

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева»

Кафедра обогащения полезных ископаемых

Составитель
Л. А. Суслина

ФЛОТАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Методические указания к курсовому проекту

Рекомендовано учебно-методической комиссией
специальности 21.05.04 Горное дело
в качестве электронного издания
для использования в образовательном процессе

Кемерово 2020

Рецензент

Удовицкий В. И. – доктор технических наук, председатель учебно-методической комиссии специальности 21.05.04 Горное дело

Суслина Людмила Алексеевна

Флотационные процессы обогащения полезных ископаемых : методические указания к курсовому проекту для обучающихся специальности 21.05.04, специализации Обогащение полезных ископаемых, всех форм обучения / сост. Л. А. Суслина ; Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева. – Кемерово, 2020. – Текст : электронный.

© Кузбасский государственный
технический университет
имени Т. Ф. Горбачева, 2020

© Суслина Л. А., составление, 2020

Введение

Курсовой проект выполняется в 8 семестре параллельно с изучением курса «Флотационные процессы обогащения полезных ископаемых».

Цель курсового проекта заключается в приобретении студентами навыков проектирования флотационного цеха рудной обогатительной фабрики.

Задачами курсового проекта являются:

- построение технологических схем флотационного процесса рудной обогатительной фабрики;
- расчет качественно-количественных и водно-шламовых технологических показателей;
- расчет оборудования в отделении флотации;
- подбор типов и расходов реагентов для каждой операции флотации;
- составление технологического баланса по схеме флотации руд.

Пояснительная записка к проекту должна содержать не менее 20–25 страниц. При наборе страниц основного текста необходимо применять шрифт Times New Roman с размером в 14 пунктов с полуторным межстрочным интервалом. Страницы текста должны иметь поля: верхнее – 20 мм, правое – 15 мм, нижнее – 20 мм, левое – 30 мм. Оформление графической части: листы формата А4: один лист – качественно-количественная, один лист – водно-шламовая схемы и один, два или три листа – аппаратурное оформление технологической схемы флотации с указанием направленности потоков продуктов обогащения и точек подачи реагентов.

Пояснительная записка состоит из разделов:

1. Выбор и обоснование технологической схемы флотации руды.
2. Расчет качественно-количественной и водно-шламовой схем.
3. Выбор и расчет оборудования для флотационного цеха.
4. Описание конструкции, принципа действия флотационных машин и технических характеристик.
5. Выбор реагентного режима.
6. Список литературы.
7. Приложение: графическая часть.

1. Выбор и обоснование технологической схемы флотации руды

В первом разделе необходимо изложить обоснование выбора схемы флотации руды с учетом опыта флотации аналогичных руд на обогатительных фабриках.

При разработке и выборе схемы флотации необходимо принять во внимание технологию обогащения изучаемых руд и требования к качеству концентратов. Исходными показателями для расчета схем флотации являются содержания полезных компонентов в продуктах обогащения и извлечения полезных компонентов в продукт обогащения.

Показатели содержания компонентов в руде или в продуктах обогащения характеризуют качество продуктов. Качество продуктов окончательных концентратов регламентируется стандартами или техническими условиями. По этим причинам следует пользоваться извлечениями и содержаниями компонентов в окончательных (кондиционных) концентратах. Показатели, характеризующие выходы продуктов в число исходных показателей включать не стоит.

В зависимости от принятой технологии флотации руды схемы могут быть простыми и сложными с различным количеством операций перемешивания концентратов и очистки отходов (контрольные). Количество флотационных циклов должно быть равно количеству ценных компонентов, предлагаемых по варианту. Задания даны с расчетом составления схем на 2 или 3 цикла селективной флотации руд, в зависимости от варианта.

Пример: Запроектировать отделение флотации медно-цинковой руды производительностью 2300 т/сут.

Основные исходные данные:

1. Ценные минералы: халькопирит, сфалерит.
2. Породные минералы представлены кварцем.
3. Содержание полезных компонентов в руде:
меди – 2,50 %, цинка – 1,70 %.

Качественно-количественные показатели концентратов флотации принимаются на основании требований к качеству. Эти показатели можно выбрать в литературных источниках [2, с. 34–37; 3, с. 20–21], а также руководствоваться технологическими показателями обогащения руд на ряде фабрик цветной металлургии [4, с. 143–149]: в медном содержании Cu – 31,0 %, Zn – 2,0 %, извлече-

ние Cu – 79,0 %; в цинковом содержание Cu – 0,25 %, Zn – 50,0 %, извлечение Zn – 80,0 %.

Принимаем число операций в медном цикле – 1 основная, 2 перечистки, 1 контрольная; в цинковом цикле – 1 основная, 2 перечистки, 2 контрольные.

2. Расчет качественно-количественной и водно-шламовой схем

Порядок расчета

1. Необходимо выбрать схему флотации, образец которой представлен на рис. 1.

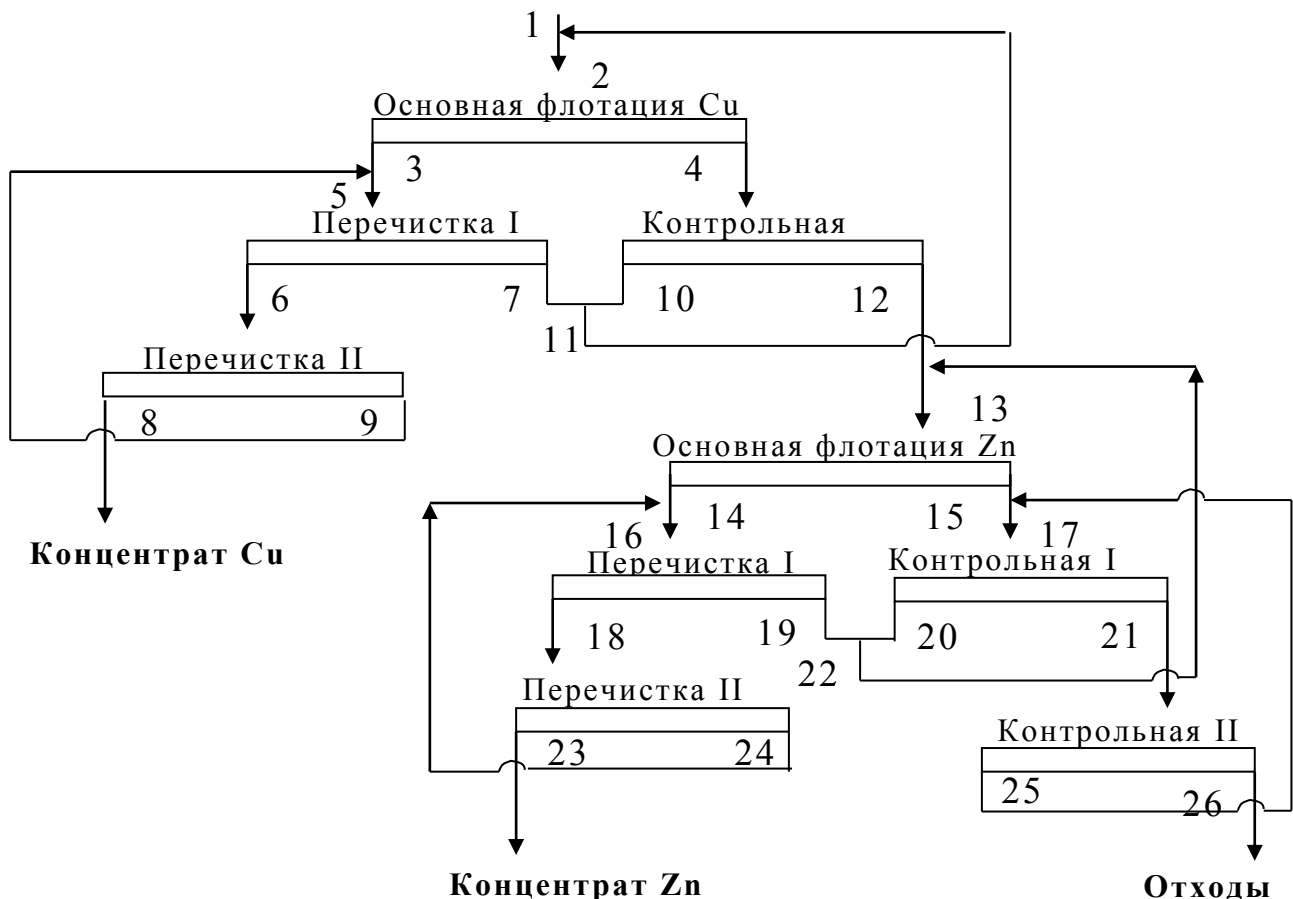


Рис. 1. Технологическая схема флотации

Выбираем упрощенную схему – селективную. На рудных обогатительных фабриках обычно схемы более сложные. Зачастую полиметаллические сульфидные руды флотируют, начиная с коллек-

тивной флотации, затем разделяя металлы селективной флотацией. К тому же часто есть необходимость изначально получить черновые концентраты, особенно, если вкрапленность ценного компонента агрегатная, при этом зачастую преследуется цель избавиться от основной части породы. Для этого используются стадийные схемы, т. е. устанавливаются мельницы для измельчения промпродукта.

Порядок размещения циклов выбирается с учетом используемого для разделения металлов депрессора. Например, при использовании в качестве депрессора цианидов, необходимо руководствоваться рядом Каковского:

1. Свинец, висмут, олово, сурьма, мышьяк, рубидий не образуют комплексных ионов с цианидами (не депрессируются цианидами);
2. Ртуть, кадмий, медь образуют комплексные ионы средней прочности с цианидами (депрессируются цианидами при больших загрузках);
3. Цинк, палладий, никель, золото, железо образуют растворимые комплексные ионы с цианидами (депрессируются цианидами).

В нашем примере, при условии использования цианидов в качестве депрессора, первый цикл должен быть медным.

Обратите внимание на число перечисток, которое при обогащении некоторых руд, например, молибденовых может достигать восьми и даже одиннадцати.

Внимание!

Таким образом, прежде чем проводить расчеты необходимо изучить обогащение соответствующих руд, согласно варианту и произвести выбор схемы. Определиться с особенностями обогащения руд, числом перечисток и контрольных операций и, обязательно, изучить реагентный режим.

Выбранная схема должна отличаться от приведенной в качестве образца!

2. Далее необходимо пронумеровать все продукты флотационных процессов и все продукты, получаемые в результате объединения с возвращенными в операции перечистки или контрольной флотации.

Расчет количественной схемы обогащения предполагает определение для всех продуктов схемы численных значений основных технологических показателей: Q , γ , β , ε не только в окончательных продуктах, но также в пенных и камерных продуктах флотационных машин для всех операций с последующим занесением их в качественно-количественную технологическую схему и составлением технологического баланса. Надо учесть, что чем выше технологические показатели концентратов, тем меньше будут циркулировать обратные продукты в технологическом процессе, что стабилизирует качество продуктов обогащения и повышает экономические показатели процесса флотации. При расчете необходимо задать частные извлечения (извлечение от операции). Необходимо учесть, что они определяют эффективность операции, следовательно, не должны быть малыми. Численные значения остальных показателей определяются расчетом схемы.

3. Необходимо произвести расчет принципиальной схемы.
В приведенном примере:

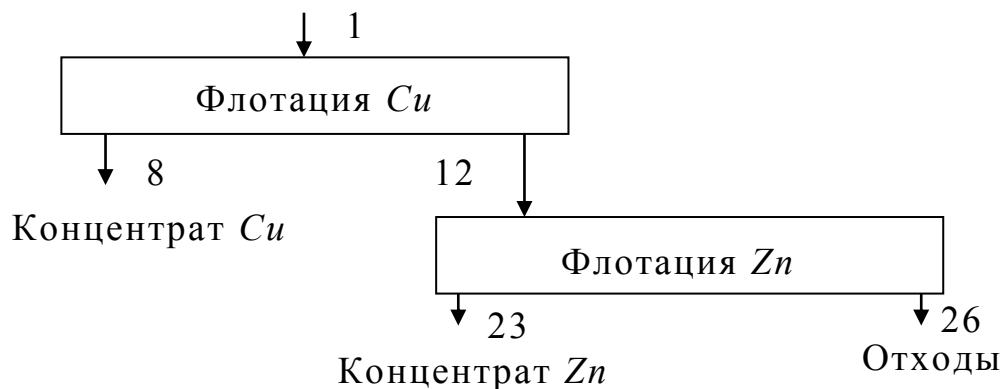


Рис. 2. Компоненты принципиальной схемы

Для этого необходимо

- 1) определить общее число исходных показателей принципиальной схемы флотации по формуле

$$N = C(1 + n_p - a_p)$$

где C – число расчетных компонентов; n_p – число продуктов разделения; a_p – число операций разделения;

- 2) рассчитать общее число показателей, которые необходимо иметь заданными для расчета схемы по трем компонентам:

твердому, меди и цинку (для трехциклового флотации – по четырем):

$$C = 3; n_p = 4; a_p = 2.$$

$$N = C(1 + n_p - a_p) = 3(1 + 4 - 2) = 9;$$

3) определить общее число исходных показателей, относящихся к концентратам, по формуле

$$N_k = C(n_p - a_p),$$

$$N_k = 3(4 - 2) = 6;$$

в качестве этих показателей выбираем следующие:

$$\varepsilon_8^{Cu} = 79,0 \%; \quad \beta_8^{Cu} = 31,0 \%; \quad \beta_8^{Zn} = 2,0 \%;$$

$$\varepsilon_{23}^{Zn} = 80,0 \%; \quad \beta_{23}^{Zn} = 50,0 \%; \quad \beta_{23}^{Cu} = 0,25 \%;$$

4) определить число показателей, относящихся к исходному продукту:

$$N_{и} = N - N_{п};$$

$$N_{и} = 9 - 6 = 3;$$

данные показатели взять из задания на курсовой проект:

$$a^{Cu} = 2,50 \%; \quad a^{Zn} = 1,70 \%; \quad Q_1 = 2300 \text{ т/сут.}$$

Результатом расчета принципиальной схемы флотации будет составление технологического баланса. Заносим в таблицу известные показатели.

Таблица 1

Баланс по конечным продуктам флотации

Номер продукта	Наименование продуктов	Выход, γ , %	Содержание, β , %		Извлечение, ε , %	
			<i>Cu</i>	<i>Zn</i>	<i>Cu</i>	<i>Zn</i>
8	Концентрат <i>Cu</i>		31,0	2,00	79,0	
23	Концентрат <i>Zn</i>		0,25	50,0		80,0
26	Отходы					
1	Исходная руда	100,0	2,50	1,70	100,0	100,0

Рассчитываем остальные показатели согласно принципиальной схеме.

5) необходимо определить выходы продуктов принципиальной схемы обогащения по формуле

$$\gamma_n = \frac{\varepsilon_n \cdot \alpha}{\beta_n}$$

$$\gamma_8 = \frac{\varepsilon_8^{Cu} \cdot \alpha^{Cu}}{\beta_8^{Cu}} = \frac{79,0 \cdot 2,50}{31,0} = 6,37 \ %;$$

$$\gamma_{23} = \frac{\varepsilon_{23}^{Zn} \cdot \alpha^{Zn}}{\beta_{23}^{Zn}} = \frac{80,0 \cdot 1,70}{50,0} = 2,72 \ %;$$

$$\gamma_{12} = 100,0 - \gamma_8 = 100,0 - 6,37 = 93,63 \ %;$$

$$\gamma_{26} = \gamma_{12} - \gamma_{23} = 93,63 - 2,72 = 90,91 \ %;$$

6) произвести проверку:

$$\gamma_1 = \gamma_8 + \gamma_{23} + \gamma_{26} = 6,37 + 2,72 + 90,91 = 100,0 \ %.$$

7) определить неизвестные извлечения полезных компонентов в продукты обогащения по формуле

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \cdot \beta_n}{\alpha}$$

$$\varepsilon_8^{Zn} = \frac{\gamma_8 \cdot \beta_8^{Zn}}{\alpha^{Zn}} = \frac{6,37 \cdot 2,0}{1,70} = 7,494 \ %;$$

$$\varepsilon_{23}^{Cu} = \frac{\gamma_{23} \cdot \beta_{23}^{Cu}}{\alpha^{Cu}} = \frac{2,72 \cdot 0,25}{2,50} = 0,272 \ %;$$

8) рассчитать ε_{12}^{Cu} , ε_{12}^{Zn} , ε_{26}^{Cu} , ε_{26}^{Zn} по разности:

$$\varepsilon_{12}^{Cu} = 100,0 - \varepsilon_8^{Cu} = 100,0 - 79,0 = 21,0 \ %;$$

$$\varepsilon_{12}^{Zn} = 100,0 - \varepsilon_8^{Zn} = 100,0 - 7,494 = 92,51 \ %;$$

$$\varepsilon_{26}^{Cu} = \varepsilon_{12}^{Cu} - \varepsilon_{23}^{Cu} = 21,0 - 0,272 = 20,73 \ %;$$

$$\varepsilon_{26}^{Zn} = \varepsilon_{12}^{Zn} - \varepsilon_{23}^{Zn} = 92,51 - 80,0 = 12,51 \ %;$$

9) произвести проверку:

по меди:

$$\varepsilon_1 = \varepsilon_8^{Cu} + \varepsilon_{23}^{Cu} + \varepsilon_{26}^{Cu} = 79,0 + 0,272 + 20,73 = 100,0 \ %;$$

по цинку

$$\varepsilon_1 = \varepsilon_8^{Zn} + \varepsilon_{23}^{Zn} + \varepsilon_{26}^{Zn} = 7,494 + 80,0 + 12,51 = 100,0 \ %.$$

10) определить содержание полезных компонентов во всех продуктах принципиальной схемы по формуле

$$\beta_n = \frac{\varepsilon_n \cdot \alpha}{\gamma_n}$$

т. е. определить β_{12}^{Cu} , β_{12}^{Zn} , β_{26}^{Cu} , β_{26}^{Zn} .

$$\beta_{12}^{Cu} = \frac{\varepsilon_{12}^{Cu} \cdot \alpha^{Cu}}{\gamma_{12}} = \frac{21,0 \cdot 2,5}{93,63} = 0,561 \text{ \%};$$

$$\beta_{12}^{Zn} = \frac{\varepsilon_{12}^{Zn} \cdot \alpha^{Zn}}{\gamma_{12}} = \frac{92,1 \cdot 1,7}{93,63} = 1,68 \text{ \%};$$

$$\beta_{26}^{Cu} = \frac{\varepsilon_{26}^{Cu} \cdot \alpha^{Cu}}{\gamma_{26}} = \frac{20,73 \cdot 2,5}{90,91} = 0,570 \text{ \%};$$

$$\beta_{26}^{Zn} = \frac{\varepsilon_{26}^{Zn} \cdot \alpha^{Zn}}{\gamma_{26}} = \frac{12,51 \cdot 1,7}{90,91} = 0,234 \text{ \%}.$$

Согласно расчету принципиальной схемы флотации составляем технологический баланс.

Таблица 2

Баланс по конечным продуктам флотации

Номер продукта	Наименование продуктов	Выход γ , %	Содержание β , %		Извлечение ε , %	
			<i>Cu</i>	<i>Zn</i>	<i>Cu</i>	<i>Zn</i>
8	Концентрат <i>Cu</i>	6,37	31,0	2,00	79,0	7,49
23	Концентрат <i>Zn</i>	2,72	0,25	50,0	0,272	80,0
26	Отходы	90,91	0,57	0,234	20,73	12,51
1	Исходная руда	100,0	2,50	1,70	100,0	100,0

11) произвести проверку:

по меди:

$$\beta_1^{Cu} = \frac{\beta_8^{Cu} \cdot \gamma_8 + \beta_{23}^{Cu} \cdot \gamma_{23} + \beta_{26}^{Cu} \cdot \gamma_{26}}{100} = \frac{31 \cdot 6,37 + 0,25 \cdot 2,72 + 0,57 \cdot 90,91}{100} = 2,50 \text{ \%};$$

по цинку:

$$\beta_1^{Zn} = \frac{\beta_8^{Zn} \cdot \gamma_8 + \beta_{23}^{Zn} \cdot \gamma_{23} + \beta_{26}^{Zn} \cdot \gamma_{26}}{100} = \frac{2,0 \cdot 6,37 + 50,0 \cdot 2,72 + 0,234 \cdot 90,91}{100} = 1,70 \text{ \%}.$$

4. Далее производится **расчет первого цикла** (в данном случае цикла медной флотации).

Расчет каждого цикла необходимо проводить по главному для этого цикла компоненту, т. е. в нашем случае цикл медной флотации рассчитывается по меди, цикл цинковой флотации – по цинку.

При выборе исходных показателей для данного цикла следует учесть, что показатели по содержанию, в нашем случае, меди в концентрате и исходном продукте, а также извлечению меди в концентрат нам уже известны по условию и при расчете принципиальной схемы.

Расчет первого цикла необходимо приводить согласно распределению продуктов по схеме (рис. 3).

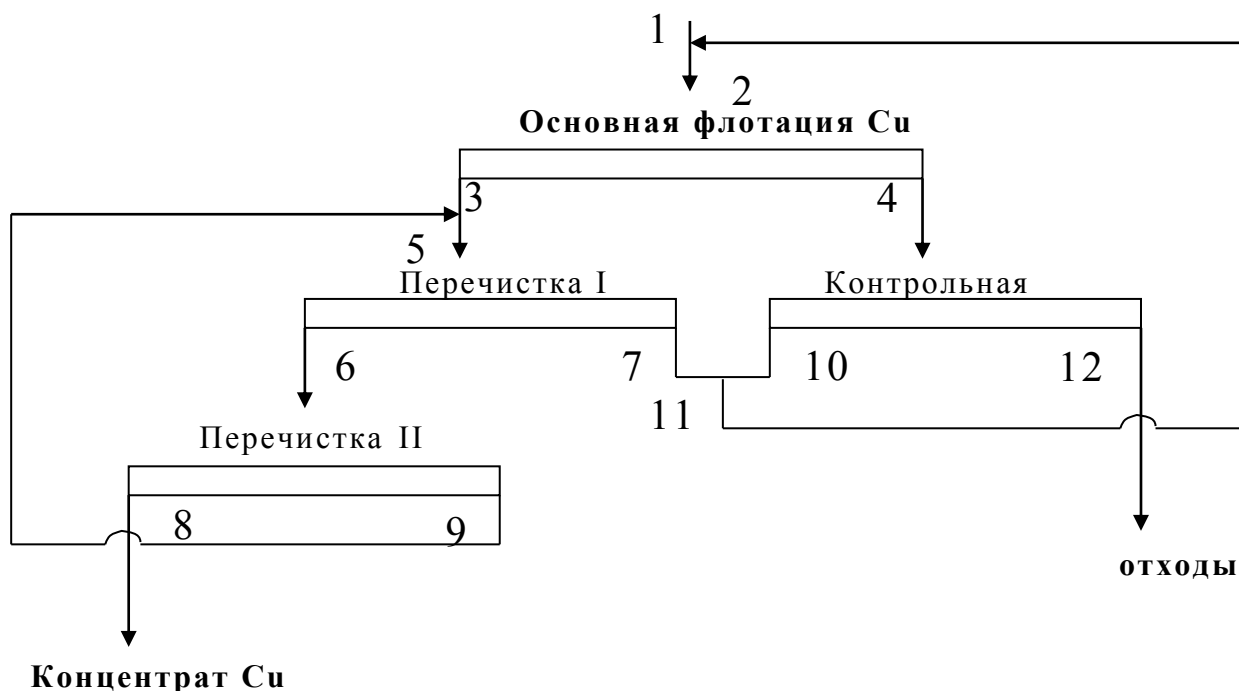


Рис. 3. Цикл медной флотации

Расчет схемы ведем по двум компонентам: твердому и полезному компоненту – меди, т. е. $C = 2$ [3, с. 146].

Определяем необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки

$$N_{\Pi} = C \cdot (n_p - a_p) = 2(8 - 4) = 8.$$

Определяем отдельные составляющие числа N_n . Для материала с одним полезным компонентом

$$N_{\Pi} = N_{\varepsilon} + N_{\beta} + N_{\gamma}.$$

Определяем максимальное число показателей извлечения

$$N_{\varepsilon} = n_p - a_p = 8 - 4 = 4.$$

Определяем число показателей содержания при условии, что $N_\gamma = 0$, $N_\varepsilon = 4$.

$$N_\beta = N_\Pi - N_\varepsilon - N_\gamma.$$
$$N_\beta = N_\Pi - N_\varepsilon - N_\gamma = 8 - 4 = 4.$$

Следовательно, исходными показателями для расчета цикла медной флотации являются:

- а) один показатель, относящиеся к исходной руде – α^{Cu} ;
- б) четыре показателя извлечения полезного компонента в концентраты;
- в) четыре показателя содержания полезного компонента в концентратах отдельных операций.

Таким образом, в качестве исходных показателей выбираем: извлечение от руды в окончательный концентрат, частные извлечения в концентрат основной флотации и перечисток, содержание меди в концентратах всех операций цикла.

Принимаем на основании анализа результатов испытаний обогащения аналогичных руд (в нашем случае, медных), численные значения исходных показателей принимаем равными [3, с. 146]:

- 1) извлечение в окончательный концентрат от руды $\varepsilon_8 = 79,0 \%$;
- 2) частное извлечение в этот же продукт $E_8 = 85,0 \%$;
- 3) частное извлечение в концентрат 1-й перечистки $E_6 = 85,0 \%$;
- 4) частное извлечение в концентрат основной флотации $E_3 = 78,0 \%$;
- 5) содержание полезного компонента в кондиционном концентрате $\beta_8^{Cu} = 31,0 \%$;
- 6) то же, в концентрате первой перечистки $\beta_6^{Cu} = 20,0 \%$;
- 7) то же, в концентрате основной флотации $\beta_3^{Cu} = 15,0 \%$;
- 8) то же, в пенном продукте контрольной флотации $\beta_{10}^{Cu} = 5,0 \%$.

При подборе технологических характеристик необходимо учесть, что частное извлечение в концентрат основной флотации E_3 не может быть много меньше извлечения в окончательный концентрат от руды ε_8 , так как количество полезного компонента в про-

дукте втором не на много больше количества полезного компонента в исходной руде. Еще необходимо учесть, что ценный компонент теряется в процессах перерешеток. Важно помнить, что перерешетки концентрата осуществляются с целью повышения их качества, следовательно, содержание полезного компонента в кондиционном концентрате β_8^{Cu} не может быть меньше содержания полезного компонента в концентрат первой перерешетки β_6^{Cu} , а содержание полезного компонента в концентрат первой перерешетки β_6^{Cu} не может быть меньше содержания полезного компонента в концентрате основной флотации β_3^{Cu} .

Для каждого продукта схемы определяются показатели, необходимые для их полной характеристики, т. е. ϵ , γ , β , Q . Все показатели записываются в таблицу для подведения баланса.

Таблица 3

Баланс продуктов обогащения по медному циклу флотации

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	Q , т/сут	γ , %	β , %	ϵ , %
I	Основная флотация				
	П о с т у п а ю т:				
1	Слив классификатора	Q_1	γ_1	α_1	ϵ_1
11	Объединенный промпродукт	Q_{11}	γ_{11}	β_{11}	ϵ_{11}
2	Итого:	Q_2	γ_2	β_2	ϵ_2
	В ы х о д я т:				
3	Концентрат основной флотации	Q_3	γ_3	β_3	ϵ_3
4	Отходы основной флотации	Q_4	γ_4	β_4	ϵ_4
	Итого:	Q_2	γ_2	β_2	ϵ_2

Данные по балансу продуктов заносим в таблицу для всех операций цикла.

Расчеты производим от концентратов, ориентируясь на выбранную схему. В приведенном примере сначала определяем значения извлечения полезного компонента из исходной руды, например,

$$\varepsilon_6 = \frac{\varepsilon_8}{E_8} = \frac{79,0}{85,0} = 0,9294; \quad \varepsilon_6 = 92,94 \%;$$

$$\varepsilon_9 = \varepsilon_6 - \varepsilon_8 = 92,94 - 79,0 = 13,94 \%;$$

$$\varepsilon_5 = \frac{\varepsilon_6}{E_6} = \frac{92,94}{85,0} = 1,0934; \quad \varepsilon_5 = 109,34 \%;$$

$$\varepsilon_7 = \varepsilon_5 - \varepsilon_6 = 109,34 - 92,94 = 16,4 \%;$$

$$\varepsilon_3 = \varepsilon_5 - \varepsilon_9 = 109,34 - 13,94 = 95,4 \%;$$

$$\varepsilon_2 = \frac{\varepsilon_3}{E_3} = \frac{95,4}{78,0} = 1,2231; \quad \varepsilon_2 = 122,31 \%;$$

$$\varepsilon_{11} = \varepsilon_2 - \varepsilon_1 = 122,31 - 100 = 22,31 \%;$$

$$\varepsilon_4 = \varepsilon_2 - \varepsilon_3 = 122,31 - 95,4 = 26,91 \%;$$

$$\varepsilon_{12} = \varepsilon_4 - \varepsilon_{10} = 26,91 - 5,91 = 21,0 \%.$$

Затем необходимо провести проверку правильности расчетов, например,

$$\varepsilon_{12} = \varepsilon_1 - \varepsilon_8.$$

$$\varepsilon_{12}^{Cu} = 100,0 - \varepsilon_8^{Cu} = 100,0 - 79,0 = 21,0 \%.$$

Определяем выходы продуктов 3, 6, 8 и 10 с известными значениями β_n по формуле

$$\gamma_n = \frac{\varepsilon_n \cdot \alpha}{\beta_n}.$$

$$\gamma_3 = \frac{\varepsilon_3 \cdot \alpha}{\beta_3} = \frac{95,4 \cdot 2,50}{15,0} = 15,90 \%;$$

$$\gamma_6 = \frac{\varepsilon_6 \cdot \alpha}{\beta_6} = \frac{92,94 \cdot 2,50}{20,0} = 11,62 \%;$$

$$\gamma_8 = \frac{\varepsilon_8 \cdot \alpha}{\beta_8} = \frac{79,0 \cdot 2,50}{31,0} = 6,37 \%;$$

$$\gamma_{10} = \frac{\varepsilon_{10} \cdot \alpha}{\beta_{10}} = \frac{5,91 \cdot 2,50}{5,0} = 2,96 \%.$$

Определяем выходы всех остальных продуктов схемы по уравнениям баланса, например,

$$\gamma_9 = \gamma_6 - \gamma_8 = 11,62 - 6,37 = 5,25;$$

$$\begin{aligned}\gamma_5 &= \gamma_3 + \gamma_9 = 15,90 + 5,25 = 21,15; \\ \gamma_7 &= \gamma_5 - \gamma_6 = 21,15 - 11,62 = 9,53 \text{ \%}; \\ \gamma_{11} &= \gamma_7 + \gamma_{10} = 9,53 + 2,96 = 12,49; \\ \gamma_2 &= \gamma_1 + \gamma_{11} = 100 + 12,49 = 112,49 \text{ \%}; \\ \gamma_4 &= \gamma_2 - \gamma_3 = 112,49 - 15,90 = 96,59 \text{ \%}; \\ \gamma_{12} &= \gamma_4 - \gamma_{10} = 96,59 - 2,96 = 93,63 \text{ \%}\end{aligned}$$

и т. д. по всей схеме.

Проверку правильности расчетов производим по формуле

$$\begin{aligned}\gamma_{12} &= \gamma_1 - \gamma_8; \\ \gamma_{12} &= 100,0 - 6,37 = 93,63 \text{ \%}.\end{aligned}$$

Определяем содержание металла (в нашем случае – меди) в продуктах 2, 4, 5, 7, 9, 11, 12 по формуле

$$\beta_n = \frac{\varepsilon_n \cdot \alpha}{\gamma_n}.$$

$$\begin{aligned}\beta_2 &= \frac{\varepsilon_2 \cdot \alpha}{\gamma_2} = \frac{122,31 \cdot 2,5}{112,49} = 2,72 \text{ \%}; \\ \beta_4 &= \frac{\varepsilon_4 \cdot \alpha}{\gamma_4} = \frac{26,91 \cdot 2,5}{96,59} = 0,697 \text{ \%}; \\ \beta_5 &= \frac{\varepsilon_5 \cdot \alpha}{\gamma_5} = \frac{109,34 \cdot 2,5}{21,15} = 12,92 \text{ \%}; \\ \beta_7 &= \frac{\varepsilon_7 \cdot \alpha}{\gamma_7} = \frac{16,4 \cdot 2,5}{9,53} = 4,30 \text{ \%}; \\ \beta_9 &= \frac{\varepsilon_9 \cdot \alpha}{\gamma_9} = \frac{13,94 \cdot 2,5}{5,25} = 6,64 \text{ \%}; \\ \beta_{11} &= \frac{\varepsilon_{11} \cdot \alpha}{\gamma_{11}} = \frac{22,31 \cdot 2,5}{12,49} = 4,47 \text{ \%}; \\ \beta_{12} &= \frac{\varepsilon_{12} \cdot \alpha}{\gamma_{12}} = \frac{21,0 \cdot 2,5}{93,63} = 0,561 \text{ \%}.\end{aligned}$$

Произвести проверку по каждой операции флотации, например

$$\beta_2 = \frac{\gamma_1 \cdot \beta_1 + \gamma_{11} \beta_{11}}{\gamma_2} = \frac{100 \cdot 2,5 + 12,49 \cdot 4,47}{112,49} = 2,72 \text{ \%} \text{ и т. д. по всей}$$

схеме.

Определяем массу продуктов флотации (т/сут) по формуле

$$Q_n = Q_1 \cdot \gamma_n.$$

Значения выходов продуктов γ_n необходимо принимать в долях единиц.

$$Q_2 = Q_1 \cdot \gamma_2 = 2300 \cdot 1,1249 = 2587,27 \text{ т/сут};$$

$$Q_3 = Q_1 \cdot \gamma_3 = 2300 \cdot 0,159 = 365,70 \text{ т/сут};$$

$$Q_4 = Q_1 \cdot \gamma_4 = 2300 \cdot 0,9659 = 2221,57 \text{ т/сут};$$

$$Q_5 = Q_1 \cdot \gamma_5 = 2300 \cdot 0,2115 = 486,45 \text{ т/сут};$$

$$Q_6 = Q_1 \cdot \gamma_6 = 2300 \cdot 0,1162 = 267,26 \text{ т/сут};$$

$$Q_7 = Q_1 \cdot \gamma_7 = 2300 \cdot 0,0953 = 219,19 \text{ т/сут};$$

$$Q_8 = Q_1 \cdot \gamma_8 = 2300 \cdot 0,0637 = 146,51 \text{ т/сут};$$

$$Q_9 = Q_1 \cdot \gamma_9 = 2300 \cdot 0,0525 = 120,75 \text{ т/сут};$$

$$Q_{10} = Q_1 \cdot \gamma_{10} = 2300 \cdot 0,0296 = 68,08 \text{ т/сут};$$

$$Q_{11} = Q_1 \cdot \gamma_{11} = 2300 \cdot 0,1249 = 287,27 \text{ т/сут};$$

$$Q_{12} = Q_1 \cdot \gamma_{12} = 2300 \cdot 0,9363 = 2153,49 \text{ т/сут}.$$

Значения γ_n выражаем в долях единиц.

Баланс продуктов обогащения по рассчитанной качественно-количественной схеме флотации сводим в табл. 4.

Таблица 4

Баланс продуктов обогащения по медному циклу флотации

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	Q , т/сут	γ , %	β , %	ε , %
I	Основная флотация				
	П о с т у п а ю т:				
1	Слив классификатора	2300,0	100	2,50	100
11	Объединенный промпродукт	287,27	12,49	4,47	22,31
2	Итого:	2587,27	112,49	2,72	122,31
	В ы х о д я т:				
3	Концентрат основной флотации	365,7	15,90	15,0	95,4
4	Отходы основной флотации	2221,57	96,59	0,697	26,91
2	Итого:	2587,27	112,49	2,72	122,31

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	Q, т/сут	γ, %	β, %	ε, %
II	Первая перечистка				
	П о с т у п а ю т:				
3	Концентрат основной флотации	365,7	15,90	15,0	95,4
9	Отходы второй перечистки	120,75	5,25	6,64	13,94
5	Итого:	486,45	21,15	12,92	109,34
	В ы х о д я т:				
6	Концентрат первой перечистки	267,26	11,62	20,0	92,94
7	Отходы первой перечистки	219,19	9,53	4,30	16,4
5	Итого:	486,45	21,15	12,92	109,34
III	Вторая перечистка				
	П о с т у п а ю т:				
6	Концентрат первой перечистки	267,26	11,62	20,0	92,94
	В ы х о д я т:				
8	Концентрат второй перечистки	146,51	6,37	31,0	79,0
9	Отходы второй перечистки	120,75	5,25	6,64	13,94
	Итого:	267,26	11,62	20,0	92,94
IV	Контрольная флотация				
	П о с т у п а ю т:				
4	Отходы основной флотации	2221,57	96,59	0,697	26,91
	В ы х о д я т:				
10	Концентрат контрольной флотации	68,08	2,96	5,0	5,91
12	Отходы контрольной флотации	2153,49	93,63	0,561	21,0
	Итого:	2221,57	96,59	0,697	26,91

5. Расчет второго цикла флотации, в нашем случае для цинковой флотации, производится аналогично расчету медного цикла.

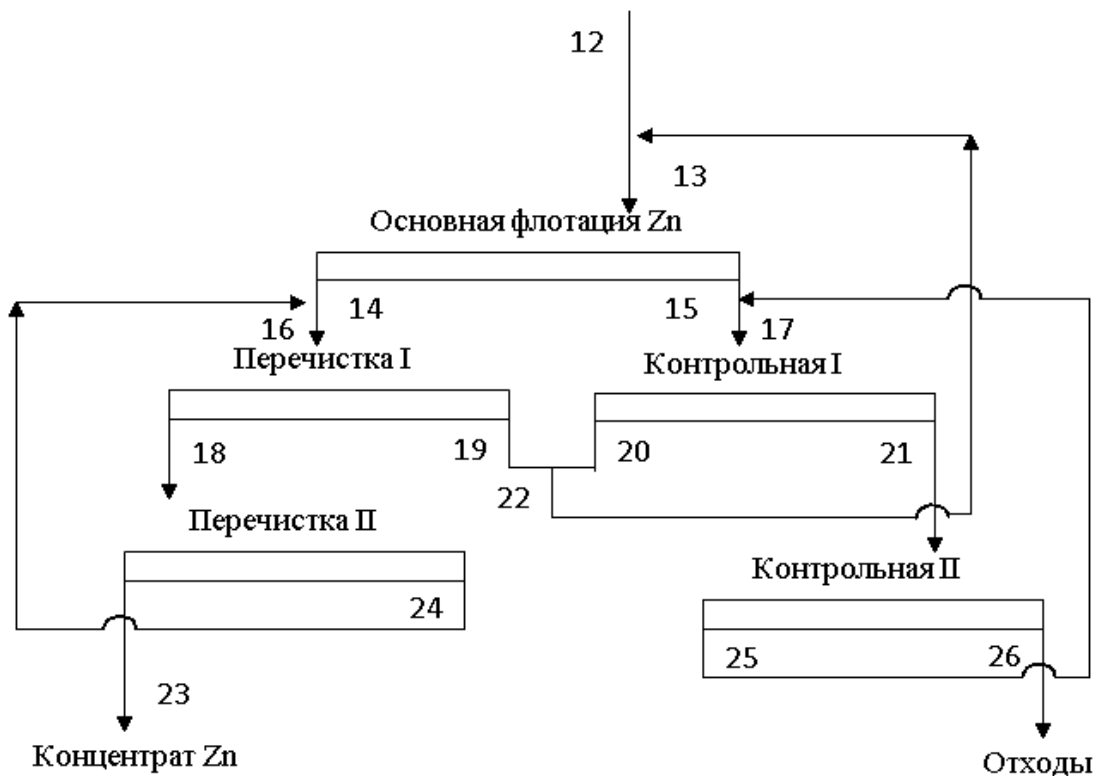


Рис. 4. Цикл цинковой флотации

Расчет схемы ведем по двум компонентам: твердому и полезному компоненту – цинку, т. е. $C = 2$ [3, с. 146]. Число операций в цинковом цикле флотации $a_p = 5$, а число продуктов $n_p = 10$.

Определяем необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки:

$$N_{\Pi} = C \cdot (n_p - a_p) = 2(10 - 5) = 10.$$

Определяем отдельные составляющие числа N_n . Для материала с одним полезным компонентом

$$N_{\Pi} = N_{\varepsilon} + N_{\beta} + N_{\gamma}.$$

Определяем максимальное число показателей извлечения

$$N_{\varepsilon} = n_p - a_p = 10 - 5 = 5.$$

Определяем число показателей содержания при условии, что $N_{\gamma} = 0$, $N_{\varepsilon} = 5$.

$$N_{\beta} = N_{\Pi} - N_{\varepsilon} - N_{\gamma}.$$

$$N_{\beta} = N_{\Pi} - N_{\varepsilon} - N_{\gamma} = 10 - 5 = 5.$$

Таким образом, исходными показателями для расчета цикла цинковой флотации являются:

а) один показатель, относящиеся к исходной руде – α^{Cu} ;

б) пять показателей извлечения полезного компонента в концентраты;

в) пять показателей содержания полезного компонента в концентратах отдельных операций.

В качестве исходных показателей выбираем: извлечение от руды в окончательный концентрат, частные извлечения в концентрат основной флотации, первой контрольной и перерешетки, содержание цинка в концентратах всех операций цикла.

Принимаем на основании анализа результатов испытаний обогащения аналогичных руд (в нашем случае, цинковых), численные значения исходных показателей принимаем равными:

1) извлечение в окончательный концентрат от руды

$$\varepsilon_{23} = 80,0 \ %;$$

2) частное извлечение в этот же продукт $E_{23} = 85,0 \ %;$

3) частное извлечение в концентрат 1-й перерешетки

$$E_{18} = 80,0 \ %;$$

4) частное извлечение в концентрат основной флотации

$$E_{14} = 80,0 \ %;$$

5) частное извлечение в концентрат 1-й контрольной флотации

$$E_{20} = 40,0 \ %;$$

6) содержание полезного компонента в кондиционном концентрате $\beta_{23}^{Cu} = 50,0 \ %;$

7) то же, в концентрате первой перерешетки $\beta_{18}^{Cu} = 35,0 \ %;$

8) то же, в концентрате основной флотации $\beta_{14}^{Cu} = 15,0 \ %;$

9) то же, в пенном продукте первой контрольной флотации $\beta_{20}^{Cu} = 5,0 \ %;$

10) то же, в концентрате второй контрольной флотации $\beta_{25}^{Cu} = 5,0 \ %.$

Расчеты производим, согласно схеме цинкового цикла флотации. Сначала определяем значения извлечения полезного компонента из исходной руды:

$$\varepsilon_{18} = \frac{\varepsilon_{23}}{E_{23}} = \frac{80,0}{85,0} = 0,9412; \quad \varepsilon_{18} = 94,12 \ %;$$

$$\begin{aligned}\varepsilon_{24} &= \varepsilon_{18} - \varepsilon_{23} = 94,12 - 80,0 = 14,12 \% ; \\ \varepsilon_{16} &= \frac{\varepsilon_{18}}{E_{18}} = \frac{94,12}{80,0} = 1,1765; \quad \varepsilon_{16} = 117,65 \% ; \\ \varepsilon_{19} &= \varepsilon_{16} - \varepsilon_{18} = 117,65 - 94,12 = 23,53 \% ; \\ \varepsilon_{14} &= \varepsilon_{16} - \varepsilon_{24} = 117,65 - 14,12 = 103,53 \% ; \\ \varepsilon_{13} &= \frac{\varepsilon_{14}}{E_{14}} = \frac{103,53}{80,0} = 1,2941; \quad \varepsilon_{13} = 129,41 \% .\end{aligned}$$

Внимание!

Необходимо помнить, что расчет второго цикла ведем по цинку, а также то, что часть цинка потеряна в медном концентрате, поэтому расчет второго цикла флотации начинается с извлечения цинка в 12 продукт, который не равен 100 %! Значение извлечения цинка в 12 продукт находилось при расчете принципиальной схемы. Поэтому в нашем примере для расчета ε_{22} величину ε_{12} принимаем равной $\varepsilon_{12}^{Zn} = 92,51 \%$, что следует из расчетов принципиальной схемы.

$$\begin{aligned}\varepsilon_{22} &= \varepsilon_{13} - \varepsilon_{12} = 129,41 - 92,51 = 36,90 \% ; \\ \varepsilon_{15} &= \varepsilon_{13} - \varepsilon_{14} = 129,41 - 103,53 = 25,88 \% ; \\ \varepsilon_{20} &= \varepsilon_{22} - \varepsilon_{19} = 36,90 - 23,53 = 13,37 \% ; \\ \varepsilon_{17} &= \frac{\varepsilon_{20}}{E_{20}} = \frac{13,37}{40,0} = 0,3343; \quad \varepsilon_{17} = 33,43 \% ; \\ \varepsilon_{25} &= \varepsilon_{17} - \varepsilon_{15} = 33,43 - 25,88 = 7,55 \% ; \\ \varepsilon_{21} &= \varepsilon_{17} - \varepsilon_{20} = 33,43 - 13,37 = 20,06 \% ; \\ \varepsilon_{26} &= \varepsilon_{21} - \varepsilon_{25} = 20,06 - 7,55 = 12,51 \% .\end{aligned}$$

Затем необходимо провести проверку правильности расчетов:

$$\varepsilon_{26}^{Zn} = \varepsilon_{12}^{Zn} - \varepsilon_{23}^{Zn} = 92,51 - 80,0 = 12,51 \% ,$$

что соответствует расчетам принципиальной схемы.

Определяем выходы продуктов 14, 18, 20, 23 и 25 с известными значениями β_n по формуле

$$\gamma_n = \frac{\varepsilon_n \cdot \alpha}{\beta_n} .$$

$$\gamma_{14} = \frac{\varepsilon_{14} \cdot \alpha}{\beta_{14}} = \frac{103,53 \cdot 1,7}{15,0} = 11,73 \text{ \%};$$

$$\gamma_{18} = \frac{\varepsilon_{18} \cdot \alpha}{\beta_{18}} = \frac{94,12 \cdot 1,70}{35,0} = 4,57 \text{ \%};$$

$$\gamma_{23} = \frac{\varepsilon_{23} \cdot \alpha}{\beta_{23}} = \frac{80,0 \cdot 1,70}{50,0} = 2,72 \text{ \%};$$

$$\gamma_{20} = \frac{\varepsilon_{20} \cdot \alpha}{\beta_{20}} = \frac{13,37 \cdot 1,70}{5,0} = 4,55 \text{ \%};$$

$$\gamma_{25} = \frac{\varepsilon_{25} \cdot \alpha}{\beta_{25}} = \frac{7,55 \cdot 1,70}{5,0} = 2,57 \text{ \%}.$$

Определяем выходы всех остальных продуктов схемы по уравнениям баланса, например,

$$\gamma_{24} = \gamma_{18} - \gamma_{23} = 4,57 - 2,72 = 1,85;$$

$$\gamma_{16} = \gamma_{14} + \gamma_{24} = 11,73 + 1,85 = 13,58;$$

$$\gamma_{19} = \gamma_{16} - \gamma_{18} = 13,58 - 4,57 = 9,01 \text{ \%};$$

$$\gamma_{22} = \gamma_{19} + \gamma_{20} = 9,01 + 4,55 = 13,56;$$

$$\gamma_{13} = \gamma_{12} + \gamma_{22} = 93,63 + 13,56 = 107,19 \text{ \%};$$

$$\gamma_{15} = \gamma_{13} - \gamma_{14} = 107,19 - 11,73 = 95,46 \text{ \%};$$

$$\gamma_{17} = \gamma_{15} + \gamma_{25} = 95,46 + 2,57 = 98,03 \text{ \%};$$

$$\gamma_{21} = \gamma_{17} - \gamma_{20} = 98,03 - 4,55 = 93,48 \text{ \%};$$

$$\gamma_{26} = \gamma_{21} - \gamma_{25} = 93,48 - 2,57 = 90,91 \text{ \%}$$

и т. д. по всей схеме.

Проверку правильности расчетов производим по формуле

$$\gamma_{26} = \gamma_1 - \gamma_8 - \gamma_{23};$$

$$\gamma_{26} = 100,0 - 6,37 - 2,72 = 90,91 \text{ \%}.$$

Определяем содержание металла (в нашем случае – цинка) в продуктах 12, 13, 15, 16, 17, 19, 21, 22, 24, 26 по формуле

$$\beta_n = \frac{\varepsilon_n \cdot \alpha}{\gamma_n}.$$

$$\beta_{12} = \frac{\varepsilon_{12} \cdot \alpha}{\gamma_{12}} = \frac{92,51 \cdot 1,7}{93,63} = 1,68 \text{ \%};$$

$$\beta_{13} = \frac{\varepsilon_{13} \cdot \alpha}{\gamma_{13}} = \frac{129,41 \cdot 1,7}{107,19} = 2,05 \text{ \%};$$

$$\beta_{15} = \frac{\varepsilon_{15} \cdot \alpha}{\gamma_{15}} = \frac{25,88 \cdot 1,7}{95,46} = 0,461 \text{ \%};$$

$$\beta_{16} = \frac{\varepsilon_{16} \cdot \alpha}{\gamma_{16}} = \frac{117,65 \cdot 1,7}{13,58} = 14,73 \text{ \%};$$

$$\beta_{17} = \frac{\varepsilon_{17} \cdot \alpha}{\gamma_{17}} = \frac{33,43 \cdot 1,7}{98,03} = 0,577 \text{ \%};$$

$$\beta_{19} = \frac{\varepsilon_{19} \cdot \alpha}{\gamma_{19}} = \frac{23,53 \cdot 1,7}{9,01} = 4,44 \text{ \%};$$

$$\beta_{21} = \frac{\varepsilon_{21} \cdot \alpha}{\gamma_{21}} = \frac{20,06 \cdot 1,7}{93,48} = 0,365 \text{ \%};$$

$$\beta_{22} = \frac{\varepsilon_{22} \cdot \alpha}{\gamma_{22}} = \frac{36,90 \cdot 1,7}{13,56} = 4,63 \text{ \%};$$

$$\beta_{24} = \frac{\varepsilon_{24} \cdot \alpha}{\gamma_{24}} = \frac{14,12 \cdot 1,7}{1,85} = 12,98 \text{ \%};$$

$$\beta_{26} = \frac{\varepsilon_{26} \cdot \alpha}{\gamma_{26}} = \frac{12,51 \cdot 1,7}{90,91} = 0,234 \text{ \%}.$$

Произвести проверку по каждой операции флотации, например,

$$\beta_{13} = \frac{\gamma_{12} \cdot \beta_{12} + \gamma_{22} \beta_{22}}{\gamma_{13}} = \frac{93,63 \cdot 1,68 + 13,56 \cdot 4,63}{107,19} = 2,05 \text{ \% и т. д. по}$$

всей схеме.

Определяем массу продуктов флотации (т/сут) по формуле

$$Q_n = Q_1 \cdot \gamma_n.$$

Значения γ_n выражаем в долях единиц.

$$Q_{12} = Q_1 \cdot \gamma_{12} = 2300 \cdot 0,9363 = 2153,49 \text{ т/сут};$$

$$Q_{13} = Q_1 \cdot \gamma_{13} = 2300 \cdot 1,0719 = 2465,37 \text{ т/сут};$$

$$Q_{14} = Q_1 \cdot \gamma_{14} = 2300 \cdot 0,1173 = 269,79 \text{ т/сут};$$

$$Q_{15} = Q_1 \cdot \gamma_{15} = 2300 \cdot 0,9546 = 2195,58 \text{ т/сут};$$

$$Q_{16} = Q_1 \cdot \gamma_{16} = 2300 \cdot 0,1358 = 312,34 \text{ т/сут};$$

$$Q_{17} = Q_1 \cdot \gamma_{17} = 2300 \cdot 0,9803 = 2254,69 \text{ т/сут};$$

$$Q_{18} = Q_1 \cdot \gamma_{18} = 2300 \cdot 0,0457 = 105,11 \text{ т/сут};$$

$$Q_{19} = Q_1 \cdot \gamma_{19} = 2300 \cdot 0,0901 = 207,23 \text{ т/сут};$$

$$Q_{20} = Q_1 \cdot \gamma_{20} = 2300 \cdot 0,0455 = 104,65 \text{ т/сут};$$

$$Q_{21} = Q_1 \cdot \gamma_{21} = 2300 \cdot 0,9348 = 2150,04 \text{ т/сут};$$

$$Q_{22} = Q_1 \cdot \gamma_{22} = 2300 \cdot 0,1356 = 311,88 \text{ т/сут};$$

$$Q_{23} = Q_1 \cdot \gamma_{23} = 2300 \cdot 0,0272 = 62,56 \text{ т/сут};$$

$$Q_{24} = Q_1 \cdot \gamma_{24} = 2300 \cdot 0,0185 = 42,55 \text{ т/сут};$$

$$Q_{25} = Q_1 \cdot \gamma_{25} = 2300 \cdot 0,0257 = 59,11 \text{ т/сут};$$

$$Q_{26} = Q_1 \cdot \gamma_{26} = 2300 \cdot 0,9091 = 2090,93 \text{ т/сут}.$$

Результаты расчета второго цикла качественно-количественной схемы флотации сводим в табл. 5.

Таблица 5

Баланс продуктов обогащения по цинковому циклу флотации

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	Q, т/сут	γ, %	β, %	ε, %
V	Основная флотация цинка				
	П о с т у п а ю т:				
12	Отходы первого цикла флотации	2153,49	93,63	1,68	92,51
22	Объединенный промпродукт	311,88	13,56	4,63	36,90
13	Итого:	2465,37	107,19	2,05	129,41
	В ы х о д я т:				
14	Концентрат основной флотации цинка	269,79	11,73	15,0	103,53
15	Отходы основной флотации	2195,58	95,46	0,461	25,88
13	Итого:	2465,37	107,19	2,05	129,41
VI	Первая перерешетка				
	П о с т у п а ю т:				
14	Концентрат основной флотации	269,79	11,73	15,0	103,53
24	Отходы второй перерешетки	42,55	1,85	12,98	14,12
16	Итого:	312,34	13,58	14,72	117,65
	В ы х о д я т:				
18	Концентрат первой перерешетки	105,11	4,57	35,0	94,12
19	Отходы первой перерешетки	207,23	9,01	4,44	23,53
16	Итого:	312,34	13,58	14,72	117,65

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	Q, т/сут	γ, %	β, %	ε, %
VII	Вторая перерешетка				
	П о с т у п а ю т:				
18	Концентрат первой перерешетки	105,11	4,57	35,0	94,12
	В ы х о д я т:				
23	Концентрат второй перерешетки	62,56	2,72	50,0	80,0
24	Отходы второй перерешетки	42,55	1,85	12,98	14,12
18	Итого:	105,11	4,57	35,0	94,12
VIII	Первая контрольная флотация				
	П о с т у п а ю т:				
15	Отходы основной флотации	2195,58	95,46	0,461	25,88
25	Концентрат второй контрольной флотации	59,11	2,57	5,0	7,55
17	Итого:	2254,69	98,03	0,577	33,43
	В ы х о д я т:				
20	Концентрат первой контрольной флотации	104,65	4,55	5,0	13,37
21	Отходы первой контрольной флотации	2150,04	93,48	0,365	20,06
17	Итого:	2254,69	98,03	0,577	33,43
IX	Вторая контрольная флотация				
	П о с т у п а ю т:				
21	Отходы первой контрольной флотации	2150,04	93,48	0,365	20,06
	В ы х о д я т:				
25	Концентрат второй контрольной флотации	59,11	2,57	5,0	7,55
26	Отходы второй контрольной флотации	2090,93	90,91	0,234	12,51
21	Итого:	2150,04	93,48	0,365	20,06

Все значения технологических показателей флотации из таблиц баланса продуктов обогащения по обоим циклам вносятся в качественно-количественную схему (см. приложение 1, рис. 1).

Внимание! В образце не указаны флотационные реагенты и их расход. В курсовом проекте в качественно-количественную схему необходимо занести названия выбранных реагентов (без указания их принадлежности к тому или другому типу) и расход реагентов.

6. Затем необходимо произвести *расчет водно-шламовой схемы*.

Пронумеровываем все операции римскими цифрами. Образец водно-шламовой схемы флотации представлен на рис. 2, приложения 1.

Высокие показатели обогащения можно осуществить лишь при оптимальном значении разбавления – R , т. е. при оптимальном отношении жидкого к твердому Ж/Т в операциях схемы. Оптимальные значения R для операций флотации различного назначения устанавливаются согласно данным испытаний обогатимости исходного сырья с учетом опыта действующих обогатительных фабрик.

При расчете водно-шламовой схемы определяются следующие характеристики:

R_n – разбавление, т. е. весовое отношение жидкого к твердому в операции или в продукте (м^3 воды на 1 т твердого);

W_n – количество воды в операции или в продукте (м^3 в единицу времени);

L_n – количество воды, добавленной в операцию или к продукту (м^3 в сутки);

V_n – объем пульпы в продукте (м^3 в сутки).

Свежая вода добавляется в операции перечисток концентрата, а также с исходным продуктом в основную операцию первого цикла. В основных операциях второго и последующих циклов она, как правило, убирается в большинстве случаев при помощи гидроциклона, а значит значение L_n должно быть с минусом. В нашем случае с минусом должно быть значение L_1 .

Согласно данным работы обогатительных фабрик, обрабатывающих аналогичное сырье, численные значения R_n необходимо задавать в пределах [3, с. 202]:

- для основных операций $R = 3–3,5$;
- в перечистках концентрата $R = 4–5$;
- для концентратов основной и контрольной флотации $R = 2,5–3$;
- для концентратов перечисток $R = 1,5–2,5$.

Например,

$$R_{\text{I}}=3; R_{\text{V}}=3;$$

$$R_{\text{II}}=4,5; R_{\text{III}}=4,5; R_{\text{VI}}=4,5; R_{\text{VII}}=4,5;$$

$$R_3=2,5; R_{14}=2,5; R_{10}=2,5; R_{20}=2,5; R_{25}=2,5;$$

$$R_6=1,5; R_8=1,5; R_{18}=1,5; R_{23}=1,5.$$

Значения W_n подсчитываются для продуктов и операций с известными значениями R_n :

$$W_n = Q_n \cdot R_n.$$

$$W_I = Q_2 \cdot R_I = 2587,27 \cdot 3 = 7761,81 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{II} = Q_5 \cdot R_{II} = 486,45 \cdot 4,5 = 2189,025 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{III} = Q_6 \cdot R_{III} = 267,26 \cdot 4,5 = 1202,67 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_V = Q_{13} \cdot R_V = 2465,37 \cdot 3 = 7396,11 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{VI} = Q_{16} \cdot R_{VI} = 312,34 \cdot 4,5 = 1405,53 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{VII} = Q_{18} \cdot R_{VII} = 105,11 \cdot 4,5 = 472,995 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_3 = Q_3 \cdot R_3 = 365,7 \cdot 2,5 = 914,25 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_6 = Q_6 \cdot R_6 = 267,26 \cdot 1,5 = 400,89 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_8 = Q_8 \cdot R_8 = 146,51 \cdot 1,5 = 219,765 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{10} = Q_{10} \cdot R_{10} = 68,08 \cdot 2,5 = 170,02 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{14} = Q_{14} \cdot R_{14} = 269,79 \cdot 2,5 = 674,475 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{18} = Q_{18} \cdot R_{18} = 105,11 \cdot 1,5 = 157,665 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{20} = Q_{20} \cdot R_{20} = 104,65 \cdot 2,5 = 261,625 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{23} = Q_{23} \cdot R_{23} = 62,56 \cdot 1,5 = 93,84 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_{25} = Q_{25} \cdot R_{25} = 59,11 \cdot 2,5 = 147,775 \text{ м}^3/\text{сут}.$$

Определяем количество воды, добавляемой в отдельные операции, и количество воды в отдельных продуктах.

Расчет производим с конца цикла схемы флотации, с определения количества воды, добавляемой в последнюю операцию цикла – L_5 , например:

$$L_5 = W_{III} - W_6 = 1202,67 - 400,89 = 801,78 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_9 = W_{III} - W_8 = 1202,67 - 219,765 = 982,905 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$L_2 = W_{II} - W_3 - W_9 = 2189,025 - 914,25 - 982,905 = 291,87 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_5 = W_{II} - L_2 = 2189,025 - 291,87 = 1897,155 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_7 = W_{II} - W_6 = 2189,025 - 400,89 = 1788,135 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$W_2 = W_I = 7761,81 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$\begin{aligned}
W_{11} &= W_7 + W_{10} = 1788,135 + 170,02 = 1958,155 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_1 &= W_2 - W_{11} = 7761,81 - 1958,155 = 5803,655 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_4 &= W_1 - W_3 = 7761,81 - 914,25 = 6847,56 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_{IV} &= W_4 = 6847,56 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_{12} &= W_{IV} - W_{10} = 6847,56 - 170,02 = 6677,54 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_{24} &= W_{VII} - W_{23} = 472,995 - 93,84 = 379,155 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
L_4 &= W_{VII} - W_{18} = 472,995 - 157,665 = 315,33 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
L_3 &= W_{VI} - W_{14} - W_{24} = 1405,53 - 674,475 - 379,155 = 351,9 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_{16} &= W_{14} + W_{24} = 674,475 + 379,155 = 1053,63 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_{19} &= W_{VI} - W_{18} = 1405,53 - 157,665 = 1247,865 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_{22} &= W_{19} + W_{20} = 1247,865 + 261,625 = 1509,49 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_{13} &= W_{12} + W_{22} = 6677,54 + 1509,49 = 8187,03 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
L_1 &= W_V - W_{13} = 7396,11 - 8187,03 = -790,92 \text{ м}^3/\text{сут}.
\end{aligned}$$

Значение L_1 отрицательно, следовательно, воду из операции необходимо удалить. В настоящее время для этого применяют гидроциклоны-классификаторы. Слив гидроциклона в данном проекте отправляем в бак оборотной воды, при этом считаем, что содержание цинка и меди в сливе незначительно и их значениями можно пренебречь.

$$\begin{aligned}
W_{15} &= W_V - W_{14} = 7396,11 - 674,475 = 6721,635 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_{17} &= W_{15} + W_{25} = 6721,635 + 147,775 = 6869,41 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_{VIII} &= W_{17} = 6869,41 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_{21} &= W_{VIII} - W_{20} = 6869,41 - 261,625 = 6607,785 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_{26} &= W_{IX} - W_{25} = 6607,785 - 147,775 = 6460,01 \text{ м}^3/\text{сут}; \\
W_{IX} &= W_{21} = 6607,785 \text{ м}^3/\text{сут}.
\end{aligned}$$

Произведите проверку по формуле

$$\begin{aligned}
W_1 + \sum L_i &= W_8 + W_{23} + W_{26}; \\
W_1 + \sum L_i &= 5879,95 - 867,215 + 1005,375 + 351,9 + 315,33 + 801,78 = 7487,12; \\
W_8 + W_{23} + W_{26} &= 993,27 + 93,84 + 6460,01 = 7487,12.
\end{aligned}$$

Внимание!

Если значения L_n получились незначительные по модулю, то производим перерасчет. Для этого данное L_n приравниваем к нулю и пересчи-

тываем заданное значение R_n в этой операции [3, с. 204]. Если его значение при этом выходит за рамки рекомендуемого диапазона, то необходимо изменить все заданные значения R_n .

Внимание!

Производим расчет неизвестных значений R_n . Расчеты значений R_n необходимо производить с большей точностью, чем расчеты остальных величин для достижения достаточной точности расчетов V .

$$R_n = \frac{W_n}{Q_n}.$$

$$R_1 = \frac{W_1}{Q_1} = \frac{5803,655}{2300} = 2,52;$$

$$R_2 = \frac{W_2}{Q_2} = \frac{7761,81}{2587,27} = 3,0;$$

$$R_4 = \frac{W_4}{Q_4} = \frac{6847,56}{2221,57} = 3,082306657;$$

$$R_5 = \frac{W_5}{Q_5} = \frac{1897,155}{486,45} = 3,90;$$

$$R_7 = \frac{W_7}{Q_7} = \frac{1788,135}{219,19} = 8,15792235;$$

$$R_9 = \frac{W_9}{Q_9} = \frac{982,905}{120,75} = 8,14;$$

$$R_{11} = \frac{W_{11}}{Q_{11}} = \frac{1958,155}{287,27} = 6,816427055;$$

$$R_{12} = \frac{W_{12}}{Q_{12}} = \frac{6677,54}{2153,49} = 3,100799;$$

$$R_{13} = \frac{W_{13}}{Q_{13}} = \frac{8187,03}{2465,37} = 3,320811886;$$

$$R_{15} = \frac{W_{15}}{Q_{15}} = \frac{6721,635}{2195,58} = 3,06143935;$$

$$R_{16} = \frac{W_{16}}{Q_{16}} = \frac{1053,63}{312,34} = 3,37334315169;$$

$$R_{17} = \frac{W_{17}}{Q_{17}} = \frac{6869,41}{2254,69} = 3,0467203917;$$

$$R_{19} = \frac{W_{19}}{Q_{19}} = \frac{1247,865}{207,23} = 6,021642619;$$

$$R_{21} = \frac{W_{21}}{Q_{21}} = \frac{6607,785}{2150,04} = 3,07333119;$$

$$R_{22} = \frac{W_{22}}{Q_{22}} = \frac{1509,49}{311,88} = 4,83997050;$$

$$R_{24} = \frac{W_{24}}{Q_{24}} = \frac{379,155}{42,55} = 8,9108108108;$$

$$R_{26} = \frac{W_{26}}{Q_{26}} = \frac{6460,01}{2090,93} = 3,08953910;$$

$$R_{IV} = R_4;$$

$$R_{IV} = R_4 = 3,082306657;$$

$$R_{VIII} = R_{17} = 3,0467203917;$$

$$R_{IX} = R_{21} = 3,07333119.$$

Рассчитаем объем пульпы V_n

$$V_n = Q_n \left(R_n + \frac{1}{\delta} \right);$$

$$V_1 = Q_1 \left(R_1 + \frac{1}{3,0} \right) = 2300(2,52332826 + 0,33333333) = 6570,32 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$V_2 = Q_2 \left(R_2 + \frac{1}{3,0} \right) = 2587,27(3,0 + 0,33333333) = 8624,23 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$V_3 = Q_3 \left(R_3 + \frac{1}{3,0} \right) = 365,7(2,5 + 0,33333333) = 1036,15 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$V_4 = Q_4 \left(R_4 + \frac{1}{3,0} \right) = 2221,57(3,08230666 + 0,33333333) = 7588,08$$

$\text{м}^3/\text{сут};$

$$V_5 = Q_5 \left(R_5 + \frac{1}{3,0} \right) = 486,45(2,43324083 + 0,33333333) = 1345,80$$

м³/сут;

$$V_6 = Q_6 \left(R_6 + \frac{1}{3,0} \right) = 267,26(1,5 + 0,33333333) = 489,98 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$V_7 = Q_7 \left(R_7 + \frac{1}{3,0} \right) = 219,19(8,15792235 + 0,33333333) = 1861,20$$

м³/сут;

$$V_8 = Q_8 \left(R_8 + \frac{1}{3,0} \right) = 146,51(1,5 + 0,33333333) = 268,60 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$V_9 = Q_9 \left(R_9 + \frac{1}{3,0} \right) = 120,75(8,14 + 0,33333333) = 1023,16 \text{ м}^3/\text{сут};$$

$$V_{10} = Q_{10} \left(R_{10} + \frac{1}{3,0} \right) = 68,08(2,5 + 0,33333333) = 192,71;$$

$$V_{11} = Q_{11} \left(R_{11} + \frac{1}{3,0} \right) = 287,27(6,81642706 + 0,33333333) = 2053,91;$$

$$V_{12} = Q_{12} \left(R_{12} + \frac{1}{3,0} \right) = 2153,49(3,10079917 + 0,33333333) = 7395,37;$$

$$V_{13} = Q_{13} \left(R_{13} + \frac{1}{3,0} \right) = 2465,37(3,32081189 + 0,33333333) = 9008,82;$$

$$V_{14} = Q_{14} \left(R_{14} + \frac{1}{3,0} \right) = 269,79(2,5 + 0,33333333) = 764,40;$$

$$V_{15} = Q_{15} \left(R_{15} + \frac{1}{3,0} \right) = 2195,58(3,06143935 + 0,33333333) = 7453,50;$$

$$V_{16} = Q_{16} \left(R_{16} + \frac{1}{3,0} \right) = 312,34(3,37334315 + 0,33333333) = 1157,74;$$

$$V_{17} = Q_{17} \left(R_{17} + \frac{1}{3,0} \right) = 2254,69(3,04672039 + 0,33333333) = 7620,97;$$

$$V_{18} = Q_{18} \left(R_{18} + \frac{1}{3,0} \right) = 105,11(1,50 + 0,33333333) = 192,70;$$

$$V_{19} = Q_{19} \left(R_{19} + \frac{1}{3,0} \right) = 207,23(6,02164262 + 0,33333333) = 1316,94;$$

$$V_{20} = Q_{20} \left(R_{20} + \frac{1}{3,0} \right) = 104,65(2,50 + 0,33333333) = 296,51;$$

$$V_{21} = Q_{21} \left(R_{21} + \frac{1}{3,0} \right) = 2150,04(3,07333119 + 0,33333333) = 7324,46;$$

$$V_{22} = Q_{22} \left(R_{22} + \frac{1}{3,0} \right) = 311,88(4,83997050 + 0,33333333) = 1613,45;$$

$$V_{23} = Q_{23} \left(R_{23} + \frac{1}{3,0} \right) = 62,56(1,50 + 0,33333333) = 114,69;$$

$$V_{24} = Q_{24} \left(R_{24} + \frac{1}{3,0} \right) = 42,55(8,91081081 + 0,33333333) = 393,34;$$

$$V_{25} = Q_{25} \left(R_{25} + \frac{1}{3,0} \right) = 59,11(2,50 + 0,33333333) = 167,47;$$

$$V_{26} = Q_{26} \left(R_{26} + \frac{1}{3,0} \right) = 2090,93(3,08953910 + 0,33333333) = 7156,99.$$

где δ – плотность твердого в продукте, которая при операциях обогащения изменяется. Однако объем твердого обычно невелик по сравнению с объемом пульпы, поэтому при определении V_n с достаточной степенью точности можно принимать плотность твердого постоянной. Принимаем плотность продуктов равной $\delta = 3,0 \text{ т/м}^3$.

Оформляем результаты расчета водно-шламовой схемы в виде табл. 6, в примере – табл. 7 [3, с. 205], а баланс по воде в табл. 8, в примере – табл. 9 [3, с. 206].

Таблица 6

Результаты расчета водно-шламовой схемы

№ продукта и операции	Наименование операций и продуктов	Q , т/сут	R	W , м ³ /сут	V , м ³ /сут
I	Основная флотация				
	П о с т у п а ю т:				

№ продукта и операции	Наименование операций и продуктов	Q , т/сут	R	W , м ³ /сут	V , м ³ /сут
1	Слив классификатора	Q_1	R_1	W_1	V_1
11	Промпродукт	Q_{11}	R_{11}	W_{11}	V_{11}
	Свежая вода			L_1	L_1
2	Итого:	Q_2	R_1	W_1	V_1
	В ы х о д я т:				
3	Концентрат	Q_3	R_3	W_3	V_3
4	Отходы	Q_4	R_4	W_4	V_4
2	Итого:	Q_2	R_1	W_1	V_1

Таблица 7

Результаты расчета водно-шламовой схемы
медно-цинковой флотации

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	Q , т/сут	R	W , м ³ /сут	V , м ³ /сут
I	Основная флотация меди				
	П о с т у п а ю т:				
1	Слив классификатора	2300,0	2,52	5803,655	6570,32
11	Объединенный промпродукт	287,27	6,82	1958,155	2053,91
I	Итого:	2587,27	3,0	7761,81	8624,23
	В ы х о д я т:				
3	Концентрат основной флотации	365,7	2,50	914,25	1036,15
4	Отходы основной флотации	2221,57	3,08	6847,56	7588,08
I	Итого:	2587,27	3,0	7761,81	8624,23
II	Первая перечистка				
	П о с т у п а ю т:				
3	Концентрат основной флотации	365,7	2,50	914,25	1036,15
9	Отходы второй перечистки	120,75	8,14	982,905	1023,155
	Свежая вода L_2			291,87	291,87
II	Итого:	486,45	4,50	2189,025	2351,18
	В ы х о д я т:				
6	Концентрат первой перечистки	267,26	1,50	400,89	489,98
7	Отходы первой перечистки	219,19	8,13	1788,135	1861,20

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	Q , т/сут	R	W , м ³ /сут	V , м ³ /сут
II	Итого:	486,45	4,50	2189,025	2351,18
III	Вторая перечистка				
	П о с т у п а ю т:				
6	Концентрат первой перечистки	267,26	1,50	400,89	489,98
	Свежая вода L_5			801,78	801,78
III	Итого:	267,26	4,50	1202,67	1291,76
	В ы х о д я т:				
8	Концентрат второй перечистки	146,51	1,50	219,765	268,60
9	Отходы второй перечистки	120,75	8,14	982,905	1023,16
III	Итого:	267,26	4,50	1202,67	1291,76
IV	Контрольная флотация				
	П о с т у п а ю т:				
4	Отходы основной флотации	2221,57	3,08	6847,56	7588,08
IV	Итого:	2221,57	3,08	6847,56	7588,08
	В ы х о д я т:				
10	Концентрат контрольной флотации	68,08	2,50	170,02	192,71
12	Отходы контрольной флотации	2153,49	3,10	6677,54	7395,37
IV	Итого:	2221,57	3,08	6847,56	7588,08
V	Основная флотация цинка				
	П о с т у п а ю т:				
12	Отходы первого цикла флотации	2153,49	3,10	6677,54	7395,37
22	Объединенный промпродукт	311,88	4,84	1509,49	1613,45
	Свежая вода L_1			-790,92	-790,92
V	Итого:	2465,37	3,0	7396,11	8217,90
	В ы х о д я т:				
14	Концентрат основной флотации цинка	269,79	2,50	674,475	764,40
15	Отходы основной флотации	2195,58	3,06	6721,635	7453,50
V	Итого:	2465,37	3,0	7396,11	8217,90
VI	Первая перечистка флотации цинка				

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	Q , т/сут	R	W , м ³ /сут	V , м ³ /сут
	П о с т у п а ю т:				
14	Концентрат основной флотации	269,79	2,50	674,475	764,40
24	Отходы второй перечистки	42,55	8,91	379,155	393,34
	Свежая вода L_3			351,9	351,9
VI	Итого:	312,34	4,5	1405,53	1509,64
	В ы х о д я т:				
18	Концентрат первой перечистки	105,11	1,50	157,665	192,70
19	Отходы первой перечистки	207,23	6,02	1247,865	1316,94
VI	Итого:	312,34	4,5	1405,53	1509,64
VII	Вторая перечистка				
	П о с т у п а ю т:				
18	Концентрат первой перечистки	105,11	1,50	157,665	192,70
	Свежая вода L_4			315,33	315,33
VII	Итого:	105,11	4,5	472,995	508,03
	В ы х о д я т:				
23	Концентрат второй перечистки	62,56	1,50	93,84	114,69
24	Отходы второй перечистки	42,55	8,91	379,155	393,34
VII	Итого:	105,11	4,5	472,995	508,03
VIII	Первая контрольная флотация				
	П о с т у п а ю т:				
15	Отходы основной флотации	2195,58	3,06	6721,635	7453,50
25	Концентрат второй контрольной флотации	59,11	2,50	147,775	167,47
VIII	Итого:	2254,69	3,05	6869,41	7620,97
	В ы х о д я т:				
20	Концентрат первой контрольной флотации	104,65	2,50	261,625	296,51
21	Отходы первой контрольной флотации	2150,04	3,07	6607,785	7324,46
VIII	Итого:	2254,69	3,05	6869,41	7620,97
IX	Вторая контрольная флотация				

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	Q , т/сут	R	W , м ³ /сут	V , м ³ /сут
	П о с т у п а ю т:				
21	Отходы первой контрольной флотации	2150,04	3,07	6607,785	7324,46
IX	Итого:	2150,04	3,07	6607,785	7324,46
	В ы х о д я т:				
25	Концентрат второй контрольной флотации	59,11	2,50	147,775	167,47
26	Отходы второй контрольной флотации	2090,93	3,09	6460,01	7156,99
IX	Итого:	2150,04	3,07	6607,785	7324,46

Таблица 8

Баланс воды в схеме флотации

Поступает количество воды в процесс	м ³ /сут	Уходит количество воды из процесса	м ³ /сут
Слив классификатора	W_1	С медным концентратом	W_8
Свежая вода:		С цинковым концентратом	W_{23}
в перечистку, опер. II	L_2	С отвальными отходами	W_{26}
в перечистку, опер. III	L_5		
В основную флотацию Zn, операция V	L_1		
в перечистку, опер. VI	L_3		
в перечистку, опер. VII	L_4		
Всего поступает:	$W_1 + \sum_{n=2}^6 L_n$	Всего уходит:	ΣW

Таблица 9

Баланс воды в схеме медно-цинковой флотации

Поступает количество воды в процесс	м ³ /сут	Уходит количество воды из процесса	м ³ /сут
В основную флотацию Cu. Слив классификатора W_1	5803,655	С медным концентратом, W_8	219,765
Свежая вода:		С цинковым концентратом, W_{23}	93,84
в перечистку, опер. II, L_2	291,87	С отвальными отходами, W_{26}	6460,01
в перечистку, опер. III, L_5	801,78		
В основную флотацию Zn, операция V, L_1	-790,92		
в перечистку, опер. VI, L_3	351,9		
в перечистку, опер. VII, L_4	315,33		
Всего поступает: $W_1 + \sum_{n=2}^5 L_n$	6773,615	Всего уходит, ΣW :	6773,615

3. Выбор и расчет оборудования для флотационного цеха

Для каждой операции флотации необходимо рассчитать число камер механической флотационной машины по формуле

$$n = \frac{V_n \cdot t}{1440 \cdot v_k \cdot k},$$

где n – число камер для данной операции; V_n – объем флотируемой пульпы, м³/сут; t – продолжительность флотации в операции, мин; v_k – объем камеры, м³; k – отношение рабочего объема пульпы в камере при работе флотационной машины к объему камеры ($k = 0,7-0,8$).

Например, выбираем флотационную машину ФМ 6,3М. И проводим расчет числа камер по операциям, согласно техническим характеристикам машины.

ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ

ФМ 6,3М

Производительность по пульпе, м ³ /мин	не менее 12,0
Вместимость камеры, м ³	6,3
Мощность электродвигателя привода блока импеллера, кВт, не более	30
Содержание в исходном питании классов минус 0,074 мм, %	не менее 50
Габаритные размеры 2-камерной секции, мм, не более	
Длина L	4400
Ширина B	3220
Высота H	2715
Масса 2-камерной секции, кг, не более	5540

Число камер механической флотационной машины в основной операции флотации меди:

$$n_1 = \frac{8624,23 \cdot 20}{1440 \cdot 6,3 \cdot 0,7} = 27,2 \approx 28.$$

Число камер в операции первой перечистки меди:

$$n_{II} = \frac{2351,18 \cdot 15}{1440 \cdot 6,3 \cdot 0,7} = 5,55 \approx 6.$$

Число камер в операции второй переречистки меди:

$$n_{III} = \frac{1291,76 \cdot 15}{1440 \cdot 6,3 \cdot 0,7} = 3,05 \approx 4.$$

Число камер в контрольной операции флотации меди:

$$n_{IV} = \frac{7588,08 \cdot 20}{1440 \cdot 6,3 \cdot 0,7} = 28,2 \approx 30.$$

Число камер в основной операции флотации цинка:

$$n_{V} = \frac{8217,90 \cdot 20}{1440 \cdot 6,3 \cdot 0,7} = 25,9 \approx 26.$$

Число камер в операции первой переречистки цинка:

$$n_{VI} = \frac{1509,64 \cdot 15}{1440 \cdot 6,3 \cdot 0,7} = 3,57 \approx 4.$$

Число камер в операции второй переречистки цинка:

$$n_{VII} = \frac{508,03 \cdot 15}{1440 \cdot 6,3 \cdot 0,7} = 1,20 \approx 2.$$

Число камер в первой контрольной операции флотации цинка:

$$n_{VIII} = \frac{7620,97 \cdot 20}{1440 \cdot 6,3 \cdot 0,7} = 24,00 \approx 24.$$

Число камер во второй контрольной операции флотации цинка:

$$n_{IX} = \frac{7324,46 \cdot 20}{1440 \cdot 6,3 \cdot 0,7} = 23,1 \approx 24.$$

Для компактного размещения оборудования флотационного цеха выравниваем по возможности длину каждой флотационной машины. Например, для флотационной машины ФМ 6,3М можно осуществить следующее компоновочное решение:

Номер операции	Назначение	Расчетное число камер	Компоновочное решение		Длина двухкамерной секции, мм	Длина одной машины, м	Коэффициент заполнения
			Количество машин, число камер в одной машине	Общее число камер			
I	Основная флотация меди	28	4 машины по 8 камер	32	4400	17,60	0,850
II	Первая пере-чистка	6	1 машина – 10 камер	10	4400	22,00	0,925
III	Вторая пере-чистка	4					0,762
IV	Контрольная флотация	30	4 машины по 8 камер	32	4400	17,60	0,881
V	Основная флотация цинка	28	4 машины по 8 камер	32	4400	17,60	0,809
VI	Первая пере-чистка фло-тации цинка	4	1 машина – 6 камер	6	4400	13,20	0,893
VII	Вторая пере-чистка	2					0,600
VIII	Первая кон-трольная флотация	24	4 машины по 6 камер	24	4400	13,20	1,000
IX	Вторая кон-трольная флотация	24	4 машины по 6 камер	24	4400	13,20	0,963

Пример расчета коэффициента заполнения камеры
Для основной операции флотации меди:

$$k_1 = \frac{27,2}{32} = 0,85.$$

Внимание!

Преобладающее количество типов фло-тационных машин механических (и пневмомеханических) имеют четное число камер в секции (нитке). Следовательно, число камер должно быть четным, значит, округление расчетной величины числа камер должно производиться в большую сто-

рону до четного числа. Коэффициент заполнения камер пульпой не должен быть малым.

Например, число камер в операции второй перечистки меди можно рассчитать, приняв время флотации 15 минут:

$$n_{III} = \frac{1291,76 \cdot 15}{1440 \cdot 6,3 \cdot 0,7} = 3,05 \approx 4,$$

при этом коэффициент загрузки равен $k_{III} = \frac{3,05}{4} = 0,76$, если время флотации принять 10 минут, то

$$n_{III} = \frac{1291,76 \cdot 10}{1440 \cdot 6,3 \cdot 0,7} = 2,03 \approx 4,$$

то коэффициент загрузки резко уменьшится: $k_{III} = \frac{2,03}{4} = 0,51$, так как округление расчетного значения числа камер должно производиться в большую сторону до четного числа для двухкамерных секционных машин.

Внимание!

В случае малого коэффициента загрузки необходимо или изменить время флотации или выбрать камеры *меньшего* объема. Необходимо учесть, что операции перечистные удобно компоновать в одну машину, а следовательно, камеры перечистных операций должны быть одинаковыми.

Для флотационных машин, предназначенных для операций основных и контрольных, при большом расчетном количестве камер в операции можно увеличить при необходимости число камер, так как коэффициент загрузки при этом увеличится незначительно.

Согласно данным предварительных исследований флотируемости минералов и практическим показателям обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье, продолжительность основной и контрольной операции флотации составляет – 20–25 мин; перечисток концентратов – 10–15 мин.

Внимание!

Суммарное число камер для основных и контрольных операций флотации должно быть не менее 6–8, а для перечисток – не менее двух. Необходимо выбирать максимально *большой* объем камеры для флотационной машины, но с учетом вышеописанных условий, т. к. при этом используется меньшее число аэраторов, меньше затраты на приобретение и монтаж флотационных машин, уменьшаются объемы флотационных

цехов и затраты на строительство, увеличивается производительность установок сокращаются штаты обслуживающего персонала.

Для прямоточных, (например, пневмомеханических) флотационных машин рассчитывают не число камер, а длину ванны по формуле

$$L = \frac{V_n \cdot t}{1440 \cdot s \cdot k},$$

где s – площадь поперечного сечения ванны прямоточной машины, м^3 .

Максимальная длина одной ванны не должна превышать 10 м.

Используя расчет числа камер для каждой операции, необходимо построить схему цепи аппаратов. При распределении операций флотации по флотационным машинам должны соблюдаться следующие обязательные условия:

- максимальный самотек продуктов и возможно меньшее число их перекачек (особенно пенных продуктов) насосами;
- путь следования камерных продуктов был бы как можно меньшим;
- поток пульпы, проходящий через флотационные машины должен быть оптимальным.

Размеры и число камер, а также число параллельно работающих машин следует выбирать такими, чтобы поток пульпы за одну минуту был оптимальным для операций основных и контрольных, поступающий в отдельные машины, был достаточно большим в пределах $1,2v_k - 2v_k$ для механических машин и $2v_k - 3v_k$ для пневмомеханических машин (v_k – геометрический объем одной камеры). Для перечисток при небольшом выходе концентрата допустимо отступать от этого правила.

Внимание!

В схеме необходимо предусматривать зумпфы и насосы для перекачки продуктов, особенно пенных. Для уменьшения числа насосов можно подсасывать промпродукты импеллером механических флотационных машин. Но надо не забывать, что надежное подсасывание промпродуктов происходит с расстояния 4–6 камер. Следовательно, устанавливая хвост машины для осуществления перечистки продуктов надо как

можно ближе к голове флотационной машины, выполняющей основную операцию.

Внимание!

Для компактного размещения оборудования главного корпуса обогатительной фабрики желательно, чтобы длина секции флотации в направлении, параллельном оси бункера, равнялась длине секции измельчения, а длина каждой флотационной машины в ряду была бы одинаковой, т. е. в каждой машине должно быть одно и то же число камер.

Внимание!

Длина одной флотационной машины не должна превышать 25–28 м. Для больших машин с камерами объемом 12,5 м³ число камер в прямоточной машине, устанавливаемых на одном уровне, не должно превышать 6. Если в одном ряду требуется установить больше 6 камер, то каждые последующие 6 камер следует устанавливать ниже на 300 мм [1, с. 594; 2, с. 282–284; 3, с. 287–290, 420–434].

4. Описание конструкции, принципа действия флотационных машин, технических характеристик

Необходимо подробно описать конструкцию, размеры и принцип действия используемых флотационных машин с указанием технических характеристик типоразмеров машин, согласно выбранным по проекту камерам со ссылкой на используемую литературу с указанием страниц. [1, с. 594–615; 2, с. 334–338; 3, с. 420–434]. Часть информации можно взять из приложения 2, технические

Внимание!

характеристики из сети интернет согласно указанным ссылкам или из учебной и технической литературы. Остальную информацию: устройство и принцип действия необходимо выписать также из технической и учебной литературы.

5. Выбор реагентного режима

Необходимо сделать выбор и обоснование типов, расходов и способов подачи флотационных реагентов со ссылкой на используемую литературу с указанием страниц. Реагентные режимы описаны в учебной литературе в разделах «Режимы флотации» или «Практика флотации» или в справочниках.

Описать традиционные схемы и способы обогащения руд, согласно варианту задания.

В качественно-количественную схему занести все типы и расходы флотационных реагентов в каждую операцию, согласно обогащению руд, селективной флотацией [1, с. 391–519; 4, с. 7–126; 143–155].

Задание на курсовой проект

Для выполнения курсового проекта студент берет один из нижеследующих вариантов в соответствии с последней цифрой шифра своей зачетной книжки.

Задание. Запроектировать флотационное отделение производительностью ... т/сут на базе руд.

Варианты:

1. Руда свинцово-медная с содержанием свинца 2,5 %, меди 1,1 %, полезные минералы: галенит, халькопирит. Производительность – 2000 т/сут.
2. Руда медно-свинцово-цинковая с содержанием свинца 2,6 % и цинка 2,7 %; меди 0,7 % полезные минералы: галенит, сфалерит, халькопирит. Производительность – 1700 т/сут.
3. Руда медно-цинковая пиритсодержащая с содержанием меди 1,3 %, цинка 2,7 % и пирита 7 %; полезные минералы: ковеллин, сфалерит, пирит. Производительность – 1800 т/сут.
4. Руда медно-молибденовая с содержанием меди 1,9 %, молибдена 0,13 %, полезные минералы: халькопирит, молибденит. Производительность – 2400 т/сут.
5. Руда медно-никелевая с содержанием меди 0,8 %, никеля 0,3 %, полезные минералы: ковеллин, пентландит. Производительность – 3000 т/сут.
6. Руда свинцово-цинково-баритовая с содержанием свинца 2,3 %, цинка 2,2 %, барита 17,3 %, полезные минералы: галенит, сфалерит, барит. Производительность – 3500 т/сут.
7. Руда цинково-баритовая с содержанием цинка 2,2 %, барита 17,3 %, полезные минералы: сфалерит, барит. Производительность – 3600 т/сут.
8. Руда медно-цинковая пиритсодержащая с содержанием меди 0,7 %, цинка 1,5 %, пирита 7,2 %, полезные минералы: сфалерит, халькопирит, пирит. Производительность – 4400 т/сут.

9. Руда вольфрамо-молибденовая с содержанием молибдена 0,15 %, WO_3 0,19 %, полезные минералы: молибденит, шеелит. Производительность – 4800 т/сут.
10. Руда медно-шеелитовая с содержанием меди 0,5 %, WO_3 0,18 %, полезные минералы: халькопирит, шеелит. Производительность – 4600 т/сут.

6. Список литературы

1. Абрамов, А. А. Флотационные методы обогащения / А. А. Абрамов – Москва: Изд-во МГГУ, 2008. – 710 с.
2. Федотов К. В. Проектирование обогатительных фабрик / К. В. Федотов, Н. И. Никольская – Москва: Горная книга, 2012. – 536 с.
3. Разумов К. А. Проектирование обогатительных фабрик / К. А. Разумов, В. А. Перов. – Москва: Недра, 1982. – 518 с.
4. Справочник по обогащению руд. В 3-х т. / под ред. О. С. Богданова, Ю. Ф. Ненароковой. – Т. 3. Обогатительные фабрики. – 2-е изд., перераб. и доп. – Москва: Недра, 1984. – 358 с.
5. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых / А. А. Абрамов. – Москва: Изд-во МГГУ, 2004. – Т. I. Обогатительные процессы и аппараты. – 470 с.
6. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых / А. А. Абрамов. – Москва: Изд-во МГГУ, 2004. – Т. II. Технология обогащения полезных ископаемых. – 510 с.
7. Глембоцкий В. А. Флотационные методы обогащения / В. А. Глембоцкий, В. И. Классен. – Москва: Недра, 1981. – 304 с.
8. Польшкин, С. И. Обогащение руд цветных и редких металлов / С. И. Польшкин, Э. В. Адамов. – Москва: Недра, 1975. – 461 с.

Приложение 1
Графическая часть

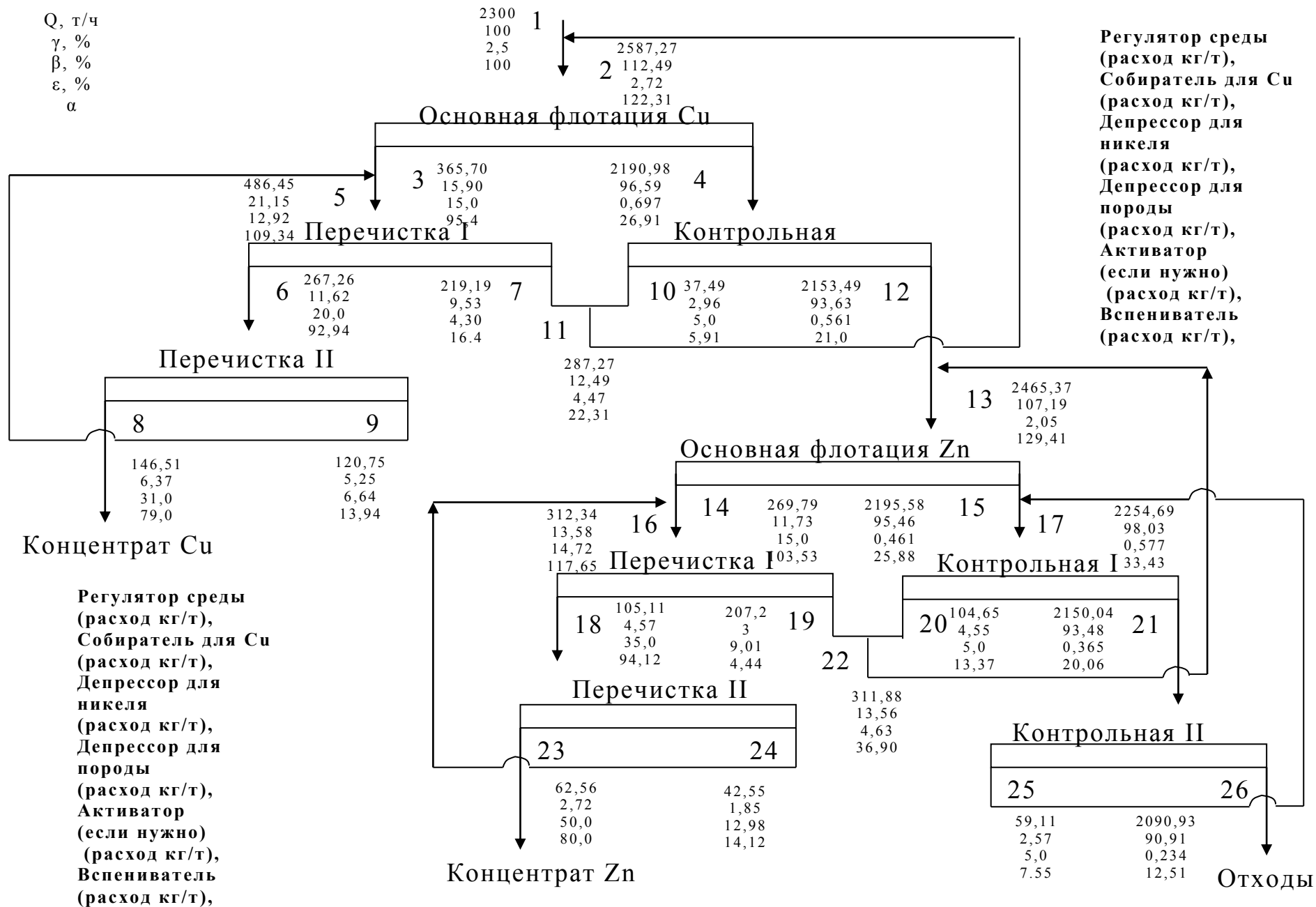
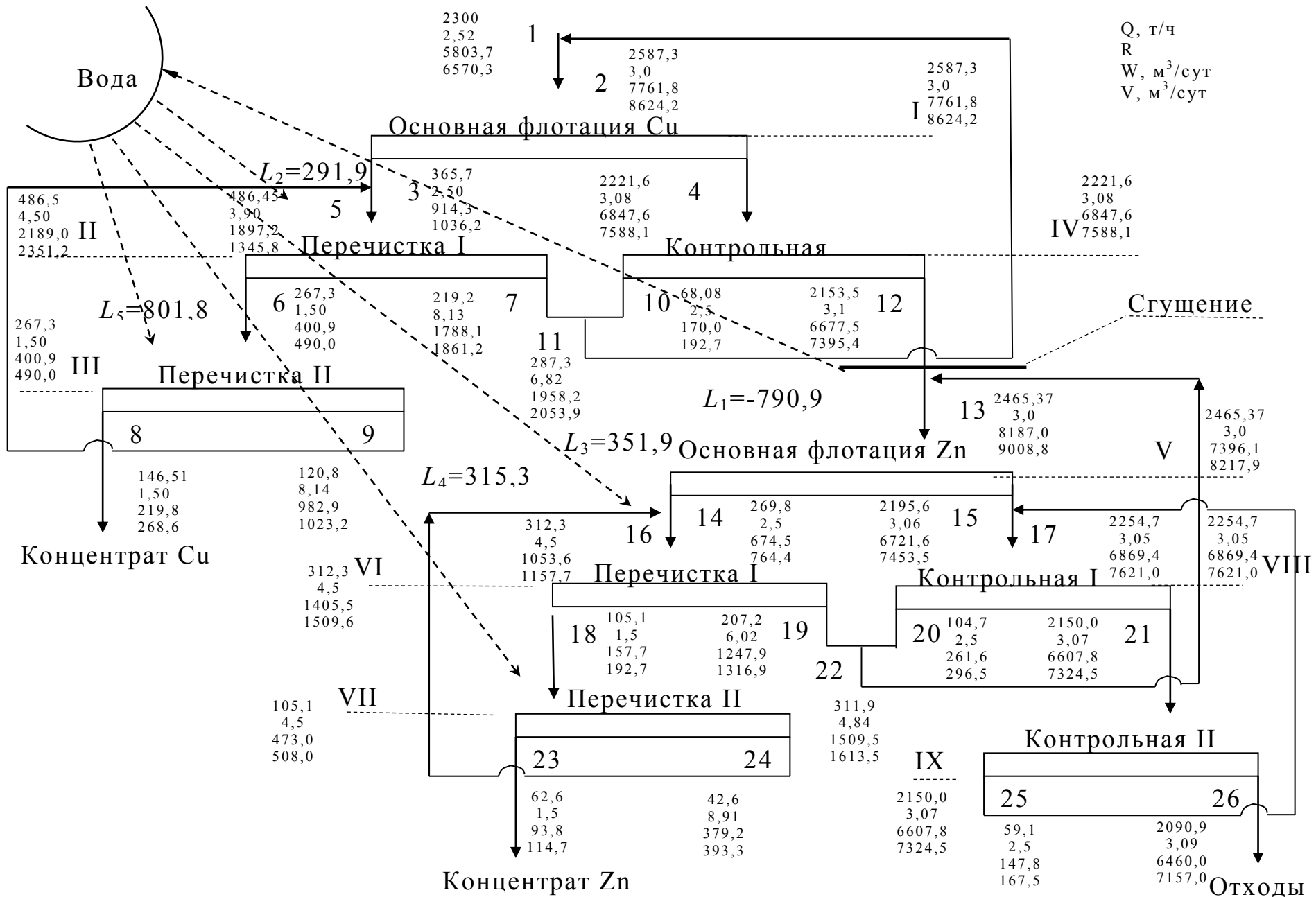
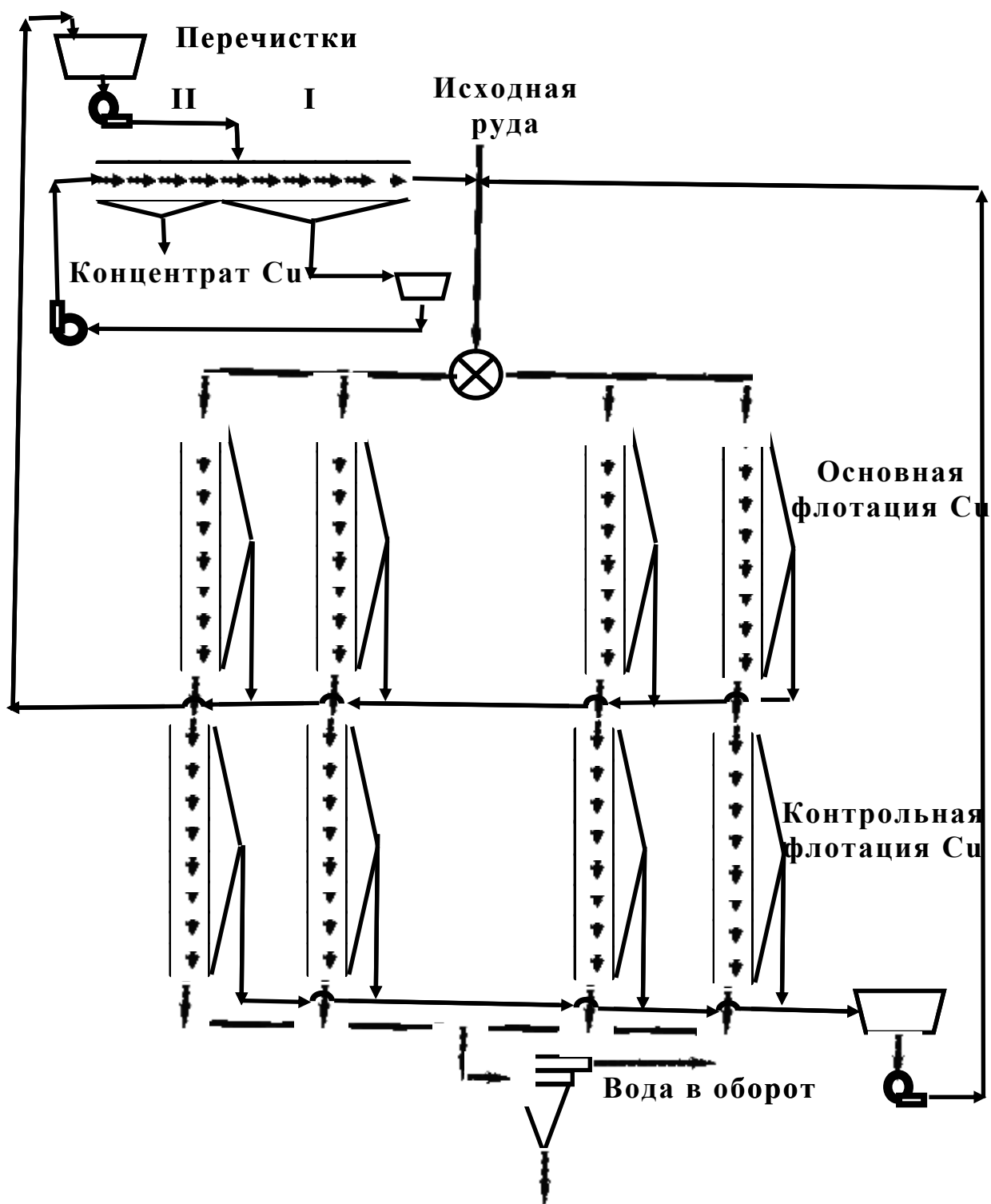


Рис. 1. Качественно-количественная схема (образец)



47
 Рис. 2. Водно-шламовая схема (образец)



Пески гидроциклона во 2 цикл

Рис. 3.1. Схема цепи аппаратов. 1 цикл (образец)

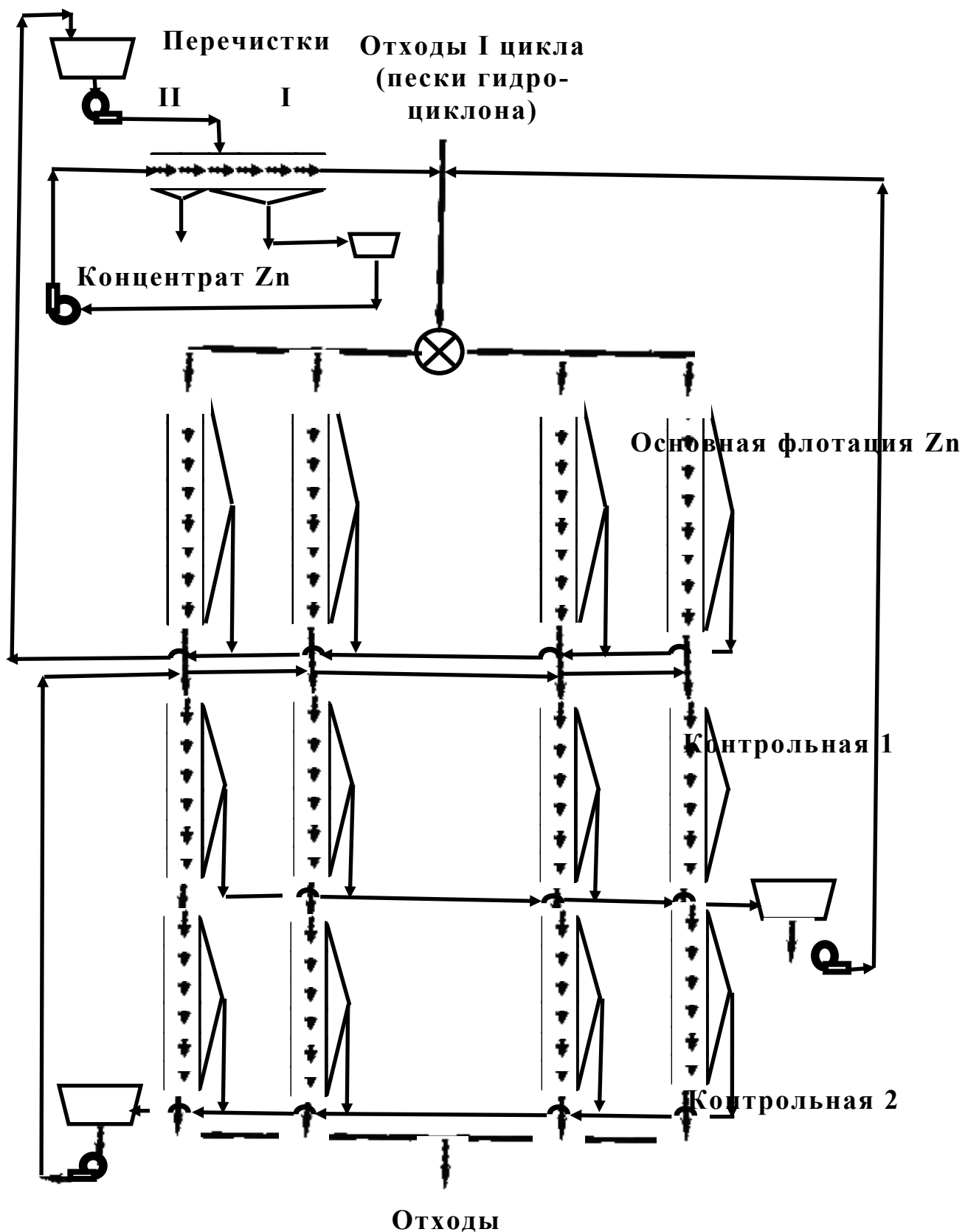


Рис. 3.2. Схема цепи аппаратов. 2 цикл (образец)

Приложение 2

Флотационные машины

Машины флотационные типа ФМР и ФМ



Предназначены для обогащения руд и нерудных материалов, за исключением волокнистых, методом пенной флотации при содержании твердого в пульпе до 40 % (по массе) частиц крупностью менее 0,074 мм свыше 45 %. Применяются на обогатительных фабриках цветной и черной металлургии, в химической и других отраслях промышленности. Отличительной особенностью конструкции машин ФМ-04 и ФМ-1,2 является аэрационный узел, обеспечивающий самозасасывание и диспергацию воздуха. Импеллер создает в камере интенсивную вертикальную циркуляцию пульпы, что позволяет исключить из конструкции статор, в 2–4 раза повысить ресурс аэрационного узла и, соответственно, снизить эксплуатационные расходы. Машины агрегируются из 2-х, 4-х камерных секций и по съему пенного продукта изготавливаются правого и левого исполнения. Машины могут поставляться в кислотостойком исполнении [1].

Машина ФМ собирается из двухкамерных секций: первая камера является всасывающей,



вторая прямоточной. В каждой камере устанавливается блок аэраторов, который состоит из вертикального вала с насаженным на нем импеллером. Импеллер представляет собой диск с шестью радиальными лопатками. Вал вращается внутри трубы, верхний конец которой закрыт наглухо. В нижней части труба расширяется и к ней крепится надымпеллерный диск с лопатками статора расположенными под углом 60 град. к радиусу.

Исходная пульпа из приемного кармана поступает в аэратор по трубе. Для внутрикамерной циркуляции надымпеллерный диск имеет круглые отверстия, расположенные по окружности

над лопатками импеллера. Кроме того, для регулирования внутрикамерной циркуляции в нижней части трубы имеются отверстия, которые прикрываются заслонкой. Заслонка устанавливается тягой в таком положении, чтобы был обеспечен оптимальный поток пульпы на импеллер, необходимый для максимальной аэрации.



Машины ФМ отличаются большой производительностью по потоку пульпы и засасываемому воздуху.

Процесс обогащения в машине происходит следующим образом: воздух засасывается импеллером и по воздухозаборнику из атмосферы через блок импел-

лера попадает в камеру; исходная пульпа самотеком поступает в загрузочный карман, откуда через питающую трубу засасывается также импеллером, где диспергируется в пульповоздушную смесь и, затем, выбрасывается в головную камеру машины.



При продвижении вдоль машины из пульпы в каждой камере извлекается полезный материал. Гидрофобные минеральные частицы выносятся на поверхность воздушными пузырьками, образуя слой пены, которая удаляется в сливной желоб лопастями пеногона.

Заданный уровень пульпы поддерживается системой автоматического регулирования, установленной в разгрузочном и промежуточном карманах. Управление приводами может осуществ-

ляться либо в автоматическом режиме с пульта, находящегося в любом месте флотоотделения, либо в местном режиме с кнопочных постов, расположенных в непосредственной близости от машин.



Начиная со второй камеры пульпа перекачивается импеллером из подпенного слоя через щель в циркуляционный карман, циркуляционную трубу, трубу статора и снова поступает на импеллер.

Достигнув последней камеры, пульпа через шибберное отверстие поступает в разгрузочный карман, пески разгружаются через песковое отверстие.

Флотационная машина ФМФ

Флотационная машина предназначена для флотации полезных ископаемых и разделения суспензий. Используется на обогатительных фабриках в черной,



цветной металлургии и на предприятиях угольной химической и других отраслей промышленности.

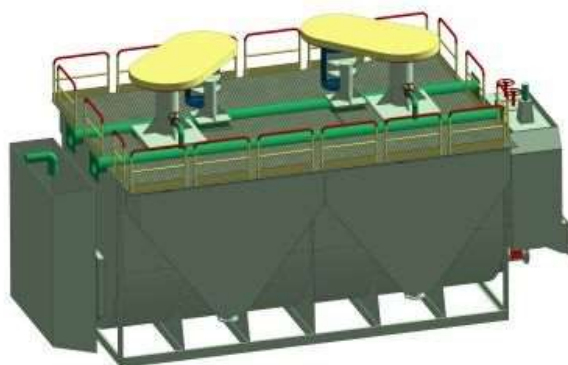
Также возможно использование для очистки промышленных сточных вод предприятий: мясомолочной промышленности, обслуживающих железнодорожный транспорт, масложировых производств,

прачечных и других сточных вод, близких по составу загрязнений от жиров, масел, взвешенных веществ, органических примесей, ПАВ и других загрязнений. В зависимости от выбранной потребителем технологии обработки сточной воды, данный флотатор может быть применен совместно с оборудованием для очистки, использующим другие методы (например, электрокоагуляцию, гальванокоагуляцию, нейтрализацию и др.).

Очистка сточных вод может производиться как с применением реагентов (коагулянтов, флокулянтов) так и без таковых, в зависимости от типа стоков и требований к очищенной воде. Флотационные машины выпускаются в виде 2-камерных секций. Они отличаются от существующих флотационных машин механического типа конструкцией импеллера и конфигурацией каме-

ры. Высокоэффективна в работе. Обладает низкой удельной энергоемкостью, обеспечивает высокое извлечение металлов [2].

Флотационная пневмомеханическая машина ФПМ-16 (прямоточная)



Предназначена для обогащения руд, углей и других полезных ископаемых методом пенной флотации при содержании твердого в пульпе до 40 % (по массе) частиц крупностью менее 0,074 мм свыше 50 %.

Применяется на обогатительных фабриках цветной и черной металлургии, в химической и др. отраслях промышленности.

Многокамерная машина состоит из модулей (секции двухкамерные), кармана загрузочного, устройств разгрузочных – промежуточного и хвостового.

В одной прямоточной нитке не более 4-х камер (две двухкамерные секции).

Камеры имеют противокоррозионную защиту в виде полимерных покрытий.

Конструкция флотационной машины обеспечивает:

- автоматическое регулирование уровня пульпы в камерах;
- автоматическое регулирование расхода воздуха в камерах;
- отдельный вывод из камеры шламов и песков, что снижает содержание полезного компонента в песках.

По требованию потребителя машина может поставляться в кислотостойком исполнении.

Преимущества:

- оригинальный узел разгрузки с отдельным выводом шламов и песков из машины;
- внутренняя поверхность камеры предусматривает полиуретановое напыление;

- не нарушая прочностных характеристик, металлоемкость новой конструкции ФПМ-16 значительно ниже металлоемкости флотомашин данного типа других заводов-изготовителей (по предварительным подсчетам экономия металла составляет 1 тонну на две камеры) [2].

1. <http://zavodtrud.ru/obogatitelnoe-oborudovanie/oborudovanie-flotacionnoe/mashiny-flotacionnye-tipa-fmr-i-fm/>
2. http://zao-resurs.ru/flotacionnye_mashiny.html

Технические характеристики флотационных машин

Таблица 10.1

Технические характеристики
флотационных машин серии ФМ

Техническая характеристика	ФМ 6,3М	ФМ 3,2М	ФМ 6,3КСМ
Вместимость камеры, м ³	6,3	3,2	6,3
Мощность электродвигателя привода блока импеллера на камеру, кВт, не более	30	15	30
Пропускная способность, м ³ мин ⁻¹	не менее 12,0	не менее 6,4	не более 12,0
Содержание в исходном питании классов минус 0,074 мм, %	не менее 50	не менее 50	не более 50
Габаритные размеры двухкамерной секции, мм:			
- длина	4400	3500	4400
- ширина	3220	2400	3100
- высота	2715	2370	2750
Масса двухкамерной секции с электродвигателями (без учета массы кармана разгрузочного и футеровки), кг, не более	5540	3330	
Масса двухкамерной секции (промежуточной) с электродвигателями (без учета массы футеровки и решеток), кг, не более			5500

Таблица 10.2

Технические характеристики флотационных машин
серии ФМ и ФМР

Техническая характеристика	ФМР-02	ФМР-10	ФМ-04 (ФМР-04)	ФМ-1,2	ФМ-3,2У	ФМ-6,3Т
Производительность по пульпе, м ³ /мин	0,25	1,5–2,5	0,4	2,4	3,5–6	7...12
Вместимость камеры, м ³	0,15	1	0,38	1,2	3,2	6,3
Диаметр импеллера, мм	195	500	300	360	600	
Мощность электродвигателя привода блока импеллера, кВт, не более	3	5,5	3	5,5	11	30
Мощность электродвигателя привода пеногона, кВт, не более	0,55	1,1	0,55	1,1	1,5	2,2
Габаритные размеры секции, мм, не более	2-ка- мерной	2-ка- мерной	4-ка- мерной	2-ка- мерной	2-ка- мерной	2-ка- мерной
Длина <i>L</i>	1620	2750	2820	2307	4623	5420 высота 3000
Ширина <i>B</i>	1440	1950	1295	1580	2250	3150 высота 3000
Высота <i>H</i>	1260	2030	1610	2254	2610	3000
Масса секции, кг, не более	2-ка- мерной	2-ка- мерной	4-ка- мерной	2-ка- мерной	2-ка- мерной	2-ка- мерной
	500	3300	1350	1370	5410	8300

Таблица 10.3

Технические характеристики флотационных машин серии ФМФ

Техническая характеристика	ФМФ-1V	ФМФ-У3
Объем флотационной камеры, м ³	1	3
Диаметр импеллера, мм	320	340
Количество оборотов импеллера, об/мин	520	530
Мощность электродвигателя привода импеллера, кВт	3	7,5
Количество оборотов пеногона, об/мин	12,5	10,3
Мощность электродвигателя пеногона, кВт	0,55	0,8
Производительность по пульпе, м ³ /мин, не более	3	10
Масса, кг	2220	4000
Габаритные размеры, мм, не более		
длина (включая разгрузочные и загрузочные секции) <i>L</i>	3040	3000
ширина <i>B</i>	2560	3100
высота <i>H</i>	2280	2730

Таблица 10.4

Технические характеристики флотационных машин серии ФПМ

Техническая характеристика	ФПМ-6,3Т	ФПМ-8,5Т	ФПМ-16
Вместимость камеры, м ³	6,3	8,5	16
Пропускная способность, м ³ /мин	14	20	20
Удельный расход воздуха на камеру, м ³ /мин/м ² , не более	0,8	0,94	0,9
Мощность электродвигателя привода аэратора, кВт	15	22	37
Число оборотов электродвигателя, об/мин	750	750	750
Габаритные размеры двухкамерной секции (без разгрузочного и загрузочного карманов), мм			
ширина <i>B</i>	1950	2200	3570
длина <i>L</i>	3900	4400	5800
высота <i>H</i>	2270	2470	4150
Масса, кг	6500	7500	11800