

**ТАШКЕНТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ АБУ РАЙХАНА БЕРУНИ**

**ФАКУЛЬТЕТ «ГЕОЛОГИИ И ГОРНОГО ДЕЛА»**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**

# **ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА**

**На соискание академической степени бакалавра по направлению  
5310300-Металлургия**

**Тема: «Расчёт процесса и выбор основного оборудования автогенной  
переработки сульфидных медных концентратов, производительность по  
концентрату 1450 т/сутки»**

**Зав. кафедрой:**

**доц. Худояров С.Р**

**Руков. выпускной работы :**

**доц. Валиев Х.Р.**

**Выпускник:**

**9-11 гр. Тураев С.В.**

**Ташкент – 2015 г.**

## ВВЕДЕНИЕ

Узбекистан относится к числу стран с высокоразвитой металлургической промышленностью. Становлению данной отрасли индустрии способствовали богатые минеральные ресурсы и наличие источников энергии. В недрах Узбекистана имеются месторождения почти всех элементов таблицы Менделеева, а многие из этих запасов уже находятся в промышленной эксплуатации [1]. В условиях независимости перед горно-металлургической отраслью республики встал целый комплекс сложных проблем. Это, прежде всего, всемерное истощение богатых и легко вскрываемых рудных месторождений, повышение требований к охране окружающей среде, рост потребностей в цветных металлах, в том числе на медь и сопутствующие ей элементы.

Медным рудам сопутствуют более 15 видов цветных металлов, таких как золото, серебро, молибден, кадмий, индий, теллур, селен, рений, кобальт, никель, осмий и другие.)

Медная промышленность является одной из ведущих подотраслей цветной металлургии в Республике Узбекистан. Выпуск меди в нашей стране постоянно растет, а технология ее получения непрерывно совершенствуется. Основным производителем меди в Республики Узбекистан является ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» (ОАО АГМК)

Основной сырьевой базой производства меди на АГМК является уникальное месторождение «Кальмакыр», которое по добыче медно-молибденовых руд значительно превосходит зарубежные аналоги. Кроме того, разведано перспективное медное месторождение «Дальнее» с большими запасами мели, молибдена, золота, серебра, рения, теллура, селена и серы.

Для переработки медьсодержащего сырья с целью получения металлической меди на АГМК применяются пирометаллургические процессы.

В общем объеме производства меди на долю пирометаллургических способов приходится около 85 % мирового выпуска этого металла.

Пирометаллургическая технология предусматривает переработку исходного сырья (руды или концентрата) на черновую медь с последующим ее обязательным рафинированием. Если принять во внимание, что основная масса медной руды или концентрата состоит из сульфидов меди и железа, то конечная цель пирометаллургии меди — получение черновой меди — достигается за счет практически полного удаления пустой породы, железа и серы [2].

Наиболее распространенная до настоящего времени технология предусматривает обязательное использование следующих металлургических процессов: плавку на штейн, конвертирование медного штейна, огневое и электролитическое рафинирование меди. В ряде случаев перед плавкой проводят предварительный окислительный обжиг сульфидного сырья. Плавку на штейн можно проводить в восстановительной, нейтральной или окислительной атмосфере.

Существует много разновидностей плавки медных руд и концентратов на штейн, отличающихся как технологическими особенностями, так и аппаратным оформлением. Наиболее распространенным в настоящее время в медном производстве методом плавки на штейн является плавка в отражательных печах.

Отражательная плавка — это традиционный способ переработки богатых сульфидных и карбонатных руд, обожженных и необожженных (сырых) флотационных концентратов. В печи перерабатывают также конвертерные шлаки, оборотные пыли. В качестве топлива используют природный газ, мазут, угольную пыль. В мировой практике примерно 35 % меди получают с использованием отражательной плавки.

Исходя из вышесказанного выпускная работа, посвящённая расчёту технологического процесса и выбору основного процесса отражательной плавки сульфидного медного концентрата, является весьма актуальной.

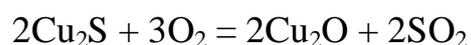
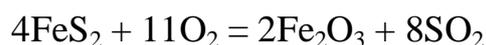
## I. Теоритический часть

### 1.1. Теория процесса плавки сульфидных медных концентратов

Переработку медного сырья можно проводить как пиро-, так и гидрометаллургическим способами. Около 85 % от общего выпуска меди приходится на пирометаллургические процессы, и в ближайшее время эта тенденция вряд ли изменится. К числу пирометаллургических процессов, применяемых при производстве меди, относятся – окислительный обжиг, различные виды плавок, конвертирование штейнов.

Пирометаллургическую переработку сульфидных руд и концентратов можно вести двумя путями.

Первый путь предусматривает полное окисление всей серы перерабатываемого сырья с помощью предварительного окислительного обжига при одновременном переводе меди и железа в оксидную форму:



Продукт обжига (огарок) далее подвергают селективному восстановлению при полном расплавлении материала – восстановительной плавке. При этом медь восстанавливается до металлического состояния, а железо – в основном до вюстита. Оксиды железа совместно с пустой породой руды и оксидами флюсов образуют шлак, который удаляют в отвал. Этот прием получения меди кажется наиболее простым и естественным, но целый ряд недостатков заставил отказаться от его применения. В настоящее время процесс, близкий к восстановительной плавке, используется лишь для переработки вторичного медного сырья. Важнейшими недостатками этого метода являются:

– при плавке получается очень грязная (черная) медь, содержащая до 20 % железа и других примесей;

– шлаки, находящиеся в равновесии с металлической медью, получаются очень богатые, что снижает извлечение меди в товарную продукцию;

– плавка осуществляется с большим расходом кокса (до 20 % от массы шихты).

Второй путь, характерный для современной металлургии меди, предусматривает на промежуточной стадии технологии плавку на штейн с последующей его переработкой на черновую медь.

Плавку на штейн медных руд и концентратов – основной технологический процесс – можно проводить практически любым видом рудных плавок.

В современной металлургии для ее осуществления используют отражательные, электрические и шахтные печи, а также автогенные процессы нескольких разновидностей.

2. Любой пирометаллургический процесс характеризуется одновременным или последовательным протеканием многочисленных физико-химических превращений – элементарных стадий. Наиболее сложным из них по структуре является рудная плавка. При плавке сульфидных руд и концентратов, каким бы методом она не проводилась, важнейшими элементарными стадиями являются:

- 1) нагрев шихты;
- 2) диссоциация неустойчивых химических соединений;
- 3) окисление сульфидов;
- 4) расплавление легкоплавких составляющих шихты с образованием первичных расплавов;
- 5) растворение наиболее тугоплавких компонентов в первичных расплавах;
- 6) разделение продуктов плавки.

Наряду с перечисленными процессами имеют место и другие, например взаимодействие сульфидов и оксидов, разрушение магнетита сульфидами и др.

Скорость и полнота протекания этих процессов зависят от физико-химических свойств компонентов шихты, температуры, интенсивности массо-и теплообмена, а производительность агрегатов в целом определяется скоростью завершения наиболее медленной из элементарных стадий.

Нагрев шихты практически полностью лимитируется процессами теплопередачи. Очевидно, нагрев крупных кусков шихты из-за сравнительно низкой теплопроводности шихтовых материалов протекает относительно медленно. Условиями теплопередачи и размерами кусков определяется также в значительной степени начало термического разложения неустойчивых химических соединений.

Одним из приемов, обеспечивающих высокие скорости нагрева, является распыление шихты в нагретом до высокой температуры газовом пространстве при высокой степени турбулентности потока. В этом случае мелкая шихта нагревается за считанные доли секунды. Исключительно быстро протекает нагрев шихты также при загрузке ее в расплав, находящийся в состоянии энергичного барботажа. В автогенных процессах, где источником теплоты служат реакции окисления сульфидов концентрата, теплота выделяется непосредственно на поверхности частиц или в ванне расплава, т.е. там, где оно расходуется на процессы плавления. Поэтому нагрев мелких частиц шихты в условиях интенсивного массообмена осуществляется быстро и не лимитирует производительности плавильных агрегатов.

Окисление сульфидов кислородом является экзотермическим процессом и протекает на границе раздела фаз. Многочисленные исследования кинетики реакций окисления сульфидов показали, что скорость их протекания зависит от многих факторов: температуры, природы фаз, их физико-химических свойств и агрегатного состояния, крупности сульфидных частиц, размеров поверхности контакта реагентов и т.п.

С момента воспламенения окисление (горение) сульфидов идет очень интенсивно и ускоряется с ростом температуры. Однако скорость гетерогенных процессов, протекающих на границе раздела фаз (твердой, жидкой и газообразной), не может неограниченно расти с температурой, т.к. начинает зависеть от процессов массообмена. Это обусловлено тем, что суммарная скорость в данном случае будет определяться соотношением скоростей собственно химической реакции и подвода реагентов к реакционной поверхности.

Таким образом, для обеспечения высоких скоростей окисления необходимы большая реакционная поверхность и интенсивный массообмен. При правильной организации металлургического процесса окисление сульфидов идет очень быстро. На это указывает высокий коэффициент

использования кислорода (95–100 %) в случае окисления сульфидов в конвертерах и в процессе обжига в кипящем слое при очень малом времени пребывания кислорода в слое сульфидного материала. Время прохождения воздуха через слой жидкого штейна в конвертере составляет примерно 0,13 с. Время пребывания кислорода в кипящем слое не превышает 2–3 с.

Экспериментальные и практические данные подтверждают, что собственно химический акт процесса окисления сульфидов при высоких температурах протекает крайне быстро. Поэтому при выборе наиболее рационального метода сжигания сульфидов можно и нужно стремиться не столько к достижению максимальных скоростей окисления, сколько к повышению качественных показателей процесса в целом: получению богатых по содержанию  $\text{SO}_2$  газов, высокой степени использования теплотворной способности сульфидов и минимальным потерям металлов с отвальными шлаками.

Конечная цель любого вида плавки – перевод всей перерабатываемой шихты в расплавленное состояние с получением штейна или чернового металла и шлака с их последующим разделением.

Значительные различия в физико-химических свойствах соединений, в первую очередь в их температурах плавления, приводят при нагревании шихты только к постепенному формированию расплава конечного состава. Сначала идет образование первичного расплава из наиболее легкоплавких компонентов. Далее в нем растворяются более тугоплавкие вещества.

Следовательно, процессы штейно- и шлакообразования включают в себя две элементарные стадии: расплавление легкоплавких составляющих шихты и растворение в первичных расплавах более тугоплавких веществ.

Из числа присутствующих в сульфидных шихтах химических соединений наиболее легкоплавкими являются сульфиды (за исключением  $\text{ZnS}$ ). При этом природные сульфидные эвтектики по сравнению с отдельными сульфидными имеют еще меньшие температуры плавления. Поэтому процессы штейнообразования начинаются раньше, чем процессы шлакообразования, и идут с большими скоростями.

Шлакообразование начинается позднее из-за более высоких температур плавления не только свободных оксидов, но и оксидных эвтектик. Образование первичных шлаковых расплавов – процесс достаточно быстрый и скорость его практически совпадает со скоростью нагрева шихты

до температуры плавления легкоплавких компонентов. При ограниченных температурах в плавильных агрегатах важное значение имеют процессы растворения тугоплавких оксидов в первичных шлаковых расплавах.

Процессы растворения являются значительно более медленными по сравнению с прямым расплавлением легкоплавких компонентов и лимитируются малой скоростью диффузии.

В реальных условиях растворение твердой фазы в жидком растворителе (при плавке растворителем является первичный расплав) проходит в три этапа:

- диффузия растворителя к поверхности твердой фазы;
- химическое взаимодействие реагентов с образованием растворимого соединения; и его диффузия в массу раствора.

Поэтому конечная скорость шлакообразования существенным образом зависит от гидродинамических условий, т.е. от интенсивности массообмена между компонентами твердой шихты и жидкими продуктами плавки, устраняющей диффузионные сопротивления.

Образование шлаков в металлургических печах начинается, как правило, с получения железосиликатных эвтектик фаялитового состава или более сложных многокомпонентных легкоплавких композиций на основе силиката оксида железа  $FeO$ . В дальнейшем в них растворяются более тугоплавкие оксиды и в первую очередь кремнезем, содержащийся в рудном сырье или вводимый в шихту в качестве кварцевого флюса.

На скорость растворения кремнезема в фаялитовом расплаве наибольшее влияние оказывают интенсивность массообмена, крупность частиц флюса и его реакционная способность.

Возможность значительного ускорения процесса растворения тугоплавких составляющих в первичных расплавах путем интенсивного их перемешивания не вызывает никаких сомнений. Так, автогенные плавки, осуществляемые в барботируемых расплавах, отличаются очень высокими скоростями формирования шлаков. В существующих процессах, в частности при отражательной плавке и плавках во взвешенном состоянии, скорость растворения флюсов может быть увеличена только путем очень тонкого их измельчения и перемешивания расплава в зонах отстаивания.

Таким образом, скорость растворения тугоплавких составляющих (скорость формирования конечного шлака) в отдельных случаях, когда перемешивание расплавов в плавильных печах отсутствует или происходит очень медленно, может существенно влиять на скорость плавки в целом.

Полнота перевода меди в штейн в значительной степени определяется полнотой восстановления магнетита при его взаимодействии с сульфидами. В ряде случаев целесообразно даже восстанавливать магнетит углеродистыми восстановителями. Процесс восстановления магнетита сульфидами протекает относительно медленно и, хотя он и не определяет общей производительности печи, влияние магнетита на содержание растворенной меди и разделение фаз необходимо учитывать при создании современной технологии и принимать все возможные меры для обеспечения максимально полного его восстановления. Для обеспечения достаточной скорости восстановления магнетита прежде всего необходимо вести процесс при повышенной температуре (не менее 1 300–1 350 °С) и энергичном перемешивании расплава газами для снятия диффузионных сопротивлений и снижения парциального давления  $SO_2$ . Нужно также обеспечить необходимое время контакта шлака с сульфидами. Эти требования наиболее полно реализуются при осуществлении процесса плавления в барботируемых расплавах.

Правильная организация процесса разделения фаз создает предпосылки для резкой интенсификации работы плавильных агрегатов и повышения их удельной производительности.

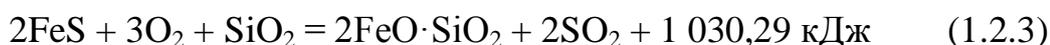
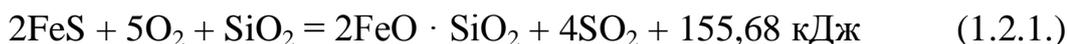
## **1.2. АВТОГЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ПЛАВКЕ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ**

При выборе технологии переработки сульфидного сырья предпочтение, несомненно, должно быть отдано автогенным или полуавтогенным процессам, использующим теплоту от сжигания сульфидов для плавления шихты.

Использование теплоты горения сульфидов позволяет устранить или, по крайней мере, резко сократить затраты посторонних источников тепловой энергии (электроэнергию или углеродистое топливо) на нагрев и плавление шихты.

Важным достоинством автогенных процессов является также возможность получения при плавке богатых по содержанию  $\text{SO}_2$  газов, которое зависит при прочих равных условиях от метода устранения дефицита теплоты – подогрева дутья или обогащения его кислородом.

В основе любого автогенного способа плавки сульфидных концентратов лежат экзотермические реакции окисления сульфидов шихты и в первую очередь сульфидов железа, а также реакции шлакообразования:



Реакции (1.2.1) и (1.2.2) фактически протекают в две стадии. Вначале происходит окисление сульфидов железа с образованием оксида  $\text{FeO}$ , который в дальнейшем при наличии хорошего контакта с кварцем и достаточно высокой температуре ( $> 1\,250 \text{ }^\circ\text{C}$ ) взаимодействует с ним по реакции



Несоблюдение указанных условий ведет к неизбежному переокислению  $\text{FeO}$  до магнетита по реакции



Насыщение шлаковых расплавов магнетитом – процесс нежелательный, т.к. это ведет к повышению вязкости шлаков и увеличению механических потерь меди. При благоприятных условиях значительное количество  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  может быть разрушено по реакции



В реальных условиях даже в присутствии сульфидов железа неизбежно и окисление сульфида меди по реакции:



Ошлакование  $\text{Cu}_2\text{O}$  совместно с частичным растворением в шлаковых расплавах  $\text{Cu}_2\text{S}$  определяет электрохимические потери меди в шлаках.

Автогенные плавки по своей сущности являются окислительными процессами. При их проведении степень десульфуризации можно регулировать в любых заданных пределах, изменяя соотношение между количеством перерабатываемого материала и дутья в единицу времени. Это позволяет в широких интервалах варьировать состав получаемых штейнов вплоть до непосредственного получения черновой меди.

Тепловая работа печей автогенных плавков характеризуется тем, что температура отходящих газов превышает температуру плавления шлаков и составляет более 1 200–1 250 °С. Это обуславливает большие потери с газами теплоты, в результате чего при любом виде автогенной плавки флотационных концентратов обнаруживается значительный ее дефицит. Недостаток теплоты в автогенном процессе может быть компенсирован действием нескольких факторов.

Дополнительная теплота для процесса может быть получена за счет предварительного подогрева дутья или путем сжигания в печи некоторого количества углеродистого топлива (полуавтогенный режим). Необходимая температура подогрева дутья определяется количеством сульфидов, которое может быть окислено по условиям технологии. Как правило, достаточно подогревать воздушное дутье до 500–600 °С.

Уменьшение статей расхода теплоты в тепловом балансе достигается при использовании воздуха, обогащенного кислородом, или чистого технологического кислорода. Снижение содержания в дутье балластного азота приводит к уменьшению количества отходящих газов и, следовательно, к уменьшению тепловых потерь с ними. Содержание кислорода в дутье при котором происходит «замыкание» теплового баланса автогенной плавки, также зависит от содержания серы в шихте и необходимой степени десульфуризации. Обычно полной автогенности плавки достигают при содержании кислорода в дутье в пределах 50–70 %. Дальнейшее обогащение дутья кислородом может оказать неблагоприятное

термическое воздействие на конструкцию печи и увеличить потери теплоты с отходящими газами в результате их перегрева.

Обогащение дутья кислородом в настоящее время обходится дороже, чем подогрев дутья, особенно если для этого используют вторичную теплоту металлургических агрегатов. Однако обогащение дутья кислородом приводит к резкому повышению содержания в газах  $\text{SO}_2$ .

Максимальное содержание  $\text{SO}_2$  при воздушном дутье составляет около 15 %, тогда как при дутье на чистом технологическом кислороде оно может быть повышено до 80 %. При этом резко снижается количество отходящих газов.

Эти два фактора способствуют сокращению капитальных и эксплуатационных затрат на строительство газового тракта, систем пылеулавливания и установки по утилизации серы.

Уменьшение количества образующихся при автогенной плавке газов приводит к пропорциональному уменьшению количества получаемого пара и энергии. Недопустим при этом как большой избыток теплоты, так и ее недостаток. В то же время при получении из газов серной кислоты наибольший эффект достигается при содержании в дутье 35–40 % кислорода.

Возможным вариантом устранения дефицита теплоты при автогенном ведении процесса плавки может быть одновременное обогащение дутья кислородом до 30–40 % и его подогрев до 250–400 °С.

Применительно к флотационным концентратам автогенные металлургические процессы могут быть организованы несколькими различными способами, как в технологическом, так и аппаратурном отношении. По технологии эти процессы в первую очередь отличаются методом сжигания сульфидов, которые можно сжигать в распыленном (взвешенном) состоянии в газовой фазе (в факеле) или в расплавах.

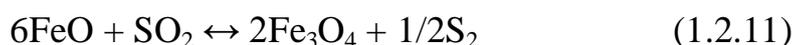
При плавках во взвешенном состоянии мелкие сульфидные концентраты сжигают в факеле, образующемся при горении сульфидов шихты, подаваемой в раскаленное пространство печи через специальные горелки вместе с дутьем. За счет теплоты, выделяющейся при горении сульфидов, расплавленная шихта нагревается и плавится непосредственно в факеле. Образовавшиеся при этом капли расплава падают на поверхность шлаковой ванны, находящейся в отстойной камере, где и происходит расслаивание шлака и штейна.

При плавке, осуществляемой в расплаве, шихта загружается на поверхность бурлящей ванны и захватывается ею. Плавление шихты происходит за счет физической теплоты расплава и сводится к расплавлению легкоплавких компонентов и растворению более тугоплавких в уже готовом расплаве. При этом устраняется стадия образования первичного железистого расплава, что уменьшает вероятность образования мелкой сульфидной взвеси.

Скорость растворения тугоплавких составляющих в расплаве зависит от температуры и интенсивности его перемешивания. От интенсивности перемешивания зависит также скорость, с которой происходит укрупнение мелкой сульфидной взвеси.

Окисление сульфидов может осуществляться при подаче дутья как в слой штейна, так и в шлако-штейновую эмульсию. Последний способ обладает многими преимуществами и является предпочтительным.

Сложности в организации автогенных процессов возникают в связи с необходимостью, с одной стороны, создания окислительной среды и использования дутья, обогащенного кислородом, или технологического кислорода для получения газов с высоким содержанием  $SO_2$ , а с другой, – получения шлаков с минимальным содержанием магнетита. Даже в отсутствие свободного кислорода увеличение содержания  $SO_2$  в газах повышает их окислительный потенциал, что обуславливается протеканием реакций:



Реакции (7.9) – (7.11) приводят к возрастанию равновесного содержания магнетита в шлаках, а следовательно, к повышению содержания меди в шлаках. Именно поэтому все автогенные процессы, в которых шлак находится в контакте с газовой фазой, характеризуются повышенным содержанием магнетита. Выходом из этого положения является отделение шлака от воздействия газовой фазы и приведение его в равновесие со штейном. Это достигается заменой горизонтального движения шлака в печи и выпуском его с поверхности расплава на вертикальное – сверху вниз – с выпуском шлака из нижней части ванны. Поскольку равновесие между газовой фазой и расплавом устанавливается медленнее, чем между шлаком

и штейном, в глубинных частях расплава даже при работе на чистом кислороде могут быть получены шлаки с более низким содержанием магнетита. Естественно, температура процесса плавки при этом должна быть достаточно высокой (не ниже 1 250–1 300 °С).

Плавку в расплаве проводят при энергичном барботаже газами и высоких температурах, поэтому к стойкости аппаратуры предъявляются очень жесткие требования. Единственным путем создания надежной долговечной аппаратуры является использование гарнисажных печей, когда для конструктивных элементов печи, и прежде всего в барботируемой зоне, используют охлаждаемые элементы, на внутренней рабочей поверхности которых образуется гарнисаж из расплава.

Гарнисаж может быть образован как из штейна, так и из шлака. Однако вследствие высокой теплопроводности штейна и низкой температуры его плавления для образования штейнового гарнисажа необходимо обеспечивать очень интенсивный отвод теплоты, что, кроме резкого увеличения тепловых потерь, достаточно сложно в конструктивном отношении и ненадежно. Необходимо иметь в виду, что работа со штейном в зоне барботажа исключает применение обычных охлаждающих агентов, содержащих воду, в связи с опасностью прогорания кессонов и возникновения взрыва при контакте влаги со штейном.

Подача дутья с высоким содержанием кислорода или чистого кислорода в слой штейна приводит к резкому локальному повышению температуры в фурменной зоне, что практически делает невозможным создание надежной, долговечной аппаратуры. Использование кислородного дутья при непосредственном окислении штейна возможно лишь при применении верхних непогруженных фурм, работа которых отличается очень низкой эффективностью.

Перечисленные выше обстоятельства показывают, что в зоне барботажа предпочтительной является работа со шлаковой ванной. В этом случае на кессонах образуется надежный шлаковый гарнисаж, уменьшаются тепловые потери и полностью исключается опасность взрыва даже в случае использования в качестве охлаждающего агента воды.

Образование шлакового гарнисажа при автогенной плавке сульфидного сырья в расплавах возможно, однако только в том случае, когда окисление сульфидов осуществляется в шлако-штейновой эмульсии. С этой целью боковые фурмы печи необходимо поднять над подиной на

значительную высоту (1,5–2,0 м). При высоком расположении фурм крупные капли штейна, образующиеся в результате укрупнения частиц в фурменной зоне, быстро оседают в слое шлака. В результате в надфурменной зоне остается шлако - штейновая эмульсия, содержание штейна в которой не превышает 10–15 %.

В этом случае в шлако-штейновую эмульсию можно подавать дутье с любой степенью обогащения вплоть до чистого технологического кислорода. Зона высоких температур при таком методе подачи дутья растягивается, перегрева расплава не происходит. При глубокой подфурменной зоне и выпуске шлака из нижнего слоя он по мере движения сверху вниз непрерывно промывается крупными каплями штейна, что способствует захвату случайно увлеченных мелких включений сульфидной фазы и восстановлению магнетита.

При оценке технологии важное значение имеют требования к качеству подготовки шихты. Предпочтение должно быть отдано процессам, в которых можно перерабатывать как мелкую, так и кусковую шихту с повышенной влажностью (до 6–8 %).

Требования к подготовке шихты непосредственно связаны с методами загрузки. При осуществлении плавки в расплаве шихту можно загружать непосредственно на поверхность расплава или вдувать под слой расплава.

В последнем случае она должна быть тонко измельчена и хорошо высушена. Естественно, это требует дополнительных затрат на ее подготовку и сопряжено с повышенными механическими потерями мелких сухих материалов в виде пыли. Для уменьшения пылеобразования желательнее мелкую шихту грузить на поверхность расплавленной ванны с влажностью до 6–8 %. При загрузке на поверхность можно использовать и кусковой материал (руды, флюсы, обороты) крупностью до 50 мм. Это также удешевляет подготовку шихты и снижает пылевынос.

Процессы, осуществляемые в расплавах, обеспечивают высокое извлечение сопутствующих ценных спутников. Ряд ценных спутников (S, Se, Te, Re и др.) извлекается в газы и возгоны еще в зоне окислительного плавления.

Особенно высоко их извлечение будет при непосредственном получении черновой меди, когда степень десульфуризации при плавке становится близкой к 100 %.

### **1.3. ПЛАВКА ВО ВЗВЕШЕННОМ СОСТОЯНИИ В АТМОСФЕРЕ ПОДОГРЕТОГО ДУТЬЯ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО КИСЛОРОДА**

1. Плавкой во взвешенном состоянии называют процессы, при осуществлении которых мелкие сульфидные концентраты сжигают в факеле, образуемом при горении сульфидов шихты, подаваемой в раскаленное пространство печи через специальные горелки вместе с дутьем. За счет теплоты, выделяющейся при горении сульфидов, распыленная шихта нагревается и плавится. Образовавшиеся капли падают на поверхность шлакового расплава, находящегося в отстойной камере, где происходит расслаивание штейна и шлака.

Среди автогенных процессов, осуществляемых во взвешенном состоянии, наибольшей известностью пользуются кислородно-взвешенная плавка (КВП), плавка на подогретом дутье и КИВЦЭТ-процесс.

Из основных разновидностей плавки во взвешенном состоянии плавка на подогретом дутье (финская плавка) является наиболее отработанным технологически и аппаратно автогенным процессом.

Печь для плавки во взвешенном состоянии включает в себя три основных узла (рис. 8.1): вертикальную цилиндрическую плавильную камеру (шахту), горизонтальную отстойную зону для разделения шлака и штейна и газоход (аптейк) с котлом-утилизатором.

Плавку осуществляют на подогретом от 200 до 900 - 1000 °С воздушном дутье или на дутье, обогащенном кислородом до 30–50 %. Используют и комбинированное дутье.

На своде шахты установлены шихтовые горелки, обеспечивающие горение сульфидной шихты в вертикальном факеле. Перед подачей в печь шихту подсушивают в барабанных и трубчатых сушилках до влажности 0,2 %.

Шихто-воздушная смесь из горелки поступает в раскаленное подсводовое пространство плавильной шахты, где сульфиды воспламеняются. За время падения сульфидные частицы успевают в должной степени окислиться, а легкоплавкие сульфиды и железистые силикаты – расплавиться.

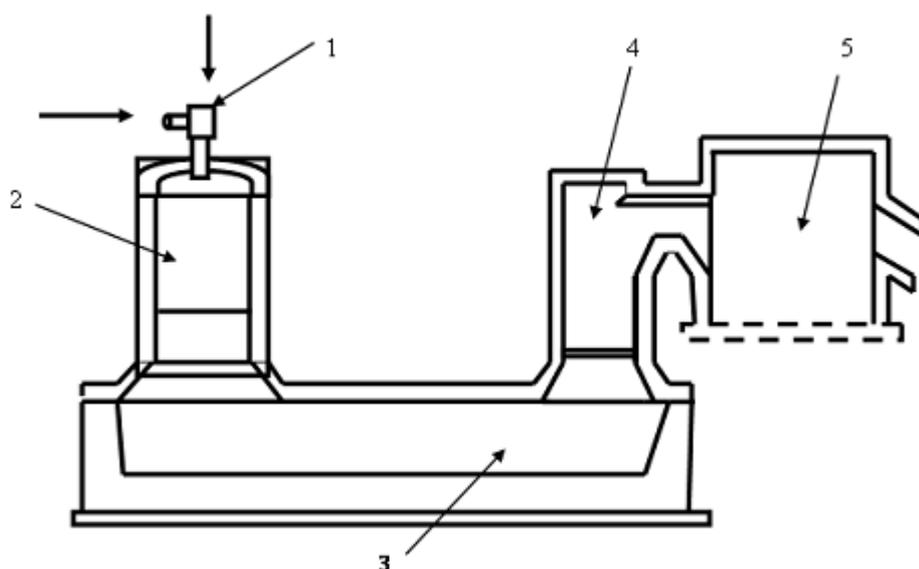


Рис. 1.3.1. Схема печи для взвешенной плавки:

1 – шихтовая горелка; 2 – плавильная шахта; 3 – отстойная зона; 4 – аптеjk; 5 – котел-утилизатор

Капли жидкой фазы, образующиеся в факеле, попадают на поверхность шлакового расплава в отстойной камере, а раскаленные газы – в газоход, отдавая при этом часть тепла расплаву в отстойнике. Температура в реакционной шахте составляют 1 350–1 400 °С, в отстойнике 1 250–1 300 °С.

При плавке получают штейн с содержанием меди 50–60 % , шлаки, содержащие 0,7–2,0 % меди, и газы (14–16 % SO<sub>2</sub>), используемые для производства серной кислоты или элементной серы.

Шлаки подвергают обеднению флотацией, электроплавкой или обработкой пиритом. Производительность печей достигает 1500 т/сут шихты или 8–10 т/(м<sup>2</sup>·сут).

Отличительной особенностью плавки во взвешенном состоянии на кислородном дутье является использование для ее осуществления печей с горизонтальным факелом. Это обусловлено высокой скоростью окисления сульфидов в чистом кислороде и относительно низкой скоростью газовых потоков в печи вследствие небольшого объема образующихся технологических газов.

Кислородно-взвешенная (кислородно-факельная) плавка (КФП) применяется только на двух заводах в мире – в Канаде на заводе «Коппер-Клиф» и на медном заводе Алмаыкского ГМК.

Печь для плавки во взвешенном состоянии на кислородном дутье (96–98 %) представляет собой плавильный агрегат с горизонтальным рабочим пространством с горелками для сжигания сульфидов, установленными на обоих торцах печи и центральным отводом газов (рис. 8.2).

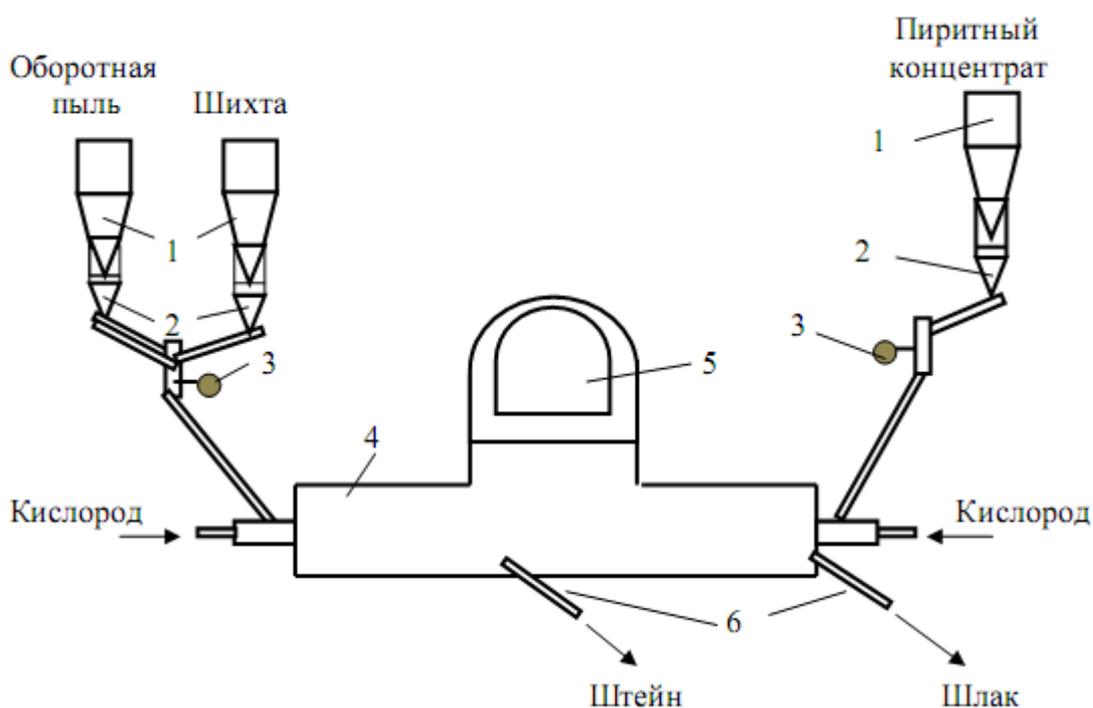
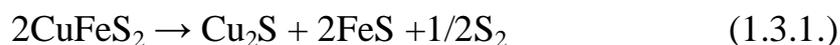


Рис. 1.3.2. Схема комплекса кислородно-взвешенной плавки:

1 – шихтовые бункера; 2 – питатели; 3 – расходомеры; 4 – печь; 5 – газоход; 6 - желоба

Предварительно высушенная до содержания влаги менее 0,5 % шихта подается в струю кислорода горелками на одной из торцевых стен. В факеле печи протекают реакции диссоциации высших сульфидов:



и реакции окисления:



Штейн отстаивается под слоем шлака, а в шлаковом расплаве протекают реакции сульфидирования образовавшихся в факеле оксидов ценных металлов, восстановление магнетита сульфидами, реакции шлакообразования:



Восстановление магнетита сульфидами происходит по реакции



В противоположной стороне печи установлены горелки для факельного сжигания в кислороде пирротинового или пиритного концентрата. В этом факеле образуются капли бедного по содержанию меди сульфидного расплава, служащего для промывки шлака перед выпуском с целью обеднения.

Штейн по мере накопления периодически выпускается через шпур, расположенный на одной из боковых стен. Выпуск шлака осуществляется со стороны обеднительного торца. Отходящие газы, содержащие до 80 %  $\text{SO}_2$ , направляются на химическое производство.

При сжигании сульфидов в чистом кислороде в факеле развивается высокая температура 1550 – 1600 °С. Для отвода избыточного тепла и защиты стен и свода от разрушения кладку печи охлаждают. С этой целью через каждые два ряда кирпичей устанавливают закладные медные кессоны, охлаждаемые водой.

При высоких температурах факела в атмосфере технического кислорода горение сульфидов протекает очень быстро. И уже на расстоянии 0,6–1,0 м от сопла, кислород полностью расходуется и горение

заканчивается. Это объясняет высокое теоретическое содержание  $SO_2$  в отходящих газах – 80 %, хотя за счет подсоса воздуха в газоходах оно может снизиться до 30 %. Поэтому скорость горения сульфидов не влияет на конечную производительность процесса КФП.

Из-за плохого контакта флюсов с частицами концентрата и малой скорости растворения  $SiO_2$  в оксидном расплаве процесс образования шлака в факеле печи не успевает закончиться. Процесс формирования шлака продолжается в ванне печи. Он сводится к растворению тугоплавких оксидов  $SiO_2$  и  $CaO$ , частичному восстановлению магнетита сульфидами и сульфидированию перекисленных соединений ценных металлов, а также укрупнению мелкой сульфидной взвеси и отделению ее от шлака.

Процесс КФП отличается высокой десульфуризацией, достигающей 75 % (вместо 20–30 % при отражательной). Это позволяет получать очень богатые штейны, содержащие до 70 % меди (табл. 1.3.3.)

Таблица 1.3.3.

Технико-экономические показатели плавки во взвешенном состоянии  
в атмосфере технологического кислорода

Показатель	АГМК	Завод «Копер-Клиф» (Канада)
Производительность, т шихты/сут	1 200	1 500
Удельный проплав, т/(м <sup>2</sup> ·сут)	10	12,8
Извлечение меди в штейн, %	95	96
Содержание меди в штейне, %	40	45
Содержание меди в шлаке, %	0,9–1,0	0,75
Содержание $Fe_3O_4$ , %	24	22–24
Содержание $SO_2$ в	70–75	50–55

отходящих газах, %		
--------------------	--	--

Принципиальное единство технологических основ двух разновидностей плавки во взвешенном состоянии (на подогретом дутье и кислородном дутье) порождает общность их достоинств и недостатков.

К достоинствам относят:

1. Использование тепла сжигания сульфидов.
2. Высокое извлечение серы в газы (высокая степень десульфуризации – 70–80 %).
3. Богатые по содержанию  $SO_2$  газы.
4. Высокая удельная производительность агрегата.
5. Возможность полной автоматизации процесса.

К недостаткам относят, прежде всего, высокое содержание меди в шлаках, достигающее 2 %, что связано с отсутствием условий для более полного протекания процессов отстаивания продуктов плавки, вследствие высокого содержания в шлаке магнетита (15–24 %). Магнетит увеличивает химические потери меди со шлаками и резко снижает межфазное натяжение на границе раздела шлак–штейн. В результате появляется устойчивая мелкодисперсная взвесь штейна – механические потери. Поэтому требуется специальная переработка шлаков.

Кроме того, производительность процесса вследствие медленной скорости штейно- и шлакообразования и разделения фаз в отстойной зоне, низка, а затраты на подготовку шихты (тонкое измельчение, необходимость глубокой сушки шихты до содержания влаги 0,1-0,5% и связанный с этим большой пылеунос – до 10 %) высокие.

## II. Технологический расчёт

Согласно заданию выпускной квалификационной работы технологические расчёты состоят из следующих основных разделов; расчет рационального состава концентрата, расчет рационального состава шихты, материальный баланс процесса, тепловой баланс работы печи КФП и расчет основных размеров печи.

### 2.1. Расчет рационального состава концентрата

В расчете рационального состава концентрата определяется минеральных составляющих основных компонентов согласно заданию. Расчет ведём на 100 кг медного концентрата. Ниже приведены исходные данные для расчета рационального состава концентрата.

Компоненты	Cu	SiO <sub>2</sub>	S	Fe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	ИТОГО
содержание, %	18,300	11,500	34,800	31,000	2,600	1,800	100,000

Медные концентраты, входящие в состав шихты, состоят в основном из следующих минералов: халькопирит, халькозин и пирит. Медь в минералах распределяется между халькопиритом и халькозином в соотношении  $\text{CuFeS}_2:\text{Cu}_2\text{S} = 9:1$

### РАСЧЁТ

2.1 Расчет рационального состава медного концентрата (%):

1. Определяем массовую долю халькопирита  $\text{CuFeS}_2$  в концентрате

а) Определяем массу Fe железа;

$$63,546 \text{ Cu} - 55,847 \text{ Fe}$$

$$16,47 \text{ Cu} - X_{\text{Fe}}$$

$$X_{\text{Fe}} = \frac{16,47 \cdot 55,847}{63,546} = 14,474 \text{ кг Fe}$$

б) Определяем массу S серы

$$63,546 \text{ Cu} - 32,068 \cdot 2 \cdot \text{S}$$

$$16,47 \text{ Cu} - X_S$$

$$X_S = \frac{16,47 \cdot 64,136}{63,546} = 16,318 \text{ кг S}$$

$$в) m_{\text{CuFeS}_2} = 16,47 + 14,47 + 16,318 = 47,263$$

2. Определяем массовую долю холькозина  $\text{Cu}_2\text{S}$  в концентрата

а) Определяем массу S сери

$$2 \cdot 63,546 \text{ Cu} - 32,068 \text{ S}$$

$$1,83 \text{ Cu} - X_S$$

$$X_S = \frac{1,83 \cdot 32,068}{2 \cdot 63,546} = 0,462 \text{ кг S}$$

$$б) m_{\text{Cu}_2\text{S}} = 1,83 + 0,462 = 2,292 \text{ кг Cu}_2\text{S в 100 кг концентрата.}$$

3. Определяем массовую долю пирита  $\text{FeS}_2$  в концентрата

а) Определяем остаток серю.

$$S = 34,8 - 16,318 - 0,462 = 18,02 \text{ кг.}$$

$$32,068 \cdot 2 \text{ S} - 55,847 \text{ Fe}$$

$$18,02 \text{ S} - X_{\text{Fe}}$$

$$X_{\text{Fe}} = \frac{18,02 \cdot 55,847}{64,136} = 15,69 \text{ кг Fe}$$

4. Определяем остаток железа,

$$\text{Fe} = 31,0 - 14,47 - 15,69 = 0,84 \text{ кг, железа}$$

который находится в окисленных соединениях

Полученные результатов ведем в

таблицу-1.3.4.

Рациональной состава концентрата							
	Cu	S	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	Всего
CuFeS <sub>2</sub>	16,470	16,318	14,474				47,263
Cu <sub>2</sub> S	1,830	0,462					2,292
FeS <sub>2</sub>		18,020	15,691				33,710
Пустая порода			0,835	11,50 0	2,600	1,800	16,735
Всего	18,300	34,800	31,000	11,50 0	2,600	1,800	100,000

Расчет рационального состава шихты и материального баланса процесса плавки .

Шихту кислородно-факельной плавки входит медный концентрат и кварцевой руды. Для получения шихты для КФП с оптимальным содержанием диоксида кремния к концентрату с МОФ добавляется кварцевая руда следующего химического состава:

## 2 Состав кварцевой руды

Компоненты	Au+Ag	SiO <sub>2</sub>	S	FeO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	ИТОГО
содержание, %	0,50	77,50	2,00	6,00	9,00	5,00	100,00

Для расчёта материального баланса плавки определим выход и состав штейна. По данным отечественных и зарубежных предприятий, извлечение металлов в штейн для данного вида плавки в зависимости от качества концентратов находится в пределах 96,0 – 98,0 %. Учитывая практику КФП МПЗ АГМК,

Извлечение меди в штейн в нашем случае принимаем равным	97,00	%
---	-------	---

Всего в штейн перейдёт меди;

$$18,30 \cdot 97,00 = 17,751 \text{ кГ}$$

Плавку будем вести на штейн с содержанием меди

Масса штейна при данном содержании меди составит:

	$35,00 \cdot 97,00 / 100 = 50,717 \text{ кГ}$				
--	---	--	--	--	--

По данным Б.П. Недвецкого, в штейнах с 50 % металла содержится 2 % O<sub>2</sub> и 23,7 % S.

Учитывая высокую степень десульфуризации и парциальное давление кислорода в пространстве печи, содержание кислорода и серы в штейне примем те же. В этом случае содержание железа в штейне составляет

$$100,00 - (35,00 + 2,00 + 23,7) = 39,30\%$$

**Теоретический состав штейна:**

Компоненты	кг	%
медь (Cu)	17,751	35,00
сера (S)	12,020	23,70
кислород (O2)	1,014	2,00
железо (Fe)	19,932	39,30
ВСЕГО	50,717	100,00
Перейдёт железа в шлак		

$$31,00 - 19,932 = 11,068$$

Определив состав и количество штейна, переходим к переходим к расчёту количества кварцевой руды, необходимого для получения шлака. Расчёт ведём на получение шлака, содержащего 36,0 % SiO<sub>2</sub>, при котором наблюдается минимальное содержание меди для КФП. Примем, что

X – общая масса шлака, кг;

Y – масса загружаемого кварцевой руды, кг.

Составляющие кварцевой руды указанного выше состава, кроме благородных металлов, переходят в шлак целиком. Тогда общая масса шлака будет, кг:

$$X = Y \times 97,50 + 8 + 11,068 \times 71,85 : 55,85 + 11,50 + 4,40$$

- масса FeO, образовавшегося из железа концентрата, перешедшего в шлак;  
11,50 - количество SiO<sub>2</sub> в концентрате с МОФ

4,40 - количество Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и CaO в концентрате с МОФ

Второе уравнение получим из баланса

$$0,30 \times X = 11,50 + Y \times 77,50\%$$

Решив систему уравнений с двумя неизвестными определим, что

$$X = 25,093 \quad \text{- масса шлака}$$

$$Y = -5,175 \quad \text{- масса флюса}$$

Результат проверяем подсчётом количества и состава шлака:

№	Наименование	Расчёт	кг	%
1	FeO	$14,239 + 5,175 \times 6,00\%$	<b>13,928</b>	55,51

2	SiO <sub>2</sub>	11,500	+	-	5,175	×	77,50%	<b>7,489</b>	29,85
3	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,600	+	-	5,175	×	9,00%	<b>2,134</b>	8,51
4	CaO	1,800	+	-	5,175	×	5,00%	<b>1,541</b>	6,14
5	Прочие							<b>0,000</b>	0,00
	<b>ИТОГО</b>							<b>25,093</b>	100,00

Практика работы предприятий, применяющих КФП, показывает, что содержание меди в шлаках колеблется в пределах 0,6 – 1,5 %. Для данного расчёта примем содержание металлов и серы в шлаках равным **0,60 %** и **0,80 %** соответственно.

С учётом меди и серы реальный состав шлака будет следующий:

№	Наименование	кг	%
1	FeO	<b>13,928</b>	53,16
2	SiO <sub>2</sub>	<b>7,489</b>	28,58
3	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<b>2,134</b>	8,14
4	CaO	<b>1,541</b>	5,88
5	Cu	<b>0,476</b>	1,82
6	S	<b>0,634</b>	2,42
	<b>ИТОГО</b>	<b>26,203</b>	100,00

Угар меди, т.е. потери меди с отходящими газами для плавильных агрегатов исходя из практики принят 0,40% , что соответственно составит, кг:

$$18,30 \times 0,40\% = 0,0732$$

Такие шлаки не являются отвальными, их подвергают дальнейшей переработке в электроотстойниках или флотацией на обогатительных фабриках вместе с конвертерными шлаками, которые в автогенную плавку, как правило, не возвращают.

Для расчёта состава и количества отходящих газов примем, что весь кислород, необходимый для осуществления реакций, поступает с техническим кислородом. При этом необходимо учитывать, что на практике имеются неорганизованные подсосы атмосферного воздуха, количество которого в зависимости от конструкции печи и вида транспортировки шихты в горелки может колебаться от 2 до 6 %.

При содержании в шихте 1,0% влаги в печь поступит её

$$(100,0+5,175) \times (1/0,990-1) = 0,958$$

С учётом содержания серы в штейне и шлаке её перейдёт в газы:

$$34,696 - 12,020 - 0,634 = 22,042 \text{ кг}$$

В пересчёте на SO<sub>2</sub> составит **22,042** × **1,998** = **44,036** кг  
 На окисление железа, переходящего в шлак, расход кислорода составит:

$$14,239 - 11,068 = 3,171 \text{ кг}$$

Общая потребность кислорода на плавку 100 кг концентрата будет, кг:

№	Наименование	кг
1.	На окисление серы	<b>21,994</b>
2.	На окисление железа	<b>3,171</b>
3.	Переходит в штейн	<b>1,014</b>
ИТОГО		<b>26,179</b>

При содержании кислорода в дутье  
 вместе с кислородом в печь поступит азота, кг:

95,0%

$$26,179 \times (1: 95,00-1) = 1,378$$

необходимость технического кислорода, кг

27,557

Состав и количество получаемых газов				
№	Наименование	кг	м <sup>3</sup>	%
1.	SO <sub>2</sub>	44,036	15,413	86,07
2.	N <sub>2</sub>	1,378	1,286	7,18
3.	H <sub>2</sub> O	0,958	1,192	6,66
3.	Cu	0,073	0,017	0,10
ИТОГО		46,445	17,908	100,000

Удельный расход технического кислорода: 18,325 + 1,102 = 19,428

### МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ

№ п/п	Материалы баланса	Всего	в том числе									
			Cu	Fe	S	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	O <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	Au+Ag
<b>Загружено:</b>												
1	концентрата	101,010	18,300	31,000	34,800	11,500	2,600	1,800			1,010	

2	кварцевой руды	-5,228	0	-0,241	-0,104	-4,011	0,466	0,259	-0,069		0,052	-0,026
3	тех-й кислород	27,557							26,179	1,378		
	<b>ВСЕГО</b>	<b>123,339</b>	<b>18,300</b>	<b>30,759</b>	<b>34,696</b>	<b>7,489</b>	<b>2,134</b>	<b>1,541</b>	<b>26,110</b>	<b>1,378</b>	<b>0,958</b>	<b>-0,026</b>
<b>Получено:</b>												
1	Штейна	50,691	17,751	19,932	12,020				1,014			-0,026
2	Шлака	26,203	0,476	10,827	0,634	7,489	2,134	1,541	3,102			
3	Газов	46,445	0,0732		22,042				21,994	1,378	0,958	
	<b>ВСЕГО</b>	<b>123,339</b>	<b>18,300</b>	<b>30,759</b>	<b>34,696</b>	<b>7,489</b>	<b>2,134</b>	<b>1,541</b>	<b>26,110</b>	<b>1,378</b>	<b>0,958</b>	<b>-0,026</b>

На основании данных материального баланса осуществляем расчёт теплового баланса плавки.

### Приход тепла:

1. Окисление сернистого железа. Количество железа, окисленного до FeO, в шлаке равно

11,068 кг. По реакции  $2\text{FeS} + 3\text{O}_2 = 2\text{FeO} + 2\text{SO}_2 + 470\,448,96 \text{ кДж}$

на 1 кг окисленного железа выделяется тепла  $470\,448,96 : 55,85 = 8\,423,437 \text{ кДж}$ . При окислении

11,068 кг Fe из FeS до FeO получим

$$8\,423,437 \times 11,068 = 93\,231,973 \text{ кДж}$$

Количество железа, окисленного до Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, в штейне составляет:  $167,55 : 55 \times 1,014$

2,656 кг. По реакции  $3\text{FeS} + 5\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4 + 3\text{SO}_2 + 1\,722\,301,76 \text{ кДж}$  на 1 кг окисленного железа выделяется тепла  $1\,722\,301,76 : (3 \times 55,85) = 10\,279,33 \text{ кДж}$ . При окислении FeS до Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> выделится тепла  $10\,279,330 \times 2,656 = 27\,296,945 \text{ кДж}$  Всего при окислении сернистого железа выделится  $93\,231,973 + 27\,296,945 = 120\,528,918$

2. Окисление серы. Всего в газы переходит серы 22,042 кг, в том числе от окисления FeS до FeO

$11,068 \times 32 : 55,85 = 6,342 \text{ кг}$ , от окисления FeS до Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>

$2,656 \times 32 : 55,85 = 1,522 \text{ кг}$ . Количество серы от диссоциации составит  $22,042 - 6,342 - 1,522 = 14,179 \text{ кг}$

На основании рационального состава концентрата произведём проверку этого количества серы.

Свою одна сера будет выделяться при диссоциации халькопирита по реакции:

$2\text{CuFeS}_2 \rightarrow \text{Cu}_2\text{S} + 2\text{FeS} + \text{S}$  При этом количество диссоциированной серы составит

$16,318 \times 1 : 4 = 4,079625$  кг. От диссоциации пирита по реакции  $\text{FeS}_2 \rightarrow \text{FeS} + \text{S}$  выделится

$18,020 \times 1 : 2 = 9,009877$  кг. Всего получим серы

**$4,080 + 9,010 = 13,090$  кг, что соответствует расчёту**

Количество тепла, выделяющегося при окислении 1 кг серы по реакции  $\text{S} + \text{O}_2 = \text{SO}_2 + 296\,812,96$  равно  $296\,812,96 : 32 = 9\,275,405$  кДж. Всего тепла от сгорания серы

**$14,179 \times 9\,275,405 = 131\,515,636$  кДж**

**3. Ошлакование закиси железа.** Тепло от ошлакования железа определим по реакции

$2\text{FeO} + \text{SiO}_2 = 2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2 + 29\,288,00$  кДж. На 1 кг железа выделится тепла

$29\,288,00 : (2 \times 55,85) = 262,202$  кДж. Всего тепла от ошлакования железа выделится

**$10,827 \times 262,202 = 2\,838,809$  кДж**

**4. Ошлакование окиси кальция.** По реакции  $\text{CaO} + \text{SiO}_2 = \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2 + 89\,956,000$  кДж

на 1 кг CaO выделится тепла  $89\,956,00 : 56 = 1\,606,357$  кДж, а всего выделится тепла

**$1,541 \times 1\,606,357 = 2\,475,768$  кДж.**

Таким образом, от экзотермических реакций поступит тепла  **$120\,528,918 + 131\,515,637 + 2\,838,809 + 2\,475,768 = 257\,359,132$**

28807,10286

**5. Физическое тепло шихты.** При температуре шихты **65** °C составит

$95,782 \times 0,9205 \times 65,0 = 5730,779$  кДж.

Суммарный приход тепла составит

$257359,132 + 5730,779 = 263\,089,911$  кДж.

**Расход тепла:**

Расход тепла на диссоциацию 1 моля серы равно 83,680 кДж, получаем весь расход на образование серы  $13,846 \cdot 32 \cdot 83,680 = 37\,077,992$  кДж

Количество тепла, затрачиваемое на 1 кмоль  $\text{CaCO}_3$ , равно 177 820,0 кДж.

На 1 кг CaO расходуется  $177\,820,0 : 56 = 3175,357$  кДж. Расход тепла на разложение  $\text{CaCO}_3$  равен  $3175,357 \cdot 1,541 = 4893,960$  кДж.

Всего расход тепла на эндотермические реакции составит  $37077,992 + 4893,960 = 41971,951$  кДж.

Тепло, выделяющееся при плавлении-окислении 1 кг концентрата, равно  $(263\,089,911 - 41971,951) : 100 = 2211,180$  кДж.

А при плавлении 1 кг шихты – соответственно  $2211,180 : 0,958 = 2308,544$

Определим расход тепла. При нормальном ведении процесса температура продуктов плавки, то есть

Температура	оС	При этом расход тепла с продуктами плавки составит, кДж:					
штейна	1 150						
шлака	1 250						
отходящих газов	1 400						

			теплоёмкость				кДж	%
·со штейном	50,691	0,920	×	1 150	=	53 659,341	35,09	
·со шлаком	26,203	1,339	×	1 250	=	43 857,601	28,68	
·с газами:								
	с $\text{SO}_2$	15,413	0,5515	×	3230,466	=	49790,053	32,56
	с $\text{N}_2$	1,286	0,3415	×	2000,37	=	2 572,467	1,68
	с $\text{H}_2\text{O}$	1,192	0,4340	×	2542,198	=	3 030,197	1,98
Всего расход тепла со всеми продуктами плавки равен, кДж							<b>152 909,659</b>	100,000

## Тепловой баланс работы печи КФП

Приход тепла			Расход тепла		
Наименование	кДж	%	Наименование	кДж	%
Химические реакции	218 906,780	97,45	со штейном	53 659,341	23,89
Тепло шихты	5 730,779	2,55	со шлаком	43 857,601	19,52
		0,00	с отходящими газами	55 392,717	24,66
		0,00	кессонированием	56 159,390	25,00

		0,00	Излишек	15 568,510	6,93
ИТОГО:	224 637,559	100,00	ИТОГО:	224 637,559	100,00

## 2.1 Выбор и расчёт основного оборудования

Определяем предварительно параметры печи. Удельная производительность отражательных печей при плавке обожженной шихты колеблется в пределах от 5 до 8 ч/м<sup>3</sup> сутки. Для нашей шихты, имеющий среднюю величину плавильной потребности (129838,66 ккал л/т), задаём удельную производительность 5,9 м/м<sup>2</sup> 60 %.

1) Расчёт теплообмена в рабочем пространстве печи.

$$10 = \frac{\sqrt{B^2 + 5,34L_1^2 + 2L_2}}{\frac{2L^3}{\sin L} + \beta - 2L_3 - ctg 2} = \frac{\sqrt{8,5^2 + 5,34 \times 0,85^2 + 0,1}}{\frac{2 \times 1,8}{30} + 8,5 - 2 \times 1,8 \times ctg 30} = 0,94$$

Определяем среднюю  $t^0$  газов в плавильной зоне печи при следующих значениях, входящих в неё величину:

$$\left[ \frac{T_z}{100} \right]^4 = \sqrt{\left[ \left( \frac{T_z}{100} \right)^4 - \left( \frac{T_H}{100} \right)^4 \right] \times \left[ \left( \frac{T_0}{100} \right)^4 - \left( \frac{T_H}{100} \right)^4 \right] + \left( \frac{T_H}{100} \right)^4} = \left[ \left( \frac{1472 + 273}{100} \right)^4 - \left( \frac{1200 + 273}{100} \right)^4 \right] + \left[ \left( \frac{1300 + 273}{100} \right)^4 - \left( \frac{1200 + 273}{100} \right)^4 \right] + \left( \frac{1200 + 273}{100} \right)^4 = 72487,442.$$

### III ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Организация работы должна обеспечить высокой производительностью работы в каждой смене.

В каждой смене должно быть:

1. Одинокого высокий уровень технологического руководство оперативной подготовке производства.

2. Установлена ответственность за сохранность оборудования.

3. Организовать учёт сменной выработки объема выполненных работ.

4. Организация приема и сдачи смены.

Принимаем следующий порядок:

- 1<sup>ая</sup> смена от 6<sup>00</sup> до 12<sup>00</sup> часов;    - 2<sup>ая</sup> смена от 12<sup>00</sup> до 18<sup>00</sup> часов;

- 3<sup>ая</sup> смена от 18<sup>00</sup> до 24<sup>00</sup> часов;    - 4<sup>ая</sup> смена от 24<sup>00</sup> до 6<sup>00</sup> часов.

#### Баланс рабочего времени одного рабочего в год

№	Показатели	Величина в днях
1.	Календарный фонд рабочего времени	365
2.	Дни отдыха	52
3.	Номинальный фонд рабочего времени, Тн	330
4.	Не выходы рабочих по разным причинам	61
	а) очередные и дополнительные отпуска	40
	б) болезни	12
	в) выполнение государственных и общественных обязанности	2
	г) льготные дни отпуска учащемуся	4
		3

	д) сельхоз. Работы	
5.	Эффективный фонд рабочего времени, Тэ	252
6.	Использование номинального фонда рабочего времени: $\frac{T_{\text{э}}}{T_{\text{н}}} \cdot 100\%$	$(252:330) \times 100$ =76,4%
7.	Продолжительность рабочей смены	8
8.	Полезный фонд рабочего времени, час одного работника	2016

### Расчет баланса годового фонда времени оборудования

№	Наименование элементов	Принятые данные
1.	Нормируемые простые дни	61
1.1	В том числе на капитальный ремонт	25
1.2	Текущий ремонт	22
1.3	Тех. осмотр	12
1.4	Ревизия электрооборудования	2
2.	Эффективная время работы, дни	304
3.	Время работы в сутки	24
4.	Действительный годовой фонд времени работы, час	7296
5.	Коэффициент использования Ки оборудования $T_{\text{эф}}/T_{\text{н}}$	0,83

Коэффициент списочного состава

$$K_c = \frac{T_H}{T_{\text{эф}}} = \frac{330}{252} = 1,31$$

Явочная численность рабочих в сутки определится по формуле:

$$N_{\text{я}} = N_{\text{в}} \times A \times C$$

где,  $N_{\text{в}}$  — норматив рабочей силы на агрегат, чел;

$A$  — количество агрегатов в работе;

$C$  — количество смен.

Явочная численность рабочих в сутки в цеха соответственно будет

1.	Старший плавильщик	$1 \times 1 \times 4 = 4$
2.	Плавильщик	$3 \times 1 \times 4 = 12$
3.	Операторы вспомогательных оборудовании	$1 \times 1 \times 4 = 4$
4.	Электромонтёр	$1 \times 1 \times 4 = 4$
5.	Электрослесарь	$1 \times 1 \times 4 = 4$
6.	Машинист мостового крана	$1 \times 1 \times 4 = 4$
7.	Машинист погрузчика	$1 \times 1 \times 4 = 4$

Штатный численность рабочих определяется по формуле:

$$N_{\text{шт}} = N_{\text{я}} \times N_{\text{н}} = N_{\text{в}} \times A \times (C + 1),$$

т.е. штатная численность рабочих соответственно будет:

1.	Старший плавильщик	$1 \times 1 \times (4+1) = 5$
----	--------------------	-------------------------------

2.	Плавильщик	$3 \times 1 \times (4+1) = 15$
3.	Операторы вспомогательных оборудований	$1 \times 1 \times (4+1) = 5$
4.	Электромонтёр	$1 \times 1 \times (4+1) = 5$
5.	Электрослесарь	$1 \times 1 \times (4+1) = 5$
6.	Машинист мостового крана	$1 \times 1 \times (4+1) = 5$
7.	Плавильщик	$1 \times 1 \times (4+1) = 5$

Списочная численность рабочих определяется по формуле:

$$N_c = N_{ш} \times K_c.$$

где,  $K_c = 1,114$ , так списочная численность рабочих будет:

1.	Старший плавильщик	$5 \times 1,114 = 5,57$
2.	Плавильщик	$15 \times 1,114 = 16,71$
3.	Оператор вспомогательных оборудований	$5 \times 1,114 = 5,57$
4.	Электромонтер	$5 \times 1,114 = 5,57$
5.	Электрослесарь	$5 \times 1,114 = 5,57$
6.	Машинист мостового крана	$5 \times 1,114 = 5,57$
7.	Плавильщик	$5 \times 1,114 = 5,57$

**Полученные данные сводим в таблицу.**

№	Профессия рабочих	Тарифный разряд	Норматив обслуживания	Число смен в сутки	Явочная численность в сутки	Штатная численность в сутки	Списочная численность в сутки
1.	Старший плавильщик	VI	1	4	4	5	5,57
2.	Плавильщик	V	3	4	12	15	16,71
3.	Оператор вспомогательных оборудований	V	1	4	4	5	5,57
4.	Электромонтер	IV	1	4	4	5	5,57
5.	Электрослесарь	IV	1	4	4	5	5,57
6.	Машинист мостового крана	V	1	4	4	5	5,57
7.	Плавильщик	IV	1	4	4	5	5,57

### **Расчет капитальных вложений**

Капитальные затраты по проекту определяем по укрупненным нормам. Капитальные затраты включает в себя расходы на строительство здания, приобретение, транспортировку и монтаж оборудования согласно технологическому процессу. Размер капитальных затрат учитывается в основных фондах предприятия по их первоначальной стоимости. В себестоимости продукции основные фонды учитывается в виде амортизационных отчислений, т.е. учитывается износ основных фондов в денежной форме.

Денежное средство необходимое для строительства зданий, сооружения цеха, а также для приобретения транспортировке и монтажи оборудования является номинальными вложениями.

Стоимость здания цеха определяется укрепленным способом, исходя из объёма здания и стоимости строительства  $1\text{ м}^3$ . Размеры основного здания цеха:

$$\text{Площадь цеха } S = Q \times v = 25 \times 50 = 1250 \text{ м}^2.$$

$$\text{Объём здания } V = Q \times v \times h = 25 \times 50 \times 12 = 26000 \text{ м}^3$$

### Затраты на строительства зданий и сооружений

Объект строительства	Объём строительства, $\text{м}^3$	Цена $1\text{ м}^3$ строительства, сум	Стоимость в основ. здания, сум	Санитарно-бытовые помещ., (15% от основ. здания)	Проездные пути, галерея (30% от основ. здания)	Прочие помещ. (15% от основ. здания)	Чистая стоимость строительства
Основной цех	26000	2000	52 млн.	7,8 млн.	15,6 млн.	7,8 млн.	83,2 млн.

### Определение общего фонда заработной платы

Фонд заработной платы основных рабочих складывается из основной и дополнительной заработной платы. Исходя из планируемой численности рабочих по отдельным профессиям, производится расчет фонда рабочего времени:

$$A_1 = F_1 \times N \quad A_r = A_1 \times H_c$$

где,  $A_d$  — явочный штат рабочих, человек;

$T$  — число дней работы участка;

$P_c$  — продолжительность рабочей смены.

Основной фонд включает суммы заработка за отработанное время. Он состоит из прямого фонда заработной платы и доплат (премии, оплата за работу в ночное время, праздничные дни и т.д.).

Прямой фонд заработной платы

$$Z_{\text{л}} = Z_{\text{т}} \times \Phi_{\text{Е}}$$

где,  $Z_{\text{т}}$  — сумма заработной платы по тарифу, сум;

$\Phi_{\text{Е}}$  — количество человек часов.

Доплата принимается в определенной доле (15%) от прямого фонда заработной платы

$$Z_{\text{д}} = \frac{Z_{\text{л}} \cdot K_{\text{д}}}{100}$$

где,  $K_{\text{д}}$  — принятый процент доплат к заработной плате.

$$Z_{\text{с}} = Z_{\text{л}} + Z_{\text{д}} + n$$

где,  $n$  — премия 20-25 % от заработной платы.

Дополнительный фонд включает 30 % от основного фонда заработной платы:

$$Z_{\text{доп}} = \frac{Z_{\text{с}} \cdot 30}{100}$$

В массовом производстве основном рабочим за выполнение производственного плана предусматривается премия к тарифной ставке в размере 25 % при условии повременной оплаты.

Это сумма включается как доплата к прямому фонду заработной платы.

**Расчёт планового фонда заработной платы основных и вспомогательных рабочих персоналов**

№	Профессия рабочих	Разряд	Часовая тарифная ставка	Штатная численность рабочих, чел	Фонд рабочего времени		Прямое фонд заработной платы
					чел/час	чел/день	
1.	Ст. плавильщик	VI	560	5	2800	87200	5107200
2.	Плавильщик	V	420	15	6300	151200	11491200
3.	Оператор вспомог. оборудования	V	420	5	2100	50400	3830400
4.	Электромонтер	IV	280	5	11100	33600	2553600
5.	Электрослесарь	IV	280	5	1400	33600	2553600
6.	Машинист мост. крана	V	420	5	2100	50400	3830400
7.	Плавильщик	IV	420	5	2100	50400	3830400
ИТОГО							33746800

**Фонд заработной платы основных и вспомогательных рабочих**

Количество рабочих	Основной фонд			Дополнительная фонд 30 %	Общий фонд, сум
	прямой	премии 25 %	доплаты 15 %		
70	33746800	8436700	5062020	10124040	57369560

**Фонд заработной платы ИТР**

Профессия	Численность, чел	Месач. оклад,	Фонд зароб.	Допольнит. премия	Допольнит. фонд. соц.	Общий фонд зар.платы,

		сум	платы, сум	25 %	страх 30 %	сум
Нач. цеха	1	90 000	108 000	27 000	40 500	1 755 000
Механик	1	60 000	72 000	18 000	27 000	1 170 000
Мастер	4	50 000	60 000	150 000	225 000	3 900 000
Лаборант	1	20 000	24 000	6 000	72 000	372 000
Экономист	1	15 000	18 000	4 500	67 500	372 000
Кладовщик	2	10 000	24 000	6 000	72 000	292 500
<b>ИТОГО</b>	10					7 861 500

### Расчет стоимости электроэнергии на освещения

$$C_{осв} = \frac{F \cdot S \cdot V}{100} \cdot Ц_{осв}, \text{ сум}$$

где, F—время работы освещения в течении года, час;

S—площадь цеха, м<sup>2</sup>;

g—удельный расход электроэнергии на 1м<sup>2</sup>≈15 квт.

$$C_{осв} = \frac{8000 \cdot 1250 \cdot 15 \cdot 3}{1000} = 450000 \text{ сум}$$

### Расчет стоимости отопления

$$C_{пара} = \frac{V \cdot H \cdot g}{i_n \cdot 100} \cdot Ц_{д.п}, \text{ сум}$$

где, V—объем здания основного, м<sup>3</sup>;

H—врем отопительного сезона, час;

g—удельной расход пара на 1м<sup>3</sup>;

$C_{\text{он}}$ —стоимость 1т пара=970 сум

$i_{\text{п}}$ —удельная теплоемкость 1т пара=5 400

$$C_{\text{пара}} = \frac{26000 \cdot 3600 \cdot 20}{5400 \cdot 1000} \cdot 970 = 336266 \text{ сум}$$

Расчет стоимости воды на бытовые нужды.

$$C_{\text{вода}} = q \times p \times D_p \times C_{\text{в}}, \text{ сум}$$

где,  $q$ —расход воды в смену на 1 работающего, 0,08 м<sup>3</sup>;

$P$ — число работающих, 55 чел;

$D_p$ —кол-во рабочих дней в году, 252

$C_{\text{в}}$ —стоимость 1м<sup>2</sup> питьевой воды 87,4 сум.

$$C_{\text{вода}} = 0,08 \cdot 55 \cdot 252 \cdot 8,74 = 95147,2 \text{ сум}$$

Расчет изменение себестоимости продукции производим только по статье  
«Вспомогательные материалы на технологические цели

### Расчет затрат на вспомогательные материалы

№	Статьи затрат	Ед. измерение	Расход на 1 т. продукта	Цена за единицу, сум	Затраты на переработки продукта, сум	
					на единицу	на объем
1	Флюсы	кг/т	15	10000	10000	1500000
2	Технический кислород	кг	0,644	1000	64400	6440000
3	Оборотные материалы			231800		231800

	Итого			45000	1004000	8171800
--	-------	--	--	-------	---------	---------

### Расчет номинальных затрат на оборудования

Наименования оборудование	Отпускная стоимость, млн. сум	Количество штат	Расходы, млн. сум			Сметная стоимость, млн. сум
			Транспорт. 7 %	Складиров-я 1,2 %	Монтаж 8 %	
Печь	20,1	1	1,407	0,2412	1,608	23,3562
Ковш	2	1	0,14	0,024	0,16	2,324
Фильтры	0,5	2	0,070	0,012	0,08	2,162
Конвейер (ленточный)	0,2	1	0,014	0,0024	0,016	0,2324
Питатель	0,12	1	0,084	0,0144	0,096	1,3944
Кран мостовой	3,5	2	0,049	0,0084	0,056	0,8134
Кислородные станции	2	1	0,14	0,024	0,16	2,324
Прочие оборудование	1		0,07	0,012	0,08	1,162
Итого						33,7684

Цена 1т материала, сум — 54000

В год перерабатываем 378000 т концентрата

Годовой выпуск продукции, т — 283500

Цена 1т выпускаемого продукта, сум—128500

### Смета затраты

№	Наименование затрат	Сумма, сум
1.	Затраты на сырьё	20412000000
2.	Заработная плата (рабочих + ИТР)	65231060
3.	Отчисление на соц. страхования, 15%	9784659
4.	Затраты на строительство	83200000
5.	Затраты на оборудования	33768400
6.	Амортизационные отчисления, 10%	20754000
7.	Затраты на электроэнергию	450000
8.	Затраты на отопления и воды	431413,2
И Т О Г О		20625619532

Годовой затраты на получение продукта составляет – 20625,619532 млн. сум

### Расчет технико-экономических показателей

1. Себестоимость 1 тонны продукции составляет:

$$C = \frac{Kв}{B} = \frac{20625619532}{283500} = 72754 \text{ сум}$$

где, Кв—общие затраты, сум

В—объем выпускаемой продукции, т

2. Годовая производительность труда 1 рабочего:

$$n = \frac{B}{N_{cn}} = \frac{283500}{45} = 6300$$

где, N<sub>cn</sub>—списочный штат рабочих.

3. Годовая производительность труда 1 работающего:

$$n = \frac{B}{N_{сн} + N_{ИТР}} = \frac{283500}{55} = 5154,55$$

4. Расчет фондоотдачи

$$\Phi = \frac{B_p}{\Phi_{осн}} = \frac{3642975000}{2062561953} = 1,77 \text{ сум/сум}$$

где,  $B_p$ —реализованная продукция в оптовых ценах, сум

$\Phi_{осн}$ —стоимость основных фондов, сум

5. Расчет прибыли:

$$\Pi = B \times (Ц - С) = 283500 (128500 - 72754) = 39385617000 \text{ сум}$$

где,  $B$ —объем реализованной продукции, сум;

$Ц$ —оптовая цена за 1т продукции, сум;

6. Общая рентабельность

$$P = \frac{\Pi}{\Phi_{осн} + \Phi_{об}} \cdot 100 = \frac{39385617000}{2062561953} = 19,09\%$$

где,  $\Phi_{осн}$ —стоимость осн. фондов, сум;

$\Phi_{об}$ —стоимость об. средств, сум.

7. Срок окупаемости:

$$T = \frac{K}{n} = \frac{2062561953}{39385617000} = 3,2 \text{ лет}$$

где,  $K$ —капиталовложения, сум;

$n$ —прибыль, сум.

**Сводная таблица технико-экономических показателей.**

№	Наименование показателей	Единица измерения	Величина показателей
1.	Производственная мощность	т/сут	1500
2.	Режим работы предприятия		
	а) Количество дней в году	дни	365
	б) Количество смен в сутки	смена	4
	в) Продолжительность смены	часы	6
3.	Численность персонала		
	Всего	чел	55
	ИТР	чел	10
	Рабочих	чел	45
4.	Годовой фонд заработной платы		
	Всего	тыс. т	65231,06
	ИТР	тыс. т	78615
	Рабочих	тыс. т	57369,56
5.	Капитальные вложения	млн. сум	20625,619532
6.	Себестоимость продукции	тыс. сум	72754
7.	Фондоотдача	сум/сум	1,77
8.	Прибыли	млн. сум	39385,617
9.	Рентабельность	%	19,09
10.	Срок окупаемости	лет	3,2

## **БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ**

В данном разделе выпускной работы рассматриваются вопросы безопасной жизнедеятельности человека, которых необходимо решать на всех стадиях жизненного цикла.

Обеспечение безопасной жизнедеятельности человека в значительной степени зависит от правильной оценки опасных, вредных производственных факторов. Одинаковые по тяжести изменения в организме человека могут быть вызваны различными причинами. Это могут быть какие-либо факторы производственной среды, чрезмерная физическая и умственная нагрузка, нервно-эмоциональное напряжение, а также разное сочетание этих причин.

При улучшении и оздоровлении условий работы труда важными моментами, является комплексная механизация и автоматизация технологических процессов, применение новых средств индивидуальной и автоматизированных систем и технологий в производстве.

Осуществление мероприятий по снижению производственного травматизма и профессиональной заболеваемости, а также улучшение условий работы труда ведут к профессиональной активности трудящихся, росту производительности труда и сокращение потерь при производстве. Так как безопасность жизнедеятельности наиболее полно осуществляется на базе новой технологии и научной организации труда, то при разработке и проектировании объекта используются новейшие разработки.

### **Промсанитарии**

В течение рабочей смены плавильщик подвергается воздействию теплового излучения от продуктов плавки, выдаваемых из печи, а также от нагретых элементов печей и оборудования.

В воздухе рабочей зоны возможно содержание сернистого газа выше ПДК. ПДК на содержание сернистого газа в воздухе рабочей зоны 10 мг на 1 м<sup>3</sup> (ПДК – предельно допустимая концентрация).

Выброс газов с высоким содержанием диоксида серы ведет к загазованности атмосферы цеха и возможности отравления обслуживающего персонала.

При загрузке флюса в печи, а также при очистке системы пылеулавливания и транспортировке отражательной пыли происходит увеличение запыленности атмосферы рабочего места. ПДК на содержание пыли в воздухе 2 мг на 1 м<sup>3</sup>.

Соприкосновение расплава: штейна, шлака с холодными и влажными материалами дает взрыв с разбрызгиванием расплавленного материала на большие расстояния и возможности ожогов.

Во время работы вдувания пыли в печи плавильщик должен одеть противопылевой респиратор, защитные очки на глаза и каску на голову.

Во время работы на плавильщик воздействуют следующие опасные и вредные факторы:

- повышенный шум (при работе использовать бирюши или антифоны);
- повышенная запыленность, загазованность (при работе использовать противогаз, респиратор);
- возможность получения механических травм;
- тепловое излучения (при выполнении работ использовать защитный щиток, застёгивать куртку на все пуговицы);
- поражения электрическим током (при работе использовать перчатки);
- удар на голову (при работе использовать каски).

### **Расчет эвакуационных путей**

Исходные данные :

- a) Количество людей эвакуирующих  $N=300$ чел.
- b) Площадь горизонтальной проекции человека  $S=56,4$ м<sup>2</sup>
- c) ширина участка  $\delta=1,2$
- d) количество выходов  $n>2$ .
- e) Общая пропускная способность  $\theta=6$ чел.

1. Плотность людского потока определяется по формуле :

$$D = \frac{N * S}{l * \delta}$$

где N – количество людей;

L – длина участка;

$\delta$  - ширина участка;

S – площадь горизонтальной проекции человека.

2. Расчетная ширина эвакуационных выходов определяется по формуле

$$\delta_{\text{расч}} = N/n,$$

3. При наличии более двух эвакуационных выходов, расчетная ширина эвакуационных выходов рассчитывается по формуле .

$$\delta_{\text{расч}} = N/n(n-1),$$

где n – количество выходов (когда  $n>2$ ).

4. Интенсивность движения определяется по формуле.

$$q = \theta/\delta,$$

5. По протяженности путей продолжительность эвакуации из зрительного зала рассчитывается по формуле .

$$\tau'_p = \frac{l'_1}{V'_1} + \frac{l'_2}{V'_2},$$

6. Оставляя значение  $l_1^1$  (длина ряда), определяем требуемую длину прохода до ближайшего выхода  $l_2'$  по формуле.

$$l_2 = \left( \tau_{нб} - \frac{l'_1}{V'_1} \right) * V'_2,$$

7. Продолжительность эвакуации по пропускной способности дверей определяется по формуле.

$$\tau_p^{дв} = \frac{N}{Q},$$

8. Пропускная способность дверей определяется по формуле.

$$Q = V * D_F * \delta_i \delta$$

9. Плотность потока определяется по формуле .

$$D_F = \frac{N}{S_{\text{э}}},$$

10. Площадь эвакуации рассчитывается по формуле .

$$S_{\text{э}} = l'_1 * \delta_{\text{ряд.}} + l_2 * \delta_{\text{пр}},$$

где  $\delta_{\text{ряд.}}$  - ширина между рядами, м;

$\delta_{\text{пр}}$  - ширина прохода, м.

По исходным данным

$$\delta_{ряд.} = 0,4 \text{ м}; \delta_{np} = 1,2 \text{ м.}$$

$$S_{\text{э}} = 30 * 0,4 + 37 * 1,2 = 56,4 \text{ м}^2. D_F = \frac{N}{S_{\text{э}}} = \frac{300}{56,4} = 6 \text{ чел/м}^2.$$

$$Q = V * D_F * \delta_n = 4,8 * 6 * 1,2 = 35 \text{ чел/мин.}$$

$$\tau_p^{\text{дв}} = \frac{N}{Q} = \frac{300}{35} = 9 \text{ мин.}$$

В металлургических комбинатах средства индивидуальной защиты и оказание первой помощи при несчастных случаях особенно важно. Средства защиты рабочих распространяется на все средства, применяемые для уменьшения или предотвращения опасных и вредных производственных факторов. Выбор средства индивидуальной защиты их в каждом отдельном случае должен осуществляться с учетом требований безопасности для данного процесса или вида работ.

К средствам защиты головы поражения относится защитная каска. Каски в основном используют при монтаже оборудования, и предназначены для защиты головы от ударов, от падающих сверху предметов, от ожогов, от поражения электрическим током, так как каски делаются из высокотвердых и диэлектрических материалов.

В качестве средств защиты кисти руки от поражающих факторов предлагается использовать: перчатки, рукавицы, и другие средства закрывающие кисть руки, но не мешающая работе. Используется рабочими-ремонтниками, а также электромонтерами оборудования систем вентиляции и кондиционирования. Перчатки, рукавицы и другие средства предохраняют руки от поражения вибрацией, механических повреждений, а также от действия электрического тока и раздражения, вызванные химическими агентами.

Для защиты органов слуха (хотя в данном проекте эти средства и не применяются) предлагается использовать противозумные вкладыши, беруши, наушники.

Еще используется много дополнительных средств индивидуальной защиты, например, такие как рабочая одежда (спецодежды), очки, респираторы, противогазы, каски и очень многое другое в зависимости от видов предпринятых работ. Все эти средства защищают человека только в том случае, когда они использовались по назначению. Но и они не всегда могут полноценно защитить персонал от воздействия на человека, так как любые материалы и вещества имеют определенные предельные свойства по защите его от поражающих факторов.

Поэтому возникает необходимость оказания первой медицинской помощи обслуживающему персоналу предприятия.

Первая помощь - это комплекс мероприятий, направленный на восстановление здоровья человека или по возможности сохранение его жизни, пострадавшего в результате несчастного случая, травмирования, ушибов, поражения электрическим током, переломов и другое.

При возникновении несчастного случая на производстве необходимо оказать пострадавшему квалифицированную первую медицинскую помощь. Чтобы помощь эта была максимально эффективной, на предприятиях молочной промышленности (не только молочной, но и многих других) медико-санитарной службой, проводятся различные формы медикаментозного обучения рабочих и обслуживающего персонала. Одним из основных видов просвещения является изучение неблагоприятных условий, несчастных случаев, ситуаций, факторов при возникновении их на конкретном производстве, и пути устранения и предупреждения о них.

Для оказания первой медицинской помощи предусмотрены аптечки или сумки первой помощи. В них содержатся медикаменты и

все медикаментозные средства необходимые для оказания первой медицинской помощи.

В случае оказания помощи пострадавшему от поражения электрическим током надо сделать следующее:

Как можно быстрее отключить установку или если это, возможно, освободить пострадавшего от воздействия электрическим током другими средствами. Для освобождения человека надежнее всего пользоваться диэлектрическими перчатками и резиновыми ковриками. При отсутствии средств индивидуальной защиты, для освобождения пострадавшего можно воспользоваться простой сухой доской или палкой. Можно также оттянуть его за сухую одежду, избегая при этом прикосновений к металлическим частям и открытым участкам тела пострадавшего.

Уложить на подстилку, расстегнуть или полностью снять с него одежду и создать приток свежего воздуха и обеспечить ему полный покой.

Если пострадавший дышит редко и прерывисто, необходимо сразу же начать делать искусственное дыхание. Если же сознание, дыхание, пульс не воспринимается и зрачки расширены, то можно считать, что он находится в состоянии клинической смерти. В этом случае нужно как можно быстрее произвести его реанимацию, необходимо произвести наружный массаж сердца и искусственное дыхание “рот в рот”.

Степень огнестойкости зданий принимается в зависимости от их назначения, категории по взрывопожарной и пожарной опасности, этажности, площади этажа в пределах пожарного отсека.

Пожар в лаборатории, может привести к очень неблагоприятным последствиям (потеря ценной информации, порча имущества, гибель людей и т.д.), поэтому необходимо: выявить и устранить все причины возникновения пожара; разработать план мер по ликвидации пожара в здании; план эвакуации людей из здания.

Причинами возникновения пожара могут быть:

- неисправности электропроводки, розеток и выключателей которые могут привести к короткому замыканию или пробое изоляции;
- использование поврежденных (неисправных) электроприборов;
- использование в помещении электронагревательных приборов с открытыми нагревательными элементами;
- возникновение пожара вследствие попадания молнии в здание;
- возгорание здания вследствие внешних воздействий;
- неаккуратное обращение с огнем и несоблюдение мер пожарной безопасности.

Пожарная профилактика представляет собой комплекс организационных и технических мероприятий, направленных на обеспечение безопасности людей, на предотвращении пожара, ограничение его распространения, а также создание условий для успешного тушения пожара. Для профилактики пожара чрезвычайно важна правильная оценка пожароопасности здания, определение опасных факторов и обоснование способов и средств пожаропредупреждения и защиты. Одно из условий обеспечения пожаробезопасности - ликвидация возможных источников воспламенения.

В лаборатории источниками воспламенения могут быть:

- неисправное электрооборудование, неисправности в электропроводке, электрических розетках и выключателях. Для исключения возникновения пожара по этим причинам необходимо вовремя выявлять и устранять неисправности, проводить плановый осмотр и своевременно устранять все неисправности;
- неисправные электроприборы. Необходимые меры для исключения пожара включают в себя своевременный ремонт электроприборов, качественное исправление поломок, не использование неисправных электроприборов;

– обогревание помещения электронагревательными приборами с открытыми нагревательными элементами. Открытые нагревательные поверхности могут привести к пожару, так как в помещении находятся бумажные документы и справочная литература в виде книг, пособий, а бумага – легковоспламеняющийся предмет. В целях профилактики пожара предлагаю не использовать открытые обогревательные приборы в помещении лаборатории;

– короткое замыкание в электропроводке. В целях уменьшения вероятности возникновения пожара вследствие короткого замыкания необходимо, чтобы электропроводка была скрытой.

– попадание в здание молнии. В летний период во время грозы возможно попадание молнии вследствие чего возможен пожар. Во избежание этого я рекомендую установить на крыше здания молниеотвод;

– несоблюдение мер пожарной безопасности и курение в помещении также может привести к пожару. Для устранения возгорания в результате курения в помещении лаборатории предлагаю категорически запретить курение, а разрешить только в строго отведенном для этого месте.

В целях предотвращения пожара предлагаю проводить с инженерами, работающими в лаборатории, противопожарный инструктаж, на котором ознакомить работников с правилами противопожарной безопасности, а также обучить использованию первичных средств пожаротушения.

В случае возникновения пожара необходимо отключить электропитание, вызвать по телефону пожарную команду, эвакуировать людей из помещения согласно плану эвакуации и приступить к ликвидации пожара огнетушителями. При наличии небольшого очага пламени можно воспользоваться подручными средствами с целью прекращения доступа воздуха к объекту возгорания.

## ВЫВОД

В настоящее время при производстве меди извлекается из сырья более 12 компонентов и производится продукции более 20 наименований.

Вместе с тем следует отметить, что внедрение новых технологических процессов и схем осуществляется относительно медленно. Причиной этому является: 1. Существенное отставание уровня аппаратного оформления схем от уровня технологических разработок; 2. Неблагоприятная экономика этих крайне необходимых процессов из-за все еще высокой стоимости оборудования, новых растворителей, сорбентов, экстрагентов вследствие отсутствия промышленного производства этих реагентов; 3. Не решен вопрос переработки полупродуктов автогенных процессов. К примеру шлаки автогенных процессов медной промышленности содержат 0,8-1,2% меди, при нормативе отвальных шлаков 0,35%. Необходимо отметить, что практически все шлаки автогенных плавов складываются, ожидая разработки экономически приемлемой технологии их переработки. Растет незавершенное производство, замораживаются оборотные средства увеличивая себестоимость продукции.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Каримов И.А. Узбекистан на пороге XXI века: угрозы безопасности, условия и гарантии прогресса. - Т.: Узбекистан. 1999. - 315 с.
2. Уткин Н.И. Производство цветных металлов. М.: Интернет инжиниринг, 2000 г., 442 с.
3. [www. agmk. uz](http://www.agmk.uz)
4. Худяков И.Ф. Metallургия меди, никеля, кобальта. М.: Metallургия т.1, 1972 г., 417 с.
5. Уткин Н.И. Цветная metallургия. М.: Metallургия, 1987 г., с.
6. <http://www.rudmet.ru/news/>
7. <http://www.bolero.ru/index.php?level=3&special=viewed>
8. А.П. Снурников Комплексное использование сырья в цветной metallургии. М.: Metallургия, 1977 г., 263 с.
9. Лоскутов Ф.М. Расчёты по metallургии тяжёлых цветных металлов. М.: Metallургия, 2000, 467 с.
10. Гудима Н.В. Технологические расчёты в metallургии тяжёлых цветных металлов. М.: Metallургия., 1977 г., 255 с.
11. Смирнов В.И. Metallургия меди и никеля. М., Metallургиздат, 1980, 235 с.
12. Юсупходжаев А.А., Холикулов Д.Б., Валиев Х.Р. Лабораторный практикум по курсу «Metallургия тяжелых цветных металлов». Тошк. гос. техн. ун-т. Типография ТашГТУ. 2001. 20 с.
13. Ванюков В.А. Комплексная переработка медного и никелевого сырья. М.: Metallургия, 1986, -355 с.

14. Кривов Б.С., Руднев А.П. «Техника безопасности и противопожарная защита на обогатительных фабриках». М.: Metallurgy. 1993. -254 с.

1. Каримов И.А. Узбекистан на пороге XXI века: угрозы безопасности, условия и гарантии прогресса. - Т.: Узбекистан. 1999. - 315 с.

2. Уткин Н.И. Производство цветных металлов. М.: Интернет инжиниринг, 2000 г., 442 с.

3. [www. AGMK. uz](http://www.AGMK.uz)

4. Худяков И.Ф. Metallurgy меди, никеля, кобальта. М.: Metallurgy т.1, 1972 г., 417 с.

5. Уткин Н.И. Цветная metallurgy. М.: Metallurgy, 1987 г., с.

6. <http://www.rudmet.ru/news/>

7. <http://www.bolero.ru/index.php?level=3&special=viewed>

8. А.П. Снурников Комплексное использование сырья в цветной metallurgy. М.: Metallurgy, 1977 г., 263 с.

9. Боймаков Ю.В. Электролиз в гидрометаллургии. М.: Metallurgy, 1987 г., 452 с.

10. Лоскутов Ф.М. Расчёты по metallurgy тяжёлых цветных металлов. М.: Metallurgy, 1976 г., 467 с.

10. Гудима Н.В. Технологические расчёты в metallurgy тяжёлых цветных металлов. М.: Metallurgy., 1977 г., 255 с.

12. Дата публикации: 01.01.2000 Автор: Труды АО "Институт Гипроникель Название: **"Новые процессы в metallurgy никеля, меди и кобальта"**

13. Алимходжаев С.Р., Хошимова С. Методическое руководство по выполнению экономической части выпускной квалификационной работы. – Т.: ТашГТУ, 2002 г. – 48 с.

14. Б.С. Кривов, А.П. Руднев. Техника безопасности и противопожарная защита на обогатительных фабриках. М.: Metallurgy. 1993. -254 с.