

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов

Хасенов Абылайхан Рүстемұлы

Электроплавка медных концентратов

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

Специальность 5В070900 – Металлургия

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ:

Заведующей кафедрой МПТиТСМ,
канд. техн. наук, PhD, ассоц. проф.

 Чепуштанова Т.А.

« 2 » мая 2019 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: «Проект цеха ионообменного извлечения урана из продуктивных
растворов подземного выщелачивания»

по специальности 5В070900 – Металлургия

Выполнил:

Хасенов А.Р.

Научный руководитель
канд. техн. наук, доцент,
ассоц. проф.

 Гусейнова Г.Д.

«30» апреля 2019 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
НАО «КазННТУ им. К.И. Сатпаева»
Горно-металлургический
институт им. О.А. Байконурова

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный технический университет имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов

5B070900 – Металлургия

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой МПТиТСМ
канд. техн. наук, PhD, ассоц. проф

 Чепушанова Т.А.
« 8 » август 2019 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломной работы

Обучающемуся Хасенов Абылайхан Рустемұлы

Тема: Электроплавка медных концентратов

Утверждена приказом Ректора Университета № 1113-б от «8» октября 2018 г.

Срок сдачи законченного проекта «2» мая 2019 г.

Исходные данные к дипломному проекту: Электроплавка штейн-шлак, конвертирование, черновая медь анодная медь, электролиз, катодная медь.

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

а) характеристика предприятия;

б) описание технологического процесса плавильного цеха;

в) характеристика производимой продукции;

г) расчеты процесса электроплавки, рациональный состав руды, материальный баланс, тепловой расчет;

д) экономическая часть: расчет затрат на проведение исследований, расчеты себестоимости и рентабельности;

е) безопасность и охрана труда: анализ опасных производственных факторов

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): представлены 40 слайдов презентации работы

Рекомендуемая основная литература: из 5 наименований

ГРАФИК

подготовки дипломной работы

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Введение	5.02.2019 г.	
Литературный обзор	20.02.2019 г.	
Экспериментальная часть	18.03.2019 г.	
Экономическая часть	19.04.2019 г.	
Безопасность и охрана труда	25.04.2019 г.	
Заключение	27.04.2019 г.	
Нормоконтроль	02.05.2019 г.	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу (проект) с указанием относящихся к ним разделов работы (проекта)

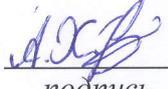
Наименования разделов	Консультанты И.О.Ф (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Экономическая часть	канд. техн. наук, ассоц. проф. Г.Д. Гусейнова	19.04.2019 г.	
Охрана труда	канд. техн. наук, ассоц. проф. Г.Д. Гусейнова	25.04.2019 г.	
Нормконтролер	канд. техн. наук С.С. Коньратбекова	02.05.2019 г.	

Научный руководитель


подпись

Гусейнова Г.Д.

Задание принял к исполнению обучающийся


подпись

Хасенов А.Р.

Дата

" 18 " октября 20 19 г.

АНДАТПА

Дипломдық жоба тапсырмадан, кіріспеден, негізгі бөлімнен, қорытындыдан және қолданылған әдебиеттер тізімінен тұрады. Жұмыс 38 беттік компьютерлік теруден, 2 суреттен, 4 кестеден тұрады. Қолданылған әдебиеттер тізімі 5 атаудан құралған.

Көп қолданылатын сөздер: қож,штейн, электробалқыту, конвертер, электролиз, катодты мыс.

Жобаның мақсаты: Жезқазған мыс балқыту цехты жобалау.

Жезқазған мыс балқыту зауыты Қарағанды облысының Жезқазған қаласының өнеркәсіптік аймағында орналасқан.

Зерттеу нысаны мыс концентраттарын балқыту цехын, кен-термиялық пешті, мыс концентратын, қож, штейн, дайын өнімнен құрады.

Баяндамада: кенді ұтымды құрамы, электр балқыту процесінің материалдық балансы, процестің жылу балансы, пештің негізгі өлшемдері көрсетілген. Мақалада технологиялық көрсеткіштер, шикізат, шикізат пен дайын өнімнің сипаттамасы, балқытудың физика-химиялық процесстері, еңбек қауіпсіздігі және еңбекті қорғау, зерттеудің есептелген экономикалық көрсеткіштері туралы бөлімдер қарастырылған.

Мыстың концентраттарын электрлік балқыту РПЗ-33-ШНО-2 кен-термиялық пеште жүзеге асырылуы тиіс.

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект состоит из задания, введения, основной части, заключения, списка использованной литературы и приложения. Работа изложена на 38 страницах компьютерного набора, включает 2 рисунка, 4 таблицы. Список использованной литературы содержит 5 наименований.

Ключевые слова: шихта, шлак, штейн, электроплавка, конвертирование, электролиз, катодная медь.

Цель: проектирование плавильного цеха Жезказганского медеплавильного завода.

Жезказганский медеплавильный завод находится на территории промышленной зоны г. Жезказган, Карагандинской области.

Объектом исследования являлся цех плавления медных концентратов, рудно-термическая печь, медный концентрат, шлак, штейн, готовый продукт.

В работе приведены расчеты: рационального состава руды, материального баланса процесса электроплавки, теплового баланса процесса, основных размеров печи. В работе также рассмотрены разделы, касающиеся технологических показателей, характеристики сырья, исходных продуктов и готовой продукции, физико-химических процессов плавки, безопасности и охраны труда, рассчитаны экономические показатели проведенных исследований.

Электроплавку медных концентратов предполагается производить в рудно-термической печи РПЗ-33-ШНО-2.

ABSTRACT

The diploma project consists of a task, introduction, main part, conclusion, list of references and applications. The work is presented on 38 pages of computer typing, including 2 figures, 4 tables. The list of references contains 5 items.

Key words: blend, slag, matte, electric smelting, converting, electrolysis, cathode copper.

Objective: design of the smelting shop of the Zhezkazgan smelter.

Zhezkazgan copper smelter is located in the industrial zone of the city of Zhezkazgan, Karagandy region.

The object of the research was the copper concentrates smelting workshop, ore-thermal furnace, copper concentrate, slag, matte, finished product.

The paper presents the calculations: rational composition of the ore, the material balance of the electric smelting process, the heat balance of the process, the main dimensions of the furnace. The paper also discusses the sections on technological indicators, characteristics of raw materials, raw materials and finished products, physical and chemical processes of smelting, safety and labor protection, calculated economic indicators of the research.

Electric smelting of copper concentrates is supposed to be carried out in the ПП3-33-IIIHO-2 ore-thermal furnace.

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	9
	Основная часть	11
1.1	Нормы технологического режима	11
1.2	Генеральный план	13
1.2.1	Краткая характеристика физико-географических, климатических условий района	13
1.3	Основные положения	14
1.4	Характеристика исходного сырья и продуктов	15
1.5	Характеристика производимой продукции	16
1.6	Описание технологической схемы процесса	16
1.7	Основные физико-химические процессы при электроплавке, характеристика сырья, устройство печи	18
2	Расчетная часть	22
2.1	Рациональный состав руды	22
2.1.1	Расчет рационального состава руды	22
2.2	Материальный баланс процесса электроплавки	23
2.3	Тепловой баланс процесса электроплавки	24
2.4	Определение основных размеров электропечи	24
3	Экономическая часть	26
3.1	Расчет прибыли и рентабельности цеха	26
4	Безопасность и охрана труда	27
	Заключение	28
	Список использованной литературы	29
	Приложения	30

ВВЕДЕНИЕ

Современное состояние медной промышленности.

В настоящее время горно-металлургический комплекс является одной из базовых отраслей промышленности Республики Казахстан, играющей важную роль в формировании макроэкономических показателей страны. Поэтому от того, как в дальнейшем будет развиваться горно-металлургический комплекс, во многом будет зависеть поступательное развитие национальной экономики в целом.

Высокий уровень экономического развития в большинстве богатых природными ресурсами стран достигается за счет интенсификации их добычи и переработки в готовую продукцию с высокой добавленной стоимостью, а также поставки на международные рынки не только самих металлов, но и конкурентоспособной продукции из них.

Важно отметить то, что на сегодняшний день из добываемых в мире 11 млрд. т минералов на долю нашей республики приходится более 250 млн. т. Это обеспечивает ей 11 место в мире. По 37 видам продукции Казахстан занимает с первого по 19 место. Так, по запасам вольфрамовых, ванадиевых руд республика на сегодня занимает первое место в мире, хромосодержащих — второе (23 %), марганцевых — третье. На Казахстан приходится 19 % мировых запасов свинца, 13 % — цинка, 10 % — меди и железа.

Актуальность работы.

Медь является одним из самых важных и актуальных металлов в современной прогрессивной промышленности. Очень трудно перечислить все эти отрасли, что применяют в своих продуктах медь и ее всевозможные сплавы. Самыми распространенными сплавами являются латунь и бронза.

Своей распространенностью и востребованностью медь и медные сплавы обязаны своими неповторимыми свойствами и характеристиками. Основными преимуществами являются высокая тепло и электропроводность. Эти качества и способствовали определению главного применения - различные своеобразные электротехнические предметы и устройства. Сплавы меди активно используются в сфере машиностроения, быту, различной техники строительства и даже пищевой промышленности.

Производство меди занимает ведущее место в цветной металлургии Казахстана. Ее подтвержденные запасы оцениваются в 6 % от мировых, или 37 млн т. По этому показателю республика занимает 4-е место после Чили, Индонезии и США. Основные объемы балансовых запасов сосредоточены в Восточном и Центральном Казахстане. При этом большая их часть заключена в бедных медно-порфировых месторождениях. Вопросы вовлечения этих месторождений в отработку связаны прежде всего с рядом технологических проблем, решение которых позволило бы вести рентабельную отработку низкосортных руд. Вместе с тем в последние годы все большее значение приобретает разработка богатых медью техногенных отвалов, копившихся еще с советского периода.

Цель: Проектирование плавильного цеха Жезказганского медеплавильного завода.

Объект исследования: Основным предприятием, осуществляющим добычу медьсодержащих руд на территории Казахстана, является ТОО «Корпорация «Казахмыс» с годовым объемом производства, превышающим 300 тыс. т меди в катодном эквиваленте. На эту компанию приходится около 85 % выпускаемого в стране медного концентрата и 90 % рафинированной меди. С середины 90-х годов «Казахмыс» поглотил Дзезказганский металлургический комбинат, Балхашский ГМК, Восточно-Казахстанский медно-химический комбинат, Иртышский медеплавильный завод (который был закрыт в 2003 году), ряд горнодобывающих и прочих предприятий.

Задачи работы:

- Характеристика предприятия
- Описание технологического процесса плавильного цеха
- Характеристика производимой продукции
- Произвести необходимые расчет электропечи
- Экономический расчет
- Охрана труда

Основная часть

1.1 Нормы технологического режима

Нормы технологического режима работы РТП(рудно-термической печи) РПЗ-33ШНО-2 (прямоугольная, закрытая) представлены в таблице 1[1] .

Таблица 1 – Нормы технологического режима работы РТП

Наименование показателей	Норма
Рабочая мощность, МВт	до 33
Распределение общей мощности по фазам	Равномерное
Рабочий режим: а) схема соединения обмоток трансформатора б) напряжение, В	Треугольник 627-1200
Специальный режим определяется главным инженером цеха при обрыве электродов, разогреве ванн и т.д. : а) схема соединения обмоток трансформатора б) напряжение, В	Звезда 362-692
Уровень электродной массы в кожухах электродов выше контактных щек, мм	100-500
Величина разового перепуска электродов , мм	100-200
Количество перепусков электродов за смену (8 час), раз, не более	4 с промежутками времени 2 часа после каждого перепуска
Загрузка гранулированной шихты, оборотов , известняка	В зависимости от температуры
Количество оборотов в гранулированной шихте, %	до 25
Состав гранулированной шихты, %: медный концентрат	100
Известняк, % от медного концентрата	7-10
Уровень общей ванны с настылью , мм: в т.ч. штейна с настылью	2500-2800 400-800

Продолжение таблицы – 1

Наименование показателей	Норма
Уровень настывли, мм: а) при работе на верхних штейновых шпурах б) при работе на нижних штейновых шпурах	50 - 300 0-100
Замер уровня расплава между электродами, не менее в смену	1 раза
Количество рабочих шпуров, шт, не менее: а) штейновых б) шлаковых	1 2
Количество выпусков штейна через один шпур без замены,ковшей: а) внутренних втулок 7 б) кладки шпурового окна в 2 кирпича в) водоохлаждаемого блока	180, не более 600, не более По мере износа
Выдача штейна, ковшей	По графику работы конвертеров
Единовременный выпуск штейна с одного шпура, ковшей, не более	16
Заправка конвертерного шлака, ковщей	Поочередно в течение смены
Количество выпусков шлака с одного шпура без замены, чаш: а) втулки б) кладки шпурового окна в) водоохлаждаемого блока	280, не более 1000, не более По мере износа
Температура, °С: - подины печи - шлака - штейна - воды из кессонов - воды из короткой сети - воды из водоохлаждаемого блока - отходящих газов после дымососа	400-550 1300-1450 1100-1250 До 70 До 70 До 56 До 400
Содержание меди в штейне, %	41-56
Содержание в отвальном шлаке, %. - медь - двуокись кремния - окись кальция - железо - свинец	До 0,55 41,0 – 55,0 7,0 – 15,0 11,0 – 19,0 0,3 – 1,2
Газоходный тракт: а) количество отходящих газов , тыс нм /час б) подсводовое пространство печи: температура, °С, не более	10 на каждые 10 МВт мощности 650 - 850

Продолжение таблицы – 1

Наименование показателей	Норма
в) на выходе из печи (точка 900): температура, °С	450-550
г) пылевая камера: температура на входе, °С	430-530
температура на выходе, °С	390-430

1.2 Генеральный план

1.2.1 Краткая характеристика физико-географических, климатических условий района

Жезказганский медеплавильный завод находится на территории промышленной зоны г. Жезказган, Карагандинской области.

Климат района резкоконтинентальный и крайне засушливый: очень жаркое и сухое лето с пылевыми бурями, резкими колебаниями температуры; зима холодная, длинная, с сильными ветрами и бурями.

Климат района резкоконтинентальный и крайне засушливый: очень жаркое и сухое лето с пылевыми бурями, резкими колебаниями температуры; зима холодная, длинная, с сильными ветрами и бурями.

Схема размещения месторождений меди в Казахстане по регионам



Рисунок 1 – Медные месторождения Казахстана

Основные климатические характеристики района приведены в таблице 2 .

Таблица 2 – Климатические данные

Наименование показателей	Количество
Температура наружного воздуха, °С:	
– абсолютная максимальная	+46
– абсолютная минимальная наиболее холодных суток,	-38
– обеспеченностью 0,98	-34
– наиболее холодных суток, обеспеченностью 0,92	-30
– средняя наиболее холодной пятидневки – 0,98	-26
– средняя наиболее холодной пятидневки – 0,92	-24
Средняя суточная амплитуда температуры наиболее холодного месяца	-8,6
Средняя суточная амплитуда температуры наиболее теплого месяца	+15,7
Нормативная глубина промерзания грунтов,	
– суглинка, глины, см	109
– песка, см	143
Толщина снежного покрова с 5% вероятностью, см	20
Среднегодовое количество осадков,	
– за ноябрь-март, мм	73
– за апрель-октябрь, мм	56
Преобладающее направление ветра,	
– за декабрь-февраль	СВ
– за июнь-август	С, СВ
Максимальная из скоростей ветра по румбам,	
– за январь, м/сек	6,5
– за июль, м/сек	4,7

1.3 Основные положения

«Корпорация Казахмыс» создана 11.07.1997 г на базе АО «Жезказганцветмет». Она объединяет Жезказганский ГОК (Горно-обогатительный Комплекс, Балхашский ГМК (Горно-металлургический комплекс, Восточно-Казахстанский медно-химический комбинат, три теплоэлектроцентрали, два угольных разреза в районе г. Карабайда.

Предприятия Жезказганского ГОК – это комплекс с законченным циклом производства от добычи руды до выпуска катодной меди, в котором заняты 54 тыс. человек. Основные предприятия: 5 рудников (Восточный,

Анненский, Южный, Западный, Северный), 3 обогатительные фабрики, медеплавильный завод (ЖМЗ), институт НИПИцветмет, центральная химическая лаборатория, шахтопроходческий трест, ремонтно-строительный комплекс, литейно-механический завод, завод горношахтного оборудования, предприятия промышленного железнодорожного транспорта и ряд вспомогательных служб и производств, обеспечивающих транспортное и ремонтное обслуживание.

Добыча медной руды ведётся как закрытым, шахтным способом, так и открытым – карьерным способом (Северный рудник). Интенсивное строительство шахт началось с 1938 г. Добыча руды производится с использованием самоходного оборудования, производительность труда доведена до 7 м³/человеко-смена, что в 2,5-3 раза выше среднеотраслевого показателя. На карьерах используются экскаваторы с ёмкостью ковша 8-10 м³, автосамосвалы грузоподъёмностью 40 и 110 т.

Для обогащения медной руды в Жезказгане в 1954 г. была введена в эксплуатацию обогатительная фабрика № 1, в 1963 г – ОФ № 2. В 1986 г. в г. Сатпаев введена в эксплуатацию фабрика № 3 для обогащения медно-свинцовых, медно-цинковых руд с получением медного и цинкового концентратов. Обогатительные фабрики обеспечивают извлечение меди до 91 – 91,5 %, свинца 70 – 71 %, цинка – 48-50 %. Содержание меди в медных концентратах ЖОФ -1,2 – 37 – 40 %, СОФ – 26 – 28 %. Попутно в концентраты извлекаются серебро, рений и другие металлы.

Медеплавильное производство ЖГОК берёт своё начало с первой плавки черновой меди 19 октября 1928 г на Карсакпайском медеплавильном заводе. В 1966 г было начато строительство медеплавильного завода в Жезказгане, в 1971 г. произведён пуск электролитного производства, в 1972 г начал работать анодный передел, в 1973 и 1974 г. введены в эксплуатацию 1 и 2 руднотермические печи и 4 конвертера. В 1977 г. с пуском сернокислотного и редкометального цехов строительство завода было завершено. Основной вид продукции завода – катодная медь, отвечает требованиям международного стандарта и пользуется большим спросом.

1.4 Характеристика исходного сырья и продуктов

Планомерное изучение начато в 1920-х гг., разработка ведётся с 1928 г. открытым и подземным способами. Геолого-разведочные работы велись под рук. акад. К. Сатпаева. Первая отечественная медь из руд Жезказганских месторождений выплавлена на Карсакбайском комбинате.

Основные запасы медных руд сосредоточены в залежах первичных сульфидных руд на глубине 300-350 м. Вторичные (окисленные и смешанные) руды имеют второстепенное значение, хотя запасы их значительны. Мощность рудных тел от 1,5 до 30 м.

Главные рудные минералы: халькозин, борнит, галенит, сфалерит. Руды, кроме меди, содержат свинец, цинк, молибден, серебро.

1.5 Характеристика производимой продукции

Основной товарной продукцией ЖМЗ является катодная медь. Завод производит также свинцовую пыль, серную кислоту, медьэлектролитный шлам и медный купорос.

Катодная медь производится двух марок – МООК и МОК. Содержание меди – 99,99 %. При содержании серебра более 20 г/т и серы 15 г/т катодная медь соответствует более низкой марки – МОК. Потребителям отгружается 75 % катодной меди МООК, 20 % МОК.

Свинцовая пыль производится трёх марок: ПФГ -1 – не менее 30 % свинца; ПФГ -3 – 30-40 % свинца и ПФГ -4 – более 40 % свинца.

Серная кислота выпускается двух сортов: техническая – 1 сорт и техническая – 2 сорт. Качество кислоты определяется по содержанию железа, остатку после прокаливания, цвету и прозрачности и т.д.

Медьэлектролитный шлам содержит драгметаллы, отправляется на аффинажный завод, Сухой обезмеженный шлам представляет собой тонкодисперсный материал чёрного цвета с насыпной плотностью от 4 до 4,5 кг/дм³ и имеет следующий состав, % : Cu – 1.5 – 2.0; Pb – 30-35; Ag – 32-35; Au – 0.01; Se – 1.0-1.5; Te – 0.1-0.3; As – 1 – 2; Sb – 1.5 – 2.0.

1.6 Описание технологической схемы процесса

Медный концентрат с обогатительных фабрик ЖОФ-1,2 (Жезказганские обогатительные фабрики) по пульпопроводу длиной 2,4 км подаётся в отделение сгущения, туда же репульпируются привозные концентраты. (в настоящее время привозные концентраты подаются в штабельный шихтарник через склад флюсов и концентратов). Сгущённая пульпа из сгустителей подаётся на фильтрацию в барабанные вакуум-фильтры БОУ-40. После фильтрации кек сушат в сушильных барабанах до влажности 5,5 – 6,5 %. Подсушенный концентрат поступает в штабельный шихтарник, туда же подаётся известняк, обратная пыль и шламы. Складирование материалов в штабель производится послойно. Шихтарник состоит из трёх отделений ёмкостью по 14 тыс. т шихты каждое. Из одного отделения шихту подают на окатывание, во втором – производится корректировка состава шихты, а в третьем – приём шихты. Подготовленная шихта с помощью усреднительной машины (ШУМ) и системы конвейеров подаётся в отделение окатывания на чашевые грануляторы. Для упрочнения гранул шихты в чашевые грануляторы через форсунки в качестве связующего вещества подаётся раствор лигносульфонатов (ЛСТ). Сырые гранулы, влажностью 8-9 % просушиваются в печах фильтрующего слоя

(ПФС) до остаточной влажности 1%. Сухие гранулы шихты по системе ленточных конвейеров подаются в бункера рудно-термических печей (РТП-1,2). Из бункеров РТП шихта скребковыми конвейерами подаётся в печи, где плавится и разделяется на штейн и отвальный шлак. Получаемый при плавке в РТП штейн с содержанием меди 45 – 60 % выпускается из печей в ковши и подвергается конвертированию в горизонтальных конвертерах, емкостью 90 тонн. Отвальный шлак РТП вывозится в отвал.

Черновая медь, получаемая в конвертерах, в жидком виде передаётся в анодное отделение для огневого рафинирования в наклоняющихся цилиндрических печах, с последующим розливом анодной меди и вывозом анодов в цех электролиза меди (ЦЭМ). При электролитическом рафинировании анодной меди получают катодную медь и шламы, содержащие драг. металлы.

Газы электропечей и конвертеров - после грубой очистки от пыли в пылевых камерах и циклонах, тонкой очистке в сухих и мокрых электрофильтрах – направляются на производство серной кислоты в сернокислый цех (СКЦ). Промывная кислота, получаемая при промывке газов в промывном отделении СКЦ, поступает в редкометальный цех для извлечения рения.

Технологическая схема плавильного цеха предоставлена на рисунке 2.

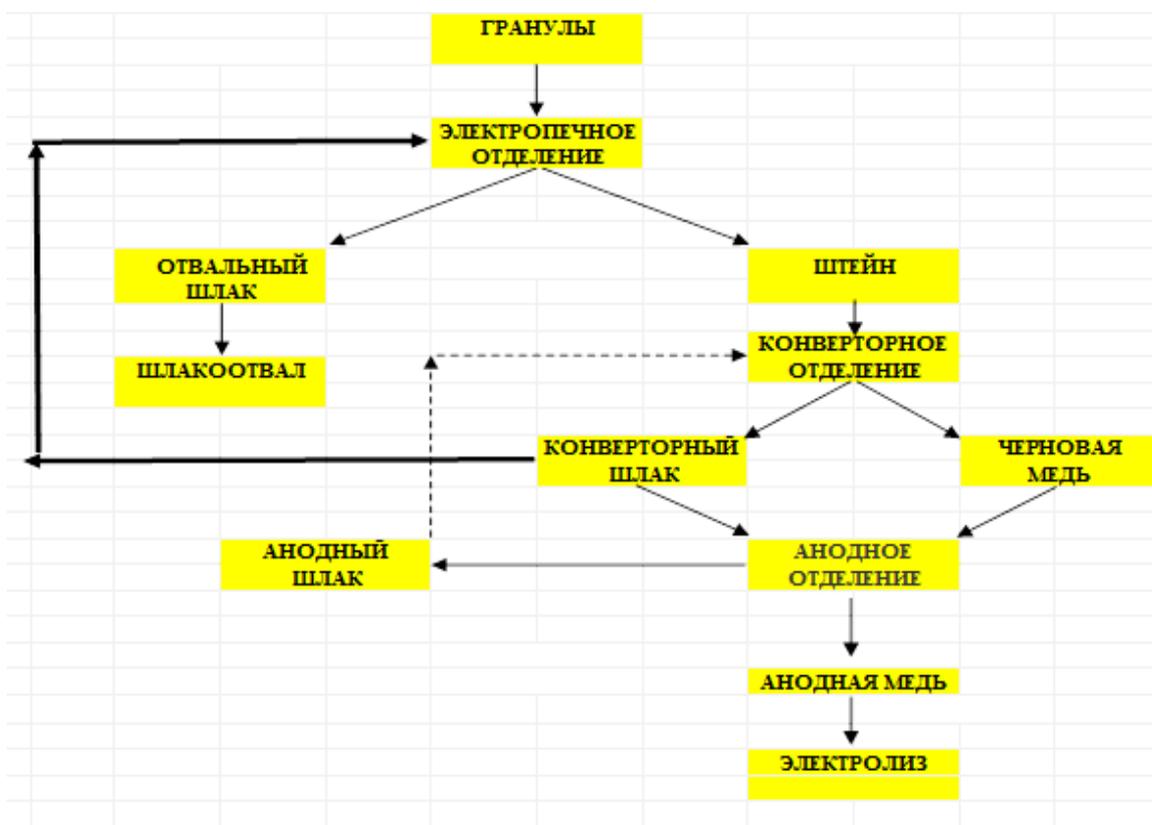


Рисунок 2 – Технологическая схема плавильного цеха

1.7 Основные физико-химические процессы при электроплавке, характеристика сырья, устройство печи

Шихта для рудно-термической электроплавки (РТП) состоит из окатышей смеси медных концентратов с известняком, дроблёнными твёрдыми оборотами, оборотной пыли конвертеров, пыли сухих электрофильтров РТП и оборотных материалов: твёрдых корок штейна и конвертерного шлака, жидкого конвертерного шлака.

В состав медных концентратов входят минералы, состоящие из сульфидов меди, железа, свинца, цинка, рения и оксидов - кремния, кальция, алюминия, а также в металлическом виде - золота, серебра.

Химический состав окатышей, % : Cu – 28-33; Fe – 8 – 15; S – 16-18; Pb – 2-4; Zn – 2-5; CaO – 3 – 6; SiO₂ – 15-20; Al₂O₃ – 5-7.

Влажность окатышей должна быть не более 1 %, содержание мелочи (класс – 1,25 мм) не более 27 %.

Тепло для плавления твёрдой шихты в РТП получается за счёт прохождения электрического тока между электродами через шлаковый расплав. При плавлении окатышей шихты, твёрдых оборотов и заливке жидкого конвертерного шлака в РТП происходят следующие химические реакции:



Оксиды железа, свинца, цинка, поступающие в РТП с конвертерным шлаком и оборотами, а также оксид кальция соединяются с диоксидом кремния и образуют в верхней части расплава шлак по реакциям:



Сульфиды металлов, имеющие большую плотность, чем у оксидов, осаждаются на дно РТП с образованием штейна. Плотность шлака – 2,7 т/м³, плотность штейна – 5,5 т/м³.

Температура плавления шлака – 1100–1200 °С – зависит от содержания в нём железа и оксида кальция. В условиях ЖМЗ наименьшая температура (1250-1300°С) и вязкость отвальных шлаков во время выпуска из печи наблюдается при сумме содержаний железа и оксида кальция не менее 27 %. При сумме содержаний железа и оксида кальция менее 27 % температура плавления и вязкость шлака возрастает, для выпуска шлака из печи его нагревают до 1350–1400 °С, что приводит к увеличению расхода электроэнергии и снижению проплава.

С увеличением вязкости шлаков возрастают потери меди, так как капли штейна оседая в шлаковом слое не успевают достичь штейна и захватываются шлаком при выпуске из печей.

Состав шлака, % : Cu – 0,5; Fe – 10-20; CaO – 12-18; SiO₂ – 45-51.

Состав штейна, % : Cu – 45-56; Fe – 10-20; S – 22-25; Pb – 4-15; Zn – 3-6.

Состав твёрдых оборотов, %: Cu – 15-20; Fe – 15-20; Pb – 5-15; Zn – 3-5; CaO – 3-5; SiO₂ – 15-25.

Состав оборотной пыли конвертеров, %: Cu – 15-20; Fe – 2-5; Pb – 10-30; Zn – 4-7.

Состав пыли СЭФ РТП, %: Cu – 15-25; Pb – 10-20; Zn – 4-7.

Состав известняка, % : CaO – 48-52; Fe – 0,2-1,0; SiO₂ – 4 -6.

Выход штейна на ЖМЗ составляет 55 – 65 % к окатанной шихте, шлака 50 – 60 %.

В газы РТП переходит сера, окисленная в диоксид и частично в элементарном состоянии (догорает в газоходном тракте), водяной пар от испарения влаги шихты и охлаждения газов в башне водой, диоксид углерода, выделяющийся от разложения карбонатов (карбоната кальция в известняке и др.), а также возгоны сульфидов свинца и цинка и пылевидной шихты, состоящей из частиц менее 1,25 мм.

При повышенной температуре газов и увеличенном пылеуносе (содержание мелочи в окатышах более 27 %) в газоходном тракте РТП образуются спёки на стенках газоходов, пылевой камеры и циклонов, приводящие к зарастанию и преждевременному износу газоходного тракта.

Содержание сернистого ангидрида в газах РТП – 1,5 – 3 %.

Температура газов перед дымососами должна быть не более 450 °С.

Рудно-термическая печь имеет следующие размеры печного пространства: длина – 24 м, ширина - 7 м, высота – 5,5 м.

Электрический ток поступает от трёх трансформаторов общей мощностью 50 МВт через короткую сеть, контактные медные водоохлаждаемые щёки на 6 самоспекающихся электродов, диаметром 1,2 м. Максимальная мощность печи – 33 МВт.

Свод печи подвесной из муллитовых блоков. Подина печи выложена из хромомagneзитового кирпича, боковые и торцевые стены на уровне расплава (до 3,5 м от уровня подины) - из магнезито-хромитового кирпича, на уровне газового пространства (3,5 - 5,5 м от уровня подины) – из магнезитового и шамотного кирпича. Штейн выпускается из четырёх шпуровых отверстий диаметром 60 мм, со стороны пролёта цеха, с другого торца печи выпускается шлак из трёх шпуровых отверстий диаметром 80 мм.

Газ поступает в вертикальный газоход на шлаковом торце, проходит через пылевую камеру, циклоны, электрофильтр и направляется в сернокислотное производство. Содержание диоксида серы в газах 2-4 %. Часть газа возвращается в начало вертикального газохода, проходя через охладительную башню. Температура газов в вертикальном газоходе – 600-650 °С. Охлаждение газа в охладительной башне происходит за счёт

разбрызгивания воды. Пыль из пылевой камеры, циклонов и электрофильтров является оборотной и возвращается в плавильное пространство печи через бункера и загрузочные патрубки.

Медная шихта и твёрдые обороты загружаются в печь через 24 загрузочные трубы, диаметром 770 мм. Загрузка шихты производится в автоматическом режиме и обеспечивает заданную высоту шихтовых откосов – 0,5–1,0 м от уровня расплава. Высота расплава в печи составляет 2,5–2,8 м, высота штейнового расплава 0,5 – 0,8 м, настыли – 100 - 400 мм.

Оптимальная вязкость шлака и соответственно наименьшее содержание меди в нём отмечается при содержании суммы оксида кальция и железа 28-32 %. При этом шлак обладает хорошей жидкотекучестью, легко выпускается из печей. Расчёт оптимального количества известняка производится составлением материального баланса электроплавки. В упрощённом варианте количество известняка заложенного в штабель должно быть не менее 10 % от суммы концентрата.

Помимо твёрдой шихты в РТП заливают через заливочное окно, с целью обезмеживания, конвертерный шлак.

Все 6 электродов работают в электрической цепи попарно, на каждую пару имеется трансформатор. Распад электрода 3400 мм, ход электрода 1200-1500 мм, скорость перемещения – до 1 м/мин. Регулирование мощности РТП осуществляется в ручном и автоматическом режимах. Перепуск электродов по мере их сгорания осуществляют электрогидравлическим регулятором от насосно-аккумуляторной станции СКБ–6051А. Обычно перепуск производят не более 2-3 раз в сутки, величина перепуска 130-200 мм. При большем числе перепусков возможен обрыв электрода – это серьёзная авария. Прижим контактных щёк (8 штук на электрод) осуществляется 8 сильфонными буксами, смонтированными в водоохлаждаемом кольце гидрозажима электродержателя.

Для наращивания электродов производят наварку царг электродов и догрузку электродной массы. Кубеля с электродной массой и царги поднимают грузовым лифтом, затем кран-балкой царги транспортируют до электрода, а пустые кубеля транспортируют электрокарой.

Конца электродов погружены в шлаковый расплав, в котором при прохождении тока между электродами, происходит преобразование электроэнергии в тепловую энергию. Наибольшую температуру имеет участок расплава, прилегающий к поверхности электродов, здесь температура достигает 1500 – 1700 °С.

Работу РТП целесообразно вести при повышенном напряжении на ванне – не менее 800 В. Это связано с меньшими потерями энергии в короткой сети и за счёт перегрева штейнового и шлакового расплава.

Короткая сеть, контактные щёки и кольца электродержателей работают при высокой температуре и охлаждаются умягчённой водой, получаемой на установке циркуляционной системы умягчённой воды.

Штейн выпускается в ковши ёмкостью 10 м³, предварительно ошлакованные конвертерным шлаком – для предотвращения прожига стальной стенки ковша штейном и транспортируется мостовыми кранами в конвертеры.

Шлак выпускается в шлаковозные чаши ёмкостью 16 м³ и тепловозом вывозится в шлакоотвал.

Вскрывают и закрывают штейновые и шлаковые шпуры с помощью разбурочной машины, с использованием бура и увлажнённой глины, заправляемой в цилиндр машины.

Выдача шлака и штейна производится периодически, по мере их накопления в печи.

2 Расчетная часть

Исходные данные:

- 1) Производительность печи по твердой шихте 400 т/сут.
- 2) Состав руды на сухую массу, %: 33,0 – Cu; 11,7 – Fe; 18,8 – S; 2- Pb; 19,5- SiO₂; 5,7–Zn ; 3,3 – CaO; 6,0 - Al₂O₃.
- 3) Влажность руды, поступающей в плавку, 1 %.

Сульфидными минералами руды являются: борнит-Cu₅FeS₄; халькозин – Cu₂S; халькопирит – CuFeS₂, галенит – PbS; сфалерит – ZnS. Пустая порода состоит из: SiO₂; Al₂O₃; CaCO₃.

Медь на 55 % находится в форме халькозина, на 27 % в форме халькопирита, и на 18 % в форме борнита [2] .

2.1 Рациональный состав руды

2.1.1 Расчет рационального состава руды

$$\text{Количество S в Pb} \quad X_s = \frac{32 \cdot 2}{207,19} = 0,3 \text{ кг}$$

$$\text{Количество S в ZnS} \quad X_s = \frac{32 \cdot 5,7}{65,37} = 2,7 \text{ кг}$$

$$\text{Количество S в Cu}_2\text{S} \quad X_s = \frac{32 \cdot 33 \cdot 0,55}{2 \cdot 63,5} = 4,5 \text{ кг}$$

$$\text{Количество S в CuFeS}_2 \quad X_s = \frac{2 \cdot 32 \cdot 33 \cdot 0,27}{63,5} = 8,9 \text{ кг}$$

$$\text{Количество S в Cu}_5\text{FeS}_4 \quad X_s = \frac{4 \cdot 32 \cdot 33 \cdot 0,18}{5 \cdot 63,5} = 2,4 \text{ кг}$$

$$\text{Количество Fe в Cu}_5\text{FeS}_4 \quad X_{Fe} = \frac{55,8 \cdot 33 \cdot 0,18}{5 \cdot 63,5} = 1,04 \text{ кг}$$

$$\text{Количество Fe в CuFeS}_2 \quad X_{Fe} = 11,7 - 1,04 = 10,66 \text{ кг}$$

$$\text{Количество Cu в Cu}_2\text{S} \quad X_{Cu} = \frac{2 \cdot 63,5 \cdot 4,5}{32} = 17,5 \text{ кг}$$

$$\text{Количество Cu в CuFeS}_2 \quad X_{Cu} = \frac{17,85 \cdot 3}{6} = 9 \text{ кг}$$

Таблица 3 – Рациональный состав руды, кг или %

Соед.	Количество, кг или %	Cu	Fe	S	Pb	SiO ₂	Zn	CaO	Al ₂ O ₃	H ₂ O
Cu ₃ FeS ₄	9,59	6,15	1,04	2,4						
CuFeS ₂	28,56	9	10,66	8,9						
Cu ₂ S	22,0	17,5		4,5						
PbS	2,3			0,3	2,0					
ZnS	8,4			2,7			5,7			
SiO ₂	5,0					5				
CaCO ₃	18,15							3,3		
Al ₂ O ₃	6,0								6,0	
H ₂ O	1,0									1,0
Итого	101,0	33	11,7	18,8	2	19,5	5,7	3,3	6,0	1,0

2.2 Материальный баланс процесса электроплавки

Таблица 4 – Материальный баланс процесса

Мат-лы и продукты	Колич-во	Cu	Fe	S	O	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	H ₂ O	N	Проч.
-------------------	----------	----	----	---	---	------------------	-----	--------------------------------	------------------	---	-------

ПОСТУПИЛО

1. Руда	101,00	33,0	11,70	18,8	4,48	19,50	3,30	6,00	1,00		7,3
2. Конвертерный шлак	25,15	0,56	7,54	1,02	3,20	4,87	0,51	0,44			0,93
3. Воздух	4,75				1,09					3,66	
Всего	130,90	33,56	19,24	19,82	8,77	24,37	3,81	8,44	1,00	3,66	8,23

Мат-лы и продукты	Колич-во	Cu	Fe	S	O	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	H ₂ O	N	Проч.
1. Штейн	22,33	11,55	3,46	4,50	3						0,74
2. Отвальный шлак	79,14	0,12	19,18	0,37	5,69	41,76	2,49	8,42			3,60
3. Пыль	0,25	0,003	0,048	0,018	0,011	0,091	0,005	0,02			0,009
4. Газы	10,440			1,890	1,890				3,00	3,66	
Всего	127,768	11,67	22,69	6,78	10,591	41,85	2,45	8,44	3,00		3,66

2.3 Тепловой баланс процесса электроплавки

Приход тепла.

1) Тепло извне, идущее на покрытие теплопотребления твердой шихты— $q_{пл}$, кДж/т.

Количество твердой шихты 101,00 кг или 0,101 т.

Теплопотребление твердой шихты $0,101q_{пл}$.

2) Физическое тепло твердой шихты 1723,81 кДж.

3) Физическое тепло жидкого конвертерного шлака 31476,23 кДж.

4) Физическое тепло воздуха, идущего на окисление серы 92,2 кДж.

5) Тепло экзотермических реакций 13639,84 кДж.

Итого приход тепла:

$$0,101q_{пл}+1723,81+31476,23+92,2+13639,84=0,101q_{пл}+46931,928 \text{ кДж.}$$

Расход тепла.

1) Физическое тепло штейна 24288,12 кДж.

2) Физическое тепло отвального шлака 192480,74 кДж.

3) Физическое тепло пыли 98,048 кДж.

4) Тепло технологических газов 4928,752 кДж.

5) Тепло эндотермических реакций 22049,68 кДж.

Итого расход тепла:

$$24288,12+192480,74+98,048+4928,752+22049,68=243839,34 \text{ кДж.}$$

Уравнение теплового баланса:

$$0,101q_{пл}+46931,928=243839,34 \text{ кДж.}$$

откуда $q_{пл}=192095,81$ кДж/т шихты, или $192095,81 \cdot 1,01=194016,77$ кДж/т сухой руды.

В пересчете на электроэнергию:

$$q_{эл} = \frac{456912}{860} = 531 \text{ кВт-ч/т шихты, или } \frac{470620}{860} = 547 \text{ кВт-ч/т сухой руды [3].}$$

2.4 Определение основных размеров электропечи.

Принимаем плотность тока на электродах Δ равной 3 А/см^2 .

Диаметр электрода D при этом составит:

$$D = 0,01 \sqrt{\frac{4I_{пл}}{\pi \cdot \Delta}} = 0,01 \sqrt{\frac{4 \cdot 21800}{3,14 \cdot 3}} \approx 1 \text{ м.}$$

Размеры печи определяем по формулам:

$$B=6D=6*1=6 \text{ м.}$$

Длина печи:

$$L=21D=21*1=21 \text{ м.}$$

Расстояние между осями электродов:

$$L=3D=3*1=3 \text{ м.}$$

Площадь пода печи:

$$F_{\text{под}}=L*B=21*6=126 \text{ м}^2$$

Проверяем объем шлаковой ванны печи $V_{\text{ван}}$ по времени пребывания шлака.

Количество отвального шлака, образующееся в печи за сутки:

$$A = \frac{400 \cdot 1000 \cdot 106.823}{118.65 \cdot 1000} = 360 \text{ т/сутки.}$$

Принимаем удельный вес отвальных шлаков электроплавки 3 т/м^3 .

Удельный объем шлака $V_{\text{уд}}$:

$$V_{\text{уд}} = \frac{1}{3} = 0,33 \text{ м}^3/\text{т}$$

Время пребывания шлака в печи $\tau_{\text{преб}}$ принимаем равным 20 часов. Тогда свободный от шихты объем шлаковой ванны составит:

$$V_{\text{ван}} = \frac{A \cdot V_{\text{уд}} \cdot \tau_{\text{преб}}}{24} = \frac{360 * 0,33 * 20}{24} \approx 100 \text{ м}^3$$

Учитывая, что часть шлакового объема ванны занята плавающей шихтой, шлаковый объем ванны прием за 130 м^3 .

Площадь пода печи - 126 м^2 , толщина слоя шлака должна быть не меньше:

$$\frac{130}{126} \approx 1 \text{ м.}$$

3 Экономическая часть

3.1 Расчет прибыли, рентабельности и срока окупаемости цеха

Полная себестоимость на тонну катодной меди, долларов США	4500\$
Катодная медь, тонн/г	182 073,4
Цена меди, долларов США/т	6388\$

1) Расчет прибыли

$$\Pi = \Pi - C, \quad (8)$$

где Π – оптовая стоимость всей годовой продукции, тыс. тг;
 C – себестоимость годовой продукции (по калькуляции), тыс. тг.

$$\Pi = (6388 - 4500) \cdot 182\,073,4 = 344\,754\,000 \text{ \$};$$

2) Расчет рентабельности

$$P = \Pi \cdot 100 / C, \quad (9)$$

$$P = 344\,754\,000 \cdot 100 / 819\,330\,300 = 42 \% [4].$$

4 Безопасность и охрана труда

В процессе транспортировки шихты и загрузке ее при электроплавке, конвертировании и огневом рафинировании выделяется пыль, сернистый ангидрид и значительное количество тепла В виде излучения от расплавов и от металлургических агрегатов. Допускается содержание в атмосфере цеха не более 10 мг/м³ сернистого ангидрида и запыленность не более 4 мг/м³.

Сернистый ангидрид - бесцветный газ с резким запахом, раздражает дыхательные пути, вызывая спазм бронхов и увеличение сопротивления дыхательных путей.

Для газоудаления, кроме вытяжки технологических газов от электропечей и конвертеров, имеется приточно-вытяжная вентиляция. Вытяжная вентиляция осуществляется устройством отсосов от мест выделения (местная) вредностей и в целом от укрытия таких агрегатов, как электропечь и конвертер. Кроме того, имеется естественная и общеобменная вентиляция через фонари главного пролета и принудительная из верхней зоны цеха через крышные вентиляторы электропечного отделения.

На электропечах для пылеулавливания от мест перегрузки шихты и от главных бункеров установлены аспирационные системы - ротационные пылеуловители.

Обслуживающий технологический персонал должен иметь группу электробезопасности не ниже второй, знать и соблюдать порядок изоляции источников энергии и иметь индивидуальный замок безопасности.

Все производимые работы в плавильном цехе производятся по нарядзаданию, с получением инструктажа по безопасности и охране труда, с оценкой всех возможных производственных рисков с заполнением каждым рабочим бланка «Анализ опасностей и оценка рисков». При выполнении необходимо обязательное применение специальной одежды, обуви, средства индивидуальной и коллективной защиты.

В цехе должен быть перечень работ повышенной опасности, выполняемых по наряду-допуску с разработкой проекта организации работ. На работы по этому перечню выдается наряд-допуск с указанием ответственных лиц. Основные меры по ликвидации аварийных ситуаций приводятся в «Плане ликвидации возможных аварий» по плавильному цеху, утвержденному главным инженером завода.

В своей работе работники плавильного цеха руководствуются, общезаводскими инструкциями и инструкциями по профессиям и видам работ по безопасности и охране труда, инструкциями по эксплуатации оборудования, Кардинальными правилами и 5 шагов безопасности и другими документами и правилам, регламентирующим организацию и безопасность ведения работ [5] .

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Данный дипломный проект посвящен разработке цеха, конечным продуктом которого является катодная медь, полученная в результате электроплавки, конвертирования, огневого рафинирования и электролиза.

Был произведен проект плавильного цеха, описан технологический процесс цеха, выполнены расчеты рационального баланса концентрата, теплового баланса плавки, размеров печи, прибыли и рентабельности предприятия.

Реализация технологии данного цеха позволит выпускать продукцию высокого качества, отвечающим мировым стандартам и соответствующую требованиям ГОСТа. В процессе производственного цикла строго выполняются требования по охране труда работников цеха.

Приведенные в проекте экономические расчеты показали, что рентабельность составляет 42 %.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Технологический регламент . – 2016.-90 с.
- 2 Д.А. Диомидовский. Metallургические печи. М., «Metallургия», 1968 – 700 с.
- 3 В.А. Кривандин, Ю.П. Филимонов. Теория, конструкции и расчеты metallургических печей. М., «Metallургия», 1978 – 360 с.
- 4 Шокобаев Т.Д. Дипломное проектирование. Методическое указание по экономическому обоснованию дипломных проектов. – Алматы: КазНТУ 1996.- С. 1-25.
- 5 Регламент техники безопасности. – 2016.-34 с.

Приложение А

Расчеты процесса электроплавки

1. Предварительное определение степени дисульфуризации

Борнит



$$\text{Образуется CuFeS}_2: 6,15 \cdot \frac{184}{317} = 3,56 \text{ кг}$$

$$\text{Свободной серы: } 6,15 \cdot \frac{32 \cdot 2}{317} = 1,24 \text{ кг}$$

Халькопирит

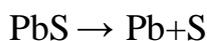


$$\text{Образуется Cu}_2\text{S: } 9 \cdot \frac{159}{127} = 11,246 \text{ кг}$$

$$\text{Образуется FeS: } 9 \cdot \frac{2 \cdot 88}{127} = 12,47 \text{ кг}$$

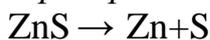
$$\text{Свободной серы: } 9 \cdot \frac{32}{127} = 2,26 \text{ кг}$$

Галенит



$$\text{Свободной серы: } 2 \cdot \frac{32}{207} = 0,3 \text{ кг}$$

Сфалерит



$$\text{Свободной серы: } 2,7 \cdot \frac{32}{65,4} = 1,32 \text{ кг}$$

Всего удаляется S при диссоциации высших сульфидов

$$1,24 + 2,26 + 0,3 + 1,32 = 5,12 \text{ кг}$$

$$\text{Степень дисульфуризации: } \frac{5,12}{18,8} \cdot 100 \% \approx 27 \%$$

$$\text{Всего удаляется серы: } 18,8 \cdot 0,27 = 5,07 \text{ кг}$$

$$\text{Переходит серы в штейн: } 18,8 - 5,07 = 13,7 \text{ кг}$$

Продолжение приложения А

2. Предварительный расчет штейна и конверторного шлака

Находим ориентировочный состав и количество штейна и конверторного шлака при условии содержания серы в штейне 23,8 %.

Количество штейна:

$$13,7 \cdot \frac{100}{23,8} = 57,5 \text{ кг.}$$

Извлечение Cu в штейн составляет 47,1 %.

Количество Cu в штейне: $33 \cdot 0,471 = 15,543 \text{ кг}$ (47,1 %)

Содержание Fe в штейне принимаем 15 %

Содержание Cu в конверторном шлаке принимаем 2 %.

Содержание SiO₂ в конверторном шлаке принимаем 22 %,

Содержание CaO и Al₂O₃ принимаем 5 %.

Общее содержание Fe в конвертерном шлаке : 31,0 %

При конвертировании из 57,5 кг штейна получится конверторного шлака

Извлечение Cu из конверторного шлака при электроплавке составляет 85 %.

Тогда из 28,75 кг конвертерного шлака в электропечи получится штейна:

$$28,75 \cdot \frac{0,02 \cdot 0,85}{0,27} = 1,81 \text{ кг}$$

Из этого штейна образуется конвертерного шлака:

$$1,81 \cdot \frac{0,15}{0,30} = 0,9 \text{ кг}$$

Из этого конвертерного шлака получится штейна:

$$0,9 \cdot \frac{0,02 \cdot 0,85}{0,27} = 0,05 \text{ кг}$$

Продолжение приложения А

Из этого штейна образуется конвертерного шлака:

$$0,05 \frac{0,15}{0,30} = 0,025 \text{ кг}$$

Общее количество штейна, приходящегося на 100 кг сухой руды:

$$1,81 + 0,9 + 0,05 + 0,025 = 2,78 \text{ кг.}$$

Общее количество конвертерного шлака получаемого из этого штейна:

$$28,75 + 0,9 + 0,025 = 29,68 \text{ кг.}$$

3. Предварительный расчет отвального шлака

Все железо в отвальном шлаке содержится в виде FeO.

Количество Fe поступившего в плавку (в руде) = 11,7 кг

Количество Fe в конвертерном шлаке:

$$11,7 * 0,30 = 3,51 \text{ кг}$$

Всего поступает в плавку $11,7 + 3,51 = 15,21 \text{ кг}$

Количество Fe в штейне: $2,78 * 0,15 = 0,42 \text{ кг}$

Уходит Fe в отвальный шлак: $15,21 - 0,42 = 14,79 \text{ кг}$

Количество SiO₂ в руде: 19,5 кг

Количество SiO₂ в конверторном шлаке: $2,78 * 0,22 = 0,61 \text{ кг}$

Количество SiO₂ в отвальном шлаке: $19,5 + 0,61 = 22,1 \text{ кг}$

Количество перешедших из руды, CaO, Al₂O₃ в отвальном шлаке:

$$1,995 \text{ CaO}, 7,980 \text{ Al}_2\text{O}_3$$

4 Расчет штейна и конвертерного шлака

4.1 Рациональный состав штейна.

Содержание Cu₂S в штейне: $45 \frac{159}{127} = 56,3 \%$ (серы в нем: $45 \frac{32}{127} = 10 \%$)

Содержание S в FeS: $25,5 - (3,42 + 1,13) = 20,95 \%$

Продолжение приложения А

$$\text{Содержание FeS: } 7 \frac{88}{32} = 19,25 \% \quad (\text{Fe в FeS: } 7 \frac{56}{32} = 12,25 \%)$$

$$\text{Содержание Fe в Fe}_3\text{O}_4 \quad 45 \frac{168}{232} = 32,5 \%$$

$$\text{Общее содержание Fe в штейне: } 12,25 + 3,25 = 15,50 \%$$

$$\text{Содержание прочих в штейне: } 100 - (47,1 + 15,5 + 19,20) = 4,65 \%$$

Обычно содержание прочих в штейне не превышает 3-3,5 %, поэтому произведем уточнение состава штейна.

Примем содержание серы в штейне более высоким, 26 % и произведем перерасчет.

Количество штейна на 100кг сухой руды:

$$5,095 \cdot \frac{100}{26} = 19,60 \text{ кг.}$$

$$\text{Содержание Cu в штейне: } \frac{9,2}{19,60} 100 = 47,1 \%$$

$$\text{Содержание Cu}_2\text{S в штейне: } 15,543 \frac{159}{127} = 19,45 \% \quad (\text{серы в нем:}$$

$$15,543 \frac{32}{127} = 3,91 \%)$$

$$\text{Содержание S в форме FeS: } 26,0 - (3,47 + 1,16) = 21,37 \%$$

$$\text{Содержание FeS в штейне: } \frac{88}{32} 21,37 = 58,65 \% \quad (\text{Fe в нем -}$$

$$21,37 \frac{56}{32} = 37,28 \%)$$

$$\text{Общее содержание FeS в штейне: } 37,28 + 13,90 = 51,18 \%$$

$$\text{Содержание прочих в штейне: } 100 - (13,10 + 5,74 + 58,65 + 19,2) = 3,31 \%$$

4.2 Рациональный состав конвертерного шлака

Количество Fe в конвертерном шлаке, получающимся при продувке 19,60 кг штейна: $19,60 \cdot 0,15 = 2,93$ кг

Продолжение приложения А

Считаем, что все прочие штейна полностью переходят в конвертерный шлак:
 $19,60 \cdot 0,0331 = 0,649$ кг

Обозначим количество конвертерного шлака, получаемого из 19,60 кг штейна, X.

$$\text{Cu}_2\text{S} \dots\dots\dots 0,008x$$

$$\text{FeS} \dots\dots\dots 0,110x$$

$$\text{Fe}_3\text{O}_4 \dots\dots\dots 0,199x$$

$$\text{SiO}_2 \dots\dots\dots 0,210x$$

Считая, что второстепенные компоненты кварцевого конвертерного флюса CaO, Al₂O₃ и прочие полностью переходят в конвертерный шлак, находим количество этих компонентов в шлаке. При содержании в конвертерном шлаке 21 % SiO₂:

$$\text{CaO} \qquad 0,21 \frac{8}{77} x = 0,0218x$$

$$\text{FeO} \qquad 0,21 \frac{5}{77} x = 0,0136x$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 \qquad 0,21 \frac{7}{77} x = 0,0191x$$

$$\text{Прочие} \qquad 0,21 \frac{3}{77} x = 0,081x$$

Количество Fe в конвертерном шлаке в форме Fe₃O₄:

$$0,199x \frac{168}{232} = 0,144x$$

Количество Fe в конвертерном шлаке в форме FeS:

$$0,110x \frac{56}{88} = 0,070x$$

Количество Fe в FeO конвертерного шлака, переходит из штейна:

$$10,03 - (0,144x + 0,070x) = 10,03 - 0,214x$$

Количество FeO соответствующее этому железу:

$$(10,03 - 0,275x) \frac{72}{56} = 12,90 - 0,275x$$

Продолжение приложения А

Общее количество конвертерного шлака, х.

$$X=0,649+0,0185x+0,008x+0,110x+0,199x+0,21x+0,0218x+0,0191x+0,0081x+12,90-0,2614x$$

Откуда $X=20,32$ кг

Содержание FeO в конвертерном шлаке:

$$\frac{12,90 - 0,2614 \cdot 20,32}{20,32} 100 = 27,51 \%$$

Общее содержание Fe в конвертерном шлаке:

$$100(0,144 + 0,070) + 27,51 \frac{56}{72} = 30,4 \%$$

Содержание Fe в конвертерном шлаке за вычетом Fe, перешедшего из кварцевого флюса:

$$30,4 - 1,36 \frac{56}{72} = 29,34 \%$$

Общее содержание прочих в конвертерном шлаке:

$$\frac{0,649}{20,32} 100 + 0,81 = 4,01 \%$$

4.3. Количество штейна и конвертерного шлака

Из 100 кг сухой руды непосредственно получается 19,60 кг штейна.

Из этого штейна получается конвертерного шлака 22,32 кг.

Из этого шлака выделится штейна:

$$20,320,02 \cdot 0,850,1421 = 2,43 \text{ кг}$$

Из этого штейна получится шлака:

$$2,43 \frac{0,5118}{0,4934} = 2,52 \text{ кг}$$

Из этого шлака выделится штейна:

$$2,52 \frac{0,02 \cdot 0,85}{0,1434} = 0,30 \text{ кг}$$

Продолжение приложения А

Из этого штейна получится шлака:

$$0,30 \frac{0,5118}{0,4934} = 0,31 \text{ кг}$$

Общее количество штейна: $19,60+2,43+0,30=22,33$ кг

Общее количество конвертерного шлака: $22,32+2,52+0,31=25,15$ кг

4.4 Расчет отвального шлака (без подфлюсовки)

Определим количество отдельных компонентов в отвальном шлаке без учета флюсов.

Cu_2S

Поступает в процессе плавки с рудой: 22 кг Cu_2S (17,85 кг Cu, 4,5кг S)

Поступает с конвертерным шлаком: : 0,62 кг Cu_2S (0,56 кг Cu, 0,06 кг S)

Всего поступает: $22+0,62=22,62$ кг Cu_2S (18,41 кг Cu, 4,56 кг S)

Уходит из печи со штейном: 11,55 кг Cu_2S (10,5 кг Cu, 1,05 кг S)

Переходит в отвальный шлак: Cu_2S (0,0127 кг Cu, 0,029 кг S)

FeS , FeO , Fe_3O_4

Всего поступает в плавку в составе руды FeS :

$3,114+1,377+8,951=13,442$ кг FeS (8,558 кг Fe; 4,884 кг S)

Поступает с конвертерным шлаком: 2,55 кг FeS (1,62 кг Fe, 0,93 кг S)

Всего поступает в плавку:

$13,442+2,55=15,992$ кг FeS (10,178 кг Fe; 5,814 кг S)

Уходит из печи со штейном: 13,10 кг FeS (8,33 кг Fe, 4,77 кг S)

Остается в печи:

$15,992-13,10=2,892$ кг FeS (1,848 кг Fe; 1,044 кг S)

Из этого количества FeS часть окисляется в печи высшими окислами железа. Производим расчет реакции окисления.

Уходит из печи со штейном: 4,29 кг Fe_3O_4 (3,11 кг Fe, 1,18 кг O)

Согласно предыдущему расчету с отвальным шлаком из печи уходит:

Продолжение приложения А

$$4,47 \text{ кг Fe}_3\text{O}_4 \left(4,47 \frac{168}{232} = 3,24 \text{ кг Fe}, 4,47 \frac{64}{232} = 1,23 \text{ кг O} \right)$$

Всего уходит из печи:

$$4,29 + 4,47 = 8,76 \text{ кг Fe}_3\text{O}_4 \quad (6,35 \text{ кг Fe}; 2,41 \text{ кг O})$$

Поступает с конвертерным шлаком: 4,60 кг Fe₃O₄ (3,33 кг Fe, 1,27 кг O)

По реакции: $10 \text{ Fe}_2\text{O}_3 + \text{FeS} \rightarrow 7 \text{ Fe}_3\text{O}_4 + \text{SO}_2$

В электропечи образуется:

$$8,76 - 4,60 = 4,16 \text{ кг Fe}_3\text{O}_4 \quad (3,02 \text{ кг Fe}; 1,14 \text{ кг O})$$

По этой реакции окисляется:

$$4,16 \frac{88}{7 \cdot 232} = 0,226 \text{ кг FeS} \quad \left(0,226 \frac{56}{88} = 0,144 \text{ кг Fe}, 0,226 \frac{32}{88} = 0,082 \text{ кг S} \right)$$

Восстановится:

$$4,16 \frac{10 \cdot 160}{7 \cdot 232} = 4,098 \text{ кг Fe}_2\text{O}_3 \quad \left(4,10 \frac{112}{160} = 2,876 \text{ кг Fe}, 4,10 \frac{48}{160} = 1,222 \text{ кг O} \right)$$

Образуется:

$$4,16 \frac{64}{7 \cdot 232} = 0,164 \text{ кг SO}_2 \quad \left(0,164 \frac{32}{64} = 0,082 \text{ кг S}, 0,164 \frac{32}{64} = 0,082 \text{ кг O} \right)$$

По реакции: $3 \text{ Fe}_2\text{O}_3 + \text{FeS} \rightarrow 7 \text{ FeO} + \text{SO}_2$

Восстановится: 14,863 - 4,098 = 10,765 кг Fe₂O₃ (7,518 кг Fe; 3,247 кг O)

По этой реакции окисляется:

$$10,765 \frac{88}{3 \cdot 160} = 1,972 \text{ кг FeS} \quad \left(1,972 \frac{56}{88} = 1,256 \text{ кг Fe}, 1,972 \frac{32}{88} = 0,716 \text{ кг S} \right)$$

Образуется: $10,765 \frac{7 \cdot 72}{3 \cdot 160} = 11,305 \text{ кг FeO} \quad \left(11,305 \frac{56}{72} = 8,774 \text{ кг Fe}, \right.$

$$\left. 11,305 \frac{16}{72} = 2,531 \text{ кг O} \right)$$

Образуется: $10,765 \frac{64}{3 \cdot 160} = 1,432 \text{ кг SO}_2 \quad \left(1,432 \frac{32}{64} = 0,716 \text{ кг S}, \right.$

$$\left. 1,432 \frac{32}{64} = 0,716 \text{ кг O} \right)$$

Продолжение приложения А

Всего окисляется: $0,226+1,972=2,198$ кг FeS (1,400 кг Fe; 0,798 кг S)

Переходит в отвальный шлак: $2,892-2,198=0,694$ кг FeS (0,448 кг Fe; 0,246 кг S)

Поступает с конвертерным шлаком: 8,65 кг FeO (6,72 кг Fe, 1,93 кг O)

Образуется по реакции восстановления гематита 11,305 кг FeO (8,774 кг Fe;

2,531 кг O)

Переходит в отвальный шлак: $8,65+11,305=19,955$ кг FeO (6,72+8,774=15,494 кг Fe, 1,93+2,531= 4,461 кг O)

По результатам уточненного расчета окончательно проверяем степень дисульфуризации. Поступает серы в плавку 6,982 кг. Образуется в результате диссоциации высших сульфидов 1,092 кг. Окисляется серы "твердым кислородом" шихты 0,798 кг. Всего удаляется серы при плавке: $1,092+0,798=1,890$ кг.

Степень десульфуризации при плавке: $\frac{1,890}{6,982} 100\% \approx 27,1\%$

SiO₂

Поступает в плавку с рудой 36,909 кг., с конвертерным шлаком 4,86 кг., переходит в отвальный шлак: $36,909+4,86=41,769$ кг.

CaO

Поступает в плавку с рудой 1,955 кг, с конвертерным шлаком 0,50 кг.

Переходит в отвальный шлак: $1,995+0,50=2,495$ кг.

Al₂O₃

Поступает в плавку с рудой 7,980 кг, с конвертерным шлаком 0,44 кг.

Переходит в отвальный шлак: $7,980+0,44=8,42$ кг.

1. Прочие

Поступает с рудой 3,411 кг, с конвертерным шлаком 0,93 кг, уходит со штейном 0,74 кг. Переходит в отвальный шлак: $3,411+0,93-0,74=3,601$ кг.

Продолжение приложения А

5 Расчет технологических газов

Всего вследствие диссоциации высших сульфидов выделяется 1,092 кг S. На окисление этой серы до SO₂ потребуется кислорода:

$$1,092 \frac{32}{32} = 1,092 \text{ кг или } 1,092 \frac{22,4}{32} = 0,765 \text{ нм}^3$$

При этом образуется SO₂: $1,092 \frac{64}{32} = 2,184 \text{ кг}$

Вместе с 1,092 кг кислорода, идущего на окисление серы, в процесс в составе воздуха поступит азота:

$$1,092 \frac{77}{28} = 3,66 \text{ кг или } 3,66 \frac{22,4}{28} = 2,905 \text{ нм}^3$$

Всего потребуется воздуха на окисление серы:

$$1,092 + 3,66 = 4,752 \text{ кг или } 0,765 + 2,905 = 3,6 \text{ нм}^3$$

Образуется SO₂ в результате окисления сульфида железа "твердым кислородом":

$$0,164 + 1,432 = 1,596 \text{ кг (0,082 + 0,716 = 0,798 кг S, 0,082 + 0,716 = 0,798 кг O)}$$

Всего образуется в печи SO₂:

$$2,184 + 1,596 = 3,780 \text{ кг или } 3,780 \frac{22,4}{64} = 1,322 \text{ нм}^3$$

$$(1,092 + 0,798 = 1,890 \text{ кг S, } 1,092 + 0,798 = 1,890 \text{ кг O})$$

Количество влаги, поступающей в составе шихты и уходящей в технологические газы:

$$3 \text{ кг или } 3 \frac{22,4}{18} = 3,735 \text{ нм}^3 .$$

