

МЕТАЛЛУРГИЯ ТЯЖЕЛЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

*Методические указания к практическим занятиям
для студентов магистратуры направления 22.04.02*

**САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2020**

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
Санкт-Петербургский горный университет

Кафедра металлургии

МЕТАЛЛУРГИЯ ТЯЖЕЛЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

*Методические указания к практическим занятиям
для студентов магистратуры направления 22.04.02*

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2020

УДК 669.334 (073)

МЕТАЛЛУРГИЯ ТЯЖЕЛЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ:

Методические указания к практическим занятиям / Санкт-Петербургский горный университет. Сост.: *Г.В. Петров, А.Я. Бодуэн, С.Б. Фокина* СПб, 2020. 50 с.

В методических указаниях представлены методики расчетов конкретных технологических операций, из которых впоследствии складываются технологические схемы производства материалов

Предназначены для студентов магистратуры направления 22.04.02 «Металлургия», направленность программы «Металлургия цветных металлов».

Научный редактор доц. *В.Н. Бричкин*

Рецензент канд. техн. наук *Ю.В. Андреев* (ООО НПК «Технолит»)

1. РАСЧЕТ РАЦИОНАЛЬНОГО СОСТАВА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ И ПРОДУКТОВ ЕГО ПЕРЕРАБОТКИ

В основе металлургических расчетов лежат стехиометрические закономерности. В результате стехиометрических расчетов определяют массовое (объемное) соотношение между реагирующими веществами. Для стехиометрических расчетов используют химические уравнения, которые дают представление о ходе процесса, указывают на количественные соотношения.

Руды и концентраты цветных металлов состоят из минералов, содержащих цветные металлы (медь, никель, свинец, цинк, олово и др.), и минералов пустой породы. Чтобы правильно произвести металлургические расчеты, нельзя ограничиваться знанием только химического состава сырья и продуктов. Нужно еще знать и минералогический состав. Химический состав сырья выражает количественное содержание элементов в сырье или продуктах. Минералогический (или вещественный) состав показывает, в виде каких минералов присутствуют в сырье или продуктах все содержащиеся элементы. Расчет рационального состава является одним из способов повышения достоверности выполненных расчетов. Знание рационального состава необходимо для анализа распределения элементов по операциям технологической схемы, при определении расхода реагентов или количества получаемых продуктов. На основании рационального состава исходного сырья выбирают экономичную технологию его переработки, производят металлургические расчеты с составлением материальных и тепловых балансов. Для расчета рационального состава твердых продуктов нужны сведения о химическом и минералогическом (фазовом) составе, о соотношении фаз для каждого элемента. Обычно рациональный состав рассчитывают на 100 кг (т) с учетом химической стехиометрии присутствующих фаз.

Пример 1. Расчёт процентного состава сфалерита.

Решение. Химическая формула сфалерита – ZnS. Молекулярная масса сфалерита равна $65,4 + 32,1 = 97,5$ г и составляет 100 %.

Процентное содержание цинка и серы в сфалерите находим по пропорциям:

$$\begin{array}{rcl} 97,5 \text{ г ZnS} & - & 100 \%, \\ 65,4 \text{ г Zn} & & x \%, \quad x = 67,1 \%; \end{array}$$

$$\begin{array}{rcl} 97,5 \text{ г ZnS} & - & 100 \%, \\ 32,1 \text{ г S} & - & x \%, \quad x = 32,9 \%; \end{array}$$

Ответ. Сфалерит содержит, %: 67,1 Zn; 32,9 S.

Пример 2. Определение содержания минерала в концентрате. В медном концентрате 5,4 % Cu в форме халькопирита (CuFeS₂). Определить содержание халькопирита в концентрате.

Решение. Молекулярная масса халькопирита $63,6 + 55,8 + 2 \cdot 32,1 = 183,6$ г, меди в этом количестве халькопирита – 63,6 г.

Расчет проводим на 100 г концентрата.

По условию в 100 г концентрата – 5,4 г Cu. Составляем пропорцию и решаем ее:

$$\begin{array}{rcl} 63,6 \text{ г Cu} & - & 183,6 \text{ г CuFeS}_2, \\ 5,4 \text{ г Cu} & - & x \text{ г CuFeS}_2, \quad x = 15,6 \text{ г}. \end{array}$$

Ответ. В медном концентрате содержится 15,6 % халькопирита.

Пример 3. Расчет расхода технического кислорода (94% O₂) на окисление сульфидов (коэффициент расхода $\alpha=1,2$) для получения 1 т черновой меди из белого матта.

Решение. В кислородном конвертере получена 1 тонна черновой меди по реакции $\text{Cu}_2\text{S} + \text{O}_2 = 2 \text{Cu} + \text{SO}_2$.

Масса необходимого по реакции кислорода составит $1000 \cdot 32 / (2 \cdot 63,55) = 251,77$ кг или $251,77 \cdot 22,4 / 32 = 176,24$ м³.

Объем затраченного технического кислорода:

$$1,2 \cdot 176,24 / 0,94 = 224,99 \text{ м}^3.$$

Ответ. 224,99 м³.

Пример 4. Расчет рационального состава цинкового концентрата. Химический состав цинкового концентрата, %: 50 Zn; 1,39 Pb; 2,31 Cu; 0,26 Cd; 7,35 Fe; 1,1 SiO₂, 1,2 CaO; 0,9 Al₂O₃; S и прочие – принять из расчета. Минералогический состав и соотношение фаз: цинк представлен сфалеритом (ZnS); свинец – галенитом (PbS); медь на 2/3 находится в форме халькопирита (CuFeS₂); остальное количество меди – в виде халькозина (Cu₂S); кадмий – в виде гренокита (CdS); железо (дополнительно) в виде пирита (FeS₂), оксид кальция - в форме известняка (CaCO₃).

Решение. Расчет ведем на 100 кг концентрата. Определяем содержание элементов в сульфидах металлов:

$$\text{ZnS} \quad 65,4 : 32 = 50 : a, \quad a = 24,5 \text{ кг S.}$$

$$\text{PbS} \quad 207,2 : 32 = 1,39 : b, \quad b = 0,21 \text{ кг S.}$$

$$\text{CuFeS}_2 \quad 63,5 : 55,8 : 64 = 2,31 \cdot 2/3 : c : d, c = 1,35 \text{ кг Fe,}$$

$$d = 1,55 \text{ кг S.}$$

$$\text{Cu}_2\text{S} \quad 127 : 32 = 2,31 \cdot 1/3 : f, \quad f = 0,58 \text{ кг S.}$$

$$\text{CdS} \quad 112 : 32 = 0,26 : g, \quad g = 0,07 \text{ кг S.}$$

Определяем количество железа в пирите: 7,35 - 1,35 = 6,0 кг.

С этим железом связано серы:

$$\text{FeS}_2 \quad 55,8 : 64 = 6,0 : h \quad h = 6,88 \text{ кг S.}$$

Определяем общее количество серы, связанное со сфалеритом, галенитом, халькопиритом, халькозином, пиритом:

$$24,5 + 0,21 + 1,55 + 0,58 + 0,07 + 6,88 = 33,79 \text{ кг.}$$

Рассчитываем количество известняка и содержание в нем CO₂: CaCO₃ : CaO : CO₂ = 100 : 56 : 44 = x : 1,2 : y, x = 2,14 кг CaCO₃, y = 0,94 кг CO₂.

Результаты расчета сводим в табл. 1.1.

Таблица 1.1.

Всего	74,5	1,6	4,44	0,96	0,33	12,88	2,14	1,1	0,9	1,08	100
--------------	------	-----	------	------	------	-------	------	-----	-----	------	-----

Соединения	Содержание компонентов, %										
	Zn	Pb	Cu	Cd	Fe	S	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CO ₂	Прочие
ZnS	50					24,5					
PbS		1,39				0,21					
CuFeS ₂			1,54		1,35	1,55					
Cu ₂ S			0,77			0,19					
CdS				0,26		0,07					
FeS ₂					6,0	6,88					
CaCO ₃							1,2			0,94	
SiO ₂								1,1			
Al ₂ O ₃									0,9		
Прочие											1,08
Итого	50	1,39	2,31	0,26	7,35	33,4 7	1,2	1,1	0,9	0,94	1,08

Задание

1. Определить содержание серы в, %:

- а) галените (PbS);
- б) халькопирите (CuFeS_2);
- в) пирротине (Fe_7S_8).

2. Рассчитать содержание железа в свинцовом концентрате, если в нем присутствует 15 % пирита (FeS_2), 10,8 % пирротина (Fe_7S_8) и 6,7 % халькопирита (CuFeS_2).

3. Медный концентрат содержит 20 % меди. Медь присутствует в концентрате в форме халькопирита (CuFeS_2) и халькозина (Cu_2S) в соотношении 2:1. Рассчитайте содержание в концентрате халькопирита и халькозина.

4. Рассчитать, сколько потребуется воздуха, м^3 , для окисления 130 кг сульфида свинца (галенита).

5. Рассчитать рациональный состав медного концентрата. Химический состав концентрата (%): Cu 14,0; S 37,67; Fe 33,23; Zn 5,1; пустая порода 10,0. Основные минералы: халькопирит (CuFeS_2), пирит (FeS_2), пирротин (Fe_7S_8), сфалерит (ZnS).

6. Рассчитать рациональный состав цинкового концентрата следующего состава, %: 55 Zn; 1,2 Pb; 6,5 Fe; 1Cu; 0,3 Cd; 0,74 SiO_2 ; 1 Al_2O_3 ; S – по расчету, прочие – по разности до 100%.

Минералогический состав концентрата: цинк находится в концентрате в сфалерите ZnS ; свинец в галените PbS ; медь – в виде халькопирита (CuFeS_2) и ковеллина (CuS) в соотношении 1:3; остальное железо – в пирите (FeS_2) и пирротине (FeS) в соотношении 3:1; кадмий – в сульфиде кадмия (CdS); пустая порода представлена кремнеземом SiO_2 , и глиноземом Al_2O_3 .

7. Рассчитать рациональный состав медного концентрата следующего состава, %: Cu 14; Fe 24; Zn 1,7; S 30; SiO_2 15,6; Al_2O_3 1,1; CaO 2,5; MgO 1,2. В руде содержатся следующие минералы: ковеллин (CuS), халькозин (Cu_2S), халькопирит (CuFeS_2), сфалерит (ZnS), пирит (FeS_2), известняк (CaCO_3), магнезит (MgCO_3). В форме халькопирита находится 65,4% меди, остальная медь распределена между CuS и Cu_2S .

2. РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ОПЕРАЦИИ КОНВЕРТИРОВАНИЯ МЕДНО-НИКЕЛЕВОГО ШТЕЙНА

Широко применяемая до настоящего времени пирометаллургическая технология переработки сульфидного медно-никелевого сырья включает в качестве основных операций плавку на штейн, конвертирование на файнштейн с его последующим флотационным разделением на селективные медный и никелевый концентраты и их переработку в отдельных технологических ветках с получением товарного катодного никеля.

Цель плавки на штейн – получить два жидких продукта – штейн и шлак, отделив тем самым никель и медь от окислов пустой породы, которые образуют шлак.

Поскольку никель, получаемый из сульфидных руд, обязательно подвергают электролитическому рафинированию, при котором можно наиболее рационально извлечь кобальт, при конвертировании медно-никелевых штейнов стремятся кобальт полнее оставить в файнштейне. Для того чтобы кобальт сохранить в файнштейне, процесс конвертирования проводят с неполным окислением железа. В противном случае кобальт преимущественно будет переходить в конвертерный шлак.

Задание. Рассчитать и составить материальный баланс конвертирования медно-никелевого штейна (на 100 кг штейна).

Дано. Химический состав медно-никелевого штейна, кварцевого флюса и конвертерного шлака, %:

Таблица 2.1

Штейн	Ni	Cu	Co	Fe	S	Прочие
	10,50	8,10	0,55	50,0	26,5	4,35
Кварцевый флюс	SiO ₂	Fe (Fe ₂ O ₃)		CaO	MgO	Al ₂ O ₃
	72,5	5,8 (8,292)		2,9	2,1	5,9
Шлак	16,5	54,0		-	-	-

Решение. Расчет ведем в соответствии с приведенной ниже упрощенной технологической схемой (без деления процесса кон-

вертирования на стадию набора обогащенной сульфидной массы и стадию варки файнштейна). Безвозвратные потери из-за их небольшого значения в расчете не учитываем.

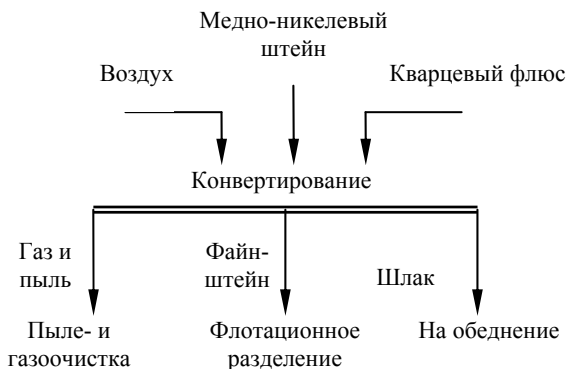


Рис 2.1. Технологическая схема конвертирования медно-никелевого штейна

1. Расчет вещественного состава штейна. По данным литературы и практики принимаем, что цветные металлы находятся в штейне в виде Ni_3S_2 , Cu_2S , CoS , железо – в виде свободного металла (абсолютное содержание 4%), FeS и Fe_3O_4 .

Расчеты ведем по стехиометрическим соотношениям элементов в соединениях. Например, для расчета массы Ni_3S_2 сначала находим массу серы в Ni_3S_2 :

$$64,14 \cdot 10,50 / 176,07 = 3,825 \text{ кг,}$$

$$\text{а затем массу } Ni_3S_2: 10,50 + 3,825 = 14,325 \text{ кг.}$$

Подобным же образом рассчитываем и массу других соединений. Для железа находим сначала массу FeS , а затем Fe_3O_4 . Результаты расчета сводим в табл.2.2.

Таблица 2.2

Вещественный состав медно-никелевого штейна

Соединения	Элементы, кг	Всего
------------	--------------	-------

	Ni	Cu	Co	Fe	S	O	Прочие	
Ni ₃ S ₂	10,500				3,825			14,325
Cu ₂ S		8,100			2,044			10,144
CoS			0,550		0,299			0,849
FeS				35,408	20,332			55,740
Fe ₃ O ₄				10,592		4,046		14,638
Fe				4,000				4,000
Прочие							0,304	0,304
Всего	10,500	8,100	0,550	50,000	26,500	4,046	0,304	100,000

2. Распределение металлов по продуктам конвертирования в процентах принимаем по данным практики. В соответствии с этим рассчитываем массу металлов в каждом продукте. Результаты расчетов представлены в виде табл.2.3.

Таблица 2.3

Распределение металлов штейна между продуктами конвертирования

Продукт	Распределение, %				Масса, кг			
	Ni	Cu	Co	Fe	Ni	Cu	Co	Fe
Файнштейн	88,0	87,0	30,0	1,5	9,240	7,047	0,165	0,750
Шлак	11,0	12,0	68,5	97,0	1,155	0,972	0,377	48,500
Пыль	1,0	1,0	1,5	1,5	0,105	0,081	0,008	0,750
Всего	100	100	100	100	10,5	8,1	0,55	50

3. Расчет массы и состава файнштейна. Примем по данным практики суммарное содержание в файнштейне никеля, меди, кобальта и железа равным 77,5 %, тогда выход файнштейна $(9,24 + 7,047 + 0,165 + 0,75)/0,775 = 22,196$ кг. Для расчета вещественного состава файнштейна и содержания в нем серы примем по данным литературы и практики, что частично никель, кобальт, железо и медь находятся в виде сплава металлов (соответ-

ственно 20, 25, 25 и 5 % от их массы в фاینштейне) и, главным образом, в виде сульфидов (Ni_3S_2 , CoS , FeS , Cu_2S). Результаты расчета массы и вещественного состава фاینштейна сводим в табл.2.4.

Таблица 2.4

Масса фاینштейна и его вещественный состав

Соединения	Элементы, кг						Всего
	Ni	Cu	Co	Fe	S	Прочие	
Ni	1,848						1,848
Ni_3S_2	7,392				2,693		10,085
Cu		0,352					0,352
Cu_2S		6,695			1,689		8,384
Co			0,041				0,041
CoS			0,124		0,067		0,191
Fe				0,188			0,188
FeS				0,563	0,323		0,885
Прочие						0,222	0,222
Всего	9,240	7,047	0,165	0,750	4,772	0,222	22,196
Содержание, %	41,63	31,75	0,74	3,38	21,50	1,00	100,00

4. Расчет массы и состава пыли. По данным практики принимаем суммарное содержание никеля, меди, кобальта и железа в пыли 60%, тогда выход пыли $(0,105+0,081+0,008+0,75)/0,60 = 1,573$ кг. Для расчета вещественного состава пыли принимаем, что данные металлы находятся в пыли на 50% в виде сульфидов (Ni_3S_2 , CoS , Cu_2S , FeS) и на 50% в виде оксидов (NiO , Cu_2O , CoO и FeO). Результаты расчета массы и вещественного состава пыли сводим в табл.2.5.

Таблица 2.5

Масса пыли и ее вещественный состав

Соединения	Элементы, кг							Всего
	Ni	Cu	Co	Fe	S	O	Прочие	

Ni ₃ S ₂	0,0525				0,019			0,072
NiO	0,0525					0,014		0,067
Cu ₂ S		0,0405			0,010			0,051
Cu ₂ O		0,041				0,005		0,046
CoS			0,004		0,002			0,006
CoO			0,004			0,001		0,005
FeS				0,375	0,215			0,590
FeO				0,375		0,107		0,482
Прочие							0,254	0,254
Всего	0,105	0,081	0,008	0,750	0,247	0,128	0,254	1,573
Содержание, %	6,68	5,15	0,52	47,68	15,70	8,13	16,14	100,00

5. Расчет массы кварцевого флюса, массы и состава конвертерного шлака. Для расчета массы кварцевого флюса учитываем его флюсующую способность. По заданию в соответствии с данными практики медно-никелевых предприятий в конвертерном шлаке содержится 54 % Fe и 16,5 % SiO₂. Для ошлакования 48,5 кг железа потребуется кремнезема:

54,0 кг Fe требуют 16,5 кг SiO₂

48,5 кг Fe требуют X кг SiO₂

X = 14,819 кг.

Шлакующая способность кварцевого флюса:

54,0 кг Fe требуют 16,5 кг SiO₂

5,8 кг Fe требуют X кг SiO₂

X = 1,772 кг.

Шлакующая способность кварцевого флюса:

$72,5 - 1,772 = 70,728\%$.

Масса кварцевого флюса:

$14,819 \cdot 100 / 70,728 = 20,952$ кг.

С рассчитанным количеством кварцевого флюса в конвертер поступит: $20,952 \cdot 0,725 = 15,19$ кг SiO₂; аналогично 1,215 кг Fe (или 1,737 кг Fe₂O₃); 0,608 кг CaO; 0,44 кг MgO; 1,236 кг Al₂O₃ и 1,741 кг "прочих".

Для расчета массы и вещественного состава конвертерного шлака принимает по данным литературы и практики, что никель в

нем находится на 50 % в виде Ni_3S_2 и на 50 % в виде NiO , медь на 85% в виде Cu_2S и на 15% в виде Cu_2O , кобальт - на 25 % в виде CoS и на 75 % в виде CoO , а железо в виде FeS , Fe_3O_4 и FeO ; соответственно 10; 35 и 55% от его массы в конвертерном шлаке. Количество "прочих" в шлаке находим из баланса их прихода и расхода:

$$0,304+1,741-(0,222+0,254) = 1,569 \text{ кг.}$$

Результаты расчета сводим в табл.2.6.

Содержание железа и кремнезема в шлаке оказалось несколько выше заданного из-за недостаточного количества "прочих"), но их соотношение 54,0:16,5 выдержано, что свидетельствует о правильности расчета количества кварцевого флюса.

6. Расчет количества воздуха и отходящих газов. Масса серы, переходящей в газовую фазу:

$$26,5-(4,772+0,247+3,325) = 18,156 \text{ кг.}$$

Считаем, что сера в газовой фазе находится полностью в виде SO_2 . Масса кислорода, потребного для связывания серы в SO_2 , $(32,0 \cdot 18,155)/32,07 = 18,116$ кг. Масса SO_2 $18,156+18,116 = 36,272$ кг, объем $(36,272 \cdot 22,4): 64,07 = 12,681 \text{ м}^3$.

Теоретическая масса кислорода для переработки 100 кг штейна $(18,116+0,128+14,732)-(4,046+0,522) = 28,408$ кг, объем $(28,408 \cdot 22,4): 32,0 = 19,886 \text{ м}^3$.

Таблица 2.6

Масса конвертерного шлака и его вещественный состав

Соединения	Элементы, кг											Всего
	Ni	Cu	Co	Fe	S	O	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Прочие	
Ni ₃ S ₂	0,578				0,211							0,789
NiO	0,577					0,157						0,734
Cu ₂ S		0,826			0,208							1,034
Cu ₂ O		0,146				0,018						0,164
CoS			0,094		0,051							0,145
CoO			0,283			0,077						0,360
FeS				4,972	2,855							7,827
Fe ₃ O ₄				17,400		6,646						24,046
FeO				27,343		7,833						35,176
SiO ₂							15,190					15,190
CaO								0,608				0,608
MgO									0,440			0,440
Al ₂ O ₃										1,236		1,236
Прочие											1,569	1,569
Всего	1,155	0,972	0,377	49,715	3,325	14,732	15,190	0,608	0,440	1,236	1,569	89,319
Содержание	1,29	1,09	0,42	55,66	3,72	16,49	17,01	0,68	0,49	1,38	1,76	100,00

Примем коэффициент использования кислорода дутья ванной конвертера равным 95%, тогда практический объем кислорода $19,886/0,95 = 20,932 \text{ м}^3$, масса $20,932 \cdot 32,0/22,4 = 29,903 \text{ кг}$. Масса воздуха, подаваемого в конвертер, $29,903/0,23 = 130,014 \text{ кг}$. В нем азота $130,014 - 29,903 = 100,111 \text{ кг}$ или $(100,111 \cdot 22,4): 28,01 = 80,06 \text{ м}^3$.

Количество избыточного кислорода $29,903 - 28,408 = 1,495 \text{ кг}$ или $20,932 - 19,886 = 1,046 \text{ м}^3$.

Данные расчета количества и состава отходящих газов сводим в таблицу 2.7.

Таблица 2.7

Количество отходящих газов и их состав

Газы	Количество, кг	Массовое содержание, %	Объем, м ³	Объемное содержание, %
SO ₂	36,276	26,309	12,681	13,521
O ₂	1,495	1,084	1,046	1,115
N ₂	100,111	72,606	80,06	85,364
Всего	137,882	100,00	93,787	100,00

7. Материальный баланс процесса конвертирования. Для проверки правильности выполненных расчетов и удобства пользования ими сводим результаты расчетов в таблицу материального баланса (табл.2.7).

Таблица 2.7

Материальный баланс конвертирования медно-никелевого штейна

Параметр	Масса, кг.												
	Всего	Ni	Cu	Co	Fe	S	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	O ₂	N ₂	Прочие
	П о с т у п и л о												
Штейн	100,000	10,500	8,100	0,550	50,000	26,500					4,046		0,304
Флюс	20,952				1,215		15,190	0,608	0,440	1,236	0,522		1,741
Воздух	129,916										29,903	100,013	
Всего	250,868	10,500	8,100	0,550	51,215	26,500	15,190	0,608	0,440	1,236	34,471	100,013	2,045
	П о л у ч е н о												
Файнштейн	22,196	9,240	7,047	0,165	0,750	4,772							0,222
Шлак	89,319	1,155	0,972	0,377	49,715	3,325	15,190	0,608	0,440	1,236	14,732		1,569
Пыль	1,573	0,105	0,081	0,008	0,750	0,247					0,128		0,254
Газы	137,780					18,156					19,611	100,013	
Всего	250,868	10,500	8,100	0,550	51,215	26,500	15,190	0,608	0,440	1,236	34,471	100,013	2,045

3. РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО И ТЕПЛООВОГО БАЛАНСОВ АВТОКЛАВНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПИРРОТИНОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Задание. Выполнить полный расчет материального и теплового балансов технологического процесса.

Дано: Параметры процесса: температура 125 °С, давление кислорода 0,5 МПа, общее давление 1,3 МПа, продолжительность 2 ч, производительность 144 т/ч пульпы. Объемное содержание O₂ в кислородно-воздушной смеси (КВС), составляет 80%.

Химический состав сухого концентрата, %: 2,2 Ni; 1,3 Cu; 51,3 Fe; 30,7 S; 8,0 SiO₂; 2,0 Al₂O₃; 1,5 CaO; 1,2 MgO; 1,8 прочие. Плотность пульпы составляет Ж:Т=1,2. Фазовый состав: пирротин FeS, пентландит NiFeS₂; халькопирит CuFeS₂; магнетит Fe₃O₄. Все недостающие данные принимаются по ходу ведения расчета по литературным источникам.

1. Расчет рационального состава концентрата. Выполним расчет фазового состава пирротинового концентрата на 100 кг сухого материала.

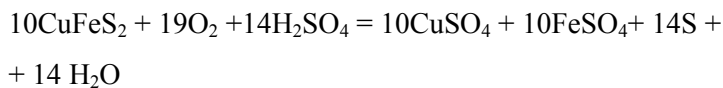
Количество $(2,2 \cdot 178,68) / 58,71 = 6,696$ кг, соответственно серы в NiFeS₂ – 2,403 кг; железа – 2, 093 кг. Выполняя аналогичные расчеты, конечные результаты сведем в табл. 3.1.

Таблица 3.1

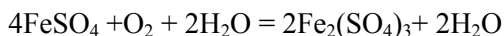
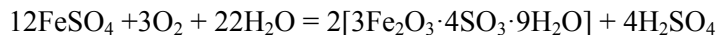
Рациональный состав концентрата

Элементы	Минералы					ИТОГО
	NiFeS ₂	CuFeS ₂	FeS	Fe ₃ O ₄	Прочие	
Ni	2,2					2,2
Cu		1,3				1,3
Fe	2,093	1,142	47	1,065		51,3
S	2,403	1,312	26,985			30,7
SiO ₂					8	8
CaO					1,5	1,5
MgO					1,2	1,2
Al ₂ O ₃					2	2
Прочие				0,407	1,393	1,8
Всего	6,696	3,754	73,985	1,472	14,093	100

2. Расчет рационального состава кека автоклавного выщелачивания. При выщелачивании пирротинового концентрата поведение сульфидов описывается следующими суммарными реакциями:



При этом часть сульфата Fe (II) окисляется и гидролизует:



По данным практики принимаем, что окисляется 95% пирротина, 60% пентландита и 40% халькопирита. Степень перехода серы в элементную составляет 80% для пирротина (реакция 1), 2/9 для пентландита (реакция 2) и 7/10 для халькопирита (реакция 3).

В раствор переходит 4% железа, причем 60% находится в форме двухвалентного сульфата, 40% - в форме трехвалентного сульфата.

Переходят в раствор 60% магнезия, 30% алюминия, а 70% оксида кальция превращается в сульфат (30% остаются в неизменном состоянии в кеке). Магнетит и кремнезем остаются в кеке без изменений. Конечный раствор имеет pH 1,6 [3].

При автоклавном выщелачивании переходят в раствор (с учетом таб.1): 2,2·0,6=1,32 кг Ni; аналогично, кг: 0,52 Cu; 1,231 Fe(II); 0,821 Fe(III); 0,434 Mg; 0,318 Al; 0,148 H₂SO₄.

С указанными металлами связано в виде сульфат-иона:

$$1,32 \cdot \frac{32,064}{57,72} + 0,52 \cdot \frac{32,064}{63,546} + 1,231 \cdot \frac{32,064}{55,847} + 0,821 \cdot \frac{3 \cdot 32,064}{2 \cdot 55,847} + 0,434 \cdot \frac{32,064}{24,305} + 0,318 \cdot \frac{3 \cdot 32,064}{2 \cdot 26,98} + 0,148 \cdot \frac{32,064}{99,08} = 3,585 \text{ кг серы.}$$

В кеке остается (по разности): серы $30,700 - 3,585 = 27,115$ кг и железа $51,3 - (1,231 + 0,821) = 49,248$ кг.

Образуется элементарной серы, кг:

по реакции (1) $26,985 \cdot 0,95 \cdot 4/5 = 20,509$;

по реакции (2) $2,403 \cdot 0,6 \cdot 4/18 = 0,320$;

по реакции (3) $1,312 \cdot 0,4 \cdot 14/20 = 0,367$, т.е. всего $21,196$ кг.

Образуется Fe_2O_3 , кг:

по реакции (1) $73,985 \cdot 0,95 \cdot 159,69 \cdot 2 / (87,91 \cdot 5) = 51,069$;

по реакции (2) $6,696 \cdot 0,6 \cdot 159,69 \cdot 2 / (177,68 \cdot 9) = 0,798$, т.е. всего

$51,867$ кг.

В кеке остаются:

а) недоокисленные сульфиды, кг:

FeS : $73,985 \cdot (1 - 0,95) = 3,699$; NiFeS_2 : $6,696 \cdot (1 - 0,6) = 2,678$;

CuFeS_2 : $3,754 \cdot (1 - 0,4) = 2,252$.

б) недорастворившиеся компоненты пустой породы, кг:

MgO : $1,2 \cdot (1 - 0,6) = 0,48$; Al_2O_3 : $2,0 \cdot (1 - 0,3) = 1,4$;

CaO : $1,5 \cdot 0,3 = 0,45$.

в) образовавшийся сульфат кальция, кг:

CaSO_4 : $1,5 \cdot 0,7 \cdot 136,14 / 56,08 = 2,549$;

г) нерастворимые $1,472$ кг Fe_3O_4 и $8,0$ кг SiO_2 .

В кеке в перечисленных соединениях содержится:

серы:

$$1,196 + 3,699 \cdot \frac{32,064}{87,91} + 2,678 \cdot \frac{2 \cdot 32,064}{178,68} + \\ + 2,252 \cdot \frac{2 \cdot 32,064}{183,52} + 2,549 \cdot \frac{32,064}{136,14} = 24,893 \text{ кг.}$$

железа:

$$51,867 \cdot \frac{2 \cdot 55,847}{159,69} + 47,0 \cdot (1 - 0,95) + 2,093 \cdot (1 - 0,6) + \\ + 1,142 \cdot (1 - 0,4) + 1,065 = 41,215 \text{ кг.}$$

Остальные сера и железо соответственно $27,115 - 24,893 = 2,222$ кг и $49,248 - 41,215 = 8,033$ кг находятся в кеке в форме ярозита $2[3\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{SO}_3 \cdot 9\text{H}_2\text{O}]$ и глокерита $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{SO}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$. Алгебраическим методом определяем их количество. Пусть x - количество железа в форме глокерита. Тогда серы в глокерите содержится

$x \cdot \frac{32,064}{223,388}$, кг и $(8,033 - x) \cdot \frac{128,256}{335,082}$, кг. Откуда

$x \cdot \frac{32,064}{223,388} + (8,033 - x) \cdot \frac{128,256}{335,082} = 2,222$; $x = 3,563$ кг. Железа в яро-

зите $8,033 - 3,563 = 4,470$ кг. Количество глокерита (по стехиометрии с учетом массы железа) составляет $3,563 \cdot 507,548 / 223,388 = 8,095$ кг.

Аналогично количество ярозита составляет $4,470 \cdot 961,482 / 335,082 = 12,826$ кг. В кеке автоклавного выщелачивания согласно расчетам содержится, кг: 8 SiO₂; 1,5 CaO; 0,48 MgO; 1,4 Al₂O₃. Результаты расчета представлены в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Состав автоклавного кека

	Всего	Ni	Cu	Fe	S	Оксиды	Проч.
FeS	3,699			2,35	1,349		
NiFeS ₂	2,678	0,88		0,837	0,961		
CuFeS ₂	2,252		0,78	0,685	0,787		
Fe ₂ O ₃	51,867			36,278			15,589
S	21,196				21,196		
Ярозит	12,826			4,470	1,711		6,645
Глокерит	8,095			3,563	0,511		4,021
Fe ₃ O ₄	1,472			1,065			0,407
Прочие	14,272				0,6	11,38	
Итого	118,357	0,88	0,78	49,248	27,115	11,38	28,954

Примечание. К оксидам отнесены: SiO₂, CaO, MgO, Al₂O₃.

3. Расчет расхода кислородно-воздушной смеси и состава абгаза. Определим стехиометрический расход кислорода при выщелачивании концентрата:

по реакции (1) расходуется $(73,985 - 3,699) \cdot 32 \cdot 5 / (87,91 \cdot 5) = 25,585$ кг;

по реакции (2) - $(6,696 - 2,678) \cdot 32 \cdot 31 / (178,68 \cdot 9) = 2,479$ кг;

аналогично по реакции (3) - 0,498 кг; по реакции (4) - 0,640 кг; по реакции (5) - 0,510 кг; по реакции (6) - 0,118 кг; итого 29,830 кг или 20,89 м³.

Во избежание накопления азота газовую фазу непрерывно сбрасывают, поддерживая парциальное давление кислорода на за-

данном уровне. Выпускаемый из автоклавов газ (абгаз) содержит кислород, азот, пары воды, поэтому степень использования кислорода меньше единицы.

Пусть V_0 – стехиометрический объемный расход кислорода, V' – объем кислорода, поступающего с КВС, V'' – объем кислорода, уходящего с абгазом. Степень использования кислорода

$$\omega = \frac{V^0}{V'} = (V' - V'') = 1 - \frac{V''}{V'}$$

С КВС поступает азота:

$$V' C'_a / C'_k \text{ где } C'_a \text{ и } C'_k - \text{объемные содержания в КВС азота и}$$

кислорода соответственно.

С абгазом уходит азота:

$$V'' C''_a / C''_k \text{ где } C''_a \text{ и } C''_k - \text{объемные содержания азота и ки-}$$

слорода в абгазе.

Поскольку в стационарном режиме количества поступающего и уходящего азота равны, то $V' C'_a / C'_k = V'' C''_a / C''_k$.

С учетом уравнения (7) получим:

$$\omega = \frac{V^0}{V'} = 1 - \frac{C'_a C''_k}{(C'_k C''_a)}$$

Поскольку отношение C''_k / C''_a пропорционально давлениям кислорода и азота P_k и P_a , имеем:

$$\omega = \frac{V^0}{V'} = 1 - \frac{C'_a P_k}{(C'_k P_a)}$$

Учитывая параметры процесса (125°C, давление кислорода 0,5 МПа, общее давление 1,3 МПа), представляем, что общее давление в автоклаве складывается из давлений кислорода, азота и водяного пара (при 125°C $P_в = 0,25$ МПа): $P = P_k + P_a + P_в$.

Тогда $P_a = 1,3 - 0,5 - 0,24 = 0,56$ МПа;

$$\omega = 1 - [20 \cdot 0,5 / (80 \cdot 0,56)] = 0,7768;$$

$$V = 20,89 / 0,7768 = 26,892 \text{ м}^3 \text{ или } 26,892 \cdot 32,0 / 22,41 = 38,4 \text{ кг ки-}$$

слорода.

С этим количеством кислорода поступит азота:

$$26,892 \cdot 20 / 80 = 6,723 \text{ м}^3 \text{ или } 6,723 \cdot 28,01 / 22,41 = 8,403 \text{ кг.}$$

Всего расход КВС составит $26,892 + 6,723 = 33,615 \text{ м}^3$ или 46,803 кг.

С абгазом уйдет:

$$\text{кислорода: } 26,892 - 20,890 = 6,002 \text{ м}^3 \text{ или}$$

$$6,002 \cdot 32,0 / 22,41 = 8,570 \text{ кг;}$$

$$\text{азота: } 6,723 \text{ м}^3 \text{ или } 8,404 \text{ кг;}$$

$$\text{водяного пара: } 6,723 \cdot 0,24 / 0,56 = 2,881 \text{ м}^3 \text{ или } 2,317 \text{ кг.}$$

Расчетные данные сводим в таблицу 3.3.

Таблица 3.3

Состав абгаза

Компонент	P, МПа	Количество		Содержание	
		м ³	кг	% (объем.)	% (масс.)
O ₂	0,5	6,002	8,570	38,46	44,43
N ₂	0,56	6,723	8,403	43,08	43,56
H ₂ O	0,24	2,881	2,317	18,46	12,01
Всего	1,3	15,606	19,290	100	100

4. Составление материального баланса. При Ж:Т=1,2:1 масса воды на 100 кг концентрата составит 120 кг.

При плотности раствора $\rho = 1,055 \text{ кг/дм}^3$ его объем составляет 122,4 дм³. Масса воды в растворе равна разности между его массой и массой сульфатов металлов и кислоты:

$$129,156 - [1,320 + 0,520 + 2,052 + 0,720 + 0,600 + 3,585 \cdot (96,06 / 32,064 + 0,148 \cdot 2,02 / 98,08)] = 113,202 \text{ кг.}$$

Соответственно расчетные количества исходных материалов и продуктов автоклавного выщелачивания сводим в табл. 3.4.

Таблица 3.4

Материальные потоки при автоклавном выщелачивании

Статья прихода	Количество, кг	Получено	Количество, Кг
концентрат	100	кек	118,357
вода	120	раствор	129,156
КВС	46,803	абгаз	19,290
Итого	266,803	Итого	266,803

Полный материальный баланс автоклавного выщелачивания пирротинового концентрата приведен в табл. 3.5.

5. Расчет теплового баланса

Приход тепла складывается за счет:

- а) физического тепла концентрата при 10°C :
 $0,61 \cdot 10 \cdot 100 = 610$ КДж;
- б) физического тепла воды при 10°C : $4,18 \cdot 10 \cdot 120 = 5020$ КДж;
- в) физического тепла КВС при 10°C :
 $(0,92 \cdot 38,4 + 1,04 \cdot 86403) \cdot 10 = 440$ КДж;
- д) тепла экзотермических реакций.

Используя табличные значения энтальпий образования исходных и конечных продуктов взаимодействия, рассчитываем изменение энтальпии реакции (1-6). Величину энтальпии образования пентландита, приближенно принимаем равной сумме энтальпий образования NiS и FeS. Для реакций (4) и (5) величина ΔH_{298}^0 определена из расчета, что окисление и гидролиз идут согласно реакции:

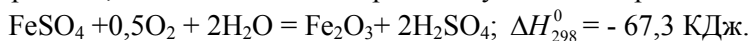


Таблица 3.5

Материальный баланс автоклавного выщелачивания пирротинового концентрата

Статьи	Масса, кг	Объем, дм ³	Количество, кг																		
			Ni	Cu	Fe	S	Оксиды	O ₂	N ₂	H ₂ O	Проч.										
Поступает:																					
концентрат	100,00		2,2	1,3	51,3	30,7	12,7													1,8	
вода	120,00	120,0																		120,0	
КВС	46,803	33,62																			
Итого	266,803		2,2	1,3	51,3	30,7	12,7			38,40	8,403									120,0	1,8
Получено:																					
кек	118,357		0,88	0,78	49,25	27,12	11,38														28,9
раствор	129,156	122,4	1,32	0,52	2,05	3,58	1,32													113,2	7,2
абгаз	19,290	15606																			2,3
Итого	266,803		2,2	1,3	51,3	30,7	12,7			8,57	8,403									115,5	36,1

Для реакций (1-6) получаем следующие значения ΔH_{298}^0 , КДж соответственно: -2150; -13680; -7960; - 400; -130; -400.

Теплотой превращения компонентов пустой породы пренебрегаем.

Выделение тепла происходит за счет взаимодействия по реакциям:

$$(1) [2150/(87,91 \cdot 5)] \cdot 73,985 \cdot 0,95 \cdot 10^3 = 343790 \text{ КДж};$$

$$(2) [13680/(178,68 \cdot 9)] \cdot 6,696 \cdot 0,6 \cdot 10^3 = 34180 \text{ КДж};$$

$$(3) 6510 \text{ КДж}; (4) 2670 \text{ КДж}; (5) 2070 \text{ КДж}; (6) 1470 \text{ КДж}.$$

Итого количество выделенного в результате реакций составляет 390690 КДж.

Таким образом, всего приход тепла составляет: $610+5020+440+390690=396760$ КДж.

Расходование тепла происходит за счет:

а) физического тепла кека при 125 °С:
 $0,68 \cdot 118,357 \cdot 125 = 10600$ КДж, где 0,68 – теплоемкость кека, КДж/кг;

б) физического тепла раствора при 125 °С:
 $4,18 \cdot 129,156 \cdot 125 = 67480$ КДж;

в) физического тепла абгаза (без паров воды) при 125 °С:
 $(0,92 \cdot 8,57 + 1,04 \cdot 8,403) \cdot 125 = 2080$ КДж;

г) тепла с водяным паром абгаза: $2,718 \cdot 2,317 = 6300$ КДж, где 2,718 – энтальпия пара при 125 °С, КДж/кг;

е) потерь тепла во внешнюю среду (приняты равными 7% от прихода тепла) - $396760 \cdot 0,7 = 27770$ КДж.

Всего расход тепла составляет $10060+67480+2080+6300+27770=113690$ КДж.

Избыток тепла равный $396760-113690=283070$ необходимо отвести из автоклава с помощью холодильника. Результаты расчета теплового баланса сводим в табл. 3.6.

Таблица 3.6

Тепловой баланс автоклавного выщелачивания пирротинового концентрата

Статья баланса	Количество тепла	
	КДж	%
Приход тепла:		
физического тепла концентрата	610	0,2
физического тепла воды при	5020	1,3
физического тепла КВС при 10 ⁰ С	440	0,1
тепла экзотермических реакций	390690	98,4
Всего	396760	100
Расход тепла:		
физическое тепло кека	10600	2,5
физического тепла раствора	67480	17,0
физическое тепло сухого абгаза	2080	0,5
тепло с водяным паром абгаза	6300	1,6
потери тепла во внешнюю среду	27770	7,0
Отвод тепла холодильниками	283070	71,4
Всего	396760	100

6. Расчет числа автоклавов

При непрерывном выщелачивании в вертикальных автоклавах производительность (q , т/ч) рассчитывают по формуле:

$$q = V \cdot Q \cdot A \cdot \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \tau^{-1} \cdot 10^6,$$

где V – объем пульпы в автоклаве, м³; Q – содержание твердого в пульпе, т/м³; A – содержание извлекаемого компонента в твердой фазе, %; η_1 – извлечение ценного компонента, %; η_2 – коэффициент машинного времени автоклава, %; τ – продолжительность пребывания пульпы в автоклаве, ч.

Рассчитаем количество автоклавов емкостью 25 м³ в батарее для обработки пульпы пирротина ($\rho=1,2$ кг/дм³) с заданными производительностью 144 т/ч и временем выщелачивания 2 ч.

Объем пульпы составляет, м³/ч: 144/1,2= 120. С учетом продолжительности выщелачивания определяем рабочий объем реакционных автоклавов: 120·2=240 м³. Число реакционных автоклавов с учетом коэффициента заполнения 0,85 составляет 240/(0,85·25)=11,3, т.е. 12 автоклавов.

К установке принимаем 2 греющих автоклава, общее число автоклавов в батарее 14 штук.

4. РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА И ОБОРУДОВАНИЯ ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОГО РАФИНИРОВАНИЯ ЗОЛОТА

Аффинаж – металлургическая технология очистки благородных металлов от примесей и разделения их друг от друга.

На аффинажные заводы поступают гравитационные концентраты самородного золота, цинковые осадки цианистого процесса, шлиховое золото из амальгам, металл Доре, полученный из шламов электролитического рафинирования меди и цинковой пены процесса рафинирования свинца, различный бытовой и промышленный лом, отходы и другие материалы.

Состав золотосодержащих материалов, поступающих на аффинаж очень сложен и непостоянен. В них кроме золота, могут присутствовать серебро, медь, свинец, сурьма, мышьяк, олово, висмут и другие примеси, а в ряде случаев и металлы платиновой группы. Все примеси неблагородных металлов в таких материалах называют лигатурой.

Возможны несколько методов аффинажа золотосодержащих материалов. Простейшим из них является их плавка с продувкой расплава газообразным хлором непосредственно в плавильной печи с целью перевода образующихся при этом хлоридов в наводимый шлак или в возгоны. После удаления из сплава лигатурных примесей и серебра расплав золота чистотой до 997 пробы разливают в слитки и в случае необходимости подвергают электролитическому рафинированию. Шлаки и другие отходы процесса хлорирования для извлечения золота и использования других ценных компонентов требуют сложной гидрометаллургической переработки, из-за чего такой способ аффинажа в настоящее время применяется редко.

Наиболее совершенным методом аффинажа золота является электролиз. При этом сплавы, содержащие более 700 и менее 300 проб золота, перерабатывают отдельно по различным технологиям. Аффинаж сплавов с преобладающим содержанием серебра требует двустадийного электролиза.

Задание. Выполнить расчет отделения электролитического рафинирования золота производительностью 80 тонн катодного золота в год.

Принять следующий состав золотых анодов, %: 91,0 Au, 6,0 Ag, 1,0 Cu, 0,9 Pd, 0,6 Pt, 0,5 Pb.

Требуется. Составить материальный баланс процесса электролиза, включая расчет необходимого количества электролизных ванн, расчет количества и состав отработанного электролита, состав и количество шлама, количество и состав анодных остатков и катодного золота.

Количественно и аппаратурно оценить стадию подготовки электролита и необходимые операции по доизвлечению золота из анодных остатков и золотистого шлама, а также по выделению из отработанного солянокислого электролита металлов платиновой группы.

1. Материальный баланс электролиза

Производительность 80 т/год катодного золота. Сырье поступает в отделение в виде сплава следующего состава, %: 91,0 Au, 6,0 Ag, 1,0 Cu, 0,9 Pd, 0,6 Pt, 0,5 Pb.

Расчет ведем на 1000 г сплава

Для растворения 1000 г сплава идет следующее количество электричества:

$$\text{Au} = \frac{910}{2,45} = 371,28 \text{ А} \cdot \text{ч}$$

где 2,45 – электрохимический эквивалент золота.

$$\text{Ag} = \frac{60}{4,03} = 14,888 \text{ А} \cdot \text{ч}$$

$$\text{Cu} = \frac{10}{1,19} = 8,403 \text{ А} \cdot \text{ч}$$

$$\text{Pd} = \frac{9}{0,99} = 9,091 \text{ А} \cdot \text{ч}$$

$$\text{Pt} = \frac{6}{1,82} = 3,297 \text{ А} \cdot \text{ч}$$

$$P_t = \frac{6}{1,82} = 3,297 \text{ А} \cdot \text{ч}$$

Всего расходуется 408,399 А · ч.

При прохождении тока на катоде будет восстанавливаться золота:

$$2,45 \cdot 408,399 \cdot 0,95 = 950,549 \text{ г,}$$

где 0,95 – катодный выход по току (95%).

Принимаем число рабочих дней в году 330, тогда суточная производительность по катодному золоту будет равна:

$$P = \frac{80000}{330} = 242,425 \text{ кг/сут.}$$

Для осаждения на катоде 242,425 кг катодного золота требуется растворить анодов:

$$\frac{242,425}{950,549} = 255,037 \text{ кг/сут.}$$

Принимаем выход анодных остатков 15%, получаем, что для осаждения на катоде 242,425 кг катодного золота необходимо иметь анодов:

$$\frac{255,037}{0,85} = 300,043 \text{ кг.}$$

Масса анодных остатков:

$$225,032 \cdot 0,15 = 45,006 \text{ кг/сут.}$$

В шлам переходит 1,5% растворимой части анодов:

$$232,083 \cdot 0,015 = 3,481 \text{ кг.}$$

Количество золото, которое растворится:

$$232,083 - 3,481 = 228,602 \text{ кг.}$$

Выделится на катоде: 242,424 кг.

Останется в электролите: 242,424 – 228,602 = 13,822 кг.

Это количество будет поступать из электролита. Электролит меняем по мере накопления Pd.

Допустимая концентрация Pd=15 г/л. Pd переходит в электролит в количестве 2,294 кг. На регенерацию отводят:

$$\frac{2294}{15} = 152,933 \text{ л.}$$

Таблица 4.1

Элемент	Общая масса анодов	Растворимая часть анодов	Анодные остатки	Перешло в раствор	Перешло в анодный шлам	Катодное золото
Au	273,03	232,086	40,95	228,60	3,48	242,42
Ag	18,0	15,	2,70	-	15,30	-
Cu	3,0	2,55	0,45	2,55	-	-
Pd	2,70	2,29	0,40	2,29	-	-
Pt	1,80	1,53	0,27	1,53	-	-
Pb	1,50	1,27	0,22	-	1,27	-
Итого	300,04	255,03	45,0	234,97	20,05	242,42

1.1. Расчет количества ванн для электролиза

По данным практики принимаем к установке фарфоровые ванны объемом 30 л с внутренними размерами $475 \times 275 \times 250$ мм. В ванну завешивается 15 анодов размером $150 \times 50 \times 15$ мм и 18 катодов размером $153 \times 53 \times 0,2$ мм.

Рабочая поверхность катодов:

$$S_k = 0,053 \cdot 0,0153 \cdot 2 \cdot 15 = 0,243 \text{ м}^2.$$

По данным практики принимаем плотность тока:

$$j = 1200 \text{ А/м}^2.$$

Сила тока на ванне:

$$I = S_k \cdot j = 0,243 \cdot 1200 = 291,6 \text{ А.}$$

Ванна работает 22 часа в сутки. Выход по току 95%.

Суточная производительность одной ванны по катодному золоту:

$$P = I \cdot \tau \cdot q \cdot \eta = 291,6 \cdot 22 \cdot 2,45 \cdot 0,95 = 14931,378 \text{ г.}$$

или 14,931 кг.

Для процесса потребуется ванн:

$$242,42 / 14,93 = 16,236 \text{ штук,}$$

учитывая резерв 25%: $16,236 \cdot 1,25 = 20,295$, т.е. 21 ванну.

Объем одного анода равен $0,1125 \text{ дм}^3$, всего анодов 15.

Объем 15 анодов равен $1,6875 \text{ дм}^3$.

Объем одного катода равен $0,0016218 \text{ дм}^3$, всего 18 катодов.

Объем 18 катодов равен $0,029 \text{ дм}^3$.

Объем 18 катодов и 15 анодов равен $1,72 \text{ дм}^3$.

Уровень электролита в ванне должен быть на 30 мм выше верхней кромки анодов и катодов, т.е. на 220 мм от дна ванны. Тогда объем электролита в ванне:

$$4,75 \cdot 2,75 \cdot 2,5 - 1,72 = 25,0 \text{ л.}$$

Рассчитываем массу анода.

Объем анода равен $112,5 \text{ см}^3$.

Плотность анода равна $18,036 \text{ г/см}^3$.

Масса анода будет равна:

$$m = V \cdot \rho = 112,5 \cdot 18,036 = 2029,05 \text{ г или } 2,029 \text{ кг.}$$

Рассчитываем массу катодной основы.

Объем катода равен $1,622 \text{ см}^3$.

Плотность золота $19,3 \text{ г/см}^3$.

Масса катодной основы:

$$m = V \cdot \rho = 1,622 \cdot 19,3 = 31,305 \text{ г или } 0,031 \text{ кг.}$$

Рассчитываем продолжительность растворения анодов:

$$\tau = \frac{m}{q \cdot I}; \quad \tau = \frac{2,029 \cdot 15 \cdot 85}{2,45 \cdot 291,6 \cdot 100} = 36,2 \text{ часов}$$

где 15 – количество анодов,

85 - процент растворения анодов.

Продолжительность наращивания золота на катодные основы.

Толщина готового катода – 5 мм.

Масса готового катода:

$$(15,3 \cdot 5,3 \cdot 0,5) \cdot 19,3 = 782,5185 \text{ г.}$$

Масса осажденного катодного золота на одном катоде равна:

$$782,5185 - 31,305 = 751,2135 \text{ г.}$$

Потребуется катодных основ в сутки:

$$\frac{242,424}{751,2135} = 323 \text{ шт.}$$

Объем электролита в 21 ванне равен $25 \cdot 21 = 525$ л.
 Исходная концентрация золота в электролите 200 г/л.
 Во всех ваннах $525 \cdot 0,2 = 105$ кг Au или 181,112 HАuCl₄.
 Концентрация золота во всех ваннах через сутки работы:

$$\frac{105 - 13,822}{525} \cdot 1000 = 173,672 \text{ г/л.}$$

1.2. Расчет количества и состав отработанного электролита

По данным практики допускаются следующие предельные концентрации золота и примесей г/л:

$$\text{Au} \geq 100, \text{Cu} \leq 90, \text{Pt} \leq 50, \text{Pd} \leq 15.$$

С отработанным электролитом уходит золота:

$$173,672 \cdot 152,933 = 26560,29 \text{ г,}$$

или 26,560 кг Au, или 45,813 кг HАuCl₄.

Тогда со свежим электролитом нужно вводить золота:

$$26,560 + 13,822 = 40,382 \text{ кг,}$$

или 69,654 кг HАuCl₄.

Содержание свободной HCl в электролите 100 г/л.

Количество HCl во всем объеме 52,5 кг.

С отработанным электролитом уходит HCl - 15,293 кг.

Потери при испарении составляют 10% равные 5,25 кг.

Со свежим электролитом должно вводиться

$$5,25 + 15,293 = 20,543 \text{ кг.}$$

Необходимо добавлять в ванны 152,933 л/сутки свежего электролита с концентрацией золота:

$$\frac{40,382}{152,933} \cdot 1000 = 264,050 \text{ г/л,}$$

или 455,453 г/л HАuCl₄.

В отработанном электролите содержится:

$$\text{Pt} = (1,53 / 152,933) \cdot 10^3 = 10,004 \text{ г/л}$$

$$\text{Cu} = (3,01 / 152,933) \cdot 10^3 = 19,616 \text{ г/л}$$

Таким образом, если менять электролит по мере накопления Pd, то концентрация остальных примесей и золота будет находиться в допустимых пределах (табл.4.2).

Таблица 4.2

Электролит	Содержание, г/л	Количество, кг
Au	173,672	26,560
HAuCl ₄	399,301	45,813
Cu	19,616	2,550
Pt	10,004	1,530
Pd	15	2,295
HCl	100	15,293

1.3. Состав и количество шлама

В процессе электролиза в шлам переходит: Au – 3,481 кг, Ag – 15,302 кг, Pb – 1,275 кг.

Состав шлама: AgCl – 20,348 кг, PbCl₂ – 1,711 кг.

Всего: 25,541 кг.

Влажность шлама 20%. Количество влаги:

$$\frac{25,541 \cdot 20}{80} = 6,385 \text{ кг.}$$

Плотность электролита 1,35 кг/дм³.

Объем электролита, уходящего с шламом:

$$\frac{6,385}{1,35} = 4,730 \text{ л.}$$

Количество металлов и кислоты, уходящих с влагой шлама приведено в табл. 4.3.

Таблица 4.3

Электролит	Содержание, г/л	Количество, кг
Au	173,672	0,821
HAuCl ₄	399,301	1,889
Cu	19,616	0,093
CuCl ₂	41,424	0,196
Pt	10,004	0,047
H ₂ PtCl ₆	21,002	0,099
Pd	15	0,071
H ₂ PdCl ₆	45,262	0,214
HCl	100	0,473

1.4. Анодные остатки

Масса анодных остатков 45,006 кг. Влажность 5%. Масса электролита в них:

$$\frac{45,006 \cdot 5}{95} = 2,369 \text{ кг.}$$

Объем электролита:

$$\frac{2,369}{1,35} = 1,756 \text{ л,}$$

где 1,35 – плотность электролита.

Количество металлов и кислоты уходящих с влагой анодных остатков:

$$\text{Au} = 1,76 \cdot 173,6 = 0,306 \text{ кг,}$$

$$\text{HAuCl}_4 = 1,76 \cdot 399,301 = 0,703 \text{ кг,}$$

$$\text{Cu} = 1,76 \cdot 19,616 = 0,035 \text{ кг,}$$

$$\text{CuCl}_2 = 1,76 \cdot 41,424 = 0,073 \text{ кг,}$$

$$\text{Pt} = 1,76 \cdot 10,004 = 0,018 \text{ кг,}$$

$$\text{H}_2\text{PtCl}_6 = 1,76 \cdot 21,002 = 0,037 \text{ кг,}$$

$$\text{Pd} = 1,76 \cdot 15 = 0,026 \text{ кг,}$$

$$\text{H}_2\text{PdCl}_6 = 1,76 \cdot 45,262 = 0,080 \text{ кг,}$$

$$\text{HCl} = 1,76 \cdot 100 = 0,176 \text{ кг.}$$

1.5. Катодное золото

Масса катодного золота 242,424 кг. Влажность 5%. Масса электролита в нем:

$$\frac{242,424 \cdot 5}{95} = 12,759 \text{ кг,}$$

Объем электролита:

$$\frac{12,759}{1,35} = 9,451 \text{ л,}$$

где 1,35 – плотность электролита.

Количество металлов и кислоты, уходящих с влажной катодного золота:

$$\text{Au} = 9,451 \cdot 173,6 = 1,641 \text{ кг,}$$

$$\text{HAuCl}_4 = 9,451 \cdot 399,301 = 3,773 \text{ кг,}$$

$$\text{Cu} = 9,451 \cdot 19,616 = 0,185 \text{ кг,}$$

$$\text{CuCl}_2 = 9,451 \cdot 41,424 = 0,391 \text{ кг,}$$

$$\text{Pt} = 9,451 \cdot 10,004 = 0,095 \text{ кг,}$$

$$\text{H}_2\text{PtCl}_6 = 9,451 \cdot 21,002 = 0,198 \text{ кг,}$$

$$\text{Pd} = 9,451 \cdot 15 = 0,142 \text{ кг,}$$

$$\text{H}_2\text{PdCl}_6 = 9,451 \cdot 45,262 = 0,428 \text{ кг,}$$

$$\text{HCl} = 9,451 \cdot 100 = 0,1945 \text{ кг.}$$

Общее количество электролита, уходящего с продуктами:

$$9,451 + 1,760 + 4,730 = 15,941 \text{ л.}$$

Результаты баланса металлов основного электролиза приведены в таблице 4.4.

Таблица 4.4

Материальный баланс основного электролиза

Статьи	Всего		Au		Ag		Cu		Pd		Pt		Pb	
	кг	г/л %	кг	г/л %	кг	г/л %	кг	г/л %	кг	г/л %	кг	г/л %	кг	г/л %
Аноды	300,042	91	273,039	91	18,003	60	3,0	10	2,700	9	1,800	6	2,700	5
Свежий электролит	152,933	264,050	40,382	264,050	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Остаток электролита в ваннах	372,067	173,672	26,560	173,672	-	-	3,001	19,616	2,295	15	1,53	10,004	-	-
Итого			339,981		18,003		6,001		4,995		3,330		2,700	

Приход:

Продолжение Таблицы 4.4

Статьи	Всего	Au		Ag		Cu		Pd		Pt		Pb	
		кг	г/л %	кг	г/л %	кг	г/л %	кг	г/л %	кг	г/л %	кг	г/л %
Расход:													
Анодный остаток	45,006	40,956		2,700		0,450		0,405		0,270		0,200	
2) Шлам	25,541	3,481		15,302								1,275	
3) Электролит на регенерацию	152,933	26,560	173,672			2,550	19,616	2,295	1,5	1,530	10,004		
С анодным остатком	1,756	0,306				0,035		0,026		0,018			
Со шламом	4,730	0,821				0,093		0,071		0,047			
С катодным золотом	9,451	1,641		1		0,185		0,142		0,095			
С раствором на регенерацию	136,996	23,759				2,237		2,056		1,37			
4) Катодное золото	242,425	242,425											
5) Остаток электролита в ваннах	372,067	26,560	173,672			3,001		2,295		1,53			
Итого		339,981		18,003		6,001		4,995		3,330		2,700	

2. Приготовление электролита

Для электролиза необходимо получить в сутки 152,933 л электролита с содержанием Au 264,050 г/л.

Состав анодов для приготовления электролита принимаем следующий: Au – 970 – 97%, Ag - 30 - 3%.

По данным практики выход анодных остатков 10%.

В шлам переходит золото в количестве 1,5% от растворимой части анодного сплава.

Расчет ведем на 100 кг анодов.

Количество золота в растворяемой части анода:

$$90 \cdot 0,97 = 87,3 \text{ кг.}$$

В шлам переходит золота:

$$87,3 \cdot 0,015 = 1,35 \text{ кг.}$$

В растворе остается золота:

$$87,3 - 1,35 = 85,95 \text{ кг.}$$

При приготовлении электролита надо получить 40,382 кг золота в электролите, чтобы направить его на электролиз.

Значит для этого нужно растворить анодов:

$$\frac{40,382 \cdot 100}{85,95} = 46,983 \text{ кг.}$$

В этих анодах содержится золота:

$$46,983 \cdot 0,97 = 45,574 \text{ кг.}$$

Масса анодных остатков будет составлять:

$$46,983 \cdot 0,1 = 4,698 \text{ кг.}$$

Количество золота в анодных остатках:

$$4,698 \cdot 0,97 = 4,557 \text{ кг.}$$

Результаты расчетов массы и состава анодов представлены в таблице 4.5.

Таблица 4.5

Элемент	Масса анодов, кг	Масса анодных остатков, кг	Масса растворенной части, кг
Au	45,574	4,557	40,875
Ag	1,409	0,141	1,268
Итого	46,983	4,698	42,143

Рассчитаем массу шлама:

Ag – 1,268 кг,

$$\text{AgCl} = \frac{1,268 \cdot 143,337}{107,88} = 0,545 \text{ кг},$$

$$\text{Au} - 40,875 - 40,382 = 0,493.$$

Итого шлама:

$$1,685 + 0,493 = 2,178 \text{ кг}.$$

Количество электролита, уходящего со шламом и анодными остатками.

Влажность шлама принимаем 20% от массы электролита.

Количество электролита в шламе:

$$\frac{2,178 \cdot 20}{80} = 0,545 \text{ кг}.$$

Объем электролита:

$$\frac{0,545}{1,35} = 0,403 \text{ л},$$

где 1,35 – плотность электролита.

Количество электролита и кислоты, уходящих с влагой шлама:

$$\text{Au} = 0,403 \cdot 264,050 = 0,107 \text{ кг},$$

$$\text{HAuCl}_4 = 0,403 \cdot 455,453 = 0,184 \text{ кг},$$

$$\text{HCl} = 0,403 \cdot 100 = 0,403 \text{ кг}.$$

Влажность анодных остатков 5%.

Масса анодных остатков:

$$\frac{4,695 \cdot 5}{95} = 0,247 \text{ кг}.$$

Объем электролита:

$$\frac{0,274}{1,35} = 0,183 \text{ л},$$

где 1,35 – плотность электролита.

Количество металлов и кислот, уходящих с влагой анодных остатков:

$$\text{Au} = 0,183 \cdot 264,050 = 0,048 \text{ кг},$$

$$\text{HAuCl}_4 = 0,183 \cdot 455,453 = 0,083 \text{ кг},$$

$$\text{HCl} = 0,183 \cdot 100 = 0,018 \text{ кг}.$$

Общее количество электролита уходящего с продуктами:
 $0,403+0,183=0,586$ л.

3.Расход соляной кислоты на приготовление свежего электролита

При протекании электрохимической реакции
 $\text{Au}+4\text{HCl}\rightarrow\text{HAuCl}_4+3/2\text{H}_2$ расходуется следующее количество:

$$\text{HCl} = \frac{40,382 \cdot 145,828}{197,0} = 29,893 \text{ кг},$$

$$\text{HAuCl}_4 = \frac{40,382 \cdot 339,828}{197,0} = 69,660 \text{ кг},$$

$$\text{H}_2 = \frac{40,382 \cdot 3}{197,0} = 0,615 \text{ кг}.$$

На образование AgCl расходуется HCl :



$$\text{HCl} = \frac{1,685 \cdot 36,457}{107,88} = 0,569 \text{ кг},$$

Образуется AgCl :

$$\text{AgCl} = \frac{1,685 \cdot 143,337}{107,88} = 2,239 \text{ кг}.$$

Образуется H_2 :

$$\text{H}_2 = \frac{1,685 \cdot 1}{107,88} = 0,016 \text{ кг}.$$

Суммарный расход HCl :

$$29,893+0,569=30,462 \text{ кг}.$$

Должно остаться свободной HCl :

$$15,293+0,586=15,879 \text{ кг}.$$

Потери на испарение 10%:

$$\frac{30,462 + 15,879}{10} = 4,634 \text{ кг},$$

Общий расход электролита на приготовление электролита:

$$30,462+15,879+4,634=50,975 \text{ кг}.$$

Суммарное количество H_2 , выделившееся в процессе приготовления электролита:

$$0,615+0,016=0,631 \text{ кг.}$$

Баланс приготовления электролита приведен в таблице 4.6.

Таблица 4.6

Статьи	Всего	Au			Ag		
		кг	г/л	%	кг	г/л	%
Приход							
Аноды	46,983	45,574	97,0	1,268	3,0		
HCl	50,975						
Итого	97,958	45,574		1,268			
Расход							
Анодные остатки	4,698	4,557		0,141			
Шлам	2,178	0,493		1,268			
Электролит	152,933	40,382	264,050				
Испарение HCl	4,634						
Итого		45,432		1,309			

Принимаем, что 1% золота переходит в шлам. Для растворения 1 кг сплава необходимо затратить следующее количество электричества:

- на растворение золота:

$$\frac{970 \cdot 0,99}{2,45} = 391,959 \text{ А} \cdot \text{ч},$$

- на окисление серебра:

$$\frac{30}{4,03} = 7,444 \text{ А} \cdot \text{ч}.$$

Всего 399,403 А·ч.

Анодный выход по току:

$$\eta = \frac{391,959}{399,403} = 0,981.$$

Необходимо растворить на аноде золота:

$$m = I_a \cdot q \cdot \tau \cdot 0,95 \cdot \eta,$$

где 0,95 – машинное время работы ванны.

Площадь одного анода 0,0105 м².

Плотность тока по данным практики принимаем 900 А/м²:

$$I_a = \frac{m}{q \cdot \tau \cdot 0,95 \cdot \eta}.$$

$$I_a = \frac{40,382}{2,45 \cdot 24 \cdot 0,95 \cdot 0,981} = 736,916 \text{ А.}$$

Площадь анодов:

$$S_a = \frac{736,916}{900} = 0,819 \text{ м}^2.$$

Число анодов:

$$\frac{0,819}{0,0105} = 77,98 \text{ шт.}$$

Принимаем 78 анодов.

Принимаем к установке 13 круглых ванн из винипласта диаметром 300 мм и высотой 240 мм.

В каждую ванну помещают круглую диафрагму диаметром 280 мм и высотой 190 мм.

Диафрагма представляет собой цилиндрический каркас из винипласта. Толщина боковой поверхности 3-4 мм, толщина дна 5-7 мм. На каркас наклеивается ионообменная пленка с активной поверхностью 800-900 см².

В диафрагму завешивается 6 анодов размером 150×50×15 мм и заливают техническую HCl с концентрацией 180-250 г/л.

В ванну (катодное пространство) завешивают 10 катодов размером 153×53×0,2 мм и заливают HCl с концентрацией 60-120 г/л.

4. Обработка анодного шлама

Шлам поступает из ванн основного электролиза и из ванн приготовления электролита.

Состав и количество шлама, поступающего из ванн основного электролиза и из ванн приготовления электролита, представлен в таблице 4.7.

Таблица 4.7

Вид шлама	Au, кг	AgCl, кг	PbCl ₂ , кг	Всего, кг
Шлам основных ванн	3,480	20,348	1,715	25,543
Шлам ванн растворения	0,493	1,686	-	2,179
Итого	3,973	22,034	1,715	27,722

С влагой шлама поступает количество электролита, представленное в таблице 4.8.

Таблица 4.8

Содержание	Из основных ванн, кг	Из ванн растворения, кг	Всего, кг
Au	0,821	0,107	0,928
HAuCl ₄	1,889	0,184	2,073
CuCl ₂	0,196	-	0,196
H ₂ PtCl ₆	0,099	-	0,099
H ₂ PdCl ₆	0,214	-	0,214
HCl	0,473	0,403	0,876

Шлам промывается четырехкратным количеством воды.

$$27,722 \cdot 4 = 110,888 \text{ л.}$$

Влажность шлама после промывки 15%. Количество воды в промывном шламе:

$$\frac{27,722 \cdot 15}{85} = 4,892 \text{ л.}$$

На осаждение золота поступает раствора:

$$110,888 - 4,892 + 4,730 = 110,726 \text{ л.}$$

Отмучивание шлама – это отделение грубодисперсных частиц золота.

Расход воды – 4-х кратный, количество воды на отмучивание:

$$27,722 \cdot 4 = 110,888 \text{ л.}$$

В шламе содержится 3,973 кг золота. При отмучивании 95% золота переходит в крупную фракцию (скрап).

$$3,973 \cdot 0,95 = 3,774 \text{ кг.}$$

В шламе остается 5% : Au-1,987 кг, AgCl – 22,034 кг, PbCl₂ – 1,715 кг.

Итого масса шлама после отмучивания:

$$1,987+22,034+1,715=25,736 \text{ кг.}$$

Влажность шлама 20%, т.е. масса влаги:

$$\frac{25,736 \cdot 20}{80} = 6,434 \text{ кг.}$$

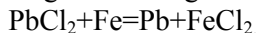
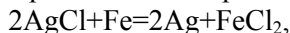
Идет в оборот промывной воды:

$$110,888+4,892-6,434=109,346 \text{ л.}$$

5. Восстановление хлоридов

Поступает на восстановление 25,736 шлама, в котором 22,034 кг AgCl. Восстановление ведут в соляной среде железным порошком.

Процесс идет по реакции:



На восстановление серебра потребуется железа:

$$\frac{22,034 \cdot 55,85}{286,64} = 4,293$$

На восстановление свинца потребуется железа:

$$\frac{1,715 \cdot 55,85}{278,093} = 0,344 \text{ кг.}$$

Всего потребуется железа:

$$4,293+0,344=4,637 \text{ кг.}$$

Берем избыток 50 %:

$$4,637 \cdot 1,5=6,956 \text{ кг.}$$

Образуется FeCl₂ (Ag):

$$\frac{22,034 \cdot 126,753}{286,64} = 9,743 \text{ кг.}$$

Образуется FeCl₂ (Pb):

$$\frac{1,715 \cdot 126,753}{286,64} = 0,758 \text{ кг.}$$

На восстановление серебра и свинца потребуется 4,637 кг Fe.

Растворится в HCl 2,319 кг Fe.

При восстановлении хлоридов при ж:т=3:1 количество раствора составит:

$$25,736 \cdot 3 = 77,208 \text{ л.}$$

При растворении 2,319 Fe расход HCl составляет:

$$\frac{2,319 \cdot 72,9}{55,85} = 3,027 \text{ кг.}$$

Избыток HCl 10%:

$$3,027 \cdot 1,1 = 3,329 \text{ кг.}$$

Всего раствора:

$$3,329 + \frac{25,736 \cdot 5}{1000} = 3,458 \text{ кг.}$$

Образуется FeCl₂:

$$\frac{2,319 \cdot 126,75}{72,9} = 4,032 \text{ кг.}$$

Выделяется H₂:

$$\frac{2,319 \cdot 2}{72,9} = 0,063 \text{ кг.}$$

Всего образуется FeCl₂:

$$4,032 + 0,758 + 9,743 = 14,533 \text{ кг.}$$

Результаты расчета представлены в таблице 4.9.

Восстановленные металлы промываются 2-х кратным количеством воды:

$$19,851 \cdot 2 = 39,702 \text{ л.}$$

Влажность восстановленных металлов 5%. Количество влаги в металлах: $19,851 \cdot 5/95 = 31,045$ л.

Таблица 4.9

Поступило	кг	Получено	кг
Шлам	25,736	Восстановленные металлы	19,851
AgCl	22,034	Au	1,987
PbCl ₂	1,715	Ag	16,583
Au	1,987	Pb	1,28
Fe	6,956	FeCl ₂	14,533
HCl	3,458	H ₂	0,063

6. Обработка анодных остатков

Поступает на операцию обработки анодных остатков 45,006 кг из основного электролиза и 4,698 кг из ванн приготовления электролита.

Промывка ведется в титановом барабане с отверстиями при соотношении Ж:Т=1:1.

С остатками поступает электролит.

Влажность анодных остатков 5%.

Масса электролита:

$$49,704 \cdot 5 / 95 = 2,616 \text{ кг.}$$

Уходит раствора на дальнейшую обработку:

$$449,704 - 2,616 = 447,088 \text{ кг.}$$

7. Обработка катодного золота

На обработку поступает 242,425 кг катодного золота.

С катодным золотом поступает электролит, в котором содержится:

Au	-	1,641 кг,
HAuCl ₄	-	3,773 кг,
CuCl ₂	-	0,391 кг,
H ₂ PtCl ₆	-	0,198 кг,
H ₂ PdCl ₆	-	0,428 кг,
HCl	-	0,945 кг.

Катодное золото промывается 2-х кратным количеством воды:

$$242,425 \cdot 2 = 484,85 \text{ л.}$$

Влажность катодного золота 5%.

Количество раствора:

$$\frac{242,425 \cdot 5}{95} = 12,76 \text{ кг.}$$

Плотность раствора – 1,2 кг/дм³.

Объем раствора:

$$\frac{12,76}{1,2} = 10,63 \text{ л.}$$

На досаждение золота поступает:

$$484,85 + 10,63 = 496,48 \text{ л.}$$

8. Выделение золота из отработанного электролита

Для осаждения золота из отработанного электролита применяют электролиз с нерастворимыми анодами. Принимаем к установке ванны того же типа и размера, что и для основного электролиза.

Аноды – тонкие золотые листы, катоды из графита. Объем отработанного электролита, поступающего на осаждение золота 136,996 л. Концентрация золота в отработанном электролите 173,43 г/л.

Осаждение ведем до концентрации золота 3 г/л.

Необходимо осадить золота:

$$(173,43 - 3) \cdot 136,996 = 23,348 \text{ кг.}$$

Процесс ведем при плотности тока $j = 400 \text{ А/м}^2$.

Площадь катодов – 0,243 м². Количество катодов – 18 штук.

Сила тока на ванне 97,2 А.

Количество золота, осаждаемого в одной ванне:

$$m = I \cdot q \cdot \tau \cdot \eta = 97,2 \cdot 2,45 \cdot 22 \cdot 0,95 = 4,977 \text{ кг.}$$

Необходимое число ванн:

$$\frac{23,348}{4,977} = 4,69 \text{ шт.}$$

Устанавливаем 5 ванн.

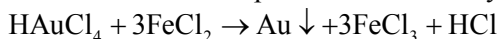
9. Осаждение золота и платиноидов из отработанных растворов

На эту операцию поступает отработанный электролит из ванн с нерастворимыми анодами, растворы от промывки шлама, от промывки анодных остатков, от промывки катодного золота и от ванн растворения (шлам и анодный остаток).

Общий объем растворов:

$$117,539 + 109,346 + 47,088 + 484,85 = 758,82 \text{ л.}$$

Осаждение золота происходит по следующей реакции:



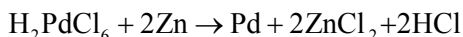
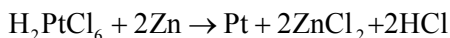
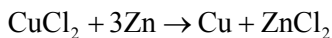
Расход FeCl_3 равен:

$$\frac{126,75 \cdot 3 \cdot 1,058}{197,0} = 2,041 \text{ кг.}$$

Берем избыток FeCl_2 20%, тогда практический расход FeCl_2 :

$$2,041 \cdot 1,2 = 2,449 \text{ кг.}$$

Обеззолоченный раствор идет на цементацию меди и остатков платиноидов с помощью цинка:



Стехиометрический расход цинка:

- на цементацию меди:

$$\frac{0,101 \cdot 65,37}{63,55} = 0,104 \text{ кг.}$$

- на цементацию платины:

$$\frac{0,06 \cdot 2 \cdot 65,37}{195,09} = 0,04 \text{ кг.}$$

- на цементацию палладия:

$$\frac{0,09 \cdot 2 \cdot 65,37}{106,4} = 0,11 \text{ кг.}$$

Общий расход цинка 0,255 кг.

Принимаем расход цинка с избытком 30%:
 $0,255 \cdot 1,3 = 0,331 \text{ кг.}$

РЕКОМЕНДАТЕЛЬНЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Стрижко Л.С.* Металлургия золота и серебра: Учеб. пособие. М.: МИСИС, 2001. 336 с.

2. *Металлургия цветных металлов: учебник / В.М. Сизяков и др.* СПб.: Горн. ун-т, 2015. 392 с.
3. *Петров Г.В.* *Металлургия тяжелых и благородных металлов: учеб. пособие / Г.В. Петров, А.Я. Бодуэн, С.Б. Фокина.* Санкт-Петербург: Лема, 2017. 184 с.
4. *Уткин Н.И.* *Производство цветных металлов.* М.: Интермет Инжиниринг, 2002. 442 с.
5. *Петров Г.В.* *Современное состояние и технологические перспективы производства платиновых металлов из хромитовых руд.* СПб.: Недра, 2001. 200 с.
6. *Платиновые металлы в гипергенных никелевых месторождениях и перспективы их промышленного извлечения / В.Г. Лазаренков и др.* СПб.: Недра, 2006. 188 с.
7. *Металлургия благородных металлов: Учебник для вузов / Под общ. ред. Л.В. Чугаева . 2-е изд., перераб. и доп. М. : Metallurgy, 1987. 432 с.*
8. *Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов / С.С. Набойченко, Л.П. Ни, Я.М. Шнеерсон и др.; Под ред. С.С. Набойченко.* Екатеринбург: ГОУ УГТУ-УПИ, 2002. 940 с.
9. *Современные проблемы металлургии и материаловедения благородных металлов: учеб. пособие / С.И. Лолейт и др.* Москва: МИСИС, 2012. 196 с.

СОДЕРЖАНИЕ

1. Расчет рационального состава минерального сырья и продуктов его переработки	2
2. Расчет материального баланса операции конвертирования медно-никелевого штейна	8
3. Расчет материального и теплового балансов автоклавного выщелачивания пирротинового концентрата	17
4. Расчет материального баланса и оборудования электролитического рафинирования золота	27
Рекомендательный библиографический список	48

МЕТАЛЛУРГИЯ ТЯЖЕЛЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

*Методические указания к практическим занятиям
для студентов магистратуры направления 22.04.02*

Сост.: *Г.В. Петров А.Я. Бодуэн, С.Б. Фокина*

Печатается с оригинал-макета, подготовленного кафедрой
металлургии

Ответственный за выпуск *Г.В. Петров*

Лицензия ИД № 06517 от 09.01.2002

Подписано к печати 30.06.2020. Формат 60×84/16.
Усл. печ. л. 3,0. Усл.кр.-отг. 3,0. Уч.-изд.л. 2,8. Тираж 50 экз. Заказ 466.

Санкт-Петербургский горный университет
РИЦ Санкт-Петербургского горного университета
Адрес университета и РИЦ: 199106 Санкт-Петербург, 21-я линия, 2