых?
9. Какие модели распределения частиц, при отсадке, Вы знаете?
10. Что означает обогащение в тяжелых средах, приведите примеры?
11. Что такое устойчивость, вязкость системы?

## ЛЕКЦИЯ №8

### Тема: Сепараторов для обогащения в тяжелых суспензиях

#### План:

1. Конструкции и принцип работы сепараторов
2. Технологические схемы обогащения в тяжелых средах

*Ключевые слова:* тяжелосредные сепараторы и гидроциклоны, конусные сепараторы, аэролифтная загрузка, трехъярусный сепаратор, барабанный сепаратор

#### Конструкции и принцип работы сепараторов

Разнообразие вещественного состава полезных ископаемых и физико-механические свойства применяемых утяжелителей, необходимость получения высокой точности разделения, высокие требования к компактности размещения оборудования, а иногда и совмещение двух стадий обогащения в одном аппарате обусловили создание множества конструкций тяжелосредных сепараторов, различающихся по следующим основным признакам.

1. По типу применяемых суспензий: гидросуспензионные и аэросуспензионные.
2. По условиям разделения минералов: статические и центробежные.
3. По способу разгрузки тяжелых фракций: гидравлические и механические.
4. По числу выдаваемых продуктов обогащения: двухпродуктовые и трехпродуктовые.

Для обогащения крупнозернистых материалов (крупность более 6 мм) используют сепараторы со статическими условиями разделения.

Для обогащения мелкозернистых материалов (крупность 6-1 мм) применяют аппараты с динамическими условиями разделения - циклоны и центрифуги.

Для обогащения углей крупностью более 6 мм в отечественной практике чаще всего применяют гидросуспензионные механические сепараторы с наклонным элеваторным колесом (тип СК) и с вертикальным элеваторным колесом: двухпродуктовые-СТС-15, СКВ и трехпродуктовые-СТТ, а также гидравлические конусные сепараторы типа ОК (обогащительный конус) различных размеров.

*Сепаратор колесный (СК) работает с магнетитовой суспензией (рис. 1.22).*

Корпус сепаратора служит опорной конструкцией. В нем смонтирована ванна сепаратора 1, в которой происходит разделение рядового угля на

угольную и породную фракции. Всплывший продукт (уголь) удаляется гребковым устройством 3, а потонувшая порода удаляется наклонным элеваторным колесом 2. Около 1/3 расхода суспензии подается вместе с исходным продуктом, а 2/3 общего расхода подается снизу ванны. Таким образом, в ванне сепаратора создаются вертикальный и горизонтальный потоки суспензии, что способствует перемешиванию суспензии и приданию ей устойчивости. Одновременно горизонтальный поток суспензии транспортирует всплывшую фракцию к сливному порогу. Для уменьшения расхода суспензии, уходящей в слив, используется гребковое устройство, перебрасывающее крупные куски угля через сливной порог.

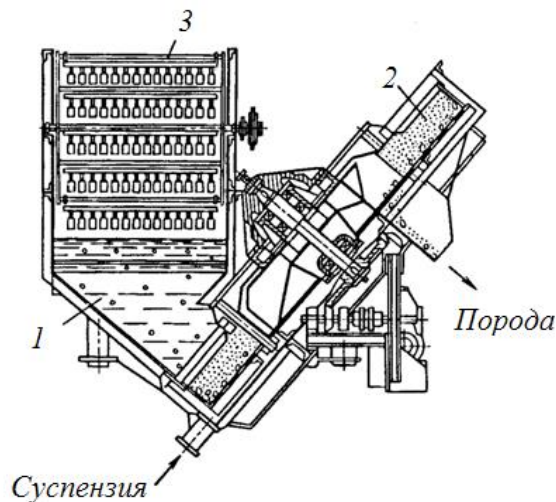


Рис. 1.22. Сепаратор колесный (СК):

1 – ванна сепаратора; 2 – элеваторное колесо; 3 – гребковое устройство

Сепаратор СТС-15 с продольным расположением элеваторного колеса (рис. 1.23) состоит из ванны 1, в которой расположена плотина 2.

Плотина представляет собой перевернутое корыто эллиптической формы. Внутрь плотины подается пульсирующий поток сжатого воздуха для интенсивного перемешивания суспензии в нижней части ванны.

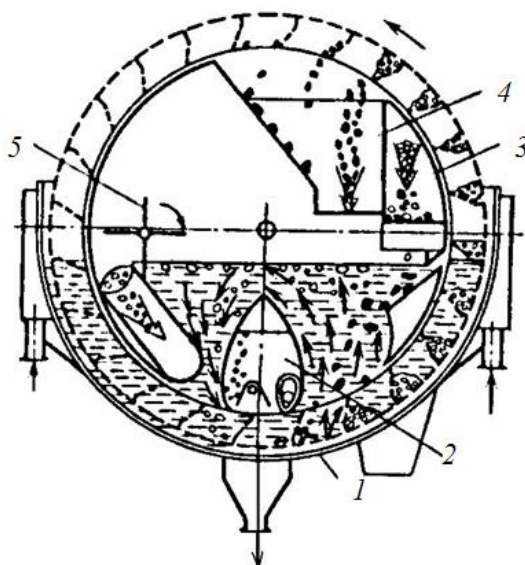


Рис. 1.23. Сепаратор СТС-15 с продольным расположением элеваторного колеса:

1 – ванна; 2 – камера-плотина подачи сжатого воздуха для перемешивания суспензии; 3 – питающий желоб; 4 – желоб для разгрузки тяжелой фракции; 5 – гребковое устройство для разгрузки легкой фракции

Ковши элеваторного колеса, перемещаясь под плотиной, транспортируют суспензию из одной части ванны в другую, создавая восходящий поток суспензии в первой половине ванны (со стороны загрузки исходного), горизонтальный поток над плотиной и нисходящий поток суспензии за плотиной со стороны разгрузки всплывшей фракций.

Циркуляция суспензии вокруг плотины способствует стабилизации суспензии и перемешиванию всплывшей и тонущей фракций, что улучшает технологические показатели сепарации. Всплывшая фракция транспортируется горизонтальным потоком суспензии к сливному порогу, над которым установлено гребковое устройство 5, и разгружается в наклонный желоб, выводящий ее через боковую стенку ванны сепаратора. Потонувшая фракция поднимается ковшами элеваторного колеса вверх и разгружается в наклонный желоб 4.

В сепараторах СКВ (рис. 1.24), в отличие от сепараторов типа СТС-15, суспензия и всплывшая угольная фракция текут вдоль оси элеваторного колеса.

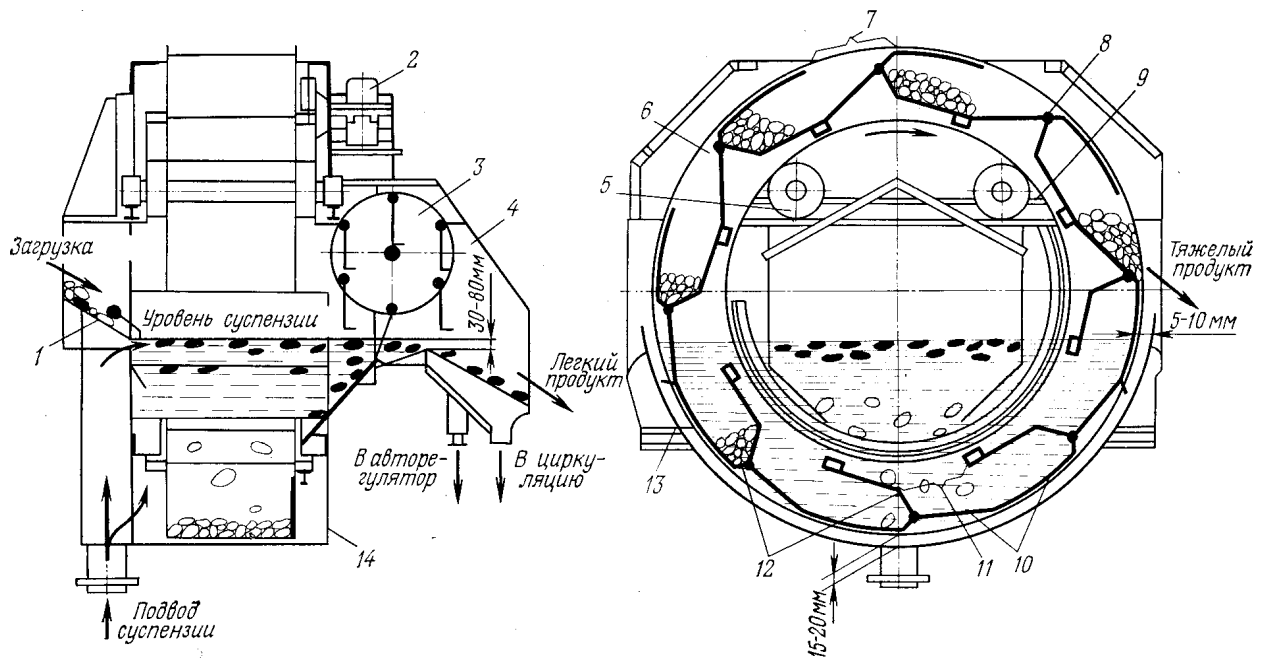


Рис. 1.24. Сепаратор СКВ: 1 – загрузочный желоб; 2 – привод элеваторного колеса; 3 – гребковое устройство; 4 – концентратный желоб; 5 – опорные катки; 6 – элеваторное колесо; 7 – разгрузочное окно; 8 – шарнир поворотной решетки; 9 – опора опорных роликов; 10 – стенки ячейки элеватора; 11 – загрузочное окно; 12 – порода

Элеваторное колесо расположено поперек ванны сепаратора, и разгрузка тяжелой фракции осуществляется сбоку ванны.

Трехпродуктовый сепаратор типа СТТ (рис. 1.25) представляет собой два двухпродуктовых сепаратора с вертикальными элеваторными колесами, состыкованными между собой. В первом сепараторе, работающем с суспензией большей плотности, получают готовую породную фракцию, а всплывшая легкая фракция, представляющая собой смесь угля и промежуточного продукта, гребковым устройством подается в ванну концентратного отделения. В концентратное отделение подается суспензия меньшей плотности, которая разбавляет часть суспензии, приходящей из породного отделения, до требуемой плотности разделения при выделении угля. Плотность суспензий в первом и втором отделениях сепаратора постоянно контролируется и автоматически регулируется.

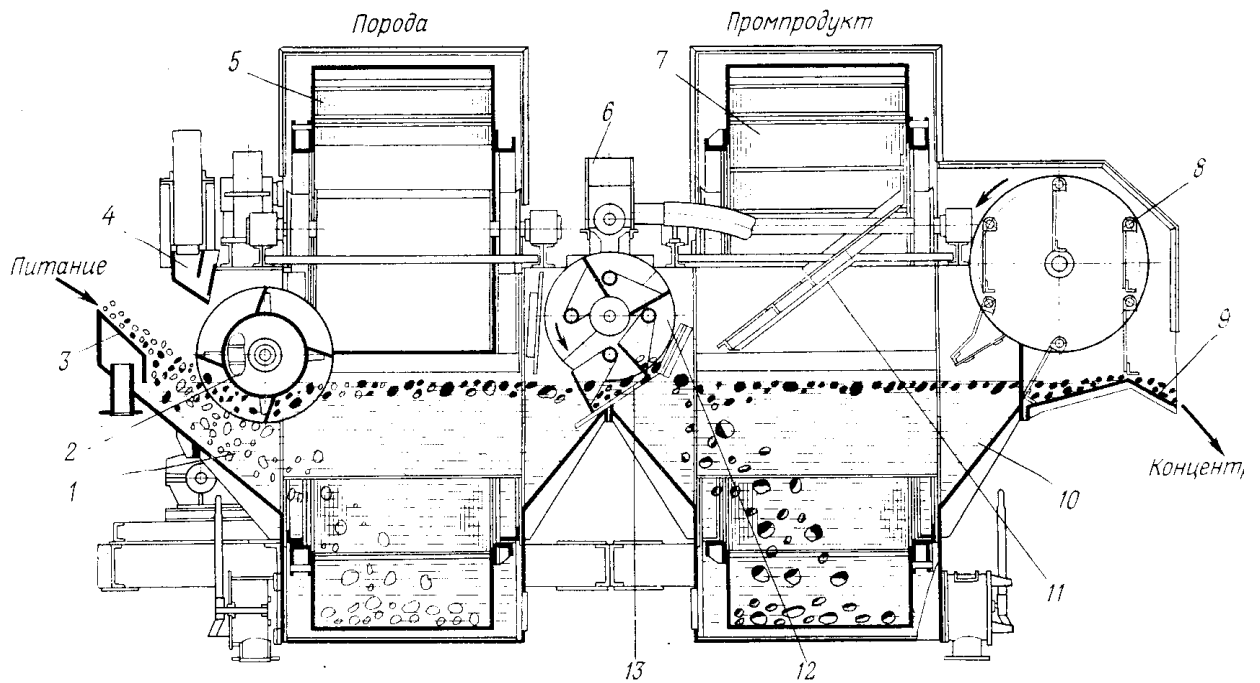


Рис. 1.25. Трехпродуктовый сепаратор СТТ:

1 – ванна породного отделения; 2 – роторное загрузочное устройство; 3 – питающий желоб; 4 и 6 – приводы элеваторных колес; 5 и 7 – элеваторные колеса; 8 – гребковое устройство; 9 – разгрузочный желоб; 10 – ванна угольного отделения; 11 – площадка для стока суспензии; 12 – роторный перегружатель; 13 – порог

Конусный сепаратор ОК работает с грубодисперсной водно-песчаной суспензией (рис 1.26). Сепаратор состоит из верхней цилиндрической и нижней конической частей. Внутри конуса расположена мешалка для перемешивания суспензии и разрыхления потонувшей фракции. Кварцевый песок подается в сепаратор вместе с исходным продуктом. В сепараторе создается восходящий поток воды, препятствующий осаждению песка и способствующий поддержанию заданной плотности суспензии в верхней части сепаратора.

Всплывшая фракция, увлекаемая вращающимся потоком суспензии, движется по окружности и разгружается вместе с суспензией через сливной порог в наклонный желоб. Потонувшая фракция попадает в породную камеру, откуда она периодически, через определенные промежутки времени, разгружается вместе с суспензией, заполняющей оставшееся свободное пространство камеры. При открытой верхней задвижке породной камеры



породная фракция заполняет камеру. При закрытой верхней и открытой нижней задвижке происходит разгрузка породы.

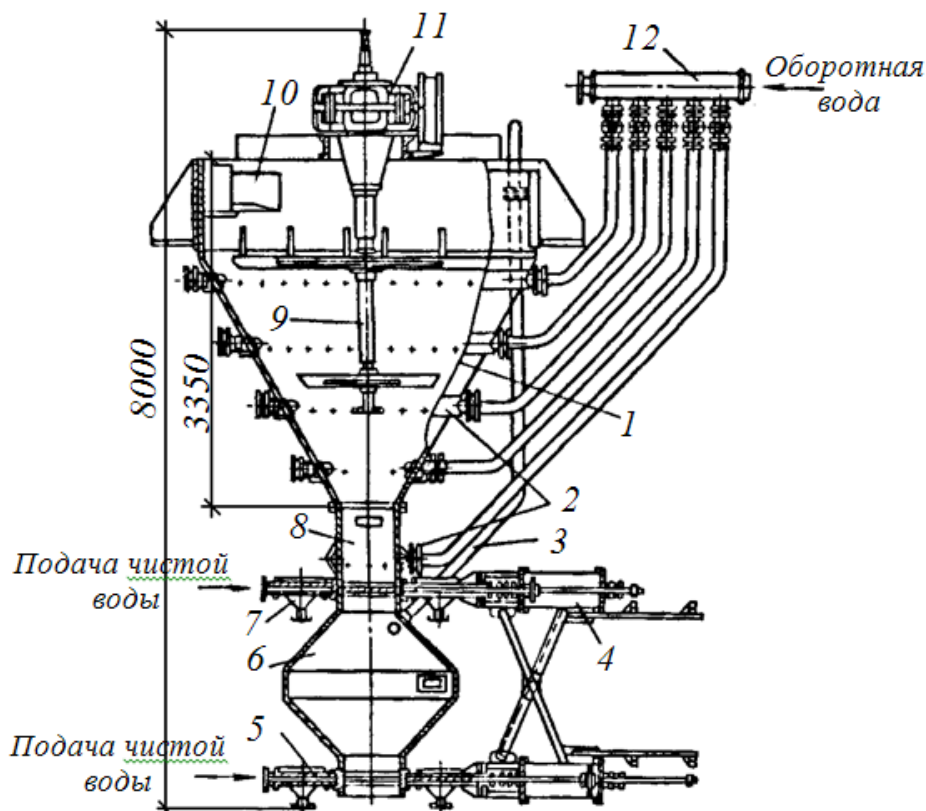


Рис. 1.26. Конусный сепаратор ОК-10:

1 – ванна; 2 – распределительные кольцевые коробки для подачи оборотной воды; 3 – труба для отвода воздуха; 4 – пневмоцилиндр; 5 и 7 – задвижки; 6 – породная камера; 8 – классификационная труба (горловина); 9 – мешалка; 10 – питающий желоб; 11 – привод мешалки; 12 – коллектор оборотной воды

Для обогащения мелких классов углей крупностью от 25(40) до 0,5 мм в гидросуспензии применяют трехпродуктовые спаренные циклоны (рис. 1.27): первый цилиндрический большего диаметра и второй цилиндро-конический меньшего диаметра. Суспензия вместе с исходным продуктом подается тангенциально в верхнюю часть цилиндрического циклона под постоянным статическим давлением не менее  $0,6 \cdot 10^5$  Па.

В слив первого циклона уходит концентрат, а пески цилиндрического циклона поступают во второй циклон.

В первом циклоне суспензия сгущается, и во второй – цилиндроконический циклон поступает суспензия большей плотности, где происходит разделение породы и промежуточного продукта.

Для разделения рядового угля на два продукта применяют одиночные тяжелосредние цилиндроконические гидроциклоны диаметром 500 мм такой же конструкции, как и вторые гидроциклоны в трехпродуктовых гидроциклонных установках.

Для обогащения руд крупностью более 3-5 мм, а также для обогащения неметаллических полезных ископаемых в отечественной практике применяют статические конусные сепараторы с наружным аэролифтом для разгрузки тяжелой фракции, а также барабанные сепараторы со спиральной разгрузкой (СБС) и барабанные сепараторы с элеваторной разгрузкой (СБЭ). Реже используются корытные сепараторы со спиральной разгрузкой, прототипом которых являются спиральные классификаторы, а также виброжелоба (процесс Стрипа).

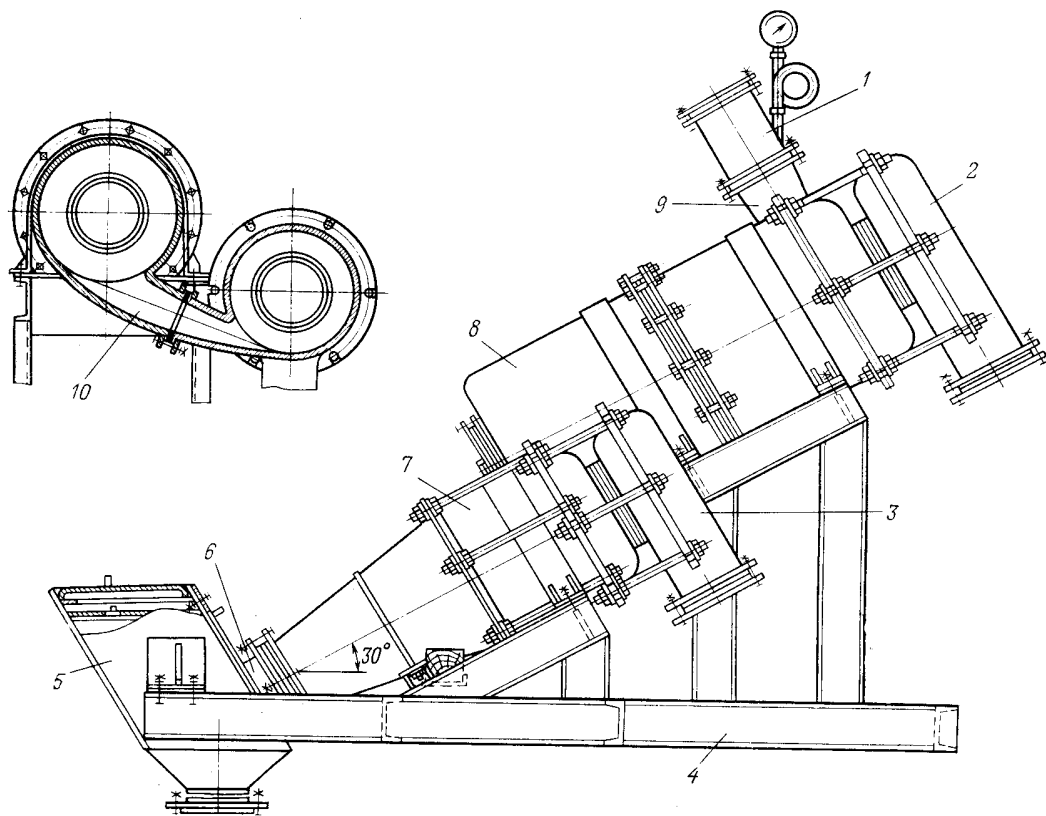


Рис. 1.27. Трехпродуктовый тяжелосредний циклон:

1 – питающий патрубок; 2 – сливной патрубок для угля; 3 – сливной патрубок для промежуточного продукта; 4 – опорная рама; 5 – породная камера; 6 – нижняя часть конической секции; 7 – цилиндрическая секция; 8 – цилиндрический гидроциклон; 9 – тангенциальный питающий патрубок; 10 – соединительный патрубок

Мелкие классы руды крупностью от 20 (6) до 1 (0,5) мм обогащаются в

вихревых гидроциклонах с использованием магнетитовой или ферросилициевой суспензией, а также в центрифугах с использованием однородных тяжелых жидкостей.

*Конусный сепаратор с наружным аэролифтом* (рис. 1.28) представляет собой металлическую конструкцию, верхняя часть которой имеет цилиндрическую форму, а нижняя - коническую.

Коническая часть сепаратора заканчивается переходным коленом, соединяющим конус с аэролифтом, служащим для подъема потонувшей фракции и ее разгрузки. В трубу аэролифта подается сжатый воздух под давлением не менее  $3,5 \cdot 10^5$  Па. Диаметр трубы аэролифта принимается равным не менее трехкратного размера максимального куска в исходном продукте.

Всплывший продукт вместе с суспензией, как и в сепараторе типа ОК, переливается в сливной желоб, а тяжелый – подается в разгрузочную камеру, где суспензия и тяжелый продукт отделяются от воздуха.

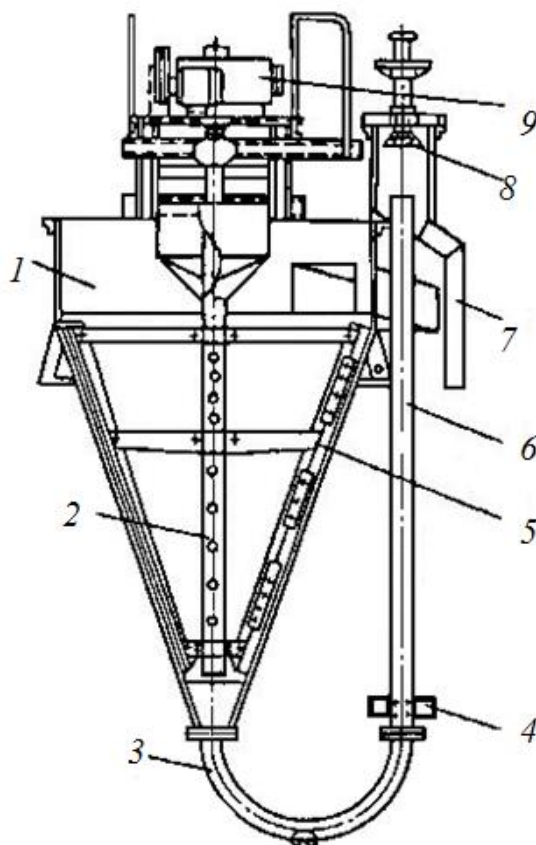


Рис. 1.28. Конусный сепаратор с наружным аэролифтом:

1 – корпус цилиндро-конический; 2, 5 – пустотелый вал с рамочной мешалкой; 3 – переходное колено; 4 – форсунки для подачи сжатого воздуха; 6

– труба аэролифта; 7 – разгрузка аэролифта; 8 – отбойный зонт; 9 – привод мешалки

Преимуществом этого сепаратора является возможность подъема разгружаемой тяжелой фракции выше сепаратора. Высота подъема тяжелой фракции над сепаратором зависит от количества подаваемого в аэролифт сжатого воздуха и может достигать 10 м и более, что позволяет осуществить самотечный транспорт тяжелой фракции при последующей ее переработке.

Барабанный сепаратор со спиральной разгрузкой СБС применяется для обогащения руд цветных, черных металлов и неметаллических полезных ископаемых. Барабан сепаратора (рис. 1.29) опирается на наружные катки и приводится во вращение со скоростью 3; 4; 6 мин<sup>-1</sup> парой шестерен, имеющих привод.

Барабан заполняется суспензией через одно из отверстий в торцевых крышках барабана, имеющих различные диаметры. Со стороны загрузки исходным и разгрузки легкой фракции со сливом суспензии – диаметр отверстия больше диаметра отверстия со стороны разгрузки тяжелой фракции.

На внутренней поверхности барабана закреплена двухзаходная спираль, которая транспортирует потонувшую фракцию к элеваторному колесу, сочлененному с барабаном.

Сепараторы типа СБС изготавливаются трех типоразмеров:  $D = 1800$ ,  $D = 2500$  и  $D = 3000$  мм. Длина барабана сепаратора равна двум диаметрам его. Производительность сепараторов СБС колеблется от 20 до 250 т/ч в зависимости от крупности обогащаемого материала и от размера сепаратора.

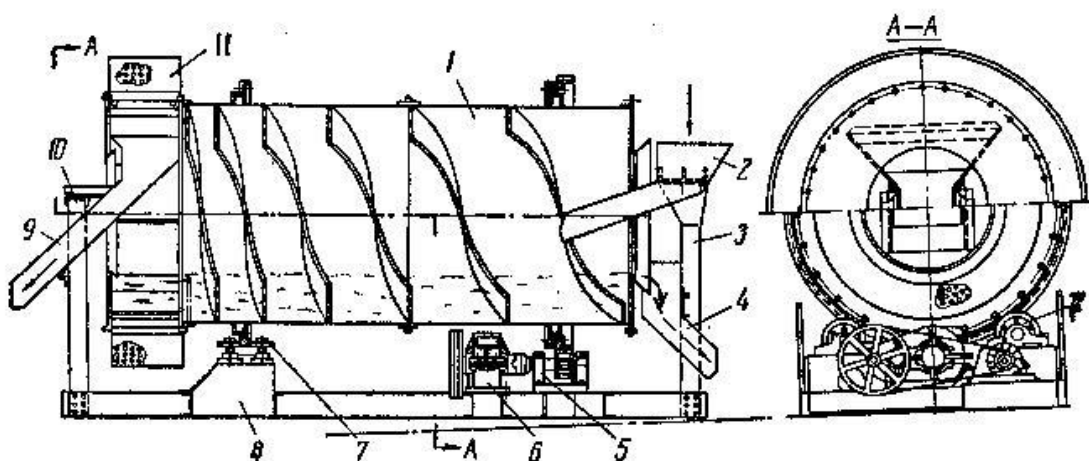


Рис. 1.29. Сепаратор барабанный со спиральной разгрузкой тяжелой фракции – СБС: 1 – вращающийся барабан; 2 – загрузочная воронка; 3, 10 – стойки; 4 – желоб разгрузочный для легкой фракции; 5 – узел малой шестерни

привода барабана; 6 – редуктор привода; 7 – упорный ролик; 8 – рама опорная; 9 – желоб для разгрузки тяжелой фракции; 11 – элеваторное колесо

*Барабанный сепаратор с элеваторной разгрузкой (СБЭ)* отличается от сепаратора типа СБС тем, что диаметр барабана равен его длине, а сам вращающийся барабан является элеватором, разгружающим тяжелую (потонувшую) фракцию. Для разгрузки потонувшей фракции к внутренним стенкам вращающегося барабана прикреплены радиально расположенные решетчатые пластины, которые поднимают тяжелую фракцию кверху и разгружают ее в наклонный желоб, вставленный в барабан через одно из торцевых отверстий барабана. В противоположное торцевое отверстие вставляется загрузочный желоб. Типоразмеры, производительность и частоты вращения сепараторов СБЭ такие же, как и у сепараторов типа СБС.

Мелкозернистый материал с нижним пределом крупности 3-0,5 мм и верхним 8-25 мм обогащается в суспензионных гидроциклонах с углом конусности 60°. Реже для обогащения мелкозернистого материала применяют центрифуги, которые работают с однородными тяжелыми жидкостями. Нижний предел крупности обогащаемого материала в центрифугах может достигать 0,01 мм.

*В суспензионных гидроциклонах* при высокой скорости движения суспензии устраняется структурообразование суспензий. В то же время сама суспензия в гидроциклоне расслаивается, что приводит к тому, что ее плотность не одинаковая в направлении от оси гидроциклона к его стенке. Наибольшая плотность суспензии наблюдается у внутренней поверхности гидроциклона, а наименьшая – у свободной поверхности вращения суспензии, то есть вблизи оси вращения. Плотность разделения в суспензионном гидроциклоне всегда больше плотности суспензии, поступающей в гидроциклон. Поэтому плотность суспензии, подаваемой в гидроциклон вместе с исходным материалом обычно меньше требуемой плотности разделения на 200-300 кг/м<sup>3</sup>

Для обогащения руды крупностью 25-0,5 мм применяют *вихревые гидроциклоны*, отличающиеся тем, что вершина конической части располагается вверху. Песковая насадка гидроциклона имеет большой диаметр, а в центре ее расположена полая труба, соединяющая воздушный столб в гидроциклоне с атмосферой.

В установках с тяжелосредними гидроциклонами для дренажа кондиционной суспензии применяют дуговые сита, а для отмывки утяжелителя – высокочастотные вибрационные грохоты с малой амплитудой вибрации.

В качестве утяжелителя в основном используют магнетит, ферросилиций и галенит. На 1 т обогащаемого материала расходуется около 2 м<sup>3</sup> циркулирующей суспензии.

*Обогащение в тяжелых жидкостях в центробежном поле* применяется для мелких классов руд редких металлов. В качестве тяжелой среды используют тетрабромэтан (C<sub>2</sub>H<sub>2</sub>Br<sub>4</sub>), имеющий плотность 2940 кг/м<sup>3</sup>. Тетрабромэтан не растворим в воде, но растворяется в этиловом спирте, бензине и четыреххлористом углероде. Вязкость его 0,034 Па·с. Обогащение осуществляют в горизонтальных шнековых центрифугах или в центробежных сепараторах специальной конструкции (рис. 1.30).

Сепаратор помещается в герметичный корпус и состоит из неподвижного цилиндра, в нижней части которого имеется патрубок для выпуска тяжелой жидкости и тяжелой фракции. Примерно на 1/3 высоты цилиндра расположен патрубок, через который подается в сепаратор циркулирующая тяжелая жидкость. Внутри неподвижного цилиндра расположен ротор сепаратора, имеющий форму цилиндрического стакана с перфорированными стенками. Перед началом работы сепаратор заполняется тетрабромэтаном на 1/3 высоты цилиндрического корпуса. При вращении ротора поверхность тяжелой жидкости имеет форму параболоида вращения, верхняя кромка которого почти достигает верхней кромки цилиндрического корпуса. Исходный материал в смеси с водой (пульпа) поступает во вращающийся ротор сверху. Пульпа, располагаясь на поверхности тяжелой жидкости, также принимает форму параболоида вращения, но в верхней части она переливается через верхнюю кромку неподвижного стакана, унося с собой частицы легкого минерала. Частицы тяжелого минерала, имеющие плотность, превышающую плотность тяжелой жидкости, под действием центробежного ускорения переходят в тяжелую жидкость, проходят через отверстия в стенках ротора и выводятся из сепаратора вместе с циркулирующей тяжелой жидкостью через нижний патрубок.

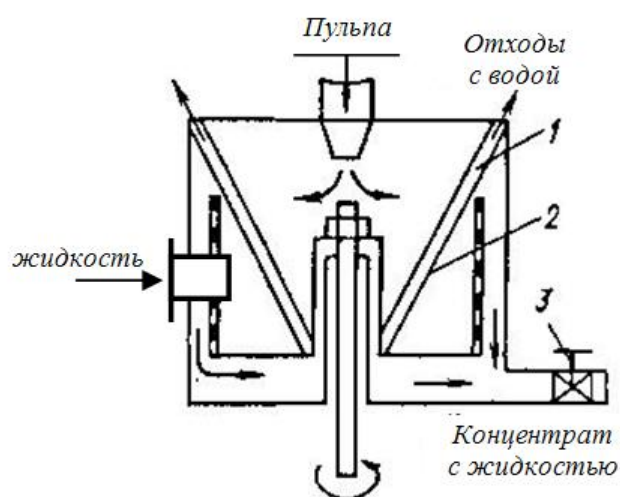


Рис. 1.30. Центробежный сепаратор: 1 – слой водной пульпы; 2 – поверхность вращения тяжелой жидкости; 3 – шлюзовой затвор

Легкий продукт вместе с водой поступает на вакуумный – фильтр, а тяжелый – сначала на ситовую поверхность для сброса тяжелой жидкости, а затем – в испарители, в которых начинается регенерация тяжелой жидкости. Пары тяжелой жидкости компрессором подаются в конденсаторы. Сконденсированная тяжелая жидкость возвращается в процесс.

Центробежный сепаратор имеет ротор диаметром 700 мм, частота вращения ротора  $1500 \text{ мин}^{-1}$ . Производительность по пульпе  $22 \text{ м}^3/\text{ч}$ .

### **Технологические схемы обогащения в тяжелых средах**

Технологические схемы обогащения в тяжелых средах включают в себя следующие операции (рис. 1.31).

1. Подготовка исходного продукта к обогащению в тяжелых средах, включающая дробление (измельчение) полезного ископаемого с целью раскрытия полезных или породных минералов, мокрое грохочение для удаления мелких классов и обязательной отмывки рудных (угольных) шламов. На рис. 1.31 операции дробления (измельчения) не показаны.

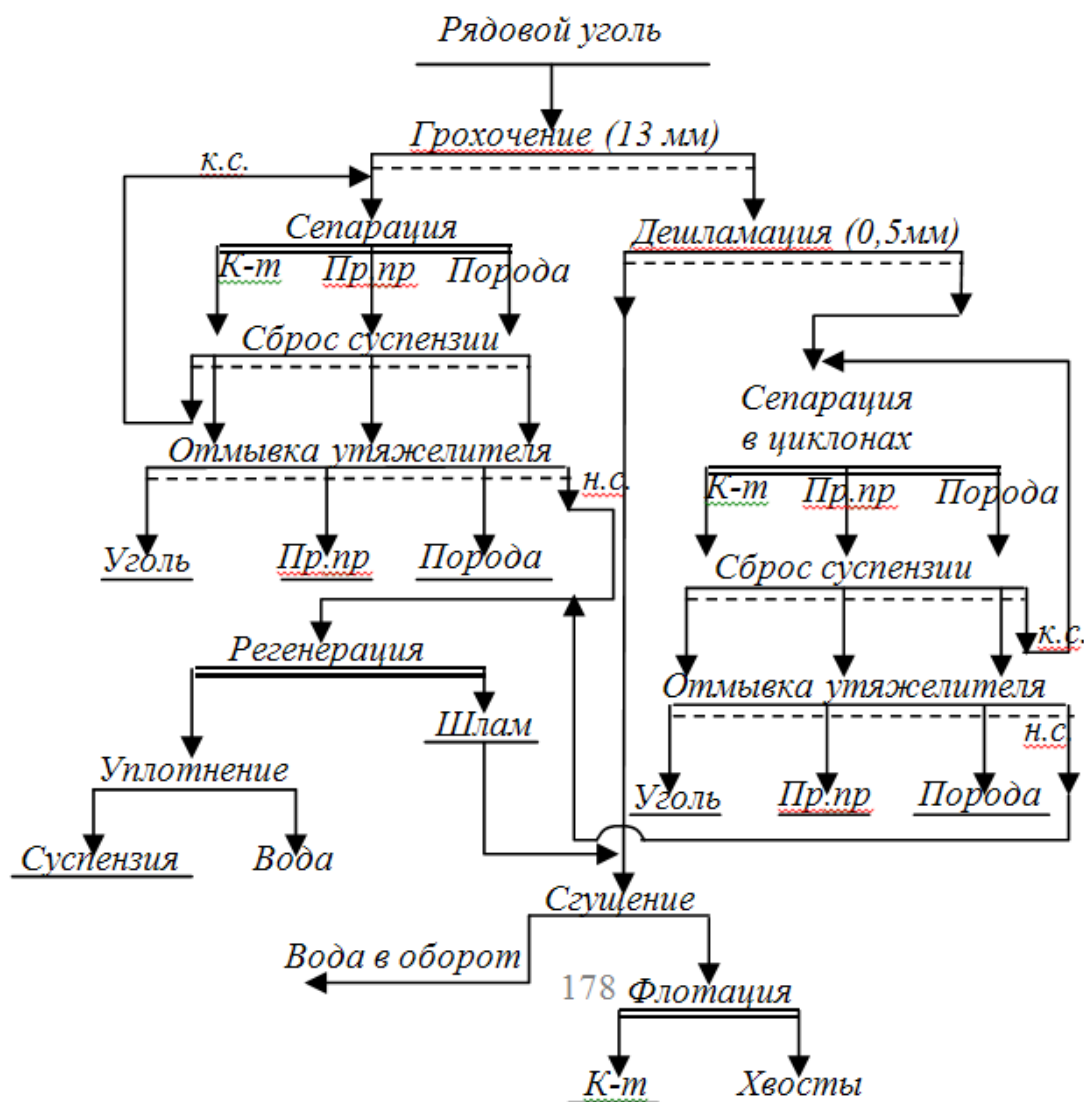


Рис. 1.31. Технологическая схема обогащения в тяжелых средах

2. Собственно обогатительных операций с получением двух или трех продуктов обогащения. Для получения двух продуктов обогащения: концентрата и хвостов – достаточно одной операции обогащения. При обогащении углей для получения трех продуктов обогащения применяют или трехпродуктовые сепараторы, или два последовательно установленных сепаратора. Если выход легкой фракции превышает выход тяжелой, то в первом сепараторе осуществляют разделение по меньшей плотности, т. е. выделяют сначала угольный концентрат. И наоборот, в случае, когда выход тяжелой фракции значительный, то ее выделяют в первую очередь с тем, чтобы во вторую операцию поступало меньшее количество материала. При обогащении в тяжелых средах достаточно только основных операций для получения хотя бы одного готового продукта. Операции перечистки концентратов и контрольного обогащения хвостов не требуется.

3. Заключительные, обезвоживающие операции заключаются в отделении от продуктов обогащения кондиционной тяжелой жидкости (суспензии) и



отмывки от продуктов обогащения утяжелителя или тяжелой жидкости, а также, при необходимости, фильтрования и сушки продуктов обогащения.

4. Операции приготовления и регенерации тяжелой среды. Схема приготовления и регенерации суспензии является более сложной, чем схема собственно обогащения в тяжелых средах (рис. 1.32). На рис. 1.31 приведена принципиальная схема обогащения коксующихся углей, включающая в себя обогащение в суспензиях и флотацию шламов (класс  $-0,5(1,0)-0$  мм).

Основными факторами, влияющими на процесс обогащения в тяжелых средах являются: параметры суспензии – плотность, вязкость и устойчивость ее; производительность по исходному; длина ванны сепаратора и скорость перемещения суспензии и всплывшей фракции в ванне сепаратора.

Устойчивость суспензии и ее вязкость зависят от концентрации утяжелителя и его гранулометрического состава. Эти параметры выбираются заранее и поддерживаются постоянными, как и плотность суспензии.

Плотность суспензии, поступающей в сепаратор, контролируется и регулируется в автоматическом режиме.

Длина ванны сепаратора зависит от крупности обогащаемого продукта и вязкости суспензии. Она должна быть таковой, чтобы при перемещении суспензии в ванне от загрузки исходного до сливного порога, через который осуществляется разгрузка легкой фракции, тяжелая фракция успевала полностью отделиться от легкой фракции и погрузиться ниже сливного порога.

Производительность сепаратора по исходному продукту не должна быть слишком большой с тем, чтобы обеспечить полное расслоение исходного продукта при его движении от места загрузки до места разгрузки легкой фракции.

При обогащении мелких классов полезного ископаемого в суспензионных циклонах важно поддерживать постоянным давление суспензии на входе в гидроциклон.

Для поддержания постоянного давления смеси суспензии и исходного продукта в питающей патрубке гидроциклона эту смесь подают под постоянным гидростатическим давлением.

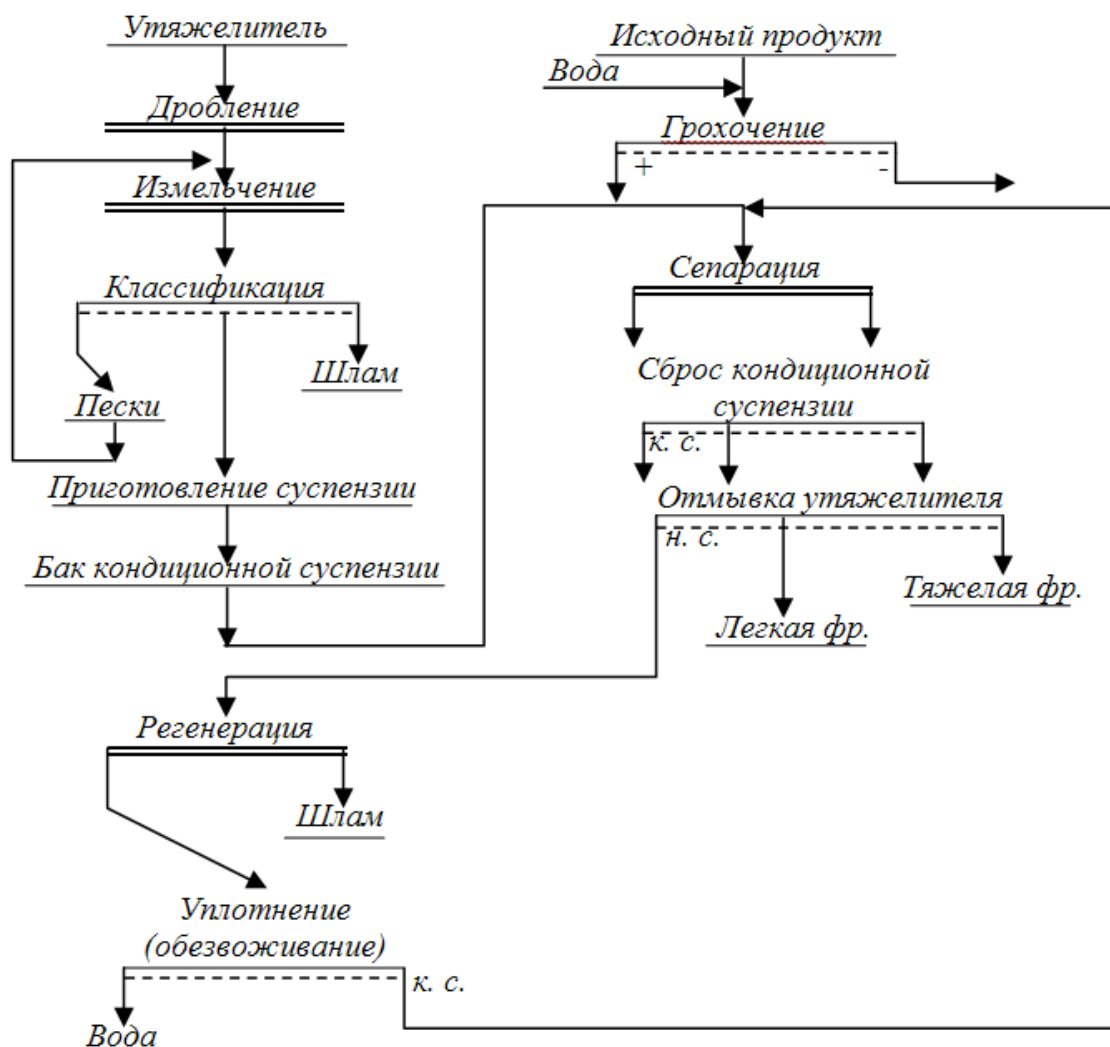


Рис. 1.32. Схема приготовления и регенерации суспензии

Питание циклона осуществляется через вертикальную трубу длиной не менее 6-7 м. На верхнем конце трубы устанавливается камера – смеситель, в которой суспензия смешивается с обогащаемым материалом. Камера – смеситель заполняется суспензией, часть которой переливается из камеры и возвращается в бак готовой суспензии. Таким образом, в камере – смесителе поддерживается постоянный уровень суспензии и, тем самым, обеспечивается постоянство гидростатического давления на входе в обогатительный циклон.

### Контрольные вопросы:

1. Что означает обогащение в тяжелых средах, приведите примеры?
2. Что такое устойчивость, вязкость системы?
3. Каковы преимущества процесса обогащения в тяжелых средах?
4. Назовите наиболее применяемые сепараторы?
5. Опишите работу и принцип действия конусных сепараторов.

6. Опишите работу и принцип действия барабанных и колесных сепараторов.

7. Какие машины (аппараты) применяют при обогащении полезных ископаемых в тяжелых суспензиях?

## ЛЕКЦИЯ №9

### Тема: Обогащение руд в отсадочных машинах

#### План:

1. Основы обогащения отсадкой.
2. Цикл, амплитуда и частота отсадки.

*Ключевые слова:* руда, минерал, технологическая схема, схема цепи аппаратов, полезный компонент, ценный компонент, концентрат, промпродукт, вводно-шламовая схема качественная схема, качественно–количественная схема.

**Отсадкой** называют процесс разделения смеси минеральных зерен по плотности в водной или воздушной среде, колеблющейся (пульсирующей) относительно разделяемой смеси в вертикальном направлении. Исходный материал вместе с водой непрерывно подается на отсадочное решето, через отверстия которого попеременно проходят восходящие и нисходящие потоки воды. В период восходящего потока материал поднимается и разрыхляется, а в период нисходящего – опускается и уплотняется.

В результате действия чередующихся восходящих и нисходящих потоков воды исходный материал через определенный промежуток времени разделяется на слои таким образом, что на отсадочном решете (внизу) располагаются зерна наибольшей плотности, а в верхних слоях – наименьшей. Следует отметить, что такое идеальное распределение зерен по плотностям возможно только в том случае, если они обладают одинаковыми размерами и формой. В реальных же условиях происходит попадание некоторой доли легких фракций в тяжелые, а тяжелых – в легкие (наблюдается засоряемость концентрата и отходов «посторонними фракциями»). По зваимозасоряемости получаемых в процессе отсадки продуктов обогащения судят о технологической эффективности процесса.

Слой материала, находящийся в решете, называется **постелью**. Постель, образуется при отсадке крупного материала, состоит из зерен самого материала и называется естественной. Через принудительно пульсирующую толщу материала тяжелые зерна проникают в нижние слои постели, а легкие в верхние. При обогащении мелкого материала (для руд <3 – 5 мм; для углей <6 – 10 мм) на решето укладывается в специально сделанные гнезда искусственная постель. Она состоит из тяжелых естественных или искусственных материалов (полевой шпат, резиновые шарики, свинцовая дробь, окатанные частицы галенита и др.), крупность которых приблизительно в два раза больше отверстий решета, а плотность близка к плотности тяжелых

фракций обогащаемой минеральной смеси. В этом случае искусственная постель является как бы фильтрующим слоем, пропускающим зерна тяжелого минерала и задерживающим зерна легкого минерала. В конце машины имеется сливной порог, установленный на несколько сантиметров выше отсадочного решета, через который удаляются легкие фракции.

В основу исследований обычно принимают аналитическое описание закономерностей разрыхления постели отсадочной машины, в котором учитывается режим колебаний рабочей среды, оказывающий влияние на эффективность разделения частиц при отсадке.

Отсадка является процессом разделения смеси минеральных частиц по плотности в среде разделения, колеблющейся относительно разделяемой смеси в вертикальном направлении. Процесс отсадки может осуществляться в водной среде, и отсадку называют гидравлической; а может и в воздушной, тогда этот процесс называют пневматической отсадкой.

Гидравлическая отсадка является одним из самых распространенных методов обогащения полезных ископаемых. Она применима для широкого диапазона крупности обогащаемого материала – от 0,1 мм (машины ОВМ) до 400 мм (машина с подвижным решетом фирмы Ведаг). Отсадку широко используют при обогащении руд черных, цветных, редких и благородных металлов. Шестидесят процентов обогащаемых ископаемых углей обогащаются отсадкой

Современные отсадочные машины для обогащения углей, например, имеют производительность до 1000 т/ч при высокой эффективности разделения.

Процесс отсадки осуществляется на *отсадочном решете*, где обогащаемый материал периодически разрыхляется и уплотняется. Пульсацию среды, в которой производят разделение, создают движением поршня, диафрагмы, периодической подачей в машину сжатого воздуха или колебаниями отсадочного решета.

Слой материала, находящийся на решете, при отсадке крупного материала называют *отсадочной постелью*, а при отсадке мелкого материала (меньше 3-5 мм) - *надпостельным слоем*. Между надпостельным слоем и решетом находится искусственная постель, состоящая из крупных тяжелых частиц обогащаемой руды или другого материала. Машины, в которых осуществляется процесс отсадки, называются отсадочными машинами. В процессе обогащения отсадкой в отсадочную машину постоянно подается вода, причем часть ее подается вместе с исходным питанием – *транспортная вода*, а часть под решето – *подрешетная вода*

### Циклы отсадки

Процесс отсадки состоит из непрерывно повторяющихся циклов. *Циклом отсадки* называют повторяющуюся последовательность вертикального перемещения среды (или решета) в течение одного периода колебаний. Цикл отсадки состоит из следующих элементов: подъем, пауза, опускание среды до полного сплочения отсадочной постели. Основным циклом, применяемым в отсадочных машинах, является гармонический цикл (рис 1.33, *a*), при котором перемещение среды (или решета) и изменение скорости перемещения среды во времени происходят соответственно по следующим законам (без учета подачи подрешетной воды):

$$S = 0,5l(1 - \cos \omega t); (7.1)$$

$$U = 0,5l \omega \sin \omega t, (7.2)$$

где  $S$  – перемещение среды, отсчитываемое от крайнего нижнего положения;  $l$  – размах колебаний;  $\omega = 2\pi \cdot n$  ( $n$  – частота колебаний);  $U$  – скорость перемещения среды;  $t$  – время, отсчитываемое от начала цикла.

Циклы Майера, Берда и Томаса возможно организовать только в беспоршневых отсадочных машинах. Представленные на рис. 1.33 циклы отсадки отличаются условиями расслоения взвешенной в потоке воды постели. При любом цикле взвешивание и разрыхление отсадочной постели происходит за 1/6–1/8 цикла отсадки. Примерно такое же время тратится на уплотнение постели в конце цикла. В остальное время происходит расслоение постели. В гармоническом цикле расслоение постели – формирование нижнего слоя, состоящего из тяжелых минеральных частиц, происходит как в восходящем потоке воды, так и в нисходящем.

В цикле Майера расслоение постели происходит, в основном, в неподвижной среде разделения. Пульсация вверх взвешивает и разрыхляет постель, а пульсация вниз в конце цикла служит для уплотнения постели.

В цикле Берда процесс расслоения предварительно взвешенной постели происходит в слабом нисходящем потоке воды, а в цикле Томаса – в восходящем потоке.

Цикл, близкий к гармоническому, имеет место в поршневых, диафрагмовых и иногда в беспоршневых отсадочных машинах. В поршневых и диафрагмовых машинах другие циклы организовать невозможно, если привод поршня или диафрагмы осуществляется эксцентриковым приводом. Однако гармонический цикл в этих машинах искажается за счет непрерывной

подачи подрешетной воды. При этом скорость и время действия восходящего потока увеличиваются, а нисходящего – уменьшаются.

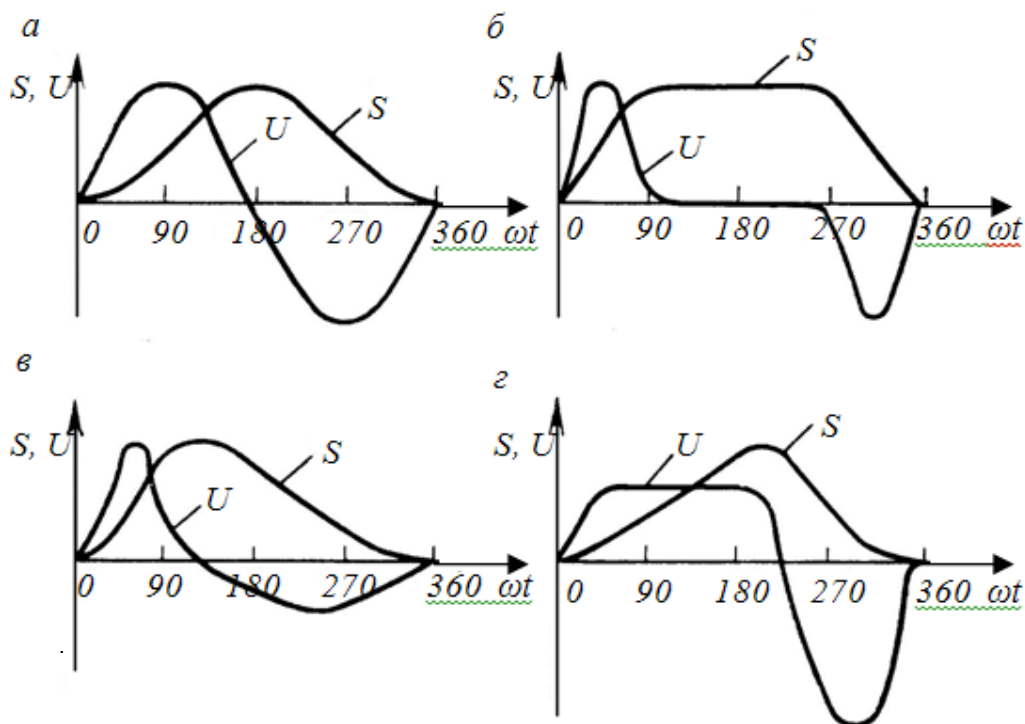


Рис. 1.33. Циклы отсадки:

*a* – гармонический (синусоидальный); *б* – Майера; *в* - Берда; *г* – Томаса

В беспоршневых отсадочных машинах циклы отсадки характеризуются временем впуска сжатого воздуха в машину, временем паузы и временем выпуска воздуха из машины. Например, в беспоршневых отсадочных машинах, применяемых для обогащения угля, применяются циклы; 50-0-50; 40-10-50 или 65-2-33. Здесь числа обозначают время впуска воздуха в машину – пауза – время выпуска воздуха в процентах от времени всего периода цикла. В первом из примеров цикл отсадки близок к гармоническому, во втором – смесь гармонического и цикла Майера, а в третьем – комбинация циклов гармонического, Майера и Томаса.

Цикл отсадки оказывает существенное влияние на результаты отсадки при относительно небольшой частоте пульсаций ( $n < 100 \text{ мин}^{-1}$ ), когда расслоение постели происходит во взвеси, тогда как при больших значениях частоты пульсаций расслоение постели происходит, скорее, в условиях сегрегации, и характер цикла не имеет существенного значения.

Плотность разрыхленной постели является основным параметром, контролирование которого при отсадке крупного материала позволяет надежно вести процесс расслоения и автоматизировать его.

Разрыхленность постели характеризуется коэффициентом разрыхления  $\theta_v$ , равным отношению объема жидкости в постели к ее общему объему,

$$\theta_v = V_{\text{ж}} / (V_{\text{ж}} + V_{\text{т}}). \quad (7.3)$$

Значение  $\theta_v$  в некоторый момент цикла выражается формулой

$$\theta_v = \theta_0 + [(1 - \theta_0) / (1 + h_0 / (S_v - S_n))] \quad (7.4)$$

где  $\theta_0$  – коэффициент разрыхления постели в сплоченном состоянии;  $h_0$  – высота постели в сплоченном состоянии;  $S_v$  и  $S_n$  – перемещение соответственно верхнего и нижнего слоев постели относительно решета, рассчитываемое по формуле (7.1).

Наименьшее значение  $\theta_0$  шаров одинакового размера равно 0,26. Среднее же значение  $\theta_v$  взвешенной постели при нормальной работе машины находится в пределах 0,4–0,55, что соответствует условию расслоения взвесей.

Процесс отсадки в отсадочных машинах можно условно разделить на два этапа. Этап первый – расслоение постели. Этап второй – разгрузка тяжелой фракции, т. е. нижнего слоя расслоившейся постели. В беспоршневых машинах и в машинах с подвижным отсадочным решетом при обогащении относительно крупных классов полезных ископаемых разгрузка тяжелых фракций осуществляется через разгрузочные щели в отсадочной решетке, расположенные перпендикулярно направлению движения отсадочной постели. Способы разгрузки тяжелых фракций показаны схематично на рис. 1.34.

В поршневых отсадочных машинах разгрузка тяжелых фракций осуществляется через боковые окна, расположенные перед порогом в конце каждой камеры или под порог, рис. 1.34, а.

В современных отсадочных машинах разгрузка тяжелых фракций осуществляется через глубокие карманы, заполненные тяжелой фракцией (рис. 1.34, б, в, г). Такие способы разгрузки позволяют получать чистые тяжелые фракции, не засоренные зернами легкого минерала.

Качество разгружаемых тяжелых фракций регулируется с помощью вертикальных заслонок, качающихся (поворотных) шиберов, лотков или секторных затворов, а также вращающихся роторных разгрузителей.



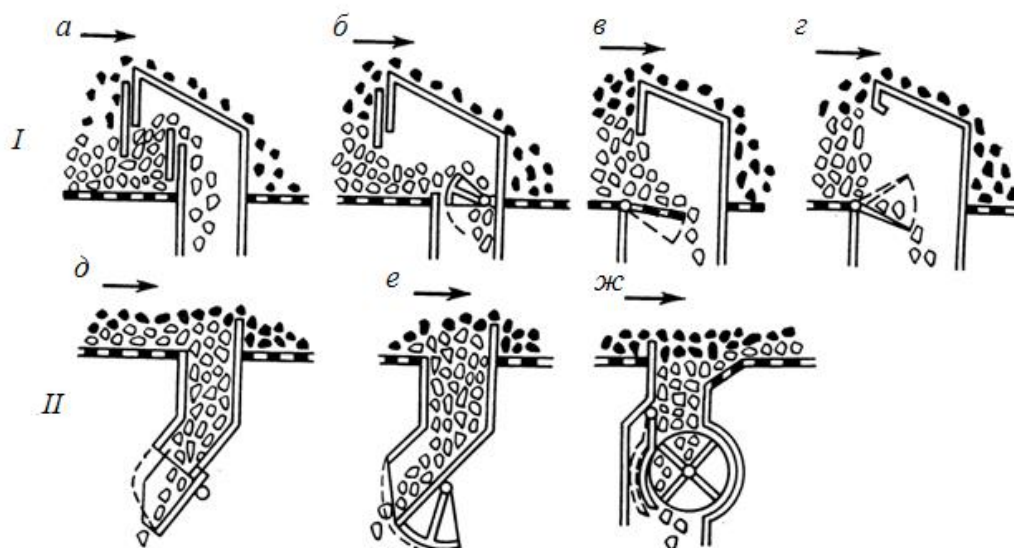


Рис. 1.34. Способы разгрузки тяжелых фракций:

*I* – разгрузка через вертикальные щели (под порог): *a* – с плоским вертикальным шибером; *б* – с секторным шибером; *в* – с качающимся участком решета; *г* – с качающимся лотком; *II* – разгрузка через горизонтальную щель: *д* – с лотковым затвором; *е* – с секторным затвором; *жс* – с роторным затвором

### Контрольные вопросы:

1. Что называется процессом отсадки?
2. Что такое «постель», каковы ее свойства?
3. По каким признакам классифицируются отсадочные машины?
4. Какие типы отсадочных машин Вы знаете?
5. Охарактеризуйте работу отсадочной машины типа МОД.
6. Объясните принцип действия и обогащение полезного ископаемого в отсадочной машине ОМШ.
7. Как происходит отсадка в воздушно-пульсационных отсадочных машинах?
8. Опишите действие машины МОБК – 8.
9. Какие еще машины могут применяться в практике отсадки полезных ископаемых?

## ЛЕКЦИЯ №10

**Тема: Виды, конструкции и принцип работы отсадочных машин**

**План:**

- 1. Краткая характеристика отсадочных машин.**
- 2. Отсадочные машины и области их применение.**

*Ключевые слова:* отсадка, постель, отсадочная машина, диафрагмовые отсадочные машины, беспоршневые отсадочные машины, отсадочные машины с подвижным решетом, неподвижное решето, надрешетная, разрыхленность, МОД-1, МОД-2.

Отсадка проходит на отсадочных машинах. *Отсадочная машина* представляет собой устройство для гравитационного обогащения, в котором исходный материал разделяется на отсадочном решетете под влиянием вертикальных колебаний жидкости. Разнообразие условий применения отсадочных машин привело к созданию большого числа конструктивных разновидностей (известно более 100), отличающихся назначением, способом создания колебательных движений жидкости, количеством получаемых продуктов обогащения, способом их разгрузки и др.

Каждый тип машин предназначен для обогащения определенных полезных ископаемых.

*Машины классифицируются по следующим признакам:*

1. По типу сред разделения: гидравлические; пневматические; суспензионные; с водовоздушной смесью.
2. По конструкции приводного механизма: поршневые; диафрагмовые; с подвижными конусами; с подвижным решетом; с лопастным приводом; с гидравлическим пульсатором; беспоршневые (воздушно-золотниковые).
3. По направлению движения разгружаемого продукта: прямоточные; противоточные.
4. По способу разгрузки продуктов обогащения: с шиберной разгрузкой; с разгрузкой через решето; с комбинированной разгрузкой через шибер и решето.
5. По числу ступеней: одноступенчатые (однокамерные); двухступенчатые; трехступенчатые; многоступенчатые.
6. По целевому назначению: для обогащения крупнозернистого материала; для обогащения мелкозернистого материала; для обогащения не классифицированного материала; шламовые.
7. По расположению приводного механизма: с боковым расположением от решета машины; с воздушной камерой, поршнем, диафрагмой, конусами

под решетом машины; с расположением пульсаторов между двумя решетами машины; с надрешетным расположением воздушных камер.

В практике обогащения полезных ископаемых применяют отсадочные машины следующих типов: поршневые, диафрагмовые, воздушно-пульсационные (беспоршневые) и отсадочные машины с подвижным решетом.

*Поршневые отсадочные машины* применяются иногда для обогащения крупных и средних классов крупности руды. Они имеют обычно две, три и реже четыре камеры. Колебания воды создаются в каждой камере движением поршня, приводимого в движение эксцентриковым механизмом, рис. 1.35. Поршневое отделение располагается сбоку отсадочного отделения и отделяется от последнего продольной перегородкой, опущенной на некоторую глубину.

Крупные тяжелые частицы разгружаются, как правило, через ловушку, расположенную в боковой стенке отсадочного отделения. Разгрузка крупной части тяжелой фракции регулируется высотой порошка и подъемом или опусканием заслонки (см. рис. 1.34, а). Разгрузка мелких тяжелых частиц происходит через постель и отсадочное решето.

Поршневые отсадочные машины применяются в случае, когда не требуется большая производительность, а также когда содержание ценного минерала весьма низкое. В этом случае отсадочная машина работает периодически без постоянной разгрузки тяжелой фракции.

По истечении некоторого времени работы машины ее останавливают, вручную удаляют верхний слой отсадочной постели и выгружают нижний, тяжелый слой, который и является концентратом.

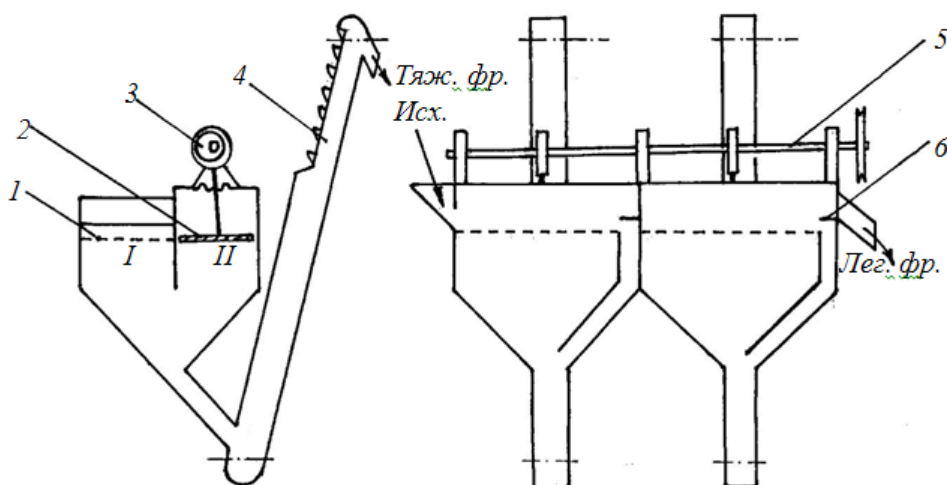


Рис. 1.35. Схема поршневой отсадочной машины:

1 – отсадочное решето; 2 – поршень; 3 – эксцентриковый привод; 4 – элеватор для разгрузки и обезвоживания тяжелой фракции; 5 – вал эксцентриковых приводов; 6 – порог;

*I* – отсадочное отделение; *II* – поршневое отделение

Удельная производительность поршневых машин колеблется от 1,5 до 4 т/м<sup>2</sup>·ч при максимальной крупности питания 12-40 мм соответственно.

Поршневые отсадочные машины обладают следующим недостатком. Во время работы поршня вода частично циркулирует из подпоршневого пространства в надпоршневое, так как между периметром поршня и стенками пульсационного отделения имеются зазоры, предотвращающие заклинивание поршня при его движении. Это обстоятельство не позволяет использовать поршневые отсадочные машины для обогащения мелких классов руды, когда необходимо иметь малую амплитуду пульсаций при большой их частоте.

*Диафрагмовые отсадочные машины* (рис. 1.36) отличаются простотой конструкции, компактностью, обеспечением жесткого режима пульсаций среды при постоянстве амплитуды пульсаций. Машины этого типа применяются для обогащения железных, марганцевых руд и руд редких, цветных металлов крупностью до 30 мм, когда не требуется высокая производительность.

Ограниченная производительность диафрагмовых машин, как и поршневых, обусловлена тем, что увеличение площади отсадочного отделения приводит к нарушению равномерности пульсаций по всей площади отсадочного решета, а также увеличению числа диафрагм и усложнению конструкции машины. Диафрагмовые отсадочные машины работают с искусственной постелью, которая укладывается в ячейки решетки, помещенной на отсадочное решето. Размер отверстий отсадочного решета в 2-3 раза больше максимального диаметра зерен в питании. В качестве искусственной постели используют слой тяжелой фракции из этой же руды, крупность частиц которой в 2,5-5 раз больше максимального диаметра обогащаемого материала. Зерна тяжелых минералов сначала сосредотачиваются внизу надпостельного слоя, а затем внедряются в искусственную постель, проходят через нее, и разгружаются через отсадочное решето.

Искусственная постель в конце периода цикла отсадки уплотняется раньше, чем надпостельный слой, и зерна легкого минерала не успевают внедриться в искусственную постель. Таким образом искусственная постель выполняет роль фильтра, пропускающего сквозь себя зерна тяжелых минералов, и не позволяет пройти частицам легкого минерала.

Различают диафрагмовые отсадочные машины (см. рис. 1.36, *а*) с боковым расположением диафрагм (вместо поршней) и с подрешетным расположением диафрагм (рис. 1.36, *б*, *в*, *г*).

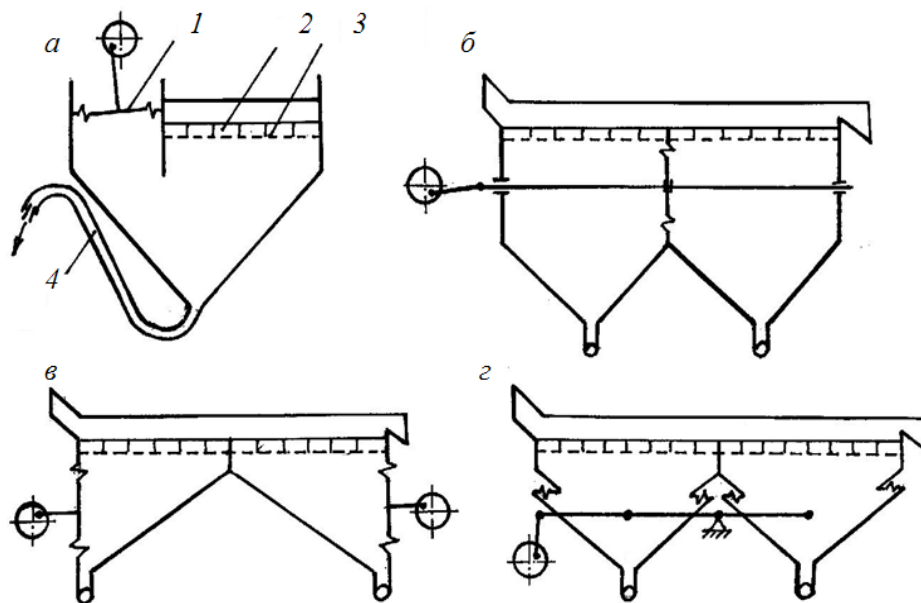


Рис. 7.4. Схемы диафрагмовых отсадочных машин:

*а* – диафрагмовая машина с боковым расположением диафрагмы: 1 – диафрагма; 2 – искусственная постель; 3 – отсадочное решето; 4 – гидроэлеватор; *б* – высокочастотная диафрагмовая машина с диафрагмой в вертикальной перегородке между камерами; *в* – с диафрагмой в торцовых стенках; *г* – с качающимися коническими днищами

Отсадочная машина ОВМ-1 (см. рис. 1.36, *б*) с вертикальной диафрагмой в перегородке между камерами применяется для обогащения мелкозернистых руд редких металлов крупностью  $-3+0,1$  мм в режимах высоких частот колебаний среды (до 850 колебаний/мин). Колебания сообщаются диафрагме от эксцентрикового привода через полый шток, служащий одновременно трубопроводом для подачи подрешетной воды. В конце каждой камеры установлен вертикальный, регулируемый по высоте порог. Машина работает с искусственной постелью, через которую происходит разгрузка тяжелой фракции. Для выгрузки тяжелой фракции из машины используют краны, или гидроэлеваторы, (см. рис. 1.36, *а*).

Отсадочные машины МОД-2П и МОД-4М с диафрагмами в вертикальных стенках камер (см. рис. 1.36, *в*) применяются для обогащения руд крупностью до 70 мм. Машина МОД-4М – четырехкамерная, состоящая из двух параллельно работающих двухкамерных машин. Эти машины часто

устанавливают на драгах. Производительность этих машин составляет 25–55 т/ч.

*Отсадочные машины с подвижным коническим днищем* МОД-0,2, МОД-1М, МОД-2М, МОД-3М применяются при обогащении руд крупностью до 15 мм. Цифра после буквенных обозначений соответствует площади отсадочных решет в м<sup>2</sup>. Машины МОД-0,2, МОД-1М и МОД-2М (см. рис. 1.36, б), состоят из двух камер, нижние части которых представляют усеченные конусы, к которым с помощью резиновых манжетов прикреплены диафрагмы, представляющие собой два конуса. Конические диафрагмы подвешены на коромысле и приводятся в движение эксцентриковым приводом.

Нижний предел крупности обогащаемого материала в этих машинах составляет 0,5 мм, а верхний 8(15) мм. Удельная производительность машин зависит от крупности исходного продукта и колеблется от 2,5 до 10 т/ч·м<sup>2</sup>.

*Воздушно-пульсационные (беспоршневые) отсадочные машины* отличаются от других использованием сжатого воздуха для создания колебаний воды в отсадочном отделении. Машины имеют воздушное и отсадочное отделения и снабжены универсальным приводом, обеспечивающим симметричный или асимметричный циклы отсадки и возможность регулирования подачи воздуха в камеры, т. е. регулирования амплитуды пульсаций.

Беспоршневые отсадочные машины отличаются значительно большей площадью отсадочных решет (от 2,5 до 24 м<sup>2</sup>) и, соответственно, большой производительностью. Их удельная производительность составляет от 10 до 24 т/ч·м<sup>2</sup>. Ширина отсадочных решет у этих машин составляет 1,5-3 м, а их длина зависит от числа последовательно соединенных унифицированных камер, число которых составляет 2-5.

Первые беспоршневые отсадочные машины, у которых воздушные камеры располагались сбоку от отсадочного отделения по аналогии с поршневой отсадочной машиной, были разработаны для обогащения углей. Но у таких машин возникает проблема равномерного распределения пульсаций по ширине отсадочного решета. Затем были разработаны машины с подрешетным расположением воздушных камер, что позволило увеличить ширину камер до 3 м, соблюдая равномерность пульсаций по всей площади отсадочных решет, и значительно увеличить производительность отсадочных машин.

Схемы воздушно-пульсационных (беспоршневых) отсадочных машин приведены на рис. 1.37.

*Для обогащения углей* применяются отсадочные машины типа ОМ-12, ОМ-18 (см. рис. 1.37, б). Числа после буквенных индексов обозначают

площадь отсадочных решет, м<sup>2</sup>. Машины этого типа имеют подрешетное расположение воздушных камер и роторные разгрузители тяжелых фракций. Для обогащения ширококлассифицированного угля (100-1 мм) применяются машины ОМ-12К и ОМ-18К с боковым расположением воздушных камер (см. рис. 1.37, а). Машины этого типа отличаются от других тем, что они работают с искусственной постелью, обеспечивающей комбинированную разгрузку тяжелых фракций: мелкая тяжелая фракция разгружается через искусственную постель, а крупная – через поперечные щели в отсадочном решете с помощью качающихся шибберов.

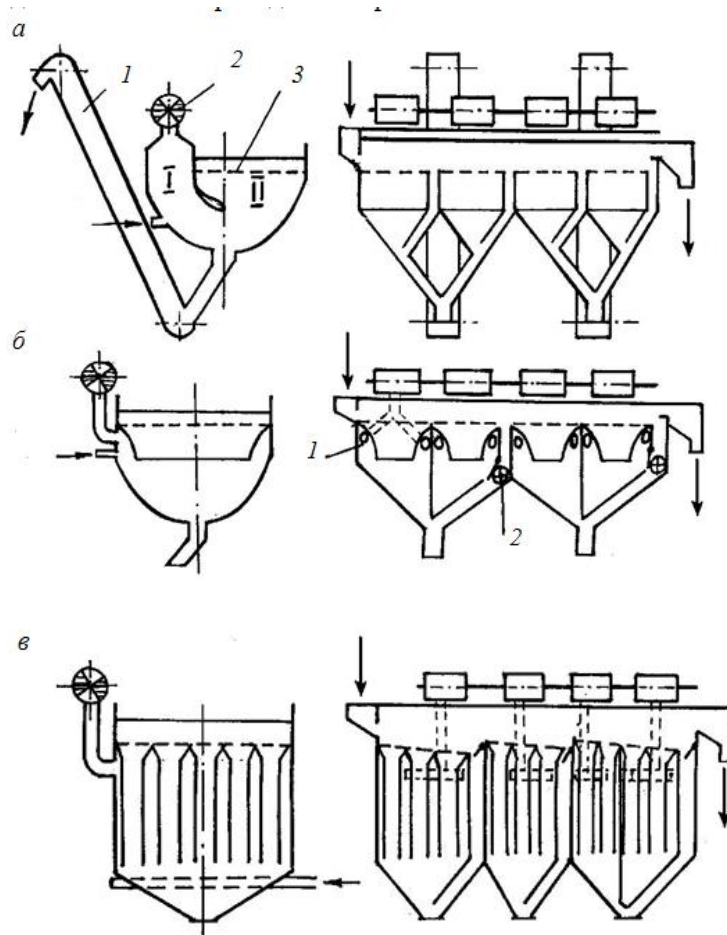


Рис 1.37. Схемы беспоршневых отсадочных машин:

- а – с боковым расположением воздушных камер: I – пульсационное отделение;  
 II – отсадочное отделение; 1 – элеватор; 2 – пульсатор; 3 – отсадочное решето;  
 б – с подрешетным расположением воздушных камер: 1 – воздушная камера;  
 2 – роторный разгрузитель; в - с многоструйными проточными камерами (для руд)

Для обогащения руд применяются беспоршневые отсадочные машины типа: ОПМ – для обогащения мелких классов руды крупностью до 4 мм; ОПС

– для обогащения руды крупностью до 30 мм и МОБК-8 – для обогащения крупных классов руды (до 60 мм).

Машины типа ОПМ имеют искусственную постель и изготавливаются различных типо-размеров. Расположение воздушных камер у машин этого типа может быть боковое (см. рис. 1.37, *а*), и подрешетное (рис. 1.37, *в*).

Для создания пульсаций в беспоршневых отсадочных машинах используются роторные пульсаторы, регулирующие впуск сжатого воздуха в воздушные камеры и выпуск его в атмосферу через глушители. На рис 1.38 показан роторный пульсатор типа ПВ-4.

Для автоматического регулирования разгрузки тяжелых фракций в беспоршневых отсадочных машинах используют автоматические регуляторы поплавкового типа. На рис. 1.39 показан автоматический регулятор поплавкового типа АР-3.

Поплавок 1, внедренный в отсадочную постель, отслеживает толщину слоя тяжелой фракции. Поплавок системой рычагов 2 соединен с осью золотника 3, который при подъеме поплавка открывает доступ сжатого воздуха в рабочий пневмо-цилиндр, поршень которого, перемещаясь, посредством штока открывает качающуюся заслонку, увеличивая размер разгрузочной щели для разгрузки тяжелой фракции. В машинах с роторными разгрузителями вместо золотника устанавливается группа контактов, с помощью которой меняется частота вращения ротора электродвигателя постоянного тока, вращающего через редуктор роторный разгрузитель.



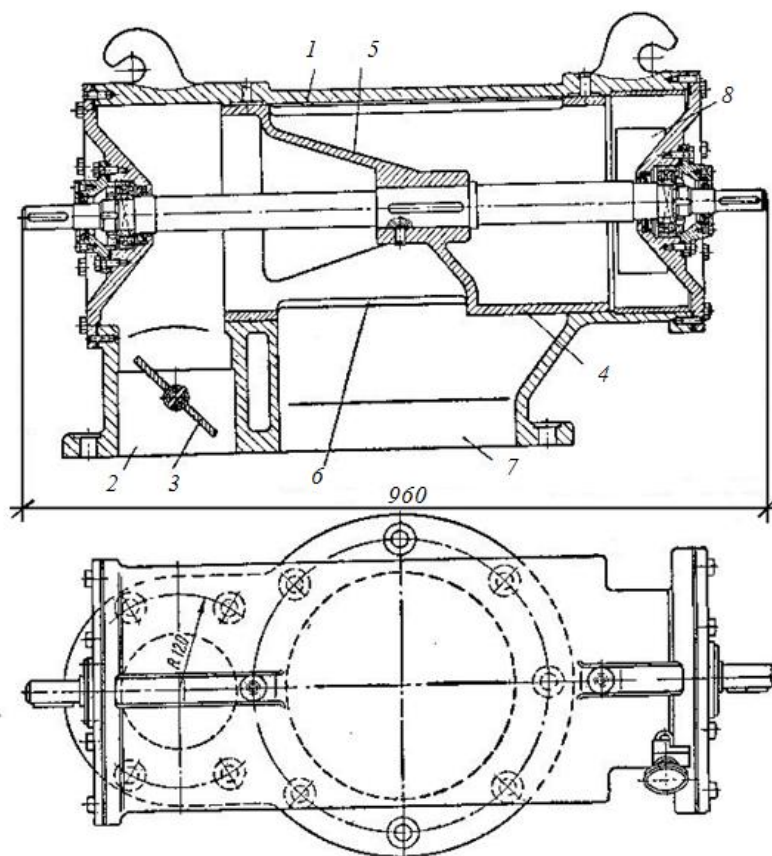


Рис. 1.38. Роторный пульсатор типа ПВ – 4:

1 – корпус; 2 – отверстие для подвода сжатого воздуха; 3 – заслонка для регулирования подачи воздуха; 4 – ротор пустотелый; 5 – диагональная перегородка; 6 – окно для впуска сжатого воздуха в отсадочную машину; 7 – канал, соединяющий пульсатор с воздушным отделением машины; 8 – выхлопное окно

*Отсадочные машины с подвижным решетом* в отечественной практике применяются для обогащения марганцевых руд крупностью от 3 до 40 мм. Машины серийно не выпускаются. Машины имеют двух-, трех- и четырехсекционные решета площадью от 2,9 до 4,0 м<sup>2</sup> (рис. 1.40).

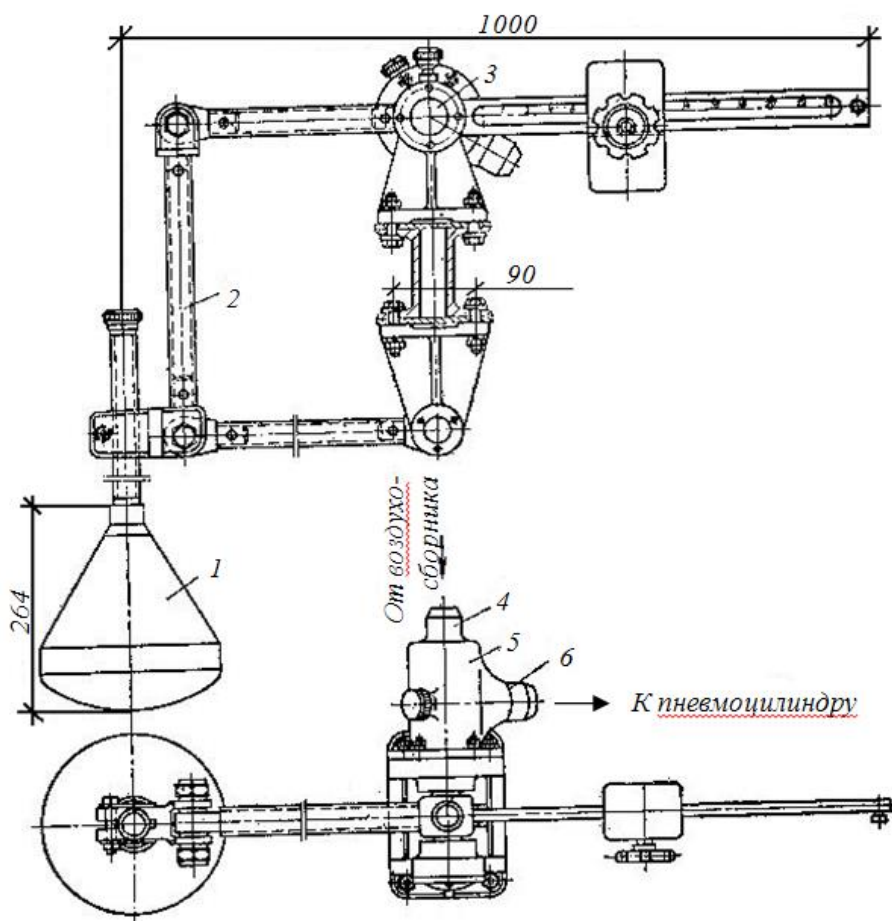


Рис 1.39. Автоматический регулятор поплавкового типа АР-3:

1 – поплавок; 2 – система рычагов, соединяющая поплавок с осью золотника;

3 – золотник; 4 – штуцер для подвода сжатого воздуха к золотнику;

5 – корпус золотника; 6 – штуцер для выпуска сжатого воздуха из золотника

Решето крепится на подвижной раме, погруженной в ванну машины с водой, и подвешенной на пружинных подвесках. Кривошипно-шатунный привод подвижной рамы расположен над отсадочным отделением. Решето совершает дугообразные движения, периодически поднимая отсадочную постель вверх и давая ей возможность опускаться под действием силы тяжести в движущемся горизонтально потоке воды. Частота качаний решета устанавливается в зависимости от крупности обогащаемого материала в диапазоне от 90 до 150 мин<sup>-1</sup>.

Тяжелые фракции разгружаются под решето через боковые или центральные щели, размер которых может регулироваться при работе машины. Все получаемые фракции из пирамидальных секций разгружаются элеваторами.

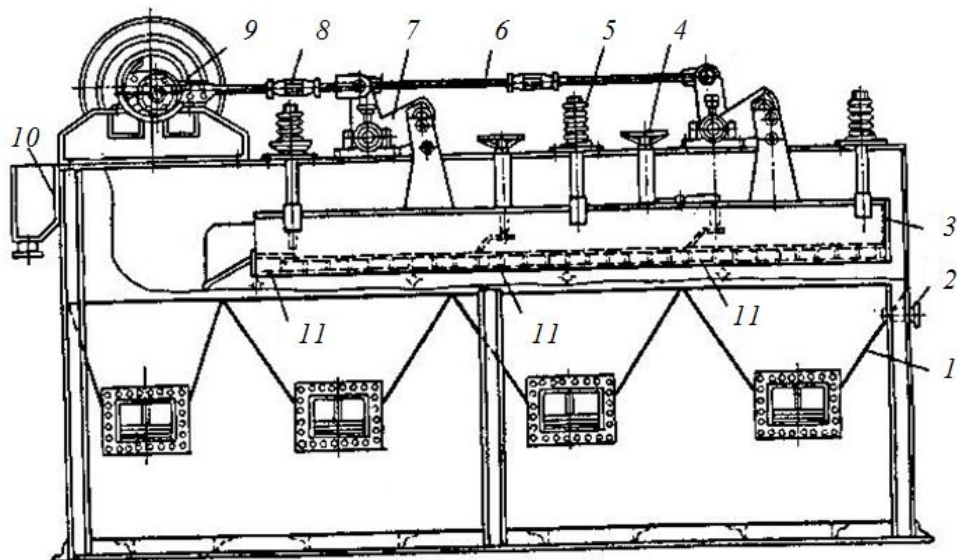


Рис 1.40. Отсадочная машина с подвижным решетом для обогащения марганцевых руд: 1 – корпус; 2 – патрубок для подачи подрешетной воды; 3 – подвижный короб с отсадочным решетом; 4 – винт регулировки ширины разгрузочной щели; 5 – пружинная подвеска короба; 6 – тяга эксцентрикового привода; 7 – коленчатый рычаг привода; 8 – регулировочная гайка; 9 – эксцентриковый привод; 10 – сливной порог; 11 – щели для разгрузки тяжелых фракций

Из зарубежных аналогов известна отсадочная машина с подвижным решетом “РОМДЖИГ” фирмы “Ведаг” (рис. 1.41) для обогащения углей крупностью от 30 до 400 мм, применяемая для предварительного обогащения углей с целью удаления основной массы породы.

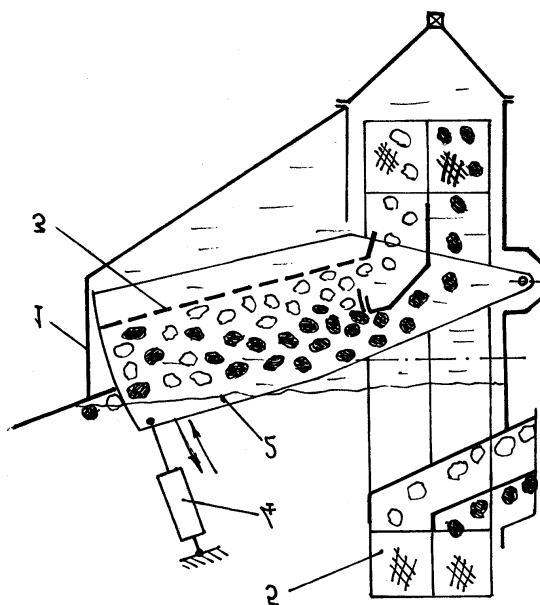


Рис 1.41. Отсадочная машина с подвижным решетом для предварительного обогащения углей (фирма «Ведаг»): 1 – корпус; 2 – качающаяся рама с решетом (3); 4 – пневматический привод; 5 – сдвоенное элеваторное колесо

Отсадочное решето в этих машинах наклонено в сторону движения отсадочной постели. Его качание осуществляется пневматическим приводом, периодически поднимающим загрузочный конец отсадочного решета и резко опускающего его вниз, что дает возможность свободно падать отсадочной постели.

Разгрузка тяжелой фракции регулируется вертикальной заслонкой и осуществляется, как и разгрузка легкой фракции, элеваторным колесом.

Машины с подвижным решетом характеризуются более низкими затратами, но имеют меньшую удельную производительность и меньшую эффективность обогащения.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Что называется процессом отсадки?
2. Что такое «постель», каковы ее свойства?
3. По каким признакам классифицируются отсадочные машины?
4. Какие типы отсадочных машин Вы знаете?
5. Охарактеризуйте работу отсадочной машины типа МОД.
6. Объясните принцип действия и обогащение полезного ископаемого в отсадочной машине ОМШ.
7. Как происходит отсадка в воздушно-пульсационных отсадочных машинах?
8. Опишите действие машины МОБК – 8.
9. Какие еще машины могут применяться в практике отсадки полезных ископаемых?

## ЛЕКЦИЯ №11

### Тема: Факторы, влияющие на извлечения при обогащения отсадочных машинах

#### План:

1. Параметры отсадки
2. Принципиальные схемы обогащения отсадкой
3. Принцип работы основных узлов отсадочных машин

*Ключевые слова:* отсадка, постель, отсадочная машина, диафрагмовые отсадочные машины, беспоршневые отсадочные машины, отсадочные машины с подвижным решетом, неподвижное решето, надрешетная, подрешетная вода, разрыхленность, МОД-1, МОД-2.

#### Параметры отсадки

Основными показателями работы отсадочных машин является их производительность по исходному продукту и взаимозасоряемость получаемых продуктов обогащения.

На результаты работы отсадочных машин оказывают существенное влияние следующие факторы.

1. Характеристика исходного продукта – его гранулометрический состав, фракционный состав, форма частиц.
2. Производительность по исходному или удельная производительность машины и количество разгружаемых тяжелых фракций.
3. Расход воды и соотношение транспортной воды, подаваемой вместе с исходным продуктом, и подрешетной воды, подаваемой в нижнюю часть пульсационного отделения.
4. Высота отсадочной постели или надпостельного слоя в случае применения искусственной постели.
5. Частота и амплитуда пульсаций.
6. Цикл отсадки.
7. Конструктивные факторы: способ создания пульсаций, число ступеней (или камер) в машине, способ разгрузки тяжелой фракции.

Производительность отсадочных машин зависит от крупности обогащаемого материала и его фракционной характеристики, а также от геометрических размеров отсадочного решета. Производительность машины формируется площадью поперечного сечения отсадочной постели и средней скоростью перемещения постели вдоль отсадочной машины. Скорость перемещения постели в машине зависит от расхода воды, она должна быть таковой, чтобы обеспечивать расслоение постели при продвижении ее до

места разгрузки тяжелой фракции. По данным практики расход транспортной воды ограничивается соотношением Ж:Т  $\leq 2$  по массе. При большем расходе транспортной воды отсадочная постель будет сноситься потоком без ее расслоения. Расход подрешетной воды также не может быть слишком большим, так как он может выносить в верхний слой постели мелкие частицы тяжелого минерала и препятствовать полному расслоению постели. Обычно расход подрешетной воды не превышает расхода транспортной воды.

Высота отсадочной постели в машине при обогащении относительно крупного материала принимается из соотношения

$$h = (5 \div 10) d_{\max},$$

где  $h$  – высота отсадочной постели, мм;  $d_{\max}$  – размер зерен максимальной крупности в питании, мм.

При отсадке мелкого материала в машинах с искусственной постелью оптимальная высота надпостельного слоя обогащаемого материала примерно соответствует соотношению  $H = 20 d_{\max}$ .

Толщина искусственной постели оказывает существенное влияние на ее пропускную способность. При увеличении толщины искусственной постели количество проходящего сквозь нее минеральных частиц уменьшается и наоборот. Поэтому толщину искусственной постели выбирают опытным путем в зависимости от выхода концентрата (тяжелой фракции). При большом содержании тяжелых минералов в исходном толщина искусственной постели принимается меньшей, чем при низком их содержании. В основных операциях обогащения высота искусственной постели ( $H_{\text{иск}}$ ) принимается в пределах  $(10-20) d_{\max}$ , а в перечистных операциях  $(5-7) d_{\max}$ .

В качестве характеристики процесса прохождения зерен через искусственную постель принимают скорость прохождения тяжелой фракции через постель ( $v_{\text{ст}}$ ).

Тогда количество материала  $Q$ , проходящего через искусственную постель, можно рассчитать, кг/с:

$$Q = v_{\text{ст}} \delta_T F \theta_{\text{ср}}, \quad (7.5)$$

где  $\delta_T$  – плотность тяжелых минеральных частиц, проходящих через постель, кг/м<sup>3</sup>;  $F$  – площадь отсадочной постели, м<sup>2</sup>;  $\theta_{\text{ср}}$  – средний коэффициент разрыхления постели.

Размах (амплитуда) колебаний среды разделения должен быть не менее  $2d_{\max}$ . Приблизительно его можно рассчитать по эмпирической формуле, мм

$$l = 8,1 d_{\max}^{0,6}, \quad (7.6)$$

где  $l$  – амплитуда колебаний среды, мм;  $d_{\max}$  – максимальный размер частиц в питании, мм.

Частоту колебаний  $n$  можно установить, исходя из следующих условий: 1) скорость восходящего потока воды должна быть достаточной для взвешивания максимальных по гидравлической крупности частиц в стесненных условиях; 2) ускорение среды при этом не должно превышать ускорение силы тяжести.

Первому условию соответствует соотношение

$$n > 27,3 v_{\text{ст}} / l \beta K, (7.7)$$

где  $v_{\text{ст}}$  – скорость стесненного падения частиц максимальной гидравлической крупности, м/с;  $l$  – амплитуда колебаний, м;  $\beta$  – коэффициент снижения скорости за счет зазоров между поршнем и стенками поршневого отделения ( $\beta = 0,6-0,99$ ), принимается только для поршневых машин;  $K$  – отношение площади поршня (диафрагмы или пульсационного отделения) к площади решета.

Второе условие определяет зависимость

$$n < 1340 / (l \beta K)^{1/2}. (7.8)$$

Число ступеней (или камер) в машине зависит от фракционного состава исходного. Для обогащения легкообогатимых продуктов, когда полезные минералы полностью раскрыты и сростки отсутствуют, достаточно двух камер для получения чистой тяжелой фракции в первой камере и чистой легкой фракции в сливе машины. Во второй камере тяжелый продукт будет представлять смесь зерен легкого и тяжелого минералов, и этот промежуточный продукт возвращают в эту же машину в качестве циркуляционного продукта.

При наличии сростков в исходном продукте число камер может быть увеличено до трех или четырех, когда получают, кроме относительно чистых тяжелой и легкой фракций, один или два промежуточных продукта, для которых предусмотрена дальнейшая переработка. При работе отсадочных машин оперативное регулирование процесса отсадки осуществляется изменением количества разгружаемых тяжелых фракций и количеством подаваемой в машину транспортной и подрешетной воды. Увеличение расхода подрешетной воды способствует большему разрыхлению постели в период одного цикла отсадки, а увеличение общего расхода воды увеличивает скорость продвижения всех слоев отсадочной постели вдоль отсадочного решета, не увеличивая скорость расслоения постели.

### **Принципиальные схемы обогащения отсадкой**

Подготовка материала к обогащению отсадкой заключается в предварительном делении его на классы крупности. Каждый из полученных классов обогащается в отдельных отсадочных машинах при своих режимах отсадки. Полученные продукты отсадки проходят операции обезвоживания и обесшламливания. Таким образом, схемы отсадки состоят всегда из *подготовительных, основных и заключительных операций*.

Подготовительные операции осуществляются, как правило, на грохотах с орошением водой надрешетного продукта. Заключительные операции выполняются для крупных подрешетных продуктов обезвоживающими элеваторами с последующим обезвоживанием на грохотах и центрифугах или без них.

Принципиальные схемы обогащения легкообогатимых углей отсадкой без заключительных операций показаны на рис. 1.42 и 1.43.

При обогащении легкообогатимых углей, т. е. при незначительном выходе промпродуктовых фракций или без их получения, применяются простые схемы одностадийного обогащения (рис. 1.42, *а, б*). Обогащение углей трудных категорий обогатимости, содержание в которых фракций промежуточной плотности (сростков) более 5-20 %, осуществляют по двухстадийным схемам (рис. 1.43, *а, б*).



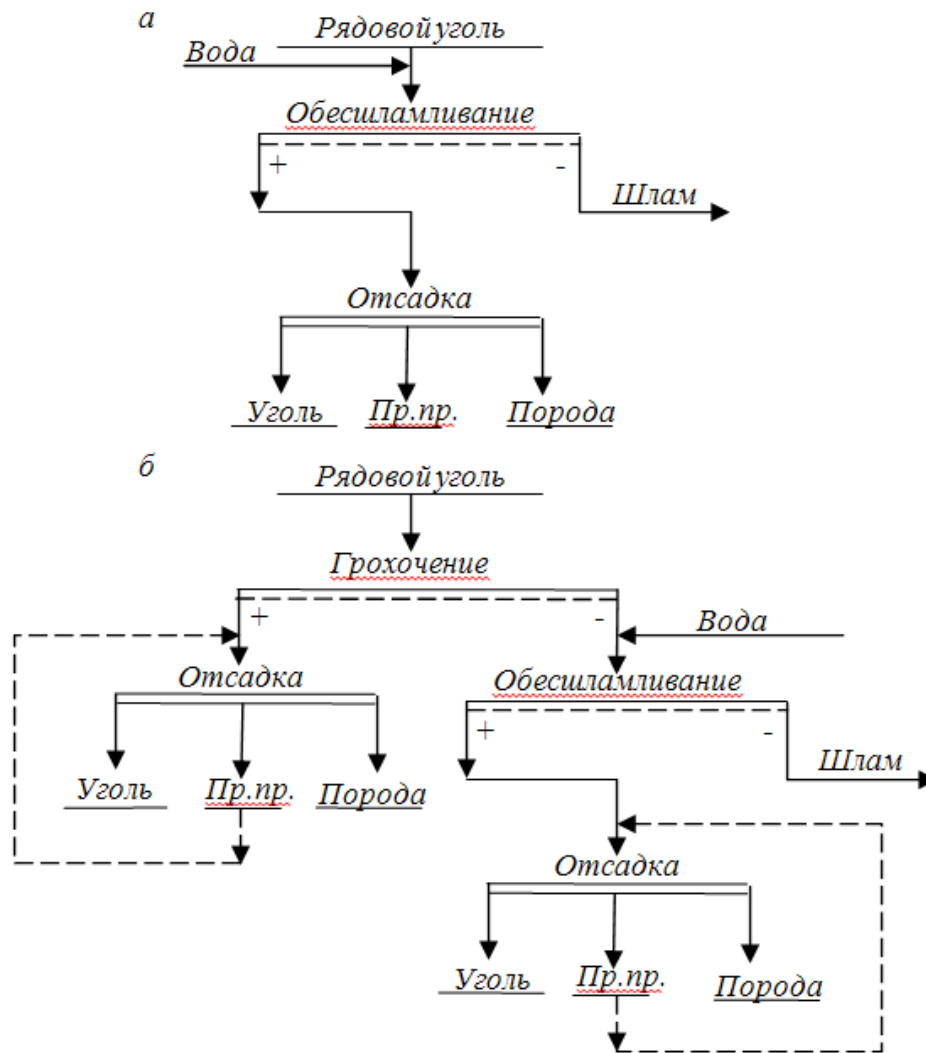


Рис. 1.42. Принципиальные схемы обогащения легкообогатимых углей отсадкой: *а* – обогащение ширококлассифицированного угля; *б* – обогащение классифицированного угля

Схемы обогащения руд с применением отсадочных машин строятся по таким же правилам, что и схемы обогащения угля. Количество классов крупности, на которые делится исходная руда перед обогащением отсадкой, зависит от контрастности в плотностях легких и тяжелых минералов, а число стадий обогащения зависит от степени раскрываемости полезных минералов в процессе дробления и измельчения руды.

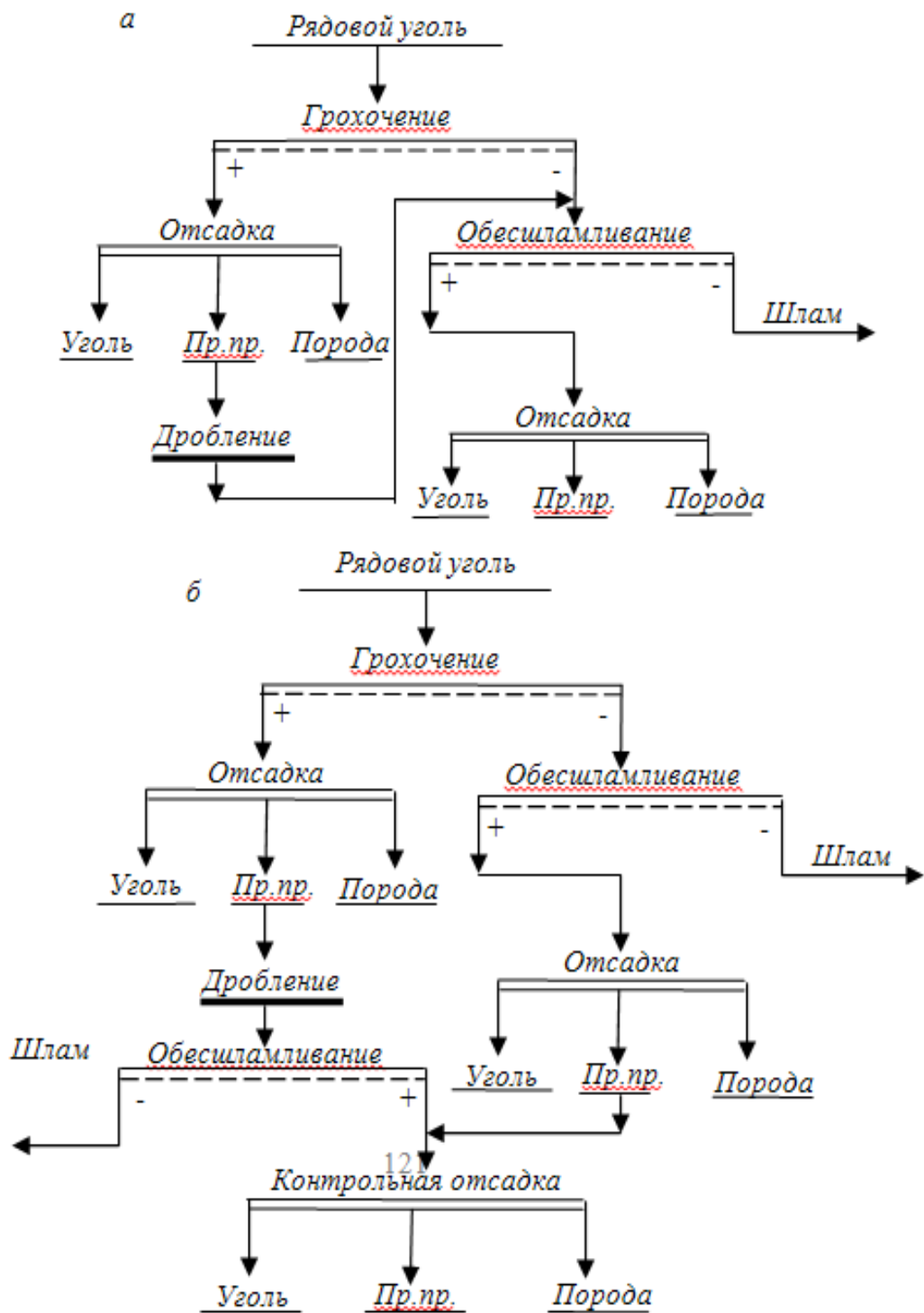


Рис. 1.43. Принципиальные схемы обогащения труднообогатимых углей отсадкой: *а* – при относительно небольшом выходе крупного пром.продукта; *б* – при значительном выходе крупного пром.продукта

### Принцип работы основных узлов отсадочных машин

**1. Пульсаторы.** Воздушные пульсаторы с заданной частотой пульсаций периодически соединяют и разобщают воздушное отделение отсадочной машины с ресивером сжатого воздуха и атмосферой, создавая в отсадочном

отделении восходящий и нисходящий потоки жидкости.

Различают пульсаторы возвратно-поступательного действия, роторные вращающиеся и клапанные (рис. 1.44).

*Пульсаторы возвратно-поступательного действия* обладают рядом недостатков: ограниченные возможности в увеличении расхода и повышении интенсивности пульсационного режима; инерционность привода, особенно при повышенных частотах колебаний среды; низкая эксплуатационная надежность, поэтому они заменены роторными, более совершенными пульсаторами.

*Воздушные пульсаторы роторного типа* (см. рис. 1.44, а) имеют наибольшее распространение в обогащении. Ими оснащены машины типа ОМ и др. Роторный пульсатор имеет ротор, представляющий собой два стакана: впускной и выпускной. Корпус пульсатора имеет совмещенный канал для впуска воздуха в машину и его выпуска. Поступление сжатого воздуха в пульсатор от ресивера регулируется положением дроссельной заслонки. Отличительная особенность пульсатора – принцип коммутации сжатого воздуха, при котором впускной - выпускной канал остается постоянно открытым в полость пульсатора, а периодически перекрывается в процессе работы окно, через которое поступает сжатый воздух и выхлопное отверстие.

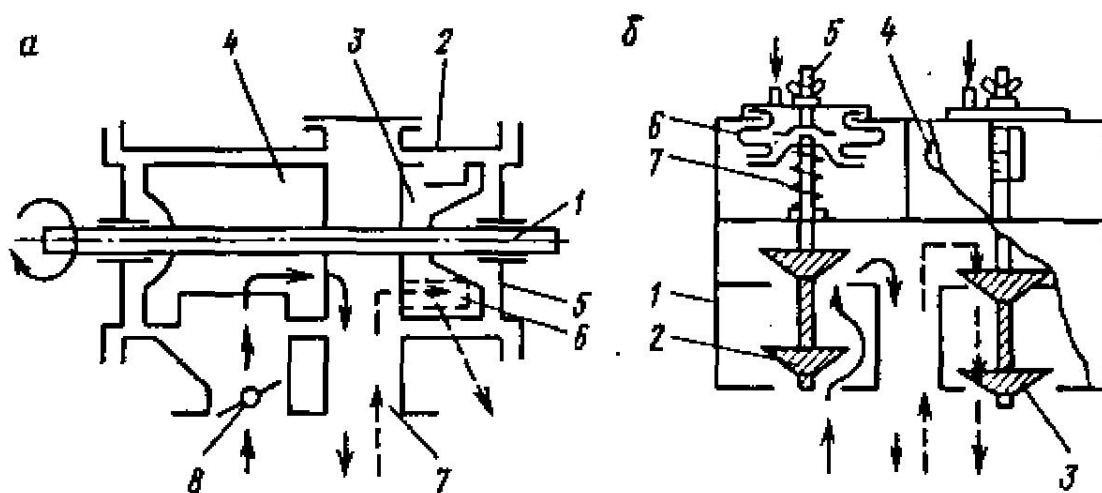


Рис. 1.44. Схемы воздушных пульсаторов;

а - роторный тип; 1 - вал; 2 - корпус; 3 - стакан выпуска воздуха; 4 - стакан впуска воздуха; 5 - фланец; 6 - выпускное окно; 7 - канал к воздушной камере машины; 8-дроссельная заслонка.

б - клапанный тип с электропневматическим управлением; 1 - корпус; 2 - впускные клапаны; 3 - выпускные клапаны; 4 - диафрагма выпускных клапанов; 5 — установочный винт; 6 -диафрагма впускных клапанов; 7-пружина

Пульсаторы клапанного типа с электропневматическим управлением (см. рис, 1.44, б) еще не получили широкого применения в практике, однако имеют ряд преимуществ по сравнению с роторными, так как позволяют вести автоматическое управление отсадочной машиной по данным контроля состояния отсадочной постели. Пульсаторы имеют отдельные исполнительные органы для впуска и выпуска сжатого воздуха с помощью автономных приводов.

Пульсатор состоит из двух систем клапанов, смонтированных в общем корпусе. Впускные клапаны периодически открывают каналы для поступления сжатого воздуха из ресивера в отсадочную машину. Выпускные клапаны при выпуске воздуха из машины соединяют ее воздушные камеры с атмосферой.

Для закрытия необходимой пары клапанов действуют сжатым воздухом на диафрагму. При поступлении сжатого воздуха на диафрагму первой пары клапанов вторая пара клапанов открывается под действием возвратной пружины при одновременном выпуске сжатого воздуха из над- диафрагмового пространства. Ход клапанов регулируют установочными винтами. Режим впуска и выпуска сжатого воздуха для каждой секции машины задается автоматической системой управления, исполнительными механизмами которой служат электропневматические золотники, каждый из которых обеспечивает заданный режим впуска и выпуска воздуха для срабатывания соответствующей пары клапанов.

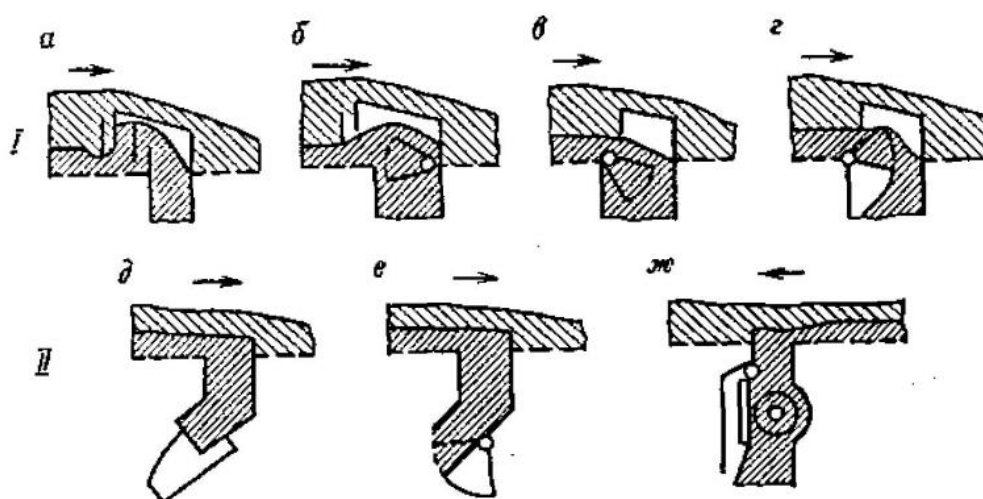


Рис. 1.45. Схемы разгрузочных устройств тяжелых продуктов с вертикальной (I) и горизонтальной (II) щелями:

а - плоский шибер; б - секторный шибер; в - качающийся участок решетки; г - качающийся лоток; д - лотковый затвор; е - секторный затвор; ж - роторный затвор

Разгрузочные устройства тяжелых продуктов. Разгрузка тяжелых продуктов - одна из важнейших операций отсадки. Различают разгрузочные устройства с *вертикальной* и *горизонтальной* щелями. В новых конструкциях отсадочных машин преимущественно применяют разгрузочные устройства с горизонтальной щелью, обеспечивающие спокойную разгрузку без нарушения структуры расслоенной постели.

Разгрузочные устройства с вертикальной щелью оснащают исполнительными органами в виде плоского или секторного шибера качающегося участка решета или лотка (рис. 1.45).

В устройствах с горизонтальной разгрузочной щелью и аккумулярующим карманом применяют лотковые, секторные и роторные затворы, осуществляющие полное или частичное закрывание выпускного отверстия. Иногда в одном разгрузочном устройстве предусмотрено сочетание двух исполнительных элементов: шибера для регулирования сечения разгрузочной щели и роторного разгрузчика для выгрузки продукта из кармана. В новых конструкциях машин положение дозирующего органа (шибера) регулируется автоматически.

Если автоматизирована разгрузка тяжелого продукта основным разгрузочным устройством (ротором), то дозирующее устройство (шибер) выполняет вспомогательную роль и его положение фиксируется в процессе пуска наладочных работ. Для исполнительных органов периодического действия применяют пневматический привод, реже электро- и пневмогидравлический.

Если автоматизация разгрузки производится в непрерывном режиме, то применяют электрический привод. При шиберных разгрузочных устройствах интенсивность разгрузки регулируется степенью открытия щели, при роторных - изменением частоты вращения ротора, при бесшиберных - изменением числа пульсаций жидкости в разгрузочной камере.

### **Частота и амплитуда колебаний среды при отсадке**

Частоту и амплитуду колебаний среды при отсадке определяют из условий эффективного разделения смеси минеральных зерен по плотности и крупности, поэтому для различных условий отсадки различного по вещественному составу материала предложены эмпирические зависимости или высказаны определенные рекомендации на основании опыта эксплуатации отсадочных машин в промышленности.

Теоретически пределы изменения частоты колебаний могут быть определены при заданной амплитуде. Нижний предел определяется, исходя из условий взвешивания частиц постели. Для подъема постели скорость

жидкости должна быть больше скорости стесненного падения частиц средней для постели гидравлической крупности.

Это условие для гармонического цикла в соответствии с формулой выразится неравенством

$$u > v_{ст};$$

$$\frac{\pi L n}{60} \sin \omega t + u_n > v_{ст},$$

где  $v_{ст}$  — скорость стесненного падения частиц, см/с. Остальные обозначения прежние.

При  $\sin \omega t = 1$ , что соответствует максимуму скорости,  $u = v_{ст}$ ,  $u_n = 0$ , можно записать

$$\pi L n / 60 = v_{ст}.$$

$$n = 60 v_{ст} / (\pi L).$$

Если выразить  $L$  в см,  $v_{ст}$  - в см/с, то  $n = 19,1 v_{ст} / L$ . колебаний/мин.

Экспериментально установлено, что взвешивание слоя зерен происходит при  $\omega t < 90^\circ$ . Если принять  $\omega t = 45^\circ$ , тогда  $\sin \omega t = 0,707$  и  $n = 60 v_{ст} / (\pi L 0,707) = 27,0 v_{ст} / L$ .

Верхний предел частоты колебаний жидкости определяют из условия ограничения максимального ускорения жидкости значением ускорения свободного падения.

Если ускорение жидкости больше ускорения свободного падения, то на частицы кроме силы тяжести будут действовать силы от механического взаимодействия частиц, значение которых значительно превышает значение силы тяжести.

При больших ускорениях жидкости возникает общая циркуляция постели, сопровождающаяся подъемом ее в средних зонах и опусканием у стенок машины, что нарушает разделение.

Схема автоматического регулирования высоты и плотности постели отсадочных машин показаны на рис. 1.46. Из большого числа схем выбраны только основные.

*Автоматическое регулирование качающимся перфорированным порогом* (см. рис. 1.46, а), разработанное институтом Механобрчермет, заключается в регулировании размера вертикальной щели, образуемой между отсадочным решетом 1 и качающимся перфорированным порогом 2, расположенным над разгрузочным карманом 3. Положение разгрузочного порога изменяется автоматически в зависимости от положения поплавка 4 контролирующего плотность постели, Шток поплавка переключает клапаны 5 пневматического

привода 6, который поднимает или опускает качающийся порог, тем самым увеличивая или уменьшая интенсивность разгрузки тяжелых фракций. Аналогично работает регулятор с шибером, открывающим или закрывающим вертикальную щель.

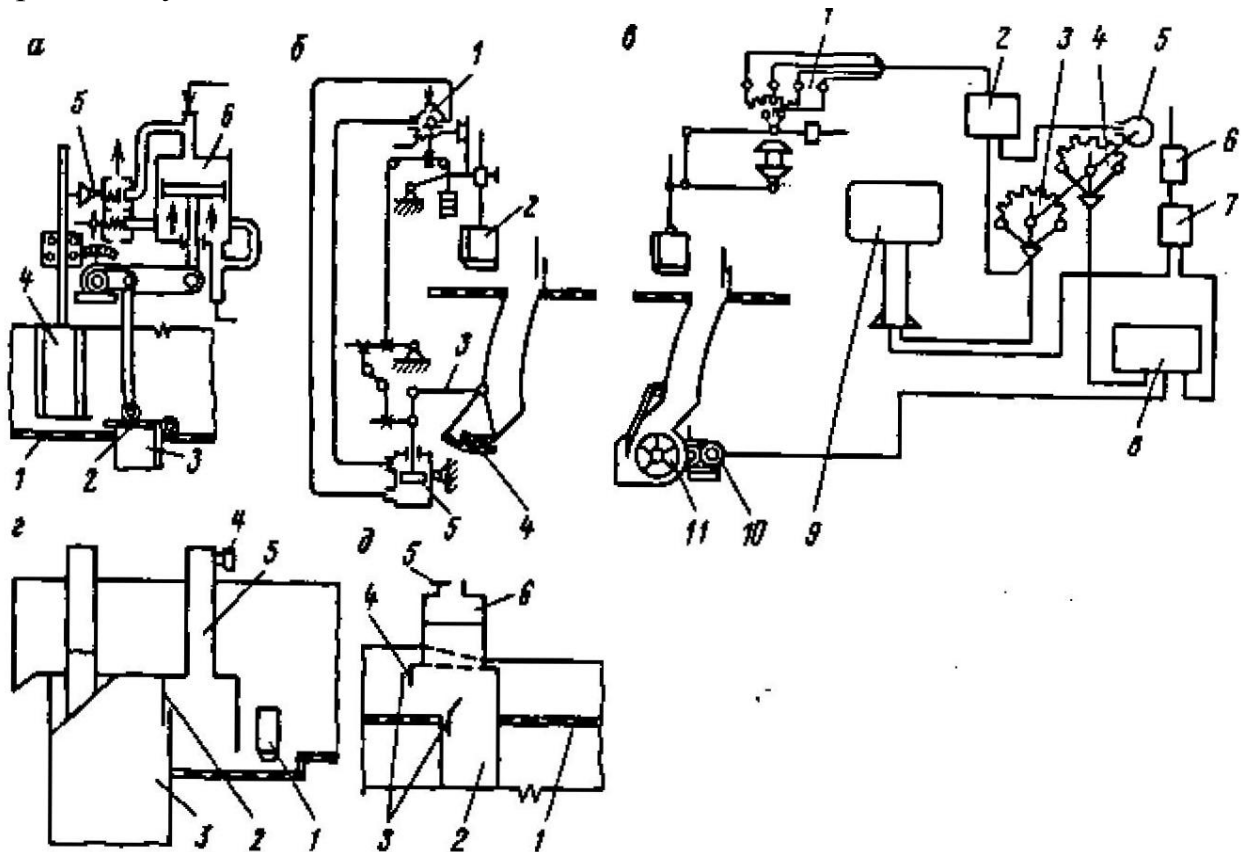


Рис. 1.46. Схемы автоматического регулирования высоты и плотности постели отсадочных машин:

а-качающимся перфорированным порогом; б-секторным затвором; в-ротаторным затвором; г-бесшиберным устройством; д-основанное на самовыравнивании сопротивления постели

*Автоматическое регулирование секторным затвором* (см. рис. 1.46) применяют для разгрузки тяжелых продуктов крупностью до 250 мм. Сектор 4, выполненный из перфорированного листа, располагается в конце глубокого разгрузочного кармана. При движении сектор не перекрывает полностью выпускную щель, что предохраняет его от заклинивания.

При увеличении толщины слоя и плотности постели поплавков 2 поднимается вверх, поворачивая воздухораспределительный золотник 1 в положение, при котором пневмопривод 5 с помощью системы рычагов 3 открывает сектор 4 и увеличивает скорость выгрузки материала из кармана.

При снижении толщины и плотности постели пневмопривод срабатывает в обратном направлении, замедляя или полностью прекращая разгрузку.

Пневмопривод связан с золотником 1 обратной связью, обеспечивающей стабилизацию исполнительного органа в каждом новом положении.

*Автоматическое регулирование роторным затвором* применяют в отсадочных машинах типа ОМ, оснащенных унифицированным разгрузочным устройством с горизонтальной щелью и глубоким аккумулярующим карманом. Поплавковый датчик 2 (поплавок) контролирует уровень постели заданной плотности, совершая перемещения в вертикальном направлении, преобразуемые потенциометрическим задатчиком 1 в электрические сигналы. Конструктивно задатчик совмещен с измерительным прибором. Масса поплавка подбирается перемещением контргруза на рычаге, который получает движение от поплавка через специальную вилку. Такое устройство позволяет регистрировать только отклонения, связанные с изменением уровня постели, и не учитывать нормальные колебательные движения среды и обогащаемого материала.

Электрические сигналы задатчика передаются электронному регулируемому устройству 2, в котором они усиливаются и преобразуются в управляющий сигнал в соответствии с принятым законом регулирования (в данной конструкции принят пропорционально-интегрально-дифференциальный закон). Управляющий сигнал преобразуется в команду регулятора скоростей, состоящего из исполнительного механизма 5, реостата задатчика скорости 4 и реостата обратной связи 3, Регулятор скорости вращения ротора 11 снабжен двумя концевыми выключателями, один из которых ограничивает угол поворота от 5 до  $120^\circ$ , другой отключает привод при снижении частоты вращения до  $150 \text{ мшн}^{-1}$ . Приводное устройство представляет собой универсальный привод с магнитным усилителем типа ПМУ с плавным регулированием скорости. Привод комплектуется магнитным пускателем 7, рубильником 6, блоком питания 8, электродвигателем постоянного тока и редуктором 10 с цепной передачей, управляется от пульта 9.

При разгрузке тяжелых продуктов через искусственную постель автоматическое регулирующее устройство комплектуется вместо потенциометрического задатчика задатчиком-сельсином. Перемещение рычага поплавкового устройства передается через зубчатую пару ротору сельсина, преобразуется в электрический сигнал и далее поступает на привод воздушной заслонки, которая дозирует расход воздуха в машину, увеличивая или уменьшая интенсивность пульсаций. При крайних положениях задвижки ее электропривод отключается концевыми выключателями, в блоке с которыми смонтирован реостат обратной связи, одновременно выполняющий функции указателя положения задвижки.



*Автоматическое регулирование бесшиберным устройством* заключается в регулировании толщины постели (см. рис. 1.46, г). При увеличении толщины постели сверх заданной поплавок 1 поднимается и открывает клапан 4 воздушной трубы 5, подающей сжатый воздух от воздушного отделения машины в специальную камеру, образованную порогом 2 машины и металлическими пластинами. В камере вода пульсирует, что способствует разгрузке тяжелого продукта в приемный карман 3. В зависимости от степени открытия клапана изменится расход воздуха, а следовательно, интенсивность разгрузки, способствующая уменьшению или увеличению объема разгружаемого продукта и высоты постели.

*Автоматическое регулирование, основанное на самовыравнивании сопротивления постели* предложено институтом Механобрчермет (см. рис. 1.46, з). Контрольный участок решета с постоянной высотой слоя постели находится за разгрузочным порогом. При увеличении сопротивления постели на рабочей площади решета 1 вне порога 4 контрольный участок решета подвергается пульсациям повышенной интенсивности, что вызывает увеличение притока тяжелого продукта из рабочей зоны решета в контрольную и удаление его в разгрузочный карман 2. Заданный уровень слоя постели на контрольном участке решета поддерживается с помощью регулировочных шиберов установленных у разгрузочной щели и в конце контрольного участка.

Оперативное регулирование дроссельными заслонками 5 осуществляется изменением сопротивления воздушной подушки, находящейся над зеркалом воды в зоне разгрузки в специальных воздушных камерах 6, установленных над сливным порогом. Площадь воздушных камер должна быть равна площади сливного порога. Основной недостаток последних двух регуляторов - необходимость создания пульсаций воды в зоне разгрузки тяжелого продукта, что нарушает структуру постели и ухудшает качество разгружаемых продуктов.

На процесс отсадки влияют следующие факторы:

1. Зависящие от исходного материала: крупность; гранулометрический состав; фракционный состав; физико-механические свойства (форма зерен, прочность и др.); производительность (удельная производительность).

2. Гидродинамические: расход воды (подрешетной, транспортной, общий расход); содержание твердого (отношение жидкого к твердому); давление воды; реологические свойства (плотность, вязкость и т. д).

3. Аэродинамические (для воздушно-пульсационных машин): расход воздуха; давление воздуха; объем воздуха на 1 т обогащаемого материала;

реологические свойства.

4. Аэрогидродинамические: цикл отсадки; частота пульсаций; амплитуда пульсаций.

5. Конструктивные: способ разгрузки тяжелых продуктов; способ создания пульсаций в отсадочной камере; число ступеней в машине; площадь отсадочного решета.

Все факторы подразделяются на факторы оперативной и неоперативной регулировки процесса.

К факторам неоперативной регулировки относятся конструктивные факторы: давление сжатого воздуха и воды; крупность, гранулометрический и фракционный составы исходного материала, его физико-механические свойства. Эти факторы могут быть изменены только в процессе некоторой реконструкции машины или изменения свойств исходного материала.

При регулировании процесса отсадки используют оперативные факторы, Действие этих факторов взаимообусловлено и направлено на достижение заданных показателей обогащения.

Краткий анализ некоторых факторов приводится ниже.

1. С уменьшением крупности обогащаемого материала снижается среднее вероятное отклонение, но возрастает плотность разделения.

Первое положение подтверждается ухудшением реологических свойств разделительной среды, уменьшением относительной скорости перемещения мелких частиц в постели отсадочной машины, увеличением механического взаимодействия частиц и беспорядочных перемещений (флюктуаций).

Возрастание плотности разделения, очевидно, объясняется утяжелением среды за счет присутствия мелких частиц, однако это положение требует специального доказательства.

Если уголь крупностью +6 мм на донецких фабриках (обогащается с  $E_{pm} = 100 \text{ кг/м}^3$  при плотности разделения 1400-1500  $\text{кг/м}^3$ , то уголь крупностью -3+1 мм-с  $E_{pm} = 180 \div 190 \text{ кг/м}^3$  при плотности разделения 1500-1800  $\text{кг/м}^3$ , а уголь крупностью -1+0,5 мм-с  $E_{pm} = 190 \div 240 \text{ кг/м}^3$  при плотности разделения 1700-1900  $\text{кг/м}^3$ .

Перед отсадкой необходимо материал обесшламливать по крупности -0,5 (0,2) мм,

2. Фракционный состав существенно влияет на отсадку. Чем труднее обогатимость полезного ископаемого, тем больше взаимозасоряемость фракциями продуктов обогащения.

3. Низкая прочность зерен обогащаемого материала приводит к ошламованию и потерям компонента с легким продуктом.

4. Повышенное содержание зерен плоской формы отрицательно

сказывается на свойствах искусственной и естественной постелей, снижается их пропускная способность.

5. С увеличением производительности увеличивается скорость продвижения материала через отсадочную машину, а следовательно, уменьшается время пребывания его в отсадочной машине и снижается точность разделения. Значительное увеличение производительности превращает машину в транспортное устройство.

При низких значениях производительности тяжелый продукт засоряется легкими фракциями.

Н. А. Самылиным предложена формула для определения производительности (в т/ч) отсадочной машины с учетом параметров, определяющих геометрические, технологические параметры и режим отсадки:

$$Q=3600\delta_{cp}SHK/\dot{\eta}$$

где  $\delta_{cp}$ - средняя плотность обогащаемого угля, т/м<sup>3</sup>;

S - площадь отсадки, м<sup>2</sup>;

H — высота постели, м;

K - скорость расслоения постели,

$\dot{\eta}$  - безразмерный коэффициент (критерий качества или критерий точности разделения):

$$\dot{\eta} = \ln \frac{100}{\sum A},$$

где  $\sum A$ -суммарное содержание посторонних фракций в продуктах обогащения, % исходного продукта.

Значение  $\dot{\eta}$  изменяется от 1,6 до 2,9; K- от 0,01 до 0,05 1/с. Так, работа отсадочной машины ОМ-12 при обогащении угля крупностью -13 мм характеризуется следующими показателями:

- суммарное содержание посторонних фракций в продуктах обогащения  $\sum A$  - 6,18%;

- критерий точности разделения  $\dot{\eta} = 2,78$ ;

- коэффициент скорости расслоения постели K=0,033;

- время отсадки t=81 с; погрешность разделения t=0,18.

Взаимозасоряемость продуктов обогащения для рассматриваемого случая приведена в табл. 5.9.

6. Большое влияние на колебательный режим отсадки оказывают число пульсаций и давление воздуха. При малых значениях числа пульсаций обеспечиваются более высокие скорости восходящего потока, увеличивается амплитуда колебаний, достигается максимальный подъем постели, повышается степень разрыхленности постели. Однако при этом режим становится менее устойчивым и более чувствительным к различным внешним

изменениям: производительности, гранулометрическому и фракционному составам исходного материала.

При высоких значениях чисел пульсаций устойчивость режима увеличивается, но снижается степень разрыхленности постели.

7. С увеличением давления воздуха пропорционально увеличиваются скорость восходящего потока и амплитуда колебаний, возрастают скорость нисходящего потока и подъем постели. Наиболее благоприятный режим пульсаций, обеспечивающий высокую технологическую эффективность и устойчивость режима отсадки, достигается выбором строго определенного сочетания числа колебаний жидкости и давления. Изменением давления в воздушных камерах машин в различные периоды цикла отсадки можно влиять на динамику взвешивания постели.

Необходимый характер изменения давления достигается путем профилировки впускных и выпускных сечений окон воздушных пульсаторов. В пульсаторах роторного типа проходные сечения на золотниках с целью выполняются трапецеидальной формы.

8. При регулировании процесса важное значение имеет подрешетная вода, способствующая стабилизации оптимальной разрыхленности постели. Динамическое воздействие ее заключается в уменьшении перепада гидростатического давления между рабочим и воздушным отделениями, увеличении скорости восходящего потока и уменьшении скорости нисходящего потока. Вместе с транспортной водой подрешетная вода участвует в перемещении материала к сливному порогу. Расходом подрешетной воды можно обеспечить более точную регулировку разрыхленности постели, чем сжатым воздухом.

Обычно регулировку воздухом производят при резких изменениях гранулометрического и фракционного состава материала и значительных изменениях удельных производительностей. Воздухом достигается грубая регулировка режима, а окончательная доводка его производится с помощью изменения расхода подрешетной воды. Общий расход на отсадку угля колеблется от 2,3 до 6 м<sup>3</sup>/т. С увеличением крупности обогащаемого материала расход воды возрастает. Доля расхода подрешетной воды от общего расхода колеблется от 40 до 70% и 60-30% приходится на долю расхода транспортной воды. Если общий расход составляет 5 м<sup>3</sup>/т, то подрешетной (при 45%-ном участии) 2,3 м<sup>3</sup>/т и транспортной 2,7 м<sup>3</sup>/т.

Без подрешетной воды не может быть достигнуто удовлетворительное разделение.

Во время восходящего хода воды ее избыток вместе с легким продуктом уходит через сливной порог машины.

При нисходящем ходе воды гидравлическое сопротивление отсадочной постели вследствие ее уплотнения будет более высоким, чем при восходящем. Поэтому под решетку возвращается меньший объем воды, чем объем воды, поступающий в надрешетную часть при восходящем потоке. Подрешетная вода восполняет образовавшийся дебаланс, в противном случае между рабочим и воздушным отделениями с каждой пульсацией будет возрастать перепад уровней до тех пор, пока воздух не начнет прорываться в рабочее отделение машины, нарушая разделение.

9. Способ удаления из машины продуктов обогащения влияет на эффективность разделения. Разгрузочные устройства должны обеспечивать удаление из машины такого объема тяжелых продуктов, какой поступает с исходным материалом, при этом не нарушая достигнутого расслоения постели. Продукты удаляются в виде сформировавшихся слоев с допустимым содержанием в них посторонних фракций. С целью удаления из машины тяжелого продукта с минимальным содержанием легких фракций в месте выгрузки поддерживают достаточно высокий слой удаляемого продукта, однако при этом увеличивается вероятность засорения концентрата посторонними фракциями, возрастает гидравлическое сопротивление постели и уменьшается разрыхленность, что приводит к снижению эффективности процесса. При малой высоте тяжелого слоя увеличиваются потери легких фракций с тяжелым продуктом и снижается устойчивость режима разгрузки. Поэтому стремятся поддерживать оптимальной высоту контролируемого слоя постели.

Разгрузка мелкозернистых продуктов через искусственную постель характеризуется избирательностью. Постель пропускает тяжелые зерна и удерживает легкие и таким образом участвует в разделении, повышая технологическую эффективность процесса. Однако искусственная постель не обеспечивает высокой производительности по удалению тяжелых продуктов из машины.

При разгрузке тяжелых продуктов через искусственную постель производительность машины по исходному питанию в 2-3 раза ниже, чем при разгрузке механическими способами, поэтому иногда применяют комбинированный способ разгрузки тяжелых продуктов с использованием механических разгрузчиков и искусственной постели.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Что называют отсадкой, принцип действия отсадки на полезные ископаемые?
2. Для чего применяют отсадку?

3. Какие машины применяют для процессов отсадки и для каких полезных ископаемых?
4. Какие модели распределения частиц, при отсадке, Вы знаете?

## ЛЕКЦИЯ №12

**Тема: Распределение и разделение зерен в безпапорном наклонном потоке**

**План:**

- 1. Характеристика потока воды, текущего по наклонной плоскости**
- 2. Движение минеральных частиц в потоке воды**
- 3. Обогащение на концентрационных столах**

*Ключевые слова: шлюзы, струйные желоба, струйные концентраторы, конусные сепараторы, концентрационные столы, минеральные зерна, зависимость от плотности, формы и массы, скорость движения, концентратный конец, резиновая нарифленная поверхность, возвратно-поступательное движение, СКМ-1, ЯСК-2, ЯСК-1, СКО-15, производительность*

Обогащение в потоке воды, текущем по наклонной плоскости, основано на различии в характере движения минеральных частиц при динамическом воздействии на них потока воды, транспортирующего смесь минеральных частиц. Движение пульпы происходит под действием силы тяжести. Этот метод обогащения является самым простым из всех известных методов обогащения. Существует много аппаратов, работающих по этому принципу. Основными же аппаратами являются: концентрационные столы, шлюзы, винтовые сепараторы, струйные желоба и конусные сепараторы, работающие при разных углах наклона корпуса аппарата:  $2-10^\circ$  – для концентрационных столов;  $10-30^\circ$  – для шлюзов;  $9-12^\circ$  – для винтовых сепараторов и  $14-18^\circ$  для сужающих желобов. Эти углы наклона поверхностей, по которым стекает пульпа, значительно меньше углов трения минеральных зерен в воде по материалу дна потока, которые составляют примерно  $30-40^\circ$  по железу и линолеуму. Минеральные частицы движутся за счет гидродинамической влекущей силы наклонного потока воды.

### **Характеристика потока воды, текущего по наклонной плоскости**

В практике обогащения используются потоки воды малой высоты, не превышающей десяти размеров наибольших минеральных зерен в питании аппаратов.

Потоки воды, текущие по наклонной плоскости, могут быть ламинарными или турбулентными. Характер их движения зависит от скорости потока, т. е. от угла наклона поверхности, и от состояния дна, которое может быть гладким, шероховатым или снабженным рифлями. Скорости различных слоев воды по высоте потока не одинаковы. Наибольшая скорость потока у

поверхности, а наименьшая - у дна потока. Примерные зависимости скоростей потока от его высоты показаны на рис. 1.47.

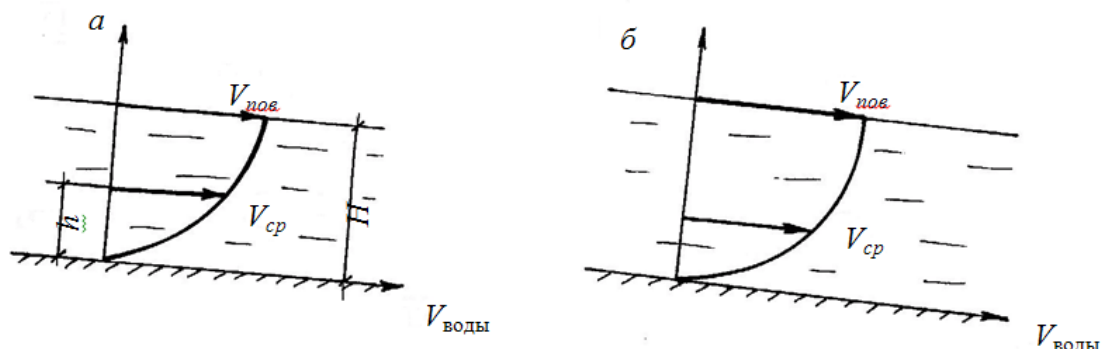


Рис. 1.47. Эпюры скоростей потоков: *a* – ламинарного; *б* - турбулентного

Для ламинарных потоков (их скорость не превышает 0,5 м/с) средняя скорость потока –  $V_{ср}$  равна, м/с:

$$V_{ср} = 2/3 V_{пов}, \quad (8.1)$$

где  $V_{пов}$  – поверхностная скорость потока.

Средняя скорость потока соответствует скорости элементарного слоя воды, отстоящего от дна на расстоянии 0,423 высоты потока.

Для турбулентных потоков

$$V_{ср} = (5/6 \div 7/8) V_{пов}. \quad (8.2)$$

Турбулентные потоки характеризуются еще и так называемой *вертикальной составляющей скорости* потока –  $V_{верт}$  которая имеет наибольшее значение у дна потока и, по мере удаления от дна, уменьшается. Величина средней  $V_{верт}$  у дна потока может составлять от 4 до 20 % от  $V_{пов}$ .

В практике обогащения часто потоки турбулизируют для создания  $V_{верт}$ , делая дно потока шероховатым, или устанавливают на дне потока рифли.

### **Движение минеральных частиц в потоке воды**

Различают следующие виды движения зерен в наклонном потоке:

1) движение влечением по дну потока или по поверхности ранее отложившихся зерен путем качения или скольжения;

2) скачкообразное (прерывисто взвешенное) движение или сальтация, когда зерна некоторое время движутся влечением, а затем взвешиваются и переносятся потоком на некоторое расстояние, после чего опять падают и движутся по дну потока. При этом высота взвешивания у зерен различна, т. е. различно время пребывания их в зоне высоких скоростей, и разной оказывается дальность скачков;

3) движение в непрерывно-взвешанном состоянии.



Характер движения зерен в потоке зависит от скорости и глубины потока, состояния дна, гидравлической крупности частиц и их концентрации в потоке.

Силы, действующие на частицу, движущуюся по дну потока, показаны на рис. 1.48.

При установившемся движении силы, действующие на частицу, уравновешиваются. Приближенное решение дифференциального уравнения движения частицы по дну потока при установившемся движении позволяет рассчитать величину скорости движения частицы [1]

$$v_{\text{ч}} = V_{\text{ср}} - [f(v_0^2 - V_{\text{в}}^2)]^{1/2}, \quad (8.3)$$

где  $v_{\text{ч}}$  – скорость движения частицы, м/с;  $V_{\text{ср}}$  – средняя скорость потока, м/с;  $f$  – коэффициент трения частицы по дну потока;  $v_0$  – конечная скорость свободного падения частицы в воде, м/с;  $V_{\text{в}}$  – вертикальная составляющая скорости потока, м/с.

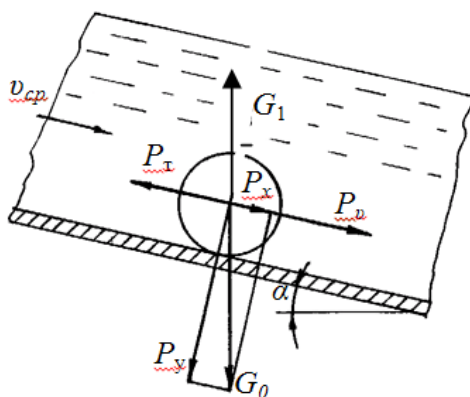


Рис. 1.48. Схема сил, действующих на частицу при движении её по дну потока

Формулу (8.3) называют основным законом движения минеральных частиц в потоке воды, текущем по наклонной плоскости. Анализ этого закона позволяет сделать следующие выводы:

1. В случае, если  $v_0 > V_{\text{верт}}$ , то частица будет или оседать на дне потока, или двигаться по дну потока.

2. Если  $v_0 < V_{\text{верт}}$ , то частица будет двигаться в потоке во взвешенном состоянии.

3. При условии  $V_{\text{ср}} > [f(v_0^2 - V_{\text{верт}}^2)]^{1/2}$  частица движется в потоке, и не оседает на дне.

4. При условии  $V_{\text{ср}} < [f(v_0^2 - V_{\text{верт}}^2)]^{1/2}$  частица оседает на дне потока.

5. Условие  $V_{\text{ср}} = [f(v_0^2 - V_{\text{верт}}^2)]^{1/2}$  соответствует началу движения частиц по дну потока, а величину  $v_{\text{ср}}$  при этом называют смывной скоростью потока ( $V_{\text{см}}$ ). По данным практики

$$V_{\text{см}} = (0,8 \div 0,98) \cdot [f(v_0^2 - V_{\text{верт}}^2)]^{1/2}, \quad \text{м/с} \quad (8.4)$$

Таким образом, частицы различных гидравлических крупностей будут двигаться в потоке воды с различными скоростями и могут оседать на дне потока.

Частицы минералов, отличающиеся по плотности и крупности, которые начинают двигаться по дну потока при одинаковой  $v_{см}$ , называются *равноскоростными*, а отношение их диаметров (большого к меньшему) называют коэффициентом равноскоростности  $e^1$ . По П. В. Лященко

$$e^1 = e f_2 / f_1, (8.5)$$

а при движении минеральных зерен по собственным отложениям (или по трафаретам)  $e^1 = e^2$ , где  $e$  – коэффициент равнопадаемости;  $f_2$  и  $f_1$  – коэффициенты трения по дну потока тяжелого и легкого минералов, соответственно.

Коэффициент равноскоростности всегда больше коэффициента равнопадаемости, что указывает на возможность обогащения в потоке воды, текущем по наклонной плоскости, широко классифицированного материала. Последнее является большим преимуществом по сравнению, например, с гидравлической классификацией.

### **Обогащение на концентрационных столах**

Концентрация на столах является процессом разделения минеральных частиц *по плотности* в тонком слое воды, текущем по слабонаклонной плоскости.

Концентрационные столы применяются для обогащения руд в диапазоне крупности 3-0,02 мм, а также для углей крупностью менее 10 мм.

При знакомстве и изучении практики работы концентрационных столов следует иметь в виду, что в технической литературе часто нет четкого разграничения между концентрационными шлюзами и столами. Одни и те же аппараты называют в одном случае шлюзами, а в другом – столами. Главным отличительным признаком шлюзов является периодичность их работы. Каждый участок шлюзов (стационарных или механических) периодически подвергается сполоску.

Концентрационные столы отличаются от механических шлюзов непрерывностью и монотонностью работы всей рабочей поверхности стола. Вторым отличительным признаком концентрационных столов является возможность получения готовых концентратов, в то время как шлюзы используются главным образом для предварительного обогащения полезных

ископаемых. Получаемые на них концентраты требуют доводки, т. е. последующего обогащения.

В практике обогащения находили и находят широкое применение *сотрясательные концентрационные столы*, которые в зависимости от крупности обогащаемой руды разделяются на: песковые – для обогащения материала в диапазоне крупности 3 – 0,2 мм, шламовые – для обогащения материала крупностью от 0,2 (0,3) до 0,02 мм. Концентрационный стол (рис. 1.49) состоит из следующих основных частей: деки 1 с рифлями 2, питающего желоба 3, расположенного над декой совместно с желобом для смывной воды 4; поворотных планок 5, расположенных в желобе для смывной воды, с помощью которых регулируется поток смывной воды по длине деки; опоры 6, роликов 7, на которые опирается дека стола, винта кренового механизма 8; маховика кренового механизма 9, натяжного устройства 10.

Деки столов изготавливают из дерева или алюминиевых сплавов и покрывают линолеумом или резиной. Поверх покрытия на деке крепятся рифли – клинообразные планки, расположенные параллельно направлению возвратно-поступательного движения подвижной рамы с декой. Рифли имеют прямоугольное поперечное сечение.

Высота рифлей наибольшая со стороны загрузки и выклинивается на нет со стороны разгрузки стола. Высота (наибольшая) рифлей зависит от содержания тяжелой фракции в питании стола и изменяется в диапазоне: для песковых столов – от 7 до 25 мм; для шламовых – от 2 до 4 мм. Расстояние между рифлями принимается 22–25 мм. У шламовых столов на деке через каждые 8 рифлей устанавливаются высокие (22–25 мм) рифли треугольного сечения.

В последнее время предлагается применять безрифлевые волнистые деки, характеризующиеся повышенной эффективностью улавливания тонких частиц тяжелого минерала. Механизм изменения поперечного угла деки (креновый механизм) представляет собой червячный редуктор, закрепленный на подвижной раме. На оси червячного колеса закреплен рычаг, на свободный конец которого опирается дека. Поворотом рычага изменяется угол поперечного наклона (крен) деки.

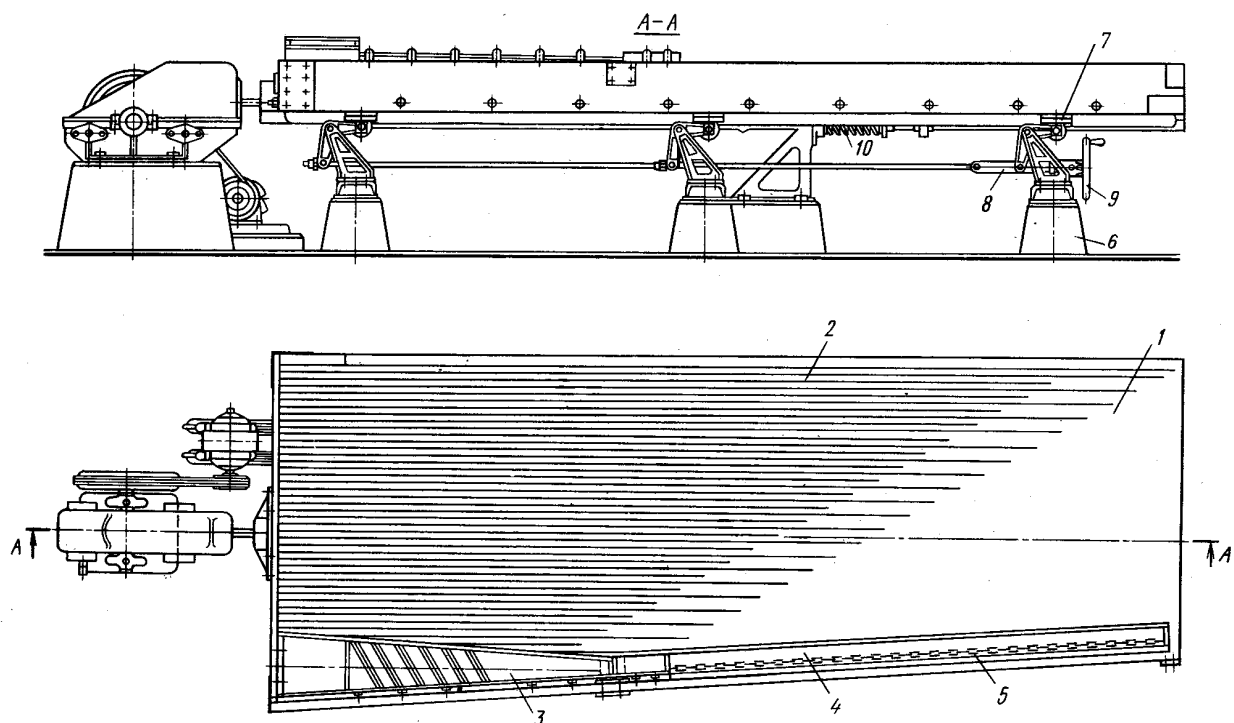


Рис. 1.49. Концентрационный стол СКМ-1:

1 – дека; 2 – рифли; 3 – желоб для пульпы; 4 – желоб для воды; 5 – планки для регулирования подачи смывной воды; 6 – опора; 7 – ролик рычага; 8 – винт кренового механизма; 9 – маховик кренового механизма; 10 – пружина натяжного устройства

Подвижная рама стола опирается на неподвижную раму посредством подшипников скольжения или качения. Подвижная рама прижимается к приводу пружиной, которая способствует созданию асимметричных колебаний деки стола.

На неподвижной раме крепится эксцентриково-рычажный привод стола, создающий возвратно-поступательные движения подвижной рамы с декой.

Процесс концентрации на столе происходит следующим образом. Рудные зерна при асимметричных колебаниях деки в горизонтальной плоскости импульсно перемещаются вдоль деки от загрузочного к разгрузочному концу, испытывая одновременно в перпендикулярном направлении гидродинамическое давление потока смывной воды. Перемещение минеральных зерен вдоль деки осуществляется за счет силы трения, удерживающей частицы на деке стола при движении деки в сторону от привода. Затем дека останавливается и начинает двигаться в обратном направлении с быстро возрастающим ускорением. При этом минеральные частицы, приобретя кинетическую энергию, проскальзывают по деке стола при обратном ее ходе. Зерна тяжелого минерала продвигаются вдоль деки

стола со скоростью 2-4 см/с, а легкие 1-2 см/с. Частота колебаний деки устанавливается в диапазоне 4-7 Гц.

На частицы, движущиеся вдоль деки, действует смывной поток воды, транспортирующий минеральные частицы в поперечном направлении. Частицы легкого минерала движутся под уклон деки со скоростью 1-1,5 см/с, а тяжелого – со скоростью менее 1 см/с.

Результирующие скорости перемещения зерен легких и тяжелых минералов имеют различное значение, а главное – различное направление движения (рис. 1.50).

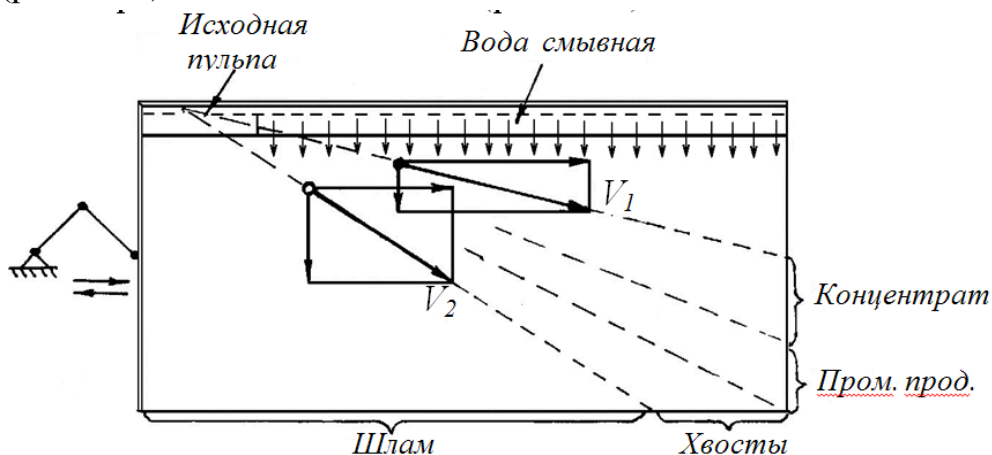


Рис. 8.9. Схема движения минеральных частиц по деке сотрясательного концентрационного стола

В результате такого движения минеральных зерен на разгрузочном конце стола образуется веер продуктов обогащения, который при сходе с деки стола разделяется с помощью передвижных приемных желобов на концентрат, промежуточный продукт и хвосты.

Наличие рифлей на деке стола способствует лучшему веерообразованию и увеличению производительности стола. В межрифлевом пространстве минеральный слой, состоящий из зерен различной крупности легких и тяжелых минералов, подвергается, с одной стороны, воздействию вертикальной составляющей скорости потока воды, которая разрыхляет материал, а с другой стороны, под действием возвратно-поступательных движений деки слой материала встряхивается и подвергается сегрегации. При сегрегации минеральные частицы распределяются по высоте слоя в следующей последовательности: в нижнем слое сосредотачиваются самые мелкие частицы тяжелого минерала; над ними располагаются крупные зерна тяжелого минерала; над этим слоем, частично внедряясь в него, располагаются мелкие зерна легкого минерала; самый верхний слой занимают крупные зерна легкого минерала.

При таком расположении минеральных частиц в слое материала зерна тяжелого минерала имеют лучший контакт с декой и с большей скоростью перемещаются вдоль деки, испытывая при этом минимальное воздействие смывного потока воды, так как прикрыты зернами легкого минерала.

Зерна легкого минерала, занимая при сегрегации верхние слои, испытывают наибольшее воздействие смывного потока воды и движутся поперек деки с большей скоростью по сравнению с зернами тяжелого минерала. Таким образом, веер продуктов начинает формироваться при прохождении материала по деке, покрытой рифлями, и окончательно формируется на площади деки, свободной от рифлей.

При широком диапазоне крупности частиц веер, образуемый частицами тяжелого минерала (мелкие зерна в верхней части веера, а крупные – в нижней), частично перекрывается веером частиц, образованных зернами легкого минерала. Факт частичного наложения веера частиц легкого минерала на веер частиц тяжелого минерала приводит к необходимости выделения промежуточного продукта, если ставится задача получения высококачественного концентрата, содержащего только зерна тяжелого минерала. В этом случае промежуточный продукт подвергается повторному обогащению. В случае обогащения узких классов, наложение вееров может быть минимальным, что облегчает получение концентратов высокого качества при высокой эффективности разделения.

Деки песковых столов характеризуются отношением ширины к их длине как 1:2,5(2,7). У шламовых столов это отношение составляет примерно 1:1,5. Деки столов бывают различной геометрической формы: прямоугольные, трапецеидальные и ромбические (диагональные).

Концентрационные столы подразделяют на опорные и опорно-подвесные.

Опорные столы опираются подшипниками или рессорами на неподвижную раму. У опорно-подвесных столов подвижная рама с декой подвешена на тросах к неподвижной раме. Опорно-подвесные столы снабжены дебалансными приводами, которые подвешиваются к неподвижной раме совместно с подвижной рамой. Сотрясательные концентрационные столы изготавливаются одно-, двух-, трех- или многодечные (до 6 дек).

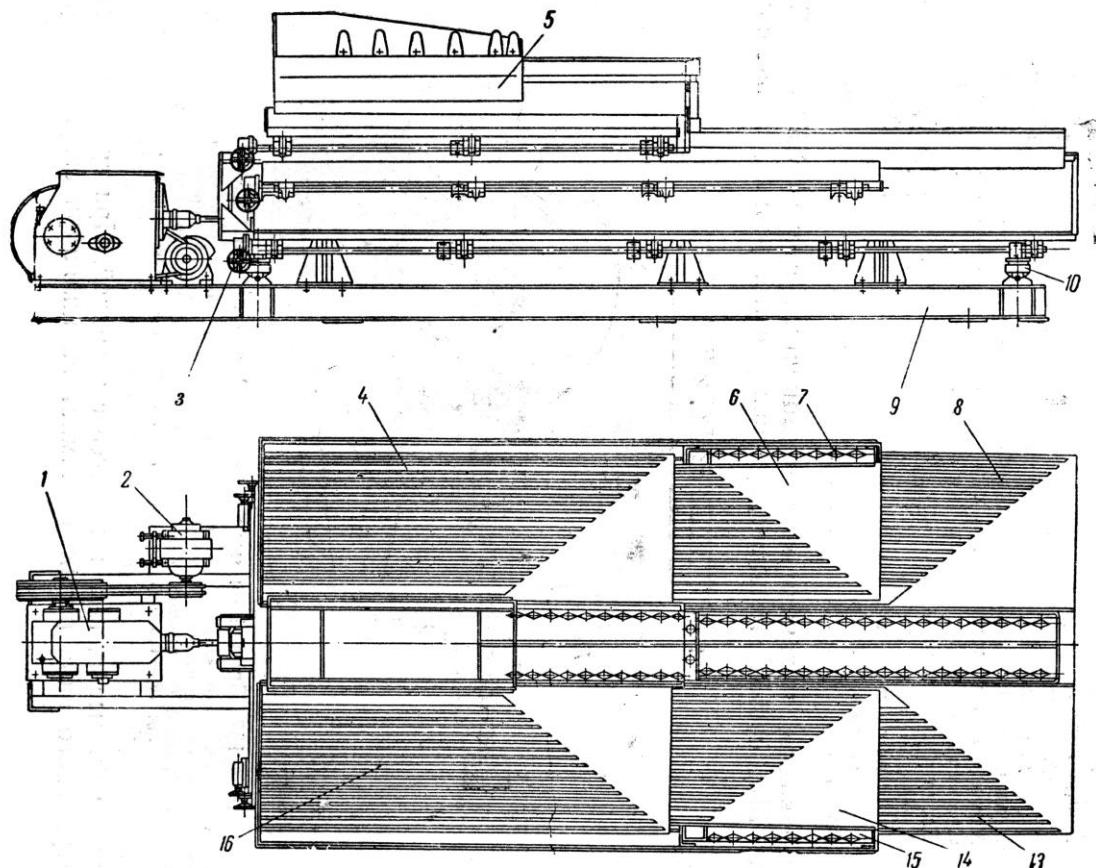


Рис. 1.51. Трехъярусный сдвоенный концентрационный стол ЯСК-1Б:

1 – приводной механизм; 2 – электродвигатель; 3 – креновый механизм; 4 – дека; 5 – центральный желоб для пульпы и воды; 6 – дека средняя правая; 7 – желоб для воды правый; 8 – дека нижняя правая; 9 – рама; 10 – опора скольжения; 11 – подъемный рычаг; 12 – резино-металлический палец; 13 – дека нижняя левая; 14 – дека средняя левая; 15 – желоб для воды левый; 16 – дека верхняя левая

У многодечных столов регулирование дек осуществляется автономно. Все деки такого стола могут работать параллельно, тогда производительность стола увеличивается пропорционально числу дек; или параллельно-последовательно, тогда на одном многодечном столе можно осуществлять схему обогащения, состоящую из основной операции, перемесных или контрольных операций. К таким столам относится трехъярусный, сдвоенный шестидечный опорный стол типа ЯСК-1Б, рис. 1.51.

На рис. 1.52 представлен трехдечный опорно-подвесной концентрационный стол СК-22 с диагональными деками. Схемы эксцентрикоребражного привода опорных столов и приводного механизма инерционного

(дебалансового) привода опорно-подвесных столов приведены на рис. 1.53 и 1.54.

Эксцентрико-рычажный привод состоит из эксцентрикового вала и коромысла (коленчатого рычага), горизонтальный рычаг прижимается к эксцентрику. На вертикальный рычаг коромысла надет хомут, который может перемещаться вверх или вниз по рычагу с помощью регулировочного винта. Хомут связан с подвижной рамой сотрясательного стола тягой. При подъеме хомута вверх на вертикальном рычаге амплитуда качаний деки увеличивается, а при опускании хомута – уменьшается.

Дебалансный (инерционный) привод опорно-подвесных столов состоит из двух пар шестерен с дебалансами. Большие шестерни сопряжены друг с другом, а каждая малая сопряжена с одной из больших шестерен. Одна из шестерен соединена с электродвигателем. Число зубьев на больших шестернях в два раза больше числа зубьев малых шестерен, поэтому число оборотов малых шестерен в два раза больше числа оборотов больших. Такая конструкция инерционного привода позволяет создавать линейные асимметричные колебания всего привода, передающего эти колебания подвижной раме, на которой закреплены деки концентрационного стола.



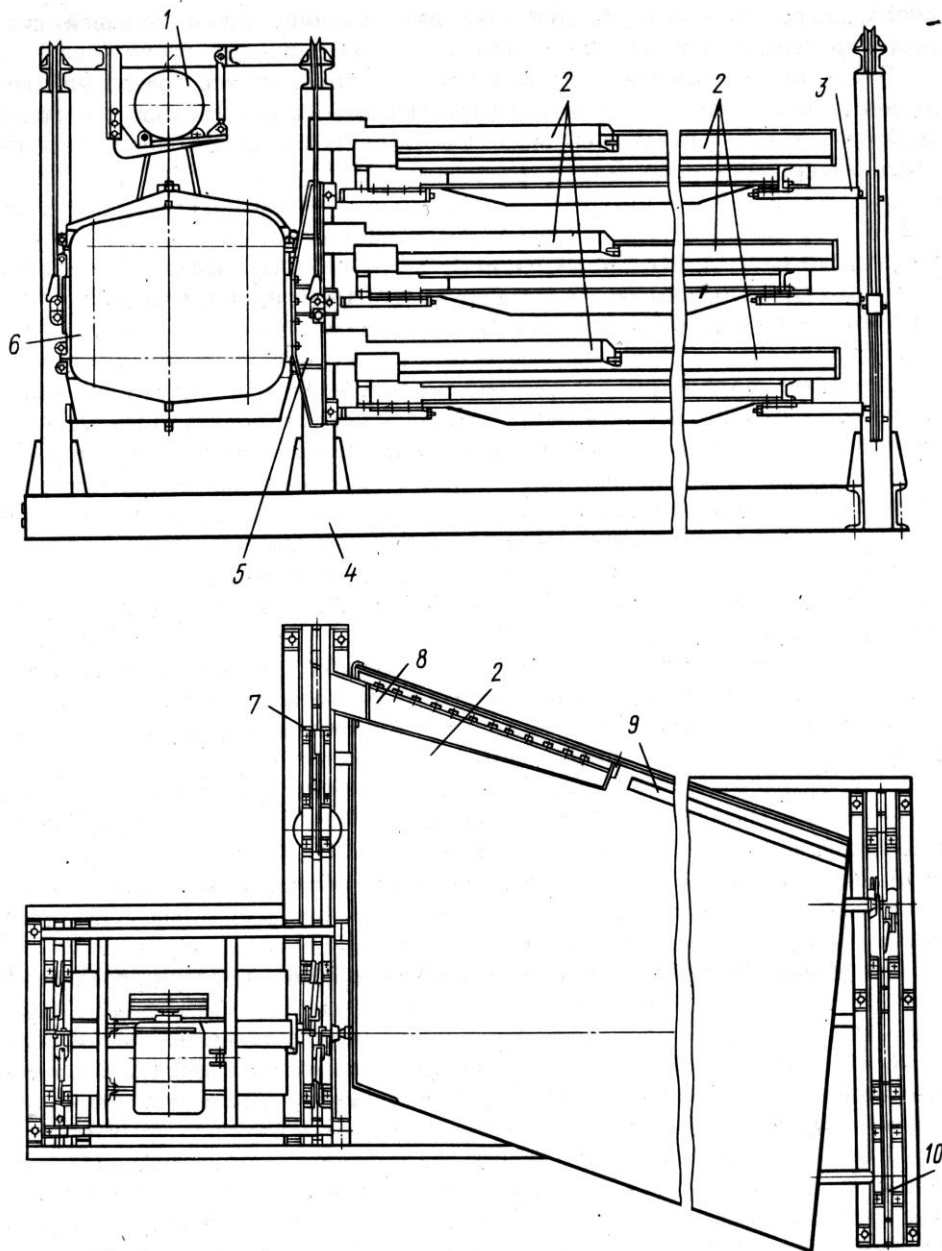


Рис. 1.52. Трехдечный опорно-подвесной концентрационный стол СК-22: 1 – электродвигатель; 2 – деки; 3 – траверса деки; 4 – опорная рама; 5 – траверса привода; 6 – приводной механизм; 7 – противовес; 8 – питающий желоб; 9 – желоб для смывной воды; 10 – механизм крена

*Технологические и конструктивные параметры сотрясательных концентрационных столов.*

Основными параметрами, определяющими режим обогащения на концентрационных столах, являются крупность обогащаемого продукта и его вещественный состав – содержание тяжелого минерала в исходном и контрастность по плотности тяжелых и легких минералов.

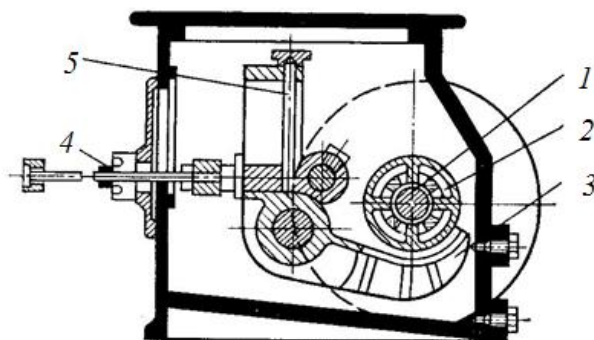


Рис. 1.53. Схема эксцентрико-рычажного привода сотрясательного концентрационного стола: 1 – эксцентриковый вал; 2 – ролик; 3 – коленчатый рычаг; 4 – тяга; 5 – регулировочный винт

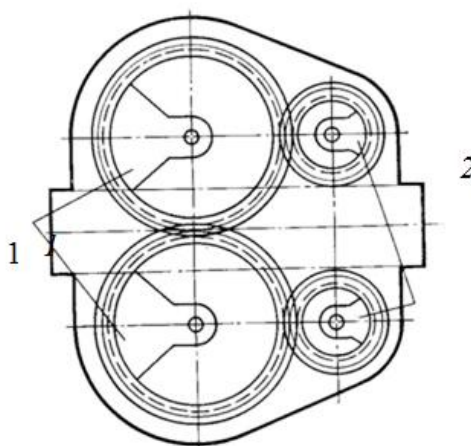


Рис. 1.54. Схема инерционного привода опорно-подвесного сотрясательного концентрационного стола:

1 – большие шестерни с дебалансами; 2 – малые шестерни с дебалансами

На концентрационных столах эффективно обогащаются руды при отношении плотностей тяжелого и легкого минералов, уменьшенных на плотность воды, больше 2,5. Если это соотношение находится в пределах 1,75–2,5, то эффективное обогащение на столах возможно при крупности исходного более 0,15 – 0,07 мм. При соотношении менее 1,5 обогащение на столах затруднено или вообще невозможно.

Для повышения эффективности исходную руду (3–0 мм) разделяют на узкие классы и обязательно обесшламвливают – выделяют класс 0,02 (0,03)–0 мм, так как присутствие шламов ухудшает показатели обогащения.

При обогащении на столах важное значение имеет форма зерен. При одинаковой массе тяжелых зерен с увеличением их удельной поверхности (с уменьшением значения коэффициента формы) минеральные частицы “сползают” в нижнюю часть веера, в промежуточный продукт или в хвосты.

Содержание твердого в питании по массе обычно составляет 20-30 %.

#### *Регулируемые параметры*

*Расход смывной воды* обычно составляет от 1 до 2 м<sup>3</sup>/т исходного продукта.

*Число колебаний (n) и длина хода деки (l)*. При обогащении грубозернистого продукта амплитуда колебаний деки должна быть больше, нежели при обогащении мелкозернистого исходного продукта.

На основании практики работы концентрационных столов установлены следующие эмпирические зависимости:

$$l = 18 (d_{\max})^{1/4}, \text{ мм}; \quad (8.6)$$

$$n = 250/(d_{\max})^{1/5}, \text{ мин}^{-1}, \quad (8.7)$$

где  $d_{\max}$  – наибольший размер частиц в исходном.

#### *Угол поперечного наклона деки стола.*

При обогащении грубозернистых материалов угол наклона деки принимают в пределах 4 – 8°, а для шламовых столов он принимается в диапазоне 1,5 – 2,5°. Отсутствие поперечного наклона деки нарушает расслоение материала на деке и веер не образуется. Чрезмерный наклон деки смещает концентратный веер вниз и сужает его. При этом увеличиваются потери ценного компонента с хвостами и снижается качество концентрата.

Угол наклона деки и расход смывной воды взаимосвязаны, они формируют поток воды – высоту и скорость его, и поэтому они являются *основными регулируемыми параметрами*.

*Угол продольного наклона деки* стола устанавливается при монтаже и настройке и без особой надобности не регулируется. Для шламовых столов обычно его принимают отрицательным от нескольких минут до 1 градуса, а для песковых +(1-2)°, т. е. материал движется вдоль деки “в гору”.

*Производительность* столов по исходному продукту зависит от крупности исходного и от размеров (площади) деки стола. По практическим данным удельную производительность ( $q$ ) сотрясательных столов при обогащении руд ориентировочно можно определить из выражения, т/ч·м<sup>2</sup>:

$$q = 0,2 d_{\max}, \quad (8.8)$$

где  $d_{\max}$  – максимальный размер зерен в исходном, мм.

На рис. 1.55 показана принципиальная схема обогащения оловосодержащей руды крупностью 2-0 мм на концентрационных столах.

Подготовка руды к обогащению осуществляется гидравлической классификацией с получением “узких” гидравлических классов. Концентраты основной концентрации подвергаются перечистке с получением готового концентрата и промежуточного продукта, поступающего во вторую стадию обогащения.

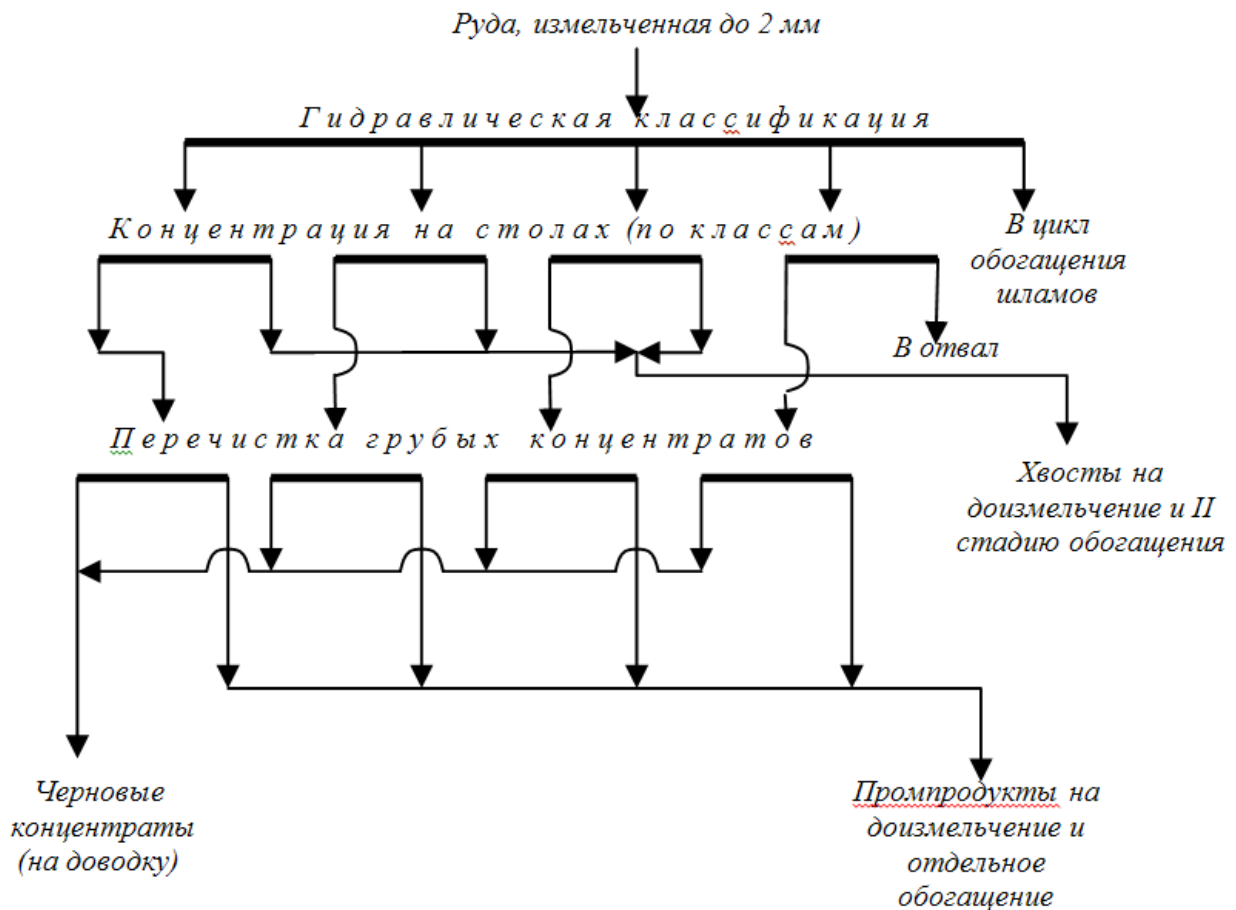


Рис. 1.55. Принципиальная схема обогащения оловосодержащей руды

### Контрольные вопросы:

1. Где и как осуществляется данный метод обогащения полезных ископаемых?
2. Какие силы действуют на процесс обогащения?
3. Как происходит обогащение на концентрационных столах, какие силы действуют на минералы, по какому принципу происходит обогащение?
4. В каких машинах происходит данное обогащение полезных ископаемых?
5. Приведите примеры концентрационных столов, применяемых в практике.
6. Подробно опишите работу концентрационного стола СКМ-1.
7. Что Вы знаете о ЯСК-1?

## ЛЕКЦИЯ №13

### Тема: Пути интенсификации обогащения на концентрационных столах

#### План:

1. Пути интенсификации обогащения на концентрационных столах
2. Выбор и расчет концентрационных столов

*Ключевые слова:* концентрационные столы, минеральные зерна, зависимость от плотности, формы и массы, скорость движения, концентратный конец, резиновая нарифленная поверхность, возвратно-поступательной движение, СКМ-1, ЯСК-2, ЯСК-1, СКО-15, производительность

Основное преимущество концентрационных столов - высокое извлечение тяжелых минералов при большой степени концентрации. Однако столы имеют большой недостаток - низкую удельную производительность. При работе песковых столов она достигает 0,4-0,45 т/ (ч · м<sup>2</sup> поверхности деки, а у шламовых всего 0,1-0,15 т/(ч · м<sup>2</sup>).

Поэтому концентрационные столы целесообразнее использовать (там, где это возможно) не для обогащения исходных бедных продуктов, а для обогащения бедных концентратов, полученных из руды другими более высокопроизводительными (но менее эффективными в технологическом отношении) аппаратами, например винтовыми сепараторами, отсадкой, струйными или шлюзовыми аппаратами.

Повышение производительности концентрационных столов (общей и удельной) - главное направление усовершенствования их конструкции и режимов работы. Производительность концентрационных столов зависит от скорости расслаивания постели на деке и своевременного удаления образовавшихся фракций различной плотности. Для обеспечения эффективного транспортирования тяжелых фракций необходимо, чтобы сцепление их с поверхностью деки во время прямого хода проявлялось бы сильнее, чем во время обратного хода. Поэтому на концентрационных столах применяют дифференциальный привод с асимметричными (прямым и обратным) ходами. Повышение частоты колебаний при таком характере транспортирования может привести к увеличению скорости передвижения тяжелых зерен, но при больших частотах колебаний сцепление зерен с поверхностью деки ухудшается. Влияние дифференциальности хода нивелируется и частицы начинают проскальзывать по деке. Обычно диапазон частот ограничивается в пределах 250-300 мин<sup>-1</sup>.

Известны несколько способов повышения производительности кон-

центрационных стаю в.

Применение пористой поверхности деки, сквозь которую снизу непрерывно или пульсациями подается дополнительная вода. Создание восходящих потоков воды приближает расслоение на деке стола к отсадке, т. е. позволяет работать столу при большой толщине минеральной постели. Наличие нисходящих потоков способствует большему сплачиванию зерен и лучшему сцеплению их с поверхностью деки стола. По данным английских исследователей, подобные конструкции столов имеют в 2 раза большую удельную производительность по сравнению с обычными.

Недостатки подобной конструкции деки - значительное усложнение ее, а также повышенный расход воды.

Применение высокочастотных вертикальных колебаний деки. Наложение на горизонтальные качания леки синхронных или асинхронных высокочастотных колебаний улучшает четкость разделения продуктов обогащения и повышает производительность стола в 1,7—2 раза. По данным ИОТТ, при обогащении угля наилучший результат получен при наложении асинхронных колебаний с амплитудой 0,12 мм и частотой 2500 мин<sup>-1</sup> или при наложении синхронных колебаний с амплитудой 3 мм.

Другим направлением повышения производительности столов является изменение конструкции их нарифлений.

Применение «толкающих» на рифлений. На деке концентрационного стола дополнительно к горизонтальным рифлям обычного типа установлены толкающие рифли, расположенные вертикально, т. е. перпендикулярно к направлению движения деки стола. Система толкающих рифлей имеет несимметричный пилообразный профиль с ориентацией пилы в сторону разгрузки концентрата. Передний угол нарифлений около 30°, высота 1,5-2 мм. По существу рабочая поверхность деки выполняется не гладкой, как у обычных столов, а рифленой. Особенностью стола с толкающими на рифлениями является обеспечение более прочного сцепления тяжелых зерен с декой вследствие неровной поверхности ее. Это обеспечивает большую скорость поступательного движения зерен в разгрузке при прямом ходе деки.

Подобные на рифлен и я ускоряют процесс стратификации материала. Повышенная шероховатость-источник сильной турбулизации потока, что и создает дополнительные условия для расслоения материала.

Ускорение транспортирования тяжелой фракции на подобном концентрационном столе при обогащении углей крупностью — 6 мм обеспечило повышение производительности (без снижения технологических показателей) в 2-2,5 раза. Естественно при этом, что применение подобных нарифлений возможно лишь при обогащении грубозернистых продуктов.

Применение нарифлений типа «волна». Высота обычных продольных рифлей определяет также производительность стола, влияя на толщину минеральной взвеси, которая не может быть выше, чем высота рифлей. При этом чрезмерная высота рифлей {для возможного повышения толщины потока) не может быть принятой, поскольку будет нарушаться расслоение взвеси в межрифельном Пространстве. Применение вместо прямоугольных нарифлений волнообразных позволило повысить производительность концентрационного стола в 3 раза.

Изменение характера подачи смывной воды. Наложение колебаний для создания волнового потока на передвижение материала по деке стола позволяет воздействовать на вертикальную составляющую силы профильного сопротивления, т.е. на одну из составляющих подъемной силы движущегося потока. Исследования, проведенные в ИОТТ, показали, что в волновом потоке эта составляющая подъемной силы в 2-2,5 раза меньше, чем в стационарном безнапорном потоке высотой, равной высоте гребня волны. При это определено, что градиенты скорости по высоте волнового потока имеют тенденцию к выравниванию.

Расход воды в волновом потоке (той же глубины) на 40% меньше, чем в обычном плоском потоке.

Создание волнового потока достигается несложными конструкцией волнообразователей (например, качающаяся пластина). Волновая подача воды способствует более эффективному расслоению частиц по плотности при достаточно минимальном влиянии размера частиц.

Попытки увеличить производительность столов и эффективность разделения за счет изменения диаграммы движения деки стала успеха не имели.

Представления о том, что транспортирующая способность деки зависит от коэффициента неравномерности хода, т. е. отношения времени движения деки вперед и назад, оказались неправильными. Транспортирующая способность деки определяется ускорением ее движения.

Плоскокачающиеся концентрационные столы предназначены для разделения измельченных рудных ископаемых в водной среде по плотности при крупности материала от 0,01 до 3 мм.

В зависимости от крупности обогащаемого материала и формы поверхности деки столы изготавливают следующих типов: тонкошламовые (ТШ), шламовые (Ш) и песковые (П). В зависимости от места подачи питания на деку (если смотреть на деку со стороны приводного механизма) столы изготавливают левого (Л) либо правого исполнения. В условное обозначение включены: слово «стол», сокращенное наименование (стол концентрационный

опорный — СКО), суммарная площадь дек, исполнение (только для левого), тип и наименование стандарта.

Выбор типа концентрационного стола производят в зависимости от крупности обрабатываемого материала следующим образом:

Крупность питания, мм	3-0,2	0,2-0,04	0,1-0,01
Тип стола	П	Ш	ТШ

Таблица 1.14.

**Основные параметры концентрационных столов.**

Параметры	СКО 0,5	СКО - 2	СКО- 7,5	СКО- 15	СКО- 22	СКО- 30	СКО- 37*	СКО- 45**
Площадь, м <sup>2</sup> : одной деки	0,5	2	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5
общая	0,5	2	7,5	15	22,5	30	37,5	45
Число дек	1	1	1	2	3	4	5	6
Мощность двигателя, кВт	0,37	0,37	0,75	2,2	2,2	2,2	2X2,2	2X2,2
Габариты, мм: длина	1550	3000	5500	5800	5900	5900	5900	5900
ширина	660	1250	2300	2300	2300	2400	2400	2400
высота	660	1000	1500	1700	2300	3100	3600	4100
Масса, т	1,1	0,45	1,7	2,6	3,3	4,5	6,4	7

Производительность столов  $Q_c$  (т/ч) рассчитывается по эмпирической формуле

$$Q_c = 0,1\rho_p m \left( Fd_{cp} \frac{\rho_T - 1}{\rho_L - 1} \right)^{0,6} = Q_d m,$$

где,

$\rho_p$ ,  $\rho_T$  и  $\rho_L$  — объемная плотность соответственно руды, удельно-тяжелых и удельно-легких минералов, т/м<sup>3</sup>;

$m$  — число дек;

$F$  — площадь одной деки, м<sup>2</sup>;

$d_{cp}$  — средний диаметр зерна обогащаемом классе, мм;

$Q_d$  - производительность на одну деку, т/ч.

Число столов, необходимых для обогащения класса данной крупности, рассчитывают по формуле

$$n = Q / Q_c$$

где



$Q$  — требуемая производительность по данному классу крупности с учетом циркулирующей нагрузки, т/ч.

*Производительность концентрационных столов.* Производительность концентрационных столов зависит от вещественного состава обогащаемого материала и площади деки стола. Ориентировочную производительность  $C$  (в т/ч) концентрационного стола любого размера при обогащении руд И. П. Исаев предлагает рассчитывать по эмпирической формуле

$$Q = 10^{-4} \rho_p \left( F d_{\text{cp}} \frac{\rho_T - 1000}{\rho_A - 1000} \right)^{0,6},$$

где  $\rho_p$ ,  $\rho_T$ ,  $\rho_A$  - соответственно плотность руды, тяжелого и легкого минералов, кг/м<sup>3</sup>;  $d_{\text{cp}}$  - средний размер зерен обогащаемого материала, мм;  $F$  — площадь декн при оптимальном соотношении длины и ширины, м<sup>1</sup>.

Удельная производительность концентрационных столов характеризуется весьма малыми значениями - до 0,4 т/ (ч • м<sup>2</sup>) для песковых и до 0,1 (ч • м<sup>2</sup>) для шламовых столов. Поэтому столы выпускают больших размеров по площади и часто со многими деками. Удельную производительность в т/(ч•м<sup>2</sup>) можно ориентировочно определить по эмпирической формуле

$$q = 0,2 d_{\text{max}},$$

где  $d$ - максимальный размер зерен обогащаемого материала, мм.

При обогащении углей и антрацитов производительность (в т/ч) концентрационных столов определяется по формуле, предложенной И. С. Благовым,

$$Q = k v_{\text{cp}} \rho d_{\text{max}} L,$$

где  $k$  -коэффициент, зависящий от обогащаемого материала (изменяется от 6 при  $d_{\text{max}}=1$  мм до 1,5 при ( $d_{\text{max}}=10$  мм)

Таблица 1.15.

**Параметры работы однодечного концентрационного стола СКМ-1 при обогащении оловянно-вольфрамовых руд**

Параметры	Крупность	материала, мм	
		-1+0,2	-0,2
Отношение длины деки к ее ширине	2,5-1,8	1,8	1,5
Ход деки, мм	16-26	12-18	8-12
Число колебаний деки в 1 мин	270-300	270-300	300-350
Поперечный наклон деки, градус	4-6	2-3	1-1,5
Подъем (+), опускание (-) разгрузочного конца деки на 1 м ее длины, мм	+(4-7)	+(2-4)	-(0,5-2)

Тип на рифлений	Песковое		Шламовое
	18-26	12-18	
Наибольшая высота рифлей со стороны загрузки, мм	18-26	12-18	8-12
Расстояние между рифлями, мм	30-45	25-40	30-45
Расход смывной воды на 1 т исходного продукта, м <sup>3</sup>	1-1,5	1,5	2
Производительность, т/ч	2-3	0,9-2	0,3-0,9

Производительность стола как транспортного аппарата возрастает с увеличением амплитуды качаний, глубины потока (высоты рифлей), угла наклона деки в поперечном и продольном направлениях, расхода смывной воды.

Увеличение площади деки стола не приводит к пропорциональному увеличению производительности. Процесс расслоения на деке происходит весьма быстро, и разница во времени расслоения частиц разных размеров невелика. При одинаковых параметрах работы столов разных размеров, а, следовательно, при равной скорости продольного перемещения материала удаление продуктов с дек малого размера происходит быстрее, чем с дек большого размера. Именно поэтому при одинаковых технологических показателях обогащения удельная производительность малых дек выше.

Производительность, указываемая в таблицах и рассчитанная по формулам, относится к операциям основной концентрации. При пересортировке и пром продуктов производительность столов уменьшают на 20-40%, а при доводке концентратов - на 50% по сравнению с производительностью при основном обогащении.

Подготовка материала перед обогащением на концентрационных столах. Крупность рудного материала, направляемого на обогащение на концентрационных столах,  $-3+0,04$  мм. Поэтому первичная подготовка материала сводится к получению продуктов такой крупности, т. е. дроблению и измельчению до 3(2) мм. В крупно- и средневкрапленных рудах при этой крупности измельчения присутствуют не только вышедшие зерна тяжелых минералов (крупностью  $-3(2)+0$  мм), но и значительное количество сростков (богатых и бедных).

Наличие сростков, а также минералов промежуточной плотности существенно осложняет гравитационное обогащение.

Предварительное выделение из исходного продукта мелкого класса  $-0,04(0,02)+0$  мм является обязательной операцией подготовки его, так как шламы затрудняют обогащение, а присутствующие в этом классе мелкие зерна тяжелого компонента на концентрационных столах практически не извлекаются.

Обогащение на концентрационных столах ширококлассифицированного материала хрупкостью  $-3(2)+0,1$  мм возможно лишь в тех случаях, когда по экономическим соображениям допустима сравнительно невысокая эффективность обогащения или когда в материале нет сростков, а крупность тяжелых зерен существенно отличается от крупности легких,

В большинстве же случаев материал крупностью  $-3(2)+0,04$  мм перед обогащением на концентрационных столах подвергают разделению на классы и обогащают каждый класс отдельно а своем оптимальном режиме. Подобная подготовка материала обеспечивает повышение общей производительности концентрационных столов и улучшение технологических показателей. При обогащении труднообогатимого материала стремятся расклассифицировать его по более узкой шкале.

Разделение материала на классы крупности может быть осуществлено гидравлической классификацией или грохочением на грохотах. Обесшламливание проводят в гидроциклонах.

В практике работы гравитационных фабрик чаще применяют классификацию материала по равнопадасности, Однако однозначного решения по этому вопросу нет. Замечено, что при гидравлической классификации последующее обогащение разных классов проходит неодинаково: крупные классы обогащаются хорошо, а мелочь - хуже. Грохочение материала перед концентрационными столами во многих случаях дает меньшую разницу в обогатимости классов крупности. Суммарные же результаты получают довольно близкими в обоих случаях.

Ухудшение показателей в схеме с гидравлической классификацией связано с тем, что при малой эффективности гидравлической классификации мелкие зерна, попавшие в грубозернистые классы, уходят при обогащении на столах в хвосты. А поскольку эти продукты крупные и поступают в дальнейшем на доизмельчение, то, например, мелкий касситерит в них переизмельчается и в ошламованном виде вообще теряется в отвальные хвосты.

Однако применение грохочения по классам крупности 0,2 и 0,074 мм на гравитационных фабриках пока затруднительно из-за отсутствия надежных конструкций грохотов и малой износоустойчивости сеток.

В тех случаях, когда обогащается материал, содержащий только мелкие зерна тяжелых минералов, для эффективного извлечения их полезно уменьшать верхний предел крупности питания.

Ориентировочно производительность концентрационных столов различных типоразмеров в расчете на 1 деку может быть принята по табл. 1.16.

*Показатели надежности концентрационных столов:* срок службы до списания — не менее 10 лет; установленный ресурс до первого капитального ремонта — не менее 22 000 ч; наработка на отказ — не менее 2500 ч; срок службы покрытий из стеклопластика — не менее 3 лет; коэффициент технического использования — не менее 0,95.

Таблица 1.16.

**Ориентировочная производительность (т/ч) концентрационных столов  
разного типа на одну деку**

Тип стола	СКО-0,5	СКО-2	СКО-7; СКО-15; СКО-22; СКО-30; СКО-37; СКО-45
П	0,05	0,3-1,0	1-3,5
Ш	----	0,08-0,3	0,3-1
ТШ	----	-----	0,2-0,5

**Контрольные вопросы:**

1. Где и как осуществляется данный метод обогащения полезных ископаемых?
2. Какие силы действуют на процесс обогащения?
3. Как происходит обогащение на концентрационных столах, какие силы действуют на минералы, по какому принципу происходит обогащение?
4. В каких машинах происходит данное обогащение полезных ископаемых?
5. Приведите примеры концентрационных столов, применяемых в практике?
6. Подробно опишите работу концентрационного стола СКМ-1?
7. Что Вы знаете о ЯСК-1?

## ЛЕКЦИЯ №14

### Тема: Обогащение на винтовых сепараторах и шлюзах

#### План:

1. Работа и устройство винтовых сепараторах
2. Работа и устройство на шлюзах

Винтовой сепаратор (рис. 1.56) представляет собой неподвижный гладкий наклонный желоб, закрученный по спирали вокруг вертикальной оси. Профиль поперечного сечения (след, образованный от пересечения желоба с вертикальной плоскостью) может представлять собой элемент горизонтального или вертикального эллипса с разным соотношением полуосей, окружность или наклонную прямую линию.

Пульпа подается в верхнюю часть желоба и под действием силы тяжести стекает по нему вниз в виде относительно тонкого, разного по глубине потока.

При движении пульпы по спиральному желобу на поток пульпы в целом и на каждую минеральную частицу помимо гравитационных и гидродинамических сил действуют центробежные силы, которые придают потоку следующие характерные особенности.

1. Поток принимает наклонное положение по отношению к горизонту с характерным серповидным профилем поперечного сечения.

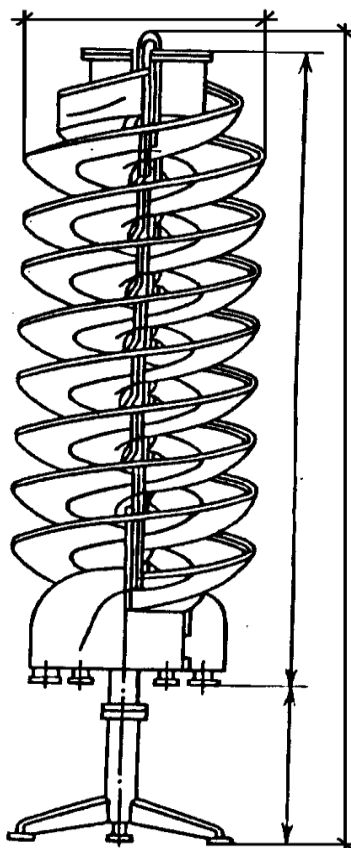


Рис.1.56. Винтовой сепаратор

2. Глубина потока в разных зонах поперечного сечения различна: малая у внутреннего борта, наибольшая – в средней части, ближе к внешнему борту.

3. Скорость потока в различных зонах поперечного сечения также различна. Максимальная продольная скорость потока имеет место у внешнего борта и достигает 1,5–2,0 м/с, а минимальная у внутреннего борта – 0,1–0,2 м/с. По высоте потока скорости элементарных слоев также различны, как и в прямолинейных потоках.

4. В винтовом желобе из-за различия скоростей потока по глубине потока и по периметру смачивания возникают циркуляционные течения. Верхние слои потока удаляются от оси вращения, а нижние перемещаются в направлении наибольшего уклона винтовой поверхности. Возникает *поперечная циркуляция* потока, способствующая перемещению зерен тяжелого минерала, движущихся в придонном слое, к внутреннему борту желоба (рис. 1.57).

Скорость поперечной циркуляции потока составляет 0,3–0,4 м/с у внешнего борта и 0,1–0,13 м/с – у внутреннего. Таким образом, поток пульпы при движении по винтовому желобу вращается вокруг вертикальной оси и одновременно вращается вокруг спиральной (собственной продольной) оси. Полный оборот поток пульпы вокруг собственной продольной оси совершает примерно через полтора оборота вокруг вертикальной оси, т. е. на полуторах витках винтового желоба.

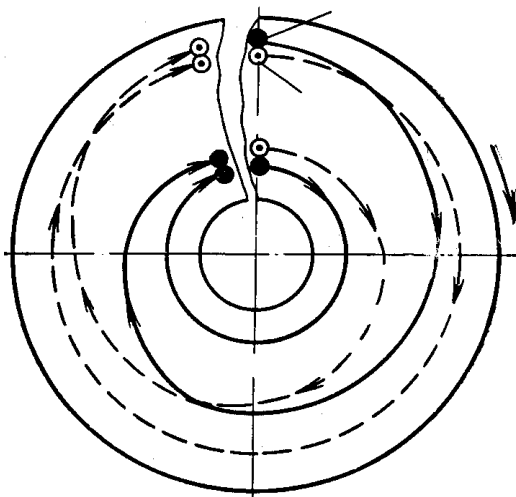


Рис 1.57. Схема движения минеральных частиц по винтовому желобу:  
1 – легкие частицы; 2 – тяжелые частицы

Полный оборот поток пульпы вокруг собственной продольной оси совершает примерно через полтора оборота вокруг вертикальной оси, т. е. на полуторах витках винтового желоба.

Различают винтовые сепараторы, применяемые для обогащения руд крупностью до 8–12 мм при максимальной крупности тяжелых минералов в ней 2–3 мм. Нижний предел крупности обогащаемого материала – 0,07 мм. Шламистую часть руды - минус 0,07 мм обогащают на *винтовых шлюзах*, которые отличаются формой поперечного сечения желоба в виде прямой линии под углом 5 ° к горизонту.

Отечественные винтовые сепараторы (СВ) и винтовые шлюзы (ВШ) изготавливаются из силумина или в армоцементе исполнении и футеруются резиной. Каждый сепаратор состоит из двух, трех или четырех винтовых желобов, установленных друг над другом. Число желобов у винтовых шлюзов колеблется от одного до пяти. Винтовые желоба состоят из трех или четырех витков. Каждый желоб имеет свой пульпоприемник с задвижкой для гашения скорости пульпы при выходе её в желоб. В нескольких местах по высоте желоба и обязательно в конце желоба устанавливаются устройства для подачи свежей смывной воды. Смывная вода подается с внутреннего борта желоба для отмыва зерен легкого минерала из потока зерен тяжелых минералов.

На нижнем конце желоба устанавливаются подвижные ножи для рассекания потока пульпы с целью выделения концентрата, промпродукта и хвостов.

Винтовые сепараторы и шлюзы характеризуются наружным диаметром винтового желоба. Промышленные сепараторы и шлюзы могут иметь диаметры: 250; 500; 600; 750; 1000; 1500; 2000 мм.

Винтовые сепараторы применяют: а) для предварительного обогащения россыпей редких металлов, ильменита, рутила, циркона, монацита и других минералов с получением черного концентрата с последующим его дообогащением (доводке) другими методами; б) при обогащении руд редких металлов с получением концентратов в голове процесса перед флотацией, а также для попутного извлечения редких металлов из хвостов флотации; в) при обогащении слабомагнитных железных руд самостоятельно или в комбинации с флотацией, магнитной сепарацией, обогащением в тяжелых средах. Особенно успешно использование винтовых сепараторов при обогащении магнетито-гематитовых руд, у которых раскрытие основной массы полезных минералов происходит при крупности измельчения 1,2–0,6 мм; г) при обогащении углей класса 0,5÷2,0 мм с получением готового угольного концентрата в легкой фракции.

Результаты обогащения в винтовых сепараторах улучшаются при предварительной классификации исходного продукта. Одним из основных условий подготовки исходной руды к сепарации является обесшламливание исходного продукта.

Содержание твердого в исходном продукте поддерживают: при обогащении россыпей 15–25 % (по массе); при обогащении коренных руд 30–40 %. Минимально-допустимое содержание твердого в исходной пульпе составляет 6–8 %.

Расход смывной воды, подаваемой с внутреннего борта желоба, составляет 0,2–1,0 л/с на один сепаратор.

Производительность винтовых сепараторов зависит от диаметра спирали, числа желобов, вещественного состава и крупности обогащаемого материала и колеблется от 1 до 75 т/ч. Ориентировочно производительность сепаратора можно рассчитать по эмпирической формуле, т/ч

$$Q = K_{и} \delta_{и} D^2 n \sqrt{d_{\max} (\delta_2 - 1000) / (\delta_1 - 1000)} 10^{-3}, \quad (8.1)$$

где  $K_{и}$  – коэффициент, зависящий от обогатимости исходного материала,  $K_{и} = 0,4 \div 0,7$ ;  $\delta_{и}$ ,  $\delta_2$ ,  $\delta_1$  – плотность исходного, тяжелого и легких минералов соответственно, кг/м<sup>3</sup>;  $D$  – диаметр сепаратора, м;  $n$  – число желобов;  $d_{\max}$  – максимальный размер минеральных частиц в исходном, мм.

### **Обогащение на шлюзах**

Шлюзы находят широкое применение при обогащении россыпных руд благородных металлов, цветных, черных и редких металлов для предварительного их обогащения, когда содержание ценного компонента низкое и измеряется в г/т или даже в мг/т.

В зависимости от содержания ценного компонента применяют шлюзы стационарные, автоматические или механические. Автоматические и механические шлюзы применяют при повышенном содержании ценного компонента в исходном продукте. Для обогащения мелких фракций часто применяют ворсистые шлюзы.

*Неподвижный концентрационный шлюз* – простейший обогатительный аппарат. Шлюзы представляют собой узкие длинные корыта. Они могут быть сдвоенные - с тремя бортами или двухэтажные – расположенные друг над другом. Длина шлюзов, в зависимости от предназначения, колеблется от 3,5 до 30 м. Ширина 0,5-1,0 м. Дно шлюзов покрывается резиновыми ковриками, на которые устанавливают трафареты – металлические решетки, поперечные наклонные рифли, панцирные сетки или куски породы – галю. Шлюзы используют для предварительного обогащения россыпных руд благородных металлов, платины, касситерита.



Для эффективного обогащения руд россыпных месторождений необходимо, чтобы отношение  $(\delta_{\text{тяж}} - 1000)/(\delta_{\text{лег}} - 1000)$  составляло не менее 3,5. В этом случае на шлюзах обогащают пески с очень низким содержанием полезных минералов при высокой производительности аппарата – до  $100 \text{ м}^3/\text{ч}$  пульпы при разжижении (Ж:Т) не менее 5-6.

На шлюзах обогащают неклассифицированные или имеющие широкий диапазон крупности бедные материалы. Верхний предел крупности обогащаемого материала 100 мм, реже 200 мм.

При этом исходный продукт разделяют на два класса крупности: класс 100(200)-16 мм – для обогащения на шлюзах глубокого наполнения со скоростью потока до 3 м/с; класс 16-0 мм – на шлюзах малого наполнения, подшлюзках со скоростью потока  $1 \div 1,5$  м/с.

На рис. 1.58 показана схема движения пульпы в шлюзе.

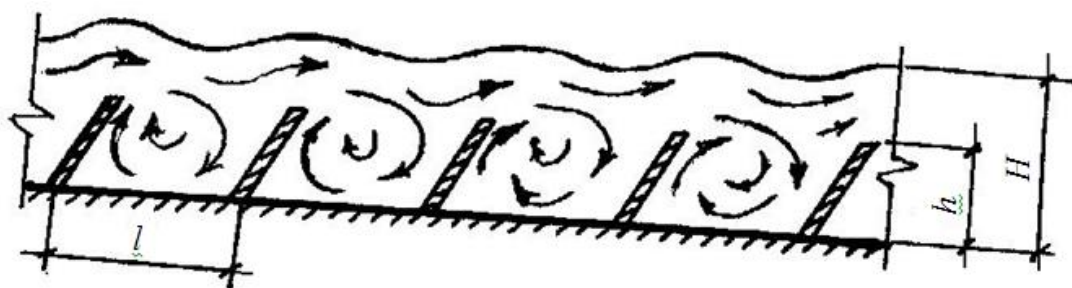


Рис.1.58. Схема движения пульпы в шлюзе

При движении в потоке пульпы зерна минералов расслаиваются по плотности и крупности. В начале работы шлюза пространство между рифлями заполняется исходным материалом. Оседающие на дне тяжелые зерна внедряются в рыхлую постель между рифлями и вытесняют оттуда легкие зерна. Сальтирующие мелкие зерна тяжелого минерала также оседают там, постепенно внедряясь в межрифлевые отложения. Таким образом, межрифлевое пространство постепенно заполняется тяжелыми частицами, а образовавшаяся постель, состоящая из тяжелых и частично легких частиц, уплотняется и обогащение прекращается.

Подачу материала на шлюз прекращают и осуществляют *съем шлихов или сполоск шлюза*. Сполоск стационарных шлюзов осуществляют вручную.

Таким образом, работа шлюзов характеризуется периодичностью, а рабочий цикл делится на два этапа: шлюзование, затем сполоск. Частота сполоска регламентируется содержанием ценного компонента в исходном материале. Время шлюзования между сполосками может колебаться от нескольких часов до нескольких суток. В табл. 1.17 приведена примерная техническая характеристика шлюзов

Таблица 1.17.

**Техническая характеристика шлюзов**

Параметры	Шлюзы	Подшлюзки
Длина, м	18-20	6
Ширина, м	0,7-0,8	0,7-0,8
Уклон на 1 м длины, мм	110	100-110
Высота трафаретов, мм	50-55	25-30
Расстояние между планками трафаретов, мм	90-150	25-30
Наполнение шлюзов (глубина потока) над трафаретами, мм	50	20
Средняя скорость потока, м/с	1,7	0,7

При расчете шлюзов скорости потока и разжижения пульпы выбирают в зависимости от максимальной крупности кусков в питании по данным табл. 1.18.

Таблица 1.18.

**Зависимость параметров работы шлюзов от крупности обогащаемого материала**

Параметры	Максимальная крупность кусков, мм					
	6-12	12-25	25-30	50-100	100-200	>200
Ж:Т (по объему)	8-10	10-12	12-14	14-16	16-20	16-20
Скорость потока, м/с	1,2-1,6	1,4-1,8	1,6-2,0	1,8-2,2	2,0-2,5	2,5-3,0
Коэффициент $a$	2-2,2	1,7-2,0	1,5-1,7	1,3-1,5	1,2-1,3	1,0-1,2

Минимальную высоту потока пульпы  $h$  определяют из выражения, мм

$$h = a d_{\max},$$

где  $a$  -

Общая ширина шлюзов  $B$  находится по заданной объемной производительности из соотношения, м

$$B = Q/V_{\text{ср}} h,$$

где  $Q$  - объемная производительность (расход пульпы), м<sup>3</sup>/с;  $V_{\text{ср}}$  - скорость потока пульпы, м/с;  $h$  - высота потока, м.

Расход пульпы, протекающей через шлюз, определяется с учетом разжижения питания из соотношения, м<sup>3</sup>/с

$$Q = q(1+R)/\delta,$$

где  $q$  - количество твердого, поступающего на шлюз, кг/с;  $R$  - разжижение пульпы Ж:Т (по объему), которое находится по табл. 9.2;  $\delta$  - плотность твердого, кг/м<sup>3</sup>.

Шлюзы с движущейся рабочей поверхностью (механические) делятся на три вида: с периодически поворачивающимися желобами для осуществления сполоска, с подвижным резиновым покрытием, вибрационные. Первые два вида используются на драгах – плавучих фабриках.

К шлюзам с периодически переворачивающимися желобами относится металлический шлюз ШМС (рис. 1.59), который состоит из каскада неподвижных шлюзов, смонтированных на двух бесконечных цепях, натянутых на звездочки, укрепленные на валах. Периодическое движение шлюзов при их сполоске осуществляется с помощью электропривода. Вода для сполоска подается под напором из оросительной трубы при огибании желобом звездочки. Эти шлюзы отличаются большой металлоемкостью.

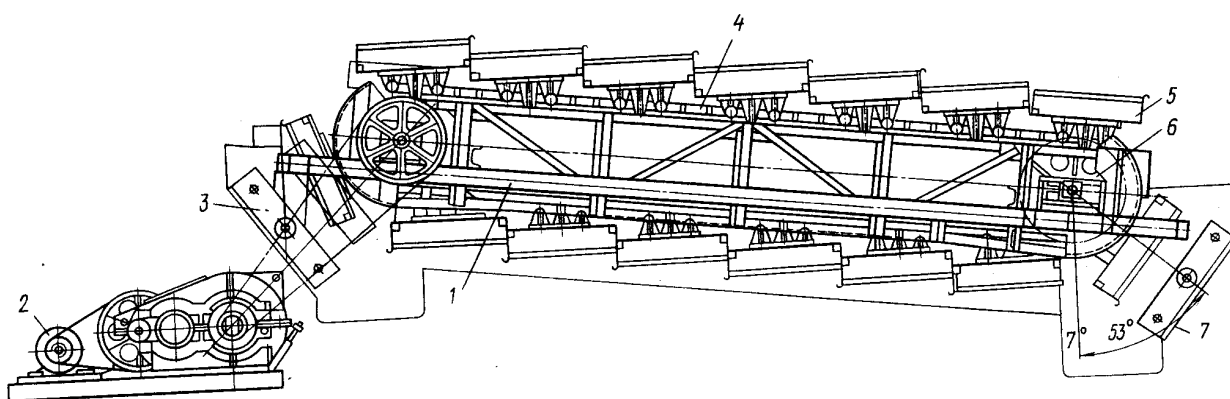


Рис. 1.59. Металлический подвижный шлюз (ШМС):

1 – несущая рама; 2 – привод; 3 – ороситель; 4 – бесконечная цепь; 5 – шлюзовой желоб; 6 – натяжная звездочка; 7 – устройство для разгрузки хвостов

К этому же типу относятся автоматические шлюзы ША-1М и 34-Кц, применяемые для обогащения руд редких металлов. Эти шлюзы имеют по пять дек размером 900(1800)·1800 мм, расположенных друг над другом и работающих параллельно. Деки покрыты вафельной резиной. В рабочем положении деки располагаются под углом  $-9^\circ$ , а при сполоске – под углом  $+45^\circ$ . Рабочий цикл длится пять минут: 4,5 – шлюзование; 0,5 мин - сполоск.

В дражной практике применяются опрокидывающиеся вокруг горизонтальной оси укороченные шлюзы, что облегчает осуществление сполоска.

Шлюз с подвижным резиновым покрытием ШПРП представляет собой бесконечную коробчатую резиновую ленту, выполненную заодно с бортами и улавливающим покрытием в виде ряда порогов и ячеек между ними и

натянутую на два барабана, закрепленных на раме. При сполоске шлюза лента со скоростью 0,8 м/мин движется навстречу потоку. При огибании барабана лента орошается водой для смыва концентрата.

Шлюз ШПРП работает непрерывно, а сполоск осуществляется периодически без прекращения процесса шлюзования. Недостатком шлюзов с подвижным резиновым покрытием является их относительная высокая стоимость и затраты на эксплуатацию выше, чем у металлических шлюзов.

В практике обогащения применяют ряд оригинальных конструкций шлюзов: вибрационный шлюз, шлюз–грохот, орбитальный шлюз “Бартлез–Мозли”, ленточный концентратор, круглый вращающийся шлюз и др. Применение этих шлюзов ограничено вследствие высокой их стоимости и малой производительности.

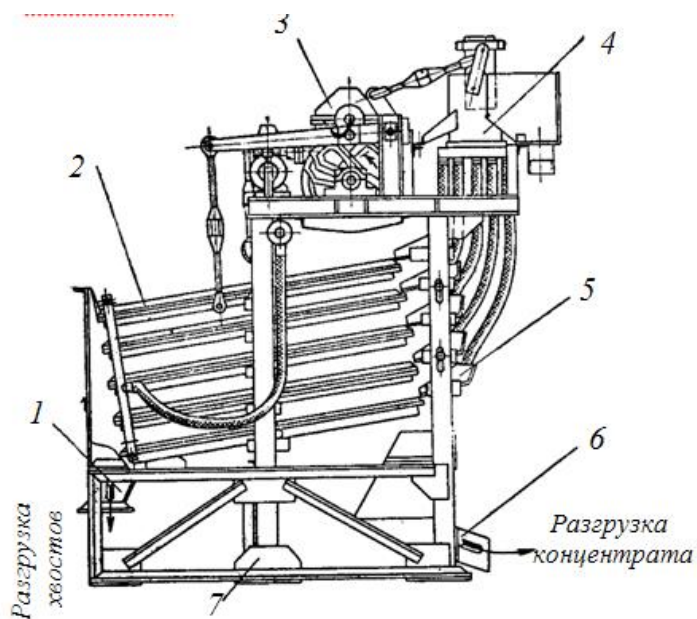


Рис. 1.60. Автоматический шлюз 34-Кц:

1 – разгрузочная воронка для хвостов; 2 – деки; 3 – приводной механизм; 4 – распределитель пульпы; 5 – лоток распределительный; 6 – разгрузочная воронка для концентрата; 7 – рама

Для обогащения тонких фракций (шламов) применяют специальные шлюзы с ворсистым покрытием. Ширина таких шлюзов около одного метра, а длина больше ширины в 2-3 раза. Деревянные деки шлюзов покрываются съемными полотнами брезента, сукна или войлока. Сполоск концентрата осуществляется периодическим снятием полотна и полосканием его в баке с водой. С 1 м<sup>2</sup> при сполоске снимают от 0,4 до 3 кг концентрата. После чего полотно вновь натягивается на деку и шлюз включается в работу. Шлюзы с

ворсистым покрытием имеют низкую производительность и применяются редко.

Самым простым шлюзом, применяемым при геолого-разведочных работах, а также при доводке концентратов, является вашгерд (рис.1.61).

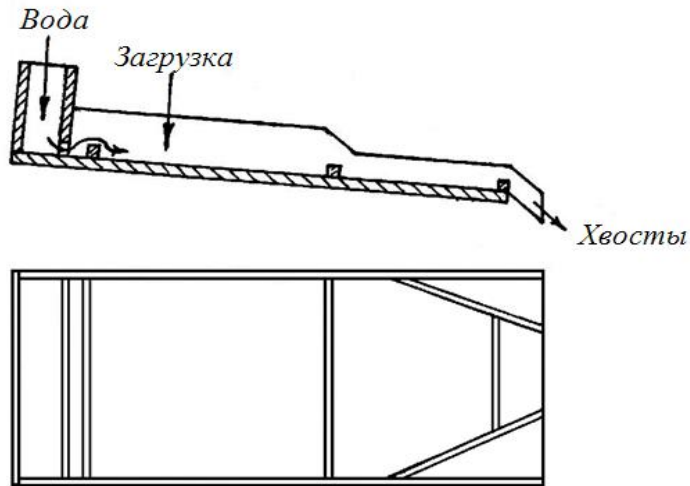


Рис. 1.61. Вашгерд

Короткий шлюз с гладким днищем устанавливается с уклоном 0,01–0,02 к горизонту. На шлюз подают воду, которая, благодаря перегородкам в начале желоба, распределяется равномерным потоком по ширине шлюза. В начало желоба порциями подают исходный продукт и растирают его совком в потоке воды. Легкие частицы смываются и уносятся потоком воды, а тяжелые остаются на дне потока, задерживаясь поперечными планками, и периодически выгружаются вручную.

**Контрольные вопросы:**

Какие силы действуют на неподвижный концентрационный шлюз?

Как происходит обогащение на винтовых сепараторах, какие силы действуют на минералы, по какому принципу происходит обогащение ?

Приведите примеры шлюзов с подвижным резиновым покрытием ШПРП, применяемых в практике?

Подробно опишите принцип работы винтовых сепараторов?

По какие класса крупности руды обогащают на винтовом сепараторе?

## ЛЕКЦИЯ №15

### Тема: Обогащение на центробежных концентраторах

#### План:

1. Обогащения в центробежных концентраторах.
2. Факторы, влияющие на эффективность работы концентраторов.

В последние десятилетия 20-го столетия в практике обогащения руд, содержащих самородное золото, а также россыпных руд, содержащих минералы тяжелых металлов (например, касситерит) получили применение *центробежные концентраторы*. В центробежных концентраторах используется принцип разделения минеральных частиц в потоке воды, но процесс разделения осуществляется в центробежном поле.

Создание центробежного поля в зоне разделения минералов значительно ускоряет процесс их разделения во времени и позволяет осуществлять этот процесс в аппаратах небольших размеров.

Существует два типа центробежных концентраторов, отличающихся по принципу создания центробежного поля.

1. *Короткоконусные обогатительные циклоны*, в которые исходная пульпа подается под давлением.

2. *Безнапорные центробежные концентраторы* типа центрифуг.

*Обогатительный циклон* (рис. 1.62), как и циклон классифицирующий, состоит из цилиндрической и конической частей. В отличие от классифицирующего обогатительный циклон имеет большой угол конусности – от 90 до 120 (140) °. Однако известны случаи использования классифицирующих циклонов с углом конусности 20 ° в качестве обогатительных.

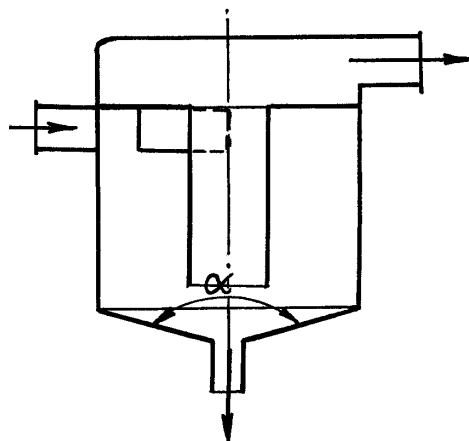


Рис. 1.62. Центробежный концентратор циклонного типа

Угол конусности в циклоне может быть переменным. Так из зарубежной практики известно использование для обогащения оловосодержащих морских песков обогатительных циклонов типа «Трикон» с переменным углом конусности (рис. 1.63).

Центробежный концентратор – обогатительный циклон лучше работает на разбавленных пульпах, т. е. при отношениях Ж:Т от 10:1 до 20:1.

Оптимальное давление пульпы на входе в циклон находится в пределах  $(0,5 \div 1) \cdot 10^5$  Па. Меньшее давление принимается при обогащении относительно крупного материала, а большее – при обогащении тонкозернистого материала.

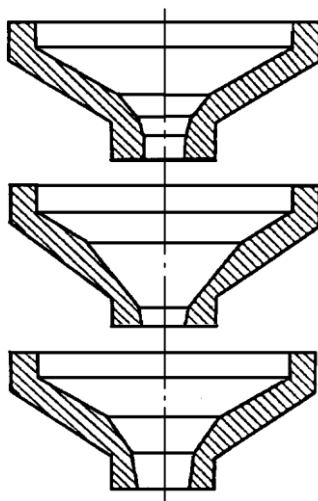


Рис. 1.63. Типы конусов центробежного концентратора «Трикон»

*Отношение диаметров пескового и сливного патрубков* – основной регулировочный параметр при работе аппарата. Оптимальное значение этого параметра находится в пределах от 0,15 до 0,3 (0,4) в зависимости от крупности обогащаемого материала и содержания в нем тяжелой фракции. В отличие от классифицирующих обогатительные циклоны могут работать с меньшими по диаметру песковыми насадками без забивания песками. При этом удельная производительность по пескам в несколько раз меньше, чем у классифицирующих циклонов.

Поток пульпы, поступающей в циклон, вращаясь, опускается вниз. Минеральные частицы под действием центробежных сил перемещаются к стенкам циклона, образуя слой пульпы повышенной плотности, который расслаивается. В нижнем пристенном слое сосредотачиваются тяжелые зерна, которые в конусной части двигаются по дну потока и разгружаются через песковое отверстие.

*Центробежные концентраторы* типа центрифуг широко используются при обогащении руд, содержащих самородное золото: при разведке и разработке россыпных месторождений, при попутном извлечении золота перед флотацией или из хвостов флотационных фабрик при обогащении руд цветных металлов и т. д.

В настоящее время существует ряд концентраторов – центрифуг, отличающихся размерами и конфигурацией ротора, типом и размерами кольцевых рифлей на внутренней стенке ротора. Один из промышленных концентраторов у которого ротор имеет форму полусферы, показан на рис. 1.64.

В ротор устанавливается резиновая вставка – футеровка. Ротор приводится во вращение электродвигателем посредством клиноременной передачи. Исходная пульпа подается сверху в центральную нижнюю часть чаши – ротора. Под действием центробежного поля пульпа, вращаясь вместе с ротором, образует свободную поверхность при своем течении снизу вверх. При этом пульпа отстает во вращении от ротора и движется по спирали. Путь, проходимый пульпой от места загрузки до сливного края ротора, значительно длиннее образующей линии чаши ротора. Частицы более тяжелого минерала (металла) оседают на «дне» потока, т. е. на стенках ротора в межрифлевом пространстве, где и накапливаются. Для разгрузки концентрата, уловленного рифленой резиновой поверхностью, чашу останавливают и производят сполоск. Таким образом, центробежные концентраторы – центрифуги работают по тому же принципу, что и шлюзы. Их можно назвать *центробежными шлюзами*.

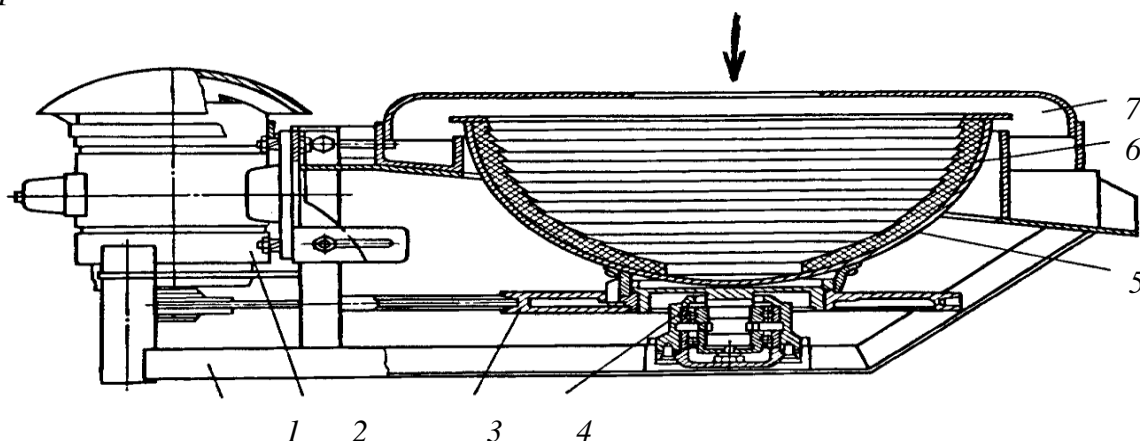


Рис. 1.64. Промышленный концентратор – центрифуга:  
1 – рама; 2 – электродвигатель; 3 – шкив; 4 – подшипник; 5 – ротор;  
6 – футеровка; 7 – крышка

Другие концентраторы, в отличие имеют ротор в форме перевернутого усеченного конуса с малым углом конусности или цилиндрическую. Они могут отличаться высотой кольцевых рифлей и их конфигурацией.



Из зарубежных конструкций промышленное применение имеет центробежный концентратор «Нельсон». Принципиальное отличие его заключается в том, что осевшая минеральная постель в слабokonическом роторе дополнительно разрыхляется водой, подаваемой через перфорации в корпусе ротора. Такое решение позволяет увеличить степень концентрации, т. е. получать относительно богатые концентраты и, кроме того, увеличить время шлюзования между сполосками.

Ротор сепаратора «Нельсон» двойной, состоящий из наружного сплошного корпуса и внутреннего перфорированного. Пространство между этими корпусами заполняется водой под небольшим (регулируемым) давлением, что позволяет просачиваться воде через перфорации и разрыхлять осевший на стенках ротора материал. Разрыхление постели способствует накоплению в ней тяжелых частиц по всей высоте постели. Сепаратор «Нельсон» требует использования чистой воды. Использование оборотной воды приводит к заиливанию межкорпусного пространства ротора.

Другое решение разрыхления постели в межрифловом пространстве осуществлено в сепараторе конструкции УГГА, в котором вовнутрь вращающегося сплошного слабokonического ротора вставляется вертикальная трубка с отверстиями, через которые выходят под давлением струи воды, направленные в межрифловые пространства. Осевший в межрифловом пространстве материал взмучивается периодически с частотой 7-9 Гц, что предотвращает быстрое уплотнение постели и повышает улавливающую способность ее по отношению к тяжелым частицам.

Крупность обогащаемого материала в безнапорных центробежных концентраторах зависит от их размеров. Максимальная крупность частиц в исходном продукте для концентраторов диаметром 120, 300, 400 мм равна соответственно 4, 6, 8 мм. Максимальная крупность частиц при этом зависит от расхода воды (объемной производительности), который должен быть оптимальным.

Частота вращения ротора центробежных сепараторов зависит от максимального диаметра ротора и от крупности обогащаемого материала. Обычно она подбирается таковой, чтобы обеспечить величину *фактора разделения* в диапазоне  $15 \div 20$ , что соответствует окружной скорости вращения стенки ротора в верхней его части от 4 до 6 м/с.

Центробежные концентраторы циклонного типа отличаются высокой производительностью и успешно применяются для предварительного обогащения золото- и оловосодержащих руд и продуктов. Используемые на сливах классификаторов, они, вместе с отсадочными машинами,

работающими на песках классификатора, позволяют извлечь из руды 80-90 % свободного золота до гидрометаллургического или флотационного процесса.

Циклонные сепараторы применяются также для контрольного обогащения хвостов обогатительных фабрик с получением продукта, близкого по качеству к исходной руде. Такой продукт направляют в голову процесса на повторное обогащение.

Степень концентрации тяжелых минералов в короткоконусных циклонах достигает 10.

Безнапорные центробежные концентраторы обладают меньшей производительностью, чем циклонные аппараты (при одинаковом диаметре). Однако их удельная производительность во много раз выше, чем, например, у сотрясательных концентрационных столов. Кроме того, степень концентрации в этих аппаратах при обогащении золотосодержащих песков достигает 1000 и больше.

2. Факторы, зависящие от конструкции аппаратов. К конструктивным параметрам, определяющим работу циклонного аппарата, относят: угол конусности; профиль конической части; диаметр аппарата.

*Угол конусности.* С увеличением угла конусности уменьшается объем конуса, при этом сокращается время пребывания материала в аппарате, снижается выход песков и возрастает выход слива.

Установлено, что с повышением угла конусности от традиционного  $20^{\circ}$  для классифицирующих аппаратов до  $120^{\circ}$  и даже  $140^{\circ}$  классифицирующая способность аппарата ухудшается - слив получается таким же грубозернистым, как и пески, но при этом заметно возрастает различие в поведении зерен легких и тяжелых минералов. В циклоне с углом конусности  $20^{\circ}$  для кварца составило 40 мкм, а для ферросилиция-25 мкм; в аппарате с углом конусности  $140^{\circ}$  для ферросилиция от 50 мкм, а для кварца - более 1 мм.

Эффективность обогащения в аппарате (разделение зерен по плотности), оцененная с помощью критерия Люйкена - Хаккока, для аппаратов с различными углами конусности показана на рис. 1.32.

Характерно, что максимум эффективности обогащения для аппаратов с углами конусности от  $90^{\circ}$  до  $120^{\circ}$  наибольшие, и они сдвинуты в область меньших выходов песков.

*Профиль конуса.* Профиль конической поверхности выполняется одноступенчатым с цилиндрическим отверстием для разгрузки песков в вершине или с небольшими коническими срезами в месте сочленения конуса с песковым отверстием. Если эти срезы захватывают значительную часть поверхности, то профиль определяется как состоящий из двух рабочих конусов разной конусности, т. е. двухступенчатый. Он может быть

трехступенчатым, как в аппарате «Трикон».

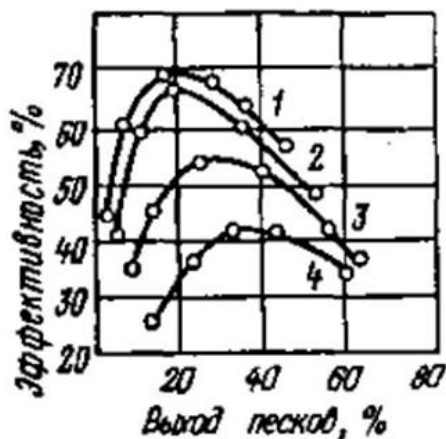


Рис. 1.65. Влияние угла конусности аппарата (0 - 50 мм) на эффективность обогащения при работе на смеси кварца крупностью -1+0 мм и ферросилиция крупностью -0,044 мм: 1-4 - угол конусности соответственно 120, 90, 60 и 20°.

Для обогащения грубозернистых смесей предпочтителен одноступенчатый конус с большим углом (120-140°) при вершине. Мелкозернистые материалы (-74 и -44 мкм) эффективнее обогащаются также в одноступенчатом конусе, но с меньшим углом конусности (90-120°).

Усложнение профиля конуса, например использование трехступенчатого конуса, не создает лучших условий для обогащения.

*Диаметр аппарата.* Для успешной работы концентратора циклонного типа должно быть соответствие между максимальной крупностью в питании и диаметром аппарата. Не рекомендуется обогащать крупный материал в аппарате малого диаметра.

В отличие от классифицирующих гидроциклонов разделение мелких материалов в аппаратах большого диаметра не только не ухудшается, а наоборот, может улучшаться.

На рис, 1.66 показана эффективность извлечения свободного золота различной крупности из золотосодержащей руды (по данным промышленных испытаний и эксплуатации аппаратов на фабрике) в коротко конусных гидроциклонах диаметром 75; 150 и 350 мм. Для корректности сопоставления рассмотрены результаты, полученные при одинаковых выходах песков.

*Технологические факторы. Вещественный состав обогащаемого материала* Наиболее важное значение имеют крупность зерен легких и тяжелых минералов, их плотности, содержание тяжелых минералов и минералов промежуточной плотности.

Тяжелые зерна в центробежном циклонном аппарате извлекаются с большей эффективностью, чем зерна меньшей плотности. Обогащение материалов, содержащих значительную долю тяжелых зерен промежуточной плотности, проходит с малой эффективностью. Наиболее подходящие материалы для обогащения в центробежных аппаратах - измельченные вкрапленные руды и продукты их обогащения, а также пески россыпных месторождений, не прошедшие природную гидравлическую классификацию.

*Разжижение пульпы.* Центробежный концентратор-циклон - один из немногих аппаратов, для которых большие разбавления не только не препятствуют, но и способствуют концентрации. При малых отношениях Ж: Т з пульпе разделение вообще нарушается. Причина этому - возрастающая вязкость густой пульпы и высокая сплоченность ее зерен, препятствующие не только центробежному, но и сегрегационному расслоению материала. Эта особенность работы аппаратов не позволяет использовать их непосредственно в замкнутых циклах измельчения (особенно в первых стадиях измельчения). Аппараты эффективно работают (по сравнению с другими) на сильно разбавленных пульпах, каким являются, например, все тонкоизмельченные продукты {сливы, шламы и т. п.) обогатительных фабрик.

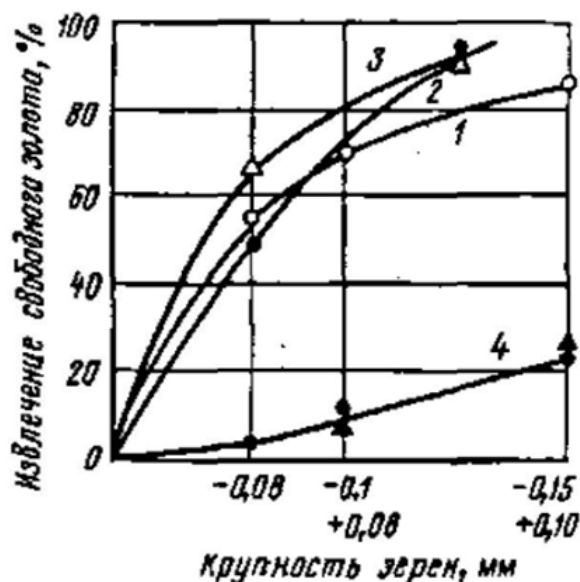


Рис. 1.66. Сопоставление работы коротко-конусных гидроциклонов разного диаметра по извлечению свободного залога:

3 - диаметр соответственно 75, 150 и 350 мм, 4 - выход песков при угле конуса  $90^\circ$ .

*Давление пульпы.* Для успешной работы гидроциклонных концентраторов не требуется высокого давления достаточно  $(0,5 + 1) \cdot 10^5$  Па. Меньшие значения давлений характерны для обогащения более крупных материалов, более высокие для мелких. Увеличение давления не приводит к заметному

проросту извлечения тяжелых зерен, но увеличивает абразивный износ внутренней поверхности циклона, особенно Песковой насадки. Эффективная работа аппаратов на сравнительно низких давлениях пульпы позволяет избежать подачи материала с помощью насосов и перейти к питанию их из напорного бака.

**Отношение диаметров пескового и слитого отверстий** — основной регулируемый параметр при работе аппарата. В зависимости от характеристики обогащаемого материала (крупности и содержания тяжелой фракции) отношение диаметров различно и колеблется от 0,2(0,15) до 0,3 (0,4).

В отличие от классифицирующих в обогатительных циклонах можно работать на меньших по диаметру Песковых насадках без забивки их песками. Удельная подача на песковое отверстие обогатительного циклона в несколько раз меньше, чем классифицирующего.

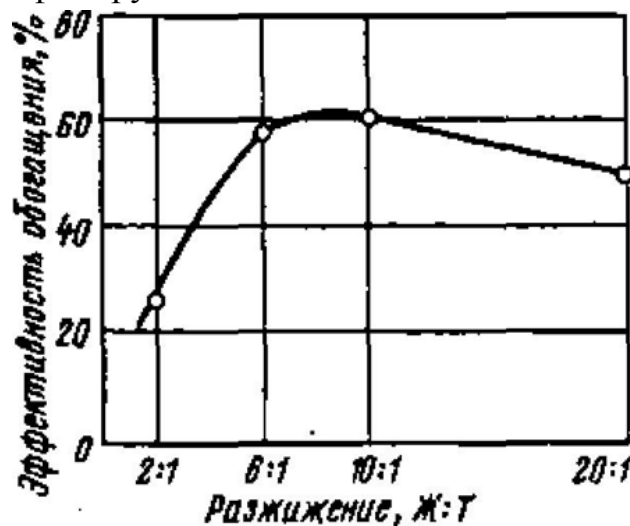


Рис. 1.67. Изменение эффективности обогащения в короткоконусных гидроциклонах при различном разжижении пульпы (Графит - 50 мм, угол конусности - 90°, кварц + ферросилиций -0,25+0,074 мм).

### Контрольные вопросы:

1. Какие силы действуют на обогащение центробежные концентраторе?
2. Как происходит обогащение на центробежные концентраторе фалькон, какие силы действуют на минералы, по какому принципу происходит обогащение ?
3. Приведите примеры центробежные концентраторе Кнельсона, применяемых в практике ?
4. Подробно опишите работу центробежные концентраторе Кнельсона?

## ЛЕКЦИЯ №16

### Тема: Составление технологические схемы обогащения

#### План:

1. Обогащительные фабрики и их промышленное значение.
2. Виды технологических схем.

**Ключевые слова:** обогащительный фабрика, ценный компонент, полезные ископаемые, руда, технологическая схема, принципиальная технологическая схема, схема цепи аппаратов, водно-шламовая схема, качественная схема, количественная схема, количественно-качественная схема.

На обогащительных фабриках полезные ископаемые подвергаются последовательным процессам переработки, которые по назначению в технологическом цикле фабрики разделяются на подготовительные, собственно обогащительные и вспомогательные.

**К подготовительным** операциям обычно относят дробление, измельчение, грохочение и классификацию, т. е. процессы, в результате которых достигается раскрытие минерального состава, пригодной для их последующего разделения в процессе обогащения, а так же операции усреднения полезных ископаемых, которые могут проводиться на рудниках, карьерах, в шахтах и на обогащительных фабриках. При дроблении и измельчении достигается уменьшение крупности кусков руды и раскрытие минералов в результате разрушения сростков полезных минералов с пустой породой (или сростков одних ценных минералов с другими). Грохочение и классификация применяются для разделения по крупности полученных при дроблении и измельчении механических смесей. Задача подготовительных процессов - доведение минерального сырья до крупности, необходимой для последующего обогащения.

**К основным** обогащительным операциям относят те физические и физико-химические процессы разделения минералов, при которых полезные минералы выделяются в концентраты, а пустая порода – в хвосты. К основным обогащительным процессам, относятся процессы разделения минералов по физическим и физико-химическим свойствам (по форме, плотности, магнитной восприимчивости, электропроводности, смачиваемости, радиоактивности и др.): сортировка, гравитация, магнитное и электрическое обогащение, флотация, радиометрическое обогащение и др. В результате проведения основных процессов получают концентраты и хвосты.

Применение того или другого способа обогащения зависит от минералогического состава руды.

**К вспомогательным** процессам относят процедуры удаления влаги из продуктов обогащения. Такие процессы называются обезвоживанием, которое проводится с целью доведения влажности продуктов до установленных норм.

На обогатительной фабрике исходное сырье при обработке подвергается ряду последовательных технологических операций. Графическое изображение совокупности и последовательности этих операций так же называют **технологической схемой обогащения**.

При обогащении полезных ископаемых используют различия их физических и физико-химических свойств, существенное значение из которых имеют **цвет, блеск, твердость, плотность, спайность, излом и т.д.**

**Цвет** минералов разнообразен. Различие в цвете используется при ручной рудоразборке или пробовыборке из углей и других видах обработки.

**Блеск** минералов определяется характером их поверхностей. Различие в блеске можно использовать, как и в предыдущем случае, при ручной рудоразборке из углей или пробовыборке из углей и других видах обработки.

**Твердость** минералов, входящих в состав полезных ископаемых, имеет важное значение при выборе способов дробления и обогащения некоторых руд, а так же углей.

**Плотность** минералов изменяется в широких пределах. Различие в плотности полезных минералов и пустой породы широко используется при обогащении полезных ископаемых.

**Спайность** минералов заключается в их способности раскалываться от ударов по строго определенному направлению и образовывать по плоскостям раскола гладкие поверхности.

**Излом** имеет существенное практическое значение в процессах обогащения, так как характер поверхности минерала, полученного при дроблении и измельчении, оказывает влияние при обогащении электрическими и другими методами.

Технология обогащения полезных ископаемых состоит из ряда последовательных операций, осуществляемых на обогатительных фабриках.

**Обогатительными фабриками** называют промышленные предприятия, на которых методами обогащения обрабатывают полезные ископаемые и выделяют из них один или несколько товарных продуктов с повышенным содержанием ценных компонентов и пониженным содержанием вредных примесей. Современная обогатительная фабрика - это высокомеханизированное предприятие со сложной технологической схемой переработки полезного ископаемого.

Совокупность и последовательность операций, которым подвергается руда при переработке, составляют схемы обогащения, которые принято изображать графически

**Технологическая схема** включает сведения о последовательности технологических операций по переработки полезных ископаемых на обогатительной фабрике.

**Качественная схема** содержит сведения о качественных измерениях полезного ископаемого, в процессе его переработки, а так же данные о режиме отдельных технологических операций. *Качественная схема* (рис. 1.68) дает представление о принятой технологии переработки руды, последовательности процессов и операций, которым подвергается руда при обогащении.

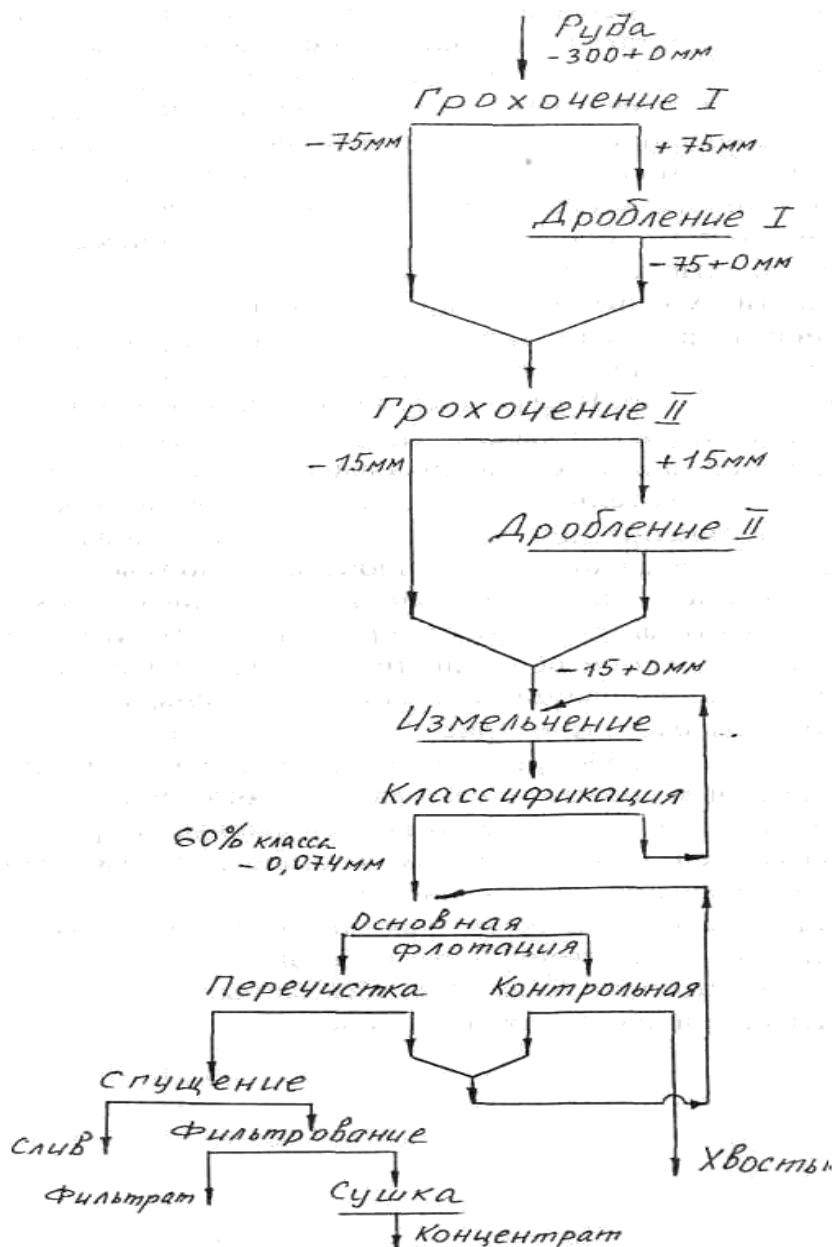


Рис. 1.68. Качественная схема обогащения



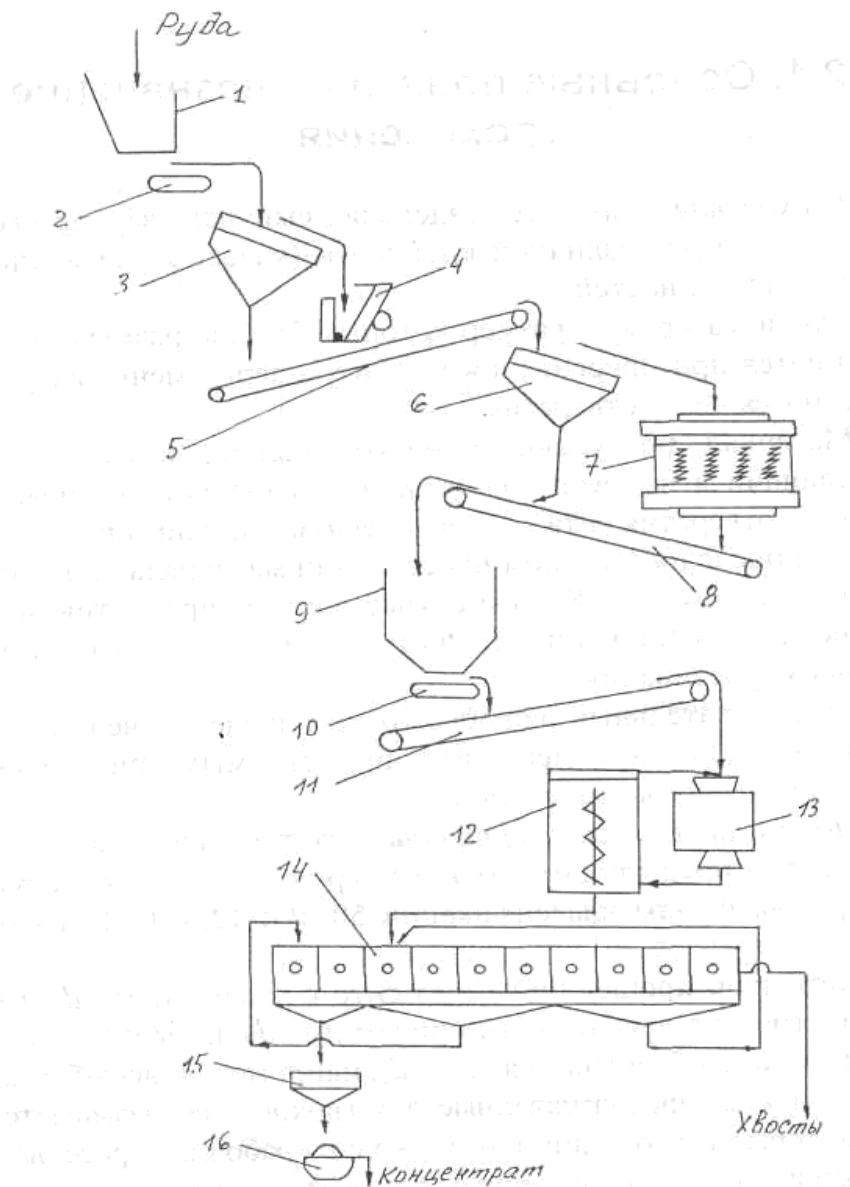


Рис. 1.69. Схема цепи аппаратов:

- 1,9- бункер; 2, 5, 8, 10, 11 - транспортер; 3, 6 - грохоты;  
 4 - щековая дробилка; 7 - конусная дробилка; 12 - классификатор;  
 13 - мельница; 14 - флотомашина; 15 - сгуститель; 16 - фильтр

**Количественная схема** включает количественные данные о распределении полезного ископаемого по отдельным технологическим операциям и выход получаемых продуктов.

**Качественно–количественная схема** совмещает в себе данные качественной и количественной схем обогащения.

Если в схеме имеются данные о количестве воды в отдельных операциях и продуктах обогащения, о количестве добавляемой воды в процесс, то схема называется шламовой. Распределение твердого и воды по операциям и

продуктам указывается в виде отношения твердого к жидкому  $T : Ж$ , например,  $T : Ж = 1 : 3$ , или в процентах твердого, например 70% твердого. Соотношение  $T : Ж$  численно равно количеству воды ( $m^3$ ), приходящейся на 1 т твердого. Количество воды, добавляемой в отдельные операции, выражается в кубических метрах в сутки или в кубических метрах в час. Часто эти виды схем совмещаются и тогда схема называется качественно-количественной шламовой.

**Вводно-шламовая схема** содержит данные о соотношении воды и твердого в продуктах обогащения.

**Схема цепи аппаратов** – графическое изображение пути движения полезного ископаемого и продуктов обогащения через аппараты. На таких схемах аппараты, машины и транспортные средства изображаются условно и указывается их число, тип и размер. Движение продуктов от агрегата к агрегату обозначается стрелками (см. рис.1.69): По схеме на рисунке видно подробно, как руда проходит полное обогащение, включая подготовительные и основные процессы обогащения.

В качестве самостоятельных процессов чаще всего применяют флотацию, гравитационные и магнитные методы обогащения. Из двух возможных методов, дающих одинаковые показатели обогащения, обычно выбирают наиболее экономичный и экологически безопасный метод.

### **Контрольные вопросы:**

1. Что относится к подготовительным, основным и вспомогательным процессам обогащения?
2. Какие различия в свойствах минералов используются при обогащении полезных ископаемых?
3. Что называют обогатительными фабриками? Каково их применение?
4. Какие типы технологических схем Вы знаете?
5. Что такое схема цепи аппаратов.
6. Что означает качественная схема технологического процесса?
7. Как Вы можете охарактеризовать качественно-количественную схему обогащения?
8. Что означает водно-шламовая схема?
9. Какие характеристики можно получить, следуя технологическим схемам?

## ЛЕКЦИЯ №17

### Тема: Промывка руд и песков

#### План:

1. Понятия о процессах промывки руд и песков.
2. Принцип действия, конструкции и эксплуатация промывочных машин.

*Ключевые слова:* промывка руд, минеральные зерна, зависимость от плотности, формы и массы, скорость движения, дезинтеграции, шлам, скрубберы-бутары, Гривиемойка-сортировка

**Промывка** — процесс отделения глинистых агрегатов от минерального сырья путем их дезинтеграции с одновременным удалением под действием воды и соответствующих устройств.

Промывка может быть самостоятельным процессом, в результате которого получают конечный продукт (щебень, гравий, песок и др.), либо подготовительным процессом, в результате которого промытый материал поступает на переработку другими методами обогащения.

В зависимости от трудности отделения глины руды (материалы) делятся на легко, средне и труднопромывистые.

Под промывистостью материала понимают способность содержащихся в нем глинистых примесей диспергироваться при механическом воздействии рабочих органов промывочной машины. Промывистость характеризуется временем, необходимым для диспергирования до 90 % имеющейся комовой глины. Коэффициент промывистости материала определяют по формуле

$$K_{\text{п}} = t_{\text{эт}} / t,$$

где  $t_{\text{эт}}$  и  $t$  — продолжительность промывки соответственно эталонной и исследуемой проб материала в одинаковых условиях.

Промывистость материала может быть оценена по удельному расходу электроэнергии, затрачиваемой на промывку, который изменяется от 0,25 кВт ч/т для легкопромываемой до 1 кВт ч/т для труднопромываемой породы.

Эффективность дезинтеграции и промывки определяется степенью механического воздействия аппаратов, размывающими факторами воды (механическое, температурное), а также действием различных добавок (жидкое стекло, серная кислота, известь и др.), способствующих интенсификации процесса.

Промывочные машины и аппараты. Различают по конструктивным признакам и способам гидравлической или механической дезинтеграции. Дезинтеграцию и промывку полезных ископаемых осуществляют в аппаратах барабанного, корытного, комбинированного и башенного типов, а также с использованием плоских просеивающих поверхностей.

Наиболее производительными и распространенными в настоящее время дезинтегрирующими аппаратами являются барабанные мойки (бутары, скрубберы, скрубберы-бутары). Барабанная мойка представляет собой (рис. 1.70) перфорированный или сплошной барабан, расположенный горизонтально или с небольшим наклоном в сторону разгрузки материала, на входе которого закреплен конический грохот для отделения шлама и обезвоживания. Барабан опирается на опорные ролики и приводится во вращение при помощи зубчатой венцовой передачи. Исходный материал поступает в промывочную секцию по загрузочному лотку. Внутри барабана по трубопроводу через брызгало подается вода для промывки сырья. С торцов барабана имеются кольцевые пороги, обеспечивающие поддержание определенного уровня пульпы в барабане. Производительность барабанных моек достигает 500 т/ч.

Тип промывочной машины и место операции промывки в технологии зависят от крупности материала и физико-механических свойств, глинистых примесей. Для промывки гравия, щебня, флюсов, руд и химического сырья применяют барабанные, вибрационные, корытные и комбинированные мойки. Промывку песка осуществляют в спиральных классификаторах. Для промывки руд черных металлов применяют промывочные башни.

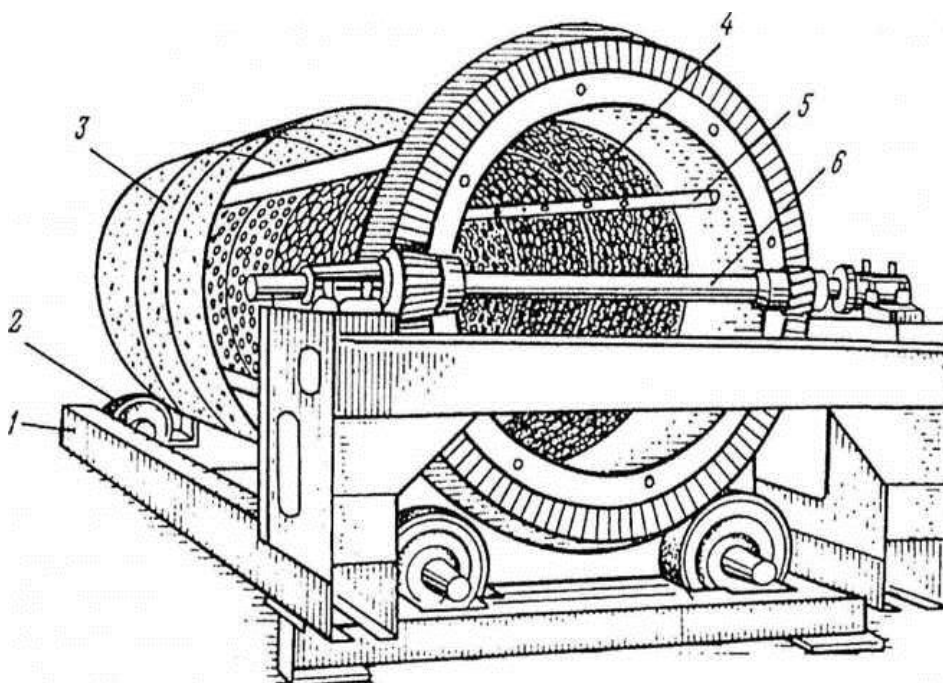


Рис 1.70. Гравимойка-сортировка: 1 — рама; 2 — опорный ролик; 3 — наружный перфорированный барабан; 4 — внутренний перфорированный барабан; 5 — водовод; 6 — приводной вал

**Контрольные вопросы:**

1. Где и как осуществляется данный метод обогащения полезных ископаемых?
2. Какие силы действуют на промывки руды?
3. Как происходит обогащение на промывочных машинах, какие силы действуют на минералы, по какому принципу происходит обогащение?
4. Приведите примеры промывочных машин, применяемых в практике?
5. Подробно опишите работу промывочной машины Гравимойка ?

## ЛЕКЦИЯ №18

### Тема: Пневматические методы обогащения

#### План:

1. Особенности пневматического обогащения
2. Пневматическая классификация
3. Пневматическое обогащение углей
4. Установки для пневматического обогащения

*Ключевые слова:* пневматическое обогащение, разделение, сепарация, плотность, центробежная сила, зависимость от плотности, формы и массы, скорость движения.

Пневматические методы обогащения основаны на принципе разделения полезных ископаемых по крупности, плотности и форме частиц в потоке воздуха.

Пневматические методы обогащения применяются в районах крайнего севера, в безводных районах, то есть в тех случаях, когда использование гидравлических методов проблематично из-за отсутствия или нехватки воды. Эти методы обогащения для некоторых полезных ископаемых являются единственными, когда применить гидравлические методы невозможно вследствие размокания обогащаемого материала и образования большого количества шламов. Пневматическим методам также отдают предпочтение, если плотность обогащаемого полезного ископаемого относительно мала.

Пневматические методы обогащения широко применяются при обогащении энергетических углей, когда требования к качеству обогащенного угля не высоки, при обогащении руд хризотил-асбеста, сурика и других полезных ископаемых.

Пневматические методы обогащения отличаются более низкой эффективностью по сравнению с гидравлическими методами. Но эти методы отличаются *дешевизной* и *экологической чистотой*. Поэтому в последнее время пневматические методы обогащения привлекают все большее внимание исследователей и практиков.

Условно пневматические методы разделяют на два вида: *пневматическую классификацию* – разделение полезного ископаемого по крупности, и *пневматическую сепарацию* – разделение зерен полезного ископаемого по плотности.

Пневматическая классификация осуществляется в горизонтальных, наклонных, вертикальных и вихревых (криволинейных) потоках воздуха. Для

пневматической сепарации используют преимущественно вертикальные потоки воздуха, движущиеся с постоянной скоростью, или пульсирующие потоки

### **Особенности пневматического обогащения**

Пневматические методы обогащения по сравнению с гидравлическими имеют ряд особенностей.

**Первая особенность** является следствием характеристик среды разделения. Плотность воздуха ( $\Delta=1,23 \text{ кг/м}^3$ ) в 813 раз меньше плотности воды, а динамическая вязкость его на два порядка меньше вязкости воды. Вследствие низкой плотности воздуха действие закона Архимеда настолько мало, что им можно пренебречь, то есть в расчетах, например, величины  $v_0$  разность плотностей минеральной частицы и среды разделения практически равна плотности минеральной частицы:  $(\delta - \Delta) \approx \delta$ . Последнее приводит к тому, что значение коэффициентов равнопадаемости пары минералов в воздухе в 1,5-2 раза меньше по сравнению со значением его в водной среде. Следствием этого является необходимость при подготовке полезного ископаемого к обогащению делить его на большее число классов с тем, чтобы получить при обогащении каждого класса крупности достаточно высокую эффективность разделения.

Низкая вязкость воздуха является причиной высокой *текучести* его, что создает трудности равномерного распределения потока воздуха по всей площади слоя обогащаемого материала, через который протекает воздушный поток. Если в какой-либо части слоя частиц минерала окажется более низкое сопротивление прохождению воздуха, то поток устремится в эту часть, расширит каналы прохождения, и технологический процесс нарушится.

**Вторая особенность** пневматического обогащения заключается в том, что силы трения, возникающие при относительном перемещении частиц в слое материала в воздухе, имеют значительно большую величину по сравнению с силами трения в водной среде, которая играет роль смазки. Это приводит к тому, что вязкость воздушной взвеси, образованной минеральными зёрнами, может иметь значительную величину, отрицательно сказывающуюся на эффективности разделения.

По Верхотурову М. В. вязкость взвеси может быть снижена путем уменьшения среднего диаметра зерна за счет тонкодисперсной фракции. Практика пневмовибрационного обогащения, например, доказывает сравнительно высокую эффективность разделения крупных классов в среде мелких, при условии низкой влажности обогащаемого материала. По Верхотурову М. В. вязкость взвеси может быть снижена путем уменьшения

среднего диаметра зерна за счет тонкодисперсной фракции. Практика пневмовибрационного обогащения, например, доказывает сравнительно высокую эффективность разделения крупных классов в среде мелких, при условии низкой влажности обогащаемого материала.

**Третья особенность** пневматических методов обогащения заключается в том, что исходный материал, подвергающийся пневматическому обогащению, должен быть воздушно-сухим, то есть не иметь поверхностной влаги, за счет которой происходит увеличение числа контактов (капиллярно-стыковых мостиков) зерна с соседними зернами и увеличивается кажущаяся вязкость обогащаемого материала. Повышенная влажность материала снижает эффективность пневматического обогащения и может свести ее к нулю.

**Четвертая особенность** пневматического обогащения заключается в том, что конечная скорость свободного падения минеральных частиц  $v_0$  может измеряться десятками и даже сотнями м/с, а время достижения  $v_0$  частиц также может быть значительным. Поэтому процесс разделения минеральных частиц осуществляют всегда, помещая смесь минеральных частиц в воздушный поток, скорость которого больше скорости падения мелких (легких) частиц, но меньше скорости падения крупных (тяжелых) частиц. В этом случае легкие частицы уносятся потоком воздуха, а тяжелые выпадают в осадок. Это справедливо, прежде всего, для пневматической классификации.

### **Пневматическая классификация**

Пневматическая классификация применяется для разделения материала крупностью от 1,5 до 0,005 мм на пневматические классы. Часто этот процесс используется для деления исходного продукта на два класса – мелкий и крупный. Пневматическая классификация осуществляется чаще всего в условиях, близких к условиям свободного падения частиц, т. е. при больших значениях коэффициентов разрыхления  $\theta$ . Применяется при получении тонких порошков, в схемах сухого измельчения руд, для обеспыливания средне- и мелкозернистых материалов и т. д.

Теоретически пневматическая классификация не отличается от гидравлической. При пневматической классификации деление на “мелкие” и “крупные” классы осуществляется по их скоростям падения, т. е. разделение смеси минеральных частиц происходит одновременно по их крупности, плотности и форме. Поэтому получить классы крупности пневматической классификацией можно только в том случае, если исходный продукт представляет мономинеральную смесь. Если исходный продукт представлен полиминеральной смесью зерен, то в результате классификации будут получаться ”пневматические“ классы (по аналогии с гидравлическими). В



этом случае можно рассчитать шкалу пневматической классификации и изобразить графически диаграмму частиц.

Чаще всего пневматическую классификацию используют для разделения материалов по крупности. Аппараты, применяемые для этой цели, называют пневматическими классификаторами. Существует множество конструкций пневматических классификаторов, большинство из которых не изготавливается серийно, а конструируется и изготавливается непосредственно на использующих их предприятиях, или изготавливается по специальному заказу.

Применяемые на практике пневматические классификаторы можно разделить на две группы: *гравитационные* и *центробежные*. В гравитационных классификаторах для разделения частиц используется гравитационное поле, а в центробежных – поле центробежное.

Наиболее часто применяемые *гравитационные пневматические классификаторы* подразделяются по конструкции на: 1) камерные; 2) с наклонным решетом; 3) каскадные.

*Камерный классификатор* (рис. 1.71) представляет собой камеру, через которую проходит смесь воздуха и мелких минеральных частиц. Скорость воздуха  $U_1$  в воздуховоде, питающего классификатор, в 2–2,5 раза больше скорости свободного падения самых тяжелых частиц, транспортируемых воздушным потоком.

При входе в камеру, сечение которой в несколько раз больше сечения питающего воздуховода, скорость воздушного потока  $U_2$  резко снижается, и минеральные частицы оседают в горизонтальном потоке и выпадают из движущегося потока. Снизу камера разделена на несколько секций, которые формируют пирамидальные сборники. В первой секции оседают наиболее крупные частицы, а в последней – мелкие. Самые мелкие, пылевидные частицы уносятся из камеры воздушным потоком. В камерном классификаторе можно получить несколько классов крупности, число которых зависит от числа секций.

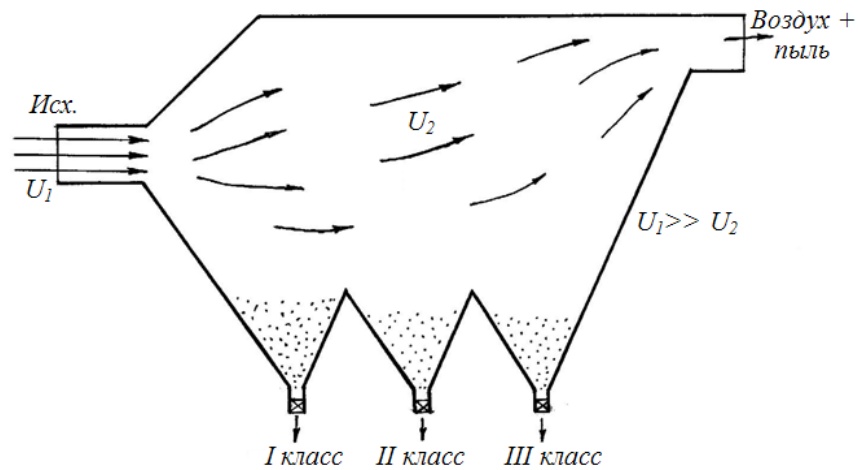


Рис. 1.71. Схема камерного пневматического классификатора

Камерные классификаторы не отличаются высокой эффективностью разделения, и каждый получаемый класс крупности засорен смежными классами. Эти классификаторы часто используются для улавливания грубодисперсной пыли.

*Гравитационный классификатор с наклонным решетом* (рис. 1.72, а) используется для разделения исходного продукта на два класса. Исходный продукт герметичным питателем подается в верхнюю часть наклонного сита, по которому скатывается и разгружается герметичным разгрузителем. При движении по сити материал испытывает воздействие восходящего потока воздуха, который захватывает мелкие частицы и уносит их из классификатора.

На рис. 1.72, б показана схема классификатора с каскадными полками, который применяется для деления исходного по заданной крупности разделения, а также для обогащения руд, в которых полезные и бесполезные минералы отличаются по форме (асбест, слюды).

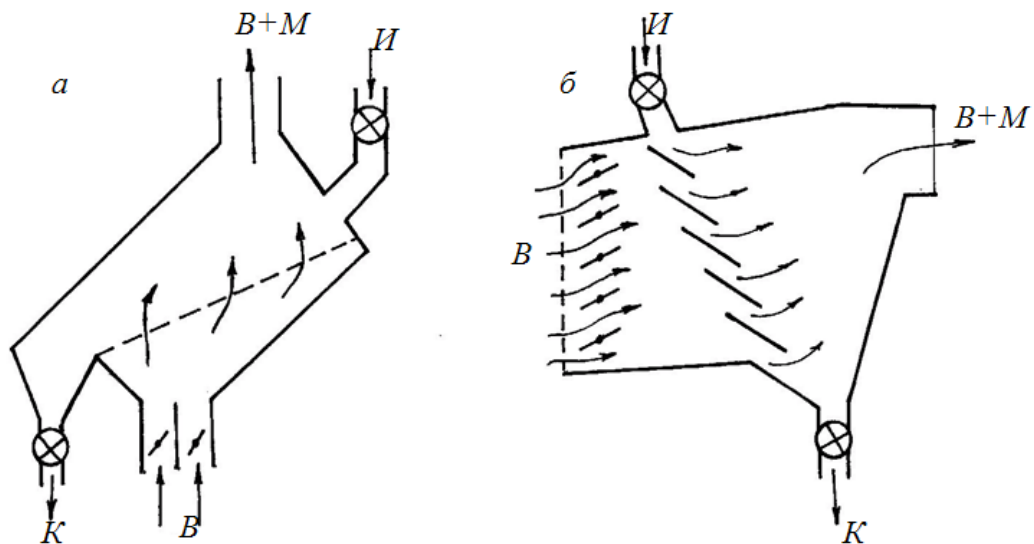


Рис. 1.72. Гравитационные классификторы:

*а* – с наклонным решетом; *б* – с каскадными полками; В - воздух; И – исходный продукт; М – мелкий класс; К – крупный класс

*Каскадные классификторы* имеют несколько модификаций. На рис. 1.73, *а* показана схема пневматического классификатора типа “зигзаг”, а на рис. 1.73, *б* – классификатора с пересыпными полками.

На рис. 1.74, *а* приведена схема каскадного поперечно-полочного сепаратора (классификатора), а на рис. 1.74, *б* каскадного классификатора (сепаратора) с горизонтальным потоком воздуха с ситами и вибратором.

В конструкции каскадных классификаторов заложена идея многократной продувки воздухом пересыпаемого с одной полки на другую обогащаемого материала. Наибольшей эффективностью обладают классификаторы с горизонтальным потоком воздуха (см. рис. 1.74, *а*, *б*), но которые требуют тщательного регулирования распределения воздушного потока по секциям классификатора.

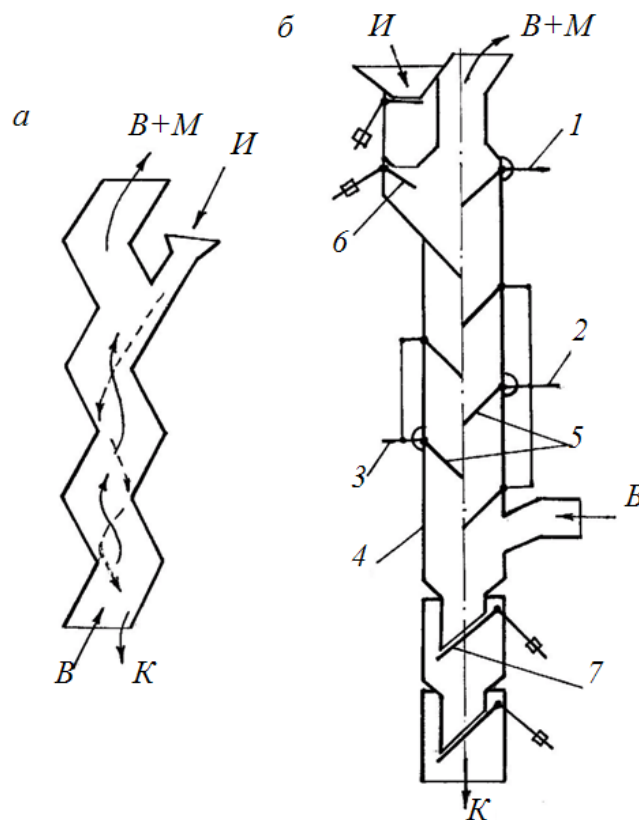


Рис. 1.73. Каскадные классификторы (сепараторы):

*a* – типа «зигзаг»; *б* – с пересыпными полками; 1, 2 и 3 – рычаги для регулирования угла наклона полок; 4 – корпус; 5 – наклонная полка; 6, 7 – клапаны

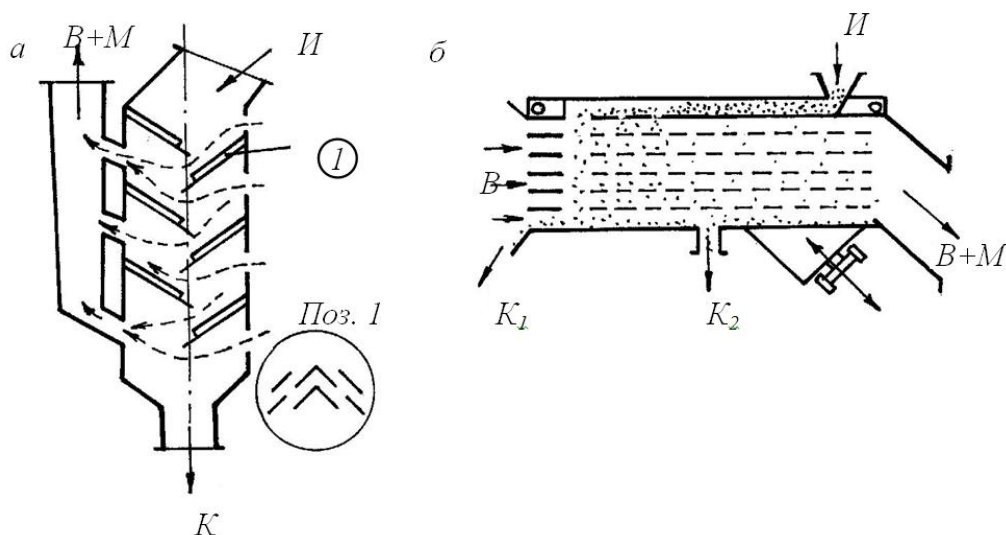


Рис. 1.74. Схема пневматических сепараторов с горизонтальным потоком воздуха: *a* - с пересыпными полками; *б* – с горизонтальными ситовыми поверхностями и вибратором

*Центробежные классификаторы* могут иметь различные конструкции. Наибольшее распространение в практике находят классификаторы циклонного типа. Циклоны часто используются для отделения грубодисперсной пыли от воздуха в схемах пылеулавливания. В зависимости от типа, размеров циклонов и характеристики минерального сырья крупность разделения в циклонах находится в диапазоне 40–60 мкм.

Аппараты циклонного типа просты по устройству, не имеют привода.

Более сложными по конструкции являются *центробежные сепараторы (классификаторы) с замкнутым потоком воздуха*, циркулирующим внутри аппарата (рис. 1.75).

Центробежный сепаратор с циркулирующим потоком воздуха состоит из двух корпусов – наружного и внутреннего. Оба корпуса цилиндро-конические. Наружный корпус герметичный. Внутренний в конической части имеет жалюзи, по которым скатываются крупные (тяжелые) частицы и разгружаются с помощью герметичного разгрузителя. Внутри сепаратора расположен полый вал, к нижнему концу которого крепится разбрасывающий диск. В верхней части вала, над внутренним корпусом, установлено вентиляторное колесо. Привод полого вала, расположенный в верхней части сепаратора, состоит из

шкивов, клиноременной передачи и электродвигателя. Загрузка сепаратора осуществляется сверху через полый вал. Исходный продукт разбрасывается диском в кольцевом пространстве между диском и внутренними стенками цилиндрической части внутреннего корпуса. При этом материал пересекает восходящий поток воздуха. Поток воздуха захватывает мелкие частицы и выносит их через вентиляторное колесо в кольцевое пространство между внутренним и наружным корпусами. При вращательном движении воздушного потока и одновременном опускании его вниз легкие частицы под действием центробежных сил отбрасываются к внутренней стенке наружного корпуса, опускаются вниз и разгружаются через коническую часть наружного корпуса герметичным разгрузителем.

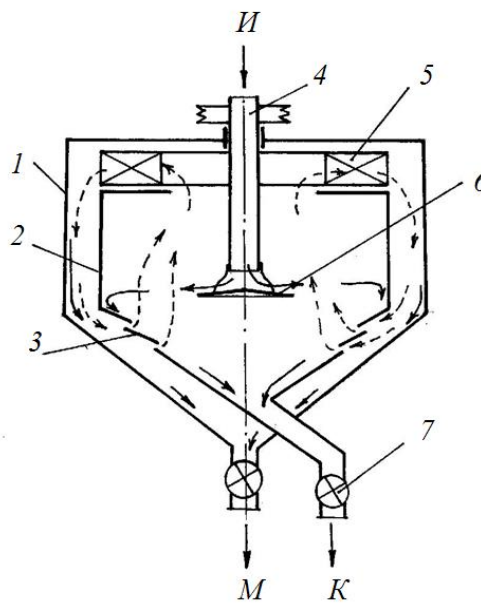


Рис. 1.75. Схема центробежного пневматического сепаратора с замкнутым воздушным потоком: 1 – наружный цилиндро-конический корпус; 2 – внутренний корпус; 3 – жалюзи; 4 – полый вал; 5 – вентиляторное колесо; 6 – разбрасывающий диск; 7 – герметичный разгрузитель

Центробежные сепараторы (классификаторы) выгодно отличаются от других типов классификаторов тем, что не требуют никакого вспомогательного оборудования, как-то вентиляторы, пылеулавливающие устройства и др.

Машины этого типа широко используются для обогащения асбестовых руд (сепаратор типа “Механобр-2800”), а также для обеспыливания крупнозернистых продуктов.

## Пневматическая сепарация

Пневматическая сепарация, как правило, осуществляется во взвесах, образующихся при прохождении через слой обогащаемого материала восходящего воздушного потока. Для образования взвеси используют вертикальные потоки воздуха, движущиеся с постоянной скоростью, или пульсирующие потоки воздуха. Обогащаемый материал находится на перфорированном решете. Для разрыхления слоя материала и образования взвеси необходимо создать перепад давлений воздуха под перфорированным решетом и над слоем обогащаемого материала (постели).

*Статическое давление воздуха*, необходимое для уравнивания в сплоченном состоянии постели на перфорированном решете рассчитывается по формуле

$$P_{ст} = \theta \delta_{ср} h, \quad (10.1)$$

где  $P_{ст}$  – статическое давление, Н/м<sup>2</sup>;  $\theta$  – коэффициент разрыхления постели;  $\delta_{ср}$  – средняя плотность постели, кг/м<sup>3</sup>;  $h$  – высота постели, м.

При прохождении воздуха в промежутках между зернами статическое давление частично переходит в динамическое, при этом постель разрыхляется, переходит в текучее состояние, образуется взвесь, и постель расслаивается по плотности.

*Динамическое давление*, необходимое для разрыхления постели, зависит от конечной скорости падения зерен  $v_{ст}$ . Оно должно быть не менее

$$P_{д} = \Delta_{в} v_{ст}^2 / 2, \quad (10.2)$$

где  $P_{д}$  – динамическое давление, Н/м<sup>2</sup>;  $\Delta_{в}$  – плотность воздуха, кг/м<sup>3</sup>;  $v_{ст}$  – скорость стесненного падения зерна максимального размера, м/с.

Для обеспечения нормальной работы аппарата пневматического обогащения необходимо обеспечить давление воздуха не менее 30-60 Н/м<sup>2</sup> на каждый сантиметр толщины постели, а напор, создаваемый вентилятором, должен быть в 1,5-2 раза больше указанной величины.

При прохождении по высоте постели снизу вверх воздушный поток теряет давление, поэтому удерживанию каждого образовавшегося слоя постели во взвешенном состоянии соответствует строго определенная скорость восходящего потока воздуха. При этом зерна более тяжелые, чем в данном слое, погружаются вниз, а более легкие поднимаются вверх.

Избыток динамического давления воздуха приводит к нарушению и снижению эффективности процесса разделения. При регулировании работы

аппарата необходимо в этом случае повысить сопротивление постели прохождению воздуха, т. е. увеличить ее высоту.

При обогащении узкоклассифицированного материала требуется больший расход воздуха, чем при обогащении ширококлассифицированного.

При пневматическом обогащении полезных ископаемых наряду с использованием пневматической сепарации широко применяется и пневматическая классификация. При этом в каждом конкретном случае применяются машины и аппараты, разработанные именно для обогащения конкретного материала, которые не обладают большой универсальностью. Ниже рассматриваются примеры пневматического обогащения углей и руд хризотил-асбеста.

### **Пневматическое обогащение углей**

Преимущества пневматических методов обогащения углей заключается в простоте схем обогащения, низких капитальных затратах при строительстве фабрик, низкой себестоимости обогащения, в отсутствии потребности в воде для технологических целей, в получении сухих продуктов обогащения.

Недостатками пневматического обогащения углей являются зависимость результатов обогащения от влажности исходного угля и относительно низкая эффективность обогащения.

Для получения удовлетворительных результатов обогащения влажность каменных углей не должна превышать 8 %, а бурых – 15 %.

Вследствие невысокой эффективности пневматического обогащения углей, его применяют для обогащения энергетических углей, к качеству которых требования не высоки.

Для обогащения углей применяют три типа машин:

1. Пневматические сепараторы – пневматические сотрясательные концентрационные столы.
2. Пневматические отсадочные машины.
3. Аэросуспензионные сепараторы.

*Пневматические сепараторы* используются для обогащения относительно крупных классов угля (от 6–25 до 50–100 мм). Сепаратор состоит из деки (рис. 1.76), поверхность которой представляет собой решето с треугольными, круглыми, или эллиптическими отверстиями, через которые снизу вверх проходит воздушный поток. На деке устанавливаются рифли, наклоненные к продольной оси деки под углом 7–10°. Дека имеет продольный и поперечный углы наклона, которые могут регулироваться в пределах 4–11°.

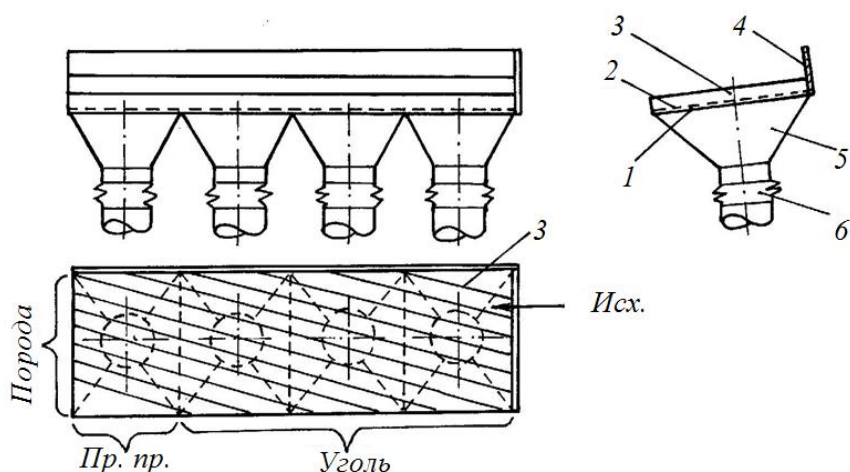


Рис. 1.76. Дека пневматического сепаратора (сотрясательного концентрационного стола): 1 – рама; 2 – решето; 3 – рифли; 4 – отбойная доска; 5 – диффузор; 6 – эластичный рукав

Деки сепараторов разделены по длине на 3–4 поля. К каждому полю снизу подсоединен диффузор, через который подводится к решетке деки воздушный пульсирующий поток. Число пульсаций воздуха устанавливается в пределах  $62\text{--}192\text{ мин}^{-1}$ . Дека совершает возвратно-поступательные продольные колебания с частотой  $200\text{--}450\text{ мин}^{-1}$  при амплитуде 10–6 мм.

За счет возвратно-поступательных колебаний деки исходный уголь перемещается вдоль рифлей к верхнему концу деки. Поступающий снизу пульсирующий поток воздуха разрыхляет слой материала (постель), который расслаивается: в верхнем слое сосредотачиваются легкие угольные зерна, а в нижнем – тяжелые породные. Угольные зерна скатываются через рифли и разгружаются в приемную воронку для угля, расположенную сбоку деки. Тяжелые породные зерна разгружаются с противоположного загрузке торца деки. Таким образом, на деке образуется веер продуктов. В веере продуктов нет четких границ между получаемыми продуктами. Поэтому в промежутке между зоной разгрузки породы и угля обязательно получают так называемый *перемывочный продукт*, который присоединяется к исходному продукту и возвращается в сепаратор в качестве циркуляционной нагрузки.

На рис. 1.77 показана схема устройства пневматического сепаратора типа ОСП-100.



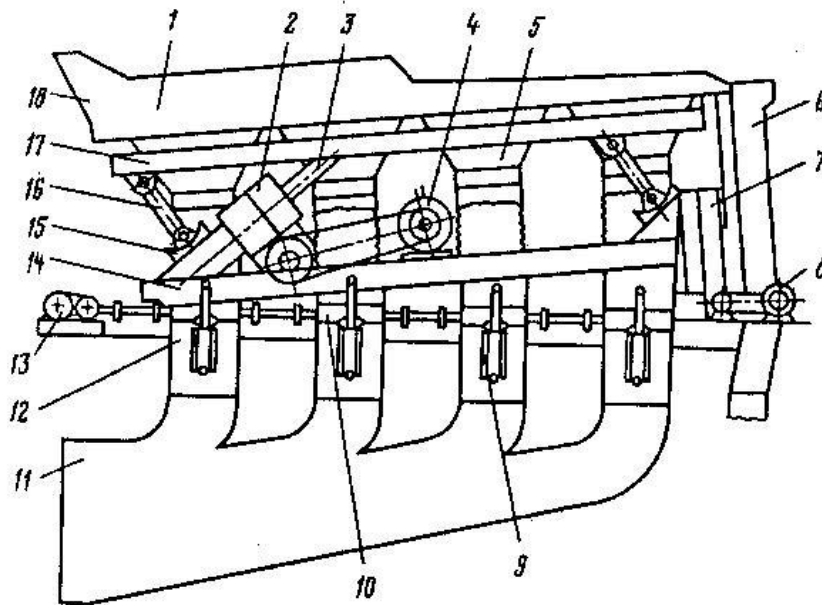


Рисунок 1.77. – Схема пневматического сепаратора ОСП–100:

1 – односкатная дека; 2 – редуктор; 3 – шатун; 4 – электродвигатель; 5 – диффузор; 6 – воронка для разгрузки породы; 7 – винтовой механизм; 8 – привод подъемного устройства поворотной рамы; 9 – шарнирные тяги, связанные с дроссельными заслонками, расположенными под декой; 10 – пульсатор; 11 – воздухопровод; 12 – отводы от воздухопровода; 13 – привод пульсаторов; 14 – поворотная рама; 15 – сферические направляющие для регулировки наклона опор; 16 – наклонные опоры; 17 – рама; 18 – лоток для приема исходного угля

Пневматические сепараторы могут быть однодечные и двухдечные (крышеобразные), состоящие из левой и правой деки, установленные на одной подвижной раме. Площадь дек у различных типов сепараторов колеблется в диапазоне от 6,2 до 17 м<sup>2</sup>.

В практике обогащения применяют следующие типы пневматических сепараторов: УШ-3 – однодечный сепаратор с постоянным потоком воздуха производительностью до 40 т/ч; СП-12, СП-6 – однодечные с площадью деки 12 и 6,7 м<sup>2</sup>; ОСП-100 и СПБ-100 – производительностью до 100 т/ч; СПК-40 – производительностью 40-50 т/ч.

Над каждым сепаратором устанавливается вытяжной зонтик с брезентовыми шторками, закрывающими деку и уменьшающими подсос воздуха, из под которого отсасывается запыленный воздух в количестве на 20–30 % больше количества подводимого к сепаратору воздуха. Последнее устраняет попадание пыли в рабочее помещение.

Пневматическая отсадочная машина ПОМ-2А (рис. 1.78) применяется для обогащения угля крупностью 0–13 мм и имеет производительность до 80 т/ч.

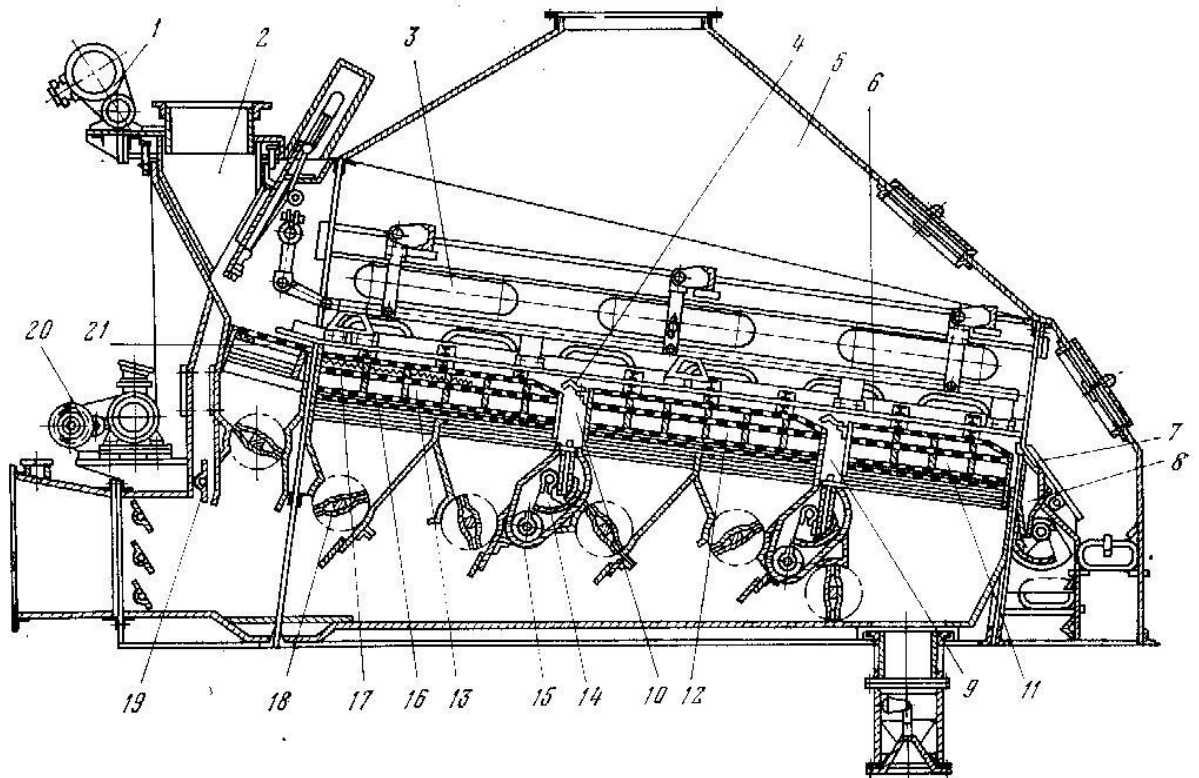


Рис. 1.78. Пневматическая отсадочная машина ПОМ-2А: 1 – вибратор; 2 – загрузочный бункер; 3 – люк для наблюдения за состоянием постели; 4 – разгрузочная щель; 5 – вытяжной зонт; 6 – отсадочное решето; 7 – делительный шибер; 8, 9 – карманы для разгрузки промпродукта; 10 – разгрузка породы; 11, 12 и 13 – поля: концентратное, промпродуктовое и породное; 14 – качающийся разгрузочный клапан; 15 – шнек; 16 – шторные заслонки; 17 – искусственная постель; 18 – пульсатор; 19 – дроссель; 20 – привод машины; 21 – дополнительное поле

Машина имеет двойное отсадочное решето, наклоненное к горизонту под углом  $10^\circ$ . Между решетками располагается искусственная постель из фарфоровых шариков диаметром 15 мм, которая служит для создания дополнительного сопротивления воздушному потоку с целью равномерного распределения его по всей площади отсадочного решета. Над отсадочным решетом на расстоянии, ограничивающем высоту отсадочной постели, подвешена качающаяся зональная (разравнивающая отсадочную постель) плита. В отсадочном решете имеются две поперечные щели, через которые с

помощью секторных разгрузителей и винтовых конвейеров разгружаются породная и промпродуктовая фракции. В конце отсадочного решета слой материала делится на угольную фракцию (верхний слой) и перемывочный продукт (нижний слой), разгрузка которого регулируется делительным шибером 7.

Под отсадочное решето подаётся пульсирующий поток воздуха, который, проходя через отсадочную постель, разрыхляет её, придавая ей текучесть. В разрыхленном состоянии постель постепенно расслаивается на верхнюю угольную и нижнюю породную фракции. Сформировавшийся нижний слой породы разгружается через поперечную щель в отсадочном решете. В следующей секции машины происходит формирование нижнего промпродуктового слоя, который также разгружается через поперечную щель. Нижний слой последней секции машины отсекается и в качестве перемывочного продукта возвращается в отсадочную машину. Вывод его в виде циркулирующей нагрузки имеет цель получить относительно чистую угольную фракцию.

*Аэросуспензионные сепараторы* используются для обогащения угля крупностью 1–13 мм.

Метод обогащения в аэросуспензиях основан на разделении минеральной смеси в псевдооживленном (кипящем) слое аэросуспензии, образуемом под действием вертикальных воздушных потоков.

В качестве утяжелителей аэросуспензий применяют кварцевый песок, магнетит, бурожелезняковую руду, галенит и др. Лучшие результаты обогащения получают в случае трехкомпонентных смесей утяжелителей: песок, магнетит и ферросилиций крупностью 0,15–0,05 мм. Такая трехкомпонентная смесь позволяет получать аэросуспензии с плотностью разделения от 1400 до 3300 кг/м<sup>3</sup> в зависимости от соотношения концентраций утяжелителей. Аэросуспензионные сепараторы возможно использовать и для обогащения руд.

Плотность аэросуспензии рассчитывают по формуле

$$\Delta_c = \delta_{cp} (1 - \theta), \quad (10.3)$$

где  $\Delta_c$  – плотность аэросуспензий, кг/м<sup>3</sup>;  $\delta_{cp}$  – средневзвешенная плотность утяжелителя, кг/м<sup>3</sup>;  $\theta$  – коэффициент разрыхления утяжелителя в аэросуспензии.

Переход в псевдооживленное состояние утяжелителя сопровождается увеличением высоты слоя на величину  $\Delta h$ . Если обозначить первоначальную высоту слоя утяжелителя через  $h_0$ , то высота кипящего слоя  $H$  определится равенством:

$$H = h_0 + \Delta h . (10.4)$$

Для поддержания устойчивости суспензии необходимо поддерживать постоянным перепад давления воздуха под слоем и над слоем суспензии, который рассчитывается по формуле

$$\Delta p = H \delta_{\text{ср}} \Omega g, (10.5)$$

где  $H$  – высота слоя суспензии, м;  $\delta_{\text{ср}}$  – средняя плотность утяжелителя, кг/м<sup>3</sup>;  $\Omega$  – объёмная концентрация утяжелителя в суспензии, д. е.;  $g$  – ускорение силы тяжести, м/с<sup>2</sup>.

Оптимальная скорость воздушного потока в слое утяжелителя колеблется в пределах 1,01–0,14 м/с.

При обогащении угля необходимо выдерживать соотношение

$$d_1/d_2 = (\delta_2 / \delta_1), (10.6)$$

где  $d_1$  и  $d_2$  – размеры наименьших угольных частиц и наибольших частиц утяжелителя;  $\delta_1$  и  $\delta_2$  – плотность угля и утяжелителя.

Соотношение (10.6) позволяет рассчитать допустимую минимальную крупность обогащаемого угля.

На рис. 1.79 показана схема аэросуспензионного сепаратора СКС–1.

Сепаратор представляет собой прямоугольную ванну с плоской пористой перегородкой внизу ванны. В ванне смонтированы: элеваторное колесо для разгрузки тяжелой (потонувшей) фракции; грохот – конвейер для перемещения потонувшей фракции к элеваторному колесу; скребковый конвейер для разгрузки легкой фракции; питающий бункер с секторным затвором.

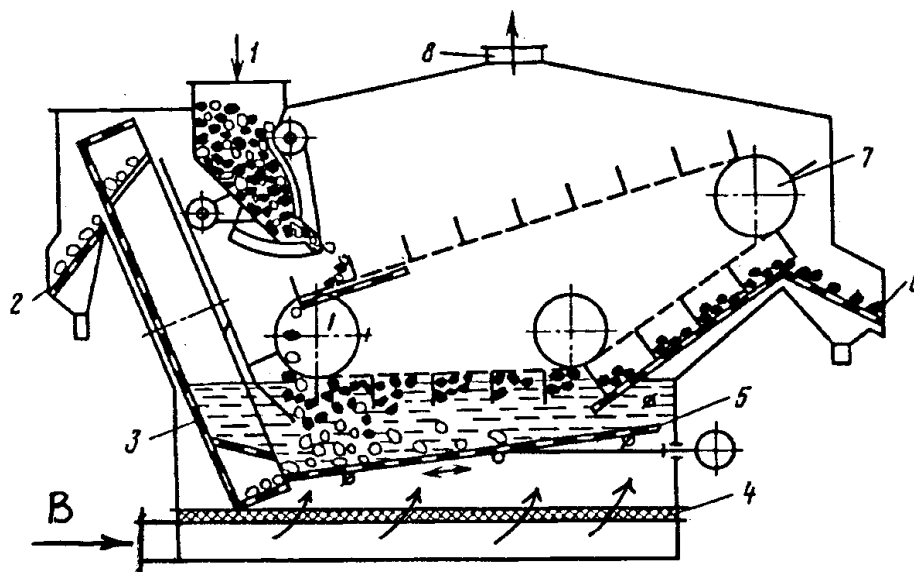


Рис. 1.79. Схема аэросуспензионного сепаратора:

1 – бункер исходного угля; 2 – дренажный грохот для тяжелого продукта; 3 – элеваторное колесо; 4 – пористая плита; 5 – подвижное сито; 6 – дренажный

грохот для легкого продукта; 7 – конвейер для удаления легкого продукта; 8 – зонт с патрубком

В качестве пористых перегородок, обеспечивающих равномерное распределение воздушного потока по всей площади создаваемой аэросуспензии, используют войлок, пористую керамику и др.

### **Пневматическое обогащение асбестовых руд**

Обогащение асбестовых руд основано на различии в форме асбеста и частиц породы.

Плотность вмещающих пород асбестовых руд и минерала хризотил-асбеста практически одинаковая – 2650 и 2600 кг/м<sup>3</sup> соответственно. При дроблении руды жилы асбеста вскрываются, отделяются от породы, а асбестовые минералы распушаются, образуя агрегаты волокон. Волокна асбеста имеют значительно меньшую скорость витания по сравнению с частицами породы и их легко разделить в восходящем потоке воздуха, если скорость его будет иметь промежуточное значение между скоростью витания волокнистых агрегатов асбеста и скоростью витания частиц породы. В зависимости от степени распушенности асбестового волокна коэффициент равнопадаемости “иголок” асбеста (недеформированных агрегатов волокон) может достигать 4–7 в зависимости от диаметра иголок.

Для обогащения асбестовых руд широкое применение находят грохоты инерционного действия (ГИД) и центробежные сепараторы с замкнутым потоком воздуха, циркулирующим внутри сепаратора (Механобр–2800).

**Грохот инерционного действия (ГИД–1500; ГИД-2000)** (рис. 1.80) представляет собой металлический короб, подвешенный к опорной раме с помощью гибких тросов. Грохот двухситный: верхнее сито классифицирующее, а нижнее – обеспыливающее. Привод грохота представляет собой шкив, прикрепленный снизу к коробу грохота и имеющий дебалансный груз.

Шкив приводится во вращение электродвигателем, закрепленным на задней стенке короба грохота. Благодаря дебалансу на приводном шкиве, короб грохота в области привода совершает круговые движения. У разгрузочного конца короб грохота привязан гибкими тросами к опорной раме в горизонтальной плоскости, благодаря чему разгрузочный конец грохота, над которым расположено отсасывающее сопло, совершает возвратно-поступательные движения.

При движении руды по ситам грохота происходит её сегрегация. Асбестовое волокно, имеющее значительно меньшую насыпную массу – в 4–5

раз меньшую насыпной массы породы, всплывает на поверхность породы и отсасывается соплом.

Установки с грохотами ГИД одновременно выполняют следующие операции: предварительную классификацию руды, её обогащение и транспортировку асбестовых концентратов в любую точку цеха обогащения, Получаемый концентрат транспортируется воздушным потоком до циклона, где он отделяется от воздуха. Запыленный воздух подвергается очистке от пыли и возвращается в цех, а частично выбрасывается в атмосферу.

В зависимости от крупности обогащаемого класса руды расход воздуха на один грохот колеблется в диапазоне  $(12-14) \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{ч}$ .

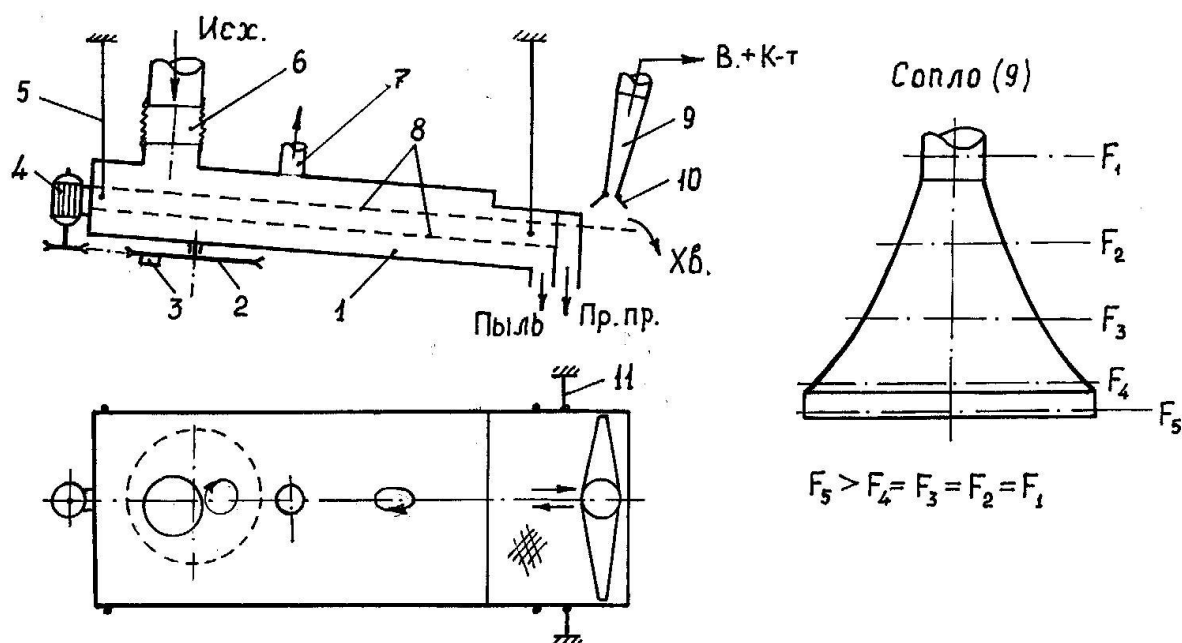


Рис. 1.80. Грохот инерционного действия для обогащения руд хризотил-асбеста (ГИД): 1 – короб грохота; 2 – шкив привода; 3 – дебаланс; 4 – электродвигатель; 5 – гибкая подвеска корпуса; 6 – эластичный соединительный рукав; 7 – патрубок аспирационный; 8 – сита; 9 – сопло; 10 – поворотные пластины; 11 – гибкие троса

**Центробежный пневматический сепаратор типа “Механобр-2800”**, прототипом которого является центробежный классификатор “Винзихтер”, работает с замкнутым воздушным потоком и не требует подвода или отвода воздуха.

Принципиальная схема устройства сепаратора “Механобр-2800” такая же, что и центробежного пневматического классификатора. Сепаратор состоит из наружного цилиндроконического герметичного корпуса диаметром 2800 мм.

По оси сепаратора расположен вертикальный полый вал, на котором закреплены: в верхней части – вентиляторное колесо; в середине – радиальнорасположенные отбойные лопатки; на нижнем конце – разбрасывающий диск. Наличие отбойных лопаток и является отличительным признаком сепаратора «Механобр-2800» по сравнению с центробежным пневматическим классификатором. В конической части внутреннего корпуса сепаратора расположены жалюзи (пересыпные полки). При вращении вала сепаратора осуществляется отсос воздуха из внутреннего корпуса. Воздушный поток выбрасывается вентилятором в пространство между внутренним и наружным корпусами, вращаясь, опускается вниз, проходит через жалюзи в конической части внутреннего корпуса и поднимается вверх к вентиляторному колесу. Так создается циркулирующий поток воздуха, скорость которого зависит от частоты вращения вентиляторного колеса. Класс руды через полый вал загружается на разбрасывающий диск, который разбрасывает руду в кольцевое пространство между диском и внутренними стенками цилиндрической части внутреннего корпуса. При этом руда пересекает восходящий поток воздуха, который захватывает и увлекает асбестовое волокно. Отбойные лопатки, закрепленные на валу, создают вихревые потоки воздуха, механически воздействуют на агрегаты асбеста и способствуют выпаданию частиц породы, захватываемых волокном. Асбест, проходя пространство между корпусами сепаратора во вращающемся потоке воздуха, отбрасывается к стенке наружного корпуса, опускается в коническую часть и разгружается с помощью шестилопастного герметичного разгрузителя. Частицы породы, достигнув внутренней стенки цилиндрической части внутреннего корпуса, проходят над жалюзиями, где осуществляется контрольная сепарация их, и разгружаются герметичным разгрузителем.

Сепаратор “Механобр-2800” может быть использован для обогащения всех классов крупности асбестовой руды. Технологические показатели обогащения в сепараторе зависят от эффективности предварительной классификации руды. Чем выше эффективность предварительного грохочения, тем выше извлечение асбеста (до 98 %) и выше качество концентрата.

Преимущество сепаратора “Механобр-2800” перед грохотами ГИД заключается в том, что для его работы не требуется никакого дополнительного оборудования (вентиляторов, пылеочистных аппаратов). Недостатками сепаратора следует считать значительную его высоту (6 м) и большую металлоемкость.

#### **Установки для пневматического обогащения**

Для нормального функционирования аппаратов пневматического обогащения требуется вспомогательное оборудование для подвода сжатого воздуха, отвода запыленного воздуха, его очистки от пыли.

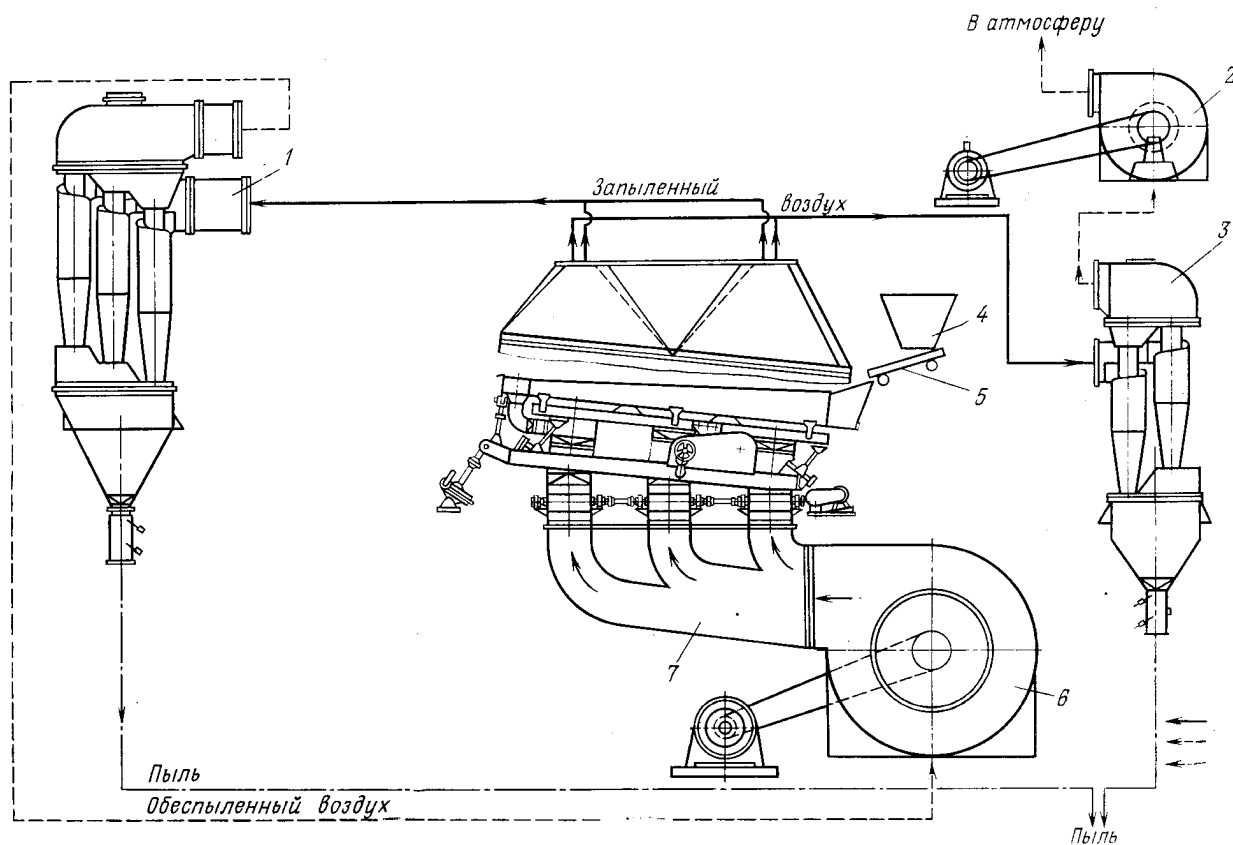


Рис. 1.81. Схема воздушной системы пневматического сепаратора СП-6: 1, 3 – батарейные пылеуловители; 2 – вентилятор; 4 – бункер; 5 – питатель; 6 – технологический вентилятор; 7- сепаратор пневматический СП-6

Исключение составляет сепаратор “Механобр-2800”, используемый для обогащения асбестовых руд, который обладает полной автономией. На рис. 1.81 приведена принципиальная схема установки для пневматического обогащения угля, которая состоит из обогатительного аппарата (СП-6); вентилятора, нагнетающего воздух в сепаратор; отсасывающего зонта; батарейных циклонов для очистки запыленного воздуха от пыли.

Основная масса воздуха после очистки от пыли возвращается в сепаратор. Часть же воздуха (20–30 % от основного потока) проходит двухстадийную пылеочистку – батарейные циклоны и мокрые пылеуловители или фильтры (на схеме не показаны), а затем выбрасывается в атмосферу.

При обогащении асбестовых руд на современных фабриках используют так называемую централизованную систему пневмотранспорта с циркуляцией воздуха внутри здания (рис. 1.82). При этом все технологические аппараты (сотни единиц оборудования) через циклоны подсоединяются к общему



воздуховоду, по которому запыленный воздух поступает в пылеосадительную камеру для улавливания грубодисперсной пыли.

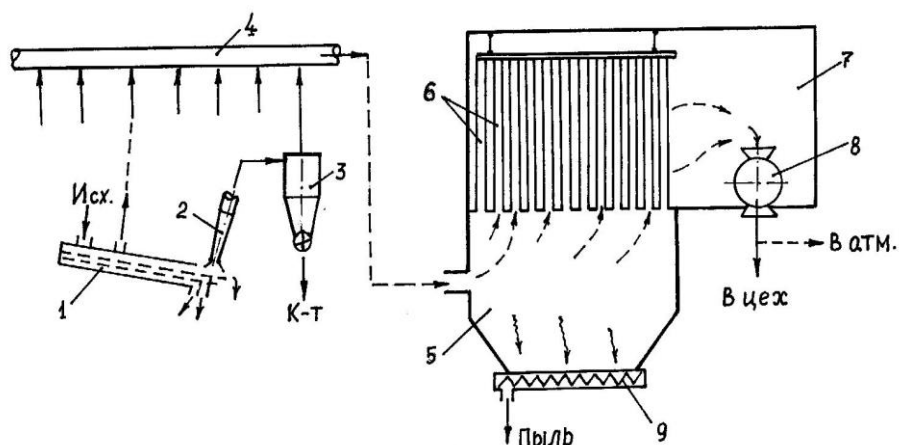


Рис. 1.82. Схема централизованной системы пневмотранспорта:  
 1 – грохот ГИД; 2 – сопло; 3 – циклон; 4 – коллектор; 5 – пылеосадительная камера; 6 – рукавные фильтры; 7 – вакуум-камера; 8 – вентилятор; 9 – винтовой конвейер

Над пылевой камерой установлены рукавные фильтры, расположенные в вакуум-камере, в которой установлены мощные вентиляторы ( $Q_{\text{возд}} = (250-350) \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{ч}$ ), отсасывающие воздух из вакуум-камеры. Разрежение в камере составляет 400–450 мм водяного столба. Чистый воздух из вакуум-камеры по шахтам распределяется по всем этажам корпуса обогащения. К. п. д. рукавных фильтров составляет не менее 99,9 %.

### Технологические схемы пневматического обогащения

Принципиальные схемы пневматического обогащения углей показаны на рис. 1.83, а, б.

Рядовой уголь подвергается грохочению для выделения класса крупнее 75–50 мм, который после дробления возвращается на предварительное грохочение. Подрешетный продукт первого грохочения поступает на второе грохочение для удаления мелочи – “отсева” (рис. 1.83, а), который без обогащения присоединяется к концентрату сепарации, так как обычно имеет меньшую зольность по сравнению с зольностью крупных классов. Глубина обогащения по схеме “а” составляет 13 (6) мм. При глубине обогащения 3 (1) мм (схема б). Исходный уголь делится на три класса крупности: 75–25(13) мм; 25(13)–3(1) мм и минус 3(1) мм (отсев).

При глубине обогащения ноль, получаемый отсев (1–0 мм) подвергается обогащению флотацией.

Асбестовые руды после дробления и предварительной сушки до влажности 2-2,5 % обогащаются в 2–5 стадий с предварительной классификацией руды в каждой стадии обогащения. Принципиальная схема получения асбестовых концентратов в первой стадии показана на рис. 1.84.

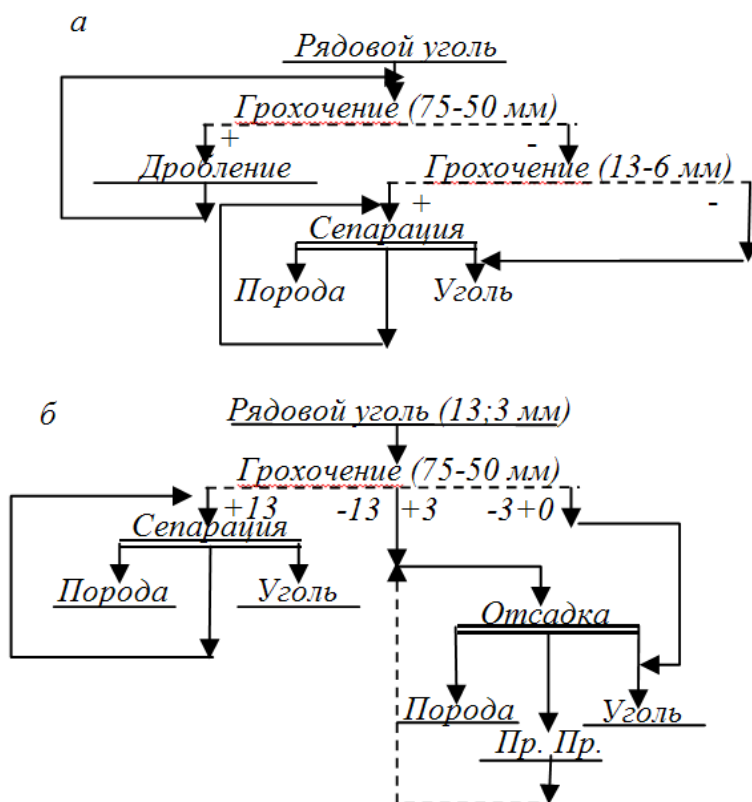


Рис. 1.83. Принципиальные схемы пневматического обогащения углей:  
*а* – при глубине обогащения 13(6) мм; *б* – при глубине обогащения 3(1,0)

мм

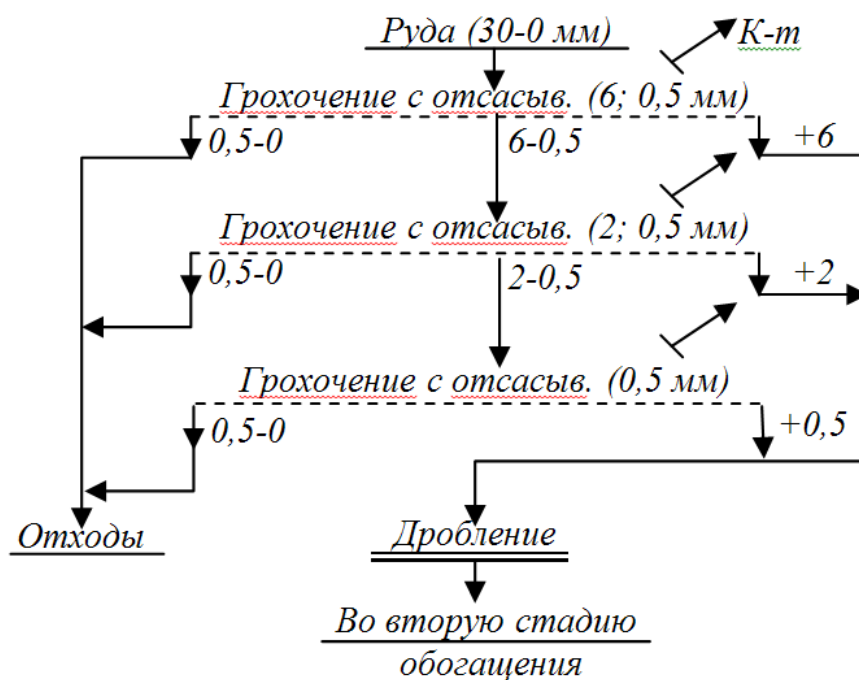


Рис. 1.84. Схема первой стадии обогащения руды хризотил-асбеста

В предварительной стадии асбестовая руда делится грохочением на 2–3 обогащаемых класса крупности и из неё отсеивается пыль (класс 0,5–0 мм). Хвосты обогащения каждого класса крупности объединяются и подвергаются мелкому дроблению в дробилках ударного действия. Дробленая руда поступает во вторую стадию обогащения, схема которой аналогична схеме первой стадии, и т. д. Схемы стадий обогащения отличаются лишь шкалой сит предварительного грохочения. Размеры отверстий классифицирующих сит уменьшаются от стадии к стадии, так как длина волокон асбеста, вскрываемого при дроблении, уменьшается от стадии к стадии.

Получаемые асбестовые концентраты осаждаются в циклонах и подвергаются перечистке – удалению мелких породных частиц и пыли, и классификации по длине волокон в барабанных грохотах специальной конструкции.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Качество полезных ископаемых, добываемых из недр Земли, по содержанию полезных минералов постоянно ухудшается. Богатые месторождения постоянно вырабатываются, поэтому приходится вовлекать в производство всё более бедные месторождения. Кроме того, на действующих десятки лет горно-обогатительных и металлургических предприятиях накопились большие запасы забалансовых руд, отходов, шлаков металлургического производства, содержащих недоизвлеченные ценные компоненты, как основные, так и сопутствующие.

При дефиците минерального сырья накопившиеся отходы обогатительных фабрик и шлаки металлургического производства всё чаще привлекаются к повторной их переработке на обогатительных фабриках.

В целях повышения рентабельности работы обогатительных фабрик, а также в целях защиты окружающей среды от вредных воздействий их на природу перед современными горно-обогатительными предприятиями ставится задача комплексного использования минерального сырья, организация и осуществление безотходного производства. Решение этих задач осуществляется совершенствованием технологий переработки сырья с использованием нового, более эффективного и производительного оборудования, с использованием комбинированных технологических схем, включающих в себя использование различных методов обогащения.

В этих условиях применение гравитационных методов обогащения приобретает важное значение вследствие их относительной дешевизны, практически неограниченного диапазона крупности перерабатываемого материала и наименьшего негативного влияния на окружающую среду по сравнению с такими методами, как флотация, гидрохимические методы и др.

В последние годы наметились следующие тенденции развития гравитационных методов обогащения:

- разработка и совершенствование оборудования для разделения минералов с использованием центробежного поля – обогатительных циклонов, центробежных сепараторов, центрифуг и др.;

- расширение области применения пневматических методов обогащения, как самых дешевых из существующих методов.

Эффективность применения гравитационных методов обогащения полезных ископаемых в значительной мере зависит от подготовки исходного сырья к обогащению, которая в общем виде состоит из двух этапов: раскрытие полезных минералов (дробление и измельчение) и предварительная классификация исходного на классы крупности или гидравлические классы.

Правильно выбранная предварительная классификация исходного продукта перед обогащением гравитационными методами является обязательным условием для получения высоких технологических показателей. В конспекте, особенно в его теоретической части, этому вопросу уделено особое внимание и приведены новые теоретические разработки автора.

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**«ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ» ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



# **МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ**

**по курсу**

**ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**

**НАВОИ-2020 г.**

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №1 РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ

**Цель работы:** Изучение расчета технологических показателей обогащения

Процесс обогащения характеризуется следующими технологическими показателями: содержанием металла в руде или продукте обогащения; выходом продукта; степенью сокращения и извлечением металла.

**Содержание металла в руде или продукте обогащения** - это отношение массы этого металла в руде или продукте обогащения к массе сухой руды или продукта, выраженное в процентах. Содержание металла принято обозначать греческими буквами  $\alpha$  (в исходной руде),  $\beta$  (в концентрате) и  $\theta$  (в хвостах). Содержание драгоценных металлов выражается обычно в единицах массы (г/т).

**Выход продукта** - отношение массы продукта, полученного при обогащении, к массе переработанной исходной руды, выраженное в долях единицы или процентах. Выход концентрата ( $\gamma$ ) показывает, какую долю от общего количества руды составляет концентрат.

**Степень сокращения** - величина, обозначающая во сколько раз выход полученного концентрата меньше количества переработанной руды. Степень сокращения ( $K$ ) выражает количество тонн руды, которое нужно переработать, чтобы получить 1 т концентрата, и рассчитывается по формуле:

$$K=100/\gamma$$

Для руд цветных и редких металлов характерен малый выход концентрата и, следовательно, высокая степень сокращения. Выход концентрата определяется прямым взвешиванием или по данным химического анализа по формуле:

$$\gamma = (\alpha - \theta/\beta - \theta)100, \%$$

Степень обогащения, или степень концентрации показывает, во сколько раз увеличилось содержание металла в концентрате по сравнению с содержанием металла в руде. При обогащении бедных руд этот показатель может составлять 1000-10000.

**Извлечение металла  $\varepsilon$**  - это отношение массы металла в концентрате к массе металла в исходной руде, выраженное в процентах

$$\varepsilon = \gamma\beta/\alpha$$

**Уравнение баланса металла**

$$\varepsilon\alpha = \gamma\beta$$

связывает основные технологические показатели процесса и позволяет рассчитать степень извлечения металла в концентрат, которая, в свою очередь, показывает полноту перехода металла из руды в концентрат.

Выход продуктов обогащения можно определить по данным химических анализов продуктов.

Если обозначить:

$\gamma_k$  — выход концентрата;

$\alpha$  — содержание металла в руде;

$\beta$  — содержание металла в концентрате;

$\theta$  — содержание металла в хвостах,

$\varepsilon$  — извлечение металла в концентрат, то можно составить баланс металла по руде и продуктам обогащения, т. е. количество металла в руде равно сумме его количеств в концентрате и хвостах

$$100\alpha = \gamma_k \beta + (100 - \gamma_k)\theta$$

здесь за 100 принят выход исходной руды в процентах. Отсюда выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100$$

Извлечение металла в концентрат можно подсчитать по формуле

$$\varepsilon = \frac{\gamma_k \beta}{\alpha} 100, \%$$

Если выход концентрата неизвестен, то

$$\varepsilon = \frac{\beta}{\alpha} \cdot \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100, \%$$

Например, при обогащении свинцовой руды, содержащей 2,5% свинца, получен концентрат с содержанием 55% свинца и хвосты, содержащие 0,25% свинца. Подставляя результаты химических анализов в приведенные выше формулы, получим:

выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100 = \frac{2,5 - 0,25}{55 - 0,25} = 4,1\%;$$

извлечение в концентрат

$$\varepsilon = \frac{4,1 \cdot 55}{2,5} = 90,9\%;$$

выход хвостов

$$\gamma_{хв} = 100 - \gamma_k = 95,9\%;$$

степень обогащения:

$$K = \frac{55}{2,5} = 22.$$

Качественно-количественные показатели обогащения характеризуют техническое совершенство технологического процесса на фабрике.

Качество конечных продуктов обогащения должно соответствовать требованиям, предъявляемым потребителями к их химическому составу. Требования к качеству концентратов называются кондициями и регламентируются ГОСТ, техническими условиями (ТУ) или временными нормами и разрабатываются с учетом технологии и экономики I переработки данного сырья и его свойств. Кондициями устанавливается минимально или максимально допустимое содержание различных составных компонентов полезного ископаемого в конечных продуктах обогащения. Если качество



продуктов соответствует кондициям, то эти продукты называются кондиционными.

Пример. Фабрика производительностью  $Q=750$  т/сутки перерабатывает вольфрамовые руды ( $\alpha=0,27\%$   $WO_3$ ), в которых вольфрамит ассоциирует с кварцем и полевым шпатом. Гравитацией на винтовых сепараторах и концентрационном столе получен концентрат с содержанием  $\beta = 67\%$   $WO_3$  и хвосты с содержанием  $\theta = 0,14$   $WO_3\%$ . Определить выход вольфрамового концентрата в процентах и тоннах в сутки и извлечение в него  $WO_3$  в процентах и тоннах в сутки, а также степень обогащения.

Решение.

1. Определяем выход концентрата:  $\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} \cdot 100\%$ .

$$\gamma_k = \frac{0,27 - 0,14}{67 - 0,14} \cdot 100\% = 0,2\%.$$

Выход в тоннах в сутки:

$$q = \frac{\gamma \cdot Q}{100} = \frac{0,2 \cdot 750}{0,27} = 1,5 \text{ м/сут}$$

2. Определяем извлечение металла в концентрат:

$$\varepsilon = \frac{\beta \cdot \gamma}{\alpha} = \frac{0,2 \cdot 67}{0,27} = 50\%.$$

Извлечение металла в тоннах в сутки:

$$P_{WO_3} = \frac{\beta \cdot q}{100} = \frac{1,5 \cdot 67}{100} = 1 \text{ м/сутки}.$$

3. Определяем степень обогащения:

$$\kappa = \frac{\beta}{\alpha} = \frac{67}{0,27} = 248.$$

### Контрольные вопросы:

10. Что относится к основным технологическим показателем обогащения?

11. Какие различия в свойствах минералов используются при обогащении полезных ископаемых?

12. Что называют обогатительными фабриками? Каково их применение?

13. Какие типы технологических схем Вы знаете?

14. Как определяется выход продуктов?

15. Что означает качественная схема технологического процесса?

16. Как заполняется таблица баланса металлов?

17. Что означает степень обогащения?

18. Как определяется степень сокращения?

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №2

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ МИНИМАЛЬНО ДОПУСТИМОЕ СОДЕРЖАНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ В ИСХОДНОМ ПРОДУКТЕ

**Цель работы:** Приобретение навыков в определении минимально допустимое содержание ценных компонентов в исходном продукте

Сущность метода определения минимального промышленного содержания полезного компонента в исходном сырье заключается в нахождении такого содержания компонента, при котором себестоимость получаемой готовой продукции будет равна предельно допустимой себестоимости продукции для данного предприятия.

Для применения этого метода необходимо знать предельно допустимую себестоимость готовой продукции. Приравнивание предельной себестоимости к установленной для данного вида продукции государственной плановой цене не всегда может дать правильный ответ на интересующий вопрос. Критерием для установления предельно допустимой стоимости может служить себестоимость продукции, получаемой на действующих предприятиях при переработке сырья, добываемого из наиболее бедных участков месторождения полезного ископаемого, вовлечение которых в эксплуатацию признано необходимым для удовлетворения потребностей народного хозяйства.

Себестоимость готовой продукции

$$c = (\beta_3 (a+b)/\alpha \varepsilon_\phi \varepsilon_3) + (\beta_3 (c_T+c_3)/\beta_\phi \varepsilon_3) \quad (1)$$

где  $c$  — себестоимость 1  $m$  готовой продукции;

$a$  — стоимость добычи и транспорта на обогатительную фабрику 1  $m$  исходного сырья;

$b$  — стоимость обогащения 1  $m$  сырья;

$c_T$  — стоимость транспорта 1  $m$  концентрата от обогатительной фабрики до завода, перерабатывающего концентрат;

$c_3$  — стоимость переработки 1  $m$  концентрата;

$\alpha$ ,  $\beta_\phi$  и  $\beta_3$  — содержание компонента в исходном сырье, фабричном концентрате и готовой заводской продукции;

$\varepsilon_\phi$ ,  $\varepsilon_3$  — извлечение полезного компонента на фабрике и заводе.

Если на обогатительной фабрике, независимо от содержания в исходном сырье полезного компонента, получается концентрат одинакового качества, то второй член уравнения будет представлять постоянную величину, не зависящую от  $a$ . В этом случае

$$c_{\text{пр}} = ((\beta_3 (a'+b')/\alpha_{\text{min}} \varepsilon'_\phi \varepsilon_3)) + q$$
$$\alpha_{\text{min}} = (\beta_3 (a'+b') / (c_{\text{пр}} - q) \varepsilon'_\phi \varepsilon_3) \quad (2)$$

где  $c_{\text{пр}}$  — предельная себестоимость 1  $m$  готовой продукции;

$\alpha_{\text{min}}$  — соответствующее предельной себестоимости минимальное промышленное содержание компонента в исходном сырье;

$a'$  и  $b'$ —стоимость добычи и обогащения сырья с минимальным содержанием компонента;

$\varepsilon'_{\phi}$  — степень извлечения при обогащении сырья с минимальным содержанием компонента;

$q$  — постоянная часть расходов по транспорту и заводской переработке концентрата.

Значение  $a'$  должно определяться как отношение дополнительных затрат па добычу и транспорт сырья, добываемого из бедных участков месторождения, к дополнительной производительности рудника, достигнутой за счет вовлечения в эксплуатацию этих участков. Аналогично следует определять значение  $b'$  как отношение дополнительных эксплуатационных расходов, связанных с необходимостью увеличения производительности обогатительной фабрики при поступлении бедного сырья, к приращению производительности.

При определении  $\alpha_{min}$  по формуле (2) необходимо учитывать, что  $\varepsilon_{\phi}$  зависит от  $a$  и что при получении концентратов различного качества значение  $q$  также будет меняться вместе с изменением  $a$ .

Анализ исследовательских работ и практических данных по обогащению различных руд показывает, что зависимость  $\varepsilon_{\phi}$  и  $\beta_{\phi}$  от  $a$  определяется в основном характеристиками вкрапленности полезных минералов в руде. Если распределение по крупности зерен полезного минерала в богатых и бедных разностях руд остается одинаковым, то извлечение и качество концентрата будут мало изменяться при изменении содержания в руде компонента. Существуют и другие методы определения минимального (бортового) содержания полезного компонента в сырье.

Наибольшую сложность представляют случаи, когда сырье является комплексным. Для определения себестоимости металлов, извлекаемых из комплексных руд, сумма эксплуатационных расходов на добычу, транспорт, обогащение и металлургический передел распределяется на полученные металлы пропорционально их стоимости по отпускным ценам. При таком методе распределения расходов соотношение между себестоимостью и стоимостью по отпускным ценам для всех извлекаемых из руды металлов будет одинаковым.

#### ***Факторы, влияющие на выбор производительности фабрики***

Обогатительная фабрика по роду своей деятельности связана с рудником, добывающим для нее сырье, и заводом — потребителем готовой продукции фабрики. Поэтому производительность проектируемой обогатительной фабрики зависит в основном от производительности рудника, определяемой запасами в месторождении полезного ископаемого (сырья), и от потребности в продукции фабрики.

Запасы полезного ископаемого в месторождении  $Q_m$ , годовая производительность предприятия (рудника, обогатительной фабрики)  $Q_n$  и число лет его существования  $T$  связаны зависимостью

$$T = Q_m / Q_n$$

При проектировании рудников и обогатительных фабрик обычно выбирается такая производительность, чтобы срок существования предприятия был не менее 30 - 50 лет. Например, минимальный срок службы угольных шахт при мощности 3000 - 4000 *т/сутки* принимается 40 лет, а при мощности более 4000 *т/сутки* — 50 лет. В особых случаях при ограниченных запасах месторождения и дефицитном сырье допускается уменьшение срока существования до 10 - 15 лет.

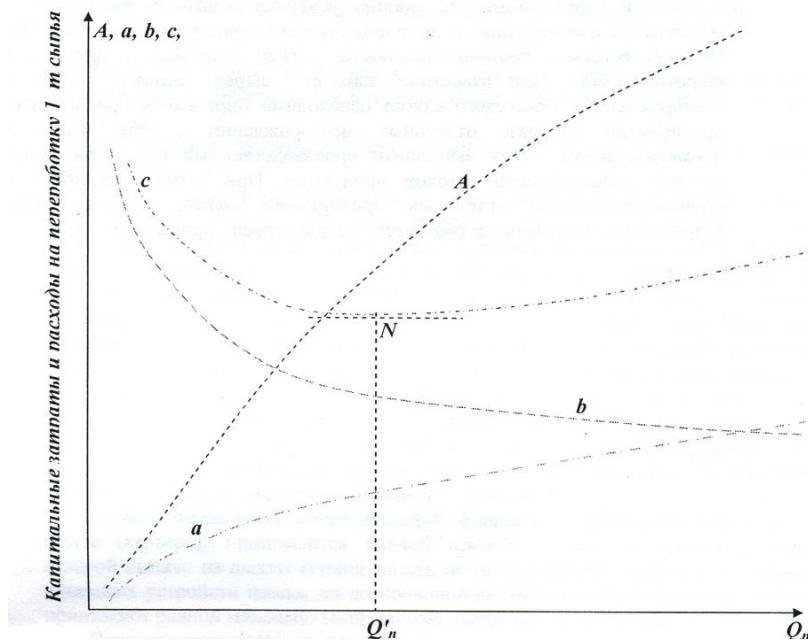


Рис.2.1. Стоимость переработки одной тонны сырья на обогатительной фабрике в зависимости от ее производительности.

Полная себестоимость переработки 1 *т* сырья складывается из собственно эксплуатационных расходов и амортизационных отчислений. По мере увеличения производительности обогатительной фабрики эксплуатационные расходы уменьшаются, амортизационные же отчисления увеличиваются вследствие увеличения капитальных затрат. Это положение иллюстрируется рис.1, на котором по оси абсцисс нанесена производительность обогатительной фабрики, а по оси ординат — капитальные затраты на ее строительство (кривая  $A$ ) и расходы на переработку 1 *т* сырья. Последние складываются из собственно эксплуатационных расходов (кривая  $b$ ) и амортизационных отчислений, равных отношению  $A:Q_M$  (кривая  $a$ ). Кривая  $c$ , ординаты которой равны сумме ординат кривых  $a$  и  $b$ , представляет собой полную себестоимость переработки 1 *т* сырья. Она имеет минимум в точке  $N$  при производительности обогатительной фабрики  $Q'_n$ , которая может быть определена путем экономического сравнения вариантов строительства фабрики с различной производительностью.

Поскольку производительности рудника, обогатительной фабрики и завода-потребителя концентрата взаимно связаны, то вопрос о

производительности обогатительной фабрики, соответствующей наименьшим эксплуатационным расходам, должен решаться с учетом расходов по руднику, фабрике и заводу.

Однако принцип наименьших эксплуатационных расходов в условиях хозяйства не является решающим при определении производительности отдельного предприятия. В наших условиях главным фактором является обеспечение планомерного и пропорционального развития народного хозяйства. Поэтому вопрос о производительности должен ставиться и решаться в более широком плане. При известных запасах сырья данного типа во всех месторождениях Советского Союза необходимо определить производительность предприятий на базе отдельных месторождений с тем, чтобы отрасль промышленности могла выполнить производственный план при наименьшей средней себестоимости готовой продукции. При такой постановке вопроса производительность отдельных предприятий должна устанавливаться при разработке плана развития соответствующей отрасли промышленности.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №3

### ИЗУЧЕНИЕ ФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МИНЕРАЛОВ

**Цель работы:** Приобретение практических навыков в изучение физических свойств минералов, в частности определении среднего диаметра отдельных кусков руды, которая подвергается дроблению, грохочению, измельчению.

Содержание работы

а) ознакомиться с основными способами определения среднего диаметра отдельных кусков руды;

б) определить среднего диаметра смеси кусков руды по нескольким формулам;

в) определить средний диаметр трех кусков руды по нескольким формулам.

#### Краткие теоретические сведения для выполнения работы

Определение величины среднего диаметра кусков руды необходимо при выборе оборудований для дробления, грохочения, измельчения и классификации руд, а также для определения эффективности работы вышеперечисленных аппаратов.

Исходная руда состоит из кусков различной крупности, имеющих неправильную форму. Неправильность формы создаёт большие трудности и вносит известную условность в определении крупности руды. Только для куска правильной сферической формы один размер полностью определяет его крупность.

Крупность куска руды неправильной формы условно характеризуется средним диаметром  $d_{cp}$ , зависящим от его линейных размеров по трем взаимоперпендикулярным;  $l$  – длина,  $b$  – ширина,  $h$  – высота.

При определении среднего диаметра используют все размеры или только некоторые из них. За средний диаметр куска принимают: ширина параллелепипеда -  $v$

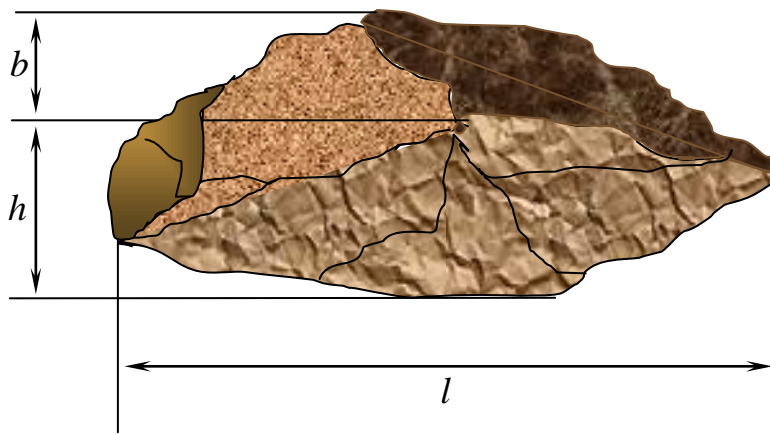


Рис.2.2. Кусок руды неправильной формы

$$d = \frac{l+b}{2} \quad (3.1)$$

среднее арифметическое из длины и ширины,

$$d = \frac{l+b+h}{3} \quad (3.2)$$

среднее арифметическое из трех размеров куска,

$$d = \sqrt{l \cdot b} \quad (3.3)$$

среднее геометрическое из длины и ширины

$$d = \sqrt[3]{l \cdot b \cdot h} \quad (3.4)$$

среднее геометрическое из трех размеров, что соответствует ребру куба, равновеликого параллелепипеду по объему,

$$d = \sqrt{\frac{l \cdot b + l \cdot h + b \cdot h}{3}} \quad (3.5)$$

ребро куба, равновеликого параллелепипеду по отдельным навескам (средняя геометрическая из трех измерений параллелепипеда)

$$d = \frac{3 \cdot l \cdot b \cdot h}{l \cdot b + l \cdot h + b \cdot h} \quad (3.6)$$

ребру куба, эквивалентного параллелепипеду по поверхности (средняя геометрическая из трех измерений параллелепипеда)

При грохочении для массовых определений размера частиц за средний принимают размер наименьшего квадратного отверстия, через которое это зерно может пройти.

Из пробы необходимо отобрать три куска руды и определить их длину, ширину и высоту. Результаты замеров занести в табл.2.

Таблица 2.

### Результаты замеров образцов руды

Номер образцов	Линейные размеры, в мм.		
	длина	ширина	Высота
1			
2			
3			
4			

По данным произведенных замеров вычисляем средний диаметр/табл.3/.

Таблица 3.

### Вычисление среднего диаметра руды по различным формулам

Номер образцов	Значение среднего диаметра по формулам /1 – 6/					
	1	2		4	5	6
1						

2						
3						
4						
5						

Значение среднего диаметра смеси кусков определяется по величине их крайних кусков.

Вычисления производятся по формулам, в которых  $d_1$  – средний диаметр смеси,  $d_2$  - средний диаметр крайних кусков.

$$\text{Средний арифметический } D_a = \frac{d_1 + d_2}{2} \quad (3.7)$$

$$\text{Средний геометрический } D_q = \sqrt{d_1 \cdot d_2} \quad (3.8)$$

$$\text{Среднее гармоническое } D_h = \frac{2d_1 \cdot d_2}{d_1 + d_2} \quad (3.9)$$

$$\text{Среднее Лашингера } D_c = \frac{d_2 - d_1}{\ln d_2 - \ln d_1} \quad (3.10)$$

По средним диаметрам отдельных кусков руды, вычисленным по одной из формул (1 – 6), нужно определить средний диаметр смеси в интервалах образцов 1-2, 2-3, 1-3, по формулам (7 - 10) и результаты представить в виде таблицы 4.

Таблица 4.

**Результаты определения среднего диаметра смеси**

По формулам	Значения среднего диаметра смеси в кусках		
	1-2	2-3	1-3
2-7			
2-8			
2-9			
2-10			

Необходимые принадлежности

1. Три куска руды разной крупности
2. Линейка

Контрольные вопросы:

1. Необходимость определения диаметра средних кусков.
2. Методики определения линейных размеров кусков
3. Методы определения диаметра неправильных формы кусков



## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №4

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ УДЕЛЬНОГО ВЕСА МИНЕРАЛОВ

**Цель работы:** Приобретение навыков в изучении физических свойств минералов, концентратов и руд.

**Краткие теоретические сведения для выполнения работы.**

Удельная масса минералов является основной характеристикой, определяющей порядок их разделения в гравитационном поле.

В обогатительной практике определение удельной массы производят путем взвешивания на аналитических весах отдельных кусков минералов (монокристаллов) в воздухе и в воде с точностью до 0,01 – 0,02 г. или навески порошков минералов с помощью пикнометра или небольшой мерной колбы (10 – 15 мл).

Зная вес монокристалла в воздухе и в воде, удельный вес монокристалла интересующего нас минерала рассчитывают по формуле:

$$\delta = \frac{\text{вес минерала в воздухе}}{\text{разница весов в воздухе и в воде}} = \frac{q}{q - q_1} \quad (1.1)$$

Так как отбор монокристаллов минералов в исследуемой пробе руды не всегда представляется возможным, то для определения удельного веса минералов используют порошки крупностью 1–2 мм. Кусочки исследуемых минералов тщательно отделяются под лупой от сростков с пустой породой или другими полезными минералами.

Таким методом можно определить удельные массы любого материала (руды, концентрата и т.д.).

**Необходимые приборы и материалы.**

1. Пикнометр - 3
2. Минералы, материалы – измельченные до крупности верен 1 – 2 мм (5к2).
3. Дистиллированная вода - 1 л.
4. Бюретки - 1 и 5 мл.
5. Аналитические весы с разновесами. 1 шт.
6. Сушильная печь. 1 шт.
7. Вакуум – эксикатор – 3. шт.

**Порядок выполнения работы.**

Перед опытом пикнометр емкостью 10 мл промывают сначала горячей хромовой смесью, затем последовательно водопроводной и дистиллированной водой, высушивают в сушильном шкафу и взвешивают. После определения веса пикнометра находят вес пикнометра с водой, для чего пикнометр из бюретки заполняют до метки дистиллированной водой. Далее пикнометр вновь высушивают, высыпают в него навеску минерала около 5-10 гр и определяют вес пикнометра с материалом. Затем пикнометр с порошком минерала заливают примерно на две трети дистиллированной водой. Для удаления пузырьков воздуха из порошков пикнометр продолжительное время

переворачивают и встряхивают или помещают в вакуум – эксикатор на 2 часа (для точного определения).

Если минерал полностью смочен водой, то выделения пузырьков не наблюдается и в пикнометр можно долить дистиллированной воды до метки. Определив вес пикнометра с водой и минералом, по формуле определяют удельную массу:

$$\delta = \frac{A - B}{(A + C) - (D + B)}, \text{ г/см}^3 \quad (1.2)$$

где:

*A* – вес пикнометра с материалом, *гр.*

*B* – вес пикнометра, *гр.*

*C* – вес пикнометра с водой, *гр.*

*D* – вес пикнометра с водой и материалом, *гр.*

Обработка результатов

Полученные результаты взвешивания пикнометра (значение *A, B, C, D*) подставляют в формулу (1-2) и вычисляют удельную массу минералов. Результаты опытов сводятся в таблицу 1. Из справочника находят значение удельной массы данного минерала, сравнивают и определяют расхождения в процентах определенного значения удельной массы минерала.

Таблица 1.

Определенные опытом удельные массы минералов

№ опы-тов	Наименование минерала, материала	Удельная масса, г/см <sup>3</sup>		Разница
1	Галенит Первое измерение			
2	Второе измерение			
3	Третье измерение			
	Средне-арифметическая величина			

### Контрольные вопросы

1. Необходимость определения удельных масс минералов (материалов).
2. Необходимые приборы для определения удельной массы минералов.
3. Порядок выполнения работы.
4. Единицы измерения величины удельной массы.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ

**Операции дробления** применяются для подготовки полезного ископаемого к измельчению в мельницах или подготовки его непосредственно к операциям обогащения, что имеет место при обогащении ископаемых с крупной вкрапленностью полезных минералов. На дробильно-сортировочных фабриках операции дробления имеют самостоятельное значение.

В схемы дробления обычно включают операции предварительного и поверочного грохочения. Их принято относить к той операции дробления, в которую поступает верхний продукт грохота.

Операция дробления вместе с относящимися к ней операциями грохочения составляет стадию дробления, а совокупность стадий дробления — схему дробления (рис. 1).

Стадии дробления (рис. 2) имеют четыре разновидности:

А — операции предварительного грохочения, дробления и поверочного грохочения;

Б — операции предварительного грохочения и дробления;

В — операции дробления и поверочного грохочения;

Г — операция дробления.

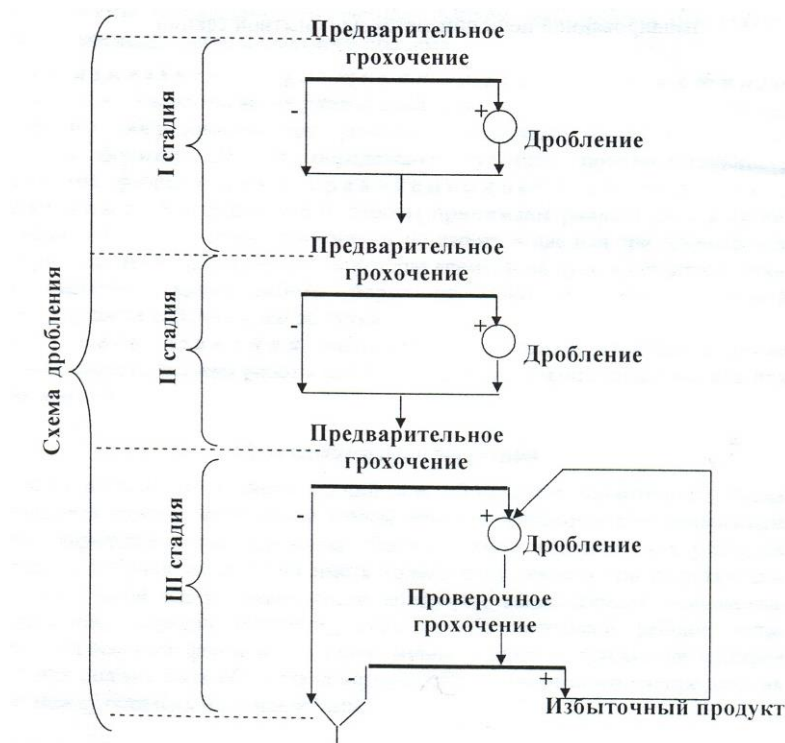
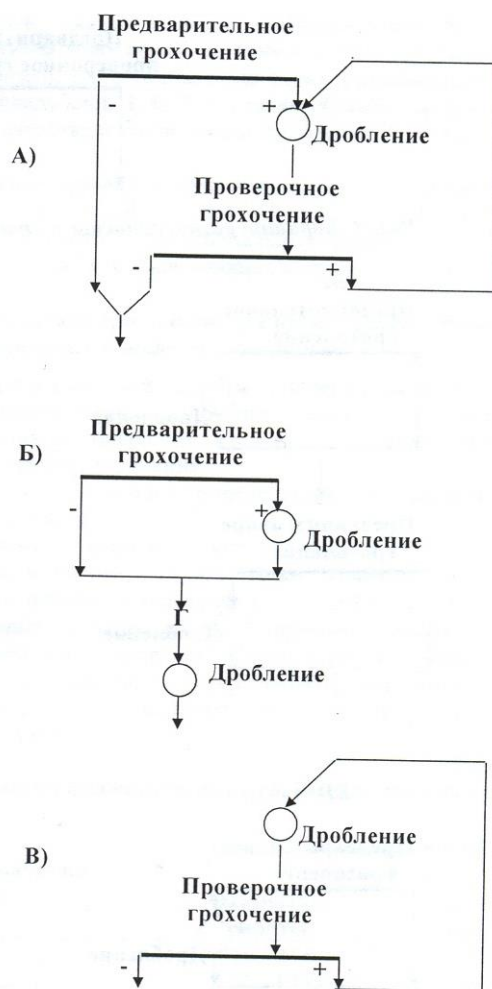


Рис. 2.3. Схема дробления



**Рис. 2.4. Разновидности стадий дробления.**

Разновидность стадии дробления А имеет вариант с совмещенными операциями предварительного и поверочного грохочения (рис. 2). Крупность получаемых при дроблении продуктов и нагрузка на аппараты в обоих вариантах остаются одинаковыми.

**Схемы дробления** включают одну, две, три и более стадий дробления.

Число одностадийных схем равно числу разновидностей стадии дробления, т. е. равно четырем. Число возможных вариантов двухстадийных схем дробления значительно больше.

Каждый вариант одностадийной схемы дробления может быть развит в двухстадийную схему путем дополнения его любой из четырех разновидностей стадий дробления. Например, одностадийную схему разновидности Б можно дополнить любой из разновидностей А, В, В, Г и таким образом получить четыре возможных варианта двухстадийной схемы дробления Б А, ББ, Б В и Б Г (рис.3).

Общее число возможных вариантов двухстадийных схем дробления будет  $4^2=16$  (АА, ЛБ, АВ, АГ, Б А, ББ, БВ, БГ, В А, ВБ, ВВ, ВГ, ГА, ГБ, ГВ, ГГ).

Число возможных вариантов трехстадиальных схем дробления  $4^3=64$ .  
 Число же возможных вариантов схем, включающих *n* стадии дробления,  $N_n = 4^n$ .



Рис. 4. Вариант разновидности А стадии дробления

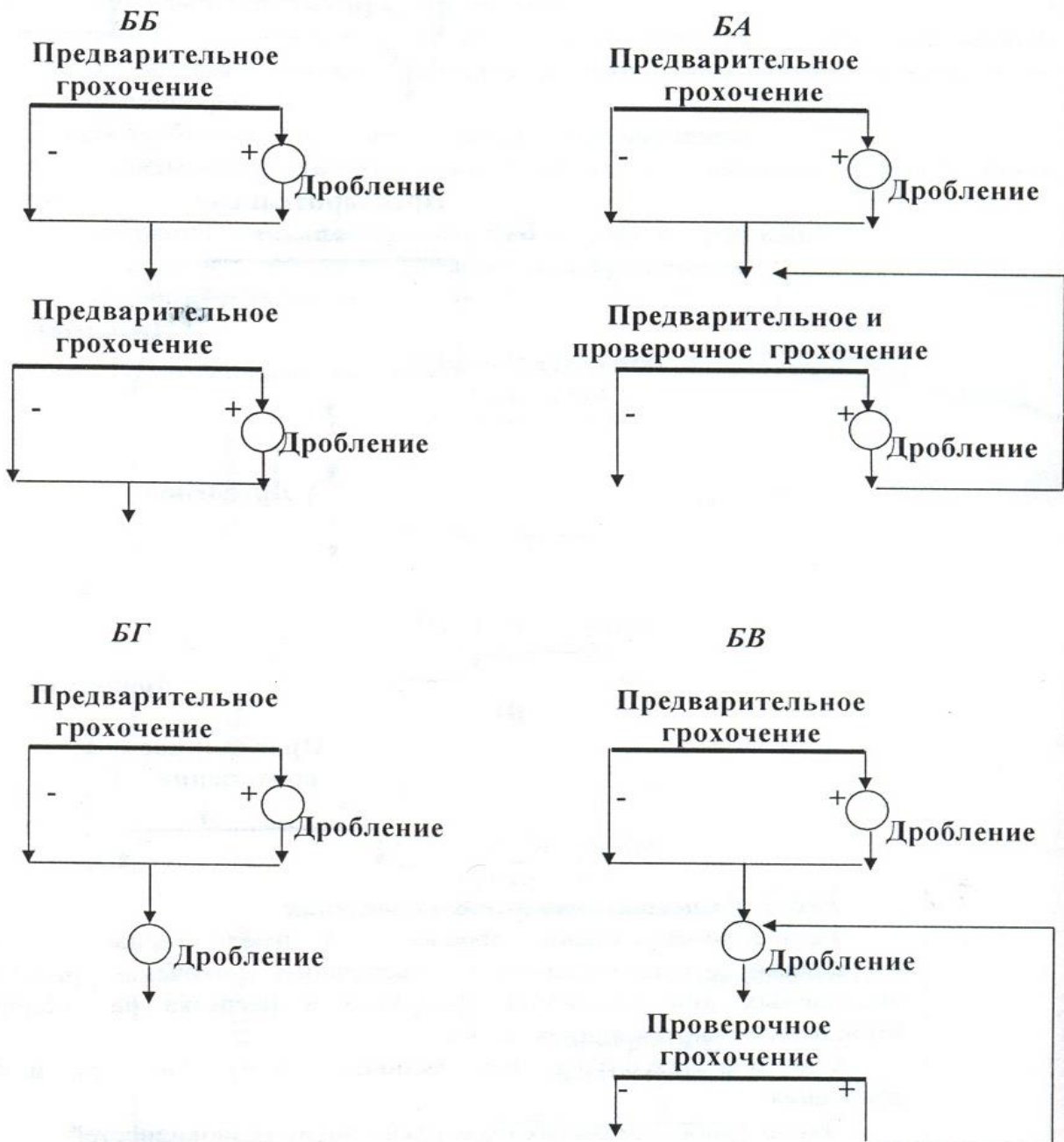


Рис. 2.5. Варианты развития одностадиальной схемы в двухстадиальную.

## **Выбор схемы дробления при подготовке руды к измельчению в стержневых и шаровых мельницах**

Для выбора рациональной схемы дробления из большого числа возможных схем необходимо решить следующие вопросы: о числе стадий дробления; о необходимости операций предварительного и поверочного грохочения в отдельных стадиях дробления.

Число стадий дробления определяется начальной и конечной крупностью дробимого материала.

Максимальная крупность кусков в исходной руде зависит от производительности рудника и системы горных работ. Наиболее крупная руда получается при открытых работах и большой производительности, а наименее крупная — при подземных работах и малой производительности рудника. Нормами технологического проектирования обогатительных фабрик черной и цветной металлургии установлена определенная зависимость между производительностью фабрики и максимальной крупностью кусков руды, поступающей из рудника (табл. 1).

Таблица 1. Максимальная крупность кусков руды для рудообогатительных фабрик

Производительность фабрики по руде, т/сутки	Максимальная крупность кусков руды D, мм	
	Открытые работы	Подземные работы
Малая до 300.....	350 – 500	250
Средняя 300 – 6000.....	700 – 1000	400
Большая 6000 – 15000.....	900 – 1200	600 – 700
Очень большая > 15000.....	1200 – 1500	---

Наивыгоднейшая крупность дробленого продукта, поступающего в измельчение, находится в пределах от 8 — 0 до 30 — 0 мм.

При заданных размерах максимальных кусков в руде и в дробленом продукте пределы общей степени дробления будут:

$$S_{max} = D_{max}/d_{min}$$

$$S_{min} = D_{min}/d_{max}$$

где  $S$  – общая степень дробления;

$D$  и  $d$  – размеры кусков соответственно в исходной руде и в дробленом продукте, мм.

Общая степень дробления равна произведению степеней дробления в отдельных стадиях. Дробилки крупного, среднего и мелкого дробления позволяют получить за один прием следующие степени дробления:

дробилки крупного дробления — до 5;

конусные дробилки для среднего приема дробления при работе без поверочного грохочения — до 6;

те же дробилки при работе в замкнутом цикле с поверочным грохотом — до 8?10;

конусные дробилки мелкого дробления при работе без поверочного грохота — до 3?5;

те же дробилки при работе в замкнутом цикле — до 8.

Минимальная степень дробления  $S_{min} = 8,3$  не может быть достигнута в одну стадию в дробилке первого приема, поэтому число стадий сухого дробления перед измельчением должно быть не менее двух.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №6

### ВЫБОР И РАСЧЕТ СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ

**Цель работы:** Приобретение навыков в изучении выбора и расчета схемы дробления

**Исходные данные для расчета:**

Производительность фабрики – 10000 т/сут.  $D_{max}=1000$  мм;

Крупность максимального куска руды, направляемой в мельницу,  $d_{max}=10$  мм.

При выборе рациональной схемы дробления решается вопрос о стадиях дробления и необходимости операций предварительного и поверочного (контрольного) грохочения в отдельных стадиях.

Число стадий дробления определяется начальной ( $D_{max}$ ) и конечной ( $d_{max}$ ) крупностью руды.

Общую степень дробления  $S_{общ} = \frac{D_{max}}{d_{max}} = \frac{1000}{10} = 100$  можно достичь только в результате осуществления трехстадиальной схемы дробления. Если  $S_1 = S_2 = S_3$ , то  $S_{cp} = \sqrt[3]{S} = \sqrt[3]{100} = 4,65$

При наличии контрольного грохочения в последней стадии степень дробления в I и II стадиях должна быть меньше, чем  $S_{cp}$ .

Принимаем следующие степени дробления:

$S_1=4$ ;  $S_2=4,2$ ;  $S_3=6$ .

Определяется условная максимальная крупность продуктов после каждой стадии дробления:

после I стадии

$$d_1 = \frac{D_{max}}{S_1} = \frac{1000}{4} = 250 \text{ мм};$$

после II стадии

$$d_2 = \frac{D_{\max}}{S_1 \cdot S_2} = \frac{1000}{4 \cdot 4,2} = 60 \text{ мм};$$

после III стадии

$$d_3 = \frac{D_{\max}}{S_1 \cdot S_2 \cdot S_3} = \frac{1000}{S_{\text{общ}}} = \frac{1000}{100} = 10 \text{ мм};$$

Определяется ширина разгрузочного отверстия дробилок для каждой стадии по формуле:  $i=D/Z$ , где  $i$  – ширина разгрузочного отверстия дробилки, мм;  $D$  – максимальный размер куска, поступающего на дробление, мм;  $Z$  – отношение размера максимального куска дробленой руды к ширине разгрузочного отверстия дробилки (условная максимальная крупность). Для крупного дробления руды средней твердости принимаем  $Z_1=1,5$ ; для среднего дробления -  $Z_2=2$  и для мелкого дробления -  $Z_3=2,5$ .

Тогда,

$$i_1 = \frac{d_1}{Z_1} = \frac{250}{1,5} = 166,6 \text{ мм (принимаем 170 мм)};$$

$$i_2 = \frac{d_2}{Z_2} = \frac{60}{2} = 30 \text{ мм (принимаем 30 мм)};$$

$$i_3 = \frac{d_3}{Z_3} = \frac{10}{2,5} = 4 \text{ мм (принимаем 4 мм)};$$

В первой стадии дробления при больших размерах разгрузочного отверстия ( $>100$  мм) мелкая руда свободно проходит через дробилку и предварительное грохочение, что способствует повышению пропускной способности всего узла грохота-дробилки. Поэтому, если дробилка, выбранная по размеру поступающего куска, обеспечивает заданную производительность по исходной руде с запасом 15-20% без установки грохота, то предварительное грохочение не предусматривается. Если же отказ от грохочения предопределяет установку двух дробилок крупного дробления, то следует остановиться на варианте установки дробилки с предварительным грохочением, т.к. установка второй дробилки почти удваивает капитальные затраты на строительство отделения крупного дробления.

При выборе дробилок крупного дробления следует иметь в виду, что установка двух дробилок ККД-1200/150 вместо одной ККД-1500/180 более рациональна, т.к. связана с меньшими капитальными затратами (сокращается объем дорогостоящих земляных работ).

Итак, предварительное грохочение перед стадией применяется редко и в случае применения требует специального обоснования.

### **Операции предварительного грохочения**



Предварительное грохочение применяется для сокращения количества материала, поступающего в дробилку (за счет отсева мелочи - продукта, крупность которого меньше разгрузочного отверстия дробилки) и увеличения подвижности материала в рабочей зоне дробилки. Введение в схему дробления операций предварительного грохочения вызывает увеличение капитальных затрат. Поэтому предварительное грохочение следует применять при достаточно высоком содержании отсеиваемого класса в исходном материале, а также при высокой влажности руды, когда значительно понижается производительность дробилки (табл. 2.2.).

Таблица 2.2. Предельное содержание отсеиваемого класса в исходной руде, при котором оправдывается предварительное грохочение перед дроблением

Показатели	Степень дробления					
	2	3	4	5	6	7
1						
Предельное содержание отсеиваемого класса, %	28	26	21	17	15	14
Содержание отсеиваемого класса при прямолинейной характеристике крупности исходной руды, %	50	33	25	2	16,7	14,2

Во второй и третьей стадиях дробления предварительное грохочение обязательно во всех случаях, тем самым обеспечивается соблюдение основного принципа – «не дробить ничего лишнего».

Дробилки третьей стадии на современных фабриках работают с предварительным и контрольным грохочением. Операции контрольного грохочения имеют целью вернуть в дробилку избыточный продукт (крупные куски, содержащиеся в дробленом продукте, размер которых больше ширины разгрузочного отверстия дробилки).

Крупность дробленого продукта 10-12 мм, оптимальная для измельчения в шаровых мельницах, может быть получена на конусных дробилках мелкого дробления только в замкнутом цикле с грохотами.

Принимается следующая схема дробления представленная на рис.2.5.

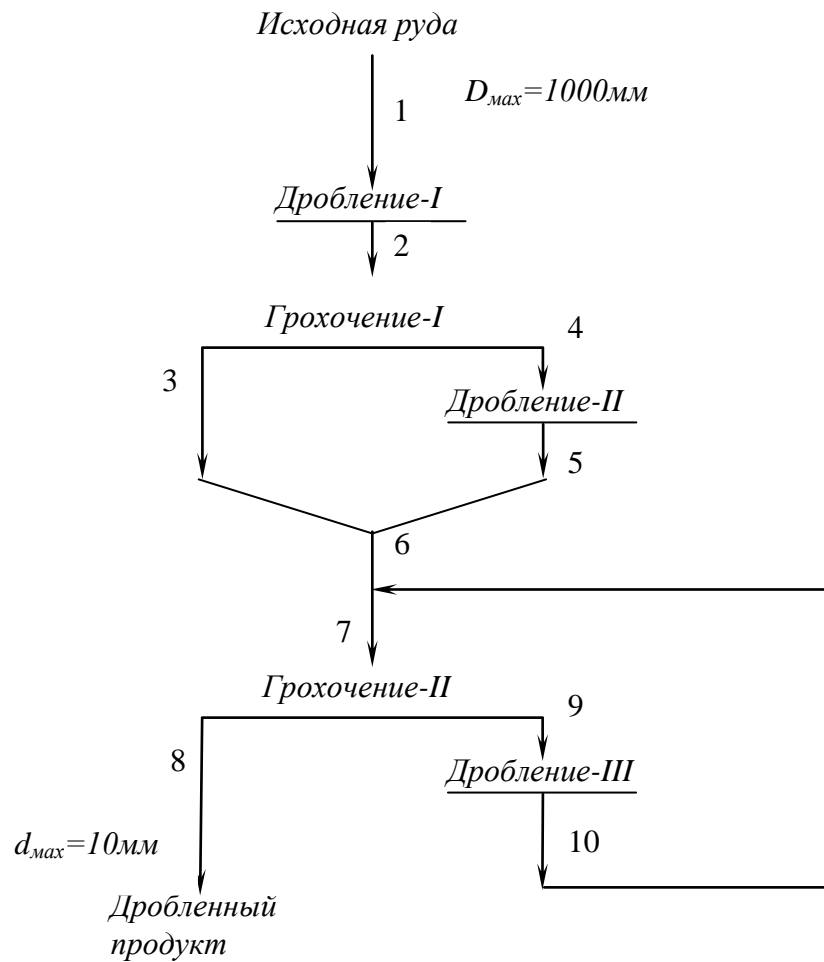
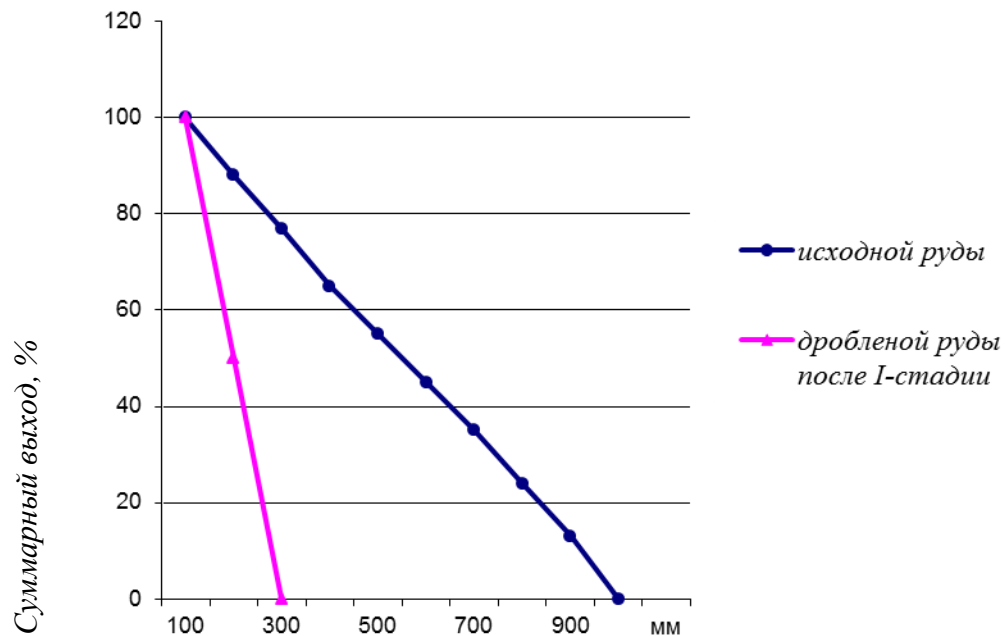


Рис.2.6. Схема дробления

Для расчета схем дробления и выбора дробилок и грохотов необходимо пользоваться характеристиками крупности исходной руды и продуктов дробления, представленными на рис. 2.6.



**Рис. 2.7. Ситовые характеристики.**

### Расчет выходов продуктов дробления и грохочения

Определяется производительность оборудования отделения дробления по формуле:

$$Q_{др} = \frac{K \cdot Q_{ф} \cdot m_{ф}}{n \cdot m_{др}}, \quad \text{т/ч},$$

где  $K$  – коэффициент неравномерности, равный 1,1;

$Q_{др}$  – производительность отделения дробления, т/час;

$Q_{ф}$  – производительность фабрики, т/сут.;

$n$  – число часов работы дробильного отделения в сутки (при небольшой производительности дробилки  $n = 14$  ч. при большой ( $>10\,000$  т/сут.) - 21 ч);

$m_{ф}$ ,  $m_{др}$  – число дней работы в неделю фабрики и отделения дробления соответственно.

$$\text{Тогда} \quad Q_{др} = \frac{(1,1 \cdot 10000 \cdot 7)}{21 \cdot 6} = 611 \text{ т/ч}.$$

Следовательно, количество руды, поступающей на I стадию дробления:

$$Q_1 = Q_{др} = 611 \text{ т/ч}.$$

Количества руды, поступающей на грохочение I:

$$Q_2 = Q_1 = 611 \text{ т/ч}.$$

Количество руды, поступающей на II стадию дробления после грохочения I, определяется по ситовой характеристике, изображенной на рис.2.6.:

$$Q_3 = Q_1 \cdot \beta_1 \cdot E_1,$$

Где  $Q_3$  – количество подрешетного продукта, т/ч;

$\beta_1$  – содержание класса -60мм в долях единицы;

$E_1$  – эффективность грохочения в долях единицы.

По графику условного ситового анализа находим:

$$\beta_1^{-60\text{мм}} = 24\% \text{ или } 0,24.$$

Принимаем  $E_1 = 80\%$ , или 0,8.

Тогда,

$$Q_3 = 611 \cdot 0,24 \cdot 0,8 = 117,3 \text{ т/ч}.$$

Выход класса +60 мм составит:

$$\gamma_3 = 100 - 0,24 \cdot 0,8 = 80,8\%$$

Количество надрешетного продукта, идущего в дробилку второй стадии:

$$Q_4 = Q_5 = 611 \cdot 0,808 = 493,7 \text{ т/ч}$$

Перед третьей стадией дробления устанавливаем вибрационный грохот с  $E_2 = 85\%$ . Циркуляционная нагрузка (С) обычно составляет 100-200%. С=120%

Количество руды, поступающей на грохочение II:

$$Q_7 = Q_6 + Q_{10} = Q_1 + Q_{10};$$

$$Q_{10} = Q_1 \cdot 1,2; \quad Q_8 = Q_1.$$

Количество руды, поступающей на третью стадию дробления с учетом циркуляционной нагрузки:

$$Q_9 = Q_{10} = Q_1 \cdot 1,2 = 611 \cdot 1,2 = 733,2 \text{ т/ч}.$$

Количество руды, поступающей на грохочение II с учетом циркуляционной нагрузки, составит:

$$Q_7 = Q_6 + Q_{10} = 611 + 733,2 = 1344,2 \text{ т/ч}.$$

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №7

### ВЫБОР И РАСЧЕТ СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТЕПЕНИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

**Цель работы:** Изучение расчета параметров схем измельчения.

Выбор схемы измельчения зависит от крупности исходного и измельченного продуктов, производительности обогатительной фабрики, физических свойств руды. По числу стадий измельчения различают схемы одностадиальные, двухстадиальные и трехстадиальные. Одностадиальные схемы измельчения применяются при относительно крупном конечном продукте измельчения (0,2-0,3 мм или 60-50% класса 0,074мм). Для получения зерен крупностью -0,15мм, что соответствует содержания класса -0,074мм более 70%, экономично двухстадиальное измельчение. Трехстадиальные схемы применяется на фабриках большой производительности при обогащении твердых неравномерных тонковкрапленных руд, когда требуется получить 80-90% класса -0,074мм в измельченном продукте.

В первой стадии измельчения применяют шаровые мельницы с разгрузкой через решетку (типа МШР), дающие более грубый слив (40-60% класса -0,074мм), или стержневые мельницы. Во второй стадии – шаровые мельницы с центральной разгрузкой (типа МШЦ) для получения более тонкого слива (70-90% класса -0,074мм).

Пески, возвращаемые на измельчение, называются циркуляционной нагрузкой, которая может выражаться или абсолютной величиной - массой песков  $S$  или относительной величиной  $C$  - отношением массы песков к массе исходного материала (исходной загрузке  $Q_u$ ), т.е.  $C=S/Q_u$  и  $S=C \cdot Q_u$ .

Относительная величина циркулирующей нагрузки выражается в долях единицы или в процентах. Величина циркулирующей нагрузки зависит от свойств руды, условий измельчения и эффективности классификации и обычно составляет 250-350%.

Производительность мельницы, работающей в замкнутом цикле с гидроциклоном, при постоянном пополнении ее пульпой (смеси минеральных частиц и воды, в которой твердые частицы находятся во взвешенном состоянии) пропорционально содержанию в ней зерен крупного класса. Следовательно, технологическое значение циркулирующей нагрузки заключается в том, что она позволяет увеличить содержание крупного класса в мельнице, снизить переизмельчение материала и повысить производительность мельницы. Существует следующая зависимость

относительной производительности мельницы от величины циркулирующей нагрузки:

C	0,5	1	2	3	4	5	10
Q	84	100	113	120	124	132,4	138,6

Максимальная производительность мельницы достигается при заполнении ее объема пульпой на 20-25%. Поэтому при непрерывном процессе очень большие циркулирующие нагрузки приводят к уменьшению производительности вследствие переполнения мельницы пульпой.

На основании практики действующих обогатительных фабрик в первый стадии измельчения за оптимальную циркулирующую нагрузку можно принять  $C=200\%$ , во второй стадии  $C=300-350\%$ .

#### **Расчет схем измельчения**

Рассчитать схему (см. рис. 2.1). Исходные данные для расчета:  $Q_1 = 200$  т/ч;  $\beta_4 = 50\%$ ;  $\beta_6 = 75\%$ ;  $R_6 = 2,6$  (28 % твердого);  $R_7 = 0,4$  (контрольная классификация производится в гидроциклонах).

1. Определяем значение  $Q_4$  и  $Q_7$  по формулам (1). Предварительно по табл. 14. находим  $\beta'_4 = 31,5\%$  и  $\beta'_6 = 53\%$ .

$$Q_4 = Q_1 \frac{\beta'_6(R_6 - R_7)}{\beta'_4 \cdot R_6 - \beta'_6 \cdot R_7} = 200 \frac{0,53(2,6 - 0,4)}{0,315 \cdot 2,6 - 0,53 \cdot 0,4} = 384 \text{ т/ч.} \quad (1)$$

$$Q_7 = Q_4 - Q_1 = 384 - 200 = 184 \text{ т/ч;}$$

2. Определяем значения  $Q_8$ ,  $Q_5$ ,  $Q_2$  и  $Q_3$  формуле (1). Предварительно назначаем оптимальную циркулирующую нагрузку. Учитывая невозможность осуществления схемы без применения насосного транспорта продуктов в цикле измельчения, принимаем циркулирующую нагрузку  $c_{opt}$  равной 300 %. Тогда

$$Q_8 = Q_1 c_{opt} = 200 \cdot 3 = 600 \text{ т/ч;}$$

$$Q_5 = Q_8 - Q_7 = 600 - 184 = 416 \text{ т/ч;}$$

$$Q_2 = Q_3 = Q_8 + Q_1 = 600 + 200 = 800 \text{ т/ч.}$$

Из расчета схемы следует, что если первую стадию обогащения производить при заданной крупности измельченного продукта, то масса слива первого классификатора будет в 1,9 раза больше массы исходного продукта (384:200). Поэтому осуществление схемы требует более мощных классификаторов и транспортирующих устройств по сравнению с двухстадиальной схемой измельчения с полностью замкнутым циклом в

первой стадии, где масса слива классификатора первой стадии равна массе исходного продукта.

Таблица 14.

$\beta$ , - содержание класса -74 мкм	10	20	30	40	50	60	70	80	90	95	100
$\beta$ - содержание класса -40 мкм	5,6	11,3	17,3	24	31,5	39,5	48	58	71,5	80,5	89,5

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №8

### ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

**Цель работы:** Изучение выбора параметров схем гравитационного обогащения.

Наиболее важное промышленное значение имеют четыре группы россыпных месторождений:

- содержащие благородные металлы;
- содержащие касситерит, вольфрамит, танталит;
- содержащие титановые, циркониевые и ториеворедкоземельные минералы;
- содержащие алмазы.

Обычно россыпные руды являются комплексными.

В россыпных рудах зерна полезных минералов находятся в свободном состоянии, поэтому в схемах обогащения этих руд операции дробления и измельчения, как правило, отсутствуют. Подготовка к обогащению состоит в дезинтеграции песков и последующем их грохочении на сите грохота с отверстиями 6 - 25 мм с выделением в нижнем классе эфелёй и в верхнем — гали. Операция грохочения является одновременно операцией обогащения по крупности, так как основная часть ценных компонентов концентрируется в мелком классе (в эфелях), в крупном же классе (в гале) извлекается незначительная их часть, представленная крупными самородками (при их наличии). После улавливания самородков специальными уловителями крупный класс направляется в хвосты, а мелкий — в дальнейшее обогащение.

Мокрая дезинтеграция производится в барабанных грохотах (бочках), барабанных дезинтеграторах (скрубберах), на плоских грохотах или

площадках под действием сильной струи воды, выбрасываемой монитором, в желобах (шлюзе) под действием быстрого потока воды. Для труднопромывистых песков иногда применяют корытные мойки, устанавливаемые перед скруббером-грохотом. Операции дезинтеграции и грохочения часто осуществляются в одном аппарате — барабанном грохоте или скруббере-грохоте. Операция дезинтеграции должна предшествовать операции грохочения. При непосредственной загрузке песков для промывки на шлюз операции дезинтеграции и обогащения также осуществляются в одном аппарате, но и в этом случае дезинтеграция предшествует концентрации.

Схема обогащения несквов состоит из двух циклов — основного и цикла доводки. В первом цикле удаляется в хвосты основная масса пустой породы и получается грубый концентрат при максимальном извлечении в него ценных компонентов. Вследствие низкого абсолютного содержания полезного компонента в россыпных рудах и высокой его стоимости выход концентрата из основного цикла обычно бывает мал, ценность же его значительна. Эти два обстоятельства позволяют применять в цикле доводки сложные схемы обогащения для полного извлечения всех цепных компонентов в товарные продукты.

Обогащение россыпных руд в основном цикле производится гравитационными процессами — на шлюзах, отсадкой, на винтовых, струйных и конусных сепараторах. При обогащении алмазоносных песков и пород применяется сепарация в тяжелых суспензиях. Для перечисток мелких концентратов часто используются концентрационные столы.

Выбор процесса обогащения зависит в основном от крупности, плотности и формы зерен извлекаемых минералов.

Если пески содержат только золото крупностью  $> 0,2$  мм, то обогащение может производиться на шлюзах (рис. 2.7.) при высокой их производительности.

Схема обогащения (рис. 2.7., *a*) на шлюзах небольших размеров может дать высокое извлечение при обработке легкопромывистых россыпей с крупным золотом, не содержащих значительного количества валуничатого материала. При гидравлическом методе разработки этих россыпей применяется такая же схема, но в этом случае большое сечение шлюза, значительная его длина, сильное разбавление песков водой и высокие скорости потока обеспечивают хорошую дезинтеграцию и достаточно полное извлечение золота, позволяя в то же время транспортировать по шлюзу валуны размером до 300 мм.



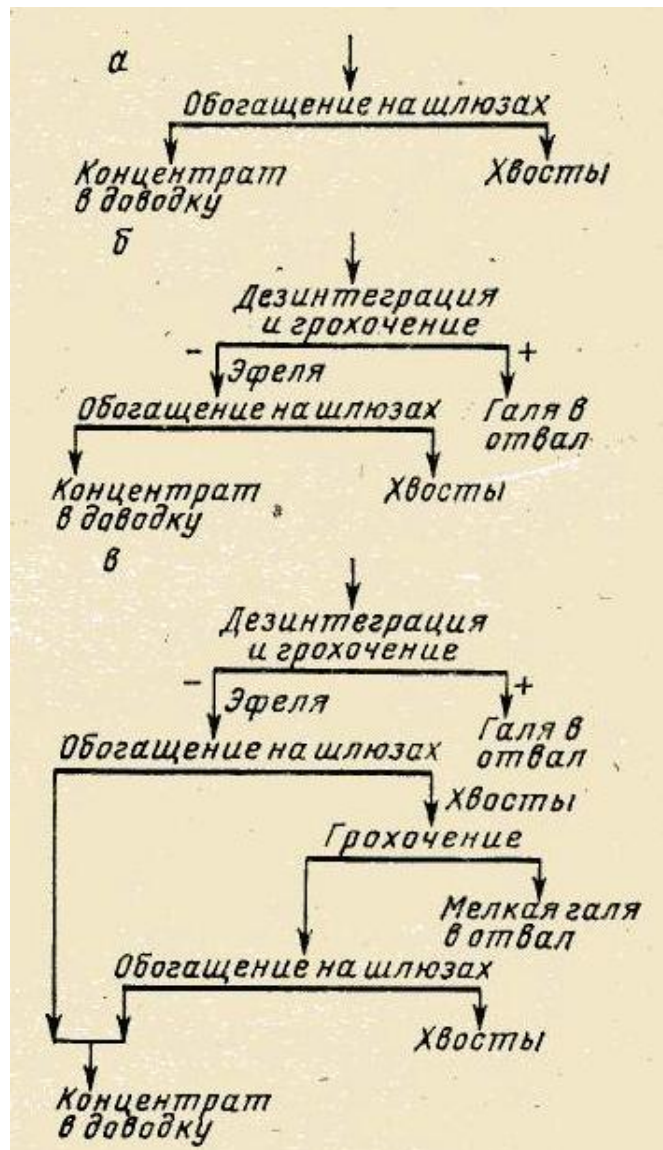


Рис. 2.8.. Схема обогащения россыпных руд, содержащих золото.

При других методах разработки россыпей с небольшим содержанием мелкого золота, применяются схемы, показанные на рис. 60, б и в. В схеме на рис. 60, в хвосты первого шлюза подвергаются грохочению на сите грохота с более мелкими отверстиями, чем на сите первого грохота. Меньшая крупность материала, поступающего на второй шлюз, дает возможность понизить скорость потока и тем самым создать благоприятные условия для улавливания мелкого золота. Повторное обогащение на шлюзах мелкой фракции хвостов основного шлюза часто применяется и при гидравлической разработке россыпей.

При содержании в песках крупного и мелкого золота (<0,20 мм) для обработки эфелей следует применять комбинированную схему, включающую обогащение на шлюзах и отсадку или обогащение на шлюзах и контрольное обогащение хвостов шлюза на винтовых сепараторах.

Отсадочные машины устанавливаются перед шлюзами или на хвостах шлюзов. При установке отсадочных машин перед шлюзами устраняется необходимость частого сполоска шлюзов, но при наличии в песках самородков требуется периодическая остановка отсадочных машин для удаления самородков.

Винтовые сепараторы устанавливаются для улавливания мелкого золота. При наличии также и крупного золота винтовые сепараторы следует устанавливать после коротких шлюзов. Назначение их состоит в улавливании золота, которое на винтовых сепараторах извлекается хуже, чем на шлюзах. При установке на драгах вместо отсадочных машин винтовых сепараторов увеличивается извлечение золота на 5—10 %, уменьшаются простои драги, сокращается на 35—40 % расход воды и уменьшается на 15—60 % себестоимость обработки песков. В то же время производительность обогатительных устройств драги повышается на 150—165 %.

Схемы основного цикла обогащения песков, содержащих редкие металлы, титановые и циркониевые минералы, включают операции дезинтеграции, грохочения и обогащения мелкого класса грохота в отсадочных машинах, на винтовых, струйных и конусных сепараторах. Для перечистки концентрата часто применяются концентрационные столы. Обогащение на шлюзах не позволяет получить высокое извлечение редкометальных минералов, поэтому на крупных обогатительных фабриках применявшиеся ранее шлюзы заменены отсадочными машинами или винтовыми сепараторами.

Отсадкой эффективно извлекаются округлые зерна касситерита крупностью до 0,045 мм и колумбита крупностью до 0,060 мм. При обогащении отсадкой крупные зерна извлекаются лучше, чем мелкие, а при обогащении на винтовых сепараторах лучше извлекаются зерна средней крупности (от 4 до 0,1 мм). Зерна мельче 0,050—0,074 мм на винтовых сепараторах извлекаются плохо, а зерна крупнее 4 мм извлекаются хуже, чем зерна крупностью 4—0,25 мм. Округлая форма зерен способствует их извлечению отсадкой и затрудняет извлечение на винтовых сепараторах. Наоборот, пластинчатая форма зерен облегчает извлечение на винтовых сепараторах и ухудшает извлечение отсадкой. Наличие тонких шламов в количестве, превышающем 15 %, повышает вязкость пульпы и затрудняет обогащение на винтовых сепараторах. В этом случае требуется обесшламливание песков.

Концентрационные столы и автоматические шлюзы (особенно с орбитальным движением типа «Мозли») при низких нагрузках способны извлекать более тонкие зерна, чем винтовые сепараторы.

При содержании в песках полезных минералов высокой плотности (более 6—6,5 г/см<sup>3</sup>) в виде крупных зерен округлой формы лучше применять обогащение отсадкой. При средней крупности зерен (4—0,1 мм) следует применять винтовые сепараторы, а при мелких зернах — струйные и конусные сепараторы. Если часть зерен ценных минералов крупнее 4 мм, то после предварительной классификации крупный класс следует обогащать отсадкой, а мелкий — на винтовых или конусных (струйных) сепараторах.

Типичные схемы основного цикла обогащения песков, содержащих редкие металлы, титановые и циркониевые минералы, приведены на рис. 2.8..

Доводка концентратов основного цикла обогащения производится по схемам, включающим магнитную и электрическую сепарацию, концентрацию на столах, флотогравитацию, флотацию, сушку. Схема доводки определяется минеральным составом и крупностью концентрата. Перед магнитной и электрической сепарациями черновой концентрат, как правило, классифицируется по крупности.

Схемы основного цикла при обогащении алмазоносных песков включают операции дезинтеграции, грохочения и обогащения отсадкой или в тяжелых суспензиях. В обогащение поступают только средние классы крупности, крупные и мелкие классы направляются в отвал. Выбор максимальных и минимальных размеров зерен, поступающих в обогащение, зависит от крупности алмазов, содержащихся в россыпи. Обычно максимальная крупность обогащаемых зерен лежит в пределах 25—8 мм, а минимальная 2,5—0,5 мм.

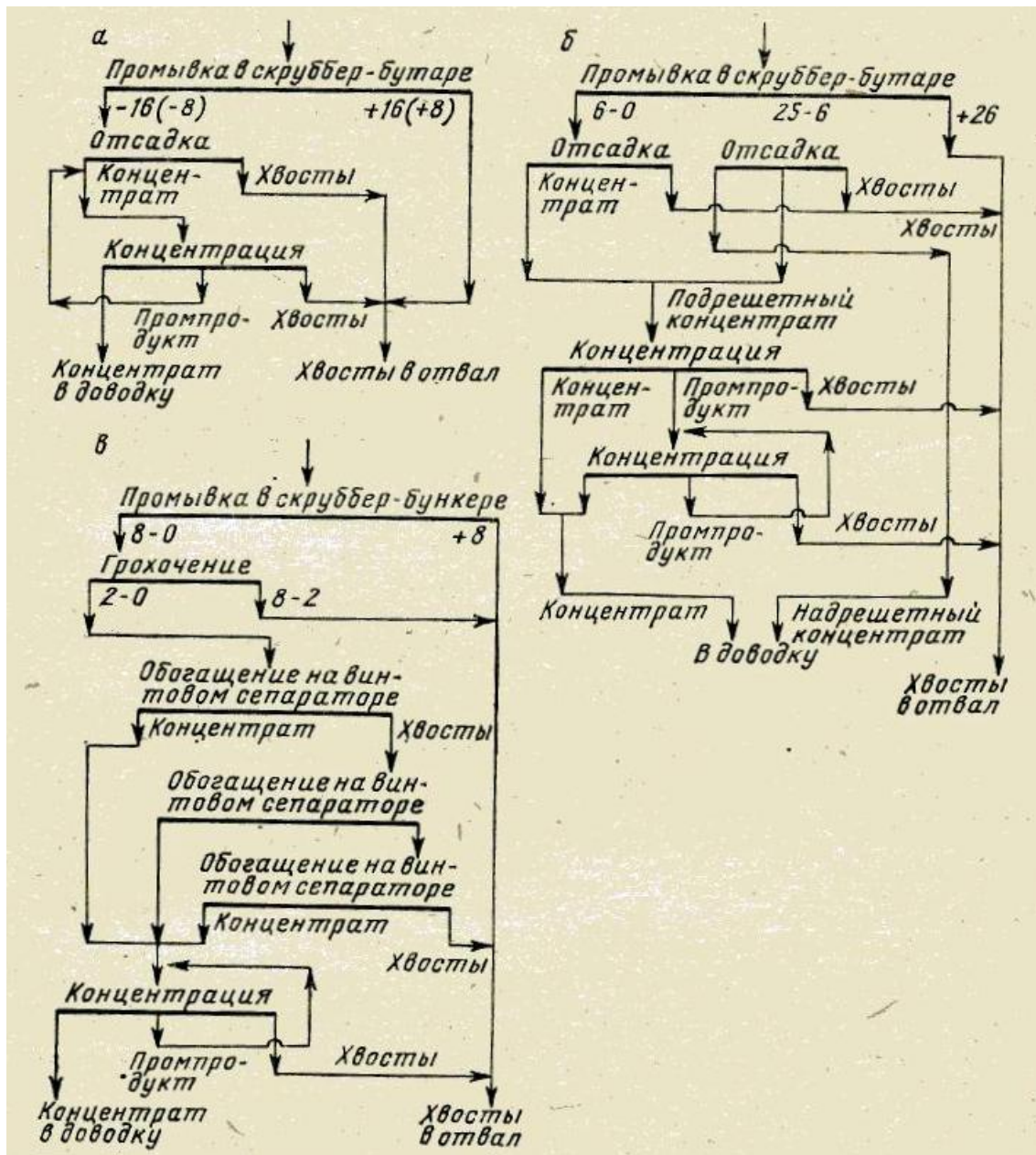


Рис. 2.9. Типичные схемы обогащения россыпных руд, содержащих редкие металлы, титановые и циркониевые минералы:

а и б – схемы для крупнозернистых песков, в - схемы для тонкозернистых песков.

При обогащении средних классов отсадкой применяется предварительная классификация по узкой шкале с модулем 2 или 3.

Обогащение в сепараторах с поступательным движением суспензии применяется для материала крупнее 1,8—3 мм. В суспензионных циклонах может обогащаться материал крупностью до 0,8—0,5 мм. Узкой классификации при обогащении в суспензиях не требуется, например, на одной центральной обогатительной фабрике на обогащение в суспензиях

поступает класс 25 (16) - 2,8 мм. Перед обогащением в суспензиях выделяется магнетит, так как он затрудняет регенерацию ферросилиция, применяемого в качестве утяжелителя.

Вследствие высокой ценности алмазов и сравнительно небольшой разности в плотности алмазов ( $3,5 \text{ г/см}^3$ ) и пустой породы ( $2,7\text{—}2,9 \text{ г/см}^3$ ) наиболее перспективным для основного цикла обогащения алмазоносных россыпей и пород является процесс разделения в суспензиях. При этом типовая схема основного цикла включает следующие операции: дезинтеграцию песков; классификацию на четыре класса крупности с направлением первого (самого крупного) и четвертого (самого мелкого) классов в отвал, как не содержащих алмазов; обогащение второго класса крупности в сепараторах с поступательным движением суспензии; обогащение третьего (более мелкого) класса в суспензионных циклонах; выделение суспензии из продуктов обогащения и ее регенерацию по обычной схеме.

Концентраты основного цикла обогащения поступают в доводку. В зависимости от минерального состава и крупности черного концентрата при доводке применяются разные схемы обогащения, включающие процессы грохочения, магнитной и электрической сепарации, обогащения на жировых столах, обогащения на люминесцентных автоматических сепараторах.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 9

### РАСЧЕТ КОЛИЧЕСТВАННОЙ СХЕМЫ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

**Цель работы:** Изучение расчета параметров схем гравитационного обогащения.

Выбранная схема представляет собой:

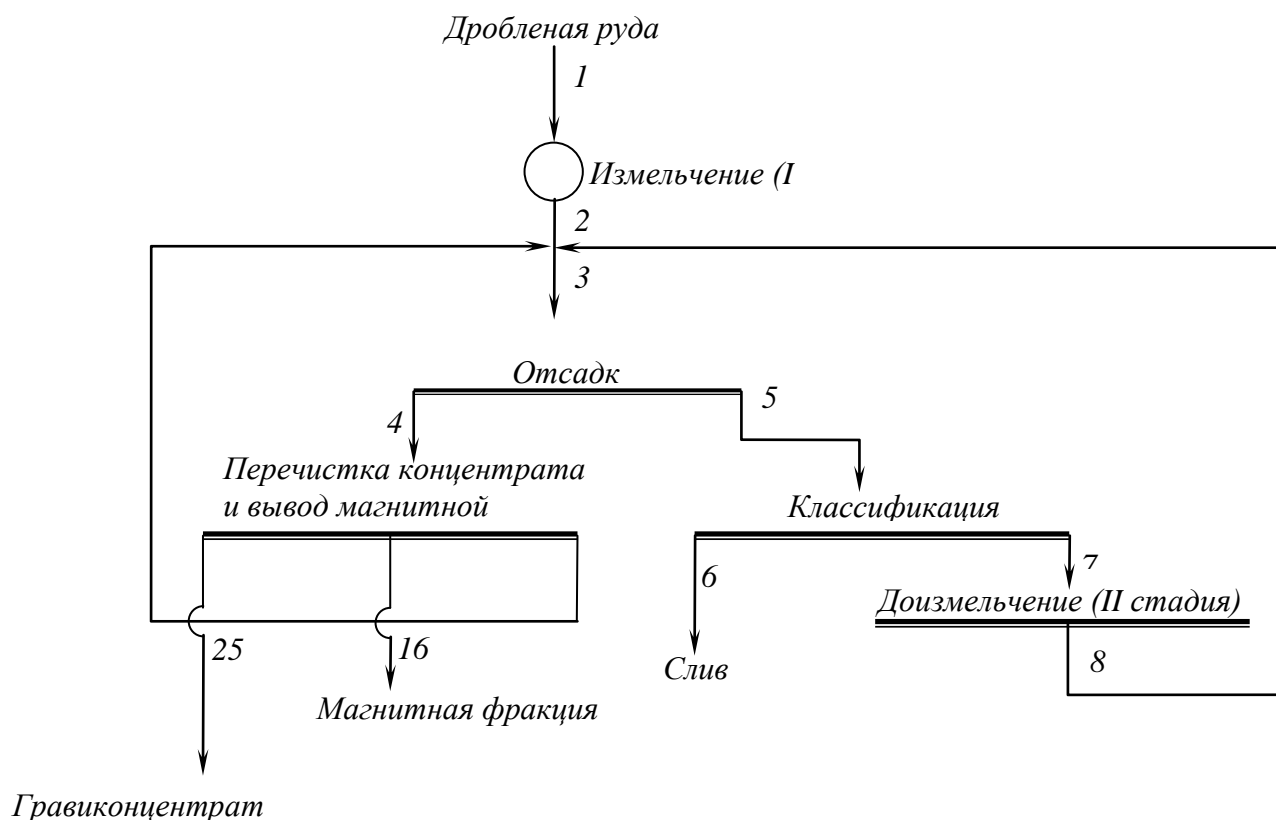


Рис. 2.10. Технологическая схема измельчения и гравитации

В представленной схеме выход гравиконцентрата и магнитной фракции относительно исходного питания измельчения очень малы, и вследствие этого при расчетах ими можно пренебречь, представив схему измельчения в упрощенном виде (не учитывая гравитационный предел), сохранив нумерацию продуктов основной схемы.

#### **Пример расчета**

#### **Исходные данные для расчета измельчения и гравитация**

Годовая производительность фабрики ( $Q_{год}$ ): 18 000 000 т/год;  
содержание  $-0,074\text{мм}$  в дробленой руде 10%; содержание  $-0,074\text{мм}$  в

(измельченном продукте) сливе классификации 77%; оптимальную циркулирующую нагрузку  $C_{opt}=200\%$ .

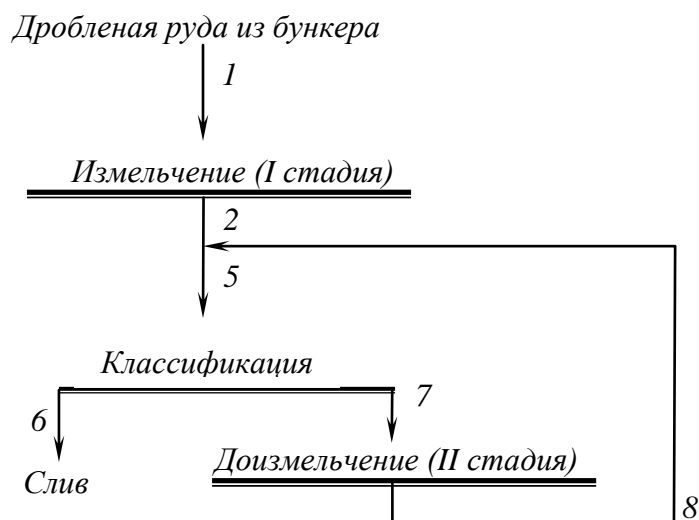


Рис. 2.11. Выбранная технологическая схема измельчения и классификации.

Определяем часовую производительность цеха измельчения, которая является фактически часовой производительностью всей фабрики, так как цех измельчения является главным корпусом рудоподготовки:

$$Q_{\text{час.}} = \frac{Q_{\text{год}}}{365 \cdot 24 \cdot K_g} \cdot k_H, \text{ т/час} \quad (7.1)$$

Где:  $Q_{\text{час.}}$  - часовая производительность, т/час ;

365 – количество рабочих дней в году;

24 – непрерывная рабочая неделя 2 смены по 12 часов ( $2 \cdot 12 = 24 \text{ часа}$ )

$K_H$  – коэффициент учитывающий неравномерность свойств сырья;

$K_g$  – коэффициент использования оборудования.

Принимаем:  $K_g = 0,9$      $K_H = 1,0$

$$Q_{\text{час.}} = Q_1 = \frac{18000000}{365 \cdot 24 \cdot 0,9} \cdot 1 = 2302, \text{ т/час}$$

Принимаем исходные данные, зададимся разжижением в сливе и песках классификации:

$$R_6 = 3$$

$$R_7 = 0,28$$

( $R_7$  взято на основе ряда [2] стр. 262 в зависимости от крупности слива)

$\beta_1^{-0,074} = 10\%$  - содержание -0,074мм в дробленой руде

$\beta_6^{-0,074} = 77\%$  - содержание -0,074мм в сливе классификации.

Принимаем оптимальную циркулирующую нагрузку  $C_{opt} = 200\%$ .

**Порядок расчета:**

Измельчение I и II стадий представлены схемой типа ГЕ [2] стр. 86

1. Определим  $\beta_2^{-74}$  – содержание класса – 0,074мм в разгрузке мельницы I стадии

$$\beta_2 = \beta_1 + \frac{\beta_6 - \beta_1}{1 + k \cdot m}$$

Где  $k$ -отношение удельных производительностей мельниц II стадии к мельницам I стадии. Принимаем равным 0,85

$m$  – отношение приведенных объемов мельниц II стадии к I стадии =2

$$\beta_2^{-74} = 0,1 + \frac{0,77 - 0,1}{1 + 0,85 \cdot 2} = 0,348 = 34,8\%$$

1. Определим массы продуктов второй стадии.

В операции классификации предварительная и поверочная классификации совмещены. Для улучшения качеству производства расчетов представим схему измельчения в развернутом виде:

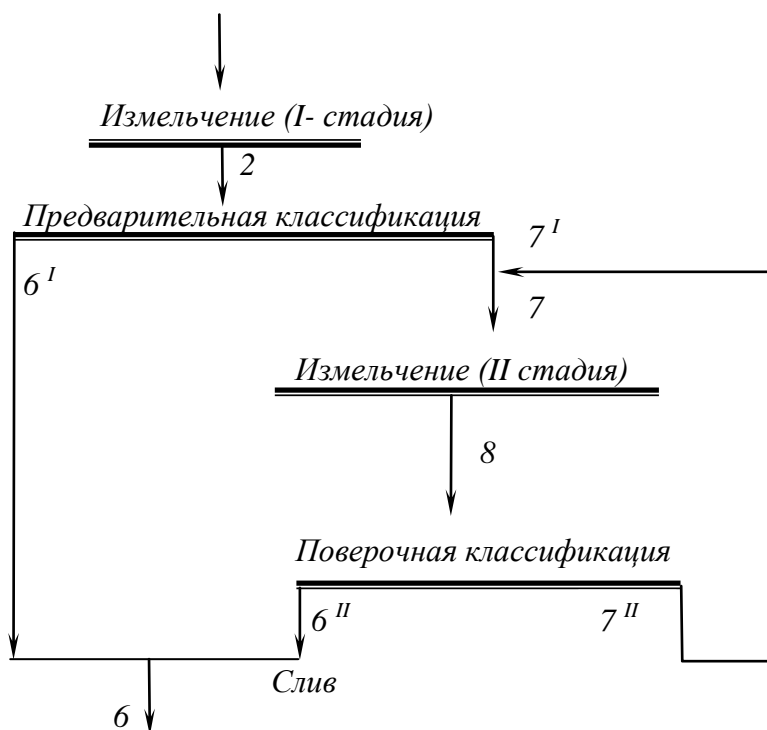


Рис.2.12. Схема измельчения

Для расчета используем по следующему формулам.

$$Q_{7^I} = Q_1 \cdot \frac{R_6 \cdot (\beta_6^I - \beta_2^I)}{\beta_6^I \cdot (R_6 - R_7)}$$

$$Q_7^{II} = Q_7^I \cdot C_{онм} \quad Q_7 = Q_7^I + Q_7^{II}$$



Где  $\beta_2^I$  и  $\beta_6^I$  - содержание класса  $-0,074$  мм в продуктах, которое находим по табл. 14. стр. 102 [1] интерполяцией для  $\beta_2^{-74} = 34,8\%$

$$\beta_7^I = 17,3 + \frac{24 - 17,3}{40 - 30} \cdot (34,8 - 30) = 20,52\%$$

Для  $\beta_6^{-74} = 77\%$

$$\beta_6^I = 48 + \frac{58 - 48}{80 - 70} \cdot (77 - 70) = 50\%$$

$$Q_{7^I} = 2302 \cdot \frac{3 \cdot (0,55 - 1,0344)}{0,55 \cdot (3 - 1,496)} = 1591,7 \text{ м/час}$$

$$Q_{7^II} = 1591,7 \cdot 2 = 3183,4 \text{ м/час}$$

$$Q_8 = Q_{7^I} + Q_{7^II} = 1591,7 + 3183,4 = 4775,1 \text{ м/час}$$

Для расчета  $Q_6$  необходимо сосчитать  $Q_{25}$  (количество гравиконоцентрата) и  $Q_{16}$ . Из практики работы обогатительной фабрики выход магнитной фракции составляет примерно  $\gamma_{16} = 0,013\%$  от исходной переработки. И далее расчеты производятся по выходам продуктов, содержание ценного компонента в гравиконоцентрате и извлечение ценного компонента в продукте находится последующими формулами:

$$Q_n = \frac{Q_1 \cdot \gamma}{100}, \quad (7.2.)$$

$$\gamma_n = \frac{\varepsilon_n \cdot \alpha}{\beta_n}, \% \quad (7.3.)$$

$$\beta_n = \frac{\varepsilon_n \cdot \alpha}{\gamma_n}, \% \quad (7.4.)$$

$$\varepsilon_n = \frac{\beta_n \cdot \gamma_n}{\alpha}, \% \quad (7.5.)$$

Где  $Q$  – производительность, м/час;

$\gamma$  – выход продукта, %;

$\alpha$  – содержание  $Au$  в исходной руде, г/т или %;

$\beta$  – содержание  $Au$  в гравиконоцентрате (хвоста), %;

$\varepsilon$  – извлечение золота в гравиконоцентрате (хвоста), %.

$$\gamma_{25} = \frac{\varepsilon_{25} \cdot \alpha}{\beta_{25}} = \frac{30 \cdot 0,00023}{20} = 0,00035\%$$

После нахождения  $\gamma_{25}$  считаем  $Q_{16}$  и  $Q_{25}$

$$Q_{16} = \gamma_{16} \cdot Q_2 \cdot 100 = 0,013 \cdot 2302 \cdot 100 = 0,2992 \text{ м/час}$$

$$Q_{25} = \gamma_{25} \cdot Q_2 \cdot 100 = 0,00035 \cdot 2302 \cdot 100 = 0,00805 \text{ м/час}$$

Из уравнения баланса для операции измельчения и классификации найдем  $Q_6$ .

$$Q_6 = Q_1 - Q_{16} - Q_{25} = 2302 - 0,2992 - 0,00805 = 2301,6928 \text{ м/час.}$$

Значение  $Q_3$  найдем при расчете качественно-количественной схемы гравитационного предела.

### Расчет гравитационного предела

Установлено что при отсадке рудного материала в виде слоя естественной постели достаточной толщины, количество зерен, проходящих через постель в единицу времени, является постоянной. Зависящей от физических свойств расслаиваемых частиц и параметров процесса.

Практика обогащения руд обогатительного фабрика показывает, что количество подрешётного продукта при установившемся процессе – величина постоянная и равно примерно  $5 \text{ т/час}$  на отсадочных машинах ОМР-1А. что составляет около:

$$\frac{5}{145} = 0,0345 = 3,45\% \text{ от исходного питания}$$

(145 т/час производительность мельничного блока (ММС) обогатительной фабрики при работе в открытом цикле).

Примем данную величину для расчета примера.

Извлечение на СКМ является максимальным в I перечистке и падает при последующих перечистках, так как уменьшается разница в плотности разделяемых минералов. Приняв это во внимание, а также воспользовавшись данными практики обогащения руд на фабрике, зададимся исходными показателями для расчета схемы гравитации рис. 3:

$\alpha = \beta_1 = 2,3 \text{ г/т} = 0,00023\%$  - содержание золота в исходной руде

$\gamma_4 = 3,45\%$  - выход концентрата отсадочных машин от исходного питания гравитационного передела

$\varepsilon_4 = 65\%$  - извлечение  $Au$  в концентрат отсадочных машин

$\varepsilon_{25} = 30\%$  - извлечение  $Au$  в конечный гравиконцентрат

$E_{10} = 80\%$  - частное извлечение  $Au$  в концентрат первой перечисти

$E_{19} = 50\%$  - частное извлечение  $Au$  в концентрат второй перечистки

$E_{22} = 20\%$  - частное извлечение  $Au$  в концентрат третьей перечистки

$\beta_{25} = \beta_{19} = \beta_{22} = \beta_{24} = 20\%$  - содержание  $Au$  в конечном концентрате

$\beta_{10} = 0,02, \text{ \%} = 200 \text{ г/т}$  – содержание  $Au$  в концентрате первой перечисти

$\beta_{11} = 0,002\% = 20 \text{ г/т}$  – содержание  $Au$  в крупном продукте барабанного грохота

Для удобства расчетов представим схему гравитационного передела без операций измельчения и классификации (рис.7.4.), так как в этих операциях не происходит качественного изменения продуктов по содержанию  $Au$ , сохранив нумерацию продуктов основной схемы.

$\gamma_{11}^I = 1\%$  - частный выход крупных классов на барабанном грохоте от исходного питания операции

$\beta_{16}=15 \text{ г/т} = 0,0015\%$  - содержание Аи в магнитной фракции  
 $\gamma_{16}^I=0,013\%$  - выход магнитной фракции от исходной руды  
 $\gamma_{18}^I = \gamma_{21}^I=30\%$  - частный выход промпродуктов I и III перечисток от исходного питания операций

$C=0,8$  – степень концентрации Аи в продуктах II и III перечисток относительно исходного питания операций

$\gamma_{14}=0$  – в слив операции обезвоживания уходит только вода (твердая не уходит)

На основании принятых исходных показателей произведем расчет схемы обогащения

**Порядок расчета схемы:**

Определим  $\beta_4$  – содержание Аи в концентрате отсадочных машин

$$\beta_4 = \frac{\varepsilon_4 \cdot \alpha}{\gamma_4} = \frac{65 \cdot 0,00023}{3,45} = 0,0043\%$$

Величины  $\gamma$ ,  $\varepsilon$  находится так же и по уравнениям баланса для операций

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_4 \cdot E_{10} = 64 \cdot 0,8 = 52\%$$

$$\gamma_{10} = \frac{\varepsilon_{10} \cdot \alpha}{\beta_{10}} = \frac{52 \cdot 0,00023}{0,02} = 0,6\%$$

$$\gamma_9 = \gamma_4 - \gamma_{10} = 3,45 - 0,6 = 2,85\%$$

$$\varepsilon_9 = \varepsilon_4 - \varepsilon_{10} = 65 - 52 = 13\%$$

$$\beta_9 = \frac{\varepsilon_9 \cdot \alpha}{\gamma_9} = \frac{13 \cdot 0,00023}{2,85} = 0,001\%$$

$$\gamma_{11} = \gamma_{11}^I \cdot \gamma_{10} = 0,014 \cdot 0,6 = 0,006\%$$

$$\varepsilon_{11} = \frac{\beta_{11} \cdot \gamma_{11}}{\alpha} = \frac{0,0020,006}{0,00023} = 0,052\%$$

$$\varepsilon_{12} = \varepsilon_{10} - \varepsilon_{11} = 52 - 0,052 = 51,948\%$$

$$\gamma_{12} = \gamma_{10} - \gamma_{11} = 0,6 - 0,006 = 0,594\%$$

$$\beta_{12} = \frac{\varepsilon_{12} \cdot \alpha}{\gamma_{12}} = \frac{51,948 \cdot 0,00023}{0,594} = 0,0201\%$$

Слив сгустителя твердое не уходит ( $\gamma_{15}=0$ ), тогда

$$\beta_{13} = \beta_{12} \quad \gamma_{13} = \gamma_{12} \quad \varepsilon_{13} = \varepsilon_{12}$$

$$\varepsilon_{16} = \frac{\beta_{16} \cdot \gamma_{16}}{\alpha} = \frac{0,0015 \cdot 0,013}{0,00023} = 0,0848\%$$

$$\gamma_{15} = \gamma_{13} - \gamma_{16} = 0,594 - 0,013 = 0,581\%$$

$$\varepsilon_{15} = \varepsilon_{13} - \varepsilon_{16} = 51,948 - 0,0848 = 51,8632\%$$

$$\beta_{15} = \frac{\varepsilon_{15} \cdot \alpha}{\gamma_{15}} = \frac{51,8632 \cdot 0,00023}{0,581} = 0,0205\%$$

$$\varepsilon_{19} = \varepsilon_{15} \cdot E_{19} = 51,8632 \cdot 0,5 = 25,9316\%$$

$$\gamma_{19} = \frac{\varepsilon_{19} \cdot \alpha}{\beta_{19}} = \frac{25,9316 \cdot 0,00023}{20} = 0,0003\%$$

$$\gamma_{18} = \gamma_{18}^I \cdot \gamma_{15} = 0,3 \cdot 0,581 = 0,1743\%$$

$$\gamma_{18} = \gamma_{16} - \gamma_{20} - \gamma_{19} = 0,581 - 0,0003 - 0,1743 = 0,4064\%$$

$$\beta_{18} = C \cdot \beta_{19} = 0,8 \cdot 0,0205 = 0,0164\%$$

$$\varepsilon_{19} = \frac{\beta_{19} \cdot \gamma_{19}}{\alpha} = \frac{0,0164 \cdot 0,1743}{0,00023} = 12,4282\%$$

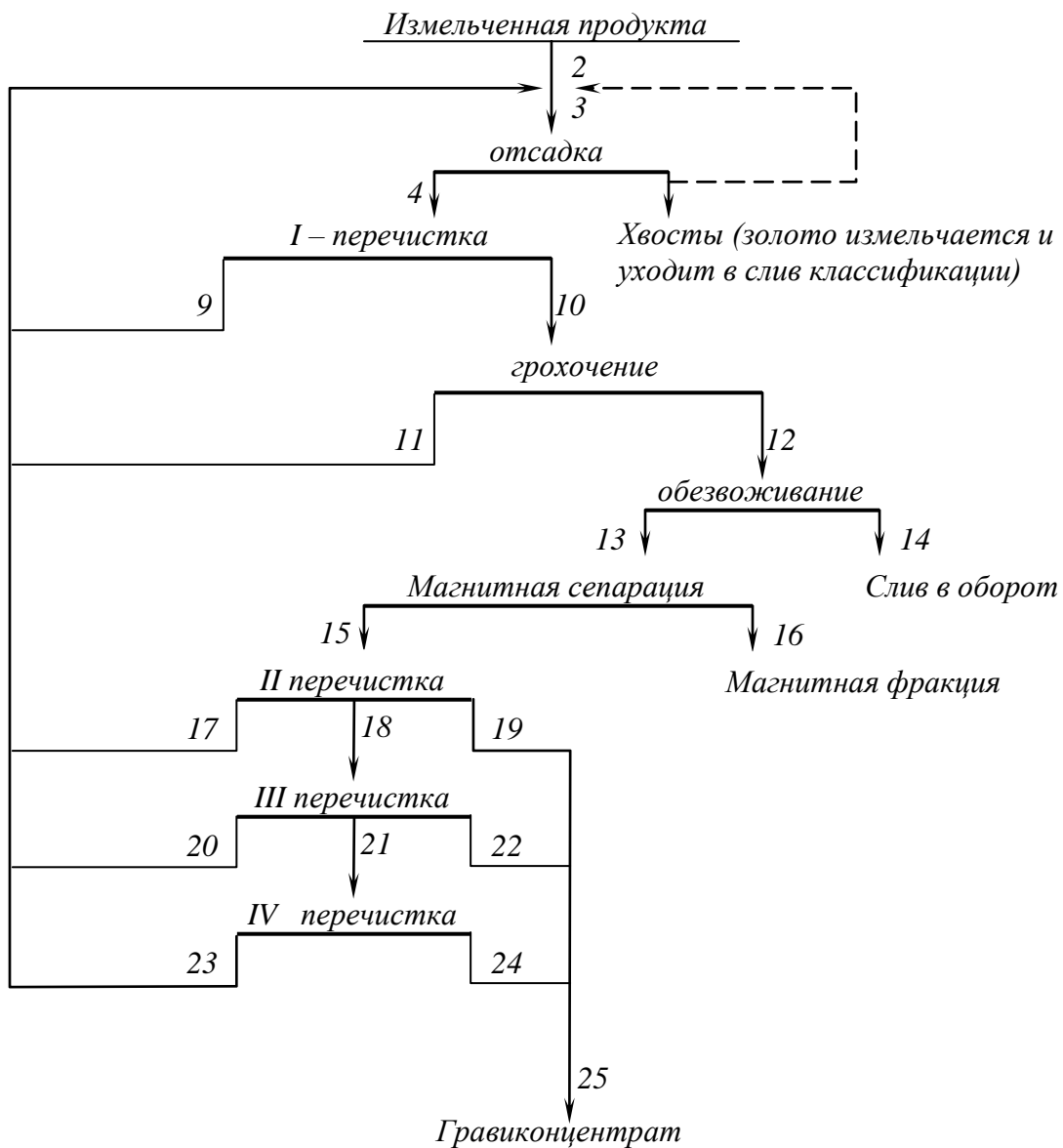


Рис.2.13. Технологическая схема гравитационного обогащения

$$\beta_{17} = \varepsilon_{15} - \varepsilon_{19} - \varepsilon_{18} = 51,8632 - 25,9316 - 12,4282 = 13,5034\%$$

$$\beta_{17} = \frac{\varepsilon_{17} \cdot \alpha}{\gamma_{17}} = \frac{13,5034 \cdot 0,00023}{0,4064} = 0,0076\%$$

$$\varepsilon_{22} = \varepsilon_{18} \cdot E_{22} = 12,4282 \cdot 0,2 = 2,486\%$$

$$\gamma_{22} = \frac{\varepsilon_{22} \cdot \alpha}{\beta_{22}} = \frac{2,486 \cdot 0,00023}{20} = 0,00003\%$$

$$\beta_{21} = C \cdot \beta_{18} = 0,8 \cdot 0,0164 = 0,0131\%$$

$$\gamma_{21} = \gamma_{21}^I \cdot \gamma_{18} = 0,3 \cdot 0,1743 = 0,0523 \%$$

$$\varepsilon_{21} = \frac{\beta_{21} \cdot \gamma_{21}}{\alpha} = \frac{0,0131 \cdot 0,0523}{0,00023} = 2,979\%$$

$$\varepsilon_{20} = \varepsilon_{18} - \varepsilon_{22} - \varepsilon_{21} = 12,4282 - 2,486 - 2,979 = 6,9632 \%$$

$$\gamma_{20} = \gamma_{18} - \gamma_{22} - \gamma_{21} = 0,1743 - 0,00003 - 0,0523 = 0,12197 \%$$

$$\beta_{20} = \frac{\varepsilon_{20} \cdot \alpha}{\gamma_{20}} = \frac{6,9632 \cdot 0,00023}{0,12197} = 0,013\%$$

$$\varepsilon_{24} = \varepsilon_{25} - \varepsilon_{19} - \varepsilon_{22} = 30 - 25,9316 - 2,486 = 1,5824 \%$$

$$\varepsilon_{23} = \varepsilon_{21} - \varepsilon_{24} = 2,979 - 1,5824 = 1,3966 \%$$

$$\gamma_{24} = \frac{\varepsilon_{24} \cdot \alpha}{\beta_{24}} = \frac{1,5824 \cdot 0,00023}{20} = 0,00002\%$$

$$\gamma_{23} = \gamma_{21} - \gamma_{24} = 0,0523 - 0,00002 = 0,05228 \%$$

$$\beta_{23} = \frac{\varepsilon_{23} \cdot \alpha}{\gamma_{23}} = \frac{1,3966 \cdot 0,00023}{0,05228} = 0,006\%$$

$$\gamma_{25} = \gamma_{19} + \gamma_{22} + \gamma_{24} = 0,0003 + 0,00003 + 0,00002 = 0,00035\%$$

$$\gamma_{26} = \gamma_9 + \gamma_{11} + \gamma_{17} + \gamma_{20} + \gamma_{23}$$

$$\gamma_{23} = 2,85 + 0,006 + 0,4064 + 0,12197 + 0,05228 = 3,43665 \%$$

$$\varepsilon_{26} = \varepsilon_9 + \varepsilon_{11} + \varepsilon_{17} + \varepsilon_{20} + \varepsilon_{23} = 13 + 0,052 + 13,5034 + 6,9632 + 1,3966 = 34,9152 \%$$

$$\beta_{16} = \frac{\varepsilon_{26} \cdot \alpha}{\gamma_{26}} = \frac{34,9152 \cdot 0,00023}{3,43665} = 0,0023\%$$

По общему уравнению баланса для гравитационного передела произведем проверку правильности проведенных расчетов.

Проверка по  $\gamma$  и  $\varepsilon$  :

$$\gamma_4 = \gamma_{25} + \gamma_{16} + \gamma_{26} = 0,00035 + 0,013 + 3,43665 = 3,45 \%$$

$$3,45=3,45$$

$$\varepsilon_4 = \varepsilon_{25} + \varepsilon_{16} + \varepsilon_{26} = 30 + 0,0848 + 34,9152 = 65 \%$$

$$65=65$$

Найдем по показателю продукта №6 (слив классификации):

$$\gamma_6 = \gamma_2 - \gamma_{24} - \gamma_{16} = 100 - 0,00035 - 0,013 = 99,98665 \%$$

$$\varepsilon_6 = \varepsilon_2 - \varepsilon_{25} - \varepsilon_{16} = 100 - 30 - 0,0848 = 69,9152 \%$$

проведем расчет качественно-количественной схемы, по  $Q$  и  $P$  для каждого продукта по формулам:

$$Q_n = \frac{Q_1 \cdot \gamma_n}{100}; \quad P = P_1 \cdot \varepsilon_n; \quad \text{где} \quad p_1 = Q_1 \cdot \beta_1 = \frac{Q_1 \cdot \alpha}{100}$$

Где:  $P$  – количество металла (ценные компоненты) в продуктах, поступивших из процесса, *гр/час*

$$P_1 = \frac{2302 \cdot 0,00023}{100} = 0,0052 \cdot 1000000 = 5200 \text{ гр/час}$$

$$Q_4 = \frac{Q_1 \cdot \gamma_4}{100} = \frac{2302 \cdot 3,45}{100} = 79,419 \text{ т/час}$$

$$Q_9 = \frac{Q_1 \cdot \gamma_9}{100} = \frac{2302 \cdot 2,85}{100} = 65,607 \text{ т/час}$$

$$Q_{10} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{10}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,6}{100} = 13,812 \text{ т/час}$$

$$Q_{11} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{11}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,006}{100} = 0,13 \text{ т/час}$$

$$Q_{12} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{12}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,594}{100} = 13,67 \text{ т/час}$$

$$Q_{13} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{13}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,594}{100} = 13,67 \text{ т/час}$$

$$Q_{14} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{14}}{100} = \frac{2302 \cdot 0}{100} = 0 \text{ т/час}$$

$$Q_{15} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{15}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,581}{100} = 13,3746 \text{ т/час}$$

$$Q_{16} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{16}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,013}{100} = 0,29 \text{ т/час}$$

$$Q_{17} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{17}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,581}{100} = 13,3446 \text{ т/час}$$

$$Q_{18} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{18}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,1743}{100} = 4,0123m / \text{час}$$

$$Q_{19} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{19}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,0003}{100} = 0,069m / \text{час}$$

$$Q_{20} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{20}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,12197}{100} = 2,8077m / \text{час}$$

$$Q_{21} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{21}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,0523}{100} = 1,2039m / \text{час}$$

$$Q_{22} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{22}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,00003}{100} = 0,0006m / \text{час}$$

$$Q_{23} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{23}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,05228}{100} = 1,2034m / \text{час}$$

$$Q_{24} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{24}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,00002}{100} = 0,0004m / \text{час}$$

$$Q_{25} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{25}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,00035}{100} = 0,0080m / \text{час}$$

$$Q_{26} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{26}}{100} = \frac{2302 \cdot 3,43665}{100} = 79,1116m / \text{час}$$

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №10

### РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ВЫХОДОВ ПРОДУКТОВ

Цель количественных расчетов операций обогащения (гравитация, флотация) – определение для всех образующихся продуктов численных значений основных технологических показателей: масс твердого в продуктах ( $Q_n$ ), выходов ( $\gamma_n$ ), содержания ценного компонента ( $\beta_n$ ), общего от исходного ( $\varepsilon_n$ ) или частного от операции ( $E_n$ ) извлечения отдельных компонентов в  $n$ -й продукт.

Количественные определения производят пользуясь методом составления уравнений – балансов для отдельных операций по твердому:  $\gamma_n = \gamma_{n+1} + \gamma_{n+2}$  и по массе золота:  $\gamma_n \cdot \beta_n = \gamma_{n+1} \cdot \beta_{n+1} + \gamma_{n+2} \cdot \beta_{n+2}$ , а также применения уравнения, связывающие выход продуктов, содержание в них ценных компонентов и извлечение:

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \cdot \beta_n}{\gamma_0 \cdot \beta_0}; \quad \gamma_n = \gamma_0 \cdot \frac{E_n \cdot \beta_0}{100 \cdot \beta_n}; \quad Q_n = Q_0 \cdot \gamma_n.$$

Рассмотрим принцип расчета на примере ряда схем гравитации.

**ПРИМЕР 1.** Руду с содержанием золота  $\beta_0$  8 г/т обогащают методом отсадки. Масса перерабатываемой руды  $Q_0$  – 120 т/сут. Продуктами обогащения являются гравитационный концентрат с содержанием золота  $\beta_1$  320 г/т и хвосты, одержащие  $\beta_2$  3,25 г/т золота. Требуется определить выходы и массы концентрата  $\gamma_1$ ,  $Q_1$  и хвостов  $\gamma_2$ ,  $Q_2$  гравитации и извлечение золота в концентрат  $\varepsilon_1$ .

**РЕШЕНИЕ.** Представим процесс обогащения в виде схемы, рисунок 1.1. пронумеруем продукты и проставим около них условные обозначения их характеристик  $Q$ ,  $\gamma$ ,  $\beta$ :

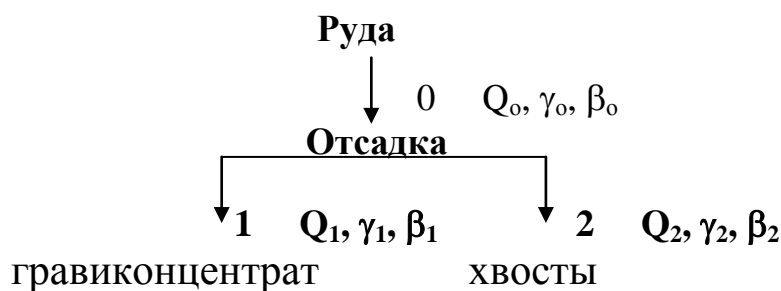


Рис. 2.14. Схема гравитации



Составим уравнение – балансы по операции «отсадка»:

$$\gamma_0 = \gamma_1 + \gamma_2; \gamma_0 \cdot \beta_0 = \gamma_1 \cdot \beta_1 + \gamma_2 \cdot \beta_2.$$

Решаем уравнения и получаем:

$$\gamma_1 = \gamma_0 \cdot \frac{\beta_0 - \beta_2}{\beta_1 - \beta_2}; \quad \gamma_2 = \gamma_0 \cdot \frac{\beta_1 - \beta_0}{\beta_1 - \beta_2}.$$

Поставляем абсолютные значения известных величин (выход исходного продукта принимают всегда равным 100%, или в долях равным 1):

$$\gamma_1 = 1 \cdot \frac{8 - 3,25}{320 - 3,25} = 0,015 \text{ или } 1,5\%;$$

$$\gamma_2 = 1 \cdot \frac{320 - 8}{320 - 3,25} = 0,985 \text{ или } 98,5\%.$$

$$Q_1 = Q_0 \cdot \gamma_1; Q_1 = 120 \cdot 0,015 = 1,75 \text{ т.}$$

$$Q_2 = Q_0 \cdot \gamma_2; Q_2 = 120 \cdot 0,985 = 118,25 \text{ т.}$$

**ПРОВЕРКА:**  $\gamma_1 + \gamma_2 = \gamma_0; 0,015 + 0,985 = 1,0$ .

Извлечение золота в гравиконцентрат находим по формуле:

$$E_1 = \frac{\gamma_1 \cdot \beta_1}{\gamma_0 \cdot \beta_0}; E_1 = \frac{0,015 \cdot 320}{1,0 \cdot 8} = 0,6 \text{ или } 60\%.$$

**ПРИМЕР 2.** Руда с содержанием золота  $\beta_0$  8 г/т обогащается отсадкой. В качестве исходных данных задано извлечение золота в гравиконцентрат  $E_1 = 60\%$  и содержание золота в нем  $\beta_1 = 320$  г/т. Требуется определить выходы концентрата и хвостов, и содержание золота в хвостах гравитации.

**РЕШЕНИЕ:**

Схема обогащения аналогична приведенной в примере 1, рисунок 1.1.

Составляем уравнения – балансы по операции отсадка:

$$\gamma_0 = \gamma_1 + \gamma_2; \quad \lambda_0 \cdot \beta_0 = \gamma_1 \cdot \beta_1 + \gamma_2 \cdot \beta_2.$$

Для определения  $\gamma_1$  используем известные значения  $E_1$  и  $\beta_1$  и формулу

$$E_1 = \frac{\gamma_1 \cdot \beta_1}{\gamma_0 \cdot \beta_0}. \text{ Откуда } \gamma_1 = \gamma_0 \cdot \frac{E_1 \cdot \beta_0}{\beta_1}.$$

$$\gamma_1 = 1 \cdot \frac{0,6 \cdot 8}{320} = 0,015 \text{ или } 1,5\%.$$

Из балансовых уравнений находим  $\gamma_2$  и  $\beta_2$ :

$$\gamma_2 = \gamma_o - \gamma_1; \quad \gamma_2 = 1 - 0,015 = 0,985 \text{ или } 98,5\%.$$

$$\beta_2 = \frac{\gamma_o \cdot \beta_o - \gamma_1 \cdot \beta_1}{\gamma_2}; \quad \beta_2 = \frac{1 \cdot 8 - 0,015 \cdot 320}{0,985} = 3,25 \text{ г/т.}$$

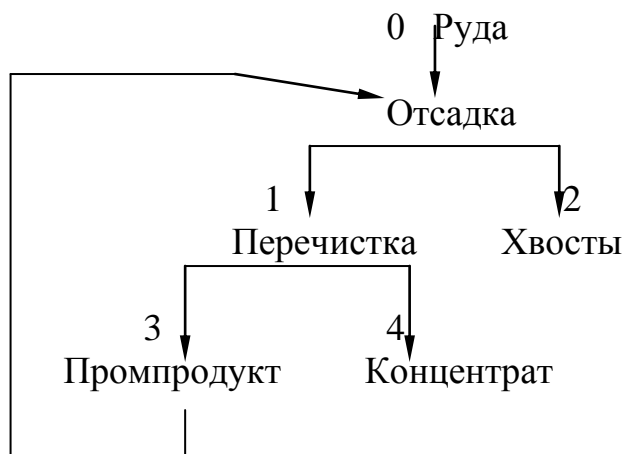
Проверку правильности выполненных расчетов произведем по балансу массы золота, поступившего на операцию и вышедшего с продуктами:

$$\gamma_o \cdot \beta_o = \gamma_1 \cdot \beta_1 + \gamma_2 \cdot \beta_2.$$

$$1 \cdot 8 = 0,015 \cdot 320 + 0,985 \cdot 3,25;$$

$$8 = 4,8 + 3,2. \text{ Расчет выполнен верно.}$$

**ПРИМЕР 3.** Произвести расчет схемы гравитационного обогащения золотосодержащей руды с перечисткой концентрата отсадки. Рисунок



**Рис. 2.15. Схема гравитации**

Известны:  $\beta_1; \beta_o; \beta_2; \beta_3; \beta_4$ .

Требуется определить:  $\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4; \epsilon_4; \epsilon_2$ .

**РЕШЕНИЕ:**

Составляем уравнения балансов по операциям отсадки и перечистки, связывающих выходы продуктов и содержания в них ценных компонентов:

$$\begin{aligned}\gamma_o + \gamma_3 &= \gamma_1 + \gamma_2; & \gamma_o \cdot \beta_o + \gamma_3 \cdot \beta_3 &= \gamma_1 \cdot \beta_1 + \gamma_2 \cdot \beta_2; \\ \gamma_1 &= \gamma_3 + \gamma_4; & \lambda_1 \cdot \beta_1 &= \gamma_3 \cdot \beta_3 + \gamma_4 \cdot \beta_4.\end{aligned}$$

В эти уравнения входят 10 показателей, из которых два всегда известны –  $\gamma_o$  и  $\beta_o$ . Из остальных восьми решением четырех уравнений можно определить четыре, если известны четыре других показателя. Следовательно, при известных содержаниях золота в продуктах схемы  $\beta_1, \beta_2, \beta_3, \beta_4$  решением балансовых уравнений можно определить выходы продуктов –  $\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3$  и  $\gamma_4$ .

Более простой путь расчета данной схемы, как и других сложных схем, состоит в том, что составление уравнений балансов и определение выходов продуктов производится в направлении от конечных концентратов и хвостов к исходному материалу.

Сначала определяем выходы готового концентрата  $\gamma_4$  и хвостов  $\gamma_2$ , рассматривая всю схему как одну простую операцию разделения на концентрат и хвосты. Тогда,

$$\begin{aligned}\gamma_o &= \gamma_2 + \gamma_4; \\ \gamma_o \cdot \beta_o &= \gamma_2 \cdot \beta_2 + \gamma_4 \cdot \beta_4.\end{aligned}$$

Решая уравнения, находим

$$\gamma_4 = \frac{\gamma_o \cdot (\beta_o - \beta_2)}{(\beta_4 - \beta_2)}; \quad \gamma_2 = \frac{\gamma_o \cdot (\beta_4 - \beta_2)}{(\beta_4 - \beta_2)}.$$

Затем расчлняем схему на отдельные операции и для каждого из них составляем уравнения балансов и находим выходы неизвестных продуктов.

Применительно рассматриваемому примеру составляем балансовые уравнения для перечистки концентрата:

$$\gamma_1 = \gamma_3 + \gamma_4; \quad \gamma_1 \cdot \beta_1 = \gamma_3 \cdot \beta_3 + \gamma_4 \cdot \beta_4.$$

Решая уравнения, получим:

$$\gamma_3 = \frac{\gamma_4 \cdot (\beta_4 - \beta_1)}{(\beta_1 - \beta_3)}; \quad \gamma_1 = \frac{\gamma_4 \cdot (\beta_4 - \beta_3)}{(\beta_1 - \beta_3)}.$$

Извлечение золота в конечные продукты находим по формулам:

$$\varepsilon_4 = \frac{\gamma_4 \cdot \beta_4}{\gamma_o \cdot \beta_o}; \quad \varepsilon_2 = \frac{\gamma_2 \cdot \beta_2}{\gamma_o \cdot \beta_o}.$$

Частные извлечения золота в концентраты по операциям:

$$E_1 = \frac{\beta_1 \cdot \gamma_1}{\beta_o \cdot \gamma_o}; \quad E_4 = \frac{\beta_4 \cdot \gamma_4}{\beta_1 \cdot \gamma_1}.$$

1. Рассчитать выход никелевого концентрата, массовая доля никеля в котором равна 10 %. На фабрику поступает руда с массовой долей никеля 3.2 %. Извлечение никеля в концентрат 82 %.

2. Найти выход концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с массовой долей меди 1.5 %. а после обогащения получается два продукта: концентрат с массовой долей меди 20 % и хвосты с массовой долей меди 0,1 %.

3. Рассчитать выход и извлечение свинца а концентрат, если фабрика перерабатывает сутки 20000 т руды с массовой долей 2.5 % и а получает 900 т концентрата с массовой долей свинца 50%.

4. Определить выход хвостов, если из 1000 г руды получено 10 г концентрата.

5. Рассчитать выход концентрата к извлечению в него полезного компонента, если из 1000 т руды о массовой долей полезного компонента 0.8 % в процессе обогащения получено 13 т концентрата с массовой долей полезного компонента 60 % .

6. Найти выход концентрата и потери полезного компонента в хвостах, если из 2000 т руды с содержанием полезного компонента 0.8 % и процессе обогащения получено 26 т концентрата с содержанием полезного компонента 48 %.

## **ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №11**

### **РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПРОДУКТОВ**

Извлечением полезного компонента называется отношение массы полезного компонента в продукте обогащения к массе того же компонента в исходной сырье, выраженное в процентах.

Фабрика перерабатывает медные руды, содержащий халькозин и халькопирит. Производительность фабрики по руде  $Q=12500$  т/сутки. Содержание меди в исходной руде  $a=0,7\%$ . Показатели обогащения:  $\beta = 38,5\%$ ,

$\varepsilon=90\%$ . Определить выход концентрата в процентах и тоннах в сутки и содержание меди в хвостах, а также степень обогащения руды.

Решение.

1. Определить выход концентрата:

$$\gamma = \frac{\varepsilon \cdot \alpha}{\beta} = \frac{90 \cdot 0,7}{38,5} = 1,65\%$$

Выход концентрата в тоннах в сутки:

$$q = \frac{Q \cdot \gamma}{100} = \frac{12500 \cdot 1,65}{100} = 206 \text{ т/сутки.}$$

2. Определяем содержание металла в хвостах:

$$\gamma = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} \cdot 100\%; \quad \gamma\beta - \gamma\theta = 100 \cdot \alpha - 100 \cdot \theta;$$
$$100 \cdot \alpha - \gamma\beta = (100 - \gamma) \cdot \theta,$$

откуда

$$\theta = \frac{100 \cdot \alpha - \gamma\beta}{100 - \gamma} = \frac{100 \cdot 0,7 - 1,65 \cdot 38,5}{100 - 1,65} = 0,07\%$$

3. Определяем степень обогащения:

$$K = \frac{\beta}{\alpha} = \frac{38,5}{0,7} = 55.$$

Примечание. Если в задачах предусматривается получение двух селективных концентратов разного минерального состава, то считаем извлечение металла только в одноименный концентрат, пренебрегая его извлечением в другой концентрат.

1. Вычислить, сколько тон свинцового концентрата в сутки выдаст обогатительная фабрика, если ее суточная производительность по руде 5000 т, массовая доля свинца в руде 1,8 %, а в концентрате 60 %. Извлечение свинца в концентрат 92 %.
2. Определить извлечение цинка в концентрат, если при суточной производительности фабрики 5000 т получают 150 т концентрата. Массовая доля цинка в руде 2 %, а в концентрате 60 %.
3. Рассчитать извлечение полезного компонента в концентрат, если фабрика перерабатывает руду с массовой долей полезного компонента

20 %.а получает концентрат и хвост массовой долей его соответственно 50 в 2 %.

4. Определять извлечение цинка в концентрат, если массовая доля цинка в руде 2 % , в концентрате 50%, в хвостах 0.5%.

## **ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №12**

### **РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПРОДУКТОВ**

1. Рассчитать, сколько руды нужно переработать для получения 500тконцентрата,если его выход составляет 5%.
2. Найтипроизводительностьфабрики по руде, если ее производительность по концентрату 1000 т/суткаи выходе 2.5 %.
3. Определитьпроизводительность фабрика по концентрату, есливыход концентрата 3 %,апроизводительность, фабрикапо руде 1500 т/суткаи.
4. Рассчитать, сколько хвостов в сутки будет выбрасывать фабрика.есливыход концентрата 5 % , апроизводительность по рудо 5000 т/сутки.
5. Установить, сколько тонн полезного концентрата в сутки выдает обогатительная фабрика, если ее суточная производитель по руде 15000 т,массовая доля железев руде 28 % , в концентрате 63 %.Извлечение железа в концентрат90 %.

## **ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №13**

### **ВЫБОР И РАСЧЕТ ОТСАДОЧНЫХ МАШИН**

**Цель работы:** Изучение выбора и расчет отсадочных машин.

#### **Расчет отсадочных машин**

Наиболее широкое распространение для гравитационного обогащения руд черных и цветных металлов, а также другого минерального сырья в водной среде находят беспоршневые отсадочные машины типа ОПМ и диафрагмовые отсадочные машины типа МОД.

Отсадочная машина — (англ. jigg machine, jig. ligger) горная машина, оснащенная специальным оборудованием (решето, камера), используемым для гравитационного обогащения полезных ископаемых, путем разделения смеси

минералов преимущественно по плотностям под воздействием пульсирующего потока воды или воздуха.

### **Характеристики отсадочных машин**

производительность по исходному продукту — от 20т/ч

рабочая площадь решет — от 1м<sup>2</sup>

крупность питания — от 3мм

установленная мощность от 3кВт

габаритные размеры: длина — от 2100 мм, ширина от 960 мм, высота — от 2000мм

масса от 1000кг

### **Применение отсадочных машин**

обогащение руды

обогащение россыпей на драгах

### **Рабочие инструменты отсадочных машин**

камера

подвижные конические днища

резиновые манжеты

цилиндрические обечайки

пружина

электропривод

кривошипно—шатунный механизм

рама-коромысло

решетки

сита

коллектор

### **Классификация отсадочных машин**

*по месту применения:*

гидравлические отсадочные машины (процесс осуществляется в водной среде)

пневматические осадочные машины (отсадка происходит в воздушной среде)

*по конструкции приводного механизма:*

поршневые отсадочные машины

диафрагмовые отсадочные машины

отсадочные машины с подвижными конусами

отсадочные машины с подвижным решетом

отсадочные машины с гидравлическим пульсатором

беспоршневые отсадочные машины

*по направлению разгружаемого продукта:*

прямоточные отсадочные машины

противоточные отсадочные машины

*по способу разгрузки продуктов обогащения:*

отсадочные машины с шиберной разгрузкой

отсадочные машины с разгрузкой через решето

отсадочные машины с комбинированной разгрузкой через шибер и решето

*по числу ступеней:*

одноступенчатые (однокамерные) отсадочные машины

двухступенчатые отсадочные машины

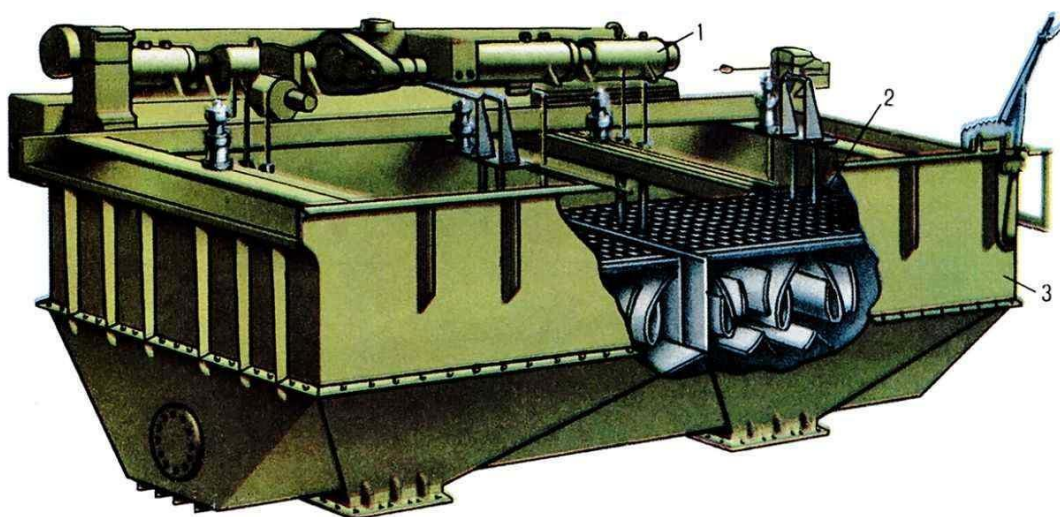
трехступенчатые отсадочные машины

многоступенчатые отсадочные машины

*по целевому назначению:*

отсадочные машины для обогащения мелкозернистого, крупнозернистого или неклассифицированного материала

шламовые отсадочные машины



**Рис. 2.16. Отсадочная машина**

**Отсадочная машина: 1 - привод; 2 - решето; 3 - корпус.**

Машины ОПМ в соответствии с ТУ должны изготавливаться в трех исполнениях в зависимости от крупности обогащаемого материала и способа разгрузки:

1—для обогащения руд крупностью до 4 мм с разгрузкой тяжелых фракций через искусственную постель и решето;

2 — для обогащения руд крупностью до 30 мм с разгрузкой тяжелых фракций через решето и разгрузочные устройства;

3 — для обогащения руд крупностью до 100 мм с разгрузкой тяжелых фракций через разгрузочные устройства.

В условное обозначение машин входят слова «машина отсадочная», тип машины (буквенное обозначение), ширина отсадочного отделения (в метрах),



число камер (длиной каждая 1 м), номер исполнения, номер модели, климатическое исполнение, обозначение стандарта.

Машины диафрагмовые выпускают с горизонтальной либо вертикальной диафрагмой. В обозначение машины входят сокращенное название машины (машина отсадочная диафрагмовая) и рабочая площадь решет, соответствующая для большинства машин числу камер с площадью по 1 м<sup>2</sup>.

*Выбор типа отсадочной машины* определяется составом перерабатываемого сырья, крупностью питания и требованиями, предъявляемыми к продуктам обогащения.

*Область применения отсадочных машин* различного типа обусловлена крупностью питания, требуемой производительностью в операции, местом установки машин.

На фабриках небольшой производственной мощности, не имеющих воздушного хозяйства, целесообразно применение машин типа МОД. Эти же машины устанавливают в цикле измельчения с целью извлечения минералов с высокой плотностью из продукта разгрузки мельниц, работающих в замкнутом цикле с классификаторами. Машины с вертикальной диафрагмой применяют на драгах для обогащения россыпей. На фабриках с высокой и средней производственной мощностью предпочтительна установка беспоршневых отсадочных машин, имеющих большую площадь решет и соответственно высокую единичную производительность.

Технические характеристики беспоршневых отсадочных машин, выпускаемых заводами-изготовителями, приведены в табл. 4.35.

*Основные типоразмеры беспоршневых отсадочных машин (в скобках дано исполнение)*

ОПМ 12(1,2),      ОПМ 13(1,2),      ОПМ 14(1,2),      ОПМ 15 (1,2)  
 ОПМ 23(1,2),      ОПМ 24(1,2,3),      ОПМ 25(1,2),      ОПМ 26 (3),  
 ОПМ 34(1,2),      ОПМ 35 (1,2)

**Таблица 6. Технические характеристики беспоршневых отсадочных машин типа ОПМ**

Параметры	ОПМ 12-101	ОПМ 12-201 а	ОПМ 13-101	ОПМ 13-201*	ОПМ 14-101	ОПМ 14-201	ОПМ 15-101**	ОПМ 15-201***
Площадь отсадочных камер, м <sup>2</sup>	2,5	2,5	3,75	3,75	5	5	6,25	6,25
Мощность электродвигателя, кВт	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8

Габариты, мм:								
длина	3340	3340	4640	4640	6000	6000	7250	7250
ширина	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500
высота	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500
Масса, т	4,7	5,5	6,5	7,4	8,3	9,5	10,1	11,6

\* Новое оборудование серийно не изготавливается, для применения в проектах необходимо согласование с заводом-изготовителем.

\*\* Для работы машин типа ОПМ необходимо избыточное давление воздуха не более 0,035 МПа; удельный расход сжатого воздуха не более 28—30 м<sup>3</sup>/т (соответственно исполнение машин 1 и 2).

\*\*\* Удельный расход подрешетной воды при отсадке в зависимости от крупности руды 3—3,5 м<sup>3</sup>/т (соответственно исполнение машин 1 и 2).

Технические характеристики диафрагмовых отсадочных машин приведены в табл. 7.

Выбор типоразмера отсадочной машины производят, исходя из требуемой производительности с учетом крупности материала. Желательна моносекционная компоновка. При большой производственной мощности фабрики либо установке отсадочных машин, сопрягаемых с другими агрегатами, типоразмер и число машин определяют, исходя из требуемой

Площади отсадки  $S(\text{м}^2)$ :

$$S=Q/q \quad (8)$$

где  $Q$  — производительность машины в операции отсадки, т/ч;  $q$  — удельная производительность машины, т/(м<sup>2</sup>\*ч).

Удельная производительности может сильно изменяться в зависимости от крупности питания и вида операции отсадки. Ориентировочные нормы удельной производительности для руд разного типа приведены в табл. 8.

Число устанавливаемых машин  $n$  определяется по формуле

$$n=S/S_m \quad (9)$$

где  $S_m$  — суммарная площадь решет в машине данного типоразмера.

Сроки службы отсадочных машин и их узлов определяются типом обогащаемого полезного ископаемого.

Ресурс до капитального ремонта для машин при обогащении руды черных и цветных металлов — 36 000 ч; для машин при обогащении алмазосодержащих руд — 28 000 ч. Средний ресурс быстроизнашивающихся деталей: для насадки разгрузочного устройства — 1000 ч; для отсадочного решета — 500 ч.

Средний срок службы машины до списания — 12 лет.

Таблица 7.

**Технические характеристики диафрагмовых отсадочных машин типа  
МОД (ТУ 48-22-41—81)**

Параметры	МОД-1М	МОД-2М	МОД-3М	МОД-4М
Общая рабочая площадь решет, м <sup>2</sup>	1	2	3	4
Расположение решет	Горизонтальное			Вертикальное
Максимальная крупность кусков исходного материала, мм	-15+0,5	-15+0,5	-15+0,5	-30+0,5
Мощность двигателя, кВт	1,1	2,2	2X2,2	2X2,2
Габариты мм:				
Длина	1930	2550	3850	3500
Ширина	1050	1350	1350	2600
Высота	2050	2250	2250	2100
Масса, т	1	1,8	2,7	3,5

Примечания. 1. Крупность подрешеточного материала не более 5 мм. 2. Расход воды при отсадке не более 3,3—8,8 М<sup>3</sup>/т руды.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №14

### ВЫБОР И РАСЧЕТ КОНЦЕНТРАЦИОННЫХ СТОЛОВ

Концентрационный стол — аппарат для разделения полезных ископаемых в водной среде текущей по наклонной плоскости по их плотности при обогащении руд цветных, чёрных, редких и драгоценных металлов.

#### Характеристики

производительность: шламовый концентрационный стол — до 3т/ч, песковый концентрационный стол — до 10т/ч, тонко-шламовый концентрационный стол — до 0.5т/ч

число дек — до 12шт

общая площадь дек — до 22.5м<sup>2</sup>

частота хода дек — до 350мин<sup>-1</sup>

длина хода деки — до 26мм

число ходов деки — до 400ход/мин

площадь деки — до 2м<sup>2</sup>

мощность электродвигателя — до 2.2кВт

габаритные размеры: длина — до 5400 мм, ширина — до 2300 мм, высота — до 3000мм

масса — до 3000кг

#### Применение

разделение полезных ископаемых в водной среде по их плотности при обогащении руд цветных, чёрных, редких и драгоценных металлов.

получение черновых концентратов при больших объёмах обогащаемого материала

#### Рабочие инструменты

приводной механизм

тяга

дека

натяжное устройство

рама

винт

опора деки

маховичоккренового механизма

желоб для воды

желоб для пульпы

электродвигатель приводного механизма

#### Классификация

*По виду разделяемых компонентов:*

песковые концентрационные столы  
шламовые концентрационные столы  
тонко-шламовые концентрационные столы

*По виду исполнения:*

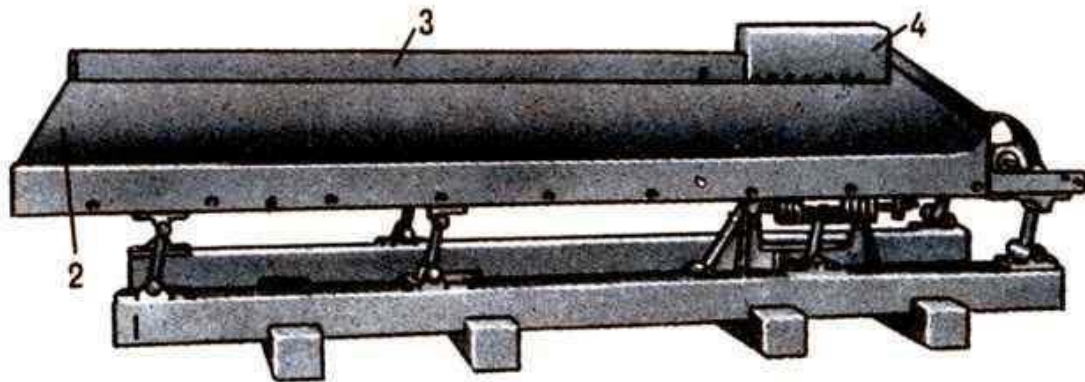
концентрационные столы левого исполнения  
концентрационные столы правого исполнения

*По количеству дек:*

однодечные концентрационные столы  
шестидечные концентрационные столы  
двенадцатидечные концентрационные столы

*По расположению дек:*

однорусные концентрационные столы  
двухъярусные концентрационные столы  
трехъярусные концентрационные столы



**Рис. 2.17. Концентрационный стол: 1 - опорная рама; 2 - дека; 3 - жёлоб; 4 - приёмник.**

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

**НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



# **ТЕМЫ САМОСТОЯТЕЛЬНЫХ РАБОТ**

ПО КУРСУ

**ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ  
ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**

**Навои – 2020 г.**

## **Форма и содержание организации самостоятельной работы**

Включает в себя:

- работу с рекомендованной литературой, конспектом лекции, периодическими печатными изданиями и материалами с Интернета;
- изучение определенной части лекции по раздаточным материалам;
- работа с автоматизированным учебником и контролирующей системой;
- работа над темами с специальными литературами;
- изучение новых процессов, технологии и аппаратуры;
- учебные занятия с использованием интерактивными и проблемными методами;
- выполнение самостоятельной работы в соответствии с требованиями стандарта.

При освоении данного предмета следует учитывать широко освещаемое в периодической печати развитие используемой обогащения и решение важных проблем, а также привлекать к этому внимание студентов. При этом студенты самостоятельно знакомятся с литературой по заданной теме и учатся работать с ней самостоятельно. Кроме этого, студенты будут способны проводить анализ после изучения применяемых на практике в горном производстве способов, схем и элементов процессов в нашей республике, а также в процессе ознакомления с теоретическими основами обогащения при извлечении металлов.

### **Темы рекомендуемых самостоятельных работ**

1. Отсадочные машины, применяемые в производстве и их принципы работы.
2. Концентрационные столы, применяемые в производстве и их принципы работы..
3. Центробежные концентраторы, применяемые в производстве и их принципы работы..
4. Винтовые сепараторы, применяемые в производстве и их принципы работы..
5. Гидравлические классификаторы, применяемые в производстве и их принципы работы..

6. Механические классификаторы, применяемые в производстве и их принципы работы.

7. Пневматическое обогащение.

8. Методы приготовления тяжелой суспензии и их регенерации.

9. Выбор схемы гравитационного обогащения.

10. Теоретические основы гравитационного обогащения.

11. Фракционный оседиментационный анализ.

12. Гидравлические классификаторы.



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

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



# **ГЛОССАРИЙ**

ПО КУРСУ

**ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ  
ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**

**Навои – 2020 г.**

## Глоссарий

**Активатор** – реагент, повышающий флотационную активность ценного компонента при флотации.

**Вводно-шламовая схема** содержит данные о соотношении воды и твердого в продуктах обогащения.

**Вредные примеси** - называют отдельные примеси и элементы, или природные химические соединения, содержащиеся в полезных ископаемых и оказывающие отрицательное влияние в полезных ископаемых на качество извлекаемых ценных компонентов.

**Выход продукта** - отношение массы продукта, полученного при обогащении, к массе переработанной исходной руды, выраженное в долях единицы или процентах. Выход концентрата ( $\gamma$ ) показывает, какую долю от общего количества руды составляет концентрат.

**Гравитационные процессы** - процессы обогащения, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся плотностью, размером или формой, обусловлено различием в характере и скорости их движения в среде под действием силы тяжести и сил сопротивления.

**Грохочение** - процесс разделения кусковых и зернистых материалов на продукты различной крупности, называемые классами, с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями (колосниковые решетки, листовые и проволочные решета).

**Грохочение** - процесс разделения кусковых и зернистых материалов на продукты различной крупности, называемые классами, с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями (колосниковые решетки, листовые и проволочные решета и др.).

**Грохочение** - процесс разделения материала на классы крупности, осуществляемый на устройствах (грохотах) с просеивающими поверхностями;

**Дробление** - процесс разрушения кускового, минерального сырья под действием внешних механических сил, осуществляемый в дробильных агрегатах;

**Дробление и измельчение** – процесс разрушения полезных ископаемых под действием внешних сил до заданной крупности, требуемого гранулометрического состава или необходимой степени раскрытия материалов. При дроблении и измельчении нельзя допускать переизмельчения материалов, так как это ухудшает процесс обогащения полезного ископаемого.

**Извлечение металла** - это отношение массы металла в концентрате к массе металла в исходной руде, выраженное в процентах

**Качественная схема** содержит сведения о качественных измерениях полезного ископаемого, в процессе его переработки, а так же данные о режиме отдельных технологических операций.

**Качественно–количественная схема** совмещает в себе данные качественной и количественной схем обогащения.

**Классификация** - процесс разделения неоднородных по размеру зернистых и полидисперсных частиц сырья на классы разной крупности при помощи грохочения, гидравлической (пневматической) классификации или в центробежном поле;

**Классификация** – процесс разделения смеси минеральных зерен на классы различной крупности по скоростям их осаждения в водной или воздушной средах. Классификация осуществляется в специальных аппаратах, называемых классификаторами, если разделение происходит в водной среде (гидроклассификация), и воздушными сепараторами, если разделение происходит в воздушной среде.

**Количественная схема** включает количественные данные о распределении полезного ископаемого по отдельным технологическим операциям и выход получаемых продуктов.

**Концентрат** - продукт обогащения минерального сырья, в котором содержание ценных компонентов выше, чем в исходном материале (руде);

**Концентраты** – продукты, в которых сосредоточено основное количество того или иного ценного компонента. Концентраты, по сравнению с обогащаемой рудой характеризуются значительно более высоким содержанием полезных компонентов и более низким содержанием пустой породы и вредных примесей.

**Магнитные методы обогащения** полезных ископаемых основаны на различии магнитных свойств разделяемых минералов. Разделение по магнитным свойствам осуществляется в магнитных полях.

**Микроскопический анализ** – измерение частиц под микроскопом и классификация их на группы в узких границах определенных размеров (для материалов крупностью 50 мкм до десятых долей микрометра).

**Обогащительная фабрика** - промышленные предприятия, на которых методами обогащения обрабатывают полезные ископаемые и выделяют из них один или несколько товарных продуктов с повышенным содержанием ценных компонентов и пониженным содержанием вредных примесей.

**Обогащение** - совокупность процессов переработки минерального сырья с целью выделения из него полезных компонентов с концентрацией, превышающей их содержание в исходном сырье;

**Оборотное водоснабжение** - система промышленного водоснабжения с

рециркуляцией воды, предусматривающая необходимую ее очистку при условии постоянного использования воды одними и теми же ее потребителями;

**Полезные примеси** - отдельные химические элементы или их природные соединения, которые входят в состав полезного ископаемого в небольших количествах и могут быть выделены и использованы совместно с основным ценным компонентом, улучшая его качество. Например: полезными примесями в железных рудах являются хром, вольфрам, ванадий, марганец и другие.

**Продукты обогащения** - продукты, получаемые в процессе обогащения полезного ископаемого: концентрат, промежуточный продукт, хвосты;

**Промпродукты** – продукты, получаемые при обогащении полезных ископаемых и представляющие собой смесь зерен, содержащих полезные компоненты, с зернами пустой породы. Промпродукты характеризуются более низким по сравнению с концентратами и более высоким по сравнению с хвостами содержанием полезных компонентов.

**Пустые породы** - минералы, не содержащие ценных компонентов. При обогащении они удаляются в отходы (хвосты) совместно с вредными примесями.

**Руда** - это такая порода, из которой на данном этапе развития техники экономически выгодно извлекать ценные компоненты.

**Сгущение** - процесс разделения пульпы на сгущенный продукт и жидкую фазу - слив, происходящий в результате осаждения (перемещения) в пульпе твердых частиц под действием силы тяжести или центробежных сил;

**Седиментационный анализ** – распределение материала по скорости частиц различной крупности в водной среде для материала крупностью от 40 (50) до 5 мкм (для более мелких материалов применяют седиментацию в центробежном поле);

**Ситовый анализ** – рассев на наборе сит на классы различной крупности.

**Содержание металла в руде или продукте обогащения** - это отношение массы этого металла в руде или продукте обогащения к массе сухой руды или продукта, выраженное в процентах. Содержание металла принято обозначать греческими буквами  $\alpha$  (в исходной руде),  $\beta$  (в концентрате) и  $\theta$  (в хвостах). Содержание драгоценных металлов выражается обычно в единицах массы (г/т).

**Сопутствующие компоненты** - ценные химические элементы и отдельные минералы, содержащиеся в полезных ископаемых в сравнительно небольших количествах, выделяемые при обогащении попутно в самостоятельный или комплексный продукт совместно с основным ценным

компонентом, и извлекаемые из него в дальнейшем в процессе металлургической плавки или химической переработки. Например: в некоторых рудах цветных металлов сопутствующими являются золото, серебро, молибден и другие.

**Степень сокращения** - величина, обозначающая во сколько раз выход полученного концентрата меньше количества переработанной руды

**Сточные воды** - воды, отводимые после использования в бытовой и производственной деятельности человека, которые должны быть подвергнуты необходимой очистке с учетом их дальнейшего использования;

**Сушка при обогащении минерального сырья** - процесс обезвоживания материалов, в том числе продуктов обогащения, основанный на испарении влаги при нагревании;

**Схема цепи аппаратов** – графическое изображение пути движения полезного ископаемого и продуктов обогащения через аппараты.

**Технологическая схема** - включает сведения о последовательности технологических операций по переработки полезных ископаемых на обогатительной фабрике.

**Флотационные методы обогащения** – процесс разделения тонкоизмельченных полезных ископаемых, осуществляемый в водной среде и основанный на различии их способности, естественной или искусственно создаваемой, смачиваться водой, что определяет избирательное прилипание частиц минералов к поверхности раздела двух фаз. Большую роль при флотации играют флотационные реагенты – вещества, позволяющие процессу идти без особых осложнений и ускоряющие сам процесс флотации, а так же выход концентрата.

**Хвосты** - отходы процесса обогащения, состоящие в основном из породообразующих минералов и содержащие незначительное количество полезных компонентов, доизвлечение которых в отдельных случаях целесообразно и технологически возможно;

**Хвосты** – продукты, в которых сосредоточено основное количество пустой породы, вредных примесей и небольшое (остаточное) количество полезного компонента.

**Ценный компонент** - отдельные химические элементы или минералы, входящие в состав полезного ископаемого и представляющие интерес для их дальнейшего использования.

**Шламохранилище (хвостохранилище)** - гидротехническое сооружение, предназначенное для гидравлической укладки отвальных продуктов переработки сырья (хвостов обогащения), их осаждения, отделения из хвостовых пульп технической воды, используемой для оборотного

водоснабжения.

**Электрический обогащения** - процесс разделения минералов в электрическом поле, основанный на различии их электрических свойств. Этими свойствами являются электропроводность, диэлектрическая проницаемость, трибоэлектрический эффект.

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

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



# **РАЗДАТОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ**

ПО КУРСУ

**ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ  
ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**

**Навои – 2020 г.**

## Для лекции №1

### Метод «Знакомства»

1. Что такая обогатительная фабрика?
2. Какую роль играют обогащение в современное время?
3. что вы знаете о полезных ископаемых узбекистана?
4. что такой минерал?
5. значение и роль обогатительных фабрик при использовании полезных ископаемых?

## Для лекции №2

### Метод «Блиц-опрос»

*Преподаватель с целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:*

1. Что определяет характер падения тел в жидкой или газообразной среде?
2. Что называется параметром Рейнольдса?
3. Каковы закономерности падения минеральных частиц в среде?
4. Что называют классификацией?
5. Какие способы разделения частиц Вы знаете?
6. Какие аппараты применяются для разделения частиц на различные классы крупности?



### Для лекции №3

#### Метод «Анализ понятий»

Понятие	Смысл
выход концентрата $\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100$	
Извлечение металла в концентрат $\varepsilon = \frac{\gamma_k \beta}{\alpha} 100, \%$	
Степень сокращения $\gamma = (\alpha - \theta / \beta - \theta) 100, \%$	

### Для лекции №4

#### Метод «Анализ понятий»

Понятие	Смысл
Гравитационном методы обогащения	
Обогащение в тяжелых средах	
Вязкость	
Регенерация	
Утяжелители	
Всплывшие продукты	
Фракционный анализ	
Устойчивость	
Концентрат	

## Для лекции №5

### Метод «Блиц-опрос»

*Преподаватель* с целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:

1. - Что означает обогащение в тяжелых средах, приведите примеры?
2. Что такое устойчивость, вязкость системы?
3. Каковы преимущества процесса обогащения в тяжелых средах?
4. Назовите наиболее применяемые сепараторы?
5. Опишите работу и принцип действия конусных сепараторов

## Для лекции №6

### Метод «Блиц-опрос»

*Преподаватель* с целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:

1. Что называется процессом отсадки?
2. Что такое «постель», каковы ее свойства?
3. По каким признакам классифицируются отсадочные машины?
4. Какие типы отсадочных машин Вы знаете?
5. Охарактеризуйте работу отсадочной машины типа МОД.

## Для лекции №7

### Метод «Блиц-опрос»

Преподаватель с целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:

1. - Что называют отсадкой, принцип действия отсадки на полезные ископаемые?
2. Для чего применяют отсадку?
3. Какие машины применяют для процессов отсадки и для каких полезных ископаемых?
4. Какие модели распределения частиц, при отсадке, Вы знаете?

## Для лекции №8

### Метод «ИШПО»

Выразите своё мнение по данной теме: «Обогащение на концентрационных столах».

И – изложите вашу идею.

П- приведите какую-нибудь причину вашей идеи.

П- приведите объясняющий (доказующий) пример указанной причины.

О- обобщите вашу идею.

## Для лекции №9

### Метод «Блиц-опрос»

*Преподаватель с целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:*

Где и как осуществляется данный метод обогащения полезных ископаемых?

2. Какие силы действуют на процесс обогащения?

3. Как происходит обогащение на концентрационных столах, какие силы действуют на минералы, по какому принципу происходит обогащение?

## Для лекции №10

### Метод «Анализ понятий»

Понятие	Смысл
Винтовой сепаратор	
Скорость подачи воды	
Уголь наклона	
хвосты	
концентрат	
промпродукт	

## Для лекции №11

### Технология «ИППО»

Выразите своё мнение по данной теме: «Влияющие факторы, на эффективность работы концентраторов».

И – изложите вашу идею.

П- приведите какую-нибудь причину вашей идеи.

П- приведите объясняющий (доказующий) пример указанной причины.

О- обобщите вашу идею.

## Для лекции №12

### Метод «Блиц-опрос»

Преподаватель с целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:

1. Какие типы технологических схем Вы знаете?
2. Что такое схема цепи аппаратов.
3. Что означает качественная схема технологического процесса?
4. Как Вы можете охарактеризовать качественно-количественную схему обогащения?
5. Что означает водно-шламовая схема?
6. Какие характеристики можно получить, следуя технологическим схемам?

## Для лекции №13

### Метод «Блиц-опрос»

Преподаватель с целью актуализировать знания студентов задает фокусирующие вопросы:

1. Где и как осуществляется данный метод обогащения полезных ископаемых ?
2. Какие силы действуют на промывки руды ?
3. Как происходит обогащение на промывочных машинах, какие силы действуют на минералы, по какому принципу происходит обогащение ?

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

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



# **ТЕСТОВЫЕ ВОПРОСЫ**

ПО КУРСУ

**ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ  
ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**

**Навои – 2020 г.**

## Тестовые вопросы по предмету

### Вариант № 1

1. *Какое свойство минералов берётся за основу гравитационного метода обогащения?*
  - А) прочность;
  - В) твёрдость;
  - С) плотность;
  - Д) насыпная масса;
  - Е) теплоёмкость.
2. *Какой из ниже перечисленных методов относится к гравитационному методу обогащения?*
  - А) флотация;
  - В) обогащения в тяжёлых жидкостях;
  - С) магнитная сепарация;
  - Д) ручная рудоразборка;
  - Е) оптическая сортировка.
3. *Отсадкой называется процесс разделения минеральных частиц по плотности в ?*
  - А) тяжелых суспензиях;
  - В) пульсирующем потоке воды;
  - С) наклонной плоскости;
  - Д) винтовых сепараторах;
  - Е) струйных сепараторах.
4. *В гидравлических отсадочных машинах пульсирующий поток воды создаётся с помощью?*
  - А) специальных пульсаторов;
  - В) насоса;
  - С) поршня или диафрагмы;
  - Д) пружины;
  - Е) подвески.
5. *В пневматических отсадочных машинах пульсирующий поток создаётся с помощью?*
  - А) поршня;
  - В) диафрагмы;
  - С) сжатого воздуха;
  - Д) специальных пульсаторов;
  - Е) пружины.
6. *Какой материал используется в качестве искусственной постели?*
  - А) крупные куски обогащаемой руды;-



- В) какой - нибудь тяжёлый минерал;
  - С) металлические шарики;
  - Д) лёгкие минералы;
  - Е) синтетический материал.
7. *Какой материал используется в качестве естественной постели?*
- А) крупные куски обогащаемого материала;
  - В) тяжёлый минерал;
  - С) металлические шарики;
  - Д) лёгкие минералы;
  - Е) хлопчатобумажный материал.
8. *Как ведут себя лёгкие частицы при обогащении в тяжёлых жидкостях?*
- А) тонут;
  - В) находятся во взвешенном состоянии;
  - С) всплывают на поверхность;
  - Д) удаляются из среды.
  - Е) растворяется
9. *Как ведут себя тяжёлые частицы при обогащении в тяжёлых жидкостях ?*
- А) тонут;
  - В) находятся во взвешенном состоянии;
  - С) всплывают на поверхность
  - Д) тонут;
  - Е) находятся во взвешенном состоянии;
10. *Какие из ниже перечисленных неорганических веществ используются для приготовления тяжёлой жидкости ?*
- А) серная кислота;
  - В) хлористый натрий;
  - С) хлористый кальций;
  - Д) сернистый натрий;
  - Е) азотнокислый натрий.
11. *Какие из ниже перечисленных органических веществ используются для приготовления тяжёлой жидкости ?*
- А) пиридин;
  - В) уксусная кислота;
  - С) дибромэтан;
  - Д) четырёх хлористый углерод;
  - Е) этанол.
12. *Что называется водными суспензиями ?*

- А) механическая взвесь воды и тонкоизмельченного тяжёлого минерала;
- В) смесь воды и неорганической кислоты;
- С) смесь воды и неорганической соли
- Д) смесь воды и кислоты
- Е) смесь воды с пеной

13. *Какой из ниже перечисленных, минералов применяется в качестве, утяжелителя при приготовлении тяжёлой суспензии ?*

- А) галенит;
- В) сфалерит;
- С) прустит;
- Д) молибденит;
- Е) графит.

14. *Каким методом осуществляется регенерация галенита ?*

- А) магнитный;
- В) электрический;
- С) оптическая сепарация;
- Д) гравитация;
- Е) флотация.

15. *Каким методом осуществляется регенерация магнетита ?*

- А) магнитный;
- В) электрический;
- С) флотация;
- Д) отсадка;
- Е) специальный.

16. *С какой целью добавляются « защитные коллоиды » в тяжёлую суспензию ?*

- А) для увеличения вязкости суспензии;
- В) для увеличения плотности суспензии;
- С) для поддержания тяжёлых частиц во взвешанном состоянии.
- Д) для уменьшения вязкости суспензии;
- Е) для уменьшения плотности суспензии;

17. *Какова крупность утяжелителя в суспензии ?*

- А) 0,01-0,001 мм;
- В) 0,1-0,15 мм;
- С) 0,5-1,0 мм;
- Д) 1,0-5,0 мм;
- Е) 5,0-10,0мм.

18. Сколько ходов в минуту совершает поршень в поршневых отсадочных машинах ?
- А) 50-100;
  - В) 50-150;
  - С) 350-450;
  - Д) 100-300;
  - Е) 300-400.
19. Руду какой крупности можно обогащать в тяжёлых суспензиях ?
- А) 1,5-150 мм;
  - В) 3-300 мм;
  - С) 0,074-0,1 мм;
  - Д) 0,5-10 мм;
  - Е) 2-100 мм.
20. Чем характеризуется устойчивость суспензии ?
- А) плотностью суспензии;
  - В) химическим составом суспензии;
  - С) плотностью утяжелителя;
  - Д) степенью постоянства утяжелителя;
  - Е) параметрами сепаратора.
21. Какие аппараты применяются при обогащении в тяжёлых суспензиях ?
- А) струйные сепараторы;
  - В) винтовые сепараторы;
  - С) конусные сепараторы;
  - Д) корытные сепараторы;
  - Е) скрубберы.
22. Во избежание выпадания тяжёлых частиц на дно, при обогащении в тяжёлую жидкость добавляют ?
- А) бентонит;
  - В) флюорит;
  - С) хлористый кальций;
  - Д) дихлорэтан;
  - Е) аэрозоли.
23. Какие из ниже перечисленных руд обогащаются на концентрационном столе ?
- А) медные, никелевые;
  - В) свинцовые, цинковые;
  - С) оловянные, вольфрамовые;
  - Д) мышьяковистые, титановые;
  - Е) железные, марганцевые.

24. К какому из ниже перечисленных методов обогащения относится обогащение на концентрационном столе?
- А) обогащение в зависимости от плотности и крупности, в струе воды, текущей по наклонной плоскости;
  - В) обогащение в пульсирующем потоке воды;
  - С) магнитное обогащение;
  - Д) обогащение, основанное на различии в физико-химических свойствах минералов
  - Е) обогащения на центробежное поле.
25. Какова максимальная крупность частиц при обогащении на концентрационном столе?
- А) не более 4 мм;
  - В) 0,1-0,04 мм;
  - С) 0,1-0,074 мм
26. Столы промышленного размера имеют деку ?
- А) 6,0x4,5 м;
  - В) 4,5x1,8 м;
  - С) 9,0x3,2 м.
  - Д) 4,5x5
  - Е) 4,5x3,0
27. Под действием каких сил находятся частицы на концентрационном столе?
- А) сил тяжести и инерции;
  - В) межмолекулярных сил взаимного притяжения;
  - С) сил инерции и смывное действие воды;
  - Д) взаимодействие молекулы воды с твёрдыми частицами .
  - Е) электрической силы
28. Какова высота нарифлений на плоскости концентрационного стола ?
- А) 6-12 мм;
  - В) 2-6мм;
  - С) 12-15мм;
  - Д) 1-2мм;
  - Е) 8-10мм.
29. В каком виде подаётся исходная руда на концентрационный стол ?
- А) 50% пульпы;
  - В) 25% пульпы;
  - С) дроблённого продукта;
  - Д) песков.
30. Что называется флотацией?

- А) процесс обогащения, основанный на различиях в физико-химических свойствах поверхности минералов;
- В) процесс обогащения, основанный на различиях в плотностях минералов;
- С) процесс обогащения, основанный на различиях в цвете, форме, блеске минеральных частиц.
- Д) процесс обогащения, основанный на различиях в электрических свойствах минеральных частиц
- Е) процесс обогащения, основанный на различиях в магнитных свойствах минералов;
31. *Что называется смачиваемостью?*
- А) явление взаимодействия поверхности минеральных частиц между собой;
- В) явление взаимодействия поверхности твёрдых частиц с молекулами воды;
- С) хаотическое движение минеральных частиц в воде
- Д) явление взаимодействия с химическими реагентами минеральных частиц между собой;
- В) явление взаимодействия поверхности твёрдых частиц с ПАВ
32. *Для того чтобы поверхность твёрдых частиц смачивалась водой ?*
- А) силы притяжения между молекулами минерала и воды должны превышать силы притяжения между молекулами воды;
- В) силы притяжения между молекулами минерала и воды должны быть меньше чем силы притяжения между молекулами воды;
- С) силы притяжения между молекулами минерала и воды и силы притяжения между молекулами воды должны быть равны.
- Д) должна быть сплошная среда
- Е) создать нейтральную среду
33. *При какой величине краевого угла смачивания поверхность минерала полностью смачивается водой ?*
- А)  $90^\circ$ ;
- В)  $180^\circ$ ;
- С)  $0^\circ$ ;
- Д)  $45^\circ$ ;
- Е)  $135^\circ$ ;

34. При какой величине краевого угла смачивания поверхность минерала полностью не смачивается водой?
- А)  $90^\circ$ ;
  - В)  $180^\circ$ ;
  - С)  $0^\circ$ ;
  - Д)  $45^\circ$ ;
  - Е)  $135^\circ$ ;
35. Собиратели применяются для?
- А) повышения несмачиваемости поверхности минеральных частиц;
  - В) понижения флотированности минеральных частиц;
  - С) для создания устойчивой слой пены;
  - Д) для создания кислой среды;
  - Е) для создания щелочной среды.

## Вариант № 2

1. *Как разрабатывается реагентный режим при флотации?*
  - А) реагентный режим одинаков для всех руд;
  - В) индивидуально с учётом особенности обогащаемой руды;
  - С) в зависимости от производительности флотомашин.
  - Д) в зависимости от производительности фабрики.
  - Е) не имеют значения
2. *Как влияет температура на процесс флотации?*
  - А) скорость флотации уменьшается;
  - В) не влияет;
  - С) интенсифицируется процесс флотации.
  - Д) скорость растворимость флотореагентов не изменяется
  - Е) время флотации увеличиваются
1. *Минералы по своим магнитным свойствам делятся?*
  - А) сильномагнитные;
  - В) слабомагнитные;
  - С) ферромагнитные, парамагнитные, диамагнитные;
  - Д) сильномагнитные и слабомагнитные;
  - Е) немагнитные.
4. *На чём основано магнитное обогащение?*
  - А) на разнице электрической проводимости;
  - В) на разнице плотности минералов;
  - С) на разном поведении минеральных зёрен в магнитном поле;
  - Д) на свойстве ЭДС.
5. *Как ведут себя диамагнитные частицы под воздействием магнитного поля?*
  - А) втягиваются в участки с большей напряжённостью;
  - В) выталкиваются в участки с меньшей напряжённостью;
  - С) остаются без участными;
  - Д) изменяется магнитный момент;
  - Е) изменяется направления движения.
6. *Как ведут себя парамагнитные частицы под воздействием магнитного поля?*
  - А) втягиваются в участки с большей напряжённостью;
  - В) выталкиваются в участки с меньшей напряжённостью;
  - С) остаются без участными;
  - Д) изменяется магнитный момент;
  - Е) изменяется направления движения

7. По какой формуле определяется удельная магнитная восприимчивость?

A)  $H = \frac{F}{m}$

B)  $M = \frac{H}{J}$

C)  $Z = \frac{J}{H}$

Д)  $M = m \cdot s$

Е)  $H = \frac{Z}{m}$

8. Определить правильную формулу магнитного момента?

A)  $M = m \cdot s$

B)  $M = H/S;$

C)  $M = m - s;$

Д)  $M = H \cdot m;$

Е)  $M = J/H$

9. Что означает отношение  $J/H$  ?

A) интенсивность намагничивания;

B) объёмная магнитная восприимчивость;

C) удельная магнитная восприимчивость;

Д) напряжённость намагничивания;

Е) магнитный момент.

10. По своим магнитным свойствам к каким минералам относятся железо и никель ?

A) парамагнитным;

B) диамагнитным;

C) ферромагнитным;

Д) немагнитным;

Е) нет правильного ответа.

11. Какова удельная магнитная восприимчивость сильномагнитных минералов ?

A)  $3000 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{Г};$

B)  $0,06 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{Г};$



- С)  $4,5 \cdot 10^{-4} \text{ см}^3/\text{Г}$ ;
- Д)  $>3 \cdot 10^{-3} \text{ см}^3/\text{Г}$ ;
- Е)  $>15 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{Г}$ .

12. *Какие металлы относятся к диамагнитным?*

- А) Zn, Pb, Au;
- В) Al, Ag, Si;
- С) Fe, Ni, Co;
- Д) Ni, Cr, Mn;
- Е) Ca, V- Ti.

13. *В каких единицах измеряется напряженность магнитного поля?*

- А) вольт;
- В) ампер;
- С) ом;
- Д) эрстед;
- Е) н/м<sup>2</sup>.

14. *Магнитные поля называется однородным, если у них напряженность поля?*

- А) одинаково, но разнонаправлена;
- В) одинаково и равнонаправлена;
- С) различна;
- Д) одинакова и перпендикулярна;
- Е) различна и разнонаправлена.

15. *В чём заключается действие активаторов?*

- А) в удалении депрессора с поверхности минеральных частиц;
- В) адсорбции на поверхности минеральных частиц;
- С) в образовании труднорастворимых соединений на поверхности минерала;
- Д) в образовании легкорастворимых соединений на поверхности минерала;
- Е) правильного ответа нет.

16. *Какой реагент применяется для активации сфалерита?*

- А) серная кислота;
- В) кислород воздуха;
- С) сернистый натрий;
- Д) медный купорос;
- Е) хлористый натрий.

17. *Какой реагент применяется для активации окисленных минералов цветных металлов для сульфидизации?*

- А) серная кислота;
  - В) хлористое железо;
  - С) сернистый натрий;
  - Д) кислород воздуха;
  - Е) хлористый кальций.
18. Для активации каких минералов применяется серная кислота?
- А) галенита, сфалерита;
  - В) пирита и пирротина;
  - С) окисленных минералов;
  - Д) сульфидных минералов;
  - Е) силикатных минералов.
19. Для какой цели применяются регуляторы среды?
- А) для изменения щёлочности среды, в которой происходит флотация минералов;
  - В) для регулирования качества получаемых концентратов ;
  - С) для создания благоприятных условий при проведении флотации.
  - Д) для регулирования качества получаемых хвостов
  - Е) для увеличения эффективности флотации
20. Что называется водородным показателем?
- А) логарифм концентрации водородных ионов;
  - В) логарифм концентрации гидроксильных ионов;
  - С) отрицательный логарифм концентрации водородных ионов.
21. Чему равно значение рН в кислых средах?
- А) больше 7;
  - В) меньше 7;
  - С) равно 7;
  - Д) 0.
22. Чему равно значение рН в щелочных средах?
- А) больше 7;
  - В) меньше 7;
  - С) равно 7;
  - Д) 0.
23. Добавлением каких веществ создаётся кислая среда ?
- А) хлористый кальций;
  - В) известь;
  - С) сода;
  - Д) серная кислота;
  - Е) сернистый натрий.

24. *Добавлением каких веществ создаётся щелочная среда?*
- А) хлористый кальций;
  - В) известь;
  - С) серная кислота;
  - Д) сернистый натрий;
  - Е) уксусная кислота.
25. *Какой из ниже перечисленных способов флотации получил наибольшее применение?*
- А) масляная;
  - В) плёночная;
  - С) пенная;
  - Д) пенная сепарация;
  - Е) флотогравитация.
26. *В качестве активаторов применяется?*
- А) ксантогенаты, щелочи, дитиофосфаты;
  - В) меркаптобензтиазол, аполярные углеводные масла;
  - С) медный купорос, серная кислота, кислород воздуха;
  - Д) дитиофосфат, соляная кислота, известь;
  - Е) углеводородные масла, тяжёлый пиридин, щелочь.
27. *В качестве депрессоров применяется?*
- А) серная кислота, растворимые сульфиды, углеводородные масла;
  - В) медный купорос, олеиновая кислота, ксантогенаты;
  - С) щелочи, цинковый купорос, сернистый натрий;
  - Д) дитиофосфаты, крезоловый аэрофлот;
  - Е) сосновое масло, крезоловая кислота.
28. *Что называется основной флотацией ?*
- А) первая операция флотационного обогащения;
  - В) получение коллективного концентрата;
  - С) выделение ценных компонентов в пенный продукт;
  - Д) флотация пустой породы;
  - Е) повторная флотация хвостов.
29. *Что называется контрольной флотацией?*
- А) получение концентрата и хвостов;
  - В) флотация хвостов;
  - С) флотация концентрата;
  - Д) выделение ценных компонентов из руды;
  - Е) очистка полученных продуктов.
30. *Что называется перечистной флотацией?*
- А) получение отвальных хвостов;

- В) флотация хвостов;  
С) флотация концентрата;  
Д) выделение ценных компонентов;  
Е) повышение содержания ценных компонентов.
31. *Цель проведения контрольной флотации?*  
А) выделение конечных продуктов;  
В) увеличение содержания ценных компонентов;  
С) получение кондиционного продукта;  
Д) получение отвальных хвостов;  
Е) доизвлечение ценных компонентов.
32. *Цель проведения перечистой флотации?*  
А) получение отвальных хвостов;  
В) повышение качества концентрата;  
С) выделение конечных продуктов;  
Д) доизвлечение ценных компонентов;  
Е) повышение содержания ценных компонентов.
33. *В какой последовательности добавляются флотационные реагенты?*  
А) а) собиратели, в) депрессоры, с) активаторы, д) пенообразователи, е) регуляторы среды;  
В) а) регуляторы среды, в) пенообразователи, с) собиратели, д) активаторы, е) депрессоры;  
С) а) регуляторы среды, в) депрессоры, с) активаторы, д) собиратели, е) пенообразователи;  
Д) а) депрессоры, в) собиратели, с) пенообразователи, д) регуляторы среды, е) активаторы;  
Е) а) активаторы, в) регуляторы среды, с) собиратели, д) пенообразователи, е) депрессоры.
34. *До какой крупности измельчается руда для флотационного обогащения?*  
А)  $< 0,01$  мм;  
В)  $0,1-0,01$  мм;  
С)  $-0,074$  мм;  
Д)  $0,1-0,5$  мм;  
Е)  $0,5-1,0$  мм.
35. *В каких случаях применяется дробная загрузка реагентов?*  
А) когда реагент быстро исчезает из пульпы в результате химических взаимодействий;  
В) когда природная гидрофобность минералов недостаточна;  
С) повышение извлечения ценных компонентов  
Д) для увеличения выхода продуктов

Е) когда флотационная способность минералов низкая

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Шохин В. Н., Лопатин А. Г.* Гравитационные методы обогащения. М.: Недра, 1993 (1980). 350 с.
2. *Справочник по обогащению руд: Подготовительные процессы.* М.: Недра, 1982. 366 с.
3. *Справочник по обогащению руд: Основные процессы.* М.: Недра, 1983. 362 с.
4. *Фоменко Т. Г.* Гравитационные процессы обогащения полезных ископаемых. М.: Недра, 1966. с.
5. *Казевальтер Б. В.* Теоретические основы гравитационных процессов обогащения полезных ископаемых. М.: Недра, 1979. 295 с.
6. *Лященко П. В.* Гравитационные методы обогащения. М.: Государственное научно-техническое издательство нефтяной и горно-топливной литературы, 1940. 359 с.
7. *Барский М. Д.* Фракционирование порошков. М.: Недра, 1980. 328 с.
8. *Меринов Н. Ф.* Расчет конечных скоростей свободного падения твердых частиц // Известия вузов. Горный журнал. 1993. № 8. С. 130-135.
9. *Меринов Н. Ф.* Закономерности падения минеральных частиц в среде разделения и методика расчета шкалы гидравлической классификации // Известия вузов. Горный журнал. 1994. № 4. С. 121-124.
10. *Меринов Н. Ф.* Теория падения минеральных частиц в средах разделения и методы расчета: Учеб. пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1994. 37 с.
11. *Меринов Н. Ф.* Методика расчета шкалы гидравлической классификации минеральных частиц неправильной формы // Известия вузов. Горный журнал. 1996. № 12. С. 149-152.
12. *Меринов Н. Ф.* Теоретические основы гравитационных методов обогащения // Известия вузов. Горный журнал. 2001. № 4-5. С. 33-46.
13. *Козин В. З., Цыпин Е. Ф., Меринов Н. Ф.* Новые теоретические решения и развитие технологии и техники обогащения полезных ископаемых // Известия вузов. Горный журнал. 2002. № 3. С. 116-130.
14. *Меринов Н. Ф.* Теоретические основы гравитационных методов обогащения полезных ископаемых // Материалы международной научно-технической конференции «Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург: Издательство АМБ, 2003. С. 27-30.
15. *Берлинский А. И.* Разделение минералов. М.: Недра, 1988. 228 с.