

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт Metallургии и Промышленной инженерии

Кафедра metallургии и обогащения полезных ископаемых

Саржанов Талғат Мұратұлы

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

Исследование распределения меди при шахтной плавке
медь-, свинец содержащего сырья

5B070900 – Metallургия

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт Metallургии и Промышленной инженерии

Кафедра metallургии и обогащения полезных ископаемых

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой МиОПИ
кандидат технических наук
_____М.Б. Барменшинова
«____» _____2020 г.

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

Исследование распределения меди при шахтной плавке
медь-, свинец содержащего сырья

5B070900 – Metallургия

Выполнил

Саржанов Талғат Мұратұлы

Научный руководитель
Кандидат технических наук,
ассоциированный профессор
_____Н.К. Досмухамедов
«____» _____2020 г.

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт Metallургии и Промышленной инженерии

Кафедра metallургии и обогащения полезных ископаемых

5B070900 – Metallургия

«УТВЕРЖДАЮ»

Заведующая кафедрой МиОПИ

кандидат технических наук

_____М.Б. Барменшинова

«_____» _____2020 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломной работы

Обучающемуся: Саржанов Талғат Мұратұлы

Тема: «Исследование распределения меди при шахтной плавке медь-, свинец содержащего сырья»

Утверждена приказом Ректора Университета №762-б от 27.01.2020 г.

Срок сдачи законченной работы «20» мая 2020 г.

Исходные данные к дипломной работе: Промышленные данные ТОО «Казцинк»

Краткое содержание дипломной работы:

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

б) Metallургические расчеты;

Перечень графического материала: *представлены _____ слайдов презентации работы*

Рекомендуемая основная литература: *из 16 наименований.*

ГРФИК
подготовки дипломной работы

Наименование разделов, перечень рассмотренных вопросов	Сроки предоставления научному руководителю	Примечание
Введение	11.03.2020 г.	
Литературный обзор	25.03.2020 г.	
Металлургические расчеты	08.04.2020 г.	
Заключение	22.04.2020 г.	

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

Наименование разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Нормоконтролер	А.Н. Таймасова		

Научный руководитель _____ Н.К. Досмухамедов

Задание принял к исполнению обучающийся _____ Т.М.Саржанов

Дата _____ «3» февраля 2020 г.

АНДАТПА

Жұмыс кіреді: 36 бет, 10 кесте, 5 сурет, қолданылған әдебиеттер - 16.

Зерттеу нысаны: қорғасын өндірісінің айналым материалдары мен жартылай өнімдері.

Жұмыс мақсаты: Қорғасын өндірісінің айналым материалдары мен жартылай өнімдерінің қорғасынды шахталық балқыту кезінде шлак құрамының мыстың және қорғасынның жоғалуына әсерін зерттеу.

Теориялық мәліметтер мен металлургиялық есептеулер нәтижесінде, қорғасын өндірісінің жартылай өнімдері мен айналым материалдарын қайта өңдеу кезінде штейн мен шлактың арасында мыстың бөлініп таралуы байқалды, бұл мыстың шлак құрамында жоғары болуымен байланысты, мыс шлак құрамында ~0,5%

Шлак құрамының мыстың жоғалуына әсері зерттелді. Егер кремнезем мен кальций оксидінің мөлшері 28% және 10% дейін көбейсе шлактағы мыстың мөлшері 0,26% дейін төмедейтіні анықталды.

АННОТАЦИЯ

Работа включает: 36 страниц, 10 таблиц, 5 рисунков, использованных источников - 16.

Предмет исследования: полупродукты и оборотные материалы свинцового производства.

Цель работы: исследование влияния состава шлака на потери меди, свинца со шлаком при шахтной свинцовой плавке полупродуктов и оборотных материалов свинцового производства.

По результатам теоретических данных и металлургических расчётов выявлено, что при переработке полупродуктов и оборотных материалов свинцового производства наблюдается перераспределение меди между штейном и шлаком, что обусловлено повышенным содержанием меди в шлаке, которое составляет ~0,5 %.

Изучено влияние состава шлака на потери меди со шлаком. Установлено, что увеличение содержания кремнезема и оксида кальция до 28 % и 10 %, снижает содержание меди в шлаке до 0,26 %.

ANNOTATION

The work includes: 36 pages, 10 tables, 6 figures, used sources-16.

Subject of research: intermediate product and secondary materials of lead production.

Objective: investigation of the impact of the slag composition on the loss of copper and lead in the slag during mine lead smelting of an intermediate product and secondary materials of lead production.

According to the results of theoretical data and metallurgical calculations, it was revealed that during the processing of intermediate products and working materials of lead production, redistribution of copper between matte and slag is observed, which is due to the increased copper content in the slag, which is ~ 0.5%.

The influence of the slag composition on the loss of copper with slag is studied. It was found that increasing the content of silica and calcium oxide to 28 % and 10 %, reduces the content of copper in the slag to 0.26 %

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	9
1 Современное состояние производства свинца	11
1.1 Полупродукты и оборотные материалы свинцового производства	11
1.2 Выбор и обоснование исследования	13
2 Технология переработки полупродуктов и оборотных материалов в условиях ТОО «Казцинк»	13
2.1 Теория и практика шахтной сократительной плавки	16
2.2 Общая технологическая схема и основные технологические показатели процесса	16
2.3 Характеристика продуктов шахтной сократительной плавки	19
3 Metallургические расчеты процесса шахтной сократительной плавки	19
3.1 Расчет рационального состава исходной усредненной шихты	20
3.2 Материальный баланс процесса	22
3.2.1 Расчет количества и состава пыли и газов	23
3.2.2 Расчет количества и состава чернового свинца	23
3.2.3 Расчет количества и состава штейна	24
3.2.4 Расчет количества и состава шлака	27
3.2.5 Расчет количества дутья и получаемых отходящих газов	28
3.2.6 Материальный баланс процесса	30
3.3 Тепловой баланс процесса шахтной восстановительной плавки	31
3.3.1 Расчет прихода тепла	32
3.3.2 Расчет расхода тепла	33
3.3.3 Тепловой баланс плавки	34
4 Расчет распределения меди между продуктами плавки	35
Заключение	35
Список использованной литературы	37
Приложения А	38

ВВЕДЕНИЕ

Практически во всех автогенных процессах производства меди и свинца общие их потери со шлаком сопровождаются ростом растворенных и механических их потерь [1]. Предусмотренные меры по снижению потерь металлов со шлаками с использованием дополнительного оборудования (электрообогреваемые отстойники) или путем флотации, не обеспечивают должного эффекта [2, 3, 4].

Потери цветных металлов со шлаками оказывают сильное влияние на экономику их производства, негативно влияют на охрану окружающей среды, усугубляя экологические проблемы предприятия в целом. Это стало глобальной проблемой, которые каждое предприятие пытается решить с помощью локально доступных ресурсов и технических средств [4, 5].

Вопрос потери меди со шлаком достаточно полно и детально изучен применительно к современным процессам производства меди [5, 6]. Для производства свинца [7, 8, 9], тем более, когда речь идет о переработке сложного по составу медь, свинец содержащих полупродуктов и оборотных материалов свинцового производства, остается до сих пор открытым. Даже в пределах широко распространенной классической схемы производства свинца: агломерация – шахтная восстановительная плавка – рафинирование, для технологии шахтной восстановительной плавки агломерата данный вопрос требует проведения дополнительных исследований в части оценки влияния состава получаемых штейнов и шлаков на потери меди и свинца со шлаком.

Потери меди, свинца со шлаками зависят от ряда факторов, начиная от объективных, которые определяются составом входных материалов, физико-химической структурой и составом продуктов плавки, и субъективных факторов, зависящих от управления процессом [5]. В окислительных процессах общие потери меди в шлаке определяются суммой электрохимических (химические и физические) и механических потерь [9, 10]. При этом электрохимические потери составляют 65-80%, а механические – 20-35% от общего содержания меди в шлаке [9]. Касательно свинцовых плавов перенос такого подхода для оценки потерь свинца со шлаком не представляется возможным, в силу сложного механизма перехода свинца в шлак. В литературе нет единого мнения по формам нахождения свинца в шлаках. Результаты исследований по данному вопросу носят фрагментарный характер и не систематизированы. Так, в работе [9] установлены две формы нахождения свинца в шлаках: растворенные (Pb^{2+}) и механические (PbS). Однако, как показывают результаты работы [11, 12] формы нахождения свинца в штейнах и шлаках имеют более сложный характер. По утверждению авторов при оценке форм нахождения свинца в шлаках и его потерь со шлаком, наряду с вышеописанными формами потерь, необходимо дополнительно учитывать форму свинца в шлаке в виде растворенного металла ($Pb_{мет.}$). Данные уточнения имеют принципиальное значение для практики.

Цель настоящей работы – определение влияния состава шлака на потери меди, свинца со шлаком при шахтной свинцовой плавке полупродуктов и оборотных материалов свинцового производства.

1 Современное состояние производства свинца

В настоящее время горно-металлургический комплекс является одной из базовых отраслей промышленности Республики Казахстан, играющей важную роль в формировании макроэкономических показателей страны. Поэтому от того, как в дальнейшем будет развиваться горно-металлургический комплекс, во многом будет зависеть поступательное развитие национальной экономики в целом [13].

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

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

В Казахстане большие резервы имеются в расширении минерально-сырьевой базы цветной металлургии. В недрах республики сосредоточены крупные разведанные запасы практически всех цветных и редких металлов. Каждая подотрасль цветной металлургии обладает значительными резервными месторождениями.

На сегодняшний день цветная металлургия Казахстана состоит из 8 подотраслей: работают 40 подземных и 30 открытых рудников, 21 обогатительная фабрика, 11 металлургических заводов. Созданные в отрасли транснациональные компании и интегрированные промышленные объединения положительно зарекомендовали себя на мировом рынке и вносят весомый вклад в экономику страны [14].

Главные отрасли цветной металлургии Казахстана – свинцовая, медная, алюминиевая и титаномагниева. Каждая из этих отраслей имеет важное значение.

Возможны три вида плавки свинца из сульфидных концентратов: реакционная, осадительная и восстановительная. В настоящее время осадительная плавка, включающая взаимодействие сульфида свинца с железом, потеряла свое значение. В основе получения свинца методом реакционной плавки лежит химическое взаимодействие между его сульфидом и оксидом или сульфатом. Протеканию этих реакций должен предшествовать частичный окислительный обжиг исходного концентрата, проводимый предварительно или в том же аппарате, в котором происходит реакционное взаимодействие. Реакционная плавка может быть осуществлена процессами КИБЦЭТ, QSL. Широко применяемая восстановительная плавка осуществляется в шахтных

печах. Перед плавкой свинцовые сульфидные концентраты подвергают обжигу с одновременным спеканием. Классическим примером выплавки свинца в шахтных печах является процесс "Империял Смелтинг" (ISP). Произведенный черновой свинец содержит 2–10% примесей. В качестве примесей в черновом свинце присутствуют медь, сурьма, мышьяк, висмут, золото, серебро и др. Рафинирование чернового свинца можно проводить пирометаллургическим и электролитическим способами. Применение электролиза экономически оправдано в случае небольших содержаний примесей, поэтому, его применение на практике ограничено.

1.1 Полупродукты и оборотные материалы свинцового производства

Штейн – промежуточный продукт свинцового производства, представляющий расплав сульфидов металлов. Составы штейнов свинцового производства могут варьировать в пределах, %: 10-20 Cu; 20-35 Fe; 10-20 Pb; 10-15 Zn; 20-25 S; 0,01-0,03 Se и Te.

Шлаки свинцового производства содержат, %: 5-25 Zn; 1,5-2 Pb; 0,3-0,6 Cu; 0,05-0,1 Cd и др. металлы.

Медные шликеры – полупродукт рафинирования свинца от меди, которые получают в процессе обезмеживания свинца. Средний состав медных шликеров: 10-30% Cu; 50-70% Pb; 7-10% S; 1-5% Zn; 1-4% As; 1-1,5% Sb.

Щелочные плавы – полупродукт рафинирования свинца от мышьяка, сурьмы и олова, получаемые в процессе смягчения. Средний состав щелочных плавов: 65-75 % Pb и до 10-15% Sn, As, Sb (в сумме).

1.2 Выбор и обоснование исследования

В настоящей работе рассмотрен способ переработки полупродуктов и оборотных материалов свинцового производства с получением товарных продуктов в условиях ТОО «Казцинк».

В результате вовлечения в переработку полиметаллических концентратов, на ТОО «Казцинк» резко увеличились объемы получаемых полупродуктов и оборотных материалов, характеризующиеся сложным химическим и фазовым составами. Вырос удельный выход промышленных отходов на единицу выпускаемой продукции на всех этапах переработки руд и концентратов. Возросли материальные и энергетические затраты.

На фоне прогрессивного истощения источников первичного металлургического сырья, обусловленного сырьевой направленностью экономики, количество подобных материалов исчисляется миллионами тонн, и продолжает неуклонно увеличиваться. По имеющимся официальным данным, на сегодняшний день уже накоплено около 20 млрд. тонн твердых отходов, из

которых 75% приходится на долю горных предприятий, 20% - на обогатительные фабрики, остальное - на металлургические предприятия.

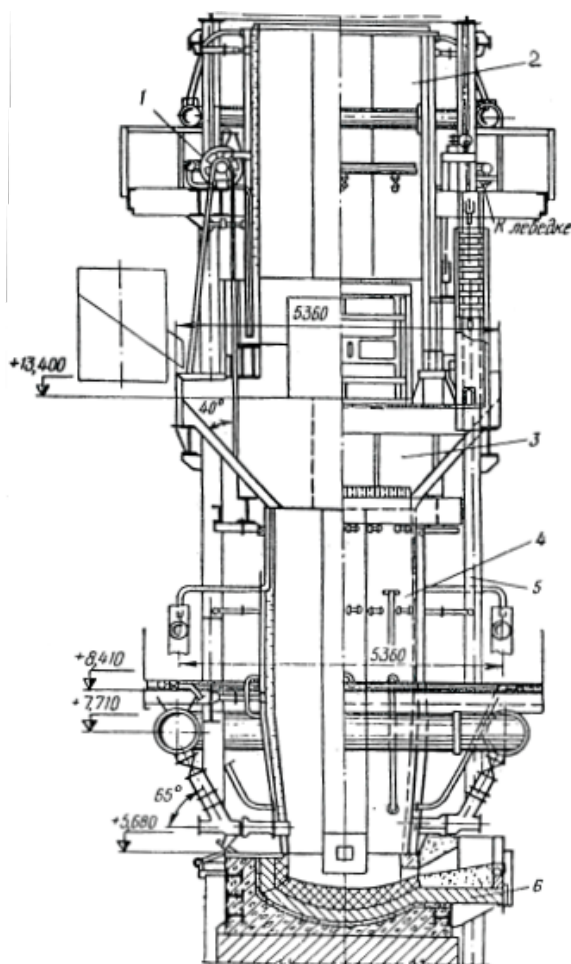
Для решения поставленной в работе задачи – изучения влияния состава шлака на равновесное распределение меди при шахтной сократительной плавке полупродуктов и оборотных материалов в условиях ТОО «Казцинк», проведен литературный обзор и анализ имеющихся в научной литературе работ и проведены металлургические расчеты с использованием данных промышленной практики.

2. Технология переработки полупродуктов и оборотных материалов в условиях ТОО «Казцинк»

В свинцовом производстве ТОО «Казцинк» по технологии предусмотрены три действующие шахтные печи. На одной из них проводят классическую восстановительную плавку агломерата, на второй – сократительную плавку – с выводом полупродуктов и оборотных материалов на отдельную переработку. Третья печь находится на капитальном ремонте, либо в резерве.

2.1 Теория и практика шахтной сократительной плавки

Плавку шихты проводят на шахтной печи с испарительным охлаждением кессонов, схематичное изображение которой показано на рисунке 1.



1 – загрузочная лебедка; 2 - шатер; 3 - колошник; 4 - шахта; 5 - колонна; 6 – горн

Рисунок 1 – Поперечный разрез шахтной печи

Печь работает в непрерывном режиме и под разряжением. Разряжение в газоходе печи создается тягомером и составляет 10-20 мм вод. ст. Объем отходящих газов около 300 тыс.м³/ч. Температура отходящих газов контролируется потенциометром и не превышает 1023 К. Воздушный режим печи контролируется показаниями манометра (2000-4000 кгс/м²), расходомеров (15000-30000 м³/ч.) и газоанализатора (содержание кислорода в дутье 30%). Печь оснащена системой сигнализации падения давления дутья, повышения температуры отходящих газов и уровня воды в баке-сепараторе. Для охлаждения применяют очищенную воду с получением технологического пара на испарительной установке. Использование испарительного охлаждения кессонов дает значительные преимущества перед водяным охлаждением кессонов. Так, расход воды на охлаждение кессонов сократился примерно в 15 раз, пар, получаемый под избыточным давлением 4-5 атм., полностью используется для нужд комплекса.

Шахтная печь состоит из горна, шахты, колошника и электрообогреваемого отстойника. Горн печи расположен на фундаменте. Стены горна выкладывают из огнеупорного хромомagneзитового кирпича, толщиной 600-800 мм. Кладку заключают в плотный стальной сварной кожух и стягивают металлическими тягами. Высота печи 5,5 м. По длине и ширине горн соответствует размерам печи в области фурм, глубина которого составляет 0,5-0,8 м. Горн постоянно заполнен свинцом, штейном и шлаком. Глубину горна выбирают исходя от содержания меди в исходной шихте – чем больше меди, тем меньше глубина горна.

Черновой свинец выпускают непрерывно через сифон. Уровень свинца в приемнике выше уровня его в горне на 100-200 мм. Вследствие разности давления вдуваемого в печь воздуха и веса (давления) шлака и штейна. Преимуществом сифонного выпуска является возможность регулирования уровнем и температурой продуктов плавки в горне, а также предотвращение образования подовой настывки.

Для предотвращения зарастания горна на его лещади сохраняют некоторый слой металла. Шлак и штейн выпускают из горна через специальное отверстие в выпускном кессоне, который обычно устанавливают в торцевой стенке печи. Отверстие для выпуска из печи шлака и штейна располагается несколько ниже оси фурм.

Шахта печи установлена непосредственно на горне печи. Шахта печи состоит из двух рядов кессонов: первый ряд крепится к бортам горна; второй - опираясь на жесткое кольцо, крепится вокруг печи.

Для загрузки кокса и свинцовых материалов предусмотрен колошник, смонтированный на охлаждаемых водой балках.

Разделение жидких продуктов плавки происходит в отстойниках печи. В качестве отстойников используют электротермические печи объемом 12-16 м³, мощностью 1200-2500 кВт. По длинной оси печи располагают три электрода диаметром 550 мм. Расстояние между электродами 1800 мм. Печь футерована огнеупорным кирпичом. Внутренняя часть печи выполнена из магнезитового

кирпича, а наружная из шамота. Кладка заключена в стальной кожух, толщиной 12 мм. Свод печи арочный, толщиной 360 мм. Толщина подины отстойника составляет 640 мм, и имеет форму обратного свода. Подина выложена из различных огнеупорных материалов. Верхний слой выложен из магнезитового кирпича, средний слой – из шамотного, а нижний слой выложен из огнеупорного бетона.

Уровень расплава поддерживается в пределах 1000-1200 мм. Загрузка продуктов плавки шахтной сократительной печи производится через отверстие в своде отстойника.

Рабочие шпур, для выпуска продуктов плавки – свинца, штейна и шлака - расположены в торцевой части отстойника. Над основной шлаковой леткой отстойника предусмотрен аварийный шпур для выпуска шлака, который применяют в случае переполнения отстойника расплавом.

Свинец и штейн выпускают из отстойника через шпур по мере их накопления.

Черновой свинец направляют на дальнейшее рафинирование. Значительная концентрация мышьяка и сурьмы (1,8 и 3,0%, соответственно), а также меди в нем снижает качество получаемых полупродуктов и оборотных материалов, увеличивает эксплуатационные расходы дальнейших операций. Увеличивается выход медных шликеров, ухудшается качество чернового свинца.

Шлаки, содержащие 15-18% цинка, с целью доизвлечения из них цинка отправляют на фьюмингование. Извлечение цинка в возгоны едва достигает 80%. Не удается при фьюминговании достичь достаточно полного обеднения шлаков и по цветным металлам, что не позволяет использование последних по целевому назначению. Шлаки продолжают накапливаться занимая большие площади.

Газы, после очистки от пыли утилизируются, а пыли направляются на начальную стадию – агломерацию.

Выход медно-свинцовых штейнов составляет 80-110 тонн в сутки, которые подвергают дальнейшей переработке конвертированием с получением черновой меди. Ежемесячно, в среднем, перерабатывают до 3000 тонн штейна. Конверторную пыль направляют в химико-металлургическое отделение для дальнейшей переработки. Газы шахтной сократительной плавки и конвертирования, после очистки от пыли, отправляются на утилизацию.

2.2 Общая технологическая схема и основные технологические показатели процесса

Существующая технологическая схема переработки полупродуктов и оборотных материалов представлена на рисунке 2.

Характерной особенностью технологии является вывод и организация самостоятельной переработки в шахтной печи практически всех оборотов

свинцового производства: бедных по меди штейнов шахтной восстановительной плавки, медных шликеров, шлаковых корок, щелочных плавов, конвертерных шлаков и других материалов, содержащих свинец.



Рисунок 2 – Технологическая схема шахтной сократительной плавки

2.3 Характеристика продуктов шахтной сократительной плавки

Исходная шихта шахтной сократительной плавки представляет собой сложный конгломерат смеси, состоящий из различных материалов. В упрощенной форме состав исходной шихты (при расчете на 100%) представляют, как состоящую из 7% медно-цинковой руды, 17% флюсовой руды и 30% медных шликеров. В оставшиеся 46% включают бедные по меди штейны шахтной восстановительной плавки, конверторные шлаки, щелочные плавы, шлаковые остатки, свинцовые кеки и представляют эту смесь как шихту сократительной плавки. Состав исходной шихты показано на рисунке 3.

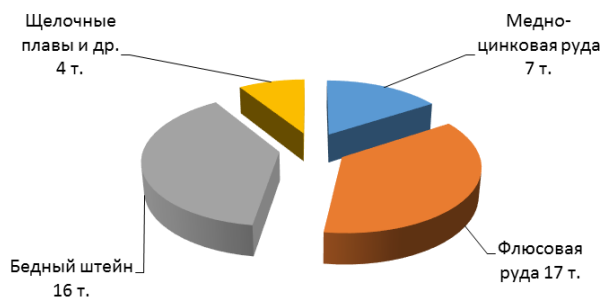


Рисунок 3 – Состав шихты сократительной плавки

Баланс материальных потоков шахтной сократительной плавки показан на рисунке 4.

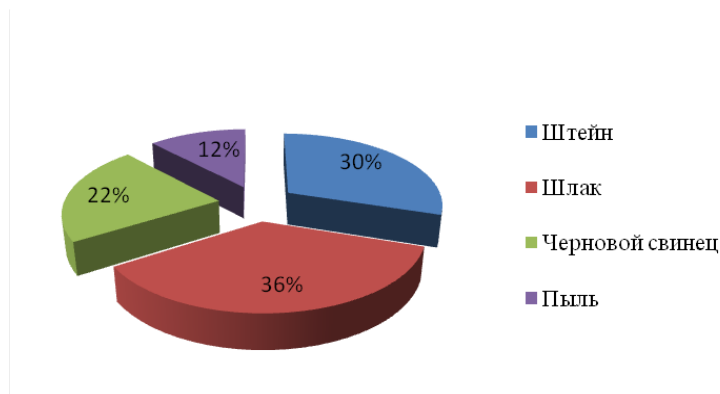


Рисунок 4 – Баланс материальных потоков шахтной сократительной плавки

Выход черного свинца при плавке составляет 22%. Из общего количества свинца в шихте, в черновой металл переходит всего лишь 68,8% свинца. Значительная его доля (25,8%) переходит в штейн. Содержание свинца в штейнах доходит до 26%. Оставшаяся часть свинца - 5,4%, распределяется между шлаком и пылью – 2,1 и 3,3%, соответственно.

Полученные данные свидетельствуют о том, что снижение извлечения свинца в черновой металл обуславливается, в основном, его потерями со штейном. В черновой свинец переходит значительная часть сурьмы – 26,9%. Доля мышьяка в черновом металле незначительна и составляет 8,8%.

Содержание меди в черновом свинце варьирует в пределах от 2 до 5,5% (по материальному балансу 3,3%). При таком качестве черного свинца невозможно достичь оптимальных технологических показателей последующих операций рафинирования, высокого качества получаемых полупродуктов и оборотных материалов.

Не лучшим образом обстоит дело и с получаемыми медно-свинцовыми штейнами, выход которых достигает 30%. Содержание меди в них меняется в широком диапазоне – от 25 до 45%. В штейн переходит 45,4% мышьяка и 27% сурьмы. Из общего количества цинка в исходной шихте, в штейне концентрируется до 22% цинка. Значительное содержание примесей – свинца, цинка, мышьяка и сурьмы в получаемых штейнах - следствие повышенного их содержания в черновой меди, а следовательно и в конверторных шлаках.

Выход шлаков при плавке - 36%. Шлаки характеризуются повышенной концентрацией цинка - 7,8%. В шлак переходит 60% цинка от общего его количества в исходной шихте. Содержание меди и свинца в шлаках составляет 0,47 и 1,79%, соответственно. Доля мышьяка и сурьмы, переходящего в шлак минимальна и находится на уровне 3,0 и 5%, соответственно.

Выход пыли при шахтной сократительной плавке минимален и составляет 12%. В пыли переходит 43% мышьяка и 41% сурьмы, от общего их количества в исходной шихте. Доля меди и свинца в пыли составляет,

соответственно, 4,8 и 3,3%, от общего их количества в исходной шихте. В пыли переходит 17,3% цинка, от общего его количества.

Полученные результаты показывают перераспределение меди и свинца между штейном и шлаком, что требует проведения металлургических расчетов с целью уточнения влияния состава шлака на потери меди и свинца со шлаком.

3 Металлургические расчеты процесса шахтой сократительной плавки

3.1 Расчет рационального состава усредненной исходной шихты

Металлургические расчеты проводили на 100 кг исходной шихты. По данным практики минералогический состав исходной шихты показано таблице 1.

Таблица 1 – Минералогический состав исходной шихты

Компоненты	Медные шликеры	медно- цинковая руда	бедные штейны	конвертерный шлак	щелочные плавы	Флюс	Всего
CuFeS ₂		0,550					0,55
Cu ₂ S	10,90		1,16				12,06
Cu ₂ O				1,12	0,004		1,12
Cu			2,41				2,41
PbS	3,25	0,03	1,33				4,6
PbO*SiO ₂				11,91			11,91
PbO					2,659	0,114	2,77
Pb	7,99		1,97				9,96
ZnS		0,35	2,72				3,07
ZnO					1,20		1,20
ZnO*SiO ₂				2,55			2,55
Zn	1,20						1,20
FeS		2,692	1,29				3,98
2FeO*SiO ₂				5,69			5,69
Fe ₃ O ₄			2,21	1,08			3,28
Fe ₃ As ₂			0,37				0,37
Fe ₃ Sb ₂			0,15				0,15
As ₂ O ₅				0,92	0,060		0,98
Sb ₂ O ₅				0,29	0,074		0,37
As ₂ S ₃		1,03					1,03
Sb ₂ S ₃		1,02					1,02
As	1,16						1,16
Sb	0,42						0,42
SiO ₂				0,34		12,716	13,06
CaO				1,40		2,67	4,07
прочие	5,09	1,325	2,40	0,69	0,004	1,50	11,00
Итого:	30,00	7,00	16,00	26,00	4,00	17,00	100,00

Зная минералогический состав исходной шихты рассчитываем рациональный состав исходной шихты. Результаты расчетов сведены в таблицу 2.

Таблица 2 – Усредненный состав шихты

Наименование	Cu	Pb	Zn	Fe	S	As	Sb	O ₂	SiO ₂	CaO	Проч.	Всего:
Медные шликеры	8,70	10,80	1,20		2,63	1,16	0,42				5,09	30,0
Медно-цинковая руда	0,19	0,03	0,23	1,88	1,29	1,03	1,02				1,33	7,0
Бедные штейны	3,34	3,12	1,82	2,67	1,78	0,18	0,09	0,61			2,40	16,0
Конверторный шлак	1,00	8,71	1,18	3,90		0,60	0,24	2,65	5,63	1,40	0,69	26,0
Щелочные плавы	0,003	2,47	0,96			0,04	0,06	0,47			0,004	4,00
Флюс		0,11						0,01	12,72	2,67	1,50	17,0
Всего:	13,23	25,23	5,40	8,45	5,70	3,00	1,83	3,73	18,35	4,07	11,01	100,0

3.2 Расчет материального баланса процесса

В начале находим общее количество поступающее с исходной шихтой

$$G_{O_2}^{\text{исх.шихта}} = G_{O_2}^{\text{исх.шихта}} \quad (1)$$

Находим прочие:

$$G_{\text{проч}}^{\text{исх.шихта}} = 100 - G_{Cu}^{\text{исх.шихта}} - G_{Cu}^{\text{исх.шихта}} - G_{Pb}^{\text{исх.шихта}} - G_{Fe}^{\text{исх.шихта}} - G_{Zn}^{\text{исх.шихта}} - G_S^{\text{исх.шихта}} - G_{As}^{\text{исх.шихта}} - G_{Sb}^{\text{исх.шихта}} - G_{O_2}^{\text{исх.шихта}} - G_{SiO_2}^{\text{исх.шихта}} - G_{CaO}^{\text{исх.шихта}} \quad (2)$$

где 100-это количество исходной шихты;

$G_{Me}^{\text{исх.шихта}}$ -количество металлов в исходной шихте.

После задаем исходные данные для расчета материального баланса.

Основываясь на данные практики, задаем распределение компонентов по продуктам плавки.

Свинец:

Извлечение в штейн – 25%;

Извлечение в черновой свинец – 70%;

Извлечение в штейн – 3,5%;

Извлечение в пыль – 1,5%.

Цинк:

Извлечение в штейн – 11%;

Извлечение в шлак – 85,2%;

Извлечение в пыль – 3,8%.

Медь:

Извлечение в штейн – 87%;

Извлечение в черновой свинец – 8,5%;

Извлечение в шлак – 3%;

Извлечение в пыль – 1,5%.

Железо:

Извлечение в штейн – 4,3%;

Извлечение в шлак – 56%;

Извлечение в пыль – 1%.

Мышьяк:

Извлечение в штейн – 32%;

Извлечение в шлак – 5%;

Извлечение в пыль – 63%.

Сурьма:

Извлечение в штейн – 9%;

Извлечение в черновой свинец – 26%;

Извлечение в шлак – 6%;

Извлечение в пыль – 60%.

SiO_2 , CaO:

Извлечение в шлак – 99%;

Извлечение в пыль – 1%.

Прочие:

Извлечение в штейн – 5,5%;

Извлечение в черновой свинец – 1,5%;

Извлечение в шлак – 92%;

Извлечение в пыль – 1%.

3.2.1 Расчет количества и состава пыли и газов

Сперва рассчитывали количество и состав пыли полученной после плавки. Общая формула:

$$G_{\text{Мe}}^{\text{пыль}} = \frac{G_{\text{Мe}}^{\text{уср.сост}} * U_{\text{Мe}}^{\text{пыль}}}{100} \quad (3)$$

где $G_{\text{Мe}}^{\text{пыль}}$ - количество металла в пыли (Me-Cu, Zn, Pb и т.д.);

$G_{\text{Мe}}^{\text{уср.сост}}$ - количество металла в усредненной шихте, кг;

$U_{\text{Мe}}^{\text{пыль}}$ -извлечение металла в пыль.

Для меди это будет выглядеть так:

$$G_{\text{Cu}}^{\text{пыль}} = \frac{G_{\text{Cu}}^{\text{уср.сост}} * U_{\text{Cu}}^{\text{пыль}}}{100} \quad (4)$$

и так для каждого металла, для O_2 ,берем 1% от исходного его количества в уср.шихте

Полученные данные суммируем и получаем общее количество пыли без окислений.

$$G_{\text{пыль}}^{\text{без окис}} = G_{\text{Cu}}^{\text{пыль}} + G_{\text{Pb}}^{\text{пыль}} + G_{\text{Zn}}^{\text{пыль}} + G_{\text{Fe}}^{\text{пыль}} + G_{\text{As}}^{\text{пыль}} + G_{\text{Sb}}^{\text{пыль}} + G_{\text{SiO}_2}^{\text{пыль}} + G_{\text{CaO}}^{\text{пыль}} + G_{\text{O}_2}^{\text{пыль}} + G_{\text{проч}}^{\text{пыль}} \quad (5)$$

где $G_{\text{Мe}}^{\text{пыль}}$ -количество металлов в пыли.

Полученные данные вводим в таблицу 3.

Таблица 3 – Состав и количество пыли

Компоненты	Количество, кг	Содержание, %
Pb	0,88	18,91
Fe	0,08	1,81
Zn	0,21	4,40
Cu	0,13	2,83
As	1,89	40,52
Sb	1,10	23,58
O	0,04	0,80
SiO ₂	0,18	3,93
CaO	0,04	0,87
Прочие	0,11	2,36
Всего:	4,67	100

3.2.2 Расчет количества и состава черного свинца

Общая формула расчета:

$$G_{\text{Me}}^{\text{черн.св}} = \frac{G_{\text{Me}}^{\text{уср.сос}} * U_{\text{Me}}^{\text{черн.свинец}}}{100} \quad (6)$$

где $G_{\text{Me}}^{\text{черн.св}}$ - количество металла в черном свинце, кг;
 $G_{\text{Me}}^{\text{уср.сос}}$ - количество металла в усредн. шихте, кг;
 $U_{\text{Me}}^{\text{черн.св}}$ - извлечение металлов в черновой свинец, %.

Так для Pb будет:

$$G_{\text{Pb}}^{\text{черн.св}} = \frac{G_{\text{Pb}}^{\text{уср.сос}} * U_{\text{Pb}}^{\text{черн.св}}}{100} \quad (7)$$

Точно такие расчеты для Cu, Sb, прочие.

Найденные данные вводим в таблицу 4.

Таблица 4 – Состав и количество черного свинца

Компоненты	Количество, кг	Содержание, %
Pb	17,66	90,91
Cu	1,12	5,79
Sb	0,48	2,46
Прочие	0,17	0,85
Всего:	19,43	100

3.2.3 Расчет количества и состава штейна

Общая формула расчета количества металлов в штейне:

$$G_{\text{Me}}^{\text{штейн}} = \frac{G_{\text{Me}}^{\text{уср.сос}} * U_{\text{Me}}^{\text{штейн}}}{100} \quad (8)$$

где $G_{\text{Me}}^{\text{штейн}}$ - количество металла в штейне, кг;
 $G_{\text{Me}}^{\text{уср.сос}}$ - количество металла в усред. шихте, кг;
 $U_{\text{Me}}^{\text{штейн}}$ - извлечение металла в штейн, %.

Так по формуле (8) рассчитываем Cu, Pb, Zn, Fe, As, Sb, прочие. Сера берем согласно практики от десульфуризации, 80%. Значит:

$$G_{S}^{\text{штейн}} = G_{S}^{\text{уср.сос}} * 80\% \quad (9)$$

где 80% - остаток серы после десульфуризаций;

$G_{S}^{\text{штейн}}$ - количество серы в штейне, кг;

$G_{S}^{\text{уср.сос}}$ - количество серы в усрд. шихте, кг.

Все найденные количества металлов суммируем и находим $G_{\text{штейн}}$:

$$G_{\text{штейн}} = G_{\text{Cu}}^{\text{штейн}} + G_{\text{Pb}}^{\text{штейн}} + G_{\text{Zn}}^{\text{штейн}} + G_{\text{Fe}}^{\text{штейн}} + G_{\text{S}}^{\text{штейн}} + G_{\text{As}}^{\text{штейн}} + G_{\text{Sb}}^{\text{штейн}} + G_{\text{прочие}}^{\text{штейн}} \quad (10)$$

Найденные данные вводим в таблицу 5.

Таблица 5 – Состав и количество штейна

Компоненты	Количество, кг	Содержание, %
Pb	6,31	22,26
Cu	11,51	40,61
Fe	3,63	12,82
Zn	0,59	2,10
S	4,56	16,09
As	0,96	3,39
Sb	0,17	0,58
Прочие	0,61	2,14
Всего:	28,33	100,00

3.2.4 Расчет количества и состава шлака

Количество металлов в шлаке находим по разнице:

$$G_{\text{Мe}}^{\text{шлак}} = G_{\text{Мe}}^{\text{уср.сос}} - G_{\text{Мe}}^{\text{пыль}} - G_{\text{Мe}}^{\text{штейн}} - G_{\text{Мe}}^{\text{черн.св}} \quad (11)$$

где $G_{\text{Мe}}^{\text{шлак}}$ - количество металла в шлаке, кг;

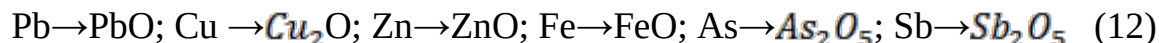
$G_{\text{Мe}}^{\text{усрд.сос}}$ - количество металла в исходной усредненной шихте, кг;

$G_{\text{Мe}}^{\text{пыль}}$ - количество металлов в пыли;

$G_{\text{Мe}}^{\text{штейн}}$ - количество металлов в штейне;

$G_{\text{Мe}}^{\text{черн.св}}$ - количество металлов в черновом свинце.

Шлак так как оксидный продукт металлы пересчитываем в оксидные соединения. Так для всех металлов:



$$G_{\text{PbO}} = \frac{G_{\text{Pb}}^{\text{шлак}} * (M_{\text{Pb}} + M_{\text{O}_2})}{M_{\text{Pb}}} \quad (13)$$

где G_{PbO} - количество PbO;

$G_{\text{Pb}}^{\text{шлак}}$ - количество Pb в шлаке;

M_{Pb} - молярная масса свинца;

M_{O_2} - молярная масса кислорода.

$$G_{\text{Cu}_2\text{O}} = \frac{G_{\text{Cu}}^{\text{шлак}} * (M_{\text{Cu}} * 2 + M_{\text{O}_2})}{M_{\text{Cu}} * 2} \quad (14)$$

Из формулы Cu_2O находим остальные оксиды:

$$G_{\text{ZnO}} = \frac{G_{\text{Zn}}^{\text{шлак}} * (M_{\text{Zn}} + M_{\text{O}_2})}{M_{\text{Zn}}} \quad (15)$$

$$G_{\text{FeO}} = \frac{G_{\text{Fe}}^{\text{шлак}} * (M_{\text{Fe}} + M_{\text{O}_2})}{M_{\text{Fe}}} \quad (16)$$

$$G_{\text{As}_2\text{O}_5} = \frac{G_{\text{As}}^{\text{шлак}} * (M_{\text{As}} * 2 + M_{\text{O}_2} * 5)}{M_{\text{As}} * 2} \quad (17)$$

$$G_{\text{Sb}_2\text{O}_5} = \frac{G_{\text{Sb}}^{\text{шлак}} * (M_{\text{Sb}} * 2 + M_{\text{O}_2} * 5)}{M_{\text{Sb}} * 2} \quad (18)$$

После этого по разнице находим O_2 в шлаке. Общая формула:

$$G_{\text{O}_2}^{\text{MeO}} = G_{\text{MeO}} - G_{\text{Me}}^{\text{шлак}} \quad (19)$$

где $G_{\text{O}_2}^{\text{MeO}}$ - количество O_2 в MeO;

G_{MeO} - количество MeO, кг;

$G_{\text{Me}}^{\text{шлак}}$ - количество Me в шлаке, кг.

Найденные по формуле (19) весь O_2 суммируем и отнимаем от количества O_2 :

$$G_{\text{O}_2}^{\text{O}_2} = G_{\text{O}_2}^{\text{шлак}} - G_{\text{O}_2}^{\text{Cu}_2\text{O}} - G_{\text{O}_2}^{\text{PbO}} - G_{\text{O}_2}^{\text{ZnO}} - G_{\text{O}_2}^{\text{FeO}} - G_{\text{O}_2}^{\text{As}_2\text{O}_5} - G_{\text{O}_2}^{\text{Sb}_2\text{O}_5} \quad (20)$$

Найденные данные вводим в таблицу 6.

$$\%Me = \frac{G_{\text{шлак}} * 100}{G_{Me}} \quad (21)$$

$$\%MeO = \frac{G_{\text{шлак}} * 100}{G_{MeO}} \quad (22)$$

Расчет кокса необходимого для восстановления Fe_3O_4 и Pb в усред. шихте:

$$G_{\text{C}}^{\text{кокс}} = \frac{G_{Pb}^{\text{уср.сос}} * M_C}{M_{Pb}} \quad (23)$$

где $G_{\text{C}}^{\text{кокс}}$ - количество С в коксе для восстановления Pb, кг;

$G_{Pb}^{\text{уср.сос}}$ - количество Pb в усред. составе шихты;

M_C -молярная масса углерода;

M_{Pb} -молярная масса свинца.

Точно также и для Fe_3O_4 :

$$G_{\text{C}}^{\text{кокс}} = \frac{G_{Fe_3O_4}^{\text{общ.рац.сос}} * M_C}{(M_{Fe} * 3 + M_{O_2 * 4})} \quad (24)$$

где $G_{Fe_3O_4}^{\text{общ.рац.сос}}$ - количество магнетита из общего рационального состава

Затем суммируем С:

$$G_{\text{C}}^{\text{кокс}} = G_{\text{C}}^{(160)} + G_{\text{C}}^{(161)} \quad (25)$$

По данным практики С берут на 1,5 раза больше от необходимого количества.

$$G_{\text{C}}^{\text{кокс}} = G_{\text{C}}^{\text{кокс}(155)} * 1,5 \quad (26)$$

Состав кокса: С-88%; проч-12%

$$G_{\text{кокс}} = \frac{G_{\text{C}}^{\text{кокс}(163)}}{\% C_{\text{кокс}}} * 100 \quad (27)$$

где $G_{\text{кокс}}$ - общее количество кокса;

$G_{\text{C}}^{\text{кокс}(163)}$ - количество С из формулы (26);

$\% C_{\text{кокс}}$ - содержание С в коксе.

12% прочих переходит в шлак.

$$G_{\text{проч}}^{\text{кокс}} = G_{\text{кокс}} * 0,12 \quad (28)$$

Полученные результаты сводим в таблицу 6.

Таблица 6 – Состав и количество шлака

Компоненты	Количество, кг	Содержание, %
PbO	0,41	0,88
FeO	6,09	13,11
Cu ₂ O	0,52	1,12
ZnO	5,73	12,34
As ₂ O ₅	0,23	0,50
Sb ₂ O ₅	0,12	0,26
SiO ₂	18,16	39,12
CaO	4,03	8,68
O ₂	1,01	2,18
Прочие	10,12	21,81
Всего:	46,43	100

3.2.5 Расчет количества дутья и поступающих и отходящих газов.

Находим количество серы, переходящие в газы.

$$G_S^{\text{газы}} = G_S^{\text{уср.сос}} - G_S^{\text{штейн}} \quad (29)$$

$$G_{SO_2}^{\text{газы}} = \frac{G_S^{\text{газы}} * M_{SO_2}}{M_S} \quad (30)$$

Берем отношение CO₂: CO равным 1:2:

Находим CO₂ и CO

$$G_C^{CO} = 2/3 * G_C^{\text{кокс}} \quad (31)$$

$$G_C^{CO_2} = 1/3 * G_C^{\text{кокс}} \quad (32)$$

$$G_{CO} = \frac{G_C^{CO}}{M_C} * (M_C + M_{O_2}) \quad (33)$$

$$G_{CO_2} = \frac{G_C^{CO_2} * (M_C + M_{O_2} * 2)}{M_C} \quad (34)$$

Находим O_2 которое нужно подать в печь для SO_2 , CO и CO_2 .

$$G_{O_2}^{SO_2} = G_{SO_2} - G_S^{SO_2} \quad (35)$$

$$G_{O_2}^{CO} = G_{CO} - G_C^{CO} \quad (36)$$

$$G_{O_2}^{CO_2} = G_{CO_2} - G_C^{CO_2} \quad (37)$$

$$G_{O_2} = G_{O_2}^{SO_2} + G_{O_2}^{CO} + G_{O_2}^{CO_2} \quad (38)$$

В качестве дутья используют воздух, содержание кислорода 21%:

$$G_{\text{дутье}} = \frac{G_{O_2} \cdot 100}{21\%} \quad (39)$$

Количество N_2 в дутье будет:

$$G_{N_2}^{\text{дутье}} = G_{\text{дутье}} - G_{O_2} \quad (40)$$

Найденные данные вводим в таблицу 7.

Таблица 7 – Состав и количество отходящих газов

Компоненты	Количество, кг	Содержание, %	Объемы, м ³	Содержание, %
SO ₂	2,28	6,93	0,80	3,62
N ₂	22,88	69,58	16,01	72,79
CO ₂	3,40	10,34	1,73	7,86
CO	4,33	13,16	3,46	15,73
H ₂ O	0,00	0,00	0,00	0,00
Всего:	32,88	100,00	22,00	100,00

Детальные расчеты по материальному балансу показано в приложении А.

3.2.6 Материальный баланс процесса

Общий материальный баланс приведен в таблице 8.

Таблица 8 – Материальный баланс

Материал	Всего		Cu		Pb		Zn		Fe		As		Sb	
Загружено:	кг	%	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II
Шихта	100,00	33,89	13,23	13,23	25,229	25,23	5,403	5,40	8,45	8,45	3,00	3,00	1,835	1,83
Воздух	178,89	60,62												
Кокс	16,20	5,49												
Всего:	295,09	100	13,23		25,23		5,40		8,45		3,00		1,83	
Получено:														
Черновой свинец	19,43	6,58	1,12	5,79	17,66	90,91							0,48	2,46
Штейн	28,33	9,60	11,51	40,61	6,31	22,26	0,59	2,10	3,63	12,82	0,96	3,39	0,17	0,58
Шлак	48,38	16,39	0,46	0,96	0,38	0,78	4,603	9,52	4,73	15,78	0,15	0,31	0,09	0,19
Пыль, газы	198,95	67,42	0,13	0,07	0,88	0,44	0,205	0,10	0,08	0,04	1,89	0,95	1,10	0,55
Всего:	295,09	100	13,23		25,23		5,40		8,45		3,00		1,83	

S		O ₂		N ₂		SiO ₂		CaO		C		Прочие	
I	II	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II
5,70	5,70	3,73	3,73			18,35	18,35	4,07	4,07			11,01	11,01
		37,57	21,00	141,32	79,00								
										14,25	88,00	1,94	12
5,70		41,30		141,32		18,35		4,07		14,25		12,95	
												0,17	0,85
4,56	16,09											0,61	2,14
		3,69	7,63			18,16	22,55	4,03	8,34			12,07	24,95
1,14	0,57	37,60	18,90	141,32	71,03	0,18	0,09	0,04	0,02	14,25	7,16	0,11	0,06
5,70		41,30		141,32		18,35		4,07		14,25		12,95	

I – количество, кг; II – содержание, %.

3.3 Тепловой баланс процесса шахтной восстановительной плавки

Согласно практике при расчете теплового баланса были выбраны следующие табличные значения (таблица 9).

Таблица 9 – Стандартные данные из практики

Наименование	Значение		Ед. измерения
температура шихты	25	$t_{\text{шихта}}$	$^{\circ}\text{C}$
теплоемкость шихты	0,12	$C_{\text{шихта}}$	ккал/(кг $\cdot^{\circ}\text{C}$)
температура кокса	25	$t_{\text{кокс}}$	$^{\circ}\text{C}$
теплоемкость кокса	0,2	$C_{\text{кокс}}$	ккал/(кг $\cdot^{\circ}\text{C}$)
температура воздуха	25	$t_{\text{в}}$	$^{\circ}\text{C}$
теплоемкость воздуха	0,31	$C_{\text{в}}$	ккал/(кг $\cdot^{\circ}\text{C}$)
температура чернового свинца	800	$t_{\text{сч}}$	$^{\circ}\text{C}$
теплоемкость чернового свинца	0,033	$C_{\text{сч}}$	ккал/(кг $\cdot^{\circ}\text{C}$)
температура штейна	1200	$t_{\text{шт}}$	$^{\circ}\text{C}$
теплоемкость штейна	0,2	$C_{\text{шт}}$	ккал/(кг $\cdot^{\circ}\text{C}$)
температура шлака	1250	$t_{\text{шл}}$	$^{\circ}\text{C}$
теплоемкость шлака	0,3	$C_{\text{шл}}$	ккал/(кг $\cdot^{\circ}\text{C}$)
температура отходящих газов	850	$t_{\text{газ}}$	$^{\circ}\text{C}$
теплоемкость SO_2	0,57	$C_{(\text{SO}_2)}$	ккал/(м $^3\cdot^{\circ}\text{C}$)
теплоемкость N_2	0,388	$C_{(\text{N}_2)}$	ккал/(м $^3\cdot^{\circ}\text{C}$)
теплоемкость CO_2	0,562	$C_{(\text{CO}_2)}$	ккал/(м $^3\cdot^{\circ}\text{C}$)
теплоемкость CO	0,345	$C_{(\text{CO})}$	ккал/(м $^3\cdot^{\circ}\text{C}$)
теплоемкость воды (пар)	0,428	$C_{(\text{H}_2\text{O})}$	ккал/(м $^3\cdot^{\circ}\text{C}$)
теплоемкость воды жидкость	1	$C_{(\text{H}_2\text{O})}$	ккал/(м $^3\cdot^{\circ}\text{C}$)
теплота испарения воды при 100 $^{\circ}\text{C}$	539	$\lambda_{(\text{H}_2\text{O})}$	ккал/кг

Все данные из таблицы материального баланса и таблицы 7

3.3.1 Расчеты прихода тепла

Физическое тепло шихты:

$$Q_{\text{шихта}} = G_{\text{общий}}^{\text{усред.сос.}} * c_{\text{шихта}} * (T_{\text{шихта}} - 20) \quad (41)$$

Общая формула расчета прихода тепла:

$$Q_{\text{приход}} = G_{\text{мат}} * c_{\text{мат}} * (T_{\text{мат}} - 20) \quad (42)$$

где $G_{\text{мат}}$ – количество материала;

$c_{\text{мат}}$ – теплоемкость материала;

$T_{\text{мат}}$ – температура материала.

Найденные по формуле (42) тепло в ккал, поэтому все данные переводим в кДж. Для этого полученные данные умножаем на 4,134:

$$Q_{\text{кДж}} = Q_{\text{ккал}} * 4,134 \quad (43)$$

Тепло от сгорания С:

$$\text{C} + \text{O}_2 = \text{CO}_2 + 94,052 \text{ ккал/моль} \quad (44)$$

$$\text{CO}_2 + \text{C} = \text{CO} + 26,416 \text{ ккал/моль} \quad (45)$$

$$Q_{\text{CO}_2} = \frac{94052 * G_{\text{C}}^{\text{CO}_2}}{M_{\text{C}} + M_{\text{O}_2} * 2} \quad (46)$$

$$Q_{\text{CO}} = \frac{26416 * G_{\text{C}}^{\text{CO}}}{M_{\text{C}} + M_{\text{O}_2}} \quad (47)$$

$$Q_{\text{гор.топ.}} = Q_{\text{CO}_2} + Q_{\text{CO}} \quad (48)$$

Приход тепла:

$$Q_{\text{прих.}} = Q_{\text{гор.топ.}} + Q_{\text{шихта}}^{\text{физ.т.}} + Q_{\text{кокс}}^{\text{физ.т.}} + Q_{\text{возд.}}^{\text{физ.т.}} \quad (49)$$

3.3.2 Расчеты расхода тепла

Общая формула:

$$Q_{\text{расход}}^{\text{прод.}} = G_{\text{прод.}} * c_{\text{прод.}} * (T_{\text{прод.}} - 20) \quad (50)$$

где $G_{\text{прод.}}$ - количество продукта, кг;

$T_{\text{прод.}}$ - температура продукта;

$c_{\text{прод}}$ –теплоемкость продуктов;

Формула (50) для чернового свинца, штейна, шлака:

$$Q_{\text{энд.реак}} = Q_{\text{PbO}} + Q_{\text{Fe}_3\text{O}_4} \quad (51)$$

$$\text{PbO} = \text{Pb} + 0.5\text{O}_2 - 98,942 \quad (52)$$

$$Q_{\text{PbO}} = \frac{98942 * G_{\text{PbO}}^{\text{общ.рац.сое}}}{M_{\text{Pb}} + M_{\text{O}_2}} \quad (53)$$

$$\text{Fe}_3\text{O}_4 = 3\text{FeO} + 0.5\text{O}_2 - 76,908 \quad (54)$$

$$Q_{\text{Fe}_3\text{O}_4} = \frac{76908 * G_{\text{Fe}_3\text{O}_4}^{\text{общ.рац.сое}}}{M_{\text{Fe}} * 3 + M_{\text{O}_2} * 4} \quad (55)$$

Формула для газов (SO_2 , CO_2 , CO , N_2):

$$Q_{(\text{MeO})} = G_{\text{MeO}} * c_{\text{MeO}} (T_{\text{MeO}} - 20) \quad (56)$$

$$Q_{\text{отход.газы}} = Q_{\text{SO}_2} + Q_{\text{CO}_2} + Q_{\text{CO}} + Q_{\text{N}_2} \quad (57)$$

Все расходы суммируем:

$$Q_{\text{расход}} = Q_{\text{ч.с.}} + Q_{\text{шт.}} + Q_{\text{шл.}} + Q_{\text{отход.газы}} + Q_{\text{энд. реак.}} \quad (58)$$

3.3.3 Тепловой баланс плавки.

Находим разницу:

$$Q_{\text{разн.}} = Q_{\text{приход}} - Q_{\text{расход}} \quad (59)$$

Если полученное значение с минусом значение то добавляем топливо чтобы было уравнивать значения. Если получим цифру со знаком плюса то считаем охлаждение печи с кессонами. В нашем случае значение со знаком минуса, поэтому необходимо добавить топливо (С).

$$G_{\text{CO}_2} = \frac{Q_{\text{разница}} * (M_{\text{C}} + M_{\text{O}_2} * 2)}{94052} \quad (60)$$

$$G_C^{CO_2} = \frac{G_{CO_2} * M_C}{M_C + M_{O_2} * 2} \quad (61)$$

$$G = \frac{G_C^{CO_2} * 100}{88} \quad (62)$$

где 88% - C% в коксе.

Находим O₂ для окисления C:

$$G_{O_2} = G_{CO_2} - G_C \quad (63)$$

$$G_{\text{дутье}} = \frac{G_{O_2} * 100}{21} \quad (64)$$

где 21% - O₂ в воздухе.

После находим количество азота в дутье:

$$G_{N_2} = G_{\text{дутье}} - G_{O_2} \quad (65)$$

Дополнительное количество кокса и воздуха прибавляем в таблицу 10 общий материальный баланс, где загрузно и получено должны быть равными.

Таблица 10 – Тепловой баланс плавки

Приход тепла			Расход тепла		
Наименование	кДж	%	Наименование	кДж	%
Тепло от сжигания топлива	139441,65	99,72	Тепло с черновым свинцом	2053,94	1,47
Физическое тепло шихты	248,04	0,18	Тепло со штейном	27524,47	19,68
Физическое тепло кокса	11,50	0,01	Тепло со шлаками	70541,17	50,45
Физическое тепло дутья	129,88	0,09	Тепло с газами	30125,73	21,54
			Тепло эндотермических реакций	9585,77	6,86
Итого:	139831,07	100	Итого:	139831,07	100

4 Расчет распределения меди между продуктами плавки

Сравнительный анализ распределения меди между продуктами плавки по данным заводской практики и результатам металлургических расчетов показан на рисунке 5.



Рисунок 5 – Сравнительный анализ распределения меди между продуктами плавки

Полученные результаты показывают, что состав шлаков промышленной практики не отвечает условиям обеспечения минимальной растворимости в них меди и свинца. Для снижения потерь меди и свинца со шлаком необходимо оптимизировать состав шлака.

На практике плавку ведут на шлаки: 8,5% ZnO; 22% FeO; 27 % SiO₂. При этом содержание меди и свинца в шлаке составляет 0,5 % и 1,2 % соответственно. В результате металлургических расчетов установлено, что оптимальный состав шлаков должен соответствовать условиям: 25% SiO₂, 22,5% FeO; 8,3% CaO.

Увеличение содержания оксида кальция в шлаке до 10% за счет замещения оксида железа позволит вести плавку на легкоплавкий шлак, обеспечивающий максимальное растворения в нем оксида цинка [12].

Выбранный состав шлака, поддерживающий отношение FeO/SiO₂=0.9-1.1 (согласно расчетам) за счет увеличения содержания CaO в шлаке, обеспечивает снижение содержания меди и свинца в нем до 0,25 и 0,62%, соответственно.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Осуществление самостоятельной, отдельной переработки практически всех полупродуктов и оборотных материалов в отдельно взятом агрегате и организация производства черновой меди на свинцовом предприятии делает существующую технологическую схему наиболее завершенной.

К сожалению, как показывают результаты промышленных данных, в последние годы технико-экономические показатели существующей схемы уже не удовлетворяют современным требованиям: не удается достичь высокого извлечения в товарные продукты даже базовых металлов – меди и свинца; все более усложняющие минералогические и химические составы перерабатываемых полупродуктов и оборотных материалов не обеспечивают должного извлечения металлов в целевые продукты – свинца - в черновой свинец, меди - в штейн, следовательно, далее и в черновую медь; ввиду повышенных концентраций в них примесей на низком уровне находится и качество получаемых продуктов.

Полученные результаты металлургических расчетов подтверждают ранее сделанный вывод о низком качестве получаемых полупродуктов и оборотных материалов и их негативном влиянии на поведение металлов при плавке. При принятом на практике составе шихты, содержащем повышенные концентрации примесей, достичь оптимального распределения металлов при плавке вряд ли удастся. Это полностью подтверждается качеством получаемых продуктов и установленным распределением металлов между продуктами плавки.

Низкое извлечение меди в штейн обусловлено ее переходом в черновой свинец и шлак. Медь, растворенная в черновом свинце, не является потерянной для завода, так как возвращается на плавку в виде медных шликеров, получаемых после дальнейшей операции рафинирования черного свинца.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Мечев В.В., Быстров В.П., Тарасов А.В. Автогенные процессы в цветной металлургии. – Москва: Металлургия. – 1991. – 413 с.
- 2 Biswas A.K., Davenport W.G. Extractive metallurgy of copper. Pergamon Press, New York, 2003.
- 3 Habashi F. Journal of Mining and Metallurgy, Section B: Metallurgy. – 2007. – 43(1) B.
- 4 Coursol P., Valencia N.C., Mackey Ph., Bell S., and Davis B. Minimization of Copper Losses in Copper Smelting Slag During Electric Furnace Treatment. JOM. September 2012.
- 5 Demetrio S., Ahumada J., Duran M.A. et all. Slag Cleaning: The Chilean Copper Smelter Experience // JOM. – 2000. – №8. – P. 20-25.
- 6 Mihajlovic, I., Sitrbac, N., Dordevic P., Ivanovic, A., and Zivkovic Z. Technological process modeling aiming to improve its operations management. // Serbian Journal of Management. – 2011. – № 6. – P.135–144.
- 7 Котыхов М.И., Федоров А.Н., Лукавый С.Л., Хабиев Р.П. Изучение распределения меди между шлаком и свинцом в барботажном восстановительном процессе // Цветные металлы. – 2014. – № 2. – С.40-44.
- 8 M.E. Schlesinger, M.J. King, K.C. Sole, W.G. Davenport. Extractive Metallurgy of Copper. – 2011. – 411 p.
- 9 Ванюков А.В., Зайцев В.Я. Шлаки и штейны цветной металлургии. – М.: Металлургия. – 1969. – 408 с.
- 10 Есин О. А., Гельд П. В. Физическая химия пирометаллургических процессов. – М.: Металлургия. Ч.2. – 1965. – 703 с.
- 11 H.Y. Sohn, S. Kang and J. Chang. Sulfide smelting fundamentals, technologies and innovations // Minerals and Metallurgical processing. – 2005. – Vol. 22, No. 2. – P.65-76.
- 12 J.W. Matousek. Oxidation Potentials in Lead and Zinc Smelting // JOM. – 2011. – №12. – P.63-67.
- 13 Кокетаев А., Мейрманова А., Жактаева Р., Артыкбаев К., Тамабаева С. Стратегические ориентиры развития горнометаллургического комплекса // Промышленность Казахстана. – 2009. – № 4(55). – С. 31-34.
- 14 Муканов Д. Металлургия Казахстана: состояние, инновационный потенциал, тренд развития. – Алматы: РГП «НЦ КПИМС РК». – 2005. – 290 с.
- 15 T. Norgate, S. Jahanshahi. Low grade ores – Smelt, leach or concentrate // Minerals Engineering 23. – 2010. – P. 65–73.
- 16 M. Moats and M. Free. A Bright Future for Copper Electrowinning // JOM. –2007. – №10. – P.34-36.

Приложение А

Шихта шахтной сократительной плавки состоит из медного шликера, медно-цинковой руды, бедного штейна, конвертерного шлака, щелочных плав и флюса.

1) Вводим состав исходных продуктов и задаем формы нахождения металлов в них согласно практике.

Состав медного шликера (таблица А.1) и минералогический состав (таблица А.2).

Таблица А.1 – Химический состав медных шликеров

Наименование	Cu	Pb	Zn	S	As	Sb	Прочие	Всего
Медные шликеры	29	36	4	8,77	3,87	1,4	16,96	100

Таблица А.2 – Минералогический состав медных шликеров

Наименование	Cu	Pb		Zn	As	Sb
Медные шликеры	Cu ₂ S	PbS	Pb	Zn	As	Sb

После заполнения таблицы А.1, считаем рациональный состав медных шликеров. Из таблицы А.2 зная минералогический состав рассчитаем Cu. Так как соединения меди одно (Cu₂S) находим S связанное с Cu.

$$G_S^{Cu_2S} = \frac{G_{Cu} \cdot M_S}{M_{Cu} \cdot 2} \quad (A.1)$$

где $G_S^{Cu_2S}$ - количество серы связанное с медью (Cu₂S),

G_{Cu} – количество меди в исходном шликере,

M_S – молярная масса серы,

M_{Cu} – молярная масса меди.

Следующее соединение PbS. После того как нашли количество серы связанное с медью (Cu₂S) находим PbS по сере, которая осталась свободной.

$$G_S^{PbS} = G_S^{исх} - G_S^{Cu_2S} \quad (A.2)$$

где G_S^{PbS} - количество серы связанное со свинцом (PbS),

$G_S^{исх}$ - количество серы в исходном шликере,

$G_S^{Cu_2S}$ - количество серы связанное с медью.

$$G_{Pb}^{PbS} = \frac{G_S^{PbS} * M_{Pb}}{M_S} \quad (A.3)$$

где G_{Pb}^{PbS} - количество свинца связанное серой,
 G_S^{PbS} - количество серы связанное со свинцом,
 M_{Pb} - молярная масса свинца,
 M_S - молярная масса серы.

Свинец в двух формах, после того как нашли PbS находим Pb.

$$G_{Pb}^{Pb} = G_S^{исх} - G_{Pb}^{PbS} \quad (A.4)$$

где G_{Pb}^{Pb} - количество свинца в виде Pb,
 $G_{Pb}^{исх}$ - количество свинца в исходном продукте (медные шликеры),
 G_{Pb}^{PbS} — количество свинца связанное с серой (PbS).

Цинк в форме Zn. Поэтому весь цинк в исходном медном шликере берем в виде Zn.

$$G_{Zn}^{Zn} = G_{Zn}^{исх} \quad (A.5)$$

Точно также для мышьяка (As) и сурьмы (Sb)

$$G_{As}^{As} = G_{As}^{исх} \quad (A.6)$$

$$G_{Sb}^{Sb} = G_{Sb}^{исх} \quad (A.7)$$

Прочие пишем в прочих.

$$G_{проч}^{прог} = G_{проч}^{исх} \quad (A.8)$$

После расчетов полученные данные вбиваем в таблицу рационального состава медных шликеров.

Таблица А.3 – Рациональный состав медных шликеров

Состав	Cu	Pb	Zn	S	As	Sb	прочие	Всего
Cu ₂ S	29			7,32				36,32
PbS		9,38		1,45				10,83
Pb		26,62						26,62
Zn			4					4

Продолжение таблицы А.3

Состав	Cu	Pb	Zn	S	As	Sb	прочие	Всего
As					3,87			3,87
Sb						1,4		1,4
Прочие							16,96	16,96
Всего	29	36	4	8,77	3,87	1,4	16,96	100,00

Как только посчитали рациональный состав медных шликеров, рассчитываем количество этих соединений.

$$G_{Cu_2S}^{Cu_2S} = \frac{G_{Cu_2S}^{рац.сост} * M_{мед.шл}}{100\%} \quad (A.9)$$

где $G_{Cu_2S}^{Cu_2S}$ – количество Cu_2S при 30 кг медного шликеров,
 $G_{Cu_2S}^{рац.сост}$ – количество Cu_2S из таблицы А.3.

Точно также для каждого соединения

$$G_{PbS}^{PbS} = \frac{G_{PbS}^{рац.сост} * G_{мед.шл}}{100\%} \quad (A.10)$$

где G_{PbS}^{PbS} – количество PbS в 30 кг медного шликера,
 $G_{PbS}^{рац.сост}$ - количество PbS из таблицы А.1.

$$G_{Pb}^{Pb} = \frac{G_{PbS}^{рац.сост} * G_{мед.шл}}{100\%}, \quad (A.11)$$

$$G_{Zn}^{Zn} = \frac{G_{PbS}^{рац.сост} * G_{мед.шл}}{100\%}, \quad (A.12)$$

$$G_{As}^{As} = \frac{G_{As}^{рац.сост} * G_{мед.шл}}{100\%}, \quad (A.13)$$

$$G_{Sb}^{Sb} = \frac{G_{As}^{рац.сост} * G_{мед.шл}}{100\%}, \quad (A.14)$$

$$G_{прог}^{прог} = \frac{G_{прог}^{рац.сост} * G_{мед.шл}}{100\%}, \quad (A.15)$$

Найденные значения вбиваем в таблице А.4.

Таблица А.4 – Количество компонентов в медном шликере

Компоненты	Содержание, %	Количество, кг
Cu ₂ S	36,32	10,90
PbS	10,83	3,25
Pb	26,62	7,99
Zn	4,00	1,20
As	3,87	1,16
Sb	1,40	0,42
Прочие	16,96	5,09
Всего	100	30

Расчет рационального состава и количества компонентов медно-цинковой руды.

Вводим состав медно-цинковой руды в таблицу А.5.

Таблица А.5 – Химический состав медно-цинковой руды

Наименование	Cu	Pb	Zn	Fe	S	SiO ₂	CaO	прочие	Всего
Медно-цинковая руда	2,72	0,37	3,35	26,82	18,47	14,7	14,64	18,93	100

Согласно практике вводим минералогический состав Cu-Zn руды в таблицу А.6.

Таблица А.6 – Минералогический состав Cu-Zn руды

Наименование	Cu	Pb	Zn	Fe	SiO ₂	CaO
Медно-цинковая руда	CuFeS ₂	PbS	ZnS	FeS	SiO ₂	CaO

Согласно таблице А.6 рассчитываем количество компонентов.

Расчет количество меди. Медь в одной форме CuFeS₂

$$G_{Cu}^{CuFeS_2} = G_{Cu}^{исх.руда} \quad (A.16)$$

где $G_{Cu}^{CuFeS_2}$ – количество меди в CuFeS₂,
 $G_{Cu}^{исх.руда}$ – количество меди в Cu – Zn руде.

$$G_{Fe}^{CuFeS_2} = \frac{G_{Cu}^{CuFeS_2} \cdot M_{Fe}}{M_{Cu}} \quad (A.17)$$

где $G_{Fe}^{CuFeS_2}$ — количества меди связанное в $CuFeS_2$,
 $G_{Cu}^{CuFeS_2}$ — количество меди связанное в $CuFeS_2$,
 M_{Fe} — молярная масса железа,
 M_{Cu} — молярная масса меди.

$$G_S^{CuFeS_2} = \frac{G_{Cu}^{CuFeS_2} * M_S * 2}{M_{Cu}} \quad (A.18)$$

где $G_S^{CuFeS_2}$ — количество серы связанное в $CuFeS_2$,
 M_S — молярная масса серы,
 $G_{Cu}^{CuFeS_2}$ — количество меди связанное в $CuFeS_2$,
 M_{Cu} — молярная масса меди.

Затем все суммируем и находим $G_{CuFeS_2}^{CuFeS_2}$

$$G_{CuFeS_2}^{CuFeS_2} = G_{Cu}^{CuFeS_2} + G_{Fe}^{CuFeS_2} + G_S^{CuFeS_2} \quad (A.19)$$

Свинец. Свинец в виде PbS .

$$G_{PbS}^{PbS} = G_{Pb}^{исх.руды} \quad (A.20)$$

где G_S^{PbS} — количество серы связанное в PbS ,
 G_{Pb}^{PbS} — количество свинца связанное в PbS ,
 M_S — молярная масса серы,
 M_{Pb} — молярная масса свинца.

Рассчитываем PbS :

$$G_{PbS}^{PbS} = G_{Pb}^{PbS} + G_S^{PbS} \quad (A.22)$$

Затем рассчитываем ZnS :

$$G_{ZnS}^{ZnS} = G_{Zn}^{исх.руды} \quad (A.23)$$

$$G_{Zn}^{ZnS} = \frac{G_{ZnS}^{ZnS} * M_S}{M_{Zn}} \quad (A.24)$$

где G_S^{ZnS} — количество серы связанное в ZnS ,
 G_{Zn}^{ZnS} — количество цинка связанное в ZnS ,

M_S – молярная масса серы,
 M_{Zn} – молярная масса цинка.

Затем суммируем и находим ZnS

$$G_{ZnS} = G_S^{ZnS} + G_{Zn}^{ZnS} \quad (A.25)$$

Посчитываем FeS

$$G_{FeS}^{FeS} = G_{Fe}^{исх.руда} \quad (A.26)$$

$$G_S^{FeS} = \frac{G_{Fe}^{FeS} * M_S}{M_{Fe}} \quad (A.27)$$

где G_S^{FeS} – количество серы связанное в FeS,
 G_{Fe}^{FeS} – количество железа связанное в FeS,
 M_S – минерал масса серы,
 M_{Fe} – минерал масса железа.

$$G_{FeS} = G_{Fe}^{FeS} + G_S^{FeS} \quad (A.28)$$

Количество SiO_2 и CaO равен исходному количеству и прочие

$$G_{SiO_2} = G_{SiO_2}^{исх.руда} \quad (A.29)$$

$$G_{CaO} = G_{CaO}^{исх.руда} \quad (A.30)$$

$$G_{проч} = G_{проч}^{исх.руда} \quad (A.31)$$

Рассчитанные значения вбиваем в таблицу А.7.

Таблица А.7 – Рациональный состав Cu-Zn руды

Состав	Cu	Pb	Zn	Fe	S	SiO ₂	CaO	прочие	Всего
CuFeS ₂	2,72			2,39	2,75				7,86
PbS		0,37			0,06				0,43
ZnS			3,35		1,64				4,99
FeS				24,43	14,03				38,46
SiO ₂						14,7			14,70
CaO							14,64		14,64

Продолжение таблицы А.7

Состав	Cu	Pb	Zn	Fe	S	SiO ₂	CaO	прочие	Всего
прочие								18,93	18,93
Всего	2,72	0,37	3,35	26,82	18,47	14,7	14,64	18,93	100,00

После рационального состава считаем количество каждого компонента в зависимости от исходного количества Cu-Zn руды

$$G_{\text{CuFeS}_2} = \frac{G_{\text{CuFeS}_2}^{\text{рац.сос.}} * G_{\text{Cu-Zн руда}}}{100} \quad (\text{A.32})$$

где G_{CuFeS_2} - количество CuFeS₂ в 7 кг Cu – Zn руде,
 $G_{\text{CuFeS}_2}^{\text{рац.сос.}}$ - количество CuFeS₂ из рационального состава Cu-Zn руды.

Точно также для каждого компонента.

$$G_{\text{PbS}} = \frac{G_{\text{PbS}}^{\text{рац.сос.}} * G_{\text{Cu-Zн руда}}}{100} \quad (\text{A.33})$$

$$G_{\text{ZnS}} = \frac{G_{\text{ZnS}}^{\text{рац.сос.}} * G_{\text{Cu-Zн руда}}}{100} \quad (\text{A.34})$$

$$G_{\text{FeS}} = \frac{G_{\text{FeS}}^{\text{рац.сос.}} * G_{\text{Cu-Zн руда}}}{100} \quad (\text{A.35})$$

$$G_{\text{SiO}_2} = \frac{G_{\text{SiO}_2}^{\text{рац.сос.}} * G_{\text{Cu-Zн руда}}}{100} \quad (\text{A.36})$$

$$G_{\text{CaO}} = \frac{G_{\text{CaO}}^{\text{рац.сос.}} * G_{\text{Cu-Zн руда}}}{100} \quad (\text{A.37})$$

$$G_{\text{проч}} = \frac{G_{\text{проч}}^{\text{рац.сос.}} * G_{\text{Cu-Zн руда}}}{100} \quad (\text{A.38})$$

$$G_{\text{всего}} = G_{\text{CuFeS}_2} + G_{\text{PbS}} + G_{\text{ZnS}} + G_{\text{FeS}} + G_{\text{SiO}_2} + G_{\text{CaO}} + G_{\text{проч}} \quad (\text{A.39})$$

Полученные данные вводим в таблицу А.8

Таблица А.8 – Количество компонентов Cu-Zn руды

Компоненты	Содержание, %	Количество, кг
CuFeS ₂	7,86	0,55
PbS	0,43	0,03

Продолжение таблицы А.8

Компоненты	Содержание, %	Количество, кг
ZnS	4,99	0,35
FeS	38,46	2,69
SiO ₂	14,70	1,03
CaO	14,64	1,02
прочие	18,93	1,32
Всего	100	7,00

Расчет рационального состава и количество компонентов бедного штейна.

Согласно практике вводим данные по химическому (таблица А.9) и минералогическому (таблица А.10) составу бедные штейны.

Таблица А.9 – химический состав бедного штейна

Наименование	Cu	Pb	Zn	Fe	S	As	Sb	O ₂	прочие	Всего
Бедный штейн	20,85	19,5	11,4	16,7	11,1	1,1	0,56	3,81	14,98	100

Таблица А.10 – минералогический состав бедного штейна

Наименование	Cu		Pb		Zn	Fe				
Бедный штейн	Cu ₂ S	Cu	PbS	Pb	ZnS	FeS	Fe ₃ O ₄	Fe ₃ As ₂	Fe ₃ Sb ₂	

Расчет рационального состава бедного штейна

Расчет ZnS

$$G_{Zn}^{ZnS} = G_{Zn}^{\text{Исх.бедн.штейн}} \quad (\text{A.40})$$

где G_{Zn}^{ZnS} - количество цинка связанное в ZnS,

$G_{Zn}^{\text{Исх.бедн.штейн}}$ - количество цинка в исходном бедного штейна.

$$G_S^{ZnS} = \frac{G_{Zn}^{ZnS} \cdot M_S}{M_{Zn}} \quad (\text{A.41})$$

где G_S^{ZnS} - количество серы связанное в ZnS,

G_{Zn}^{ZnS} - количество цинка связанное в ZnS,

M_S - молярная масса серы,

M_{Zn} -молярная масса цинка.

$$G_{ZnS} = G_S^{ZnS} + G_{Zn}^{ZnS} \quad (A.42)$$

Затем находим PbS через серу. Согласно практике серу берем 10% от исходного S бедного штейна.

$$G_{PbS}^{PbS} = G_S^{\text{Исх.бед.штейн}} * 10\% \quad (A.43)$$

Найденное по формуле (A.43) серу связываем серу связываем в PbS.

$$G_{PbS}^{PbS} = \frac{G_S^{PbS} * M_{Pb}}{M_S} \quad (A.44)$$

где G_{PbS}^{PbS} - количество свинца связанное в PbS,

G_S^{PbS} - количество серы связанное в PbS,

M_{Pb} - молярные масса свинца,

M_S - молярные масса серы.

$$G_{PbS} = G_S^{PbS} + G_{Pb}^{PbS} \quad (A.45)$$

Находим Pb разнице:

$$G_{Pb}^{Pb} = G_{Pb}^{\text{Исх.бед.штейн}} - G_{Pb}^{PbS} \quad (A.46)$$

Считаем Fe_3O_4 :

$$G_{O_2}^{Fe_3O_4} = G_{O_2}^{\text{Исх.бед.штейн}} \quad (A.47)$$

где $G_{O_2}^{Fe_3O_4}$ – количество кислорода связанное в Fe_3O_4 ,

$G_{O_2}^{\text{Исх.бед.штейн}}$ – количество кислорода в исходном бедном штейне.

$$G_{Fe}^{Fe_3O_4} = \frac{G_{O_2}^{Fe_3O_4} * M_{Fe} * 3}{M_{O_2} * 4} \quad (A.48)$$

где: $G_{Fe}^{Fe_3O_4}$ – количество железа связанное в Fe_3O_4 ,

$G_{O_2}^{Fe_3O_4}$ – количество кислорода связанное в Fe_3O_4 ,

M_{Fe} - молярная масса железа,

M_{O_2} - молярная масса кислорода.

Отсюда:

$$G_{Fe_3O_4} = G_{Fe}^{Fe_3O_4} + G_{O_2}^{Fe_3O_4} \quad (A.49)$$

Затем находим Fe_3As_2

$$G_{\text{As}}^{\text{Fe}_3\text{As}_2} = G_{\text{As}}^{\text{исх.бед.штейн}} \quad (\text{A.50})$$

$$G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{As}_2} = \frac{G_{\text{As}}^{\text{Fe}_3\text{As}_2} * M_{\text{Fe}} * 3}{M_{\text{As}} * 2} \quad (\text{A.51})$$

где $G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{As}_2}$ – количество железа связанное в Fe_3As_2

$G_{\text{As}}^{\text{Fe}_3\text{As}_2}$ – количество мышьяка связанное в Fe_3As_2

M_{Fe} – молярная масса железа из табл. Менделеева

M_{As} - молярная масса мышьяка из табл. Менделеева

$$G_{\text{Fe}_3\text{As}_2} = G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{As}_2} + G_{\text{As}}^{\text{Fe}_3\text{As}_2} \quad (\text{A.52})$$

Затем находим Fe_3Sb_2 точно также.

$$G_{\text{Sb}}^{\text{Fe}_3\text{Sb}_2} = G_{\text{Sb}}^{\text{исх.бед.штейн}} \quad (\text{A.53})$$

$$G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{Sb}_2} = \frac{G_{\text{Sb}}^{\text{Fe}_3\text{Sb}_2} * M_{\text{Fe}} * 3}{M_{\text{Sb}} * 2} \quad (\text{A.54})$$

$$G_{\text{Fe}_3\text{Sb}_2} = G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{Sb}_2} + G_{\text{Sb}}^{\text{Fe}_3\text{Sb}_2} \quad (\text{A.55})$$

Находим FeS по остаточному количеству Fe .

$$G_{\text{Fe}}^{\text{FeS}} = G_{\text{Fe}}^{\text{исх.бед.штейн}} - G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{O}_4} - G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{As}_2} - G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{Sb}_2} \quad (\text{A.56})$$

где $G_{\text{Fe}}^{\text{FeS}}$ – количество железа в FeS ,

$G_{\text{Fe}}^{\text{исх.бед.штейн}}$ – количество железа в Fe исх.бед.штейна,

$G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{O}_4}$ – количество железа в Fe_3O_4 ,

$G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{As}_2}$ – количество железа в Fe_3As_2 ,

$G_{\text{Fe}}^{\text{Fe}_3\text{Sb}_2}$ - количество железа в Fe_3Sb_2 .

Затем находим FeS .

$$G_{\text{S}}^{\text{FeS}} = \frac{G_{\text{Fe}}^{\text{FeS}} * M_{\text{S}}}{M_{\text{Fe}}} \quad (\text{A.57})$$

где $G_{\text{S}}^{\text{FeS}}$ – количество S в FeS ,

$G_{\text{Fe}}^{\text{FeS}}$ – количество Fe в FeS ,

M_{Fe} – молярная масса железа,
 M_S – молярная масса серы.

$$G_{FeS} = G_{FeS}^{FeS} + G_S^{FeS} \quad (A.58)$$

Затем считаем Cu_2S оставшееся серу:

$$G_S^{Cu_2S} = G_S^{исх.бед.штейн} - G_S^{PbS} - G_S^{ZnS} - G_S^{FeS} \quad (A.59)$$

$$G_{Cu}^{Cu_2S} = \frac{G_S^{Cu_2S} \cdot M_{Cu} \cdot 2}{M_S} \quad (A.60)$$

где $G_{Cu}^{Cu_2S}$ – количество Cu в Cu_2S
 $G_S^{Cu_2S}$ – количество S в Cu_2S

$$G_{Cu_2S} = G_{Cu}^{Cu_2S} + G_S^{Cu_2S} \quad (A.61)$$

Затем находим Cu.

$$G_{Cu}^{Cu} = G_{Cu}^{исх.бед.штейн} - G_{Cu}^{Cu_2S} \quad (A.62)$$

где G_{Cu}^{Cu} – количество Cu в форме Cu,
 $G_{Cu}^{исх.бед.штейн}$ – количество Cu в исходном бедном штейне,
 $G_{Cu}^{Cu_2S}$ – количество Cu в Cu_2S .

Найденные данные вбиваем в таблицу А.11.

Таблица А.11- Рациональный состав бедного штейна

Состав	Cu	Pb	Zn	Fe	S	As	Sb	O ₂	прочие	Всего
Cu_2S	5,80				1,46					7,27
Cu	15,05									15,05
PbS		7,17			1,11					8,28
Pb		12,33								12,33
ZnS			11,4		5,59					16,99
FeS				5,11	2,93					8,04
Fe_3O_4				9,97				3,81		13,78
Fe_3As_2				1,23		1,1				2,33

Продолжение таблицы А.11

Состав	Cu	Pb	Zn	Fe	S	As	Sb	O ₂	прочие	Всего
Fe ₃ Sb ₂				0,39			0,56			0,95
прочие									14,98	14,98
Всего	20,85	19,5	11,4	16,7	11,1	1,1	0,56	3,81	14,98	100

Из рационального состава (табл.А.11) находим количество компонентов (таблица А.12).

Таблица А.12- Количество компонентов бедного штейна

Компоненты	Содержание, %	Количество, кг
Cu ₂ S	7,27	1,16
Cu	15,05	2,41
PbS	8,28	1,33
Pb	12,33	1,97
ZnS	16,99	2,72
FeS	8,04	1,29
Fe ₃ O ₄	13,78	2,21
Fe ₃ As ₂	2,33	0,37
Fe ₃ Sb ₂	0,95	0,15
прочие	14,98	2,40
Всего	100	16,00

Расчеты :

$$G_{Cu_2S} = \frac{G_{\text{рац.сос. Cu}_2S} * G_{\text{бедный штейн}}}{100}, \quad (\text{A.63})$$

$$G_{Cu} = \frac{G_{\text{рац.сос. Cu}} * G_{\text{бедный штейн}}}{100}, \quad (\text{A.64})$$

$$G_{PbS} = \frac{G_{\text{рац.сос. PbS}} * G_{\text{бедный штейн}}}{100}, \quad (\text{A.65})$$

$$G_{Pb} = \frac{G_{\text{рац.сос. Pb}} * G_{\text{бедный штейн}}}{100}, \quad (\text{A.66})$$

$$G_{ZnS} = \frac{G_{\text{рац.сос. ZnS}} * G_{\text{бедный штейн}}}{100}, \quad (\text{A.67})$$

$$G_{FeS} = \frac{G_{\text{рац.сос. FeS}} * G_{\text{бедный штейн}}}{100}, \quad (\text{A.68})$$

$$G_{Fe_3O_4} = \frac{G_{\text{рац.сос. Fe}_3\text{O}_4} * G_{\text{бедный штейн}}}{100}, \quad (\text{A.69})$$

$$G_{Fe_3As_2} = \frac{G_{\text{рац.сос. Fe}_3\text{As}_2} * G_{\text{бедный штейн}}}{100}, \quad (\text{A.70})$$

$$G_{Fe3Sb2} = \frac{G_{\text{рац.сос. Fe3Sb2}} * G_{\text{бедный штейн}}}{100}, \quad (\text{A.71})$$

$$G_{\text{проч}} = \frac{G_{\text{рац.сос. проч}} * G_{\text{бедный штейн}}}{100}. \quad (\text{A.72})$$

Расчеты рационального и качественного состава конвертерного шлака. Химический состав и минералогический состав вводим из данных практики.

Таблица А.13 – Химический состав конвертерного шлака

Наименование	Cu	Pb	Zn	Fe	As	Sb	SiO ₂	O ₂	CaO	прочие	Всего
Конвертерный шлак	3,83	33,5	4,54	15	2,3	0,94	21,66	10,18	5,4	2,65	100

Таблица А.14 – Минералогический состав конвертерного шлака

Наименование	Cu	Pb	Zn	As	Sb	Fe		SiO ₂	CaO
Конвертерный шлак	Cu ₂ O	PbO*SiO ₂	ZnO*SiO ₂	As ₂ O ₅	Sb ₂ O ₅	2FeO*SiO ₂	Fe ₃ O ₄	SiO ₂	CaO

$$G_{O_2}^{Cu_2O} = G_{Cu}^{\text{исх.конв.шлак}}, \quad (\text{A.73})$$

$$G_{O_2}^{Cu_2O} = \frac{G_{Cu}^{Cu_2O} * M_{O_2}}{M_{Cu} * 2}, \quad (\text{A.74})$$

$$G_{Cu_2O} = G_{Cu}^{Cu_2O} + G_{O_2}^{Cu_2O}. \quad (\text{A.75})$$

Затем находим PbO*SiO₂:

$$G_{Pb}^{PbO*SiO_2} = G_{Pb}^{\text{исх.конв.шлак}}, \quad (\text{A.76})$$

$$G_{O_2}^{PbO} = \frac{G_{Pb}^{PbO} * M_{O_2}}{M_{Pb}}, \quad (\text{A.77})$$

$$G_{SiO_2}^{PbO*SiO_2} = \frac{(G_{Pb}^{PbO*SiO_2} + G_{O_2}^{PbO*SiO_2}) * M_{SiO_2}}{(M_{Pb} + M_{O_2})}, \quad (\text{A.78})$$

$$G_{PbO*SiO_2} = G_{Pb}^{PbO*SiO_2} + G_{O_2}^{PbO*SiO_2} + G_{SiO_2}^{PbO*SiO_2}. \quad (\text{A.79})$$

Затем находим ZnO*SiO₂ точно также:

$$G_{Zn}^{ZnO \cdot SiO_2} = G_{Zn}^{исх.конв.шлак} , \quad (A.80)$$

$$G_{O_2}^{ZnO \cdot SiO_2} = \frac{G_{Zn}^{ZnO \cdot SiO_2} \cdot M_{O_2}}{M_{Zn}} , \quad (A.81)$$

$$G_{SiO_2}^{ZnO \cdot SiO_2} = \frac{(G_{Zn}^{ZnO \cdot SiO_2} + G_{O_2}^{ZnO \cdot SiO_2}) \cdot M_{SiO_2}}{(M_{Zn} + M_{O_2})} , \quad (A.82)$$

$$G_{ZnO \cdot SiO_2} = G_{Zn}^{ZnO \cdot SiO_2} + G_{O_2}^{ZnO \cdot SiO_2} + G_{SiO_2}^{ZnO \cdot SiO_2} . \quad (A.83)$$

Затем находим As_2O_5 :

$$G_{As}^{As_2O_5} = G_{As}^{исх.конв.шлак} , \quad (A.84)$$

$$G_{O_2}^{As_2O_5} = \frac{G_{As}^{As_2O_5} \cdot M_{O_2} \cdot 5}{M_{As} \cdot 2} , \quad (A.85)$$

$$G_{As_2O_5} = G_{As}^{As_2O_5} + G_{O_2}^{As_2O_5} . \quad (A.86)$$

Затем находим Sb_2O_5 :

$$G_{Sb}^{Sb_2O_5} = G_{Sb}^{исх.конв.шлак} , \quad (A.87)$$

$$G_{O_2}^{Sb_2O_5} = \frac{G_{Sb}^{Sb_2O_5} \cdot M_{O_2} \cdot 5}{M_{Sb} \cdot 2} , \quad (A.88)$$

$$G_{Sb_2O_5} = G_{Sb}^{Sb_2O_5} + G_{O_2}^{Sb_2O_5} . \quad (A.89)$$

Затем находим Fe_3O_4 . Согласно прочтите содержание Fe в Fe_3O_4 составляет 20 %.

$$G_{Fe}^{Fe_3O_4} = G_{Fe}^{исх.конв.шлак} \cdot 20\% , \quad (A.90)$$

$$G_{O_2}^{Fe_3O_4} = \frac{G_{Fe}^{Fe_3O_4} \cdot M_{O_2} \cdot 4}{M_{Fe} \cdot 3} , \quad (A.91)$$

$$G_{Fe_3O_4} = G_{Fe}^{Fe_3O_4} + G_{O_2}^{Fe_3O_4} . \quad (A.92)$$

Затем находим $2FeO \cdot SiO_2$. Железо в $2FeO \cdot SiO_2$ находим по разнице:

$$G_{Fe}^{2FeO \cdot SiO_2} = G_{Fe}^{исх.конв.шлак} - G_{Fe}^{Fe_3O_4} , \quad (A.93)$$

$$G_{O_2}^{2FeO \cdot SiO_2} = \frac{G_{Fe}^{2FeO \cdot SiO_2} \cdot M_{O_2}}{M_{Fe}} , \quad (A.94)$$

$$G_{SiO_2}^{2FeO*SiO_2} = \frac{(G_{Fe}^{2FeO*SiO_2} + G_{O_2}^{2FeO*SiO_2}) * M_{SiO_2}}{(M_{Fe} + M_{O_2}) * 2}, \quad (A.95)$$

$$G_{2FeO*SiO_2} = G_{Fe}^{2FeO*SiO_2} + G_{O_2}^{2FeO*SiO_2} + G_{SiO_2}^{2FeO*SiO_2}. \quad (A.96)$$

Затем SiO₂; CaO; проч.

$$G_{SiO_2} = G_{SiO_2}^{исх.конв.шлак}, \quad (A.97)$$

$$G_{CaO} = G_{CaO}^{исх.конв.шлак}, \quad (A.98)$$

$$G_{проч} = G_{проч}^{исх.конв.шлак}. \quad (A.99)$$

Найденные данные вбиваем в таблицу рационального состава конвертерного шлака.

Таблица А.14 – Рациональный состав конвертерного шлака

Состав	Cu	Pb	Zn	Fe	O ₂	As	Sb	SiO ₂	CaO	прочие	Всего
Cu ₂ O	3,83				0,48						4,31
PbO*SiO ₂		33,5			2,59			9,72			45,80
ZnO*SiO ₂			4,54		1,11			4,17			9,82
As ₂ O ₅					1,23	2,3					3,53
Sb ₂ O ₅					0,19		0,94				1,13
2FeO*SiO ₂				12	3,44			6,46			21,89
Fe ₃ O ₄				3	1,15						4,15
SiO ₂								1,32			1,32
CaO									5,4		5,40
прочие										2,65	2,65
Всего	3,83	33,5	4,54	15	10,18	2,3	0,94	21,66	5,4	2,65	100,00

После этого рассчитываем количество компонентов при заданном количестве конвертерного шлака.

$$G_{Cu_2O} = \frac{G_{Cu_2O} * G_{конв.шл}}{100}, \quad (A.100)$$

$$G_{PbO*SiO_2} = \frac{G_{PbO*SiO_2}^{рац.сост} * G_{конв.шл}}{100}, \quad (A.101)$$

$$G_{ZnO*SiO_2} = \frac{G_{ZnO*SiO_2}^{рац.сост} * G_{конв.шл}}{100}, \quad (A.102)$$

$$G_{As_2O_5} = \frac{G_{As_2O_5 \cdot SiO_2}^{рац.сост} * G_{конв.шл}}{100}, \quad (A.103)$$

$$G_{Sb_2O_5} = \frac{G_{Sb_2O_5}^{рац.сост} * G_{конв.шл}}{100}, \quad (A.104)$$

$$G_{2FeO \cdot SiO_2} = \frac{G_{2FeO \cdot SiO_2}^{рац.сост} * G_{конв.шл}}{100}, \quad (A.105)$$

$$G_{Fe_3O_4} = \frac{G_{Fe_3O_4}^{рац.сост} * G_{конв.шл}}{100}, \quad (A.106)$$

$$G_{SiO_2} = \frac{G_{SiO_2}^{рац.сост} * G_{конв.шл}}{100}, \quad (A.107)$$

$$G_{CaO} = \frac{G_{CaO}^{рац.сост} * G_{конв.шл}}{100}, \quad (A.108)$$

$$G_{проч} = \frac{G_{проч}^{рац.сост} * G_{конв.шл}}{100}. \quad (A.109)$$

Затем полученные данные вбиваем в таблицу по количеству компонентов конвертерного шлака.

Таблица А.15 – Количество компонентов в конвертерном шлаке

Компоненты	Содержание, %	Количество, кг
Cu ₂ O	4,31	1,12
PbO*SiO ₂	45,80	11,91
ZnO*SiO ₂	9,82	2,55
As ₂ O ₅	3,53	0,92
Sb ₂ O ₅	1,13	0,29
2FeO*SiO ₂	21,89	5,69
Fe ₃ O ₄	4,15	1,08
SiO ₂	1,32	0,34
CaO	5,40	1,40
прочие	2,65	0,69
Всего	100	26

Расчет рационального и количество щелочных плагов. Химический состав и минералогический состав задаем согласно практике.

Затем начинаем считать рациональный состав:

$$G_{Cu_2O}^{рац.сост} = G_{Cu}^{исх.щ.пл} \quad (A.110)$$

где $G_{Cu}^{исх.щ.пл}$ - количество Cu в исходных щелочных плавах

$$G_{O_2}^{Cu_2O} = \frac{G_{Cu}^{Cu_2O} * M_{O_2}}{M_{Cu} * 2}, \quad (A.111)$$

$$G_{Cu_2O} = G_{O_2}^{Cu_2O} + G_{O_2}^{Cu_2O}. \quad (A.112)$$

Затем PbO:

$$G_{Pb}^{PbO} = G_{Pb}^{исх, щ, пл}, \quad (A.113)$$

$$G_{O_2}^{PbO} = \frac{G_{Pb}^{PbO} * M_{O_2}}{Pb}, \quad (A.114)$$

$$G_{PbO} = G_{Pb}^{PbO} + G_{O_2}^{PbO}. \quad (A.115)$$

Затем ZnO:

$$G_{Zn}^{ZnO} = G_{Zn}^{исх, щ, пл}, \quad (A.116)$$

$$G_{O_2}^{ZnO} = \frac{G_{Zn}^{ZnO} * M_{O_2}}{M_{Zn}}, \quad (A.117)$$

$$G_{ZnO} = G_{Zn}^{ZnO} + G_{O_2}^{ZnO}. \quad (A.118)$$

Затем As_2O_5 :

$$G_{As}^{As_2O_5} = G_{As}^{исх, щ, пл}, \quad (A.119)$$

$$G_{As}^{As_2O_5} = \frac{G_{As}^{As_2O_5} * M_{O_2} * 5}{M_{As} * 2}, \quad (A.120)$$

$$G_{As_2O_5} = G_{As}^{As_2O_5} + G_{O_2}^{As_2O_5}. \quad (A.121)$$

Точно также и для Sb_2O_5 :

$$G_{Sb}^{Sb_2O_5} = G_{Sb}^{исх, щ, пл} \quad (A.122)$$

$$G_{Sb}^{Sb_2O_5} = \frac{G_{Sb}^{Sb_2O_5} * M_{O_2} * 5}{M_{Sb} * 2} \quad (A.123)$$

$$G_{Sb_2O_5} = G_{Sb}^{Sb_2O_5} + G_{O_2}^{Sb_2O_5} \quad (A.124)$$

После того как найдем Sb_2O_5 , все данные вбиваем в таблицу рационального состава щелочных металлов (таблица А.16). Затем по заданному количеству находим количества компонентов (таблица А.17). Общая формула для расчета количества компонентов:

$$G_{MeO} = \frac{G_{MeO}^{рац.сос.} * G_{исх.щ.пл.}}{100} \quad (A.125)$$

где G_{MeO} – все компоненты щелочных плавов,
 $G_{MeO}^{рац.сос.}$ – из таблицы 16, рациональный состав,
 $G_{исх.щ.пл.}$ – заданное количество щелочных плавов.

Таблица А.16 - Рациональный состав щелочных плавов

Состав	Cu	Pb	Zn	As	Sb	O ₂	Прочие	Всего
Cu ₂ O	0,08					0,01		0,09
PbO		61,7				4,76		66,46
ZnO			24,1			5,90		30,00
As ₂ O ₅				0,97		0,52		1,49
Sb ₂ O ₅					1,4	0,46		1,86
Прочие							0,10	0,10
Всего	0,08	61,7	24,1	0,97	1,4	11,65	0,10	100

Таблица А.17 – количество компонентов в щелочных плавах

Компоненты	Содержание, %	Количество, кг
Cu ₂ O	0,09	0,004
PbO	66,46	2,659
ZnO	30,00	1,200
As ₂ O ₅	1,49	0,060
Sb ₂ O ₅	1,86	0,074
Прочие	0,10	0,004
Всего	100	4,00

Расчет рационального состава и количеств компонентов флюса считается аналогично как для все компонентов шихты.

Рациональный состав флюса:

$$G_{PbO}^{PbO} = G_{Pb}^{исх.флюс}, \quad (A.126)$$

$$G_{O_2}^{PbO} = \frac{G_{Pb}^{PbO} * M_{O_2}}{M_{Pb}}, \quad (A.127)$$

$$G_{PbO} = G_{Pb}^{PbO} + G_{O_2}^{PbO}. \quad (A.128)$$

Точно также и для SiO₂, CaO, прочие:

$$G_{SiO_2} = G_{SiO_2}^{\text{исх, флюс}}, \quad (\text{A.129})$$

$$G_{CaO} = G_{CaO}^{\text{исх, флюс}}, \quad (\text{A.130})$$

$$G_{\text{проч}} = G_{\text{проч}}^{\text{исх, флюс}}. \quad (\text{131})$$

Точно также заполняем таблицу рационального состава (таблица А.18) и количества компонентов (таблица А.19) в флюсе.

Таблица А.18 – Рациональный состав флюса

Состав	Pb	SiO ₂	CaO	O ₂	прочие	Всего
PbO	0,62			0,05		0,67
SiO ₂		74,8				74,80
CaO			15,7			15,70
прочие					8,83	8,83
Всего	0,62	74,8	15,7	0,05	8,83	100,00

Таблица А.19 – Количество компонентов в флюсе

Компоненты	Содержание, %	Количество, кг
PbO	0,67	0,11
SiO ₂	74,80	12,72
CaO	15,70	2,67
прочие	8,83	1,50
Всего	100	17,00

После того как нашли рациональные составы компонентов исходной шихты, считаем усредненный состав.

Затем находим количество металлов в исходном количестве металлов в исходной шихте в зависимости от количества продуктов (медные шликеры, медно-цинковая руда и т.д.)

Медь:

$$G_{\text{медные шликеры}} = \frac{G_{\text{медн.шлик.}}^{\text{общ}} \cdot C_{\text{Cu}}^{\text{медн.шлик.}}}{100} \quad (\text{A.132})$$

где $G_{\text{Cu}}^{\text{медн.шлик.}}$ - количество меди (кг) в медном шликере,

$C_{\text{Cu}}^{\text{медн.шлик.}}$ - содержание меди в медном шликере из таблицы химического состава мед. шликеры таблица А.1,

$G_{\text{медн.шлик.}}^{\text{общ}}$ - общее количество медных шликеров.

Точно также и для меди в медно-цинковой руде.

$$G_{Cu}^{Cu-Zn \text{ руда}} = \frac{G_{Cu}^{Cu-Zn \text{ руда}} * G_{Cu-Zn \text{ руда}}^{общ}}{100} \quad (A.133)$$

где $G_{Cu}^{Cu-Zn \text{ руда}}$ - количество меди (кг) в медно-цинковой руде,
 $C_{Cu}^{Cu-Zn \text{ руда}}$ - содержание Cu в медно-цинковой руде таблица А.5,
 $G_{Cu-Zn}^{общ}$ – общее количество Cu-Zn руды.

Тогда общая формула будет выглядеть так:

$$G_{Me}^{в \text{ продукте}} = \frac{C_{Me}^{в \text{ продукте}} * G_{продукт}^{общ}}{100} \quad (A.134)$$

где $G_{Me}^{в \text{ продукте}}$ - количество металла (Me-Cu, Pb, Zn и т.д.) в продукте (медные шликеры, Cu-Zn руда, бедный штейн и т.д.),
 $C_{Me}^{в \text{ продукте}}$ - содержание металла (Me - Cu, Pb, Zn и т.д.) в продукте (медные шликеры, Cu-Zn руда и т.д.) это из таблицы химического состава,
 $G_{продукт}^{общее}$ - общее количество продукта (медные шликеры, Cu-Zn руда и т.д.)

После того как мы найдем количество каждого металла в различных продуктах, вставляем цифры в таблицу и суммируем количество металлов в продуктах.

$$G_{Cu}^{уср.сост} = G_{Cu}^{медный \text{ шлак}} + G_{Cu}^{Cu-Zn \text{ руда}} + G_{Cu}^{конв.шлак} + G_{Cu}^{бедный \text{ штейн}} + G_{Cu}^{щел.пл} \quad (A.135)$$

где $G_{Cu}^{уср.сост}$ - количество меди в усредненном составе шихты (кг),
 $G_{Cu}^{медн.шлик}$ - количество меди в медном шликере (кг),
 $G_{Cu}^{Cu-Zn \text{ руда}}$ - количество меди в Cu-Zn руде (кг),
 $G_{Cu}^{бедн.шлак}$ - количество меди в бедном штейне (кг),
 $G_{Cu}^{конв.шл.}$ - количество меди в конвертерном шлаке (кг),
 $G_{Cu}^{щел.шл}$ - количество меди в щелочном плаве (кг).

И так для каждого металла. Общее формула будет выглядеть так:

$$G_{Me}^{уср.сост} = G_{Me}^{медн.шл} + G_{Me}^{Cu-Zn \text{ руда}} + G_{Me}^{бедный \text{ штейн}} + G_{Me}^{конв.шл} + G_{Me}^{щел.плав} + G_{Me}^{флюс} \quad (A.136)$$

где: $G_{Me}^{уср.сост}$ - количество металла (Me –Cu, Pb, Zn и т.д.) в усредненном составе шихты (кг),

$G_{Me}^{\text{медн.шл}}$ - количество металла в медном шликере (кг),

$G_{Me}^{\text{Cu-Zn руда}}$ - количество металла в Cu-Zn руде (кг),

$G_{Me}^{\text{бед.шлак}}$ - количество металла в бедном штейне (кг),

$G_{Me}^{\text{конв.шл}}$ - количество металла в конвертерном шлаке (кг),

$G_{Me}^{\text{щел.пл.}}$ - количество металла в щелочном плаве (кг),

$G_{Me}^{\text{флюс}}$ - количество металла в флюсе (кг).

Все полученные данные занесям в таблицу 2 – усредненный состав шихты.