

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

НАО Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт им. О. Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

Ирменов Данияр Кобландиевич

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: Шахтная плавка свинцовых концентратов

специальность 6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество 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

Заведующая кафедрой
«Металлургия и обогащение
полезных ископаемых»,

к.т.н., ассоциированный
профессор

 Барменшинова М.Б.
« 13 » 06 2023 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

дипломной работы


на тему: Шахтная плавка свинцовых концентратов

ОП 6B07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых


Выполнил

Ирменов Д.К.

Рецензент,
Доктор PhD, руководитель лаборатории
перспективных материалов и технологий
Казахстанско-Британского технического
университета,

 Шарипов Р.Х.
« 13 » 06 2023 г.

Научный руководитель,
доктор PhD, старший преподаватель кафедры
«Металлургия и обогащение полезных
ископаемых»

 Алтайбаев Б.Т.
« 13 » 06 2023 г.

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество Казахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И. Сатпаева

Горно – металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

ОП 6В07203 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых



УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедрой

«Металлургия и обогащение
полезных ископаемых»,

К.Т.Н. ассоциированный
профессор

Барменшинова М.Б.

« 11 » 2023 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломной работы

Обучающемуся Ирменов Данияр Кобландиевич

Тема: «Шахтная плавка свинцовых концентратов»

Утверждено приказом Председателя Правления – ректора университета от «23» ноября 2022 года № 408-П/Ө

Срок сдачи законченной работы «9» июня 2023 г.

Исходные данные к дипломной работе: Данные ТОО «Казцинк»

Краткое содержание дипломной работы:

а) Литературный обзор современного состояния производства свинца и способов переработка полупродуктов и оборотных материалов свинцового производства;

б) Металлургические расчеты;


Перечень графического материала (с указанием обязательных чертежей) 10 презентаций в формате PowerPoint

Рекомендуемая основная литература: из 16 наименований.

ГРАФИК
подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Введение	11.03.2023 г.	
Литературный обзор	25.03.2023 г.	
Металлургические расчеты	08.04.2023 г.	
Заключение	22.04.2023 г.	

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

Наименования разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписи	Подпись
Технологическая часть работы	Алтайбаев Б.Т. доктор PhD, старший преподаватель кафедры МиОПИ	11.05.2023	
Нормоконтроль	Джуманкулова С.К. доктор PhD, старший преподаватель кафедры МиОПИ	09.06.2023	С. Джуманкулова

Научный руководитель



Алтайбаев Б.Т.

Задание принял к исполнению обучающийся



Ирменов Д.К.

Дата

«28» 11 2023 г.

АНДАТПА

Аталған дипломдық жобада қорғасын концентраттарын агломерациялық күйдіру және алынған агломератты шахталық балқыту процесі қарастырылады.

Практика және әдебиет мәліметтерінің негізінде режимдік параметрлер таңдалып және қорғасынның концентраттарын агломерациялық күйдіру мен шахталық балқыту әдістерінің теориясы және тәжірибесі зерттелді.

Жобада технологиялық сызбаны таңдау, технологиялық есептеу жүргізілді. Цехтің негізгі және көмекші қондырғылары таңдалған.

Жобада қоршаған ортаны және еңбекті қорғау мәселелері қажет етілген көлемде қарастырылған.

АННОТАЦИЯ

В данном дипломном проекте рассматривается процесс агломерации свинцовых концентратов и шахтной плавки полученного агломерата.

На основании практических и литературных данных подобраны режимные параметры и изучены теория и практика способов агломерации и шахтной плавки свинцовых концентратов.

В проекте выполнены выбор технологической схемы, технологический расчет. Выбраны основные и вспомогательные агрегаты цеха.

Вопросы экологии и охраны труда учтены в проекте в необходимом объеме.

ABSTRACT

In this thesis project, the process of agglomeration of lead concentrates and shaft smelting of the resulting agglomerate is considered.

On the basis of practical and literature data, regime parameters were selected and the theory and practice of methods for agglomeration and shaft smelting of lead concentrates were studied.

In the project, the choice of a technological scheme, technological calculation were made. The main and auxiliary units of the shop have been selected.

Issues of ecology and labor protection are taken into account in the project to the required extent.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1 Общая пояснительная записка	8
1.1 Краткая характеристика предприятия	8
1.2 Выбор технологической схемы	9
2 Физико-химические основы	11
2.1 Теоретические основы агломерации свинцовых концентратов	11
2.2 Теория шахтной плавки свинцовых агломератов	14
2.3 Устройство и работа агломерационной машины	18
2.4 Устройство и работа шахтной печи	23
3 Расчет технологического процесса	25
3.1 Расчет материального баланса	25
3.2 Расчет оборудования	25
3.3 Тепловой баланс	25
3.4 Расчет воздуходувной системы	25
4 Охрана труда	26
4.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов	26
4.2 Защитные мероприятия	27
Заключение	29
Список использованной литературы	30
Приложение А	31
Приложение Б	40
Приложение В	44
Приложение Г	47

ВВЕДЕНИЕ

Свинец - один из важнейших тяжелых цветных металлов, который нашел широкое применение в быту и промышленности. Потребление свинца в мире стабильное, и Казахстан по запасам свинцовых руд и по производству входит в число передовых предприятий мира. В связи с этим тема дипломного проекта является актуальным.

В проекте предусматривается применение классической схемы: агломерация - шахтная плавка. Выбранная технология, несмотря на известность и внедрения наиболее новых автогенных процессов, не теряет силу, так как шахтная печь является одним из универсальных устройств, не требующих особых подходов в обслуживании и ремонте. Кроме того, производительность шахтной печи считается высоким. Тем не менее, в силу слабой герметичности печи и ужесточением требований экологии в последние годы, данная технология требует усовершенствования.

В последние годы проводятся большие работы по дальнейшей механизации и автоматизации всех операций, связанных с агломерирующим обжигом свинцовых концентратов и шахтной плавкой агломератов.

1 Общая пояснительная записка

1.1 Краткая характеристика предприятия

В металлургии свинца для его получения используются пирометаллургические и гидрометаллургические методы. Наиболее перспективным и наиболее освоенным в промышленности методом является пирометаллургический – шахтная восстановительная плавка с предварительным агломерационным обжигом. Окисленные свинцовые руды залегают в верхних частях рудных залежей и, как правило, к настоящему времени уже отработаны. В настоящее время в металлургическую переработку поступают почти исключительно сульфидные концентраты и относительно редко сульфидные руды. Поэтому обжиг концентратов для превращения сульфидов свинца в оксиды является обязательным. В последние годы в новых автогенных процессах обжиг сочетается с плавлением. Обжиг концентратов относится к процессу их нагревания до температуры, при которой жидкая фаза либо полностью отсутствует, либо появляется в очень небольшом количестве, и обожженный материал претерпевает определенные физико-химические изменения, полезные для последующих металлургических операций. Во время обжига они, как правило, превращают как можно больше сульфида свинца в оксид свинца. Оксид свинца является легко извлекаемой формой при последующей шахтной плавке. Получение сульфатов свинца в продуктах обжига нежелательно, так как при плавлении они будут превращаться в сульфиды. Сульфид свинца переходит в штейн, в результате чего снижается извлечение свинца в черновой металл. Мышьяк и сурьма часто присутствуют в концентратах в небольших количествах, связывая металлы в соединения мышьяка и сурьмы.

При агломерационном обжиге свинцовых концентратов сульфиды свинца и других металлов превращаются главным образом в оксиды, свободные или связанные в силикатную, ферритную или другую форму. Однако образование определенного количества сульфатов неизбежно, поэтому обжарка носит характер окислительного процесса с частичной сульфатизацией. Количество серы, остающейся в обожженном материале, характеризует полноту или степень обжига. Желаемая степень обжига часто определяется составом перерабатываемого сульфидного концентрата. Например, когда в концентрате содержится значительное количество сульфида цинка, требуется наиболее тщательное удаление серы во время обжига. Получение высококачественного агломерата, хорошо обожженного и погруженного, является основной задачей агломерационного обжига.

В процессе восстановительной плавки предварительно окисленного сырья можно получать черновой свинец, содержащий медь, золото, серебро и другие металлы в небольших количествах, а также шлак, содержащий оксид кальция, железо, цинк и минералы пустой породы. Летучие компоненты шихты при плавлении частично сублимируются в газовую фазу и концентрируются в

пыли (цинк, кадмий и др.). Исходя из этого, можно перерабатывать различное сырье, для которого рациональным методом является шахтная восстановительная плавка, позволяющая отделить два основных металла свинцового сырья – свинец и цинк. Цинк из шлака позже может быть восстановлен до металла.

Высокая летучесть металлического цинка позволяет переводить его из шлака в газовую фазу в восстановительной атмосфере, а затем конденсировать в пыль. Несмотря на необходимость дополнительной металлургической операции – окислительного (агломерационного) обжига, восстановительная плавка обладает рядом преимуществ, которые обуславливают ее широкое применение (90%). Восстановительная плавка в шахтной печи с предварительным агломерационным обжигом применима к любому виду сырья: богатому и бедному, сульфидным и окисленным свинцовым концентратам. Поэтому его называют универсальным способом переработки свинцовых концентратов (рис. 1) [10].

1.2 Выбор технологической схемы

Каратау - крупнейшее по запасам полиметаллическое месторождение в СНГ. В недрах Каратау хранится более 2/3 всех элементов периодической таблицы Менделеева. Из сульфидных минералов в месторождениях часто встречаются: халькопирит, борит, платина, также в концентратах содержится цинк до 7%; глинозем до 1,5%; свинец до 2,5%; мышьяк до 1,0%; сурьма 0,55% [1].

Основной задачей при выборе технологической схемы является комплексное использование сырья. Мы провели исследования по разработке безотходной технологии производства свинца, направленной на решение проблемы радикального улучшения использования природных ресурсов, сырья, материалов, топлива и энергии.

При агломерационном обжиге сульфидных свинцовых концентратов решаются две основные задачи:

- 1) окислить сульфиды металлов до желаемой степени;
- 2) спеките полученные оксиды в механически прочный агломерат, получите уплотненный материал, пригодный для шахтной плавки.

Чтобы решить только первую проблему, один концентрат без каких-либо добавок можно медленно сжигать при умеренной температуре, постепенно повышая ее по мере выгорания серы. Одновременное решение двух задач — получение высокой степени обессеривания и хорошей агломерации при обжиге обогащенного сульфидного концентрата без добавления флюсов, вторичного сырья и других несulfидных материалов — трудно реализовать на практике. Во время обжига при агломерации флюсы и другие добавки, а также породообразующие минералы, присутствующие в самом концентрате, оказывают большое влияние на процессы обессеривания и агломерации.

Процесс шахтной плавки преследует цель получения чернового свинца путем получения его из оксидов агломерата. Топливом и восстановителем является кокс, его содержание в шихте составляет 10-13% от массы загружаемой шихты [11].

Выбор этого метода для дипломного проекта был сделан на основе анализа технической литературы и всех методов извлечения свинца. В процессе восстановительной плавки предварительно обожженного сырья можно получить черновой свинец, содержащий медь, золото, серебро и другие металлы в небольших количествах, а также шлак, содержащий оксид кальция, железо, цинк и минералы пустой породы. Летучие компоненты шихты при плавлении частично сублимируются в газовую фазу и концентрируются в пыли (цинк, кадмий и др.). Исходя из этого, можно перерабатывать различное сырье, для которого рациональным методом является шахтная восстановительная плавка, позволяющая отделить два основных металла свинцового сырья – свинец и цинк. Цинк из шлака позже может быть восстановлен до металла.

Проектируемый филиал будет расположен на одном из ведущих заводов корпорации "Казцинк" и будет обеспечен сырьем, топливом, электроэнергией, газом, технической и питьевой водой, транспортом, а главное – человеческими ресурсами. Сырье может быть доставлено на завод и в цех как железнодорожным, так и автомобильным транспортом.

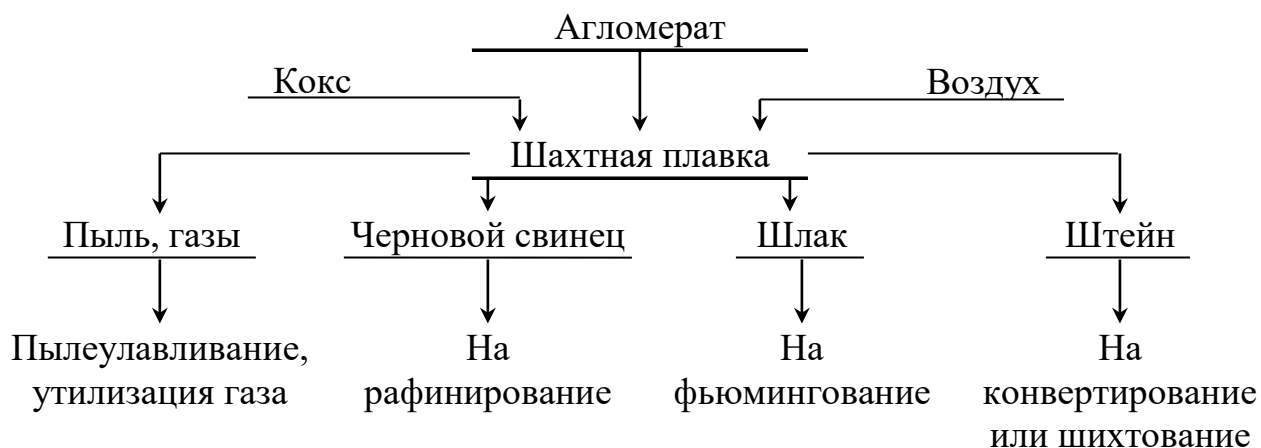


Рисунок 1- Принципиальная схема восстановительной плавки

2 Физико-химические основы

2.1 Теоретические основы агломерации свинцовых концентратов

Минералогический состав свинцового агломерата, полученного в процессе обжига при спекании, может в определенной степени пролить свет на природу различных физико-химических превращений, произошедших в шихте в ходе технологического процесса. Однако к этим данным необходимо относиться с большой осторожностью, поскольку сам метод определения минеральных образований недостаточно надежен, в этом направлении проведено мало исследований, а на конечную структуру агломерата влияют многие факторы: химический, гранулометрический и минералогический состав компонентов обжиговой шихты, режим обжига агломерата, содержание свинца и серы в полученном агломерате.

Агломерационный обжиг - это универсальный метод обжига и конопатки материалов, используемый практически на всех свинцовых заводах. Обычно его проводят на агломерационных машинах при максимальной температуре в обожженном слое 1000-10500°C. При этой температуре в обжиговой шихте появляется жидкая фаза, которая смачивает и цементирует продукты обжига после охлаждения, в результате чего образуется прочный крупнокусковой агломерат.

Рассмотрение обжига отдельных сульфидов металлов показало, что процесс их окисления сопровождается рядом промежуточных реакций взаимодействия и при постепенном повышении температуры последовательно проходит стадии: сульфид — сульфатно—оксидный. При совместном обжиге целого комплекса различных сульфидов металлов и породобразующих минералов взаимодействие компонентов шихты становится еще более сложным. Внутри шихты происходят взаимодействия между сульфидами, сульфататами и оксидами различных металлов, а также между оксидами породобразующих минералов. Взаимодействие между компонентами концентрата и флюсами, специально вводимыми в обжиговую шихту, имеет наибольшее значение.

Применяемые флюсы подразделяются на основные (железная руда, известняк) и кислые (кварц). Рассмотрим поведение потоков во время обжига. Железная руда (чистый оксид железа Fe_2O_3) вводится в обжиговую шихту после соответствующего дробления (до 2-3 мм) и при обжиге имеет следующее значение:

- поскольку более крупный материал увеличивает газопроницаемость шихты, это способствует обессериванию;
- механически разделяет сульфиды металлов, создавая благоприятные условия для их окисления при индивидуальном обжиге;
- поглощает тепло от окисления сульфидов для его нагрева, что задерживает преждевременное спекание и плавление шихты, увеличивает обессеривание, т. е. играет роль терморегулятора процесса обжига;

- при более высоких температурах сульфат свинца разлагается в результате реакции



- в результате обессеривание также увеличивается;
- он взаимодействует с глетом, полученным при обжиге, путем реакции



Последние две реакции образования свинцового феррита полезны, поскольку они способствуют снижению летучести оксида свинца.

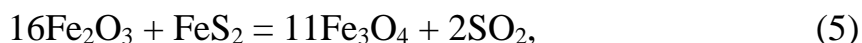
Профессор Кольмейер, изучавший систему $\text{PbO} - \text{Fe}_2\text{O}_3$, определил по диаграммам плавления, что в этой системе возможно образование следующих соединений ферритового типа:



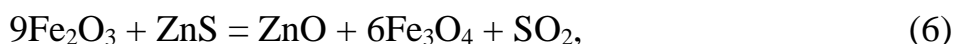
Эти соединения стабильны в твердом состоянии, но разлагаются при сплавлении с образованием тройных смесей HCL , FeO , Fe_2O_3 , из которых, как предполагается, образуется одно химическое соединение



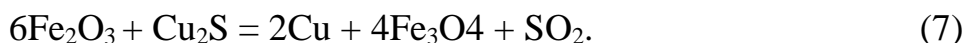
Оксид железа также взаимодействует с оксидами других металлов. Образование ферритов меди и цинка начинается примерно при 650°C и протекает очень интенсивно при температурах $730-750^\circ\text{C}$. Ферриты из оксида цинка являются более стойкими соединениями по сравнению с ферритами из оксида меди. Ферриты из оксида меди и цинка разлагаются оксидом кальция при температурах $800-850^\circ\text{C}$ (в качестве более прочной основы), сернистым ангидридом и сульфидами. Но поскольку при обжиге агломератов нет хорошего контакта между реагирующими веществами, ферриты разлагаются в незначительной степени. Оксид железа реагирует с сульфидами металлов в реакциях, начинающихся при температуре $470-510^\circ\text{C}$.



начиная с $590-700^\circ\text{C}$

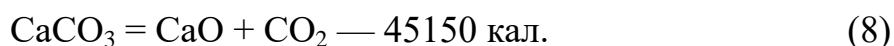


начиная с $600-620^\circ\text{C}$



Оксид железа способствует повышенному обессериванию во время обжига.

Известняк (чистый CaCO_3) вводится в огневую шихту также после соответствующего дробления (до 2-3 мм). Известняк механически разделяет сульфидные частицы, способствует их индивидуальному обжигу, предотвращая спекание. Не выделяя тепла сам по себе, известняк поглощает тепло, выделяемое окисляющимися сульфидами: нагреваясь, он понижает температуру шихты, сохраняя шихту в течение длительного времени в не слежавшемся состоянии, хорошо пропускающем воздух. В случае возможного перегрева шихты известняк диссоциирует в результате реакции



В этом случае известняк служит хорошим терморегулятором и образует плюмбиты кальция CaPbO_2 , а с пероксидом свинца — плюмбаты кальция CaPbO_3 .

Есть два типа сантехников, которые образуются в результате реакций:
метаплюмбат



ортоплюмбат



Свинецсодержащие соединения разлагаются на CaO , PbO и O_2 при температурах 950-1020°C, некоторые из них могут оставаться неразложившимися в свинцовом агломерате.

Взаимодействие известняка с сульфатами тяжелых металлов приводит к образованию сульфата кальция. Он может образовываться во время обжига и в результате прямого сульфатирующего воздействия сернистых газов, выделяющихся при окислении сульфидов на оксид кальция.

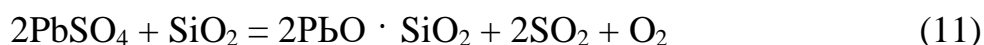
Сульфат кальция является стабильным соединением, которое начинает разлагаться при температурах выше 1000°C, следовательно, значительная его часть останется неразложившейся в свинцовом агломерате. Оксид кальция связывает оксид железа с ферритом кальция, в результате чего окислительное действие оксида железа на сульфиды уменьшается. По этим причинам известняк в обжиговой шихте несколько снижает обессеривание.

Общее влияние известняка на обессеривание при обжиге (положительное и отрицательное) не выяснено. При обжиге шихты, обогащенной известняком, в агломерате всегда наблюдается повышенное содержание сульфатной серы, что происходит главным образом в результате присутствия в нем сульфата кальция.

Кварц (в чистом виде SiO_2) вводят в огневую шихту в измельченном виде

(2-3 мм). Его роль в агломерационном обжиге значительна. Подобно железной руде, он служит терморегулятором, повышает газопроницаемость шихты, механически отделяет сульфидные зерна, предотвращая их спекание, т.е. кварц увеличивает обессеривание при обжиге.

Кварц легко разлагает $PbSO_4$, образуя силикаты свинца, согласно уравнению



Силикатообразование свинца происходит и при непосредственном воздействии SiO_2 на PbO :



Медленное образование силикатов свинца начинается при температурах 710-750°C и резко ускоряется с повышением температуры.

Для получения механически прочного свинцового агломерата необходимо:

1) Подготовьте к обжигу высококачественную шихту, которая хорошо отвечает требованиям обессеривания и спекания

2) Обжиг однородной и тщательно перемешанной шихты таким образом, чтобы жидкая фаза в ней распределялась равномерно и обладала максимальным цементирующим эффектом.

3) Поддерживайте режим агломерационного обжига таким образом, чтобы количество полученной жидкой фазы было достаточным для хорошего спекания.

4) Агломерат следует постепенно охлаждать, чтобы увеличить прочность стекловидного шлака.

Таким образом, в процессе агломерационного обжига свинцовых концентратов сульфиды свинца и других металлов превращаются главным образом в оксиды, свободные или связанные в силикатную или ферритную формы. В этом случае образуется определенное количество сульфатов. Обжиг свинцовых концентратов используется при производстве свинца любым способом, и в результате это становится чрезвычайно важным.

2.2 Теория шахтной плавки свинцовых агломератов

Процесс шахтной плавки преследует цель получения чернового свинца путем получения его из оксидов агломерата. Топливом и восстановителем является кокс, его содержание в шихте составляет 10-13% от массы загружаемой шихты [11].

Шихту, состоящую из агломерата, кокса, вторичных материалов, периодически загружают в печь отдельными порциями на слой предварительно

загруженного кокса. По мере опускания заряда он нагревается, в то время как газы, поступающие снизу вверх, охлаждаются. Таким образом, соблюдается принцип противотока.

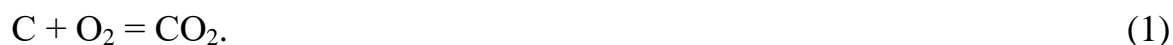
Жидкие продукты плавления собираются в топке печи, а газы выходят через дымоходы. При нормальной работе печи колосниковая решетка должна быть холодной, а отходящие газы должны иметь температуру 150-4000°C.

Условно путь прохождения агломерата можно разделить по температуре на следующие зоны:

- зона приготовления - 150-400 °С;
- зона нагрева - 400-600 °С;
- зона восстановления - 600-900 °С;
- зона шлакообразования - 900-1200 °С.

Во время прохождения этих зон агломерат на каждой из них претерпевает ряд физико-химических изменений.

Во время восстановительной плавки кокс достигает зоны фурмы, образуя постоянный слой. Благодаря кислороду дутья углерод кокса сгорает во фурмах в результате реакции [12]:



Углекислый газ, поднимаясь по шахте печи, реагирует при высоких температурах с углеродом кокса по реакции



При последующем движении газов вверх по шахте печи содержание СО в них уменьшается, а содержание СО₂ увеличивается за счет восстановления оксидов металлов, разложения карбонатов.

Продукты сгорания кокса непрерывно проникают в шихту и оказывают на нее восстановительное действие, одновременно нагревая материалы до температур, при которых происходят химические реакции между твердыми и жидкими компонентами. Горенье

При достижении температуры плавления свинца его металлическая часть выплавляется из агломерата. Жидкий свинец фильтруется через слой шихты, хорошо растворяет золото, серебро и другие металлы (Cu, Sb, Bi). Свинец из свободного глета извлекается реакцией:



Частично свинец из глета восстанавливается твердым углеродом по реакции:



Кроме того, возможно частичное восстановление свинца по схеме:



Свинец, переведенный в силикатную форму, труднее извлекать, чем свободный свинец, поэтому процесс облегчается за счет более прочных оснований:

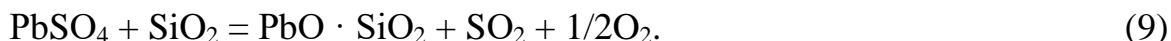


Для извлечения из силикатов свинца требуется определенное количество времени.

Свинцовые ферриты легко восстанавливаются при низких температурах как оксидом, так и твердым углеродом. Восстановление свинца из сульфата осуществляется по схемам:



В присутствии кремнезема разложение сульфата свинца может ускоряться:



При шахтной плавке частично происходит реакция осаждения:



Для проведения этой реакции на многих заводах загружают железную стружку. Медь присутствует в агломерате в виде Cu_2S , $\text{Cu}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$, $\text{Cu}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ и Cu_2S , эти соединения вступают в реакцию:



Часть силиката меди не успевает полностью окислиться и переходит в шлак, увеличивая потери в шлаке, кроме того, в процессе плавки медь растворяется (также Bi, As, Sb и т.д.) в жидком свинце. Таким образом, медь при плавке распределяется между всеми жидкими продуктами плавки.

Цинк присутствует в агломерате в виде: ZnO , ZnS , ZnSO_4 , частично в

феррите $ZnO \cdot Fe_2O_3$. Сульфат цинка частично диссоциирует в результате реакции:



и частично восстанавливается:



Сульфид цинка при плавке переходит в шлак и штейн, является вредной примесью, повышающей плотность и огнеупорность шлака, затрудняет разделение шлака и штейна.

ZnS частично восстанавливается в результате реакции:



Пары увлекаются газовым потоком вверх и окисляются по реакциям:

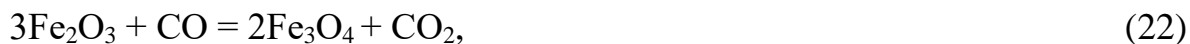


Оксид цинка, присутствующий в агломерате, может вступать в реакцию с восстановителем при температурах выше 1000 0С с высокой концентрацией CO в результате реакций:



Пары цинка уносят с собой свинец и серебро. Оксид цинка стремятся растворить при плавке в готовых известково-железистых силикатах, т.е. превратить его в шлак.

Железо присутствует в агломерате в виде Fe_2O_3 , Fe_3O_4 , FeO . В восстановительной атмосфере идут реакции:



В присутствии SiO_2 протекает взаимодействие:



Это соединение переходит в шлак, придавая ему жидкую плавку, повышая способность растворять сульфиды и оксид цинка.

Оксиды других металлов (CaO, MgO, Al₂O₃) не восстанавливаются или восстанавливаются до меньшей степени окисления (Fe₂O₃ до FeO, Mn₃O₄ до MnO), и те, и другие при плавке превратятся в шлак.

В некоторых случаях, при большом количестве мышьяка в шихте, в ванне образуется спейза. Образование спейзы нежелательно, так как она хорошо взаимодействует с железом, приводит к потере драгоценных металлов.

Кроме того, спейза значительно усложняет обслуживание печи, так как обладает высокой температурой плавления и мгновенно застывает при выходе из топки печи.

При шахтной плавке особое внимание следует уделять процессу шлакообразования. Правильный выбор шлака имеет решающее значение во всем процессе шахтной плавки.

Жидкий, горячий шлак является показателем нормальной работы печи. Температура печи зависит от легкоплавкости шлака и некоторого его перегрева. Потери металла в значительной степени зависят от свойств шлака.

При использовании легкоплавкого шлака процесс плавления опережает процесс извлечения, и металлы, которые не были извлечены, превратятся в шлак. При использовании холодного и вязкого шлака увеличиваются механические потери восстановленного свинца.

Температура плавления шлаков зависит от химического состава, который определяется содержанием SiO₂, FeO, CaO, Al₂O₃, ZnO в шихте. С кремнеземом оксид цинка образует химические соединения с высокой температурой плавления и трудно растворяется в силикатных расплавах, кроме того, оксид цинка также трудно растворяется, и качество шлака ухудшается (температура плавления шлака снижается, вязкость увеличивается).

При наличии оксида алюминия в шихте, что случается очень часто, возможно образование цинковых шпинелей (ZnO · Al₂O₃), которые являются тугоплавкими соединениями. Вредное воздействие оксида цинка на качество шлаков уменьшается с увеличением содержания в них оксида железа из-за образования соединений цинка (типа FeO·ZnO). Вот примерный химический состав шахтного плавильного шлака [13], %: SiO₂ - 18-23, S - до 2, FeO - 30-40, SiO - 14-16, ZnO - до 16, Si₂O - до 0,1.

MgO - резко повышает температуру плавления шлака, CaO - снижает вязкость шлака, MnO - при замене оксида железа делает шлак более легкоплавким.

Соотношение компонентов в шлаке характеризуется кислотностью присутствующих оксидов, т.е. соотношением:

$$K = \frac{(\text{SiO}_2)}{(\text{FeO} + \text{CaO} + \text{MgO} + \text{др.})}. \quad (25)$$

Нормальные шлаки обычно имеют кислотность $K = 1-3$.

2.3 Устройство и работа агломерационной машины

Агломерационный обжиг свинцовых концентратов осуществляется на прямолинейных агломерационных машинах по различным технологическим схемам, в связи с чем существуют:

1) двухэтапный (двухступенчатый) обжиг: во время первого обжига содержание серы в полуобжженном продукте снижается до 6-8%, после чего этот агломерат измельчают, увлажняют и подвергают второму (окончательному) обжигу, при котором получают агломерат, пригодный для плавки (с 1-3% S);

2) одноступенчатый (одноступенчатый) обжиг: подготовленную шихту, состоящую из сульфидных концентратов, флюсов и других добавок, разбавляют серой с большим количеством переработанной агломерационной мелочи до требуемых 6-8% S и на одной стадии обжига хорошо обжигают для получения агломерата, пригодного для плавки. Добавление переработанного агломерата повышает газопроницаемость шихты и ускоряет окисление сульфидов.

Большая часть агломерата после дробления до 6-8 мм возвращается в шихту одноступенчатого обжига для разбавления ее серой, а меньшая часть используется для переплавки в виде крупнокускового агломерата. В результате одноступенчатую стрельбу иногда называют "ответной стрельбой".

Одноступенчатый обжиг позволяет получать агломерат более высокого качества, но в то же время производительность агломерационных машин для агломерата, отправляемого на плавку, снижается, и приходится измельчать большое количество вторичного агломерата;

3) комбинированный обжиг, когда вся шихта подвергается одноступенчатому обжигу, а один из компонентов шихты, наиболее богатый серой, подвергается двухступенчатому обжигу. Благодаря предварительному обжигу порошка из материала с высоким содержанием серы можно уменьшить количество вторичного агломерата, вводимого в шихту для обжига при спекании, чтобы разбавить его в соответствии с содержанием серы.

Для этих условий двухступенчатый обжиг не может быть применен, так как он возможен только при K_2 . Расчет показывает, что для обжига такой шихты с высоким содержанием серы потребовалось бы три последовательных обжига спекания, что является дорогостоящим и непрактичным. Лучше сразу разбавить шихту, богатую серой, мелочевкой обратной агломерации до желаемой степени и получить подходящий агломерат за один прием.

Но не только это обуславливает необходимость использования одноступенчатого обжига. Обжиг по такой технологической схеме имеет ряд преимуществ:

- 1) за счет увеличения газопроницаемости шихты можно более полно сжигать очень мелкие флотационные концентраты;
- 2) можно без труда сжигать концентраты с высокой влажностью;
- 3) неточность при взвешивании шихтовых материалов и их дозировании оказывает меньшее влияние на конечный состав получаемого агломерата (большая инерционность из-за мелких частиц агломерации).;
- 4) допускается введение определенного количества мелкодисперсной пыли в огневой заряд;
- 5) можно выбрать агломерат самого высокого качества для плавки, вернув остальное в обжиговую шихту.

Из различных схем агломерационного обжига предпочтение отдается одноступенчатому обжигу, особенно при переработке цинковых и свинцовых концентратов меньшего размера.

В зависимости от способа подачи воздуха к обожженным сульфидам при спекании свинцовых концентратов существуют:

- стрельба с подсосом воздуха сверху вниз через заряд, перемещаемый по вакуумным камерам;
- обжиг с продувкой снизу вверх.

Обжиг с отсосом несколько сжимает заряд за счет разрежения, в то время как обжиг с продувкой, наоборот, разрыхляет заряд, повышает его газопроницаемость. В то же время воздух лучше используется для полезных реакций окисления сульфидов, концентрация SO_2 в обжиговых газах увеличивается, что облегчает их использование для производства серной кислоты, а производительность машины для получения подходящего агломерата увеличивается.

В свинцово-цинковой промышленности ленточные агломерационные машины впервые стали использоваться начиная с 1900 года. Их эффективные размеры долгое время оставались неизменными: ширина 1,07 м и длина 6,7 м, в результате чего машины с такими габаритами часто называют стандартными. Постепенно, с увеличением производительности свинцовых заводов, были увеличены эффективные размеры агломерационных машин, усовершенствована их конструкция и усовершенствован процесс обжига при спекании.

Ленточная агломерационная машина представляет собой бесконечную ленту, состоящую из множества движущихся тележек (поддонов), тесно прикрепленных друг к другу и опирающихся на раму

Рама состоит из двух параллельно установленных и соединенных между собой стоек. Верхняя часть рамы установлена горизонтально, а нижняя часть наклонена от хвостовой части к головной части машины.

В головной части машины на одном валу установлены два колеса, зубья которых расположены таким образом, что они входят в зазоры между колесами тележек. Между рамами вдоль машины расположены камеры разбавления,

соединенные с экстрактором.

Когда колесо вращается, тележка подхватывается зубьями, поднимается на верхние направляющие и толкается. Таким образом, все стоящие впереди тележки, которые медленно перемещаются по камерам разбавления, достигают конца машины и перемещаются к нижним наклонным направляющим, по которым они скатываются к ведущему колесу в головной части машины.

Агломерация широко применяется во многих отраслях отечественного производства цветных металлов. Стандартные размеры агломерационных машин были увеличены до $325 = 75 \text{ м}^2$. Шымкентский свинцовый завод реконструировал обжиговой цех и установил машину эффективной площадью 75 м^2 с дутьем снизу вверх.

Дутьевой обжиг осуществляется следующим образом. Сначала тонкий слой шихты (25-50 мм) загружается на поддонную решетку машины и поджигается с помощью зажигательной печи, под которой расположена обычная вакуумная камера. Затем на горячий слой шихты загружают второй слой шихты (150-175 мм) и изменяют направление обдува, подавая воздух снизу вверх, по мере того как поддоны перемещаются по камерам вместе с обдувом. Над поддонами установлен колпак для сбора газов, в котором поддерживается вакуум $25-50 \text{ н/м}^2$. Из вытяжного шкафа часть газов направляется в установку по производству серной кислоты, а часть (из хвостовой части машины) более бедных газов выбрасывается в атмосферу после очистки от пыли.

Верхний горизонтальный участок рельсового пути является рабочим: по нему перемещаются тележки, заполненные агломерированным материалом. По нижнему наклонному пути перемещаются опорожненные тележки, которые освобождаются от готового агломерата в хвостовой части машины при перемещении с верхнего на нижний путь, опрокидываясь одновременно с колосниковой решеткой. По нижним направляющим тележки перемещаются на роликах; каждая тележка имеет четыре ролика — по два с каждой стороны.

Тележки изготавливаются из ковкого чугуна или стали. Дно тележки покрыто решетками, ее короткие борта снабжены бортиками. Тележки плотно прилегают друг к другу своими длинными боковыми сторонами, поэтому длина тележки равна активной ширине машины, которая варьируется в широких пределах: 1,0; 1,5; 3,05 м. Эффективная длина машины определяется длиной той ее части, которая расположена над вакуумными камерами. Вагоны имеют длину 6,6, 11, 15 и 25 м, а иногда и больше. Производство ширины машины на ее длину над камерами разбавления дает эффективную площадь машины, выраженную в квадратных метрах.

Машина размерами $1 \times 6,6 = 6,6 \text{ м}^2$ имела только две камеры разбавления длиной 3,3 м и шириной 1,0 Вт каждая. В последние годы, в связи с ростом производства свинца, размеры машин постепенно увеличивались. Агломерационные машины площадью $2 \times 15 = 30 \text{ м}^2$; $3,05 - 15,25 = 46,5 \text{ м}^2$; $2,25 = 50 \text{ м}^2$ больше не являются редкостью. В таких больших машинах устанавливается до 10-12 камер разбавления.

На одном заводе была построена агломерационная машина шириной 3,6 м. Его длина над камерами разрежения составляет более 50 м, и, таким образом, общая площадь спекания достигает почти 200 м². Внешние размеры машины: длина 63 м, ширина 5,4 м и высота 4,5 м. Все движущиеся части настолько хорошо подогнаны и сбалансированы, что тележки приводятся в движение двигателем мощностью 1,5 кВт. Тележки из цельной стали со съемными боковыми панелями высотой 330 мм.

По горизонтальным верхним направляющим тележки проезжают над камерами всасывания (или разрежения), которые представляют собой железные ящики, соединенные трубами с вытяжным устройством, создающим вакуум для всасывания воздуха через выстреливаемый заряд.

Для обеспечения плотного соединения между всасывающими камерами и тележками на стенки камер нанесены железные пластины со смазочными каналами. Во время движения края тележек скользят по этим пластинам, предотвращая всасывание воздуха в этой части соединения. Плотность соединения между отдельными тележками при их перемещении по всасывающим камерам достигается за счет давления соседних непрерывно движущихся тележек, которые плотно прилегают друг к другу.

Чтобы начать процесс обжига, необходимо быстро и энергично воспламенить сульфиды верхних слоев шихты, что осуществляется с помощью зажигательной печи, подвешенной над движущимся конвейером из поддонов. В печи для этой цели на разных установках сжигаются самые разнообразные виды топлива: твердое, жидкое и газообразное. В последнее время преобладают печи с мазутным и газовым отоплением.

Печь с подогревом на мазуте представляет собой металлический корпус, облицованный огнеупорным кирпичом. В его нижней части имеется продолговатое отверстие во всю ширину машины, через которое горячие газы, удаляясь из печи, нагревают и воспламеняют поверхность заряда. Факел, образующийся в результате сгорания мазута или газа, направляется на поверхность шихты. Печи, работающие на мазуте и газе, легче обслуживать и регулировать, чем коксовые печи. Кокс загружается на колосниковые решетки печи тонким слоем. Струя низкого давления подается под решетки от вентилятора.

Нормальная работа машины для агломерационного обжига шихты возможна только при слаженной успешной работе многих устройств и приспособлений для подготовки шихты, ее транспортировки и продуктов обжига, очистки запыленных газов, пылеулавливания, очистки мелкой фракции агломерата и ее измельчения и т.д. По мере изменения и совершенствования технологических схем обжига меняется оборудование и, в определенной степени, его расположение в цехе. Размеры агломерационных машин увеличиваются, проведена обширная работа по совершенствованию их конструкции, увеличению производительности, механизации и комплексной автоматизации агломерационных цехов.

На многих заводах слой крупных зерен, полученных путем просеивания

шихты или переработанного агломерата, укладывается на поддоны для загрузки в машину. Общеизвестно, что использование слоя улучшает газопроницаемость шихты, устраняет приваривание агломерата к решеткам поддона и уменьшает удаление пыли из шихты. Зазоры решеток при этом не засоряются и всегда остаются свободными.

Основание защищает решетки от приваривания к ним спеченной шихты и, следовательно, предотвращает уменьшение сечения решетки под напряжением, что положительно сказывается на производительности машины. При наличии слоя агломерат относительно легко сбрасывается с колосниковой решетки, практически нет необходимости отбивать его от колосниковой решетки вручную. Благодаря этому сокращается штат обслуживающего персонала и продлевается срок службы решеток. Чем выше слой загрузки при постоянной скорости перемещения поддонов, тем выше пропускная способность машины по необработанной загрузке. Казалось бы, работа с высоким слоем повысит производительность машины за счет лучшего использования кислорода воздуха и улучшения теплового баланса процесса. На практике, когда высота слоя шихты составляет более 300 мм, производительность машины, как правило, снижается. По мере увеличения слоя шихты увеличивается ее сопротивление, разрежение в вакуумных камерах, уплотнение шихты, лежащей на поддонах, и количество непроизводительного всасывания воздуха. Оптимальная высота слоя шихты устанавливается экспериментально в зависимости от качества шихты, ее газопроницаемости и других технологических условий.

На заводе в Эвонмуте, Англия, решетки агломерационной машины очищаются с помощью специального устройства. На этом заводе решетки и поддоны изготовлены из стали, зазоры между решетками составляют 5 мм. В хвостовой части машины установлен стальной вал, вращающийся со скоростью 150-200 об/мин. К валу через каждые 200-250 мм прикреплены цепи, которые при вращении вала ударяются о поддоны и очищают их от частиц агломерата. Очистка решетки - это хорошо. На Усть-Каменогорском свинцовом заводе внедрена такая же цепная очистка решеток агломерационных машин, как и в Evonmouth, и это дает хорошие результаты.

Производительность агломерационной машины для получения агломерата, пригодного для плавки, и для сжигания серы является наиболее важным техническим показателем. Для удобства сравнения производительности машины на разных установках, работающих по разным технологическим схемам, удельная производительность рассчитана в тоннах годного к употреблению агломерата и в тоннах жженой серы на 1 м² полезной площади машины в сутки. Если обжиг осуществляется последовательно на двух машинах, то естественно, что при расчете удельной производительности машин их эффективные площади суммируются.

2.4 Устройство и работа шахтной печи

Концентрат загружается с помощью ленточных конвейеров через карманы печи, расположенные по всей длине печи с обеих сторон (по 3 кармана с каждой стороны). Шлак и медьсодержащий штейн периодически выпускаются из печи через испаритель печи. С помощью печного желоба шлак поступает в электрический поддон.

Электрический поддон предназначен для нагрева штейна и шлака с целью достижения большего разделения штейна и шлака и дальнейшей переработки шлака.

Шлак поступает в электрический отстойник с температурой 1100-11500с и нагревается в нем до 1200-13000с. Нагрев осуществляется электричеством, когда через шлак проходит трехфазный ток, с использованием графитовых электродов. Величину токовой нагрузки, а, следует нагревать, изменяя глубину погружения электродов в расплав. Когда электрический поддон заполняется через заслонки для шлака и штейна, шлак и штейн высвобождаются. Штейновая плита расположена на 280 мм ниже шлаковой. Шлакоуловитель оснащен желобами с водяным охлаждением, состоящими из подвижной и неподвижной частей. Шлак и штейн получают в чугуновых ковшах объемом $V = 4$ м³. Для уменьшения выбросов вредных газов в атмосферу с поверхности наполненных ковшей над ними установлены подвижные вентиляционные зонты, которые вращаются с помощью пневмоцилиндров. Шлак засыпается в установку для загрузки шлака с помощью мостового крана для извлечения цинка.

В результате шахтной плавки шлак и штейн выбрасываются из топки печи через сифон – черновой свинец. Черновой свинец вытекает из печи непрерывным потоком через сифонное устройство, его температура составляет 900 °С, через чугуновый желоб с водяным охлаждением он сливается в облицованные сталью емкости, которые установлены на подвижной тележке.

Состав чернового свинца варьируется и зависит от состава исходного сырья, условной плавки и содержит, %: Pb - 94-96; Si - до 3; Ad - 400-1200 г/т; Vi - 0,01; S - 0,35; Sb - 0,33; Se - 0,01; Fe - 0,16; As - 0,05%.

3 Расчет технологического процесса

3.1 Расчет материального баланса

Примем следующий химический состав агломерата, %: Pb – 40,1; Cu – 2,0; S_{общ.} – 1,8; Zn – 9,3; CaO – 8,3; SiO₂ – 9,5; Bi – 1,3; As – 0,6; Sb – 0,9; Fe_{общ.} – 12,5; прочие – 13,6. На основании заводских анализов агломерата принимаем, что S в нем на 50% находится в сульфатной форме и 50% - сульфидной. Принимаем, что сульфатная сера связана поровну с кальцием в виде CaSO₄ и со свинцом PbSO₄, а сульфидная в виде Cu₂S, Bi₂S₃, FeS и ZnS. Мышьяк и сурьма находятся в виде высших оксидов As₂O₅ и Sb₂O₅. Окисленная часть свинца наполовину связана в силикатной форме виде 2PbO·SiO₂, а другая половина в свободном виде PbO. Окисленная часть железа находится в виде Fe₂O₃ и Fe₃O₄ в равных количествах. Цинк в агломерате находится в окисленном виде [14].

Полный расчет приведен в Приложении А.

3.2 Расчет оборудования

Полный расчет приведен в Приложении Б.

3.3 Тепловой баланс

На основании данных материального баланса процесса и расчета размеров печи составляет тепловой баланс печи. Тепловые эффекты реакции и значения теплоемкостей взяты из справочной литературы.

Полный расчет приведен в Приложении В.

3.4 Расчет воздуходувной системы

Полный расчет приведен в Приложении Г.

4 Охрана труда

4.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов

Исходя из технологических особенностей работы свинцовых заводов, основными источниками опасностей являются:

- запыленность воздушной среды полиметаллической пылью.
- теплопоглощение
- резкое колебание температуры и высокая относительная влажность,
- повышенная физическая нагрузка,
- поражение электрическим током от электроотстойников, электродвигателей, приводов,
- опасность взрывов в результате утечки природного газа, кислорода, попадания жидкой воды в расплав.

Для успешной и безопасной работы работников плавильного цеха организован ряд мероприятий:

- данное производство является непрерывным, поэтому в цехе установлен восьмичасовой рабочий день и используется пятибригадный скользящий график, отдых между сменами составляет 2 дня, что достаточно для восстановления физических сил;

- на заводе существует общественный контроль, который непосредственно контролирует всех работников цеха в выполнении правил охраны труда и при необходимости может сделать предупреждение или оштрафовать соответствующего работника в невыполнении техники безопасности;

- каждый новоприбывший работник обязан пройти инструктаж по технике безопасности и строго соблюдать его во время работы;

- надзор за соблюдением техники безопасности осуществляет мастер смены, требует с подчиненных выполнения правил безопасности;

- в каждом цехе предусмотрены стенды, пропагандирующие правила соблюдения охраны труда, что оказывает положительное влияние на безопасность в цехе, производятся инструктажи на местах.

Механические травмы – самое распространенное явление на заводах. Для предотвращения наиболее распространенных видов травм организованы следующие мероприятия:

- около выпускных желобов устанавливаются ящики со специальной огнеупорной глиной, необходимой для смазки желобов и закрепления при необходимости шпуров и горнов печи;

- все рабочие площадки, расположенные на высоте 2,5 м и выше имеют перила высотой не менее 1,1 м;

- при работе мостового крана опасность предупреждается сигналами, установленными в кране;

- при размещении оборудования в цехе, предусмотрены проходы, обеспечивающие безопасное движение обслуживающих людей.

Для предотвращения поражения электрическим током при проектировании цеха соблюдаются все нормы и правила, установленные в ПТЭ и ПТБ-2004. Все электродвигатели заземлены, расположены в недоступных местах. Кабельные линии располагаются непосредственно по конструкциям здания в каналах, блоках, трубах, расположенных в полах, перекрытиях, а также в фундаментных машинах. Все электродвигатели имеют защиту от коротких замыканий. Персонал, имеющий доступ к электроустановкам имеет индивидуальные средства защиты.

Безопасность сооружаемых установок обеспечивается путем изоляции защитных ограждений для предотвращения ошибочных операций, надежного и быстродействующего устройства, отключающего случайно оказавшиеся под напряжением части оборудования и участки сети, звуковой сигнализацией, извещающей о переводе печи под напряжение.

Проектируемый цех является горячим цехом и относится по условиям пожарной безопасности к категории «Г» (СНиП 21-01-97).

Для предотвращения возможности возгорания в каждом цехе вывешены предупредительные знаки и сигналы (ППБ РК 08-97).

Согласно санитарным нормам предусмотрены мероприятия:

- здание выполнено из негорючих материалов: кирпича, бетона, железобетона, металлических ферм;
- предусмотрены эвакуационные выходы;
- вокруг здания спроектированы удобные подъездные пути;
- водоснабжение цеха – круглосуточное, в цехе также установлены огнетушители;
- для предупреждения и тушения пожара в цехе имеются специально отведенные участки, где стоят ящики с песком, установлены брандспойты, огнетушители ОУ-5, ОУ-8, ОП-10, ОП-5 (НПБ 105-95).

В бытовых и подсобных помещениях встроены огнестойкие перекрытия. Вентиляционные устройства сделаны из негорючих материалов. При пожаре на заводе срабатывает сигнализация, предупреждающая об опасности (ППБ 01-93).

4.2 Защитные мероприятия

В связи с сильной загазованностью и запыленностью рабочим выдаются индивидуальные средства защиты.

Предусмотрено использование противогазов в загазованных местах, в запыленных - респираторов.

Перед выпуском продуктов плавки на лицо необходимо надевать прозрачную каску, которая преломляет излучение в несколько раз.

Рабочие обеспечиваются спецодеждой, виды спецодежды и сроки службы приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1

Виды спецодежды плавильного свинцового цеха

Профессия	Спецодежда	Срок службы (мес.)
Мастер	Костюм суконный	12
	Белье нательное	6
	Ботинки кожаные	12
	Каска «монтаж»	36
	Рукавицы брезентовые	1
Плавильщик	Костюм суконный	12
	Белье нательное	6
	Металлургические сапоги	12
	Шляпа войлочная	24
	Рукавицы суконные	1

Бытовые помещения находятся на расстоянии не более 300 м от плавильного цеха и включают в себя: душевые - из расчета 4 человека на 1 душ, раздевалки чистой и спецодежды, круглосуточный здравпункт, прачечные, ремонт обуви и спецодежды, туалетные комнаты, парикмахерская, комната отдыха.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данном дипломном проекте был рассмотрен процесс агломерирующего обжига свинцовых концентратов и шахтной плавки полученного свинцового агломерата с получением черного свинца.

В работе подробно описаны теория и технология указанных процессов. Описаны устройства основных агрегатов и принцип их действия.

В полном объеме выполнены технологические расчеты, в том числе расчет материального и теплового баланса, расчет оборудования. В качестве вспомогательного оборудования выполнен расчет воздухоподводящего устройства.

Также рассмотрены вопросы охраны труда и защитные мероприятия рабочих от опасных и вредных производственных факторов.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Лоскутов Ф.М. Metallургия свинца. – М.: Metallургия, 1977.
- 2 Уткин И.И. Metallургия цветных металлов. - М.: Metallургия, 1985.
- 3 Валиев Х.Х., Романтеев Ю.П. Metallургия свинца и цинка, сопутствующих металлов. - Алматы, 2000.
- 4 Лоскутов Ф.М., Цейдлер А.А. Расчеты по metallургии тяжелых цветных металлов. - М.: Metallургия, 1963.
- 5 Гудима Н.В. Технологические расчеты в metallургии тяжелых цветных металлов. – М.: Metallургия, 1977.
- 6 Мастрюков Б.С. Теория, конструкции и расчеты metallургических печей. – М.: Metallургия, 1978.
- 7 Михеев М.А., Михеева И.М. Основа теплопередач. – М.: Metallургия, 1973.
- 8 Злобинский Б.М. Охрана труда в metallургии. – М.: Metallургия, 1968.

Приложение А

Расчет материального баланса

А.1 Расчет рационального состава агломерата

Определяем количество сульфидной и сульфатной серы:

$$P_S = S_{\text{общ}} \cdot 0,5 = 1,8 \cdot 0,5 = 0,9 \text{ кг}$$

$$P_{\text{SO}_4} = S_{\text{общ}} \cdot 0,5 = 1,8 \cdot 0,5 = 0,9 \text{ кг}$$

При принятом распределении сульфидной серы ее количество составит:

$$1,3 \cdot 96 : 418 = 0,3 \text{ кг S}$$

Количество V_2S_3 :

$$1,3 + 0,3 = 1,6 \text{ кг}$$

Количество S:

$$2,0 \cdot 159 : 127 = 2,5 \text{ кг, в нем: } 2,5 - 2,0 = 0,5 \text{ кг S}$$

Остальная сульфидная сера в количестве:

$$0,9 - (0,3 + 0,5) = 0,1 \text{ кг, находится в виде FeS.}$$

Количество FeS:

$$88 \cdot 0,1 : 32 = 0,27 \text{ кг, в нем } 0,27 - 0,1 = 0,17 \text{ кг Fe.}$$

Количество CaSO_4 :

$$0,45 \cdot 136 : 32 = 1,9 \text{ кг, в нем } 1,9 \cdot 56 : 136 = 0,78 \text{ кг CaO}$$

$$0,45 \text{ кг S}$$

$$0,67 \text{ кг O}_2$$

Количество PbSO_4 :

$$0,45 \cdot 303,2 : 32 = 4,26 \text{ кг, в нем } 4,26 \cdot 207,2 : 303,2 = 2,91 \text{ кг Pb}$$

$$0,45 \text{ кг S}$$

$$0,9 \text{ кг O}_2$$

Количество As_2O_5 :

$$0,6 \cdot 230 : 150 = 0,92 \text{ кг, в нем } 0,92 - 0,6 = 0,32 \text{ кг O}_2$$

Количество Sb_2O_5 :

$$323,04 \cdot 0,9 : 243,04 = 1,19 \text{ кг, в нем } 1,19 - 0,9 = 0,29 \text{ кг O}_2$$

Количество свинца, находящегося в виде Pb и $2\text{PbO} \cdot \text{SiO}_2$ будет:

$$40,1 - 2,91 = 37,19 \text{ кг}$$

Количество PbO:

$$0,5 \cdot 37,19 \cdot 223,2 : 207,2 = 20,0 \text{ кг, в нем Pb } 20,0 \cdot 16 : 223,2 = 1,41 \text{ кг O}_2$$

$$20,0 - 1,41 = 18,59 \text{ кг Pb}$$

Количество $2\text{PbO} \cdot \text{SiO}_2$:

$$0,5 \cdot 37,19 \cdot 566,4 : 446,4 = 23,6 \text{ кг, в нем } 18,59 \cdot 32 : 446,4 = 1,33 \text{ кг O}_2$$

$$18,59 \text{ кг Pb и } 3,86 \text{ кг SiO}_2$$

Количество Fe в Fe_2O_3 и Fe_3O_4 :

$$12,5 - 0,17 = 12,33 \text{ кг}$$

Количество Fe_2O_3 :

$$0,5 \cdot 12,33 \cdot 160 : 112 = 8,8 \text{ кг, в нем } 8,8 - 0,5 \cdot 12,33 = 2,6 \text{ кг O}_2, 6,2 \text{ кг Fe.}$$

Количество Fe_3O_4 :

$0,5 \cdot 12,33 \cdot 232 : 168 = 8,51$ кг, в нем $8,51 - 6,2 = 2,31$ кг O_2 , 6,2 кг Fe.

Количество ZnO:

$9,3 \cdot 81,2 : 65,2 = 11,6$ кг, в нем $11,6 - 9,3 = 2,3$ кг O_2

Количество CaO:

$8,3 - 0,78 = 7,52$ кг

Количество SiO_2 :

$9,5 - 3,68 = 5,82$ кг

Результаты в таблице А1.

А.2 Расчет продуктов плавки

При подсчете продуктов шахтной плавки будем опираться на практику работы плавильного цеха ШСЗ. Расчет производим на 100 кг агломерата.

А.3 Расчет количества и состава пыли

Пылевынос шахтной плавки свинцового агломерата с высокой сыпью по заводским данным составляет около 1,0 % загруженной шихты.

Получающаяся пыль по своему составу мало отличается от состава агломерата. Поэтому состав пыли принимаем одинаковый с составом агломерата (табл. А2).

А.4 Расчет штейна

На практике получают штейн следующего состава, %: Cu - 7,5; Pb - 17,0; Zn - 8,0; S - 20,0; Fe - 40,0; 7,5 - прочие.

По данным практики завода примем, что в штейн переходит 20% меди:

$2,0 \cdot 0,2 = 0,4$ кг, тогда выход штейна составляет:

$0,4 \cdot 100 : 7,5 = 5,33$ кг.

Таблица А1 - Рациональный состав агломерата

Соединения	Всего	Pb	Zn	Bi	Cu	Fe	S _s	S _{SO4}	Sb	O ₂	CaO	SiO ₂	As	Проч.
PbO	20,0	18,59								1,41				
PbSO ₄	4,26	2,91						0,45		0,67				
2PbO · SiO ₂	23,6	18,59								1,33		3,68		
ZnO	11,6		9,3							2,3				
Bi ₂ S ₃	1,6			1,3			0,3							
Cu ₂ S	2,5				2,0		0,5							
FeS	0,27					0,17	0,1							
Fe ₂ O ₃	8,8					6,2				2,6				
Fe ₃ O ₄	8,51					6,2				2,31				
As ₂ O ₅	0,92									0,32			0,6	
Sb ₂ O ₅	1,19								0,9	0,29				
CaO	7,52										7,52			
CaSO ₄	1,9							0,45		0,67	0,78			
SiO ₂	5,82											5,82		
Прочие	1,51													1,51
Всего	100	40,1	9,3	1,3	2,0	12,57	0,9	0,9	0,9	11,9	8,3	9,5	0,6	1,51

Таблица А 2 - Состав и количество пыли

	Всего	Pb	Cu	Zn	Fe	Bi	As	Sb	SiO ₂	CaO	S	Проч.
Соединения, %	100	40,1	2,0	9,3	12,57	1,3	0,6	0,9	9,5	8,3	1,8	13,63
Количество, кг	1,0	0,401	0,02	0,093	0,1257	0,013	0,006	0,009	0,095	0,083	0,018	0,1363

Принятые и расчетные данные сведем в таблицу А3.

Таблица А3 - Количество и состав штейна

	Всего	Cu	Pb	Zn	S	Fe	Пр
Соединения, %	100	7,5	17,0	8,0	20,0	40,0	7,5
Количество, кг	5,33	0,4	0,9	0,43	1,07	2,13	0,4

Теперь найдем рациональный состав штейна. Примем, что 20% свинца в штейне находится в металлическом виде, остальные металлы находятся в сульфидном виде. Железо частично находится в виде магнетита.

Количество металлического Pb: $0,9 \cdot 0,2 = 0,18$ кг

Количество Pb в виде PbS: $0,9 - 0,18 = 0,72$ кг

Количество PbS: $0,72 : 239,2 : 207,2 = 0,83$ кг, в нем: $0,83 - 0,72 = 0,11$ кг S

Количество Cu_2S : $0,4 \cdot 159 : 127 = 0,5$ кг, в нем: $0,5 - 0,4 = 0,1$ кг S

Количество ZnS: $0,43 \cdot 97,2 : 65,2 = 0,64$ кг, в нем: $0,64 - 0,43 = 0,21$ кг S

Количество S связанного с Fe: $1,07 - (0,11 + 0,1 + 0,21) = 0,65$ кг

Количество FeS: $0,65 \cdot 88 : 32 = 1,78$ кг, в нем: $1,78 - 0,65 = 1,13$ кг Fe

Остальное количество Fe: $2,13 - 1,13 = 1$ кг находится в виде Fe_3O_4

Количество Fe_3O_4 : $1 \cdot 232 : 168 = 1,38$ кг

Результаты расчетов сводим в таблицу А4.

Таблица А4 - Рациональный состав штейна

Компоненты	Всего	Cu	Pb	Zn	S	Fe	O ₂	Проч.
Cu_2S	0,5	0,4			0,1			
PbS	0,83		0,72		0,11			
Pb	0,18		0,18					
ZnS	0,64			0,43	0,21			
FeS	1,78				0,65	1,13		
Fe_3O_4	1,38					1,0	0,38	
Прочие	0,02							0,02
Итого	5,33	0,4	0,9	0,43	1,07	2,13	0,38	0,02

А.5 Расчет количества и состава шлака

Расчет шлака проводим исходя из количества шлакообразующих в агломерате и золе кокса с учетом выноса некоторого их количества в пыль. Состав кокса в %: 85,0 C^C; 0,4 H^C; 0,9 N^C; 1,2 O₂^C; 0,5 S^C; 12,0 A^C; 4,0 CO^P. Рабочая масса топлива рассчитывается по формуле:

$$A^P = \frac{A^C(100 - CO^P)}{100} = \frac{12(100 - 4)}{100} = 11,5\% . \quad (26)$$

Тогда количество золы кокса будет:

$$\frac{13A^P}{100} = \frac{13 \cdot 11,5}{100} = 1,5 \text{ кг.}$$

где 13% содержания кокса от веса шихты. При содержании в золе кокса: 31,5% - Al_2O_3 ; 53,5% - SiO_2 ; 2,0% - CaO ; 7,0% - FeO ; 6,0% - прочие. С золой перейдет в шлак:

$$Fe_2O_3 \quad 1,5 \cdot 0,315 = 0,47 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 \quad 1,5 \cdot 0,535 = 0,81 \text{ кг,}$$

$$CaO \quad 1,5 \cdot 0,02 = 0,03 \text{ кг,}$$

$$FeO \quad 1,5 \cdot 0,07 = 0,01 \text{ кг,}$$

$$\text{Пр.} \quad 1,5 \cdot 0,06 = 0,09 \text{ кг.}$$

Подсчитываем количество шлака по компонентам.

Количество ZnO в 100 кг агломерата содержится 9,3 кг цинка, на практике 90 % цинка от его общего содержания переходит в шлак, т.е. $9,3 \cdot 0,9 = 8,37 \text{ кг Zn}$.

Количество ZnO в шлаке:

$$8,37 \cdot 81,2 : 65,2 = 10,4 \text{ кг, в нем } 10,4 - 8,37 = 2,03 \text{ кг } O_2.$$

Количество Al_2O_3 : 0,47 кг.

$$\text{Количество } SiO_2: 9,5 - (0,095 + 0,81) = 10,22 \text{ кг.}$$

$$\text{Количество } CaO: 8,3 - 0,08 + 0,03 = 8,25 \text{ кг.}$$

$$\text{Количество } FeO: 12,5 - (0,13 + 2,13) = 10,24 \text{ кг.}$$

Fe переходит из агломерата в шлак: $10,24 \cdot 72 : 56 = 13,3 \text{ кг FeO}$, в нем: $13,3 - 10,24 = 3,06 \text{ кг } O_2$, а также из золы кокса в шлак переходит 0,1 кг железа.

Общее количество FeO в шлаке: $13,3 + 0,1 = 13,4 \text{ кг}$. На основании практики завода принимаем, что сурьма, мышьяк, висмут на 70% концентрируются в черновом свинце, а остальное переходит в шлак.

Рассчитываем количество мышьяка и сурьмы, перешедших в шлак в форме As_2O_5 и Sb_2O_5 с учетом потери в пыль.

$$\text{Количество мышьяка перешедшего в шлак: } (0,6 - 0,006) \cdot 0,3 = 0,18 \text{ кг}$$

$$\text{Количество } As_2O_5 \text{ перешедшего в шлак: } 0,18 \cdot 230 : 150 = 0,28 \text{ кг, в нем: } 0,28 - 0,18 = 0,1 \text{ кг } O_2$$

$$\text{Количество сурьмы, перешедшей в шлак: } (0,9 - 0,009) \cdot 0,3 = 0,27 \text{ кг.}$$

$$\text{Количество } Sb_2O_5: 0,27 \cdot 233,4 : 243,4 = 0,36 \text{ кг, в нем: } 0,36 - 0,27 = 0,09 \text{ кг } O_2.$$

Считаем, что Bi в металлической фазе распределяется между черновым свинцом и шлаком.

$$\text{Количество } Bi \text{ в шлаке: } (1,3 - 0,01) \cdot 0,3 = 0,59 \text{ кг.}$$

Приняв сумму всех составляющих компонентов в шлаке за 98% от его полного веса, подсчитаем выход шлака:

$$(10,4 + 0,47 + 10,22 + 8,25 + 10,31 + 3,09 + 0,28 + 0,36 + 0,38) \cdot 100 : 98 = 44,66 \text{ кг.}$$

На практике получают шлаки, содержащие до 1,7% свинца, 0,3 - 0,5% меди. Принимаем содержание свинца и меди в шлаке 1,7 и 0,3% соответственно.

Доля свинца в шлаке составит: $44,66 \cdot 0,017 = 0,8$ кг, а меди $44,66 \cdot 0,003 = 0,13$ кг.

Результаты расчетов сводим в таблицу А5. Проверяем правильность выбора шлака по его плотности, вязкости и температуры плавления.

Плотность шлака определяем аддитивным способом исходя из плотности его компонентов по формуле:

$$P_{\text{шл.}} = (C_{\text{ZnO}} \cdot P_{\text{ZnO}} + C_{\text{Al}_2\text{O}_3} \cdot P_{\text{Al}_2\text{O}_3} + C_{\text{FeO}} \cdot P_{\text{FeO}} + C_{\text{CuO}} \cdot P_{\text{CuO}} + C_{\text{SiO}_2} \cdot P_{\text{SiO}_2} + C_{\text{пр.}} \cdot P_{\text{пр.}}) : 100, \quad (27)$$

где C - содержание в шлаках оксидов металлов и пр. компонентов, %;

P - плотность компонентов, г/см³.

Таблица А5 - Количество и состав шлака

	Всего	FeO	SiO ₂	CaO	ZnO	Al ₂ O ₃	As ₂ O ₅	Sb ₂ O ₅	Bi	Cu	Pb	Пр.
Содержание, %	100	29,4	22,4	18,1	22,8	1,03	0,6	0,79	0,86	0,29	1,7	1,97
Количество, кг	45,6	13,4	10,22	8,25	10,4	0,47	0,28	0,36	0,39	0,13	0,8	0,9

Плотность, г/см³: ZnO - 5,2; Al₂O₃ - 2,3; FeO - 5,2; SiO₂ - 2,2; CuO - 3,3; прочие - 3,0. $P_{\text{шл.}} = 3,89$ г/см³

Вязкость и температуру плавления шлаков определяем по диаграммам плавкости и вязкости трехкомпонентной системы, предварительно подсчитав шлак на указанные три компонента.

Состав шлака после пересчёта:

$$\text{FeO } 29,4 \cdot 100 : 69,9 = 42,1 \%$$

$$\text{CaO } 18,1 \cdot 100 : 69,9 = 25,89 \%$$

$$\text{SiO}_2 \ 22,4 \cdot 100 : 69,9 = 32,01 \%$$

Температура плавления такого шлака 1100°C, вязкость 5 пауз, плотность 3,89 г/см³, что удовлетворяет условиям шахтной восстановительной плавки и соответствует данным практики.

А.6 Расчет выхода и состава черного свинца

Количество свинца, перешедшего в черновой свинец, составит:

$$40,1 - (0,4 + 0,8 + 0,9) = 38 \text{ кг.}$$

Количество меди, перешедшей в черновой свинец, составит:

$$2,0 - (0,02 + 0,4 + 0,13) = 1,45 \text{ кг.}$$

Количество цинка, перешедшего в черновой свинец, составит:

$$9,3 - (0,09 + 0,43 + 8,27) = 0,51 \text{ кг}$$

Количество мышьяка, перешедшего в черновой свинец, составит:

$$0,6 - (0,006 + 0,18) = 0,41 \text{ кг.}$$

Количество сурьмы, перешедшей в черновой свинец, составит:

$$0,9 - (0,009 + 0,27) = 0,62 \text{ кг.}$$

Количество висмута, перешедшего в свинец, составит:

$$1,3 - (0,01 + 0,39) = 0,9 \text{ кг.}$$

Количество прочих компонентов в черновом свинце принимаем 2,5% от количества свинца в агломерате: $40,1 \cdot 0,025 = 1,0 \text{ кг.}$

Результат произведенных расчетов сведем в таблицу А6.

Таблица А6 - Количество и состав чернового свинца

	Всего	Pb	Cu	Zn	As	Sb	Bi	Пр.
Содержание, %	100	89,8	3,39	0,96	0,96	1,45	2,2	2,23
Количество, кг	42,8	38,0	1,45	0,41	0,41	0,62	0,9	1,0

Получившийся состав чернового свинца, без учета перерабатываемого оборотного материала, соответствует данным практики. Теперь подсчитаем извлечение основных компонентов в черновом свинце:

$$\text{Pb} \quad 38 \cdot 100 : 40,1 = 94,8 \%,$$

$$\text{Cu} \quad 1,45 \cdot 100 : 2,0 = 72,5 \%,$$

$$\text{Bi} \quad 0,9 \cdot 100 : 1,3 = 69,2 \%,$$

$$\text{Sb} \quad 0,62 \cdot 100 : 0,9 = 68,9 \%.$$

А.7 Расчет расхода воздуха

При плавке свинцового агломерата в шахтных печах создается слабовосстановительная атмосфера, которая характеризуется соотношением $\text{CO}_2 : \text{CO}$.

По заводским данным, колошниковые газы шахтной восстановительной плавки содержат 20-28% CO_2 и 8-10% CO . Принимаем для расчета, что 70% углеродистого кокса (13%) сгорает до CO_2 и 30% до CO , расход кокса составляет 13% от веса шихты.

Количество составляющих используемого кокса в пересчете на рабочую массу приведено в таблице А7.

Таблица А7 - Состав рабочей массы топлива

	Всего	C ^p	H ^p	N ^p	O ^p	S ^p	A ^p	W
Содержание, %	100	81,63	0,38	0,86	1,15	0,48	11,5	4,0
Количество, кг	13	10,61	0,05	0,12	0,15	0,06	1,5	0,52

Расчет количества кислорода, требуемого для горения топлива.

Расход O₂ на горение топлива до CO₂: $10,61 \cdot 0,7 \cdot 32 : 12 = 19,8$ кг; до CO: $10,61 \cdot 0,3 \cdot 16 : 12 = 4,24$ кг

Количество O₂ для сжигания водорода $0,05 \cdot 16 : 2 = 4$ кг

Количество O₂ для сжигания сернистого топлива $0,06 \cdot 32 : 32 = 0,06$ кг.

Количество O₂ в коксе 0,15 кг, отсюда находим теоретически необходимое количество кислорода для горения топлива:

$1,98 + 4,24 + 0,4 + 0,06 - 0,15 = 24,35$ кг.

Расчет количества O₂, поступающего из шихты плавки.

Количество O₂ на 100 кг агломерата, связанного с оксидами, составляет 11,9 кг.

Количество O₂ в шлаке, связанного с цинком, мышьяком, сурьмой:

$2,03 + 2,98 + 0,1 + 0,11 = 5,22$ кг

Количество O₂, теряемого с пылью шахтной плавки 0,12 кг.

Количество сернистого агломерата, удаленного в виде SO₂, с учетом 40% десульфуризации и перехода ее в пыль, составит:

$(1,8 - 0,02) \cdot 0,4 = 0,71$ кг, в том числе O₂, связанного с серой равно:

$0,71 \cdot 32 : 32 = 0,71$ кг

Таким образом, всего активного O₂ в загружаемой шихте плавки будет:

$11,9 - (5,22 + 0,12 + 0,71) = 5,85$ кг.

Это количество находящегося в виде оксидов железа, свинца, цинка, меди, а также в виде сульфатов свинца и кальция. Учитывая активное количество кислорода в шихте, находим теоретически необходимое количество кислорода, который необходимо подать в дутье шахтной плавки:

$24,35 - 5,85 = 18,5$ кг

Количество O₂, обогащенного до 30% O₂, составит:

$18,5 \cdot 100 : 30 = 61,67$ кг

Принимаем коэффициент избытка воздуха 1,1. При этом практический расход воздуха составит: $61,67 \cdot 1,1 = 67,8$ кг

$67,8 : 1,29 = 52,6$ м³

А.8 Материальный баланс плавки

На основании всех приведенных расчетов составляем таблицу 8 развернутого материального баланса процесса шахтной плавки свинцового агломерата.

Таблица А8 - Материальный баланс шахтной свинцовой плавки

Материалы	кг	%	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Bi	Sb	C	S	O ₂	N ₂	H ₂	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Пр.		
Поступило																				
Агломерат	100	55,3	40,1	9,3	2,0	12,6	0,6	1,3	0,9	-	1,8	11,9	-	-	9,5	8,3			1,51	
Кокс	13,0	7,2	-	-	-	-	-	-	-	10,61	0,06	0,15	0,12	0,15	0,81	0,03	0,47		0,52	
Воздух	67,8	37,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	20,34	47,46							
Итого	180,8	100	40,1	9,3	2,0	12,6	0,6	1,3	0,9	10,61	1,86	32,39	47,58	0,15	10,31	8,33	0,47		2,03	
Получено																				
Черновой свинец	42,8	23,7	38,0	0,41	1,45	-	0,41	0,9	0,62	-	-	-	-	-	-	-	-	-		1,01
Штейн	5,33	2,95	0,9	0,43	0,4	2,13	-	-	-	-	1,07	0,38	-	-	0,095	0,08	-		0,02	
Шлак	45,6	25,22	0,8	8,37	0,13	10,34	0,18	0,39	0,27	-	1,07	5,22	-	-	10,22	8,25	0,47		0,9	
Пыль	1,0	0,55	0,4	0,09	0,02	0,13	0,006	0,01	0,009	-	-	0,12								0,015
Газы																				
СО	27,22	15,1								7,42		19,8								
СО ₂	7,42	4,1								3,19		4,24								
О ₂	1,84	1,02										1,84								
SO ₂	1,54	0,85									0,77	0,77								
H ₂ O	1,37	0,75										1,22		0,15						
N ₂	47,58	26,32											47,58							
Итого	180,8	100	40,1	9,3	2,0	12,6	0,6	1,3	0,9	10,61	1,86	32,39	47,58	0,15	10,31	8,33	0,47		2,03	

Приложение Б

Расчет оборудования

Б.1 Определение основных размеров печи

Площадь поперечного сечения на уровне фурм [15]:

$$F = A/a, \quad (28)$$

где A - количество перерабатываемого агломерата в сутки;

a - производительность по шихте $t/m^2 \cdot \text{сут}$

Производительная мощность 110000 тонн мягкого свинца в год.
Извлечение свинца из чернового свинца 97,6 %. Количество свинца в черновом свинце:

$$100 \cdot 110000 : 97,6 = 112704 \text{ т.}$$

Содержание свинца в агломерате - 40,1 %, извлечение из агломерата - 4,76 %, тогда общее количество шихты, перерабатываемой за год:

$$\frac{112704}{0,9476 \cdot 0,401} = 297372 \text{ т/г,}$$

$$A = \frac{6K_0 \cdot J}{m\eta}, \quad (29)$$

где $J = 22,4$ ч;

$m = 13\%$;

$\eta = 52,6 : 13 = 4,05 \text{ м}^3/\text{кг}$;

$K_0 = 19,01 \text{ м}^3/\text{м}^2\text{мин}$,

предельное количество дутья.

$$a = \frac{6 \cdot 19,01 \cdot 22,4}{13 \cdot 4,05} = 48,6 \text{ т/м}^2 \cdot \text{сут,}$$

$$A = 297372 : 335 = 887 \text{ т/сут,}$$

$$F = 887 : 48,6 = 18,25 \text{ м}^2.$$

Принимаем две печи с площадью сечения на уровне фурм, равной $10,4 \text{ м}^2$.
Ширину печи принимаем $B = 1,45 \text{ м}$. Длина печи $L = F/B = 10,4 : 1,45 = 7,173 \text{ м}$.

При стандартной ширине кессона 800 мм и зазоре между кессонами 10 мм, число кессонов по длине печи равняется 9. В связи с этим уточненная длина печи будет:

$$B = 0,8 \cdot 9 + 8 \cdot 0,01 = 7,28 \text{ м}$$

Уточненная площадь печи:

$$F = 7,28 \cdot 1,45 = 10,5 \text{ м}^2$$

Рабочую высоту печи определяем по формуле:

$$H_p = \frac{a \cdot V_{уд} \cdot J_1}{J}, \quad (30)$$

где $V_{уд}$ - удельный объем шихты в печи, равный $V_{уд} = 119,9 : 113 = 1,06$ м³/т;

J_1 - минимальное время, необходимое для пребывания шихты в печи, принимаем равным 2,5 ч.

$$H_p = 48,6 \cdot 1,06 \cdot 2,5 : 22,4 = 5,75 \text{ м}$$

Общую высоту печи до уровня колошника определяем по формуле:

$$H_{общ} = 1,3H_p + 1 = 1,3 \cdot 5,75 + 1 = 8,5 \text{ м}. \quad (31)$$

Используя формулу

$$Q = a_v (t_t - t_m) \cdot V_m \cdot J, \quad (32)$$

Проверяем далее рабочую высоту печи по теплообмену.

Определяем значения входящих в эту формулу величин. Среднее значение разности температур газов и поверхности шихты принимаем равным 75°C.

Объем шихты, участвующей в теплообмене:

$$V = F \cdot H_p = 10,5 \cdot 5,75 = 60,38 \text{ м}^3$$

Время теплообмена между газами и шихтой

$$J = \frac{H_p}{T} = \frac{5,75}{8} = 0,72 \text{ с.}$$

Действительная скорость газов в печи, заполненной шихтой:

$$\omega_t = \omega_0 \frac{(1 + \beta/t_{cp})}{\omega_{cp}} = \frac{0,32(1 + (850/273))}{0,166} = 8 \text{ м/с.}$$

Здесь ω_0 - угловая скорость газов в шихте печи.

Время переработки 100кг агломерата:

$$22,4 \cdot 100 : 130000 = 0,00514 \text{ ч или } 18,36 \text{ сек.}$$

Количество газов:

$$V_{сек} = 61,36 : 18,36 = 3,34 \text{ м}^3/\text{сек}, \text{ отсюда } 3,34 : 10,5 = 0,32 \text{ м/сек.}$$

Средневзвешенное значение коэффициента:

$$\omega_{cp} = 0,15 \cdot 0,76 + 0,215 \cdot 0,24 = 0,166$$

Значение объемного коэффициента теплопередачи в слое кускового материала определяется по формуле:

$$a_v = \frac{\omega \cdot t^{0,9} \cdot T^{0,3} \cdot 160}{d^{0,78}} \cdot M, \quad (33)$$

где T - средняя температура газов, $T^0 = 850 + 273 = 1123$ °К;

D - средний диаметр кусков шихты

$$D = (75 \cdot 0,15 + 35 \cdot 0,65 + 12 \cdot 0,15 + 25 \cdot 0,05) \cdot 0,75 + (120 \cdot 0,1 + 0,75 \cdot 0,45 + 35 \cdot 0,35 + 12 \cdot 0,1) \cdot 0,22 = 0,079 \text{ м.}$$

M - коэффициент, при наличии мелочи в шихте принимается равным 0,5.

$$a_v = \frac{0,32 \cdot 1123^{0,9} \cdot 160 \cdot 0,5}{0,079^{0,78}} = 2620.$$

Определяем количество подаваемого тепла, подставляем все найденные значения в формулу

$$Q = 2620 \cdot 75 \cdot 83,64 \cdot 0,00028 = 4601 \text{ ккал} = 16268 \text{ кДж.}$$

Количество тепла, получаемого по тепловому балансу, в результате горения топлива без тепла отходящих газов:

$Q_{гор.} - Q_{г}$

$$Q' = 279506 - 36527 = 242979 \text{ кДж за } 0,0051 \text{ час.}$$

За время T

$$Q' = 242979 \cdot 0,00028 : 0,0051 = 13430 \text{ кДж.}$$

Как видно из сопоставления Q и Q' количество выделяемого тепла примерно равно количеству подаваемого. Это указывает на то, что найденная высота печи обеспечивает завершение теплообмена и получения температуры отходящих газов порядка 300°C.

Определение давления дутья производится по формуле:

$$h_{сопр.} = K \frac{H_p}{D} \cdot \frac{\omega_0^2}{2g} \cdot \gamma_0 (1 + \beta \cdot t). \quad (34)$$

Определяем коэффициент по формуле:

$$K = a : V_2, \quad (35)$$

где V - объем пустоты в шихте:

$$V = \frac{\gamma_{пус} - \gamma_{ших}}{\gamma_{пус}} = \frac{1,3 - 0,94}{1,3} = 0,28,$$

$$V_{пус} = 1,4 \cdot 0,76 + 0,97 \cdot 0,24 = 1,3 \text{ т/м}^3,$$

$$V_{ших} = 113 : 119,9 = 0,94 \text{ т/м}^3.$$

Коэффициент a определяем в зависимости от значения критерия Рейнольдса:

$$Re = \frac{\omega_0 \cdot \gamma_0 \cdot d}{V \cdot \eta_t}, \quad (36)$$

$$d = \frac{0,32 \cdot 1,42 \cdot 0,039}{0,28 \cdot 4,85 \cdot 10^5} = 1305,$$

для агломерата a = 22,3, для кокса a = 13,0, средневзвешенное значение

$$a = 22,3 \cdot 0,36 + 13 \cdot 0,24 = 20,07,$$

$$K = 20,07 : (0,28)^2 = 250.$$

Определяем K по графику: $K = 60$, среднее значение:

$$K = (250 + 60) : 2 = 155.$$

$h_{\text{сопр}} = 155 \cdot 8,2 : 0,059 \cdot 0,32 : 2,98 \cdot 1,42 \cdot (1 + 850 : 273) = 991$ мм.вод.ст.
или 9715 Па.

Давление воздуха на воздуходувке с учетом потерь на фурмах и в сети

$$P = 1,3 \cdot h_{\text{сопр}} = 1,3 \cdot 9715 = 12629 \text{ Па.}$$

Б.2 Число и размеры фурм

Выбираем однорядное расположение фурм. При диаметре фурм 70 мм, их на каждом боковом кессоне будет 3. Общее число фурм на боковых кессонах:

$$3 \cdot 16 = 48 \text{ фурм.}$$

С торца 2 кессона по 3 фурмы, тогда общее количество фурм

$$48 + 2 \times 3 = 54$$

Площадь сечения одной фурмы:

$$S_{\text{ф}} = \frac{\pi \cdot d^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,07^2}{4} = 0,0038 \text{ м}^2.$$

Площадь сечения всех фурм:

$$\Sigma S_{\text{ф}} = 54 \cdot 0,038 = 0,207 \text{ м}^2$$

Отношение площади сечения всех фурм к площади печи равняется:

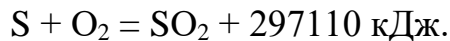
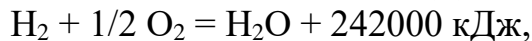
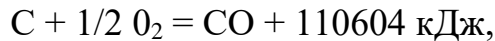
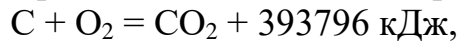
$$0,207 : 10,5 = 0,198 \text{ м}^2, \text{ что удовлетворяет данным практики.}$$

Приложение В

Тепловой расчет

Для агломерата, пыли, шлака, газов значения теплоемкостей определены как средневзвешенные, исходя из состава их теплоемкостей [16].

Приход тепла. Тепло от горения кокса:



Тепло от горения углерода кокса до CO_2 :

$$393796 \cdot 7,42 : 12 = 243497 \text{ кДж}.$$

Тепло от горения углерода кокса до CO :

$$110604 \cdot 3,19 : 12 = 29402 \text{ кДж}.$$

Тепло от горения водорода топлива:

$$242000 \cdot 0,05 : 2 = 6050 \text{ кДж}.$$

Тепло от горения серы:

$$297110 \cdot 0,06 : 32 = 557 \text{ кДж}.$$

Всего от горения топлива:

$$Q_{\text{гор}} = 243497 + 29402 + 6050 + 557 = 279506 \text{ кДж}.$$

Физическое тепло агломерата:

$$Q_a = C_a \cdot M_a \cdot T_a,$$

$$C_a = 0,5 \text{ кДж/кг } ^\circ\text{C}, t_a = 20^\circ\text{C},$$

$$Q_a = 0,5 \cdot 100 \cdot 20 = 1000 \text{ кДж}.$$

Физическое тепло топлива:

$$Q_T = C_T \cdot m_T \cdot t_T,$$

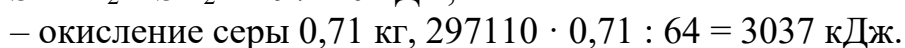
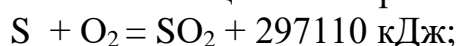
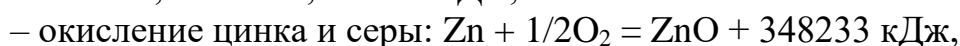
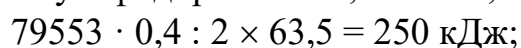
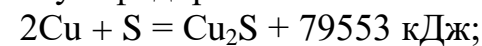
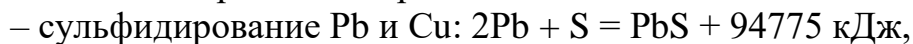
$$C_T = 0,84 \text{ кДж/кг } ^\circ\text{C}, t_T = 20^\circ\text{C},$$

$$Q_T = 0,84 \cdot 13 \cdot 20 = 218 \text{ кДж}.$$

Физическое тепло воздуха:

$$Q_{\text{возд}} = 1,3 \cdot 56,2 \cdot 30 = 2192 \text{ кДж}.$$

Тепло экзотермических реакций:



Шлакообразование. При образовании 1 кг шлака выделяется 565 кДж тепла. Так как шлакообразование развивается при агломерации (примем ее равной 50%), количество тепла от шлакообразования при плавке составляет:

$$45,6 \cdot 0,5 \cdot 565 = 12882 \text{ кДж}.$$

Всего тепло экзотермических реакций:

$$Q_{\text{экзот}} = 328 + 250 + 3037 + 12882 = 16497 \text{ кДж}.$$

Итого приход тепла:

$$Q = 279506 + 1000 + 218 + 2192 + 16497 = 299413 \text{ кДж.}$$

Расход тепла. Тепло, уносимое черновым свинцом:

$$Q_{\text{рв}} = C_{\text{рв}} \cdot m_{\text{рв}} \cdot t_{\text{рв}},$$

$$C_{\text{рв}} = 0,14 \text{ кДж/кг}^\circ\text{C}, t_{\text{рв}} = 800 \text{ }^\circ\text{C},$$

$$Q_{\text{рв}} = 0,14 \cdot 42,8 \cdot 800 = 4726 \text{ кДж.}$$

Тепло, уносимое штейном:

$$Q_{\text{шт}} = C_{\text{шт}} \cdot m_{\text{шт}} \cdot t_{\text{шт}},$$

$$C_{\text{шт}} = 0,84 \text{ кДж/кг}^\circ\text{C}, t_{\text{шт}} = 1200 \text{ }^\circ\text{C},$$

$$Q_{\text{шт}} = 0,84 \cdot 5,33 \cdot 1200 = 6373 \text{ кДж.}$$

Тепло шлака:

$$Q_{\text{шл}} = C_{\text{шл}} \cdot m_{\text{шл}} \cdot t_{\text{шл}}.$$

При температуре 1250°C:

$$C_{\text{шл}} \cdot t_{\text{шл}} = 1340 \text{ кДж},$$

$$Q_{\text{шл}} = 1340 \cdot 45,6 = 61104 \text{ кДж.}$$

Тепло, уносимое пылью:

$$Q_{\text{п}} = C_{\text{п}} \cdot m_{\text{п}} \cdot t_{\text{п}},$$

$$C_{\text{п}} = 0,5 \text{ кДж/кг }^\circ\text{C}, 300^\circ\text{C},$$

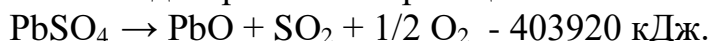
$$Q_{\text{п}} = 0,5 \cdot 1 \cdot 300 = 150 \text{ кДж.}$$

Тепло отходящих газов:

$$C_{\text{г}} = 1,4 \text{ кДж/кг }^\circ\text{C},$$

$$Q_{\text{г}} = 1,4 \cdot 86,97 \cdot 300 = 36527 \text{ кДж.}$$

Тепло эндотермических реакций. Разложение сульфата свинца:



Разложение CaCO₃:



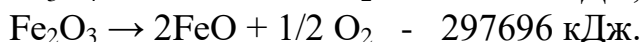
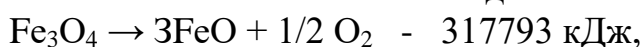
При плавке разлагается 1,9 кг CaCO₃, $500598 : 1,9 \cdot 100 = 6989 \text{ кДж.}$

Восстановление оксида свинца до металла:



Затрачивается на восстановление: $218017 : 20 \cdot 207,2 = 21044 \text{ кДж.}$

Восстановление высших оксидов железа до оксида железа.



До оксида железа восстанавливается: $8,51 - 2,13 = 6,38 \text{ кг Fe}_3\text{O}_4$, $8,8 \text{ кг Fe}_2\text{O}_3$.

$$317793 : 6,38 \cdot 231,4 = 8762 \text{ кДж},$$

$$297694 : 8,8 \cdot 159,6 = 16414 \text{ кДж.}$$

На испарение влаги топлива затрачивается: $0,52 \cdot 2491 = 1285 \text{ кДж.}$

Всего тепло эндотермических реакций:

$$Q = 6989 + 5975 + 21044 + 8762 + 16414 + 1295 = 60179 \text{ кДж.}$$

Тепло, уносимое охлаждающей водой. Расходы воды на охлаждение кессонов колеблются в пределах 2,5 - 3,5 м³ на 1 т шихты. При изменении температуры воды равным 3 м³ на 1 т шихты или 0,3 м³ на 100 кг шихты и температуре 75 °C.

$$Q_{\text{охл}} = C' \cdot m_{\text{в}} \cdot \Delta t = 4,187 \cdot 300 \cdot 75 = 104208 \text{ кДж.}$$

Потери тепла во внешнюю среду. Потери лучеиспусканием через колошник: $Q = \varphi \cdot 4,96 \frac{(T_{ш})}{100} \cdot F_{ш}$ мм,

$$F_{ш} = 6,79 \text{ м}^2, \varphi = 0,8, J = 0,0049, T_{ш} = 250 + 273 = 523 \text{ }^\circ\text{К}.$$

$$Q' = 0,8 \cdot 496 \cdot (523 : 100) \cdot 6,79 \cdot 0,0049 = 99 \text{ ккал} = 415 \text{ кДж}.$$

Потери через подину внутреннего горна:

$$Q_{п} = g \cdot F_{п} \cdot J = 20935 \cdot 6,79 \cdot 0,0049 = 696 \text{ кДж}, g = 20935 \text{ кДж/м}^2 \text{ ч} - \text{ для холодных подин}.$$

$$\text{Всего потерь во внешнюю среду: } Q_{пот} = Q' + Q_{п} = 415 + 696 = 1111 \text{ кДж}.$$

Итого расход тепла:

$$Q = 4726 + 5373 + 61104 + 150 + 36527 + 60179 + 94208 + 1111 = 283378 \text{ кДж}.$$

Невязка баланса составляет:

$$Q_{прих} - Q_{расх} = 299413 - 283378 = 16035 \text{ кДж} \text{ или } 5,35\% \text{ от прихода тепла}.$$

Уточненный расход топлива по балансу составляет:

$$13 : (299413 - 16035) \cdot 299413 = 12,3\%.$$

Отклонение значения расхода топлива от ранее принятой - 0,7%.

Учитывая сравнительно необходимую величину невязки, пересчета не производим. По всем произведенным расчетам составляем таблицу Г9.

Приложение Г

Расчет воздуходувной системы

Необходимое количество воздуха: $67,8 \cdot 430000 : 100 = 291540 \text{ м}^3/\text{сут}$, где 67,8 - количество воздуха на 100 кг агломерата. Q воздуходувочной машины с учетом потерь воздуха в сети и необходимого резерва:

$$Q_{\text{возд}} = \frac{291540 \cdot 1,15}{22,4 \cdot 48,6} = 225 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Согласно производственным данным выбираем ширину печи 1,45 м, что удовлетворяет условию проницаемости шихты.

Таблица Г9 - Тепловой баланс шахтной свинцовой плавки

Статьи прихода	кДж	%	Статьи расхода	кДж	%
Тепло от горения топлива	279506	93,86	Тепло черного свинца	4726	1,64
			Тепло штейна	6373	1,8
Физическое тепло шихты	1000	0,34	Тепло шлака	61104	22,5
			Тепло пыли	150	0,05
Физическое тепло топлива	218	0,07	Тепло отходящих газов	36527	13,19
			Тепло эндотермических реакций	60179	21,1
Физическое тепло воздуха	2192	0,7	Тепло, уносимое водой	104208	33,6 6
			Потери тепла во внешнюю среду	1111	0,4
Тепло экзотермических реакций	16497	5,5	Невязка	16035	5,36
Итого:	299413	100	Итого:	299413	100

Г.1 Расчет воздухоподводящей системы и воздуходувок

Общее количество воздуха, необходимое для работы двух печей составит:
 $V_{\text{общ}} = 2 \cdot 225 = 450 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Производительность воздуходувочных машин, с учетом потерь воздуха в сети будет $235 \text{ м}^3/\text{мин}$, тогда общее количество воздуха, необходимое для работы двух печей с учетом потерь, будет $2 \cdot 235 = 470 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Основываясь на практических данных, определяем, что нужное количество воздуха могут обеспечить две воздуховодки производительностью $240 \text{ м}^3/\text{мин}$, при $p = 36000 \text{ Па}$.

Принимаем скорость воздуха в воздуховодке: $W_{t,p} = 20 \text{ м/с}$.

Диаметр воздухопровода на участке от воздуходувки до общего воздухопровода определяем по формуле:

$$d = 1,13 \sqrt{\frac{V_t}{W_{t,p}}} \quad (37)$$

При давлении воздуха 36000 Па (0,36 атм.) и $t_B = 60^\circ\text{C}$, рабочий рельеф воздуха от каждой машины составит:

$$V_{t,p} = V_{\text{возд}} (273 + t_B) : 60 \cdot 273 (1 + p),$$

$$V_{t,p} = 235 \cdot (273 + 60) : 60 \cdot 273 \cdot 2,08 = 2,3 \text{ м}^3/\text{с}.$$

$$\text{Отсюда } d = 1,13 \sqrt{\frac{2,3}{20}} = 0,383 \text{ м}.$$

Диаметр общего воздухопровода определяем исходя из условий одновременной подачи через него воздуха от двух воздуходувок:

$$V_{t,p} = 2 \cdot V_{t,p} = 2 \cdot 2,3 = 4,6 \text{ м}^3/\text{с}.$$

$$\text{Диаметр воздухопровода: } d_2 = 1,13 \sqrt{\frac{4,6}{20}} = 0,542 \text{ м}.$$

Диаметр воздухопроводов, по которым воздух подается от общего коллектора к печам, определяем из количества воздуха, подаваемого на одну печь:

$$V_0^n = 470 : 2 \cdot 60 = 3,92 \text{ м}^3/\text{с},$$

или

$$V_0^n = 3,9 (273 + 60) : 273 (1 + 1,05) = 2,32 \text{ м}^3/\text{с},$$

$$a = 1,13 \sqrt{\frac{4,6}{20}} = 0,542 \text{ м}.$$

Диаметр воздухопровода:

$$d_3 = 1,13 \sqrt{\frac{2,32}{20}} = 0,385 \text{ м}.$$

Принимаем наибольшую длину воздухопроводной трассы от воздуходувки до общего воздухопровода. $L = 100 \text{ м}$.

Длину участка общего воздухопровода до наиболее отдаленной печи. $L_{\text{п}} = 50 \text{ м}$ и длину подводящего воздухопровода $L_{\text{в}} = 10 \text{ м}$.

Потеря напора на трассе о стенки воздухопровода при $W_{t,p} = 20 \text{ м/с}$.

Коэффициент потери напора от трения 0,4

Действительный вес воздуха:

$$V_{t,p} = 1,29 \cdot 273 \cdot 208 = 2,19 \text{ кг/м}^3,$$

$$H_{t,p} = \frac{0,04(100+50+10)47,7}{0,383 \cdot 0,542 \cdot 0,385} = 742 \text{ мм.вод.ст. или } 7095 \text{ Па}.$$

Потеря напора на преодоление местных сопротивлений определяется в соответствии со схемой воздуходувок и воздуходувочной трассы.

Пространственная схема воздухоподводящей системы шахтной плавки представлена на рисунке 2 .

$$H_{\text{мест}} = (4 \cdot 0,25 + 4 \cdot 1,15) \cdot 400 : 2 \cdot 98 \cdot 2,19 = 250 \text{ мм.вод.ст или } 2450 \text{ Па}.$$

Принимаем дополнительные неучтенные потери напора на всей трассе 30% от суммы:

$$H_{\text{неучт}} = (h_{\text{тр}} + h_{\text{мест}}) 0,3 = (7095 + 2450) 0,3 = 2824 \text{ Па.}$$

Общая потеря напора на всей трассе:

$$\Sigma h_{\text{пот}} = 7095 + 2450 + 2824 = 12409 \text{ Па.}$$

Расчет показывает, что при давлении дутья, создаваемого воздуходувкой 36000 Па, давление на коллекторе печи составит:

$$36000 - 12409 = 23591 \text{ Па,}$$

т.е. соответствует такому значению давления, которое обеспечивает пропускную способность фурм.

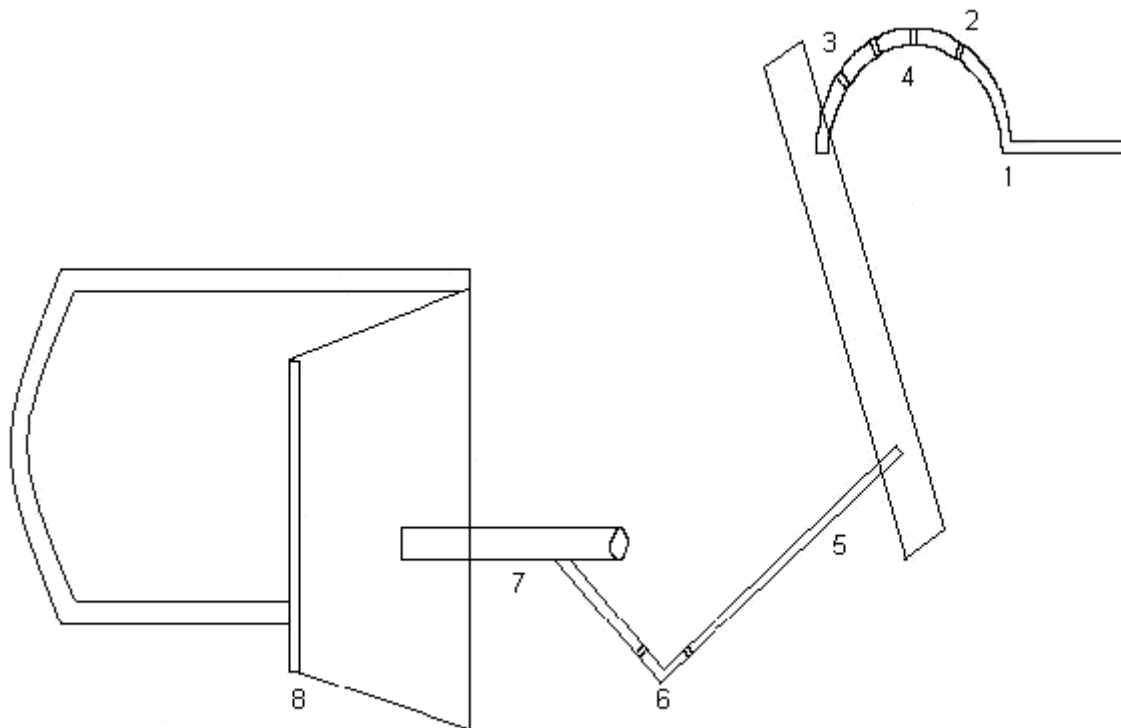


Рисунок Г1 - Пространственная схема воздухоподводящей системы шахтной плавки

Г.2 Расчет газоходной системы. Расчет количества и состава отходящих газов

Расчет газоходной системы шахтной плавки состоит из выбора схемы газоочистки, разработки пространственной схемы всего газохода и участков улавливания пыли, дымососа и дымовой трубы.

Принимаем приведенную на рисунке 3 схему газоходной системы.

Количество газов, образующихся в печи: $61,36 : 17,46 = 3,48 \text{ м}^3/\text{с}$, где 61,36 - количество газов, образующихся в печи при плавке 100 кг агломерата за 17,6 с.

Шахтная печь - циклон: $3,48 \cdot 1,05 = 3,65 \text{ м}^3/\text{с}$.

Температура газов на выходе из печи с учетом 5% подсоса:

$$300 : 1,05 = 285^{\circ}\text{C}.$$

Температура газов на входе в циклон при падении температуры на 5° на 1 м длины газохода:

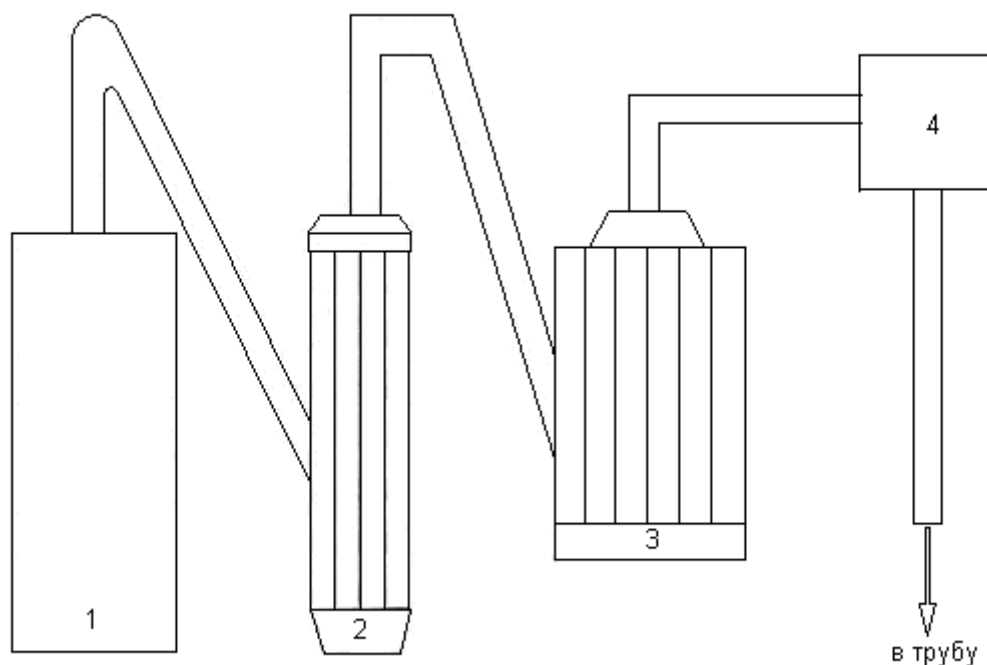
$$285 - 5 \cdot 6 = 255^{\circ}\text{C}.$$

Температура газов на выходе из циклона 175°C , с учетом подсоса:

$$175 : 1,05 = 167^{\circ}\text{C}.$$

Температура газов на входе в рукавный фильтр:

$$167 - 55 = 142^{\circ}\text{C}.$$



1 - шахтная печь, 2 - циклон, 3 - рукавные фильтры, 4 – дымосос.

Рисунок Г2 - Схема газоходной системы

Температура газов на выходе из рукавного фильтра 92°C , с учетом подсоса:

$$92 : 1,05 = 88^{\circ}\text{C}.$$

Температура газов перед дымососом будет:

$$88 - 3 \cdot 5 = 73^{\circ}\text{C}.$$

Далее рассчитываем сечение, объемы отдельных узлов газоходной системы.

Участок: шахтная печь - циклон. Средняя температура газов:

$$300 + 255 : 2 = 278^{\circ}\text{C}.$$

$$\text{Объем газов: } 3,65 \cdot 551 : 273 = 7,36 \text{ м}^3/\text{с}.$$

При скорости газа 5 м/с сечение газохода на этом участке:

$$7,36 : 5 = 1,47 \text{ м}^2.$$

Тогда диаметр газохода на этом участке будет:

$$D = \sqrt{4 \cdot 1,47} = 1,34 \text{ м.}$$

$t_{\text{ср}}$ газа в циклоне: $(255 + 175) : 2 = 215^{\circ}\text{C}$.

Объем газов, проходящих через циклон:

$$3,65 \cdot 488 : 273 = 6,52 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Участок: циклон - рукавный фильтр. Средняя температура газов будет:

$$167 + 142 : 2 = 155^{\circ}\text{C}.$$

Объем газов: $3,83 : 428 \cdot 273 = 4,56 \text{ м}^3/\text{с}$.

Сечение газохода: $4,56 : 5 = 0,912 \text{ м}^2$.

Диаметр газохода:

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,912}{3,14}} = 1,1 \text{ м.}$$

Средняя температура газов в рукавном фильтре: $142 + 88 : 2 = 110^{\circ}\text{C}$.

Температура газов на входе в циклон при падении температуры на 5°C на 1 м длины газохода: $285 - 5 \cdot 6 = 225^{\circ}\text{C}$.

Температура газов на выходе из циклона 175°C , с учетом подсоса:

$$175 : 1,05 = 165.$$

Температура газов при входе в рукавный фильтр:

$$167 - 55 = 142^{\circ}\text{C}.$$

Температура газов на выходе из рукавного фильтра 92°C , с учетом подсоса:

$$92 : 1,05 = 88^{\circ}\text{C}.$$

Температура газов перед дымососом будет:

$$88 - 3 \cdot 5 = 73^{\circ}\text{C}.$$

Объем газа, проходящего через рукавный фильтр:

$$3,83 : 388 \cdot 273 = 544 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Участок: рукавный фильтр - дымосос. Средняя температура газов:

$$(88 + 74) : 2 = 81^{\circ}\text{C}.$$

Объем газов: $4,0 \cdot 354 : 273 = 5,19 \text{ м}^3/\text{с}$.

Сечение газохода: $5,19 : 5 = 1,04 \text{ м}^2$.

Диаметр газохода:

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot 1,04}{3,14}} = 1,15 \text{ м.}$$

Скорость газа перед дымососом: $5,19 \cdot 346 : 273 = 6,58 \text{ м/с}$ или $23680 \text{ м}^3/\text{с}$.

Для выбора дымососа необходимо определить сумму потерь напора газовой системы.

Внезапное изменение по формуле:

$$H'_{\text{пот}} = \xi \frac{\omega^2 t}{2g} \gamma, \quad (38)$$

$$\gamma_t = \frac{273 \cdot \gamma_0}{273 + t} = \frac{273 \cdot 1,54}{273 + 285} = 0,75.$$

F_1 - примем соотношение F_1/F_2 равным 0,5

$$H'_{\text{пот}} = 0,5 : (52 : 2 \cdot 9,8) \cdot 0,75 = 0,48 \text{ мм.вод.ст. или } 4,7 \text{ Па.}$$

Главный поворот на 90° :

$$\gamma_t = \frac{273 \cdot 1,54}{273 + 255} = 0,8 \text{ кг/м}^3,$$

$$h''_{\text{пот.}} = \xi \cdot \frac{\omega_0^2}{2g} \gamma_t \cdot h_{\text{пот.}} = 6 (1,29 - 0,8) = 2,45 \text{ мм.вод.ст или } 24 \text{ Па.}$$

Геометрический напор:

$$H_{\text{геом.}} = \text{Hg} \left(\frac{\rho_B T_0}{T_B} - \frac{\rho_\Gamma T_0}{T_\Gamma} \right) = 1,5 \cdot 9,8 (1,29 \cdot (273 : 293) - 0,8(273 : 528)) = 11,61$$

мм.вод.ст или 114 МПа.

Потери напора в батарее циклона составляет 50 мм.вод.ст или 490 Па.

Участок: циклон - рукавный фильтр. Потери напора на трение определяем:

$$D = (4 \cdot 0,912) : (3,14 \cdot 2 \cdot 0,55) = 1,06 \text{ м,}$$

$$\gamma_t = (273 \cdot 1,54) : (273 + 155) = 0,98 \text{ кг/м}^3,$$

$$h_{\text{пот}} = 0,05 (5^2 : 1,06) \cdot (52 : 2 \cdot 9,8) \cdot 0,98 = 0,28 \text{ мм.вод.ст. или } 2,7 \text{ Па.}$$

Главный поворот на 90° по формуле при $\xi = 0,5$, под прямым углом:

$$H_{\text{пот}} = 0,5 (5^2 : 2 \cdot 9,8) \cdot 0,8 = 0,51 \text{ мм.вод.ст. или } 5 \text{ Па.}$$

Потери напора в рукавных фильтрах принимаем 70 мм.вод.ст. или 686 Па.

Участок : рукавный фильтр - дымосос. Потери на трение:

$$\gamma_0 = (1,56 + 1,29 + 0,15) : 1,15 = 2,38 \text{ кг/м}^3,$$

$$\gamma_t = (2,38 \cdot 273) : (273 + 81) = 2,45 \text{ кг/м}^3,$$

$$d = (4 \cdot 2,38) : (3,14 \cdot 2 \cdot 0,76) = 1,827 \text{ м,}$$

$$H_{\text{пот}}^{\text{III}} = 0,05 (3 : 1,827) \cdot (52 : 2 \cdot 9,8) \cdot 2,45 = 0,26 \text{ мм.вод.ст или } 2,5 \text{ Па.}$$

Сумма потерь составляет:

$$\Sigma h_{\text{пот}} = 4,7 + 10 + 2,2 + 2,4 + 114 + 2,715 + 2,5 = 165,1 \text{ Па.}$$

Г.3 Расчет дымовой трубы

Определяем высоту кирпичной трубы, предназначенной для удаления образующихся газов.

Находим площадь сечения устья трубы, принимая скорость газа в устье 3 м/с:

$$F = V_g : W_{0,2} = 1,16 \text{ м}^2.$$

Отсюда диаметр устья равен:

$$D = \sqrt{\frac{4F}{\pi}} = 1,22 \text{ м.}$$

Диаметр основания трубы находим из соотношения:

$$d_1 = 1,5d_2,$$

отсюда

$$d_{\text{осн}} = 1,5 \cdot 1,22 = 1,9 \text{ м.}$$

Скорость движения дымовых газов в основании трубы:

$$\omega_{0,\Gamma} = \frac{4V_2}{\pi d^2} = 1,23 \text{ м/с.}$$

Действительное разрежение, создаваемое трубой, должно быть на 20-40% больше потерь напора при давлении дымовых газов, т.е.

$$H_{\text{действ}} = 1,3 \Sigma H_{\text{нап}} = 1,3 \cdot 165,1 = 214,63 \text{ Па.}$$

Для определения температур дымовых газов в устье трубы, ориентировочно находим высоту трубы: $H = 70 \text{ м}$. Падение температуры для кирпичной трубы принимаем $1-1,5^\circ\text{C}$ на 1 м высоты трубы:

$$\Delta t = 1,3 \cdot 70 = 91.$$

Тогда температура газов в устье трубы будет:

$$T_{\text{уст}} = 354 - 91 = 263 \text{ К,}$$

$$T = \frac{T_{\text{осн.}} + T_{\text{уст.}}}{2} = 309 \text{ К.}$$

Находим средний диаметр и среднюю площадь сечения:

$$d_{\text{ср.}} = \frac{d_{\text{уст.}} + d_{\text{осн.}}}{2} = 1,56 \text{ м,}$$

$$F_{\text{ср.}} = \frac{\pi d_{\text{ср.}}^2}{4} = 1,91 \text{ м}^2.$$

Средняя скорость дымовых газов в трубе:

$$\bar{\omega}_0 = \frac{\vec{V}_g}{F_{\text{ср.}}} = 1,82 \text{ м/с.}$$

Коэффициент значения λ для кирпичных труб принимаем равным $0,05$.

Подставляем полученные значения в формулу:

$$H = \frac{\frac{214,63 + 1,38(3^2 + 1,32^2)}{2} \cdot \frac{309}{273} + \frac{1,38 \cdot 32}{2} \cdot \frac{238}{273}}{\frac{(1,29 \cdot 273 + 1,38 \cdot 273)}{283} \cdot \frac{9,81 - 0,05}{309} \cdot \frac{1,38}{1,56} \cdot \frac{1,12^2}{2} \cdot \frac{309}{273}} = 250 \text{ м.}$$

но, учитывая санитарные нормы, принимаем высоту трубы равной 70 м .

РЕЦЕНЗИЯ
на дипломный проект

Ирменова Данияра Кобландиевича

по образовательной программе 5В070900 – «Металлургия и обогащение
полезных ископаемых»

на тему: Шахтная плавка свинцовых концентратов

Выполнено:

- 1) Графическая часть на 9 слайдах
- 2) Пояснительная записка на 36 страницах

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТА

Представленный на рассмотрение дипломный проект выполнен в соответствии с требованиями. Все вопросы, связанные с заданием выполнены. Рассмотрены процесс шахтной плавки, химизм процесса, технологическая схема производства свинца. Указано основное и вспомогательное оборудование, применяемое исходя из выполнения технологической схемы и выполнены все необходимые металлургические расчеты. Дипломный проект выполнен в соответствии с принятыми требованиями.

ЗАМЕЧАНИЯ К РАБОТЕ

Однако не представлены пути совершенствования свинцового производства, нет информации о модернизации рассматриваемой технологии. Это замечание не влияет на важность выполняемой работы.

ОЦЕНКА РАБОТЫ

В целом работу можно оценить на «хорошо» (85%), а автору Ирменову Данияру Кобландиевичу можно присвоить звание бакалавра по образовательной программе 5В070900 – «Металлургия и обогащение полезных ископаемых».

Рецензент,
Руководитель Лаборатории перспективных
материалов и технологий, PhD

« 09 » 06 2023 г.



Шарипов Р.Х.

ОТЗЫВ НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

(название видов работ)

Ирменова Данияра Кобландиевича

(Ф.И.О. студента)

6B07203 – «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

Тема: «Шахтная плавка свинцовых концентратов»

В ходе выполнения дипломного проекта Ирменов Данияр Кобландиевич смог в полной мере использовать знания полученные в университете. Студент Ирменов Данияр Кобландиевич по проекту выполнял необходимые металлургические расчеты самостоятельно.

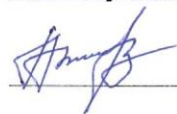
Все вопросы, связанные с заданием выполнены. Также в работе были проведены необходимые расчеты и соблюдены все требования.

Студент Ирменов Данияр Кобландиевич выполнил поставленные задачи в меру своих возможностей и проявлял высокую активность и трудолюбие.

Ирменов Данияр Кобландиевич смог выполнить свою работу в соответствии с требованиями дипломной работы по образовательной программе 5B070900 - «Металлургия и обогащение полезных ископаемых». Оценка дипломного проекта составляет 92%.

Научный руководитель

Доктор PhD, старший преподаватель



Б.Т.Алтайбаев

«12» июня 2023 г.

Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Ирменов Данияр Кобландиевич

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Дипломная работа

Название работы: Шахтная плавка свинцовых концентратов

Научный руководитель: Багдат Алтайбаев

Коэффициент Подобия 1: 0.5

Коэффициент Подобия 2: 0.3

Микропробелы: 27

Знаки из других алфавитов: 221

Интервалы: 0

Белые Знаки: 0

После проверки Отчета Подобия было сделано следующее заключение:

Заимствования, выявленные в работе, является законным и не является плагиатом. Уровень подобия не превышает допустимого предела. Таким образом работа независима и принимается.

Заимствование не является плагиатом, но превышено пороговое значение уровня подобия. Таким образом работа возвращается на доработку.

Выявлены заимствования и плагиат или преднамеренные текстовые искажения (манипуляции), как предполагаемые попытки укрытия плагиата, которые делают работу противоречащей требованиям приложения 5 приказа 595 МОН РК, закону об авторских и смежных правах РК, а также кодексу этики и процедурам. Таким образом работа не принимается.

Обоснование:

Дата 12.06.2023г.

Заведующий кафедрой

Мирзи
Буркеншинов М.Б.



Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Ирменов Данияр Кобландиевич

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Дипломная работа

Название работы: Шахтная плавка свинцовых концентратов

Научный руководитель: Багдат Алтайбаев

Коэффициент Подобия 1: 0.5

Коэффициент Подобия 2: 0.3

Микропробелы: 27

Знаки из других алфавитов: 221

Интервалы: 0

Белые Знаки: 0

После проверки Отчета Подобия было сделано следующее заключение:

- Заимствования, выявленные в работе, является законным и не является плагиатом. Уровень подобия не превышает допустимого предела. Таким образом работа независима и принимается.
- Заимствование не является плагиатом, но превышено пороговое значение уровня подобия. Таким образом работа возвращается на доработку.
- Выявлены заимствования и плагиат или преднамеренные текстовые искажения (манипуляции), как предполагаемые попытки укрытия плагиата, которые делают работу противоречащей требованиям приложения 5 приказа 595 МОН РК, закону об авторских и смежных правах РК, а также кодексу этики и процедурам. Таким образом работа не принимается.
- Обоснование:

Дата

14.06.2022.

проверяющий эксперт

Алтайбаев Б.Т.



Метаданные

Название

Шахтная плавка свинцовых концентратов

Автор

Ирменов Данияр Кобландиевич

Научный руководитель / Эксперт






Багдат Алтайбаев

Подразделение

Г_М_И

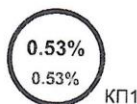
Список возможных попыток манипуляций с текстом

В этом разделе вы найдете информацию, касающуюся текстовых искажений. Эти искажения в тексте могут говорить о ВОЗМОЖНЫХ манипуляциях в тексте. Искажения в тексте могут носить преднамеренный характер, но чаще, характер технических ошибок при конвертации документа и его сохранении, поэтому мы рекомендуем вам подходить к анализу этого модуля со всей долей ответственности. В случае возникновения вопросов, просим обращаться в нашу службу поддержки.

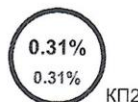
Замена букв		221
Интервалы		0
Микропробелы		27
Белые знаки		0
Парафразы (SmartMarks)		3

Объем найденных подобиий

Обратите внимание! Высокие значения коэффициентов не означают плагиат. Отчет должен быть проанализирован экспертом.

**25**

Длина фразы для коэффициента подобия 2

**8049**

Количество слов

**57609**

Количество символов

Подобия по списку источников

Просмотрите список и проанализируйте, в особенности, те фрагменты, которые превышают КП №2 (выделенные жирным шрифтом). Используйте ссылку «Обозначить фрагмент» и обратите внимание на то, являются ли выделенные фрагменты повторяющимися короткими фразами, разбросанными в документе (совпадающие сходства), многочисленными короткими фразами расположенные рядом друг с другом (парафразирование) или обширными фрагментами без указания источника ("криптоцитаты").

10 самых длинных фраз

Цвет текста

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ И АДРЕС ИСТОЧНИКА URL (НАЗВАНИЕ БАЗЫ)	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	Цвет текста
1	Анализ обработки призабойной зоны пласта соляной кислотой и определение основных технико-экономических параметров обработки на месторождении X 5/9/2023 Satbayev University (ИГИНГД)	25	0.31 %
2	Анализ обработки призабойной зоны пласта соляной кислотой и определение основных технико-экономических параметров обработки на месторождении X 5/9/2023 Satbayev University (ИГИНГД)	9	0.11 %

5/9/2023

Satbayev University (ИГИНГД)

из базы данных RefBooks (0.00 %)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)
------------------	----------	---

из домашней базы данных (0.53 %)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	
1	Анализ обработки призабойной зоны пласта соляной кислотой и определение основных технико-экономических параметров обработки на месторождении X 5/9/2023 Satbayev University (ИГИНГД)	43 (3)	0.53 %

из программы обмена базами данных (0.00 %)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)
------------------	----------	---

из интернета (0.00 %)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	ИСТОЧНИК URL	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)
------------------	--------------	---

Список принятых фрагментов (нет принятых фрагментов)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	СОДЕРЖАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)
------------------	------------	---

