

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

«Казахский национальный исследовательский технический университет»
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

Алимов Ақжол Сейтбекұлы

Совершенствование процесса конвертирования медных штейнов

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломной работе

ОП 6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

«Казахский национальный исследовательский технический университет»
имени К.И. Сатпаева


Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

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

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующая кафедрой
«Металлургия и обогащение
полезных ископаемых»,
к.т.н., ассоц.проф.

 М.Б. Барменшинова
«12» 06 2024 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

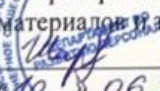
к дипломной работе

На тему: Совершенствование процесса конвертирования медных штейнов.

ОП 6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

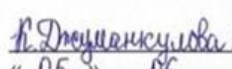
Выполнил

Алимов А.С.

Рецензент
Доктор PhD, руководитель
лаборатории перспективных
материалов и технологий.
 Шарипов Р.Х.
«10» 06 2024 г.



Научный руководитель,
Доктор PhD, старший преподаватель

 Джуманкулова С.К.
«05» 06 2024 г.

Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

«Казахский национальный исследовательский технический университет»
имени К.И. Сатпаева

Горно–металлургический институт имени О.А. Байконурова


Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

ОП 6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедрой
«Металлургия и обогащение
полезных ископаемых»,

к.т.н., асс. проф.

 М.В. Барменшинова

«11» 12 2023 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломной работы

Обучающиеся: Алимов А.С.

Тема: Совершенствование процесса конвертирования медных штейнов.

Утверждена приказом Ректора Университета №548-П/О от «04» декабря 2023 г.

Срок сдачи законченной работы: «10» июня 2024 г.

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

а) Общие сведения о меди и конвертирования медных штейнов

б) Metallургические расчеты

в) Исследование распределения меди и сопутствующих металлов между продуктами конвертирования

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей):

представлены _____ слайдов презентации работы

Рекомендуемые основные литературы: из 10 наименований.

ГРАФИК
подготовки дипломной работы

Наименование разделов, перечень рассмотренных вопросов	Сроки предоставления научному руководителю	Примечание
Введение	11.03.2024	
Литературный обзор	25.03.2024	
Металлургические расчеты	08.04.2024	
Заключение	29.04.2024	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу с указанием относящихся к ним разделов работы

Наименование разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч.степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Введение	С.К. Джуманкулова, доктор PhD, старший преподаватель	05.06.2024	<i>С.К. Джуманкулова</i>
Литературный обзор	С.К. Джуманкулова, доктор PhD, старший преподаватель	05.06.2024	<i>С.К. Джуманкулова</i>
Металлургические расчеты	С.К. Джуманкулова, доктор PhD, старший преподаватель	05.06.2024	<i>С.К. Джуманкулова</i>
Заключение	С.К. Джуманкулова, доктор PhD, старший преподаватель	05.06.2024	<i>С.К. Джуманкулова</i>
Нормоконтролер	С.К. Джуманкулова, доктор PhD, старший преподаватель	05.06.2024	<i>С.К. Джуманкулова</i>

Научный руководитель *С.К. Джуманкулова* С. К. Джуманкулова

Задание принял к исполнению обучающийся *А.С. Алимов* А.С. Алимов

Дата

«03» 01 2024г.

АНДАТПА

Зерттеу пәні: мыс штейндерін конвертірлеу процесін жетілдіру.

Жұмыстың мақсаты: мыс концентратын қосуды қамтитын мыс штейндерін конвертірлеу жетілдірілген технологиялық схемасын әзірлеу және енгізу.

Бұл жұмыстың шешілетін міндеті-шихтаға мыс концентратын қосу соңғы өнімдегі мыс құрамын едәуір арттыруға, процестің жылу балансын жақсартуға және энергия шығындарын азайтуға мүмкіндік береді. Эксперименттік деректер ұсынылған технологияның жоғары тиімділігін растады, бұл оны өнеркәсіптік өндіріске енгізу үшін перспективті етеді. Ұсынылған өзгерістер зиянды заттардың шығарындыларын азайтуға және металлургия өндірісі ауданындағы экологиялық жағдайды жақсартуға ықпал етеді. Экономикалық бағалау мыс концентратын қосу арқылы жетілдірілген түрлендіру процесін енгізу орынды және айтарлықтай экономикалық пайда әкелуі мүмкін екенін көрсетті

АННОТАЦИЯ

Предмет исследования: Совершенствование процесса конвертирования медного штейна.

Цель работы: Разработка и внедрение усовершенствованной технологической схемы конвертирования медного штейна, которая включает добавление медного концентрата.

Решаемая задача данной работы – добавление медного концентрата в шихту позволяет существенно повысить содержание меди в конечном продукте, улучшить тепловой баланс процесса и снизить энергетические затраты. Экспериментальные данные подтвердили высокую эффективность предложенной технологии, что делает её перспективной для внедрения в промышленное производство. Предложенные изменения также способствуют снижению выбросов вредных веществ и улучшению экологической обстановки в районе металлургического производства. Экономическая оценка показала, что внедрение усовершенствованного процесса конвертирования с добавлением медного концентрата является целесообразным и может привести к значительным экономическим выгодам.

ANNOTATION

Subject of research: Improvement of the process of converting copper matte.

Purpose of the work: Development and implementation of an improved technological scheme for converting copper matte, which includes the addition of copper concentrate.

The solved task of this work is the addition of copper concentrate to the charge, which significantly increases the copper content in the final product, improves the thermal balance of the process and reduces energy costs. Experimental data have confirmed the high efficiency of the proposed technology, which makes it promising for introduction into industrial production. The proposed changes also contribute to reducing emissions of harmful substances and improving the environmental situation in the metallurgical production area. The economic assessment showed that the introduction of an improved conversion process with the addition of copper concentrate is advisable and can lead to significant economic benefits.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	8
1 Общие сведения о меди и конвертирования медного штейна	9
1.1 Производство медных руд	9
1.1.1 Запасы и добыча медных руд в Казахстане	10
1.2 Технологическая схема получения меди	11
1.2.1 Обогащение медных руд	11
1.2.2 Металлургия меди	12
1.2.2.1 Приготовление шихты	12
1.2.2.2 Производственные процессы	13
1.2.2.3 Обжиг медных концентратов	13
1.2.2.4 Плавка концентрата на штейн	13
1.3 Конвертирование медных штейнов	15
1.3.1 Теоретические основы процессы конвертирования	15
1.3.2 Практика процесса конвертирования	23
1.3.3 Характеристика продуктов конвертирования	25
1.3.4 Добавление медного концентрата при конвертировании медного штейна	26
2 Металлургические расчеты	28
2.1 Расчет материального баланса конвертирования медных штейнов совместно с сульфидным медным концентратом	28
2.1.1 Расчет рационального состава медного штейна	28
2.1.2 Расчет рационального состава медного концентрата	28
2.1.3 Расчет рационального состава кварцевой руды	29
2.2 Расчет первого периода конвертирования	29
2.2.1 Количество и состав кварцевой руды и конвертерного шлака	29
2.2.2 Количество и состав белого матта	32
2.2.3 Количество и состав отходящих газов	33
2.3 Расчет второго периода конвертирования	36
2.3.1 Расчет количества и состава черновой меди и отходящих газов	36
2.4 Сводный материальный баланс	38
2.5 Расчет теплового баланса первого периода конвертирования	39
2.5.1 Расчет прихода и расхода тепла	39
2.6 Расчет теплового баланса второго периода конвертирования	39
2.6.1 Расчет прихода и расхода тепла	39
2.7 Сводный тепловой баланс конвертирования	40
3 Исследование распределения меди и сопутствующих металлов между продуктами конвертирования	41
3.1 Распределение меди и других металлов между продуктами конвертирования медных штейнов	41

3.2	Распределение меди и других металлов между продуктами Конвертирования медных штейнов совместно с сульфидным медным концентратом	43
	Заключение	45
	Список использованной литературы	46
	Приложения А - Metallургические расчеты	47

ВВЕДЕНИЕ

Процесс конвертирования медного штейна является ключевым этапом в металлургическом производстве меди. В ходе конвертирования медь очищается от железа, серы и других примесей, что напрямую влияет на качество конечного продукта. Однако существующие методы конвертирования медного штейна, используемые в нашей стране, требуют значительных технических улучшений. Продукт конвертирования зачастую не соответствует современным стандартам чистоты, а энергия, выделяемая при экзотермических реакциях, не используется полностью, что снижает общую эффективность процесса.

Одним из перспективных направлений совершенствования технологии конвертирования является добавление медного концентрата в шихту. Медный концентрат содержит высокое содержание меди, что позволяет улучшить тепловой баланс процесса и повысить содержание меди в конечном продукте. Это, в свою очередь, способствует снижению энергетических затрат и увеличению производительности.

Актуальность исследования обусловлена потребностью в повышении эффективности и экологичности производства меди. Улучшение технологического процесса позволит не только повысить качество конечного продукта, но и снизить негативное воздействие на окружающую среду за счет уменьшения выбросов вредных веществ.

В результате сделанных теоретических и практических работ было доказано, что данный способ улучшает технико-экономические показатели процесса конвертирования медных штейнов.

1 Общие сведения о меди и конвертирования медного штейна

1.1 Производство медных руд

По данным Геологической службы США (USGS), в 2023 году мировые запасы меди составляли 1 млрд тонн. Крупнейшими странами-производителями меди являются Чили (190 млн тонн), Австралия (100 млн тонн), Перу (120 млн тонн), Россия (80 млн тонн), Мексика (53 млн тонн) и США (50 млн тонн) и др. По объему производства мировая добыча меди из руды в 2023 году составила 22 млн тонн. Основными странами-производителями меди были Чили (5 млн тонн), Перу (2,6 млн тонн), Китай (1,7 млн тонн) и США (1,1 млн тонн). Согласно отчету, опубликованному Всемирным бюро статистики металлов (WBMS), мировое производство рафинированной меди в 2023 году составило 27,6261 млн тонн, потребление 27,6919 млн тонн, а дефицит поставок - 65,800 тонн. Согласно отчету, опубликованному Международной группой по изучению меди (ICSG), на мировом рынке рафинированной меди в 2023 году отмечался дефицит в размере 87 000 тонн по сравнению с дефицитом, равным 434 000 тонн, в 2022 году.

В Казахстане производство меди играет значительную роль в экономике страны. Здесь имеются несколько месторождений меди, включая те, что расположены в Западном Казахстане (например, месторождения Боштын, Октябрьское и другие), Карагандинской области, Восточно-Казахстанской области и других регионах.

Добыча медной руды осуществляется как открытыми, так и подземными методами в зависимости от геологических и экономических особенностей месторождений. После добычи руда подвергается процессу обогащения для повышения содержания меди, а затем перерабатывается для получения чистой меди. В этот процесс вовлечены специализированные заводы и оборудование. Казахстан также экспортирует большое количество меди на мировые рынки, что способствует развитию экономики страны и привлечению иностранных инвестиций. В целом, производство меди является важной составляющей экономики Казахстана, обеспечивая рабочие места, доходы и способствуя развитию регионов страны.

KAZ Minerals – одна из крупнейших компаний по производству меди, ориентированная на развитие добычи меди и новых горнорудных производств в Казахстане. На Бозшаколе произведено 107,5 тыс. тонн меди на 2021 год. На Актогае на 2021 году произведено 138,4 тыс. тонн меди.

Актюбинская медная компания специализируется на добыче и переработке медных и медно-цинковых руд. Производственные объекты компании расположены в Хромтауском районе Актюбинской области Республики Казахстан.

Kazzinc. Катодная появилась в линейке продукции «Kazzinc» сравнительно недавно. Первая партия была получена в 2011 году на новом промышленном объекте компании – медном заводе Усть-Каменогорского металлургического

комплекса. С этого времени медь вошла в число основных металлов, выпускаемых «Kazzinc-ом». В 2019 году было произведено 65'100 тонн этого металла. Сырье для медного завода добывают на рудниках в городах Алтай и Риддер. Руду перерабатывают на обогатительной фабрике, полученные концентраты поступают на металлургическое производство. Там по уникальной технологической схеме, включающей пять этапов, изготавливается готовая продукция - листы катодной меди высших марок М1К, МООК. На всех технологических переделах применяются современное зарубежное оборудование и методики работы, позволяющие комплексно извлекать полезные компоненты из имеющегося сырья, а также обеспечить безопасные условия производства.

«Kazakhmys» – вертикально-интегрированный холдинг, ключевые активы которого сосредоточены в горнодобывающей отрасли и цветной металлургии. Была создана и зарегистрирована в форме акционерного общества в августе 1997 года. 14 января 2005 года компания была перерегистрирована из акционерного общества в товарищество с ограниченной ответственностью. Группа осуществляет свою деятельность в горнодобывающей отрасли, основным видом деятельности группы является добыча и переработка медной руды в катодную медь и медную катанку, аффинаж и реализация драгоценных металлов и другой попутной продукции, получаемой в результате добычи и переработки меди.

1.1.1 Запасы и добыча медных руд в Казахстане

Подтвержденные запасы меди Казахстана оцениваются в 37 млн т (или 5,5% от мировых запасов). По этому показателю Республика занимает 4-е место в мире после Чили, Индонезии и США. Некоторые из крупных месторождений меди включают месторождения в Западном Казахстане, Карагандинской области, Восточно-Казахстанской области и других регионах страны.

Добыча меди в Казахстане осуществляется как открытыми, так и подземными методами. Крупные компании, такие как "Kazakhmys" в Западном Казахстане и "Kazzinc" в Карагандинской области, играют важную роль в добыче и производстве меди.

Казахстан активно занимается разведкой и освоением новых месторождений, а также модернизацией существующих предприятий для увеличения производственных мощностей и повышения эффективности добычи меди.

Экспорт меди из Казахстана важен для экономики страны и способствует привлечению иностранных инвестиций. Казахстанская медь поставляется на мировые рынки, где она востребована в различных отраслях, таких как строительство, электротехника и производство изделий из меди.

1.2 Технологическая схема получение меди

1.2.1 Обогащение медных руд

Медь в естественных условиях преимущественно встречается в различных минералах, основными из которых являются сернистые соединения, такие как ковеллин и халькозин, входящие в состав сульфидных руд. Эти сульфидные руды обычно содержат от 85% до 95% всего медного запаса.

Кроме того, медь может быть обнаружена в виде окисных соединений, например, куприта, и углекислых соединений, таких как малахит и азурит.

На рисунке 1 показано технологическая схема производства меди. Далее мы рассмотрим каждый этап производства.

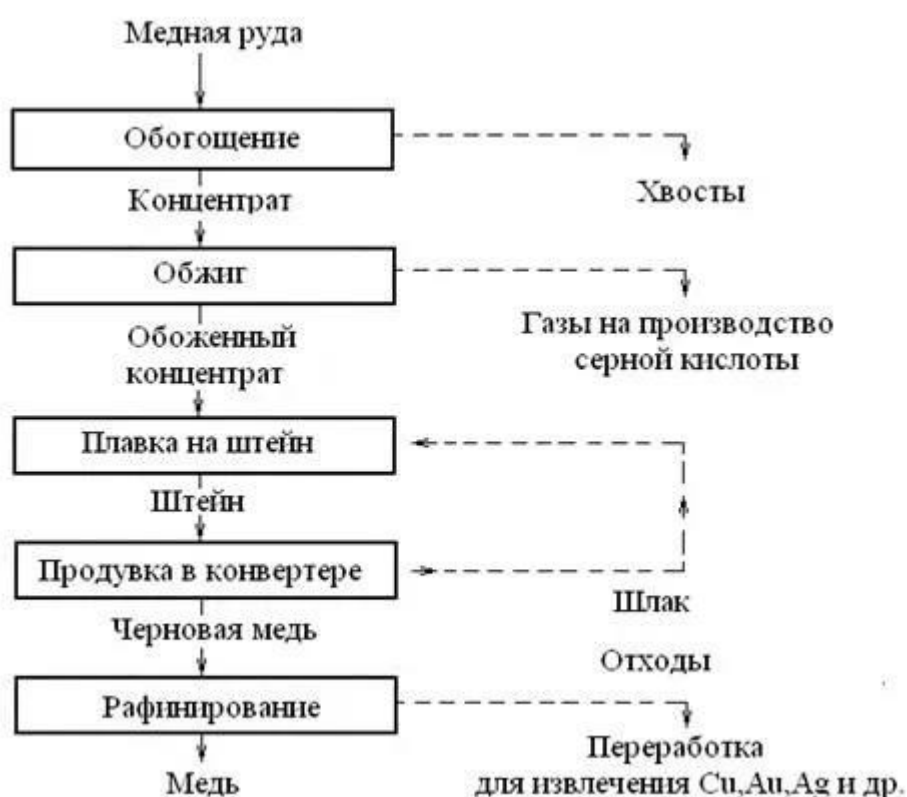


Рисунок 1 – Технологическая схема получение меди

Однако, процесс обогащения этих руд, содержащих оксиды и углекислые соединения меди, является более сложным по сравнению с процессом обогащения сульфидных руд.

Перед процессом обогащения медных руд необходимы операции дробления и измельчения. Основная часть руды подвергается измельчению до размеров примерно 12 см с использованием щековой или конусной дробилки. Затем измельченный материал проходит через специализированное

оборудование для дальнейшего измельчения, и размер частиц медной руды сокращается до 0.15-0.2 мм.

Флотация является ключевым процессом обогащения сульфидных руд меди. В этом методе руда сначала смешивается с водой и специальными химическими добавками. Затем через эту смесь пропускается воздух, создавая пузырьки, которые присоединяются к частицам медной минерализации и поднимают их на поверхность. Там они образуют пену, которая содержит высококонцентрированную медь. Эта пена собирается и дальше обрабатывается для получения медного концентрата.

Гидрометаллургическая обработка применяется для обработки окисных и углекислых руд меди. В этот процесс руда обрабатывается растворами кислот или щелочей, чтобы извлечь медь из руды и превратить ее в соединения меди. Эти соединения затем подвергаются дальнейшей обработке для получения чистой меди.

Флотационное обогащение может быть применено повторно для увеличения концентрации меди в концентрате. Этот процесс позволяет достичь еще более высоких концентраций меди в конечном продукте.

Полученный медный концентрат далее проходит обезвоживание и сушку. Это необходимо для уменьшения содержания влаги и придания готовности к транспортировке и дальнейшей переработке.

1.2.2 Металлургия меди

1.2.2.1 Приготовление шихты

Для создания шихты, необходимой для последующей обработки в основном технологическом процессе, требуется смешивание различных руд или концентратов разного качества с флюсами или восстанавливающими агентами в определенных пропорциях. Это делается с целью получения стабильного состава шихты. Процесс смешивания шихты может происходить на собственных смесительных установках на этапе измельчения или в процессе транспортировки, хранения и сушки.

Для достижения точного состава шихты используются установки для усреднения, системы дозирования, конвейерные весы или объемные параметры погрузочной техники. Приготовление шихт может привести к образованию значительных объемов пыли, поэтому применяются системы для улавливания, фильтрации и возврата пыли. Собранная пыль обычно возвращается в технологический процесс. Для уменьшения образования пыли иногда используется приготовление влажных шихт, для чего могут применяться покрывающие и связывающие агенты. В зависимости от характера технологического процесса перед последующей обработкой, например перед спеканием, может потребоваться брикетирование или гранулирование.

1.2.2.2 Производственные процессы

Первичную медь (из рудного первичного сырья) можно получать с помощью пирометаллургических и гидрометаллургических процессов. В настоящее время основным сырьем (свыше 85 % исходного сырья) для пирометаллургического процесса получения первичной меди являются медные и коллективные сульфидные концентраты (содержание Cu — от 15 % до 45 %). Пирометаллургический способ включает ряд этапов в зависимости от типа перерабатываемого концентрата. Большая часть концентратов сульфидные, и этапы их переработки включают обжиг, плавку, конвертирование, рафинирование и электролитическое рафинирование.

1.2.2.3 Обжиг медных концентратов

Обжиг в металлургии меди применяется при обработке высокосернистых бедных по меди концентратов и руд. Основная цель обжига заключается в удалении части серы и окислении некоторого количества железа, чтобы превратить их оксиды в шлак во время последующей плавки. Для получения шлака выбранного состава в шихту обычно вводят флюсующие добавки, такие как кварц и известняк. Обжиг также позволяет решить другие задачи, такие как получение газов, которые можно использовать для производства серной кислоты, а также усреднение и разогрев шихты.

Основным методом обжига медных концентратов является обжиг в кипящем слое (КС). Суть этого процесса заключается в продувке слоя шихты восходящим потоком воздуха или кислорода с такой скоростью, которая обеспечивает «кипение» материала. Обжиг в КС является высокопроизводительным процессом с простой конструкцией печей, который легко механизуется и автоматизируется. Отходящие газы содержат около 12% - 14% SO₂, которые могут быть использованы для производства серной кислоты.

Еще одним типом печей для обжига в металлургии меди является обжиговая многоподовая печь. Это вертикальная цилиндрическая печь, разделенная на несколько ярусов кирпичными подами. Обжигаемый материал перемещается вращающимися гребками по спирали от периферии к центру на нечетных ярусах и наоборот на четных. Газы поступают через специальные отверстия в боковую стенку и выходят из печи через газоход сверху.

1.2.2.4 Плавка концентрата на штейн

Перед тем как плавить концентраты в печах, их подвергают сушке для снижения содержания влаги с 7% - 8% до примерно 0.2%. В случае плавки в шахтных печах, концентрат высушивается до 3.5% - 4% и после этого проходит процесс брикетирования.

Для сушки медных концентратов применяются два типа сушилок:

Роторные сушилки, которые обогреваются горячими отходящими газами, получаемыми при сгорании топлива. В этих сушилках горячий газ контактирует с влажным концентратом, заставляя воду переходить в газовую фазу.

Паровые сушилки, в которых нагрев осуществляется паровыми змеевиками. Производительность зависит от давления пара; увеличение давления до 18–20 бар может увеличить производительность. Для удаления влаги из концентрата через него пропускается небольшое количество воздуха.

Обычно процесс обжига и плавки проводятся одновременно в одной печи при высоких температурах для получения расплава, который затем разделяется на штейн (сплав сульфидов металлов) и шлак, состоящий из оксидов. Флюсы, содержащие оксиды кремния и кальция, часто добавляются к расплаву для образования шлака. Отходящие газы используются в перерабатывающих установках для производства серной кислоты, иногда также для получения жидкого SO₂ или элементарной серы.

Плавка также выполняет функцию отделения сульфида меди от других твердых примесей, присутствующих в руде, путем образования силикатов, в частности силикатов железа. Это обусловлено более высоким сродством меди к сере по сравнению с другими металлическими примесями.

При обработке медного концентрата с низким содержанием серы и высоким содержанием органического углерода, отходящие газы с высоким энергетическим потенциалом могут быть использованы для производства дополнительной электроэнергии.

Существует два основных метода плавки: плавка в жидкой ванне и плавка в газовой среде (взвешенная плавка). В процессе плавки в газовой среде применяется обогащение дутья кислородом для получения автогенного или почти автогенного режима. Использование кислорода также увеличивает концентрацию диоксида серы, что позволяет более эффективно использовать отходящий газ в установках, использующих серу (как правило, для производства серной кислоты или жидкого диоксида серы).

Плавку в жидкой ванне осуществляют в специальных печах, таких как отражательные, электропечи, печи Asmelt/ISASMELT, Noranda, Mitsubishi, El Teniente, Baiyin и Ванюкова. Все эти методы базируются на процессах плавления и окисления в расплавленной ванне, с последующим разделением шлака и штейна и выходом металла. Некоторые печи не требуют предварительной сушки концентрата, хотя перегретый водяной пар может увеличить объем газа и снизить энергетическую эффективность процесса. Существуют значительные различия между этими методами, такие как расположение точек подачи воздуха/кислорода или топлива, а также циклический характер некоторых процессов. Печи для плавки в жидкой ванне обычно используются с накопительными емкостями для расплавов, миксерами или отдельными отстойниками.

Взвешенная (кислородно-факельная) плавка проводится в печах Outotec или INCO. В процессе Outotec и циклонных процессах применяется обогащение

кислородом, а в процессе INCO используется чистый кислород. При взвешенной плавке происходит окисление и плавка сухого концентрата в форме взвешенных в воздухе частиц. Реагирующие частицы падают в отстойник, где происходит разделение штейна и шлака; иногда в отстойник подается дополнительное топливо для поддержания температуры. Штейн и шлак затем сливаются и подвергаются последующей переработке, а газы выбрасываются из печи через вертикальную камеру или шахту в теплообменник. Кислород также может подаваться в вертикальную шахту для дожигания пыли в продуктах горения и сульфатизации оксидов металла.

Помимо упомянутых технологий, могут применяться и другие методы плавки в жидкой ванне или взвешенной плавки.

1.3 Конвертирование медных штейнов

Процесс конвертирования медных штейнов является ключевым этапом в технологическом производстве меди, в ходе которого медь очищается от железа, серы и других примесей. Этот процесс значительно влияет на качество конечного продукта. В настоящее время производители черновой меди в нашей стране используют устаревшие методы конвертирования медных штейнов, которые нуждаются в технических улучшениях. Проблема заключается в том, что продукт конвертирования не соответствует современным стандартам чистоты, а энергия, выделяемая при экзотермических реакциях, не используется эффективно, что подчеркивает необходимость модернизации этих технологий.

1.3.1 Теоретические основы процесса конвертирования

Штейн представляет собой сплав сульфидов меди (Cu_2S) и железа (FeS), содержащий от 10-12% до 70-75% меди. Среднее содержание серы в медных штейнах составляет около 25%. Основной метод переработки штейна – это конвертирование. Поскольку большинство реакций в процессе конвертирования сопровождаются значительным выделением тепла, процесс не требует дополнительного подогрева и является типичным автогенным процессом.

Главная цель конвертирования – это удаление железа, серы и других вредных примесей из штейна для получения как можно более чистой меди. Благородные металлы практически полностью остаются в штейне, в который также переходят частицы селена и теллура. На конвертирование, кроме штейна, подаются оборотные материалы, богатые медью, а также кварцевый флюс, причем эти материалы могут быть как в расплавленном, так и в твердом состоянии.

Процесс конвертирования проходит путем окисления железа и серы продувкой через слой расплавленного штейна воздуха или дутья, обогащенного кислородом. Оно сопровождается переводом оксидов железа в шлак, а SO_2 в газы. Вследствие экзотермичности реакций окисление сульфидов и

шлакообразования, процесс конвертирование не требует затрат постороннего источника теплоты, и является типичным автогенным процессом.

Процесс конвертирования разделен на два периода. На первом периоде через жидкий штейн, который заливают в конвертер, продувается воздух с добавлением значительного количества кремнеземистого флюса или золотосодержащей кварцевой руды. Основой этого этапа является процесс окисления сульфидов железа и перевод образовавшихся оксидов в шлак. Поскольку железо обладает значительно более высоким сродством к кислороду по сравнению с медью, в ходе первого этапа окисление сульфида меди практически не происходит.

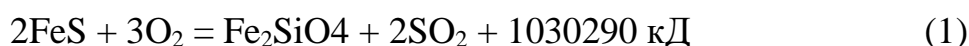
Из состава медных штейнов вытекает вывод о пропорциональности, существующей между содержанием железа и меди в штейне: чем больше в нем полусернистой меди, тем соответственно меньше сернистого железа. Соответственно время проведения процесса конвертирования напрямую связано с содержанием в штейне меди. Если же, содержание меди в штейне мала, то и время для процесса конвертирования потребуется больше, тем самым потери меди со шлаком и с пылью возрастает, и количество шлака будет выше. Пропорциональность содержания меди и железа показано на таблице 1.

Таблица 1 – Пропорциональность содержания меди и железа

Содержание меди в штейне, %	10	25	50
Прямое извлечение в черновую медь, %	65-70	90	98
Извлечение в шлак, %	25	7-8	1,7
Переход в пыль и газы, %	5-8	2-3	0,3

Конвертирования медных штейнов основано на окислении сульфидного расплава кислородом, содержащимся в дутье.

Процесс начинается с окисления сульфида железа по реакции:



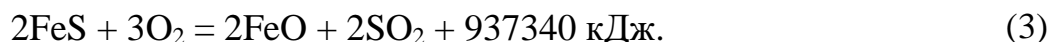
Пока в расплаве имеется достаточное количество железа, сульфид меди практически не окисляется, поскольку равновесие реакции:



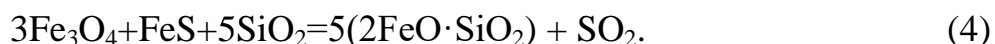
На цело сдвинуто вправо вследствие более высокого сродства железа к кислороду и меди к сере. Таким образом, в первом периоде конвертирования происходит селективное окисление сульфида железа. В фурменной зоне вследствие относительного «избытка» кислорода окисление FeS протекает по схеме $\text{FeS} \rightarrow \text{FeO} \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$. В конечном итоге при глубоком окислении все железо может быть переокислено до магнетита, который при температурах конвертирования находится в твердом состоянии ($t_{\text{плав}}$ магнетита равна 1590 °С).

При перемешивании расплава воздухом будет образовываться однородная гетерогенная масса, состоящая из магнетита и оставшихся сульфидов. Таким образом, при чрезмерном переокислении расплава, несмотря на практически полное окисление сульфида железа, разделение оксидной и оставшийся сульфидной фаз становится невозможным.

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



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. Снижение активности вюстита замедляет его окисление, однако предотвратить процесс переокисления железа до магнетита добавкой кварца полностью не удастся. Остаточное содержание магнетита в шлаке определяется тем, насколько благоприятные условия созданы для протекания реакции (4):



Восстановления магнетита сульфидам железа. Восстановление магнетита до сульфидов железа происходит с заметной скоростью начиная с температуры 1200°C. По мере повышения температуры, скорость и полнота разложения магнетита увеличиваются, поэтому процесс конвертирования желательнее проводить при максимально высоких температурах. Однако для увеличения срока службы огнеупоров необходимо ограничивать рабочие температуры процесса, поддерживая их в пределах 1280-1320°C.

Таким образом, существующая конструкция конвертеров не полностью отвечает требованиям технологии. Это указывает на необходимость либо дальнейшего совершенствования процесса, либо внедрения операции обеднения шлака.

Снижение активности FeO в шлаке достигается путем увеличения содержания кремнезема. Однако простое увеличение расхода кварца не всегда эффективно. Кислотность шлака определяется количеством образующихся оксидов железа и скоростью растворения SiO₂ в шлаке. Последняя, в свою очередь, зависит от температуры, площади контакта кварца и шлака, а также реакционной способности флюса.

С повышением температуры скорость растворения кварца увеличивается, что повышает кислотность шлака. Оптимальное содержание SiO₂ в конвертерном шлаке составляет 23–26%. Снижение содержания кремнезема

приводит к увеличению содержания магнетита и меди в шлаке. Чрезмерное увеличение содержания кремнезема не дает значительного эффекта в снижении содержания меди и магнетита и вызывает дополнительные затраты на флюсы.

Использование "грязного" кварца (особенно содержащего тугоплавкие компоненты) замедляет его растворение, увеличивает выход конвертерных шлаков, снижает их кислотность и, в конечном итоге, увеличивает потери меди с отвальными шлаками, поскольку конвертерный шлак обычно направляется в плавильные печи. Исключением может быть использование золотосодержащего кварцевого флюса, например, кварцевых хвостов золотоизвлекательных фабрик. В этом случае дополнительное извлечение благородных металлов оправдывает использование более "грязных" флюсов. Однако необходимо учитывать, что это сопровождается увеличением потерь меди. Экономическая эффективность применения золотосодержащих флюсов должна быть тщательно рассчитана в каждом конкретном случае.

Все физико-химические процессы в конвертере протекают в условиях непрерывной циркуляции расплава под воздействием газовых струй. Скорость протекания процессов окисления в барботируемой зоне при высоких температурах и энергичном перемешивании очень велика. Благодаря этому в конвертере обеспечивается практически полное использование кислорода, несмотря на короткое время контакта газов с расплавом. Высокие скорости окисления также приводят к накоплению магнетита в зоне барботажа. Магнетит растворяется как в штейне, так и в шлаке. Когда в конвертере находится сравнительно бедный штейн, межфазное натяжение на границе штейна и шлака невелико, что приводит к эмульгированию штейна и шлака при барботаже воздухом, образуя тонкую однородную дисперсную систему, которая перемещается в более спокойные зоны циркуляционными потоками.

В начале продувки разделение штейна и шлака в спокойной зоне конвертера происходит незначительно из-за малых размеров капель и короткого времени пребывания эмульсии в этой зоне. Количество шлака и содержание SiO_2 в нем вначале небольшое, но постепенно увеличивается. Объем шлака в эмульсии зависит от того, насколько полно был слит шлак в предыдущей продувке. В зависимости от содержания шлака в штейно-шлаковой эмульсии меняются механизм и кинетика окисления сульфидов. В начальный период продувки, когда шлак отсутствует, происходит прямое окисление штейна. В этой зоне нет флюсов, так как кварц, обладающий значительно меньшей плотностью, остается на поверхности ванны. Окисление жидких сульфидов в условиях энергичного барботажа идет с высокой скоростью, и кислород полностью используется в узкой зоне около фурм. Высокое выделение тепла при окислении сульфидов в небольшом объеме приводит к резкому повышению температуры в области фурм (1600°C и выше). Это, в свою очередь, вызывает быстрый износ футеровки фурменного пояса.

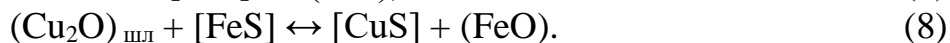
В системе $\text{Cu}_2\text{S} - \text{FeS} - \text{FeO}$ существует широкая область полной растворимости. При температуре 1200°C растворимость FeO в сульфидах достигает 40-60%. Высокая растворимость FeO в сульфидах приводит к

образованию гомогенного сульфидно-оксидного расплава, что подтверждено анализами проб расплава, взятыми непосредственно через фурмы. Взаимная растворимость компонентов системы $\text{Cu}_2\text{S} - \text{FeS} - \text{FeO}$ уменьшается с увеличением Cu_2S в штейне, особенно резко – с увеличением содержания SiO_2 в шлаке. Взаимодействие сульфидно-оксидного расплава с кремнеземом происходит в верхних частях расплава, что приводит к накоплению оксидной фазы с низким содержанием SiO_2 . Высокий окислительный потенциал и относительно низкая средняя температура в конвертере способствуют значительному окислению железа до магнетита. Это окисление усиливается при снижении температуры и уменьшении активности SiO_2 в шлаке и FeS в штейне. Формирование шлака при продувке происходит постепенно и ограничивается скоростью растворения кремнезема. Поэтому перед сливом шлак должен быть хорошо и окончательно сформирован, иначе он будет содержать слишком много меди.

Продувка штейна без достаточного количества шлака имеет ряд значительных недостатков: чрезмерно высокая температура в областях фурм, образование агрессивных первичных оксидно-сульфидных расплавов, высокое содержание магнетита и меди в шлаках из-за сравнительно низкой средней температуры в конвертере. Некоторые из этих недостатков можно устранить или уменьшить, подавая кварц непосредственно в зону интенсивного барботажа, например, через фурмы.

Первичный шлак, сформировавшийся в зоне барботажа, оттесняется циркуляционными потоками в застойную зону, где продолжают протекать процессы, идущие с меньшими скоростями, чем процессы окисления. Важнейшими из них являются процессы восстановления магнетита сульфидами в шлаковом расплаве и на границе раздела штейна и шлака. Это включает насыщение шлака сульфидами, сульфирование окисленной меди, перераспределение компонентов между продуктами плавки в соответствии с константами равновесия и распределения, а также промывку шлака каплями сульфидов.

Протекающие в постоянно циркулирующей ванне конвертера процессы могут быть описаны следующими суммарными уравнениями:



По мере продувки содержание меди в штейне постепенно увеличивается, что приводит к повышению межфазного натяжения на границе раздела шлак – штейн и, следовательно, к увеличению размеров капель штейна. При высоких значениях поверхностного натяжения скорость разделения фаз становится значительной, и первичная однородная шлако-штейновая эмульсия начинает

распадаться. В результате богатый штейн в виде компактной самостоятельной фазы концентрируется в застойных зонах конвертера.

Энергичный барботаж ванны газами способствует восстановлению магнетита сульфидами при конвертировании. Это уменьшает парциальное давление SO_2 в газовом пузыре и снимает энергетический барьер, связанный с зарождением пузыря. Благодаря этому конечное содержание магнетита в конвертерных шлаках, несмотря на окислительные условия, оказывается ниже, чем при плавках во взвешенном состоянии.

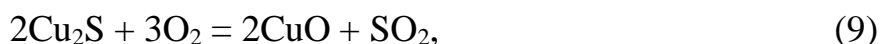
В первый период конвертирования происходит постепенное накопление в конвертере обогащенной медью сульфидной массы. После каждой заливки штейна и его частичной продувки из конвертера сливают шлак и заливают дополнительную порцию штейна. Затем вновь проводят продувку. Эти операции повторяют несколько раз, пока в конвертере не накопится достаточное количество богатой массы.

Реакции окисления сульфидов сопровождаются значительным выделением тепла. Высокая скорость окисления сульфидов приближает условия работы зоны барботажа к адиабатическим, когда подавляющая часть тепла расходуется на перегрев продуктов плавки, которые затем распределяются по поверхности материалов. Выделяемого тепла достаточно не только для покрытия всех тепловых потерь, но и для существенного перегрева расплава. В первом периоде конвертирования медных штейнов температура в конвертере повышается со скоростью $5-7\text{ }^\circ\text{C}$ в минуту.

Конвертерные шлаки, содержащие $1,5-3\%$ Cu , не могут быть направлены в отвал. В настоящее время их в жидком виде отправляют для обеднения в плавильные агрегаты. Первый период конвертирования медных штейнов заканчивается "холостой" продувкой (без заливки штейна), целью которой является практически полное окисление сульфида железа из обогащенной медью сульфидной массы и получение белого штейна (матта), представляющего собой почти чистый сульфид меди Cu_2S . Конвертерные шлаки последних продувок, характеризующиеся повышенным содержанием меди, возвращаются на предыдущие операции конвертирования.

Переход от первого периода конвертирования ко второму происходит при изменении содержания сульфида железа в штейне. Снижение активности FeS в штейне приводит к смещению равновесия реакции в левую сторону, поскольку одновременно повышается активность Cu_2S и уменьшается активность FeO . Остаточное содержание FeS в богатом штейне на момент начала заметного совместного окисления Cu_2S и FeS составляет 4% .

Химизм второго периода конвертирования, имеющего своей целью получение черновой меди, может быть выражен реакцией [11], которую часто изображают как протекание двух процессов:



Второй период состоит из трех стадий, которые хорошо отображены на схематической предоставленной рисунке 2 диаграмме состояния Cu – Cu₂S.

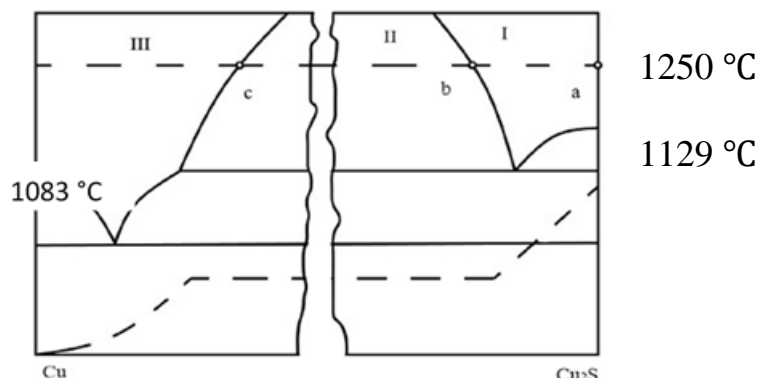


Рисунок 2 – Схематическая диаграмма состояния системы Cu – Cu₂S (пунктиром показан принципиальный ход кривых изменения равновесного давления SO₂ в зависимости от состава массы)

Начало второго периода на рисунке 1 изображается точкой а. По мере протекания реакции [11] фигуративная точка, отображающая состав массы расплава, перемещается влево. На участке ab (I стадия) масса представляет собой однородный раствор меди в Cu₂S. На участке bc (II стадия) процесс протекает в двухфазной области, где в контакте находятся сульфидная фаза состава b и металлическая состава c. Когда состав массы достигает точки c, сульфидная фаза исчезает и остается только металлическая. Однако процесс конвертирования на этом не заканчивается, поскольку металлическая масса насыщена Cu₂S, содержание которого может достигать 15%. Удаление остатка Cu₂S – задача III стадии второго периода конвертирования.

Конечное содержание серы в меди может быть оценено, исходя из анализа изменения равновесного давления SO₂ реакции [10], показанного на рисунке 1 пунктирной кривой в нижней части диаграммы. При взаимодействии свободных оксида и сульфида меди равновесное давление SO₂ достигает атмосферного уже при 730 °C, что обуславливает бурное протекание этой реакции. По мере снижения активности Cu₂S в меди равновесное давление SO₂, как это следует из константы равновесия реакции [10] $p_{SO_2} = K_{a_{Cu_2O}}/a_{Cu}^6$, снижается и скорость реакции. Практически в условиях конвертирования содержание серы в меди снижается до 0,01 % и меньше.

Теоретически согласно реакциям [9], [10] и [11] во втором периоде конвертирования не должно образовываться шлака. Однако в реальных условиях ввиду того, что полностью слить конвертерный шлак с белого штейна не удастся, а в штейне еще содержится некоторое остаточное количество железа, второй период протекает в присутствии шлака. Содержание меди в конечных шлаках, сливаемых с черновой меди, достигает 30 % и соответственно активность Cu₂O существенно меньше единицы. Малая активность кислорода (Cu₂O) в шлаке и соответственно меди является одной из причин того, что добиться глубокой

(меньше 0,01 %) очистки меди от серы при конвертировании не удастся. Богатый шлак второго периода является обратным и возвращается в конвертеры.

Следует кратко остановиться на поведении в процессе конвертирования основных спутников меди.

Благородные металлы в медных штейнах представлены главным образом золотом и серебром, которые в основной своей массе в первом периоде концентрируются в белом штейне и далее полностью остаются в черновой меди. Лишь небольшая их часть в составе штейновых включений переходит в конвертерный шлак. Таким образом, конвертирование в сочетании с обязательной переработкой обратных шлаков обеспечивает достаточно высокое извлечение благородных металлов в черновую медь.

Цинк – частый компонент медных штейнов – при конвертировании окисляется практически полностью и распределяется между шлаком и пылью. Переход цинка в пыль достигает 15 – 20 %. Улетучивание цинка происходит как за счет испарения его сульфида, так и в результате возгонки паров металлического цинка, образующегося в основном по реакциям:



Вследствие высокого сродства к кислороду цинк вновь окисляется и в пыль переходит в виде оксида.

Свинец в виде сульфида легко окисляется в первом периоде вместе с FeS и ZnS. Образующийся при этом оксид свинца PbO имеет упругость паров, равную атмосферному давлению при 1470 °С, и в значительной степени улетучивается с конвертерными газами. Одновременно, как и сильное основание PbO легко шлакуется кремнеземом с образованием легкоплавких шлаков. Таким образом, свинец при конвертировании удаляется из меди почти полностью.

Мышьяк и сурьма, связанные в штейнах с металлами в виде арсенидов и антимонидов, окисляются при продувке частично до летучих оксидов As₂O₃ Sb₂O₃ и частично до As₃O₅ и Sb₃O₅, которые переходят в шлак. В небольших количествах (не более 0,1 % от массы меди) эти элементы остаются в черновой меди.

Селен теллур выгорают не полностью и частично также остаются в черновой меди, где их количество выражается тысячными долями процента.

На рисунке 3 приведена технологическая схема конвертирования медного штейна.

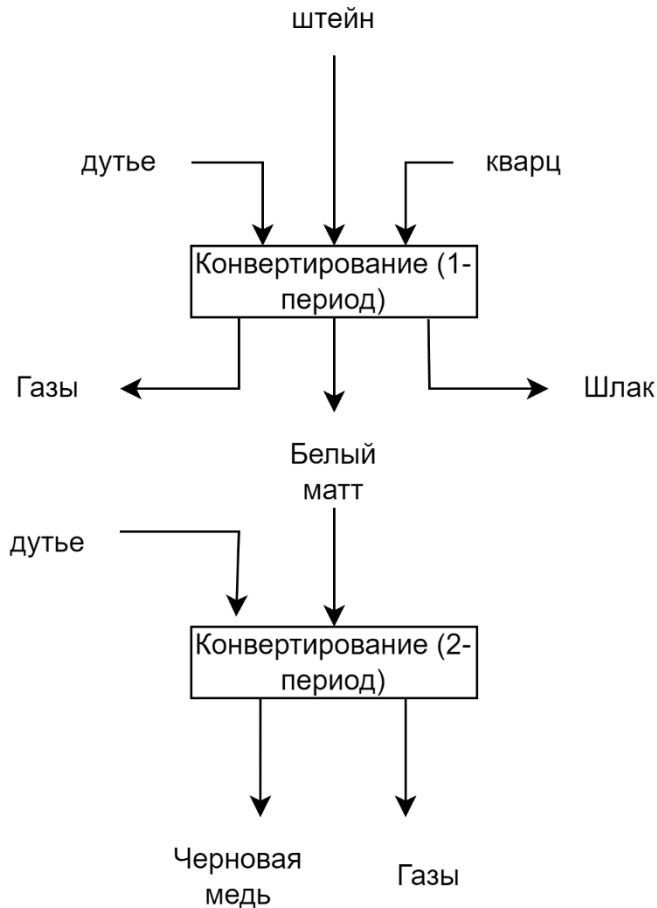
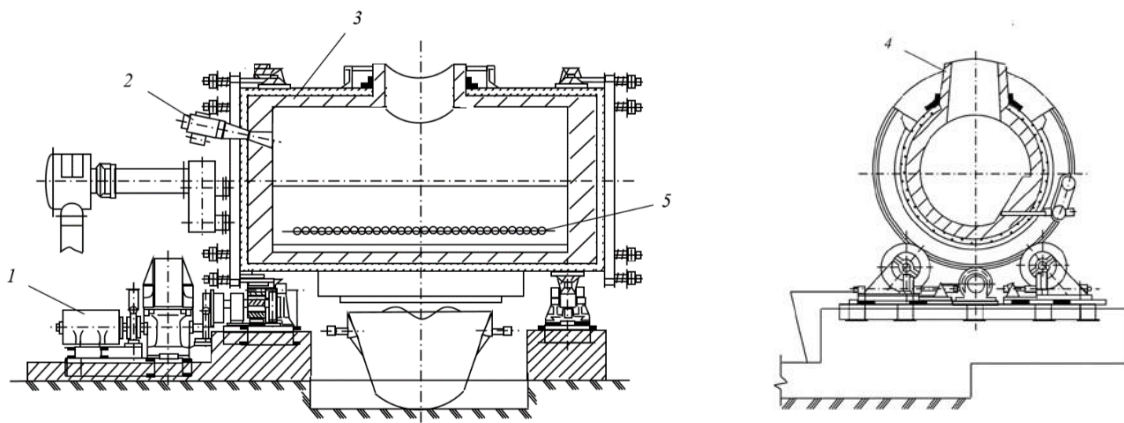


Рисунок 3 – Технологическая схема конвертирования медного штейна

1.3.2 Практика процесса конвертирования

Процесс конвертирования медных штейнов в горизонтальных конверторах является периодическим и как уже говорилось, состоит из двух периодов и показано в рисунке 4.

Первый период процесса конвертирования носит в отличие от второго, проводимого непрерывно, циклический характер. Каждый цикл состоит из операции заливки жидкого штейна, загрузки кварцевого флюса, продувки расплава воздухом, слива конвертерного шлака. Длительность каждого цикла в зависимости от состава исходного штейна составляет 30-60 минут. После каждой продувки в конвертере остается обогащенная медью сульфидная масса, количество которой по мере увеличения числа продувок постепенно возрастает. В связи с этим первый период на практике часто называют периодом набора массы.



1 – электродвигатель; 2 – редуктор; 3 – зубчатый бандаж (венец); 4 – опорные бандажи; 5 – фурма-коллектор; 6 – шариковый клапан; 7 – фурменная трубка; 8 – горловина; 9 – сальниковое устройство.

Рисунок 4 – Горизонтальный конвертер

По окончании первого периода и слива последней порции конвертерного шлака в конвертере остается полусернистая медь – белый штейн, содержащий 78–80 % меди.

Второй период конвертирования (получение черновой меди за счет окисления её сульфида) проводится непрерывно в течение 2 – 3 ч без загрузки каких-либо материалов при подаче воздуха. Готовность меди определяют по ломкости пробе. Готовую черновую медь в зависимости от места рафинирования либо заливают в жидком виде в миксер и далее по мере надобности в рафинировочную печь, либо разливают в слитки массой до 1500 кг, которые отправляют на специальные рафинировочные заводы.

Удельный расход воздуха на 1 см² сечение фурм в пересчете на нормальные условия изменяется в пределах 0,5 – 1,2 м³/(см² · мин) и зависит от давления дутья и состояния фурм. Чрезмерное увеличение удельного расхода воздуха и скорости его истечения из фурм может привести не только к большому разбрызгиванию расплава, но и к сильной вибрации конвертера. Предельные допустимые скорости истечения должны быть уточнены специальным исследованием. Обычно давление дутья на коллекторе, создаваемое воздуходувкой, составляет 0,1 – 0,12 Мпа, а давление на самой фурме 0,06 – 0,09 Мпа. Чем горячее идет конвертер и лучше состояние фурм, тем меньше сопротивление прохождению воздуха, ниже давление на фурмах и больше удельный расход дутья. Для обеспечения высокой производительности необходима прочистка фурм всякий раз, как только начинает повышаться давление.

Расход воздуха на 1 т штейна в зависимости от содержания в нем меди меняется сравнительно мало (в 1,2 – 1,4 раза), поэтому относительно невелики и изменения производительности конвертера по количеству перерабатываемого штейна. В то же время производительность по черновой меди с увеличением

содержания меди в штейне возрастает очень резко.

Больше возможности по интенсификации работы конвертеров путем обогащения дутья кислородом откроются, если удастся осуществить вдувание руды, концентратов, оборотов и флюсов через фурмы. При этом холодные добавки будут поступать непосредственно в зоне окисления, что позволит эффективно регулировать ее температуру. Вдувание материалов через фурмы, однако, потребует тонкого измельчения всех материалов и глубокой их сушки (менее 1% влаги), что будет сопряжено с дополнительными расходами и потерями металлов.

Тепловая работа конвертера характеризуется постоянным повышением температуры при продувках сульфидного расплава и соответственно охлаждением при выводе конвертера из-под дутья. Рост температуры в первом периоде происходит со скоростью до 7 °С/мин, а во втором он не превышает 2 °С/мин. При любой остановке конвертера его температура падает со скоростью 1 – 4 °С/мин. При этом чем длительнее остановка, тем больше конвертер охлаждается.

Оптимальная температура процесса конвертирования медных штейнов лежит в пределах 1280 – 1320 °С.

1.3.3 Характеристика продуктов конвертирования

Конечными продуктами процесса конвертирования являются черновая медь, конвертерный шлак и запыленные газы.

Конвертерные шлаки медного производства содержат, %: 1,2 – 3 Cu; 20 – 28 SiO₂; 50 – 55 Fe; небольшое количество CaO, MgO, Cr₂O₃, Al₂O₃. Железо в этих шлаках присутствует в форме двух оксидов: FeO и Fe₃O₄. Содержание магнетита может изменяться в очень широких пределах – от 10 до 28 – 30 %.

Извлечение меди в черновую медь при конвертировании в основном зависит от выхода конвертерного шлака и концентрации в нем меди. Выход конвертерного шлака снижается с обогащением штейна медью, и, несмотря на некоторое увеличение содержания меди в меньшем объеме шлака, ее извлечение при конвертировании богатых штейнов возрастает.

Конвертирование штейнов является весьма эффективным процессом. Он характеризуется высоким коэффициентом использования кислорода дутья, высокой удельной производительностью во время работы под дутьем. Процесс полностью осуществляется за счет теплоты от окисления сульфидов и характеризуется получением богатых по содержанию SO₂ (12-14 %) первичных газов. В процессе реализуются такие важнейшие технологические требования, предъявляемые к процессу плавки, как интенсивный массо- и теплообмен, а также благоприятные условия для протекания процесса коалесценции мелких сульфидных включений при перешивании шлака со штейном.

1.3.4 Добавление медного концентрата при конвертировании медного штейна

Процесс конвертирования медного штейна с добавлением медного концентрата включает несколько ключевых этапов. Добавление концентрата в шихту помогает улучшить эффективность процесса и повысить содержание меди в конечном продукте.

1) Подготовка шихты и концентрата:

Жидкий штейн, содержащий медь и железо в виде сульфидов (Cu_2S и FeS), заливается в конвертер. Медный концентрат, подготовленный в виде мелкоизмельченного порошка, готов к добавлению в шихту.

2) Первый период конвертирования:

Через жидкий штейн продувается воздух или кислород. В этот этап добавляются кремнеземистый флюс или золотосодержащая кварцевая руда.

Происходит окисление сульфидов железа (FeS) с образованием оксидов железа (FeO), которые взаимодействуют с флюсом и образуют шлак.

3) Добавление медного концентрата:

Медный концентрат добавляется в шихту в конвертере. Концентрат равномерно распределяется в расплаве, улучшая тепловой баланс и реактивность процесса.

4) Удаление шлака:

Образовавшийся шлак, содержащий оксиды железа и другие примеси, удаляется из конвертера. Важно обеспечить полное отделение шлака от оставшегося штейна и концентрата.

5) Второй период конвертирования:

Продувка воздуха или кислорода продолжается, теперь окисляются сульфиды меди (Cu_2S) и добавленного концентрата. Происходит образование оксида меди (Cu_2O) и двуокиси серы (SO_2), которая уходит в газовую фазу.

6) Образование и удаление штейна:

В результате окисления сульфидов меди и концентрата образуется медный штейн высокой чистоты. В процессе могут использоваться дополнительные флюсы для улучшения качества меди и удаления оставшихся примесей.

7) Очистка отходящих газов:

Газы, содержащие двуокись серы (SO_2), направляются на переработку для получения серной кислоты или жидкого SO_2 . Системы фильтрации и очистки обеспечивают минимизацию выбросов в атмосферу.

8) Получение черновой меди:

Конечный продукт второго периода конвертирования – черновая медь, которая содержит незначительное количество примесей и благородных металлов. Черновая медь направляется на дальнейшую переработку для очистки и получения высокой чистоты меди.

Повышение содержания меди: Добавление медного концентрата в шихту увеличивает общее содержание меди в процессе, что позволяет получить более чистый конечный продукт.

Улучшение теплового баланса: Экзотермические реакции, происходящие при добавлении концентрата, помогают поддерживать необходимую температуру процесса без дополнительных затрат энергии.

Эффективное использование ресурсов: Использование концентрата позволяет более эффективно использовать сырье и снижает потери меди в процессе конвертирования. На рисунке 5 продемонстрирована технологическая схема конвертирования медного штейна с медным концентратом

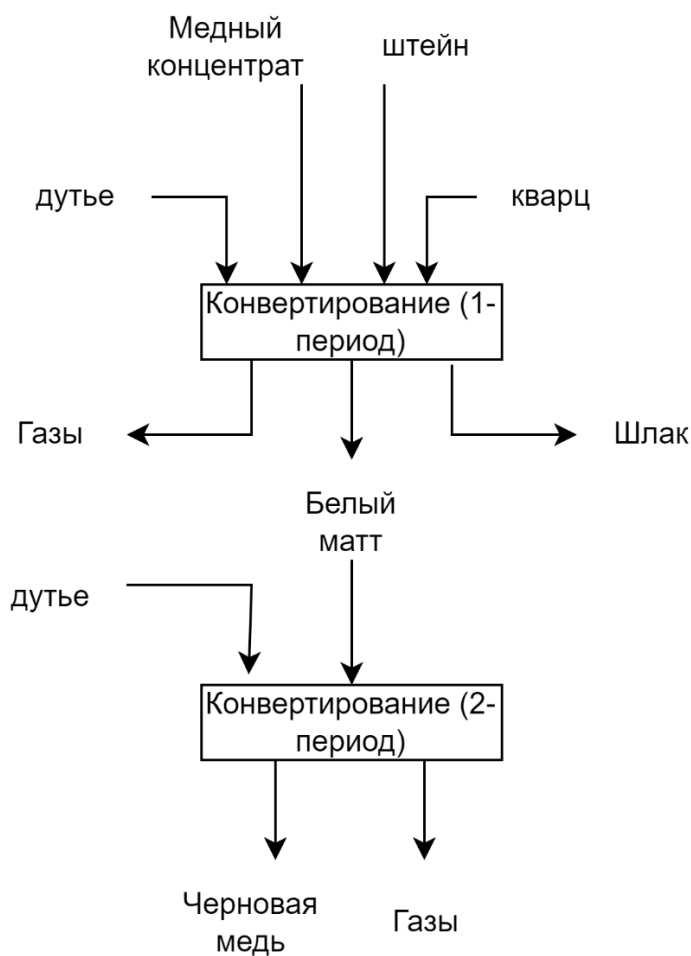


Рисунок 5 – Технологическая схема конвертирования медного штейна с медным концентратом

2 Metallurgical calculations

2.1 Calculation of material balance of conversion of copper concentrates jointly with sulfidic copper concentrate

2.1.1 Calculation of rational composition of copper concentrate

Calculation is performed on 100 kg of hot copper concentrate. On smelting, copper concentrate of composition, % (by mass): Cu – 34,42; Zn – 1,52; Pb – 1,73; Fe – 33,1; S – 26,72; O₂ – 1,26; others – 1,25. Rational composition of copper concentrate is given in Table 2.

Similarly, on smelting, quartzite enters with content, %: Fe – 7,17; S – 3,28; SiO₂ – 68; CaO – 4,08; Al₂O₃ – 9,01; others – 8,06. Moisture of quartzite is 4%. Rational composition of quartzite is given in Table 4.

Table 2 – Rational composition of copper concentrate

Component	Cu ₂ S	FeS	Fe ₃ O ₄	ZnS	PbS	Others	Total
Cu	34,42						34,42
Fe		29,79	3,31				33,1
Zn				1,52			1,52
Pb					1,73		1,73
S	8,67	17,05		0,74	0,26		26,72
O			1,26				1,26
Others						1,25	1,25
Total	43,09	46,84	4,57	2,26	1,99	1,25	100,00

2.1.2 Calculation of rational composition of copper concentrate

Calculation is performed on 100 kg of copper concentrate. On smelting, copper concentrate of composition, % (by mass): Cu – 23,8; S – 33,49; CaO – 0,30; SiO₂ – 0,60; Fe – 24,8; Pb – 2,62; Zn – 9,66; Al₂O₃ – 0,31; others – 4,42. Rational composition of copper concentrate is given in Table 3.

Table 3 – Rational composition of copper concentrate

Component	CuFeS ₂	FeS ₂	PbS	ZnS	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Others	Total
Cu	23,8								23,8
Fe	20,95	3,85							24,8
Pb			2,62						2,62
Zn				9,66					9,66
S	23,98	4,4	0,40	4,71					33,49

Продолжение таблицы 3

Компонент	CuFeS ₂	FeS ₂	PbS	ZnS	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Прочие	Всего
SiO ₂					0,60				0,60
CaO						0,30			0,30
Al ₂ O ₃							0,31		0,31
Прочие								4,42	4,42
Всего	68,73	8,25	3,02	14,37	0,60	0,30	0,31	4,42	100

2.1.3 Расчет рационального состава кварцевой руды

Таблица 4 – Рациональный состав кварцевой руды без учета влаги

Компонент	FeS	FeO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	прочие	всего
Fe	5,736	1,434					7,17
S	3,28						3,28
O		0,40					0,40
CaO			4,08				4,08
SiO ₂				68			68
Al ₂ O ₃					9,01		9,01
прочие						8,06	8,06
всего	9,01	1,84	4,08	68	9,01	8,06	100,00

2.2 Расчет первого периода конвертирования

2.2.1 Количество и состав кварцевой руды и конвертерного шлака

Для расчета количество флюса и шлака задается определенный состав шлака, %: Cu – 1,11; Fe – 46,78; S – 1,48; SiO₂ – 25; CaO – 1,92; Pb – 1,2; Zn – 2,72; Al₂O₃ – 2,83; прочие – 16,96.

Обозначим: x кг – количество конвертерного шлака, образующегося на 100 кг горячего штейна;

y кг – потребное количество кварцевой руды.

Железо в конвертер поступает, кг:

Из 100 кг горячего штейна	33,1
Из 5 кг медного концентрата	3,72
Из y кг кварцевой руды	$0,0717 \cdot y$
Всего поступает железа	$(36,82 + 0,0717 \cdot y)$

Количество железа в x кг шлаке $0,4678 x$ кг.

При полном извлечении железа в шлак должно быть справедливо уравнение [5]

$$36,82+0,0717 \cdot y=0,4678 \cdot x \quad (14)$$

Кремнекислоты в конвертер поступает, кг:

Из y кг кварцевой руды	0,68 y
Из 15 кг медного концентрата	0,09
Всего поступает	(0,68 y +0,09)

При полном переходе всей кремнекислоты в конвертерный шлак должно быть справедливо уравнение

$$0,68 \cdot y + 0,09 = 0,25 \cdot x \quad (15)$$

Решая уравнения (14) и (15), находим количество шлака и флюса:

$$x = 83,37 \text{ кг}; y = 30,52 \text{ кг}$$

Количество кварцевой руды с учетом 4 % влаги: $y = 31,74$ кг
Состав и количество конвертерного шлака приведены в таблице 5.

Таблица 5 – Состав и количество конвертерного шлака

Компоненты	FeS	Cu ₂ S	FeO	Fe ₃ O ₄	ZnO	PbO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Прочие	Всего, кг	Всего, %
Cu		0,92									0,92	1,11
Fe	1,74		31,2	6,06							39	46,78
Zn					2,26						2,26	2,72
Pb						1					1	1,2
S	1	0,23									1,23	1,48
O			8,9	2,31	0,55	0,07					11,83	14,19
SiO ₂							20,8				20,8	25
CaO								1,6			1,6	1,92
Al ₂ O ₃									2,35		2,35	2,83
Прочие										2,38	2,38	2,85
Всего,кг	2,74	1,15	40,1	8,37	2,81	1,07	20,8	1,6	2,35	2,38	83,37	100,00
Всего,%	3,28	1,38	48	10	3,37	1,28	25	1,92	2,83	2,85	100,00	

2.2.2 Количество и состав белого матта

Халькозин в конвертер поступает, кг:

Из 100 кг горячего штейна	43,09
Из 15 кг медного концентрата	4,46
Всего	47,55

С конвертерным шлаком увлекается: 1,15

Остается в белом мате 46,4

Количество меди в халькозине:

$$G_{Cu}^{Cu_2S} = G_{Cu_2S} \cdot \frac{2 \cdot \mu_{Cu}}{\mu_{Cu_2S}} = 46,4 \cdot \frac{2 \cdot 63,54}{159,15} = 37,05$$

Количество серы в халькозине:

$$G_S^{Cu_2S} = G_{Cu_2S} - G_{Cu}^{Cu_2S} = 46,4 - 37,05 = 9,35 \text{ кг}$$

Общее количество Cu_2S и металлической меди, образующих белый матт:

$$G = G_{Cu_2S} + G_{Cu}^{\text{мед.конц.}} = 46,4 \text{ кг}$$

Сумма меди и серы в белом матте составляет 96% и 4% приходится на прочие. Количество белого матта:

$$G_{\text{бел.матт}} \frac{46,4}{0,96} = 48,3$$

Количество прочих в белом матте:

$$G_{\text{прочие}}^{\text{бел.матт}} = 48,3 \cdot 0,04 = 1,93 \text{ кг}$$

Количество и состав белого матта приведены в таблице 6.

Таблица 6 – Количество и состав белого матта

Компоненты	Cu	S	Прочие	Всего, кг
Cu ₂ S	37,05	9,35		46,4
Прочие			1,93	1,93
Всего	37,05	9,35	1,93	48,33

2.2.3 Количество и состав отходящих газов

В первый период конвертирование поступает сера с горячим штейном, медным концентратом и кварцевой рудой.

Количество поступающей серы:

$$G_S = G_S^{\text{шт}} + G_S^{\text{кв.руда}} + G_S^{\text{мед.конц}} = 26,72 + 1,04 + 5,02 = 32,78 \text{ кг}$$

Часть серы увлекается со шлаком и белым матом:

$$G_S = G_S^{\text{шл}} + G_S^{\text{бел.матт}} = 9,35 + 1,23 = 10,58 \text{ кг}$$

Остается серы :

$$G_S = 32,78 - 10,58 = 22,2 \text{ кг}$$

Вся сера окисляется до SO₂. Количество SO₂:

$$G_{\text{SO}_2} = G_S \cdot \frac{\mu_{\text{SO}_2}}{\mu_S} = 22,2 \cdot \frac{64,07}{32,07} = 44,35 \text{ кг}$$

Количество кислорода для окисления серы:

$$G_O = G_{\text{SO}_2} - G_S = 44,35 - 22,2 = 22,15 \text{ кг}$$

Количество цинка в отходящих газах:

$$G_{\text{Zn}} = G_{\text{Zn}}^{\text{шт}} - G_{\text{Zn}}^{\text{шл}} = 1,52 - 0,68 = 0,84 \text{ кг}$$

Количество свинца в отходящих газах:

$$G_{\text{Pb}} = G_{\text{Pb}}^{\text{шт}} - G_{\text{Pb}}^{\text{шл}} = 1,73 - 0,75 = 0,98 \text{ кг}$$

Свинец в газах находится в виде PbO. Расчет количество кислорода для окисления свинца:

$$G_O = G_{Pb} \cdot \frac{\mu_O}{\mu_{Pb}} = 0,98 \cdot \frac{16}{207,2} = 0,07 \text{ кг}$$

Всего теоретическое количество кислорода для окисления Fe, Pb, Zn и S:

$$8,96 + 0,55 + 0,077 + 22,15 + 0,07 + 1,04 = 32,85 \text{ кг}$$

В практике использование кислорода ванной конвертера 96 %, следовательно, практическое количество кислорода:

$$G_O^{\text{прак}} = \frac{G_O^{\text{теор}}}{0,96} = \frac{32,85}{0,96} = 34,21 \text{ кг}$$

Избыток кислорода: $G_O^{\text{изб}} = G_O^{\text{прак}} - G_O^{\text{теор}} = 34,21 - 32,85 = 1,36 \text{ кг}$

При 23 % содержания кислорода в воздухе необходимо в первом периоде подать воздух:

$$G_{\text{воздух}} = \frac{G_O^{\text{прак}}}{0,23} = \frac{34,21}{0,23} = 148,7 \text{ кг}$$

Количество азота в воздухе:

$$G_N^{\text{воздух}} = G_{\text{воздух}} \cdot 0,77 = 148,7 \cdot 0,77 = 114,5 \text{ кг}$$

Состав и количество отходящих газов первого периода приведены в таблице 7.

Материальный баланс первого периода приведен в таблице 8.

Таблица 7 – Состав и количество отходящих газов первого периода

Газ	S	O	N	Zn	Pb	H ₂ O	Вес, кг	объем, м ³	% (объемный)
SO ₂	22,2	22,15					44,35	15,5	14
O ₂		1,36					1,36	0,95	0,86
N ₂			114,5				114,5	91,67	83
Zn				0,84			0,84	0,29	0,26
PbO		0,077			0,98		1,05	0,1	0,09
H ₂ O						1,52	1,52	1,9	1,72
Всего	22,2	23,59	114,55	0,84	0,98	1,52	163,63	110,41	100,00

Таблица 8 – Материальный баланс первого периода

Материалы и продукты плавки	Всего	Cu	Fe	S	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Zn	Pb	O ₂	N ₂	H ₂ O	Прочие
Поступило													
Штейн горячий	100,00	34,42	33,1	26,72				1,52	1,73	1,26			1,25
Медный концентрат	15,00	3,57	3,72	5,02	0,045	0,09	0,047	1,449	0,393				0,663
Кремнистый флюс	30,52		2,18	1,02	1,24	20,75	2,75			0,12		1,52	2,42
Воздух	148,7									34,21	114,5		
Всего	294,22	37,99	39	32,78	1,285	20,84	2,796	2,97	2,12	35,6	114,5	1,52	4,333
Полученно													
Белый матт	48,33	37,05		9,35									1,93
Шлак	83,37	0,92	39	1,23	1,6	20,8	2,35	2,26	1	11,83			2,38
Газы	163,63			22,2				0,84	0,98	23,59	114,5	1,52	
Всего	295,33	37,97	39	32,78	1,6	20,8	2,35	3,1	1,98	35,42	114,5	1,52	4,31

2.3 Расчет второго периода конвертирования

2.3.1 Расчет количества и состава черновой меди и отходящих газов

При продувке белого матта полусернистая медь окисляется с образованием металлической меди и SO_2 .

Продуктами процесса являются черновая медь, газы и небольшое количество так называемой изгари, образующейся из примесей, содержащихся в белом мате, остатков шлака от первого периода и окислившейся меди.

По практическим данным извлечение меди из белого матта в черновой металл 99,5 %. Отсюда, количество меди, извлекаемой в черновой металл:

$$G_{Cu}^{ч.Сu} = G_{Cu}^{бел.матт} \cdot 0,995 = 37,05 \cdot 0,995 = 36,86 \text{ кг}$$

При содержании в черновой меди 99% Cu количество черновой меди:

$$G_{ч.Сu} = \frac{G_{Cu}^{ч.Сu}}{0,99} = \frac{36,86}{0,99} = 37,23$$

Серы в черновой меди 0,1 %, что составляет:

$$G_S^{ч.Сu} = G_{ч.Сu} \cdot 0,001 = 37,23 \cdot 0,001 = 0,037 \text{ кг}$$

Всего серы в белом матте 8,52 кг, следовательно, необходимо окислить серы:

$$G_S = G_S^{бел.матт} - G_S^{ч.Сu} = 9,35 - 0,037 = 9,313 \text{ кг}$$

Вся сера окисляется до SO_2 , следовательно, количество SO_2 :

$$G_{\text{SO}_2} = G_S \cdot \frac{\mu_{\text{SO}_2}}{\mu_S} = 9,31 \cdot \frac{64,07}{32,07} = 18,6 \text{ кг}$$

Количество кислорода для окисления серы:

$$G_O = G_{\text{SO}_2} - G_S = 18,6 - 9,313 = 9,29 \text{ кг}$$

Практические данные показывает, что использование кислорода ванной конвертера 96 %, следовательно, практическое количество кислорода:

$$G_O^{\text{прак}} = \frac{G_O^{\text{теор}}}{0,96} = \frac{9,29}{0,96} = 9,68 \text{ кг}$$

Избыток кислорода:

$$G_0^{\text{изб}} = G_0^{\text{прак}} - G_0^{\text{теор}} = 9,68 - 9,29 = 0,39 \text{ кг}$$

При 21 % содержания кислорода в воздухе необходимо во втором периоде подать воздух:

$$G_{\text{воздух}} = \frac{G_0^{\text{прак}}}{0,21} = \frac{9,68}{0,21} = 46,09 \text{ кг}$$

Количество азота в воздухе:

$$G_N^{\text{воздух}} = G_{\text{воздух}} \cdot 0,79 = 46,09 \cdot 0,79 = 36,41 \text{ кг}$$

Состав и количество отходящих газов второго периода приведены в таблице 9.

Материальный баланс второго периода приведен в таблице 10.

Таблица 9 – Состав и количество отходящих газов второго периода

Газ	S	O	N	Вес, кг	Объем, м ³	% (объемный)
SO ₂	9,313	9,29		18,603	6,5	17,97
O		0,39		0,39	0,54	1,49
N			36,41	36,41	29,128	80,53
Всего	9,313	9,68	36,41	55,403	36,17	100,00

Таблица 10 – Материальный баланс второго периода

Материалы и продукты плавки	Всего	Cu	S	O	N	Прочие
Поступило						
Белый магг	48,33	37,05	9,35			1,93
Воздух	46,09			9,68	36,41	
Всего	34,42	37,05	9,35	9,68	36,41	1,93
Получено						
Черновая медь	37,73	36,86	0,037			0,33
Газы	55,403		9,313	9,68	36,41	
Изгарь	1,71	0,19				1,52
Всего	94,34	37,05	9,35	9,68	36,41	1,85

2.4 Сводный материальный баланс

Таблица 11 – Сводный материальный баланс процесса конвертирования медного штейна

Материалы и продукты плавки	Всего	Cu	Fe	S	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Zn	Pb	O	N	H ₂ O	прочие
Поступило													
Штейн горячий	100,00	34,42	33,1	26,72				1,52	1,73	1,26			1,25
Медный концентрат	15,00	3,57	3,72	5,02	0,045	0,09	0,0465	1,449	0,393				0,663
Кремнистый флюс	30,52		2,18	1,04	1,24	20,75	2,75			0,12		1,52	2,42
Воздух	194,8									43,89	150,91		
Всего	340,32	37,99	39	32,78	1,29	20,84	2,79	2,97	2,12	45,27	150,91	1,52	4,33
Получено													
Черновая медь	36,86	36,49		0,0366									0,33
Шлак	82,68	0,88	38,61	1,22	1,584	20,592	2,33	2,26	1	11,83			2,38
Газы	219,033			31,513				0,84	0,98	33,27	150,91	1,52	
Пыль	1,19	0,40	0,39	0,01	0,016	0,208	0,024	0,0	0,14				0,03
Изгарь	1,71	0,19											1,52
Всего	341,47	37,96	39	32,78	1,6	20,8	2,35	3,1	2,12	45,1	150,91	1,52	4,23

2.5 Расчет теплового баланса первого периода конвертирования

2.5.1 Расчет прихода и расхода тепла

Таблица 12 – Тепловой баланс первого периода (на 100 кг горячего штейна)

Приход тепла			Расход тепла		
Статьи прихода	Дж	%	Статьи расхода	Дж	%
Тепло горячего штейна	21500,00	18,76	Тепло белого матта	10656,8	9,30
Тепло воздуха	1668,08	1,46	Тепло шлака	28898	25,2
Тепло реакций окисления железа	40065,7	34,83	Тепло газов	39040,95	34,07
Тепло реакций окисления серы	49121	42,87	Тепло эндотермических реакций	26621,96	23,23
Тепло шлакообразования	2223	1,94	Тепло, теряемое во внешнюю среду	7971,09	6,96
Всего	114577,8	100,00	Невязка баланса	1389	1,21
			Всего	114577,8	100,00

2.6 Расчет теплового баланса первого второго конвертирования

2.6.1 Расчет прихода и расхода тепла

Таблица 13 – Тепловой баланс второго периода

Приход тепла			Расход тепло		
Статьи прихода	Дж	%	Статьи расхода	Дж	%
Тепло белого матта	10656,8	33,58	Тепло черновой меди	4677,5	14,74
Тепло воздуха	472,82	1,49	Тепло газов	15747,4	49,62
Тепло реакций окисления серы сери	20606,5	64,93	Тепло эндотермических реакций	6687,8	21,07
Всего	31736,12	100,00	Тепло теряемое во внешнюю среду	3236,25	10,2
			Невязка баланса	1387,17	4,37
			Всего	31736,12	100,00

2.7 Сводный тепловой баланс конвертирования

Таблица 14 – Сводный тепловой баланс конвертера

Приход тепла			Расход тепла		
Статьи прихода	Дж	%	Стать расходов	Дж	%
Тепло горячего штейна	21500,00	15,85	Тепло черновой меди	4677,5	3,45
Тепло воздуха	2140,90	1,58	Тепло шлака	28898	21,3
Тепло реакций окисления Fe	40065,7	29,53	Тепло газов	54788,35	40,4
Тепло реакций окисления серы	69727,5	51,4	Тепло эндотермических реакций	33309,76	24,55
Тепло шлакообразования	2223	1,64	Тепло теряемое во внешнюю среду	11207,35	8,26
Всего	135657,1	100,00	Невязка баланса	2776,17	2,04
			Всего	135657,1	100,00

3 Исследование распределения меди и сопутствующих металлов между продуктами конвертирования

3.1 Распределение меди и других металлов между продуктами конвертирования медных штейнов

Основными компонентами, влияющими на качество черновой меди, получаемой в результате конвертирования, являются медь, свинец, цинк и сопутствующие металлы. Конечное содержание этих металлов в черновой меди в значительной степени определяется составом штейна, поступающего на переработку. Распределение цветных металлов и примесей между продуктами конвертирования представлено в таблице 15. Из расчетных данных видно, что извлечение меди в черновую медь составляет до 94%. Это объясняется тем, что значительная часть меди (до 5%) распределяется в конвертерном шлаке, а также небольшой частью (до 1%), переходящей в пыль, что в совокупности снижает общее извлечение меди в черновую медь. В черновую медь переходит до 1% свинца. Извлечение свинца в пыль находится на уровне 67%. До 33% свинца от его общего количества концентрируется в конвертерном шлаке, что соответствует теории процесса конвертирования. В ходе конвертирования, галенит, присутствующий в штейне, легко окисляется с образованием оксида свинца и сернистого ангидрида. Оксид свинца, являясь сильным основанием, легко ошлакуется кремнеземом с образованием легкоплавких шлаков. Цинк в основном распределяется между конвертерным шлаком и пылью, при этом до 66% его концентрируется в возгонах. Такое перераспределение металлов указывает на то, что их поведение при конвертировании зависит не только от состава штейна, но и от формы их нахождения в штейнах. Установление количественных соотношений металлов в черновой меди в зависимости от состава штейна представляет интерес для практики.

Эта задача была решена на основании статистического анализа промышленных данных. Содержание меди в черновой меди варьируется от 92 до 98%, а концентрация свинца – от 0,2 до 1%.

Распределение металлов между продуктами плавки при конвертировании приведено в таблице 15.

Таблица 15 – Распределение металлов между продуктами плавки при конвертировании

Наименование продуктов	К-во, тн.	%	Cu			Fe			Pb			Zn		
			I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III
Загружено														
Штейн	100,00	79,68	34,42	34,42	100,00	33,1	33,1	94,9	1,73	1,73	100,00	1,52	1,52	100,00
Кварцевый флюс	25,5	20,32				7,17	1,77	5,1						
Итого:	125,5	100,00		34,42	100,00		34,87	100,00		1,73	100,00		1,52	100,00
Получено														
Черновая медь	32,85	11,25	98,99	32,52	94,2									
Конверторный шлак	72,18	24,72	1,9	1,37	5,01	47,81	34,51	98,99	0,79	0,57	32,94	0,72	0,52	34,21
Пыль, газы	186,94	64,03	0,13	0,24	0,70	0,19	0,35	1,01	0,62	1,16	67,06	0,27	1,0	65,79
Итого:	291,97	100,0		34,13	100,0		34,86	100,00		1,73	100,00		1,52	100,00

I – содержание, %; II – количество, т.;
III – распределение.

3.2 Распределение меди и других металлов между продуктами конвертирования медных штейнов совместно с медным концентратом

Фундаментальные основы теории и практики плавки и конвертирования показывают, что для эффективного удаления примесей в цепи "плавка-конвертирование" необходимо создать условия для их глубокой возгонки, либо при плавке, либо при конвертировании. При этом методы должны быть выбраны таким образом, чтобы не только удалять примеси, но и обеспечивать оптимальное распределение базовых металлов между продуктами плавки. Особый интерес представляет разработка новых эффективных методов для конвертирования. Например, решение поставленных задач может быть достигнуто путем прямой переработки сульфидных медных концентратов в конвертерах, с одновременным их использованием в качестве сульфидизатора для удаления примесей и обеднения конвертерного шлака по базовым цветным металлам, а также улучшения качества продуктов, получаемых при конвертировании.

Распределение цветных металлов и примесей между продуктами конвертирования совместно с медным концентратом представлено в таблице 19. Из расчетных данных видно, что извлечение меди в черновую медь увеличилось и составляет около 96%. Высокий уровень извлечения объясняется снижением до 2% распределения меди в конвертерный шлак и до 1,5% её переходом в пыль.

Переход свинца в черновую медь существенно снизился за счет увеличения его извлечения в шлак и пыль. Извлечение свинца в пыль находится на высоком уровне и составляет 53%. До 47% свинца от общего его количества концентрируется в конвертерном шлаке, что согласуется с теорией процесса конвертирования.

Цинк в основном распределяется между конвертерным шлаком и пылью, при этом основная его часть – до 70% – концентрируется в возгонах.

Распределение металлов между продуктами плавки при конвертировании совместно с медным концентратом приведено в таблице 16.

Таблица 16 – Распределение металлов между продуктами плавки при конвертировании совместно с медным концентратом

Наименование продуктов	К-во, тн.	%	Cu			Fe			Pb			Zn		
			I	II	III	I	II	III	I	II	III	I	II	III
Загружено														
Штейн	100,00	68,72	34,42	34,42	90,60	33,1	33,1	84,87	1,73	1,73	81,60	1,52	1,52	51,17
Концентрат	15,00	10,30	23,8	3,57	9,40	24,8	3,72	9,54	2,6	0,39	18,40	9,66	1,45	48,83
Кварцевый флюс	30,52	20,98				7,14	2,18	5,59						
Итого:	145,52	100,0		37,99	100,0		39,0	100,0		2,12	100,0		2,97	100,0
Получено														
Черновая медь	36,86	10,85	98,99	36,49	96,12									
Конверторный шлак	82,68	24,33	1,06	0,88	2,31	46,69	38,61	99,0	1,2	1,0	47,16	2,73	2,26	72,9
Пыль, газы	220,22	64,82	0,27	0,59	1,55	0,18	0,39	1,0	0,5	1,12	52,84	0,38	0,84	27,1
Итого:	339,76	100,0		37,96	100,0		39,0	100,0		2,12	100,0		3,1	100,0

I – содержание, %; II – количество, т.;
III – распределение.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Конвертирование медных штейнов является одним из основных и значимых процессов в производстве меди. Несмотря на то, что руды в нашей стране содержат несколько металлов и являются полиметаллическими, по международным стандартам они считаются бедными по содержанию основного металла. С каждым годом содержание меди в руде снижается, что делает задачу полного извлечения меди особо актуальной. Для решения этой проблемы было предложено добавить новый компонент в процесс конвертирования — медный концентрат. Проведенные расчеты и эксперименты показали положительные результаты. В частности, итоговое распределение металлов и тепловой баланс указывают на снижение потерь меди и увеличение ее извлечения. Также удалось снизить содержание серы в черновой меди, что обычно является сложной задачей. Тепловой баланс процесса показал невязку в 4,37%, что свидетельствует о более эффективном использовании тепла, выделяемого в экзотермических реакциях. В заключение можно отметить, что добавление медного концентрата в процесс конвертирования значительно улучшает экономические показатели процесса. Одним из ключевых преимуществ этого подхода является сокращение этапов плавки медного концентрата, что позволяет более эффективно использовать потенциал процесса. Внедрение данной методики в производство может привести к значительному улучшению извлечения меди и снижению потерь, что является важным шагом в оптимизации металлургического производства.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Досмухамедов Н.К. Производство черновой меди. Сатпаев Университет – Алматы, 2021. -247 с.
- 2 Досмухамедов Н.К., Жолдасбай Е.Е. Metallургия черновой меди. Сатпаев Университет – Алматы, 2020. -175 с.
- 3 Досмухамедов Н.К. Metallургия меди. Сатпаев Университет – Алматы, 2020. -200 с.
- 4 Грань Н.И. Усовершенствование электроплавки сульфидного медно-никелевого и медного сырья на штейн. Цветметинформация, 1973. -38 с.
- 5 Ковган П.А., Задиранов А.Н., Найзабеков А.Б. Общая metallургия. New book – Алматы, 2021. -629 с.
- 6 Уткин Н.И. Производство цветных металлов. Интернет Инжиниринг, 2000. -442 с.
- 7 Даулетбаков Т. С., Соколовская Л. В. Metallургические расчеты: Учеб. пособие. – Алматы: КазНИТУ, 2014. – 208 с.
- 8 Мечев В.В. Конвертирование никельсодержащих медных штейнов. 1973. -183 с.
- 9 Бабаджан А.А., Мальцев Б.В. Производство черновой меди. Свердловск – Metallургиздат. 1961. - 352 с.
- 10 Безопасность жизнедеятельности: Учеб. Пособие / Б.С. Мастрюков; Учеба. -М., 2003. – 304 с.

Приложение А

Металлургические расчеты

Расчет материального баланса конвертирования с добавлением сульфидного медного концентрата

Расчет рационального состава медного штейна

Расчет производится на 100 кг горячего медного штейна. На плавку поступает медный штейн состава, % (по массе): Cu – 34,42; Zn – 1,52; Pb – 1,73; Fe – 33,1; S – 26,72; O₂ – 1,26; прочие – 1,25.

Так же на плавку поступает кварцевая руда с содержанием, %: Fe – 7,17; S – 3,28; SiO₂ – 68; CaO – 4,08; Al₂O₃ – 9,01; прочие – 8,06. Влажность кварцевой руды 4 %.

Рассчитывается минералогический состав штейна:

Весь кислород связан с железом в виде магнетита, а медь связана в виде халькозина.

$$\text{Количество халькозина в штейне: } G^{Cu_2S} = G^{Cu} \cdot \frac{\mu_{Cu_2S}}{\mu_{Cu}} = 34,42 \cdot \frac{159,15}{2 \cdot 63,54} = 43,09 \text{ кг}$$

$$\text{Количество серы в халькозине: } G_S^{Cu_2S} = G^{Cu_2S} - G^{Cu} = 43,09 - 34,42 = 8,67 \text{ кг}$$

$$\text{Количество сфалерита в штейне: } G^{ZnS} = G^{Zn} \cdot \frac{\mu_{ZnS}}{\mu_{Zn}} = 1,52 \cdot \frac{97,46}{65,39} = 2,26 \text{ кг}$$

$$\text{Количество серы в сфалерите: } G_S^{ZnS} = G^{ZnS} - G^{Zn} = 2,26 - 1,52 = 0,74 \text{ кг}$$

$$\text{Количество галенита в штейне: } G^{PbS} = G^{Pb} \cdot \frac{\mu_{PbS}}{\mu_{Pb}} = 1,73 \cdot \frac{239,27}{207,2} = 1,99 \text{ кг}$$

$$\text{Количество серы в сфалерите: } G_S^{PbS} = G^{PbS} - G^{Pb} = 1,99 - 1,73 = 0,26 \text{ кг}$$

Остальное количество серы связано с пирротинном:

$$G_S^{FeS} = G^S - G_S^{Cu_2S} - G_S^{ZnS} - G_S^{PbS} = 26,72 - 8,67 - 0,74 - 0,26 = 17,05 \text{ кг}$$

$$\text{Количество пирротина в штейне: } G^{FeS} = G_S^{FeS} \cdot \frac{\mu_{FeS}}{\mu_{Fe}} = 17,05 \cdot \frac{87,92}{32,07} = 46,84 \text{ кг}$$

$$\text{Количество железа в пирротине: } G^{Fe} = G_S^{FeS} \cdot \frac{\mu_{Fe}}{\mu_S} = 17,05 \cdot \frac{55,85}{32,07} = 29,79 \text{ кг}$$

Количество магнетита в штейне:

$$G^{Fe_3O_4} = 100 - G^{Cu_2S} - G^{ZnS} - G^{PbS} - G^{FeS} = 4,57 \text{ кг}$$

$$\text{Количество железа в магнетите: } G_{Fe}^{Fe_3O_4} = G^{Fe} - G_{Fe}^{FeS} = 33,1 - 29,79 = 3,31 \text{ кг}$$

Продолжение приложение А

Таблица А.1 – Рациональный состав медного штейна

Компонент	Cu ₂ S	FeS	Fe ₃ O ₄	ZnS	PbS	Прочие	Всего
Cu	34,42						34,42
Fe		29,79	3,31				33,1
Zn				1,52			1,52
Pb					1,73		1,73
S	8,67	17,05		0,74	0,26		26,72
O			1,26				1,26
Прочие						1,25	1,25
Всего	43,09	46,84	4,57	2,26	1,99	1,25	100,00

Расчет рационального состава медного концентрата

Расчет производится на 100 кг медного концентрата. На плавку поступает медный концентрат состава, % (по массе): Cu – 23,8; S – 33,49; CaO – 0,30; SiO₂ – 0,60; Fe – 24,8; Pb – 2,62; Zn – 9,66; Al₂O₃ – 0,31; прочие – 4,42.

Рассчитывается минералогический состав медного концентрата: Вся медь в медном концентрате находится в виде CuFeS₂.

$$\text{Количество халькопирита: } G^{CuFeS_2} = G^{Cu} \cdot \frac{\mu_{CuFeS_2}}{\mu_{Cu}} = 23,8 \cdot \frac{183,53}{63,54} = 68,73 \text{ кг,}$$

$$\text{Количество серы в халькопирите: } G_S^{CuFeS_2} = G^{Cu} \cdot \frac{2 \cdot \mu_S}{\mu_{Cu}} = 23,8 \cdot \frac{2 \cdot 32,07}{63,54} = 23,98 \text{ кг,}$$

Количество железа в халькопирите:

$$G_{Fe}^{CuFeS_2} = G^{CuFeS_2} - G^S - G^{Cu} = 68,73 - 23,8 - 23,98 = 20,95 \text{ кг,}$$

$$\text{Количество железа в пирротине: } G_{Fe}^{FeS_2} = G^{Fe} - G^{CuFeS_2} = 24,8 - 20,95 = 3,85 \text{ кг,}$$

$$\text{Количество серы в пирротине: } G_S^{FeS_2} = G_{Fe}^{FeS_2} \cdot \frac{2 \cdot \mu_S}{\mu_{Fe}} = 3,85 \cdot \frac{2 \cdot 32,07}{55,85} = 4,4 \text{ кг,}$$

Продолжение приложение А

Количество пирротина: $G^{FeS_2} = G_S^{FeS_2} + G_{Fe}^{FeS_2} = 3,85 + 4,4 = 8,25$ кг,

Количество галенита: $G^{PbS} = G^{Pb} \cdot \frac{\mu_{PbS}}{\mu_{Pb}} = 2,62 \cdot \frac{239,27}{207,2} = 3,02$ кг,

Количество серы в галените: $G_S^{PbS} = G^{PbS} - G^{Pb} = 3,02 - 2,62 = 0,4$ кг,

Количество сфалерита: $G^{ZnS} = G^{Zn} \cdot \frac{\mu_{ZnS}}{\mu_{Zn}} = 9,66 \cdot \frac{97,46}{65,39} = 14,37$ кг,

Количество серы в сфалерите: $G_S^{ZnS} = G^{ZnS} - G^{Zn} = 14,37 - 9,66 = 4,71$ кг

Таблица А.2 – Рациональный состав медного концентрата

Компонент	CuFeS ₂	FeS ₂	PbS	ZnS	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Прочие	Всего
Cu	23,8								23,8
Fe	20,95	3,85							24,8
Pb			2,62						2,62
Zn				9,66					9,66
S	23,98	4,4	0,40	4,71					33,49
SiO ₂					0,60				0,60
CaO						0,30			0,30
Al ₂ O ₃							0,31		0,31
Прочие								4,42	4,42
Всего	68,73	8,25	3,02	14,37	0,60	0,30	0,31	4,42	100

Расчет рационального состава кварцевой руды

Для расчета принимается, что все сера связана с железом в FeS, находим количество FeS.

Количество пирротина: $G_{FeS}^{кв.руда} = G_S^{кв.руда} \cdot \frac{\mu_{FeS}}{\mu_S} = 3,28 \cdot \frac{87,92}{32,07} = 9,01$ кг,

Количество железа в пирротине: $G_{Fe}^{FeS} = G_{FeS} - G_S = 9,01 - 3,28 = 5,736$ кг,

Продолжение приложение А

Остается железа на оксид железо II:

$$G_{Fe}^{FeO} = G_{Fe}^{кв.руда} - G_{Fe}^{FeS} = 7,17 - 5,736 = 1,434 \text{ кг},$$

$$\text{Количество оксид железо II: } G_{FeO} = G_{Fe}^{FeO} \cdot \frac{\mu_{FeO}}{\mu_{Fe}} = 1,434 \cdot \frac{71,85}{55,85} = 1,84 \text{ кг},$$

Количество кислорода в оксид железо II:

$$G_O^{FeO} = G_{FeO} - G_{Fe}^{FeO} = 1,84 - 1,434 = 0,4 \text{ кг}$$

Таблица А.3 – Рациональный состав кварцевой руды без учета влаги

Компонент	FeS	FeO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	прочие	всего
Fe	5,736	1,434					7,17
S	3,28						3,28
O		0,40					0,40
CaO			4,08				4,08
SiO ₂				68			68
Al ₂ O ₃					9,01		9,01
прочие						8,06	8,06
всего	9,01	1,84	4,08	68	9,01	8,06	100,00

Расчет технологического процесса первого периода

Количество конверторного шлака и кварцевой руды

Для расчета количество флюса и шлака задается определенный состав шлака, %: Cu – 1,11; Fe – 46,78; S – 1,48; SiO₂ – 25; CaO – 1,92; Pb – 1,2; Zn – 2,72; Al₂O₃ – 2,83; прочие – 16,96.

Обозначим: x кг – количество конверторного шлака, образующегося на 100 кг горячего штейна;

y кг – потребное количество кварцевой руды.

Железо в конвертер поступает, кг:

Из 100 кг горячего штейна

33,1

Продолжение приложение А

Из 5 кг медного концентрата	3,72
Из y кг кварцевой руды	$0,0717 \cdot y$
Всего поступает железа	$(36,82+0,0717 \cdot y)$

Количество железа в x кг шлаке $0,4678 \cdot x$ кг.

При полном извлечении железа в шлак должно быть справедливо уравнение [5]

$$36,82+0,0717 \cdot y=0,4678 \cdot x \quad (21)$$

Кремнекислоты в конвертер поступает, кг:

Из y кг кварцевой руды	$0,68 \cdot y$
Из 15 кг медного концентрата	$0,09$
Всего поступает	$(0,68 \cdot y+0,09)$

При полном переходе всей кремнекислоты в конвертерный шлак должно быть справедливо уравнение:

$$0,68 \cdot y + 0,09 = 0,25 \cdot x \quad (22)$$

Решая уравнения (14) и (15), находим количество шлака и флюса:

$$x = 83,37 \text{ кг}; y = 30,52 \text{ кг}$$

Количество кварцевой руды с учетом 4 % влаги: $y = 31,74$ кг

Расчет определение количества и состава конвертерного шлака

Вся медь в конвертерном шлаке находится в форме Cu_2S .

$$\text{Количество меди в шлаке: } G_{\text{Cu}}^{\text{шл}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{Cu})}{100} = 83,37 \cdot \frac{1,11}{100} = 0,92 \text{ кг},$$

$$\text{Количество } \text{Cu}_2\text{S} \text{ в шлаке: } G_{\text{Cu}_2\text{S}}^{\text{шл}} = G_{\text{Cu}}^{\text{шл}} \cdot \frac{\mu_{\text{Cu}_2\text{S}}}{2 \cdot \mu_{\text{Cu}}} = 0,92 \cdot \frac{159,15}{2 \cdot 63,54} = 1,15 \text{ кг},$$

$$\text{Количество серы в } \text{Cu}_2\text{S}: G_{\text{S}}^{\text{Cu}_2\text{S}} = G_{\text{Cu}_2\text{S}}^{\text{шл}} - G_{\text{Cu}}^{\text{шл}} = 1,15 - 0,92 = 0,23 \text{ кг},$$

$$\text{Количество серы в шлаке: } G_{\text{S}}^{\text{шл}} = G_{\text{шл}} \cdot \frac{(\text{S})}{100} = 83,37 \cdot \frac{1,48}{100} = 1,23 \text{ кг},$$

$$\text{Остается серы: } G_{\text{S}} = G_{\text{S}}^{\text{шл}} - G_{\text{S}}^{\text{Cu}_2\text{S}} = 1,23 - 0,23 = 1 \text{ кг},$$

Приняв, что оставшаяся сера связана с железом в FeS , находим количество FeS :

Продолжение приложение А

Количество железа в шлаке: $G_{Fe}^{шл} = G_{шл} \cdot \frac{(Fe)}{100} = 83,37 \cdot \frac{46,78}{100} = 39$ кг,

Количество пирротина: $G_{FeS} = G_S \cdot \frac{\mu_{FeS}}{\mu_S} = 1 \cdot \frac{87,92}{32,07} = 2,74$ кг,

Количество железа в пирротине: $G_{Fe}^{FeS} = G_{FeS} - G_S = 2,74 - 1 = 1,74$ кг,

Содержание магнетита в конвертерном шлаке 10 %.

Количество магнетита в шлаке: $G_{Fe_3O_4}^{шл} = G_{шл} \cdot \frac{(Fe_3O_4)}{100} = 83,37 \cdot \frac{10}{100} = 8,37$ кг,

Количество железо в магнетите:

$$G_{Fe}^{Fe_3O_4} = G_{Fe_3O_4}^{шл} \cdot \frac{3 \cdot \mu_{Fe}}{\mu_{Fe_3O_4}} = 8,37 \cdot \frac{3 \cdot 55,85}{231,55} = 6,06 \text{ кг,}$$

Количество кислорода в магнетите:

$$G_O^{Fe_3O_4} = G_{Fe_3O_4}^{шл} \cdot \frac{4 \cdot \mu_O}{\mu_{Fe_3O_4}} = 8,37 \cdot \frac{4 \cdot 16}{231,55} = 2,31 \text{ кг,}$$

Остается железа на оксид железо II: $G_{Fe}^{FeO} = G_{Fe}^{шл} - G_{Fe}^{FeS} - G_{Fe}^{Fe_3O_4} = 31,2$ кг,

Количество кислорода на FeO: $G_O^{FeO} = G_{Fe}^{FeO} \cdot \frac{\mu_O}{\mu_{Fe}} = 31,2 \cdot \frac{16}{55,85} = 8,9$ кг,

Количество оксид железо II: $G_{FeO}^{шл} = G_{Fe}^{FeO} + G_O^{FeO} = 31,2 + 8,9 = 40,1$ кг,

Количество свинца в шлаке: $G_{Pb}^{шл} = G_{шл} \cdot \frac{(Pb)}{100} = 83,37 \cdot \frac{1,2}{100} = 1$ кг,

Количество оксид свинца (глет): $G_{PbO}^{шл} = G_{Pb}^{шл} \cdot \frac{\mu_{PbO}}{\mu_{Pb}} = 1 \cdot \frac{223,2}{207,2} = 1,07$ кг,

Количество кислорода в глете: $G_O^{PbO} = G_{PbO}^{шл} - G_{Pb}^{шл} = 1,07 - 1 = 0,07$ кг,

Количество цинка в шлаке: $G_{Zn}^{шл} = G_{шл} \cdot \frac{(Zn)}{100} = 83,37 \cdot \frac{2,72}{100} = 2,26$ кг,

Количество оксид цинка: $G_{ZnO}^{шл} = G_{Zn}^{шл} \cdot \frac{\mu_{ZnO}}{\mu_{Zn}} = 2,26 \cdot \frac{81,39}{65,39} = 2,81$ кг,

Количество кислорода в оксид цинке:

$$G_O^{ZnO} = G_{ZnO}^{шл} - G_{Zn}^{шл} = 2,81 - 2,26 = 0,55 \text{ кг,}$$

Продолжение приложение А

Таблица А.4 – Состав и количество конвертерного шлака

Компоненты	FeS	Cu ₂ S	FeO	Fe ₃ O ₄	ZnO	PbO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Прочие	Всего, кг	Всего, %
Cu		0,92									0,92	1,11
Fe	1,74		31,2	6,06							39	46,78
Zn					2,26						2,26	2,72
Pb						1					1	1,2
S	1	0,23									1,23	1,48
O			8,9	2,31	0,55	0,07					11,83	14,19
SiO ₂							20,8				20,8	25
CaO								1,6			1,6	1,92
Al ₂ O ₃									2,35		2,35	2,83
Прочие										2,38	2,38	2,85
Всего, кг	2,74	1,15	40,1	8,37	2,81	1,07	20,8	1,6	2,35	2,38	83,37	100,00
Всего, %	3,28	1,38	48	10	3,37	1,28	25	1,92	2,83	2,85	100,00	

Продолжение приложение А

Расчет определение количества и состава белого матта

Халькозин в конвертер поступает, кг:

Из 100 кг горячего штейна	43,09
Из 15 кг медного концентрата	4,46
Всего	47,55

С конвертерным шлаком увлекается: 1,15

Остается в белом мате 46,4

Количество меди в халькозине:

$$G_{Cu}^{Cu_2S} = G_{Cu_2S} \cdot \frac{2 \cdot \mu_{Cu}}{\mu_{Cu_2S}} = 46,4 \cdot \frac{2 \cdot 63,54}{159,15} = 37,05$$

Количество серы в халькозине:

$$G_S^{Cu_2S} = G_{Cu_2S} - G_{Cu}^{Cu_2S} = 46,4 - 37,05 = 9,35 \text{ кг}$$

Общее количество Cu_2S и металлической меди, образующих белый матт:

$$G = G_{Cu_2S} + G_{Cu}^{\text{мед.конц.}} = 46,4 \text{ кг}$$

Сумма меди и серы в белом матте составляет 96% и 4% приходится на прочие. Количество белого матта:

$$G_{\text{бел.матт}} \frac{46,4}{0,96} = 48,3$$

Количество прочих в белом матте:

$$G_{\text{прочие}}^{\text{бел.матт}} = 48,3 \cdot 0,04 = 1,93 \text{ кг}$$

Продолжение приложение А

Таблица 9 – Количество и состав белого матта

Компоненты	Cu	S	Прочие	Всего, кг
Cu ₂ S	37,05	9,35		46,4
Прочие			1,93	1,93
Всего	37,05	9,35	1,93	48,33

Окисление железа, цинка и свинца

В конвертерном шлаке содержится железа в форме магнетита:

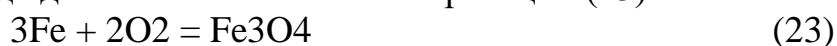
$$G_{Fe}^{Fe_3O_4} = G_{Fe_3O_4}^{шл} \cdot \frac{3 \cdot \mu_{Fe}}{\mu_{Fe_3O_4}} = 8,37 \cdot \frac{3 \cdot 55,85}{231,55} = 6,05 \text{ кг},$$

С горячим штейном железа в форме магнетита вводится $G_{Fe}^{Fe_3O_4} = 3,31$ кг,

Всего в процесс поступает железа в форме магнетита: 3,31 кг,

Окисляется железа кислородом дутья до магнетита: $6,05 - 3,31 = 2,74$ кг,

Количество кислорода для окисления железа по реакции (23):



составит

$$G_O = G_{Fe} \cdot \frac{4 \cdot \mu_O}{3 \cdot \mu_{Fe}} = 2,74 \cdot \frac{4 \cdot 16}{3 \cdot 55,85} = 1,04 \text{ кг}$$

Продолжение приложение А

В конвертерном шлаке содержится железа в форме FeO:

$$G_{Fe}^{FeO} = G_{FeO}^{шл} \cdot \frac{\mu_{Fe}}{\mu_{FeO}} = 40,1 \cdot \frac{55,85}{71,55} = 31,3 \text{ кг},$$

С кварцевой рудой поступает железа в форме FeO:

$$G_{Fe}^{FeO} = G_{кв.руда} \cdot \frac{C_{Fe}}{100} = 30,52 \cdot \frac{1,434}{100} = 0,437 \text{ кг},$$

Окисляется железа кислородом дутья до FeO в количестве:
 $31,3 - 0,437 = 30,86 \text{ кг},$

Количество кислорода для окисления железа по реакции (24):



составит:

$$G_O = G_{Fe} \cdot \frac{\mu_O}{\mu_{Fe}} = 31,3 \cdot \frac{16}{55,85} = 8,96 \text{ кг},$$

Всего на окисление железа теоретически требуется кислорода:

$$8,96 + 1,04 = 10 \text{ кг},$$

В конвертерном шлаке содержится цинк в форме ZnO:

$$G_{Zn}^{ZnO} = G_{шл} \cdot \frac{C_{Zn}}{100} = 83,37 \cdot \frac{2,72}{100} = 2,26 \text{ кг},$$

Количество кислорода для окисления цинка по реакции (25):



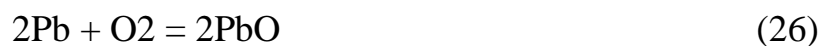
составит:

$$G_O = G_{Zn} \cdot \frac{\mu_O}{\mu_{Zn}} = 2,26 \cdot \frac{16}{65,39} = 0,55 \text{ кг},$$

В конвертерном шлаке содержится свинец в форме PbO:

$$G_{Pb}^{PbO} = G_{шл} \cdot \frac{C_{Pb}}{100} = 83,37 \cdot \frac{1,2}{100} = 1 \text{ кг},$$

Количество кислорода для окисления свинца по реакции (26):



составит:

Продолжение приложение А

$$G_O = G_{Pb} \cdot \frac{\mu_O}{\mu_{Pb}} = 1 \cdot \frac{16}{207,2} = 0,077 \text{ кг}$$

Расчет определение количества и состава отходящих газов

В первый период конвертирование поступает сера с горячим штейном, медным концентратом и кварцевой рудой.

Количество поступающей серы:

$$G_S = G_S^{\text{шт}} + G_S^{\text{кв.руда}} + G_S^{\text{мед.конц}} = 26,72 + 1,04 + 5,02 = 32,78 \text{ кг}$$

Часть серы увлекается со шлаком и белым матом:

$$G_S = G_S^{\text{шл}} + G_S^{\text{бел.матт}} = 9,35 + 1,23 = 10,58 \text{ кг}$$

Остается серы : $G_S = 32,78 - 10,58 = 22,2 \text{ кг}$

Вся сера окисляется до SO₂. Количество SO₂:

$$G_{SO_2} = G_S \cdot \frac{\mu_{SO_2}}{\mu_S} = 22,2 \cdot \frac{64,07}{32,07} = 44,35 \text{ кг}$$

Количество кислорода для окисления серы:

$$G_O = G_{SO_2} - G_S = 44,35 - 22,2 = 22,15 \text{ кг}$$

Количество цинка в отходящих газах:

$$G_{Zn} = G_{Zn}^{\text{шт}} - G_{Zn}^{\text{шл}} = 1,52 - 0,68 = 0,84 \text{ кг}$$

Количество свинца в отходящих газах:

$$G_{Pb} = G_{Pb}^{\text{шт}} - G_{Pb}^{\text{шл}} = 1,73 - 0,75 = 0,98 \text{ кг}$$

Свинец в газах находится в виде PbO. Расчет количество кислорода для окисления свинца:

$$G_O = G_{Pb} \cdot \frac{\mu_O}{\mu_{Pb}} = 0,98 \cdot \frac{16}{207,2} = 0,07 \text{ кг}$$

Всего теоретическое количество кислорода для окисления Fe, Pb, Zn и S:

$$8,96 + 0,55 + 0,077 + 22,15 + 0,07 + 1,04 = 32,85 \text{ кг}$$

В практике использование кислорода ванной конвертера 96 %,

Продолжение приложение А

Следовательно, практическое количество кислорода:

$$G_0^{\text{прак}} = \frac{G_0^{\text{теор}}}{0,96} = \frac{32,85}{0,96} = 34,21 \text{ кг}$$

Избыток кислорода: $G_0^{\text{изб}} = G_0^{\text{прак}} - G_0^{\text{теор}} = 34,21 - 32,85 = 1,36 \text{ кг}$

При 23 % содержания кислорода в воздухе необходимо в первом периоде подать воздух:

$$G_{\text{воздух}} = \frac{G_0^{\text{прак}}}{0,23} = \frac{34,21}{0,23} = 148,7 \text{ кг}$$

Количество азота в воздухе:

$$G_N^{\text{воздух}} = G_{\text{воздух}} \cdot 0,77 = 148,7 \cdot 0,77 = 114,5 \text{ кг}$$

Таблица А.6 – Состав и количество отходящих газов первого периода

Газ	S	O	N	Zn	Pb	H ₂ O	Вес, кг	объем, м ³	% (объемный)
SO ₂	22,2	22,15					44,35	15,5	14
O ₂		1,36					1,36	0,95	0,86
N ₂			114,5				114,5	91,67	83
Zn				0,84			0,84	0,29	0,26
PbO		0,077			0,98		1,05	0,1	0,09
H ₂ O						1,52	1,52	1,9	1,72
Всего	22,2	23,59	114,55	0,84	0,98	1,52	163,63	110,41	100,00

Таблица А.7 – Материальный баланс первого периода

Продолжение приложение А

Материалы и продукты плавки	Всего	Cu	Fe	S	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Zn	Pb	O ₂	N ₂	H ₂ O	Прочие
Поступило													
Штейн горячий	100,00	34,42	33,1	26,72				1,52	1,73	1,26			1,25
Медный концентрат	15,00	3,57	3,72	5,02	0,045	0,09	0,047	1,449	0,393				0,663
Кремнистый флюс	30,52		2,18	1,02	1,24	20,75	2,75			0,12		1,52	2,42
Воздух	148,7									34,21	114,5		
Всего	294,22	37,99	39	32,78	1,285	20,84	2,796	2,97	2,12	35,6	114,5	1,52	4,333
Полученно													
Белый матт	48,33	37,05		9,35									1,93
Шлак	83,37	0,92	39	1,23	1,6	20,8	2,35	2,26	1	11,83			2,38
Газы	163,63			22,2				0,84	0,98	23,59	114,5	1,52	
Всего	295,33	37,97	39	32,78	1,6	20,8	2,35	3,1	1,98	35,42	114,5	1,52	4,31

Продолжение приложение А

Расчет технологического процесса второго периода

Расчет количества и состава черновой меди и отходящих газов

При продувке белого матта полусернистая медь окисляется с образованием металлической меди и SO_2 .

Продуктами процесса являются черновая медь, газы и небольшое количество так называемой изгари, образующейся из примесей, содержащихся в белом мате, остатков шлака от первого периода и окислившейся меди.

По практическим данным извлечение меди из белого матта в черновой металл 99,5 %. Отсюда, количество меди, извлекаемой в черновой металл:

$$G_{Cu}^{ч.Сu} = G_{Cu}^{бел.матт} \cdot 0,995 = 37,05 \cdot 0,995 = 36,86 \text{ кг}$$

При содержании в черновой меди 99% Cu количество черновой меди:

$$G_{ч.Сu} = \frac{G_{Cu}^{ч.Сu}}{0,99} = \frac{36,86}{0,99} = 37,23$$

Серы в черновой меди 0,1 %, что составляет:

$$G_S^{ч.Сu} = G_{ч.Сu} \cdot 0,001 = 37,23 \cdot 0,001 = 0,037 \text{ кг}$$

Всего серы в белом матте 8,52 кг, следовательно, необходимо окислить серы:

$$G_S = G_S^{бел.матт} - G_S^{ч.Сu} = 9,35 - 0,037 = 9,313 \text{ кг}$$

Вся сера окисляется до SO_2 , следовательно, количество SO_2 :

$$G_{SO_2} = G_S \cdot \frac{\mu_{SO_2}}{\mu_S} = 9,31 \cdot \frac{64,07}{32,07} = 18,6 \text{ кг}$$

Количество кислорода для окисления серы:

$$G_O = G_{SO_2} - G_S = 18,6 - 9,313 = 9,29 \text{ кг}$$

Практические данные показывает, что использование кислорода ванной конвертера 96 %, следовательно, практическое количество кислорода:

$$G_O^{прак} = \frac{G_O^{теор}}{0,96} = \frac{9,29}{0,96} = 9,68 \text{ кг}$$

Избыток кислорода:

Продолжение приложение А

$$G_0^{\text{изб}} = G_0^{\text{прак}} - G_0^{\text{теор}} = 9,68 - 9,29 = 0,39 \text{ кг}$$

При 21 % содержания кислорода в воздухе необходимо во втором периоде подать воздух:

$$G_{\text{воздух}} = \frac{G_0^{\text{прак}}}{0,21} = \frac{9,68}{0,21} = 46,09 \text{ кг}$$

Количество азота в воздухе:

$$G_N^{\text{воздух}} = G_{\text{воздух}} \cdot 0,79 = 46,09 \cdot 0,79 = 36,41 \text{ кг}$$

Таблица А.8 – Состав и количество отходящих газов второго периода

Газ	S	O	N	Вес, кг	Объем, м ³	% (объемный)
SO ₂	9,313	9,29		18,603	6,5	17,97
O		0,39		0,39	0,54	1,49
N			36,41	36,41	29,128	80,53
Всего	9,313	9,68	36,41	55,403	36,17	100,00

Таблица А.9 – Материальный баланс второго периода

Материалы и продукты плавки	Всего	Cu	S	O	N	Прочие
Поступило						
Белый матт	48,33	37,05	9,35			1,93
Воздух	46,09			9,68	36,41	
Всего	34,42	37,05	9,35	9,68	36,41	1,93
Получено						
Черновая медь	37,73	36,86	0,037			0,33
Газы	55,403		9,313	9,68	36,41	
Изгарь	1,71	0,19				1,52
Всего	94,34	37,05	9,35	9,68	36,41	1,85

Продолжение приложение А

Сводный материальный баланс

При составлении сводного материального баланса учитывается пыль унос в размере 1 % от всех жидких и твердых материалов, загружаемых в конвертер. От суммарного прихода каждого из элементов шихты в пыль снимается 1 %. В результате соответственно уменьшается количество данного элемента в жидких продуктах процесса – черновом металле и шлаке, пропорционально его содержанию в этих продуктах.

Распределение меди между черновым металлом и шлаком:

В черновом металле меди	36,86 кг	97,56 %
В шлаке	0,92 кг	2,44 %
Всего	37,78 кг	100 %

Соответственно этому распределению снимается в пыль за счет черного металла: $37,78 \cdot 0,01 \cdot 0,98 = 0,37$ кг

За счет шлака: $37,78 \cdot 0,01 \cdot 0,03 = 0,01$ кг

Отсюда, количество меди в черновом металле: $36,86 - 0,37 = 36,49$ кг

Меди в шлаке: $0,92 - 0,03 = 0,88$ кг

Распределение железа в шлак:

Железо в шлаке 39 кг 100%

Снимается пыль за счет шлака: $39 \cdot 0,01 = 0,39$ кг

Количество железа в шлаке: $39 - 0,39 = 38,61$ кг

Распределение серы между черновым металлом и шлаком:

В черновом металле серы	0,037 кг	2,92 %
В шлаке	1,23 кг	97,08 %
Всего	1,267 кг	100 %

Снимается пыль за счет черного металла: $1,267 \cdot 0,01 \cdot 0,03 = 0,0004$ кг

За счет шлака: $1,267 \cdot 0,01 \cdot 0,97 = 0,01$ кг

Количество серы в черновом металле: $0,037 - 0,0004 = 0,0366$ кг

В шлаке: $1,23 - 0,01 = 1,22$ кг

Распределение оксида кремния в шлак: 20,8 кг 100%

Снимается пыль за счет шлака: $20,8 \cdot 0,01 = 0,208$ кг

Количество оксида кремния в шлаке: $20,8 - 0,208 = 20,592$ кг

Распределение оксида кальция в шлак: 1,6 кг 100%

Снимается пыль за счет шлака: $1,6 \cdot 0,01 = 0,016$ кг

Количество оксида кальция в шлаке: $1,6 - 0,016 = 1,584$ кг

Распределение оксида алюминия в шлаке: 2,35 кг 100%

Снимается пыль за счет шлака: $2,35 \cdot 0,01 = 0,0235$ кг

Количество оксида кальция в шлаке: $2,35 - 0,0235 = 2,3265$ к

Распределение прочих:

В черновой металл:	0,33 кг	12,18 %
В шлак	2,38 кг	87,82 %
Всего	2,71 кг	100 %

Снимается пыль за счет чернового металла: $2,71 \cdot 0,01 \cdot 0,12 = 0,003$ кг

За счет шлака: $2,71 \cdot 0,01 \cdot 0,88 = 0,02$ кг

Количество прочих в черновой меди: $0,33 - 0,003 = 0,327$ кг

В шлаке: $2,38 - 0,02 = 2,36$ кг

Продолжение приложение А

Таблица А.10 – Сводный материальный баланс процесса конвертирования медного штейна

Материалы и продукты плавки	Всего	Cu	Fe	S	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Zn	Pb	O	N	H ₂ O	прочие
Поступило													
Штейн горячий	100,00	34,42	33,1	26,72				1,52	1,73	1,26			1,25
Медный концентрат	15,00	3,57	3,72	5,02	0,045	0,09	0,0465	1,449	0,393				0,663
Кремнистый флюс	30,52		2,18	1,04	1,24	20,75	2,75			0,12		1,52	2,42
Воздух	194,8									43,89	150,91		
Всего	340,32	37,99	39	32,78	1,29	20,84	2,79	2,97	2,12	45,27	150,91	1,52	4,33
Получено													
Черновая медь	36,86	36,49		0,0366									0,33
Шлак	82,68	0,88	38,61	1,22	1,584	20,592	2,33	2,26	1	11,83			2,38
Газы	219,033			31,513				0,84	0,98	33,27	150,91	1,52	
Пыль	1,19	0,40	0,39	0,01	0,016	0,208	0,024	0,0	0,14				0,03
Изгарь	1,71	0,19											1,52
Всего	341,47	37,96	39	32,78	1,6	20,8	2,35	3,1	2,12	45,1	150,91	1,52	4,23

Продолжение приложение А

Расчет теплового баланса конвертора

Тепловой баланс процесса рассчитывается на основании данных материальных балансов по периодам при значениях температур и теплоемкостей материалов и продуктов процесса, принимаемых по данным практики и исследований.

Таблица А.11 - Температуры и теплоемкости материалов и продуктов процесса конвертирования медного штейна

Материалы и продукты плавки	Температура		Теплоемкость, Дж /кг·°С
	I период	II период	
Штейн горячий	1100		0,2
Воздух	70	70	0,31
Белый матт	1250	1250	0,18
Черновая медь		1200	0,108
Шлак	1200		0,295
Газы	1000	1200	0,536
Поверхность кожуха конвертера	200	300	
Внутренняя полость конвертера	1300	1350	

Тепловой баланс первого периода

Расчет прихода тепла

Стандартная температура $t_0=25$ °С

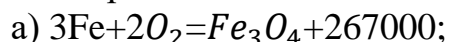
Физическое тепло горячего штейна:

$$Q_{шт} = G_{шт} \cdot c_{шт} (t_{шт} - t_0) = 100 \cdot 0,2 \cdot (1100 - 25) = 21500 \text{ Дж},$$

Физическое тепло воздуха:

$$Q_d = G_d \cdot c_d (t_d - t_0) = 119,58 \cdot 0,31 \cdot (70 - 25) = 1668,08 \text{ Дж},$$

Тепло реакций окисления железа (расчет по железу):



$$q_1 = \frac{267000}{3 \cdot 55,85} \cdot 2,74 = 4366,3 \text{ Дж},$$

Продолжение приложение А

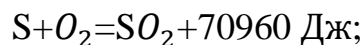
б) $\text{Fe} + 0,5\text{O}_2 = \text{FeO} + 63700$;

$$q_2 = \frac{63700}{55,85} \cdot 31,3 = 35699,4 \text{ Дж,}$$

Всего от окисления железа до магнетита и закиси:

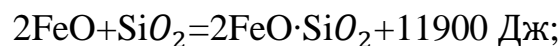
$$Q_{\text{Fe}} = q_1 + q_2 = 4366,3 + 35699,4 = 40065,4 \text{ Дж,}$$

Тепло реакций окисления серы (расчет по сере):



$$Q_S = \frac{70960}{32,07} \cdot 22,2 = 49121 \text{ Дж,}$$

Тепло реакций шлакообразования (расчет по количеству железа, окисляющегося до FeO):



$$Q_{\text{шл}} = \frac{11900}{2 \cdot 55,85} \cdot 31,3 = 2223 \text{ Дж,}$$

Всего приход тепла составит:

$$Q_{\text{прих}} = Q_{\text{шт}} + Q_{\text{Fe}} + Q_S + Q_{\text{д}} + Q_{\text{шл}} = 114577,78 \text{ Дж,}$$

Расчет расхода тепла

Тепло белого матта:

$$Q_{\text{б.м}} = G_{\text{б.м}} \cdot c_{\text{б.м}} (t_{\text{б.м}} - t_0) = 48,33 \cdot 0,18 \cdot (1250 - 25) = 10656,8 \text{ Дж,}$$

Тепло шлака:

$$Q_{\text{шл}} = G_{\text{шл}} \cdot c_{\text{шл}} (t_{\text{шл}} - t_0) = 83,37 \cdot 0,295 \cdot (1200 - 25) = 28898,1 \text{ Дж,}$$

Тепло, уносимое отходящими газами:

$$\begin{aligned} Q_{\Gamma} &= (V_{\text{SO}_2} \cdot c_{\text{SO}_2} + V_{\text{O}_2} \cdot c_{\text{O}_2} + V_{\text{N}_2} \cdot c_{\text{N}_2} + V_{\text{H}_2\text{O}} \cdot c_{\text{H}_2\text{O}}) \cdot (t_{\Gamma} - t_{\text{ст}}) = \\ &= (15,5 \cdot 0,536 + 0,95 \cdot 0,353 + 91,67 \cdot 0,334 + 1,9 \cdot 0,41) \cdot (1000 - 25) = \end{aligned}$$

Продолжение приложение А

$$= 39040,95 \text{ Дж}$$

Тепло эндотермических процессов:

а) $\text{FeS} = \text{Fe} + \text{S} - 22720 \text{ Дж}$, (расчет по количеству сульфидного железа, которого имеем 39 кг);

$$Q_{\text{дис FeS}} = \frac{22720}{55,85} \cdot 39 = 15865,3 \text{ Дж},$$

б) $\text{FeS} + \text{Fe}_3\text{O}_4 = \text{FeO} + \text{SO}_2 - 96760 \text{ ккал}$;

$$Q_{\text{FeS} + \text{Fe}_3\text{O}_4} = \frac{(3,72+5,02) \cdot 96700}{87,92} = 9618,8 \text{ Дж},$$

в) $\text{FeS}_2 = \text{FeS} + \text{S} - 19800 \text{ ккал}$;

$$Q_{\text{дис FeS}_2} = \frac{(3,72+5,02) \cdot 19800}{87,92} = 1968,3 \text{ Дж},$$

г) $\text{Cu}_2\text{O} = 2\text{Cu} + 0,5\text{O}_2 - 39840 \text{ ккал}$;

$$Q_{\text{дис Cu}_2\text{O}} = \frac{0,92 \cdot 39840}{2 \cdot 63,54} = 288,42 \text{ Дж},$$

д) $\text{CaO} + \text{SiO}_2 = \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2 - 19700 \text{ ккал}$;

$$Q_{\text{CaO} + \text{SiO}_2} = \frac{1,62 \cdot 22720}{56,08} = 648,2 \text{ Дж},$$

Всего на эндотермические процессы затрачивается тепла:

$$Q_{\text{энд}} = 12523,7 \text{ Дж}$$

Потер тепла во внешнюю среду. Считаем балансовое время переработки 100 кг штейна при суточной производительности 450 т/сутки:

$$\tau_{\text{бал}} = \frac{24}{450} \cdot 0,1 = 0,005 \text{ часа}$$

Продолжение приложение А

Балансовое время I и II периодов определяется из отношения количество воздуха, поданного в I и II периодах:

$$\tau_1 = \frac{0,005}{194,66} \cdot 152,65 = 0,0042 \text{ часа}; \quad \tau_2 = \frac{0,005}{194,66} \cdot 42,01 = 0,0042 \text{ часа};$$

а) Потер тепла поверхности кожуха конвертера.

Поверхность кожуха конвертера вычисляется как поверхность цилиндра диаметром 3,96 и длиной 9,65 м за вычетом площади горловины 6,2 м² с учетом ребристости кожуха.

Коэффициент ребристости по практическим данным принимается $k_{реб}=1,4$, значит:

$$S_{ст} = k_{реб} \cdot \left(\frac{\pi \cdot D^2}{4} \cdot 2 + \pi \cdot D \cdot L - S_{гор} \right)$$

$$S_{ст} = 1,4 \cdot \left(\frac{3,14 \cdot 3,96^2}{4} \cdot 2 + 3,14 \cdot 3,96 \cdot 9,65 - 6,2 \right) = 193,78 \text{ м}^2$$

При температуре наружной поверхности кожуха 200 °С $q_{уд} = 3500 \text{ Дж} / \text{м}^2 \cdot \text{час}$:

$$Q_{изл} = q_{уд} \cdot S_{гор} \cdot \tau_1 = 200000 \cdot 6,2 \cdot 0,0042 = 5152,78 \text{ Дж}$$

Всего потери тепла во внешнюю среду:

$$Q_{вн} = Q_{ст} \cdot Q_{изл} = 2818,32 + 5152,78 = 7971,09 \text{ Дж}$$

Всего расход тепла составит:

$$Q_{расх} = Q_{б.м} + Q_{шл} + Q_{г} + Q_{энд} + Q_{вн} = 118021,58 \text{ Дж}$$

На основании проделанных расчетов составляется тепловой баланс первого периода.

Продолжение приложение А

Таблица А.12 – Тепловой баланс первого периода (на 100 кг горячего штейна)

Приход тепла			Расход тепла		
Статьи прихода	Дж	%	Статьи расхода	Дж	%
Тепло горячего штейна	21500,00	18,76	Тепло белого матта	10656,8	9,30
Тепло воздуха	1668,08	1,46	Тепло шлака	28898	25,2
Тепло реакций окисления железа	40065,7	34,83	Тепло газов	39040,95	34,07
Тепло реакций окисления серы	49121	42,87	Тепло эндотермических реакций	26621,96	23,23
Тепло шлакообразования	2223	1,94	Тепло, теряемое во внешнюю среду	7971,09	6,96
Всего	114577,8	100,00	Невязка баланса	1389	1,21
			Всего	114577,8	100,00

Тепловой баланс второго периода

Расчет прихода тепла

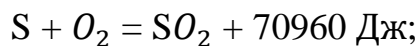
Тепло белого матта (рассчитано в первом периоде)

$$Q_{б.м} = 10656,8 \text{ Дж,}$$

Тепло воздуха:

$$Q_d = V_d \cdot c_d(t_d - t_0) = 33,89 \cdot 0,31 \cdot (70 - 25) = 472,82 \text{ Дж,}$$

Тепло реакций окисления серы (расчет по сере):



$$Q_s = \frac{70960}{32,07} \cdot 9,313 = 20606,5 \text{ Дж,}$$

Продолжение приложение А

Всего приход тепла составит:

$$Q_{\text{прих}} = Q_{\text{б.м}} + Q_{\text{д}} + Q_{\text{с}} = 31736,12 \text{ Дж,}$$

Расчет расхода тепла

Тепло черновой меди при температуре 1200 °С:

$$Q_{\text{ч.сu}} = G_{\text{ч.сu}} \cdot c_{\text{ч.сu}} (t_{\text{ч.сu}} - t_0) = 36,86 \cdot 0,108 \cdot (1200 - 25) = 4677,5 \text{ Дж,}$$

Тепло газов:

$$Q_{\text{г}} = (V_{\text{SO}_2} \cdot c_{\text{SO}_2} + V_{\text{O}_2} \cdot c_{\text{O}_2} + V_{\text{N}_2} \cdot c_{\text{N}_2}) \cdot (t_{\text{г}} - t_{\text{ст}}) = \\ = (6,5 \cdot 0,536 + 0,54 \cdot 0,353 + 29,128 \cdot 0,334) \cdot (1200 - 25) = 15747,4 \text{ Дж}$$

Тепло эндотермических процессов:

$\text{Cu}_2\text{S} = 2\text{Cu} + \text{S} - 23030 \text{ Дж}$, (расчет по сере):

$$Q_{\text{г}} = \frac{23030}{32,07} \cdot 9,313 = 6687,8 \text{ Дж}$$

Потери тепла во внешнюю среду:

а) Потер тепла стенками: для $t_{\text{кож}}=300^\circ\text{C}$ $q_{\text{уд}} = 6500 \text{ Дж} / \text{м}^2 \cdot \text{час}$:

$$Q_{\text{г}} = 6500 \cdot 193,78 \cdot 0,0012 = 1515,86 \text{ Дж,}$$

Излучение горловиной: для $t_{\text{внут}}=1350^\circ\text{C}$ $q_{\text{уд}} = 240000 \text{ Дж} / \text{м}^2 \cdot \text{час}$:

$$Q_{\text{г}} = 240000 \cdot 6,2 \cdot 0,0012 = 1752,67 \text{ Дж,}$$

Всего расход тепла составит:

$$Q_{\text{расх}} = Q_{\text{ч.сu}} + Q_{\text{г}} + Q_{\text{энд}} + Q_{\text{ст}} + Q_{\text{изл}} = 30381,23 \text{ Дж}$$

Продолжение приложение А

Таблица А.13 – Тепловой баланс второго периода

Приход тепла			Расход тепло		
Статьи прихода	Дж	%	Статьи расхода	Дж	%
Тепло белого матта	10656,8	33,58	Тепло черновой меди	4677,5	14,74
Тепло воздуха	472,82	1,49	Тепло газов	15747,4	49,62
Тепло реакций окисления серы сери	20606,5	64,93	Тепло эндотермических реакций	6687,8	21,07
Всего	31736,12	100,00	Тепло теряемое во внешнюю среду	3236,25	10,2
			Невязка баланса	1387,17	4,37
			Всего	31736,12	100,00

Таблица А.14 – Сводный тепловой баланс конвертера

Приход тепла			Расход тепла		
Статьи прихода	Дж	%	Стать расхода	Дж	%
Тепло горячего штейна	21500,00	15,85	Тепло черновой меди	4677,5	3,45
Тепло воздуха	2140,90	1,58	Тепло шлака	28898	21,3
Тепло реакций окисления Fe	40065,7	29,53	Тепло газов	54788,35	40,4
Тепло реакций окисления серы	69727,5	51,4	Тепло эндотермических реакций	33309,76	24,55
Тепло шлакообразования	2223	1,64	Тепло теряемое во внешнюю среду	11207,35	8,26
Всего	135657,1	100,00	Невязка баланса	2776,17	2,04
			Всего	135657,1	100,00