Содержание

Введение 2

1. Выбор и обоснование технологической схемы 3

2. Описание технологического процесса 4

3. Расчет материального баланса плавки 10

3.1. Расчет рационального состава медного сырья 10

3.2. Обжиг медных концентратов в кипящем слое 11

3.3. Расчет материального баланса плавки обожженного концентрата 14

3.3.1. Расчет десульфуризации и состава штейна 14

3.3.2. Расчет количество флюсов для ведения плавки на заданном составе шлаков 16

4. Расчет теплового баланса плавки 19

4.1. Расчет горения природного газа 19

4.2. Расход природного газа и тепловой баланс отражательной плавки огарка 20

5. Конвертирование штейнов 24

6. Рафинирование меди 26

6.1 Материальный баланс огневого рафинирования меди 26

6.2 Электролиз меди 27

7. Расчет сквозного извлечения меди 29

Заключение 30

Список литературы 31

Введение

Развитие металлургии меди в последние годы характеризуется повышением комплексности использования сырья, возрастающими масштабами применения кислорода, создание автоматизированных непрерывных производств.

Основное количество меди получают по стандартной пирометаллургической схеме плавка – конвертирование – рафинирование, на долю гидометаллургического способа приходится 12-16%.

В последние годы в ряде стран возросло внимание к гидрометаллургическим способам извлечения меди из потерянного и забалансового сырья.

Смешанные руды перерабатывают по схеме выщелачивания – цементация – флотация.

Проводятся изыскания гидрометаллургической переработки сульфидных медь содержащих материалов с использованием автоклавного способа, солевого выщелачивания, сульфатезации.

Значительные успехи достигнуты по повышению комплексности использования сырья за счет расширения ассортимента выпускаемой продукции, организации пылеулавливания, более полного использования серосодержащих газов, а также использования вторичных энергоресурсов.

Полученные достижения во многом связаны с широким внедрением в металлургию кислорода и природного газа.

В настоящее время при производстве меди извлекается из сырья более 15 компонентов и производится более 20 наименований продукции [1].

1. Выбор и обоснование технологической схемы

Наиболее распространенная технологическая схема переработки медных руд и концентратов обязательно включает плавку на штейн, и последующее его конвертирование. В ряде случаев перед плавкой на штейн проводят окислительный обжиг.

Данный концентрат содержит 23% меди, т.е. является бедным и его предварительно подвергают обжигу.

Для плавки на штейн выбираем отражательную печь, т.к. она является надежным, хорошо освоенным процессом, легко управляется и пригодая для переработки сырья в широком диапазоне его составов.

Полученный в результате плавки штейн направляется на конвертирование. Полученная после конвертирования черновая медь подвергается огневому, а затем электролитическому рафинированию [3]. лавки на штейн выбираем отражательную печь, т.к. жигу.

2. Описание технологического процесса

Обжигом называют пирометаллургический процесс, проводимый в интервале температур 600-1200 0С с целью изменения химического и фазового состава перерабатываемого сырья.

Окислительный обжиг применяют подготовительной обработки сульфидных материалов перед плавкой с целью частичного или полного перевода сульфидов в оксиды.

Основным назначением окислительного обжига медных концентратов перед плавкой на штейн является частичное окисление сульфида железа и перевод его в оксидную форму для того, чтобы при последующей плавки огарка больше железа перешло в шлак. Тогда штейны будут получены с большим содержанием меди. Конечный состав штейна при этом определяется тем, сколько серы было удалено при обжиге. Обычно степень десульфуризации при обжиге составляет 70-75%.

Окисление сульфидов при обжиге осуществляется при повышенных температурах (700-900 0С). Необходимое для процесса обжига теплота получается за счет экзотермических реакции окисления сульфидов.

Получающиеся в процессе обжига газы содержат 6-12% SО2, что позволяет до 70% серы исходного концентрата использовать для производства серной кислоты.

В настоящее время для обжига медных концентратов используют преимущественно печи кипящего слоя.

Характерной особенностью процессов, протекающих в кипящем слое является то, что каждая частица шихты со всех сторон омывается газами, благодаря чему эффективно используется огромная активная поверхность концентрата. Хороший контакт сульфидных частиц с газами обуславливают высокую скорость протекания реакций, а следовательно и высокую удельную производительность печи.

Высокая скорость протекания процесса обуславливает практически полное использование кислорода. Это в свою очередь является причиной получения богатых по содержанию SО2 газов.

Для регулирования температуры необходимо отводить тепло из слоя с помощью кессонов.

Продувание воздуха через слой мелких материалов неизбежно связано со значительным выносом пыли. Поэтому печи КС оборудуют мощной системой пылеулавливания. Пыль является готовым продуктом и объединяется с огарком.

Переработка хорошо термически подготовленной, тщательно перемешанной шихты приводит к существенному увеличению удельного проплава отражательных печей и снижению расхода топлива. Таким образом, включение в технологическую схему процесса обжига позволяет не только управлять составом штейна, уменьшить выбросы сернистого ангидрида, снизить затраты на конвертирование, но и делает более экономичной саму отражательную плавку.

Большая газонасыщенность горячего огарка делает его текучим и сильно пылящим при перегрузках. Возникает задача герметизации загрузки и уменьшения пылевыноса из отражательных печей.

Поверхность ванны при плавке огарка в большей своей части покрыта слоем шихты. Поступающая на поверхность ванны теплота воспринимается в основном шихтой. При загрузке огарка большими порциями из-за плохой его теплопроводности первоначально плавятся и перегреваются только поверхностные слои шихты. При загрузке огарка малыми порциями на поверхность шлака нагрев его осуществляется частично за счет теплоты, аккумулированной расплавом. При этом в поверхностном слое ванны формируется шлаковый расплав, отвечающий среднему их составу в печи. Таким образом, плавление огарка при загрузке небольшими порциями протекает в более благоприятных условиях.

При плавке огарка в газовую фазу переходит незначительное количество серы. В тоже время реакция взаимодействия высших оксидов железа и ферритов с сульфидами получает значительное развитие.

При плавке огарка основное количество магнетита поступает с шихтой и восстанавливается на поверхности расплава, где температура более высокая. Это обуславливает высокую степень восстановления магнетита.

Включение в технологическую схему процесса обжига существенно влияет на поведение и распределение ценных спутников. Чем больше степень десульфуризации при обжиге и чем более богатым получается штейн, тем больше цинка переходит в шлак.

Подавляющая часть отражательных печей отапливается мазутом и природным газом или их смесью.

Сущность отражательной плавки заключается в том, что шихта плавится за счет тепла от сжигания углеродистого топлива в газовом пространстве над ванной расплава в печи с горизонтально расположенным рабочим пространством (рисунок 1).

Шихту при этом загружают на ванну или на откосы вдоль боковых стен печи. Раскаленные топочные газы, проходя над поверхностью ванны и шихты, нагревают их, а также стены и свод, и покидают печь, имея еще сравнительно высокую температуру.

Теплопередача в печи осуществляется в основном за счет лучеиспускания от раскаленных стен, свода и продуктов сгорания.

Конструктивно отражательная печь состоит из фундамента, стен, пода, свода, газохода, металлического каркаса, устройств для загрузки шихты и выпуска продуктов плавки, горелок для сжигания топлива.

Стены печей выкладывают из хромомагнезитового кирпича непосредственно на фундаменте. В верхней части печи они имеют толщину 0,5-0,6 м, а у лещади 0,75-1 м. При плавке сырой шихты вдоль боковых стен печи образуются устойчивые шихтовые откосы, которые защищают огнеупорную кладку от быстрого разрушения.

Отражательные печи являются пламенными. Воздух для вдувания, распыления и сжигания топлива обогащают кислородом до 23-28% иногда подогревают до 200-400 0С.

Штейн, полученный в результате плавки подвергают конвертированию.

Конвертирование осуществляют продувкой штейна воздухом в горизонтальном конвертере. Перерабатываемые штейны состоят из сульфидов меди и железа. Вследствие экзотермичности основных реакции конвертирование не требует затрат топлива.

Процесс конвертирования идет в два этапа. Процесс начинается с окисления сульфида железа по реакции

2FeS + 3O2 + SiO2 = FeSiO4 + SO2 + Q

Пока в расплаве имеется достаточное количество железа, сульфида меди практически не окисляется, поскольку равновесие реакции

Cu2O + FeS = Cu2S + FeO

Нацело сдвинуто вправо вследствие более высокого сродства железа к кислороду и меди к сере. Таким образом, в первом периоде конвертирования происходит селективное окисление сульфида железа. В фурменной зоне вследствие относительного избытка кислорода окисление FeS протекает по схеме

FeS => FeO => Fe3О4

В конечном итоге при глубоком окислении все железо может быть перекислено до магнетита, который при температурах конвертирования находится в твердом состоянии. При перемешивании расплава воздухом будет образовываться однородная гетерогенная масса, состоящая из магнетита и оставшихся сульфидов.

Для отделения образующихся оксидов железа от сульфидов необходимо их конвертировать не в твердом а в жидком продукте и добиваться возможно меньшего переокисления железа до магнетита и получение его в основном в виде FeO по реакции:

2FeS + 3O2 = 2FeO + 2SO2 + Q

С этой целью для образования железосиликатного расплава в первом периоде конвертирования в конвертер подают кварц. При растворении вюстита в шлаке снижается его активность и тем в большей степени, чем больше концентрация SiO2 в шлаке.

В первый период конвертирования происходит постепенное накопление в конвертере обогащенной медью сульфидной массы. В связи с этим после каждой заливки штейна и его частичной продувки из конвертера сливают шлак и заливают дополнительную порцию штейна. Затем вновь проводят продувку.

Первый период конвертирования заканчивается холостой продувкой (без заливки штейна)., целью которой является практически полное окисление сульфида железа из обогащенной медью сульфидной массы и получение белого штейна, представляющего собой почти чистый сульфид меди CuS.

Химизм второго периода конвертирования, имеющего своей целью получение черновой меди, может быть выражен реакцией.

Cu2S + O2 = 2Cu + SO2

Которую часто изображают как последовательное протекание двух процессов

2Cu2S + 3O2 = 2Cu2O + SO2

Cu2S + 2Cu2O = 6 Cu + SO2

Процесс конвертирования в горизонтальных конвертерах является периодическим.

Рафинирование черновой меди от примесей по экономическим соображениям проводят в две стадии – сначала методом огневого рафинирования, затем электрохимическим методом.

Цель огневого рафинирования – подготовить медь к электролитическому рафинированию путем удалении из него основного количества примесей.

При электролитическом рафинировании решаются две задачи – глубокое рафинирование меди от примесей, что обеспечивает ее высокую электропроводност, и попутно извлечение ценных золота, серебра и селена [3].

3. Расчет материального баланса плавки

3.1. Расчет рационального состава медного сырья

Состав медного сырья,%: 23,0 Cu, 25,5 Fe, 33,0 S, 0,5 CaO, 0,5 MgO, 2,0 SiO2,5,2 Al2O3,10,3 прочие.

По минералогическому составу медь и железо находится в виде CuFeS2, остальное железо в виде FeS2.

Расчет ведем на 100 кг сырья.

Рассчитаем содержание CuFeS2

63,6 кг Cu входят в 183,4 кг CuFeS2

23 кг Cu входят в х кг CuFeS2

Х = 66,32 кг

Зная количество и состав халькопирита, найдем сколько серы и железа связано в халькопирите

183,4 кг CuFeS2 содержат 64 кг S

66,32 кг CuFeS2 содержат х кг S

Х = 23,14 кг

Количество железа в халькопирите

183,4 кг CuFeS2 содержат 64 кг Fe

66,32 кг CuFeS2 содержат х кг Fe

Х = 20,18 кг

Количество железа в пирите

25,5 – 20,18 = 5,32 кг

С этим количеством железа связано серы

55,8 кг Fe – 64 кг S

5,32 кг Fe – х кг S

Х = 6,10 кг

Количество пирита

5,32 + 6,10 = 11,42 кг

Остальная серы находится в элементарном состоянии

33 – 23,14 – 6,10 = 3,76 кг

По данным расчета составляем таблицу 1 рационального состава медного сырья.

Таблица 1 - Рациональный состав медного сырья, % CuFeS2

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Минералы | Cu | Fe | S | SiO2 | CaO | MgO | Al2O3 | прочие | всего |
| CuFeS2 | 23 | 20,18 | 23,14 |  |  |  |  |  | 66,32 |
| FeS2 |  | 5,32 | 6,10 |  |  |  |  |  | 11,42 |
| S2 |  |  | 3,76 |  |  |  |  |  | 3,76 |
| Пустая порода |  |  |  | 2,0 | 0,5 | 0,5 | 5,2 | 10,3 | 18,5 |
| всего | 23 | 25,5 | 33,0 | 2,0 | 0,5 | 0,5 | 5,2 | 10,3 | 100 |

3.2. Обжиг медных концентратов в кипящем слое

Обжиг ведем на дутье, обогащенным кислородом до 35%. Степень десульфуризации при обжиге принимаем 55%, температуру обжига 8500С. Расчет ведем на 100 кг шихты.

Определим количество серы, диссоциирующей при обжиге.

По реакции

2CuFeS2 => Cu2S + 2 FeS + S образуется

S своб 66,32.32 / 366,7 = 5,79 кг

FeS 66,32.175,7 / 366,7 = 31,78 кг

Cu2S 66,32.159 / 366,7 = 28,75 кг

По реакции

FeS2 => FeS + S образуется

S своб 11,42.32 / 119,85 = 3,05 кг

FeS 11,42.87,85 / 119,85 = 8,37 кг

Всего выделится свободной серы

5,79 + 3,05 = 8,84 кг

При 55% десульфуризации в газы перейдет серы

33,0.0,55 = 18,15 кг

В том числе 3,76 кг за счет окисления свободной серы концентрата и за счет окисления FeS

18,15 – 8,84 – 3,76 = 5,55 кг

Образуется сернистого ангидрида

18,15.2 = 36,3 кг

Принимаем, что в процессе обжига сернистое железо окисляется до Fe3O4 по реакции

3FeS + 5 O2 = Fe3O4 + 3 SO2

На практике наряду с образованием Fe3O4 может происходить образование FeO и Fe2O3

Количество окислившегося FeS

5,55.263,5 / 96 = 15,23 кг

В огарке останется сернистого железа

31,78 + 8,37 – 15,23 = 24,92 кг

Для окисления FeS потребуется кислорода

15,23.160 / 263,5 = 9,25 кг

Результаты расчетов сводим в таблицу 2.

Таблица 2 – Рациональный состав огарка

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Соединение | Cu2S | | FeS | | Fe3O4 | | Всего | |
| кг | % | кг | % | кг | % | кг | % |
| Cu  Fe  S  SiO2  CaO  MgO  Al2O3  О2  Прочие | 23  5,75 | 79,9  20,1 | 15,84  9,08 | 63,56  36,44 | 9,66  3,72 | 72,2  27,8 | 23  25,5  14,83  2,0  0,5  0,5  5,2  3,72  10,3 | 26,88  29,81  17,33  2,34  0,58  0,58  6,08  4,35  12,05 |
| Итого | 28,75 | 100 | 24,92 | 100 | 13,38 | 100 | 85,55 | 100 |

Выход огарка 85,55%.

Для определения материального баланса обжига рассчитаем количество серы и состав отходящих газов. Для окисления элементарной серы по реакции

S + О2 = SО2

Потребуется кислорода

(8,84 + 3,76).32 / 32 = 12,6 кг

Образуется при этом сернистого ангидрида

12,6.2 = 25,2 кг

Всего кислорода с учетом окисления сернистого железа потребуется

12,6 + 9,25 = 21,85 кг

Количество дутья при содержании кислорода 35% составит

22,4.21,85.100 / (35.32) = 43,7 м3

Азота в этом дутье будет

43,7.65 / 100 = 28,41 м3

Состав отходящих газов

кг м3 % (об)

SO2 36,3 12,7130,91

N2 40,5828,4169,09

Для проверки проделанных расчетов составляем материальный баланс обжига (таблица 3).

Таблица 3 - Материальный баланс обжига

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Статьи баланса | Всего, кг | В том числе | | | | | | |
| Cu | Fe | S | породы | прочие | О2 | N2 |
| Загружено  Шихты  Воздуха | 100  62,43 | 23 | 25,5 | 33 | 8,2 | 10,3 | 21,85 | 40,58 |
| Итого | 162,43 | 23 | 25,5 | 33 | 8,2 | 10,3 | 21,85 | 40,58 |
| Получено  Огарка  Газов | 85,55  76,86 | 23 | 25,5 | 14,83  18,17 | 8,2 | 10,3 | 3,72  18,13 | 40,58 |
| Итого | 162,43 | 23 | 25,5 | 33 | 8,2 | 10,3 | 21,85 | 40,58 |

3.3. Расчет материального баланса плавки обожженного концентрата

3.3.1. Расчет десульфуризации и состава штейна

Расчет ведем на 100 кг огарка

По данным практики десульфуризация при плавке огарка составляет 15-20%. Примем степень десульфуризации 15%. Тогда должно выделится серы

17,33.0,15 = 2,6 кг за счет окисления магнетитом конвертерного шлака и огарка.

В штейн перейдет серы

17,33 – 2,6 = 14,73 кг

По данным практики извлечение меди в штейн при плаке огарка составляет 93-96%. Для определения состава штейна примем, что извлечение составляет 93%. В штейн перейдет меди из огарка

26,88.0,93 = 25,0 кг

В заводских штейнах содержание серы колеблется в пределах 23-27%. Примем содержание меди в штейне 25%. Выход штейна будет равен

14,73 / 0,25 = 58,92 кг

Содержание меди в штейне составит

25,0.100 / 58,92 = 42,43%

Максимальная растворимость кислорода в штейне 6%. Примем содержание кислорода в штейне 2%.

На основании этих данных получаем следующий предварительный состав штейна

Cu42,4325,0Fe30,5718,01

S254,73О221,18

Для определения кислорода, связанного с магнетитом конвертерного шлака, примем, что все железо штейна переходит в конвертерный шлак состава,%: 2,3 Cu, 1,4 S, 25 SiO2,35 Fe, 11 O2,6 Al2O3,19,3 прочие. Количество конвертерного шлака составит

18,01 / 0,35 = 51,46 кг

Определим количество магнетита в конвертерном шлаке по отношению кислорода к железу

В FeO

О2: Fe = 16 / 55,85 = 0,286

В Fe3О4

О2: Fe = 64 / 167,55 = 0,382

Из полученных соотношений составляем уравнение

11 = 0,286х + (35 – х).0,382,

Где х – количество железа, связанного в виде FeО

35 – х – количество железа, связанного в виде Fe3О4

Отсюда х = 24,69 кг

С этим железом связано кислорода

24,69.16 / 56,85 = 7,07 кг

В Fe3О4 количество железа равно

35 – 24,69 = 10,31 кг

Количество кислорода

10,31.64 / 167,55 = 3,94 кг

Итого в конверторном шлаке содержится магнетита

10,31 + 3,94 = 14,25 кг или 14,25%

С конвертерным шлаком поступит магнетита

18,01.0,1425 / 0,35 = 7,33 кг

Практически он весь переходит в штейн.

По данным практики примем, что извлечение меди из конвертерного шлака в отражательной печи составляет 85%. В штейн из конвертерного шлака перейдет меди

51,46.0,23.0,85 = 1,01 кг

На основании расчетов состав штейна при плавке огарка с заливкой конвертерных шлаков будет следующим

Cu43,426,01Fe30,0518,01

S24,5814,73О21,971,18

3.3.2. Расчет количество флюсов для ведения плавки на заданном составе шлаков

Требуется подсчитать количество известняка, необходимое для плавки огарка, состав которого,%: 5 SiO2,50 CaO, 40 CO2,5 прочие.

Плавка ведется на отвальный шлак с содержанием 8% СаО. Конвертерный шлак в жидком виде заливают в печь.

Для расчета плавки примем, что все железо штейна переходит в конвертерный шлак, выход которого на 100 кг концентрата равен 51,46 кг. Для расчета состава шлака составляем предварительный баланс плавки (таблица 4).

Таблица 4 - Предварительный баланс плавки

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Статьи баланса | Всего, кг | В том числе | | | | | | | | |
| Cu | Fe | S | SiO2 | СаО | Al2О3 | MgO | О2 | Прочие |
| Загружено  огарка  конвертерного шлака | 100  51,46 | 26,88  1,18 | 29,81  18,01 | 17,33  0,78 | 2,34  12,87 | 0,58 | 6,08  3,09 | 0,58 | 4,95  5,66 | 12,05  9,93 |
| Итого | 151,46 | 28,06 | 47,82 | 18,05 | 15,21 | 0,58 | 9,17 | 0,58 | 10,01 | 21,98 |
| Получено  штейна  шлака  газов | 59,93  88,44  3,09 | 26,01  2,05 | 18,01  29,81 | 14,73  0,52  2,8 | 15,21 | 0,58 | 9,17 | 0,58 | 1,18  8,54  0,29 | 21,98 |
| Итого | 151,46 | 28,06 | 47,82 | 18,05 | 15,21 | 0,58 | 9,17 | 0,58 | 10,01 | 21,98 |

Из баланса выводим предварительный расчетный состав шлака, переводя все железо в FeО

FeO38,9543,36MgO0,580,66

SiO215,2117,2Cu2,052,32

CaO 0,580,66S0,520,59

Al2O39,1710,37прочие21,9824,84

Для уменьшения плотности шлака и снижения содержания меди по условиям расчета в шихту вводим известняк с получением шлаков, содержащих 8% СаО. На практике обычно сумма FeO + CaO + SiO2 + Al2O3 + MgO в заводских шлаках составляет 93-96%. Для нашего случая примем, что эта сумма равна 95%. Тогда FeO + SiO2 + Al2O3 + MgO = 87%. Тогда по отношению



Составляем уравнение



Из которого находим, что х = 10,58 кг

В 10,58 кг известняка содержится 0,53 кг SiО2,5,29 кг СаО, 4,23 кг СО2,0,53 кг прочих. На основании расчетов получаем состав отвального шлака

FeO38,3541,3MgO0,580,62

SiO215,7416,95Cu0,50,54

CaO 5,876,32S0,130,14

Al2O39,179,88прочие22,5124,25

С учетом полученных данных составляем материальный баланс плавки огарка с заливкой конвертерного шлака и добавкой известняка (таблица 5).

Таблица 5 - Материальный баланс плавки

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Статьи баланса | Всего, кг | В том числе | | | | | | | | |
| Cu | Fe | S | SiO2 | СаО | Al2О3 | MgO | О2 | Прочие |
| Загружено  огарка  конвертерного шлака  известняка | 100  51,46  10,58 | 26,88  1,18 | 29,81  18,01 | 17,33  0,72 | 2,34  12,87  0,53 | 0,58  5,29 | 6,08  3,09 | 0,58 | 4,95  5,66 | 12,05  9,93  0,53 |
| Итого | 162,04 | 28,06 | 47,82 | 18,05 | 15,74 | 5,87 | 9,17 | 0,58 | 10,01 | 22,51 |
| Получено  штейна  шлака  газов | 61,87  92,85  7,32 | 27,56  0,5 | 18,01  29,81 | 15,12  0,13  2,8 | 15,74 | 5,87 | 9,17 | 0,58 | 1,18  8,54  0,29 | 22,51 |
| Итого | 162,04 | 28,06 | 47,82 | 18,05 | 15,21 | 5,87 | 9,17 | 0,58 | 10,01 | 22,51 |

4. Расчет теплового баланса плавки

4.1. Расчет горения природного газа

Рассчитаем расход природного газа, состав и количество отходящих газов при плавке огарка. Природный газ имеет следующий состав,% об.: 0,17 H2S, 0,7 СО2,88,5 СН4,6,17 С2Н6,4,46 N2.

Расчет ведем на 100 кг огарка. Определим теплоту сгорания газа по формуле

QНР = 30,21 СО + 25,81 Н2 + 85,89СН4 + 148,86С2Н4 + 170С2Н6 + 55,34 H2S

Для нашего состава газа получаем

QНР = (55,34.0,17 + 85,89.88,5 + 170.6,17).4,187 = 36258 кДж/м3

Для расчета количества воздуха, объема и состава отходящих газов примем, что сжигание топлива ведется при коэффициенте избытка воздуха α = 1,1.

Определим теоретическую потребность воздуха по реакции

СН4 + 2О2 = СО2 + 2 Н2О

2С2Н4 + 7О2 = 4 СО2 + 6Н2О

2Н2S + 3О2 = 2SО2 + 2Н2О

Потребность кислорода на 100 м3 природного газа составляет, м3:

Для сгорания СН4: 100.0,885.2 = 177

Для сгорания С2Н6: 100.0,0617.7 / 2 = 21,6

Для сгорания H2S: 100.0,0017.3 / 2 = 0,26

Всего потребуется 198,56 м3. при этом поступит азота

198,86.79 / 21 = 748,1 м3

Теоретическая потребность воздуха на сжигание 100 м3 газа равна

198,86 + 748,1 = 946,96 м3

Теоретический состав газов от сжигания топлива следующий

СО2: 0,7 + 0,885.100 + 0,0617.100.2 = 101,54

Н2О: 0,885.100.2 + 0,0617.100.3 + 0,0017.100 = 195,67

SО2: 0,0017.100 = 0,2

N2: 4,46 + 748,1 = 752,56

С учетом коэффициент избытка воздуха α = 1,1, всего потребуется кислорода

1,1. 198,86 = 218,75 м3

С ним поступит азота

218,75.79 / 21 = 822,92 м3

Всего воздуха

218,75 + 822,92 = 1041,67 м3

Состав дымовых газов с учетом избытка воздуха, но без учета газов шихты:

м3%, об. м3 %, об.

СО2101,548,87N2827,3872,28

SО20,20,02О219,891,74

Н2О195,6717,09

4.2. Расход природного газа и тепловой баланс отражательной плавки огарка

Для составления теплового баланса плавки, примем, что температура отходящих газов, штейна и отвальных шлаков равна соответственно 1300,1150 и 1280 0С. Расчет ведем на 100 кг огарка. Согласно материальному балансу плавки, на 100 кг концентрата подается 10,58 кг известняка, т.е. количество шихты будет равно 110,58 кг.

Расход газа для расплавления шихты обозначим через х, м3.

Для сжигания газа при α= 1,1 в соответствии с предидущим расчетом на 1м3 потребуется воздуха

1041,67 / 100х = 10,42х м3

В газы также перейдут из шихты СО2 и SО2, количество которых составит

кгм3

SO2 2,8 + 2,8 = 5,6 1,96

СО24,232,15

Состав отходящих газов будет, м3

СО2х.1,015 + 2,15 N2 х.8,27

Н2Ох.1,96О2х.0,2

SО2х.0,002 + 1,96

Для определения расхода газа рассчитаем отдельные статьи баланса на 100 кг концентрата

Приход тепла

1 Физическое тепло огарка

Принимаем среднюю удельную теплоемкость огарка 0,95 кДж/кгК

Количество тепла внесенного огарком при 600 0С составит

100.0,95.600 = 57000 кДж

2 Физическое тепло жидкого конвертерного шлака. Температура жидкого конвертерного шлака равна 1150 0С. Энтальпия шлака при этой температуре равна 1361 кДж/кг. Количество тепла, вносимое жидким конвертерным шлаком составит

51,46.1361 = 70037 кДж

3 Физическое тепло известняка при 25 0С.

10,58.0,95.25 = 251 кДж

4 Физическое тепло воздуха. Температура воздуха, подаваемого на сжигание газа, равна 200 0С, а его теплоемкость 1,3 кДж/см3К. следовательно, тепло вносимое воздухом, составит

Х.10,42. 200.1,3 = 2709,2 х кДж

5 Тепло от сжигания природного газа

Х.36258 кДж

6 Тепло от ошлакования железа и известняка

Считаем что все FeО отвального шлака связано с SiО2 по реакции

2FeO + SiO2 = (FeO) 2. SiO2 + 29309 кДж

В отвальном шлаке содержится Fe в FeО 29,81 кг. На 1 кг железа выделится тепла

29309 / (2.55,85) = 262 кДж

С конвертерным шлаком поступает 51,46.0,2469 = 12,71 кг Fe в FeO. Следовательно, ошлакованию подвергается 17,1 кг Fe.

Всего тепла от ошлакования железа выделится

17,1.262 = 4480 кДж

С известняком SiО2 связывается по реакции

СаО + SiO2 = CaO. SiО2 + 90037 кДж

На 1 кг СаО выделится 1608 кДж тепла. Приход тепла составит

5,87.1608 = 9439 кДж

Всего приход тепла составит

57000 + 251 + 70037 + 2709,2х + 36258х + 4480 + 9439 = 141207 + 38967х кДж

Расход тепла

1 Физическое тепло штейна при 1180 0С составит

61,87.0,92.1180 = 67166 кДж

2 Физическое тепло отвального шлака при 1280 0С составит

92,85.1,21.1280 = 143806 кДж

3 С отходящими газами при 1300 0С, кДж

СО2 х.1,015.2992,4 + 2,15.2992,4 = 3037х + 6434

Н2О х.1,96.2326,7 = 4560х

SО2 х.0,002.2994,96 + 1,96.2994,96 = 6х + 5870

N2 х.8,27.1863 = 15407х

О2 х.0,2. 1969,98 = 394х

Всего 23404х + 12304

4 потери тепла через кладку и неплотности печи принимаем равным 12% от прихода тепла

0,12 (141207 + 38967,2х) = 16945 + 4676х

Всего расход тепла составит

67166 + 143806 + 23404х + 12304 + 16945 + 4676 х = 240221 + 28080х

По приходу и расходу тепла составляем уравнение

141207 + 38967,2х = 240221 + 28080х

Находим расход природного газа х = 9,09 м3

Сведем полученные данные в таблицу 6 теплового баланса плавки

Таблица 6 – Тепловой баланс отражательной плавки

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Приход тепла | | | Расход тепла | | |
| Статьи баланса | кДж | % | Статьи баланса | кДж | % |
| Огарок  Известняк  Конвертерный шлак  Воздух  Сжигание природного газа  Химические реакции | 57000  251  70037  24627  329585  13919 | 11,51  0,05  14,14  4,97  66,53  2,8 | Штейн  Шлак  Отходящие газы  Потери через кладку и неплотности | 67166  143806  225046  59401 | 13,56  29,03  45,41  12,0 |
| Всего | 495419 | 100 | Всего | 495419 | 100 |

5. Конвертирование штейнов

Состав штейнов,%: Cu 43,4,S 24,58,Fe 30,05,1,97 О2.

Примем состав кварцевого флюса,%: Fe2O3,85 (SiO2 + Al2O3 + прочие)

Состав конвертерного шлака,%: 2,3 Cu, 1,4 S, 25 SiO2,35 Fe, 11 O2,6 Al2O3,19,3 прочие.

Содержание меди в черновой меди 99%.

На 100 кг штейна ориентировочно получается конвертерного шлака

30,05 / 0,35 = 85,86 кг

В нем будет содержание меди

85,86.0,023 = 1,97 кг

Учитывая еще 2% потерь в угар, в черновую медь перейдет

43,40 – 1,97 – 43,40.0,02 = 40,56 кг

И должно получится черновой меди

40,56 / 0,99 = 40,97 кг

1% примесей в черновой меди распределяется на 0,5% Fe, 0,2% S и 0,3% О2.

Количество потребного воздуха берем по таблице Х.К. Аветисяна [5]. На 100 кг штейна потребуется воздуха по массе, без учета содержащемся в нем влаги, но с учетом использования 90% кислорода

101,6.1,293 / 0,9 = 145,97 кг

В нем 33,57 кг О2 (23%) и 112,4 кг N2 (77%)

Рассчитаем количество кварца

(21,47 + 5,15 + 16,58) / 0,85 = 50,82 кг

Все полученные данные сводим в таблицу 7 материального баланса конвертирования.

Таблица 7 - Материальный баланс конвертирования

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| компоненты | загружено | | | Итого | Получено | | |
| штейна | кварца | воздуха | Черновой меди | шлака | Угара и газов |
| Cu  Fe  S  O2  N2  SiO2  Al2О3  Прочие | 43,4  30,05  24,58  1,97 | 2,33  2,29  21,47  5,15  16,58 | 33,57  112,4 | 43,4  35,38  24,58  37,83  112,4  21,47  5,15  16,58 | 40,56  0,21  0,08  0,12 | 1,97  30,05  1,2  9,44  21,47  5,15  16,58 | 0,87  5,12  23,3  28,27  112,4 |
| Итого | 100 | 50,82 | 145,97 | 296,79 | 40,97 | 85,86 | 169,96 |

6. Рафинирование меди

6.1 Материальный баланс огневого рафинирования меди

Содержание меди в черновой меди 99%.

В анодную печь загружается 13% анодного скрапа (от массы черновой меди), 1% брака и анодного скрапа цеха и 1% старых изложниц.

Из анодной печи получается,% от массы черновой меди

Шлака огневого рафинирования 1,5

Угара 0,31

Содержится меди,%

В анодах 99,4

В шлаке 40,0

Определим общее количество загруженной в печь меди

113,9 – (0,99 + 0,99 + 0,6 + 0,31) = 111,01 т

Это количество меди входит в состав анодов, содержащих 99,4% меди. Масса анодов составит

111,01 / 0,994 = 111,68 т

Таблица 8 – Материальный баланс огневого рафинирования

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| Статьи баланса | Всего, т | В том числе Cu | |
| % | т |
| Загружено  Черновой меди  Анодного скрапа  Брака и скрапа  Изложниц старых  Кварца и ткосов | 100  13  1  1  0,49 | 99,0  99,4  99,4  99,4 | 99,0  12,92  0,99  0,99 |
| Итого | 115,49 |  | 113,90 |
| Получено  Анодов годных  Брака и скрапа  Изложниц  Шлака  Угара | 111,68  1  1  1,5  0,31 | 99,4  99,4  99,4  40 | 111,01  0,99  0,99  0,60  0,31 |
| Итого | 115,49 |  | 113,90 |

6.2 Электролиз меди

На электролиз поступает черновая медь следующего состава,%: 99,4 Cu, 0,32 Ni, 0,018 Fe, 0,052 As, 0,041 Sb, 0,005 Bi, 0,068 Se, 0,028 Te, 0,057 Pb, 0,037 O2,0,174 Ag + Au.

Для выполнения расчета задаемся по практическим данным работы заводов следующими примерными величинами

Выход анодного скрапа 15%

Переходит в раствор,% от массы растворенного анода: 100 Ni, 100 Fe, 80 As, 15 Sb, 20 Bi, 1,2 Cu.

В шлам переходит 100% Se, Te, Pb, O2,Ag + Au. Пренебрегаем в расчете содержанием примесей на катоде и считаем его на 100% из меди. Составляем таблицу 9 материального баланса электролиза меди на 100 т анодов.

По практическим данным суммарное количество Se, Te, Pb, O2,Ag + Au принимаем 61% (в шламе). Общая масса шлама

(0,0578 + 0,0238 + 0,0485 + 0,0315 + 0,1479) / 0,61 = 0,5074 т

Компоненты шлама (As, Sb, Bi) берутся по разности после расчета их количеств, перешедших в раствор согласно принятым коэффициентам.

Таблица 9 - Материальный баланс электролиза

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Компоненты | Поступило с анодами, т | Перешло, т | | | |
| В скрап | В шлам | В раствор | На катод |
| Cu  Ni  Fe  As  Sb  Bi  Se  Te  Pb  O2  Ag+Au | 99,400  0,120  0,018  0,052  0,041  0,005  0,068  0,028  0,057  0,037  0,174 | 14,9100  0,0180  0,0027  0,0078  0,0062  0,0008  0,0102  0,0042  0,0085  0,0055  0,0261 | 0,1561  0,0088  0,0296  0,0034  0,0578  0,0238  0,0485  0,0315  0,1479 | 1,0139  0,102  0,0153  0,0354  0,0052  0,0008 | 83,3200 |
| Итого | 100 | 15,0000 | 0,5074 | 1,1726 | 83,3200 |

7. Расчет сквозного извлечения меди

При отражательной плавке извлечение меди составит

27,56.100 / 28,06 = 98,22%

При конвертировании извлечение меди

40,56.100 / 43,40 = 93,46%

При огневом рафинировании черновой меди

111,01.100 / 113,90 = 97,46%

При электролитическом рафинировании

83,32.100 / 99,4 = 83,82%

Сквозное извлечение меди составит

0,9822.0,9346.0,9746.0,8382.100 = 74,99%

Заключение

В курсовой работе обоснована необходимость переработки медного концентрата в отражательной печи с предварительным обжигом. В работе выполнен расчет материального баланса обжига, материального и теплового балансов процесса отражательной плавки, расчет процесса конвертирования штейна, огневого и электролитического рафинирования черновой меди.

Из теплового баланса можно сделать вывод, что к. п. д. печи (тепло штейна и шлака) составляет 42,59%. Основным источником потерь тепла являются отходящие газы. Использование тепла отходящих газов на производство пара и подогрев воздуха позволит повысить коэффициент использования тепла до 60-65%. Сквозное извлечение меди при переработке сырья предложенным способом составляет 74,99%.

Список литературы

1. Худяков И.Ф., Тихонов А.И., Деев В.И., Набойченко С.С. Металлургия меди, никеля и кобальта. Т1. – М.: Металлургия, 1977
2. Ванюков А.В., Уткин Н.И. Комплексная переработка и никелевого сырья. – М.: Металлургия, 1982
3. Технологические расчеты в металлургии тяжелых цветных металлов / под ред. Н.В. Гудимы. – М.: Металлургия, 1977
4. Лоскутов Ф.М., Цейдлер А.А. Расчеты по металлургии тяжелых цветных металлов. – М.: Металлургиздат, 1963