

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени  
К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

Илюбаев Н.М.

Электролиз серебра

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**  
к дипломной работе

Специальность 5В070900 – Metallургия

Алматы 2019

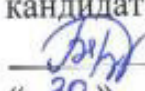
МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет  
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

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

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ  
Зав. кафедрой МиОПИ  
кандидат технических наук  
 Барменшинова М.Б.  
« 30 » 05 2019 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА  
к дипломному проекту

на тему: «Электролиз серебра»

5В070900 – «Металлургия»

Выполнил:



Илюбаев Н.М.

Научный руководитель:  
канд. техн. наук, ассоц. профессор

 Баимбетов Б.С.

« 30 » 05 2019 г.

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет  
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

5B070900 – «Металлургия»

**УТВЕРЖДАЮ**  
Заведующая кафедрой МиОПИ  
кандидат технических наук  
Барменшинова М.Б.  
05 2019 г.

**ЗАДАНИЕ**  
**на выполнение дипломного проекта**

Обучающемуся: Илюбаев Нурлан Муратович

Тема: «Электролиз серебра».

Утверждена приказом проректора по научно-образовательной деятельности № 497-п от 20 декабря 2018 г.

Срок сдачи законченного проекта: «31» мая 2019 г.

Исходные данные к дипломному проекту: технологические данные электролиза ТОО «Тау-Кен Алтын».

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов или краткое содержание дипломного проекта:

- а) Технологические методы электролиза серебра;
- б) Аналитический обзор;
- в) Выбор и обоснование принимаемого в проекте технологического решения
- г) Metallургические расчеты;
- д) Техника безопасности.
- е) Экономическая часть

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей) демонстрационный материал представить на \_\_\_ слайдах, дипломный проект состоит из 38 страниц, 4 таблиц.

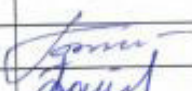
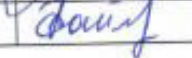
Рекомендуемая основная литература из 19 наименований

**ГРАФИК**  
подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю или консультанту	Примечание
Аналитический обзор	19.03.2019 г.	
Технология электролиза	09.04.2019 г.	
Охрана окружающей среды	13.04.2019 г.	
Экономическая часть	13.04.2019 г.	
Заключение	23.04.2019 г.	
Нормоконтроль	30.04.2019 г.	

**Подписи**

консультантов и нормоконтролера на законченного дипломного проекта с указанием относящихся к ним разделов проекта

Наименования разделов	Научный руководитель, консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Экономическая часть	Баимбетов Б.С.	29.05.19	
Нормоконтроль	Таймасова А.Н.	29.05.19	

Научный руководитель  Баимбетов Б.С.

Задание принял к исполнению обучающийся  Илюбаев Н.М.

Дата «19» 03 2019 г.

## АННОТАЦИЯ

Дипломный проект состоит из задания, введения, 5 глав, заключения, списка использованной литературы. Работа изложена на 40 страницах компьютерного набора. Список используемой литературы содержит 19 наименований.

Целью является разработка технологии электролиза серебра. В работе приведены характеристика предприятия, сырьевая база, потребность в энергоресурсах, выбор и обоснование технологической схемы. В работе также рассмотрены разделы, касающиеся охраны окружающей среды и экономические показатели.

## ANNOTATION

Diploma project consists of tasks, introduction, 5 chapters, conclusion, list of references. The work is presented on 40 pages of computer set. The list of used literature contains 19 titles.

The aim is to develop the technology of electrolysis of silver. The paper presents the characteristics of the enterprise, the raw material base, the need for energy resources, the choice and justification of the technological scheme. This work also addresses topics relating to environmental protection and economic performance.

## АННОТАЦИЯ

Дипломдық жоба тапсырмадан, кіріспеден, 5 тараудан, қорытындыдан, пайдаланылған әдебиеттер тізімінен тұрады. Жұмыс компьютерлік терудің 40 беттерінде жазылған. Пайдаланылған әдебиеттер тізімі 19 атаудан тұрады.

Мақсаты-күміс электролиз технологиясын жасау. Жұмыста кәсіпорынның сипаттамасы, шикізат базасы, энергоресурстарға қажеттілік, Технологиялық сұлбаны таңдау және негіздеу келтірілген. Жұмыста қоршаған ортаны қорғауға қатысты бөлімдер мен экономикалық көрсеткіштер қаралды.

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение	9
1    Общее пояснительная записка	11
1.1  Сырьевая база, описание сырья	11
1.2  Выбор и обоснование технологической схемы	12
1.3  Характеристика основных технологических процессов	16
2    Генеральный план и транспорт	24
2.1  Краткая характеристика строительной площадки	24
2.2  Характеристика рельефа местности	24
2.3  Состав генерального плана, все здания и сооружения, перечень их площадей	25
2.4  Основные плановые решения	25
2.5  Внутренний и наружный заводской транспорт	25
3    Технологические решения	27
3.1  Расчет материального баланса	27
3.2  Расчет основных показателей электролитического рафинирования	29
4    Охрана труда	32
4.1  Анализ опасных производственных факторов	32
4.2  Вентиляция	32
4.3  Охрана водоемов и почв от загрязнения сточными водами	33
5    Экономическая часть	35
5.1  Исходные данные для расчетов	35
Заключение	37
Список использованной литературы	38



## ВВЕДЕНИЕ

Среднее количество серебра в земной коре составляет  $7 \cdot 10^{-6}\%$ . Такая высокая концентрация металлов характерна для постмагматического введения. Здесь серебро содержится в золоте, меди, свинце и цинке. Коэффициент концентрации серебра составляет около 1000. В серебре около 60 известных минералов. Основными из них являются серебро Ag (состоящее из золота, меди, висмута, сорго, ртути),  $Ag_2S$ ,  $Ag_2S$ ,  $Ag_2S$  и  $Ag_2S$ . 10% серебра предназначено для изготовления серебра и серебра, 20% для серебра и сплавов серебра, 70 для электротехники, электронной промышленности, ракетостроения и авиастроения, производства химикатов и оборудования, фотографии и киноиндустрии, фарфора и керамики. , используется в медицине.

Серебро в основном используется в качестве вспомогательных (сопутствующих) свинцово-цинковых и медоподобных известняковых руд, которое должно быть не менее 10 г/т. Минимальное количество серебра в золотых или серебряных рудах составляет 100 г/т, а на отдельных месторождениях серебра - 400 г/т.

Разведанные запасы серебра за рубежом составляют около 360 тысяч тонн, а общие запасы - около 500 тысяч тонн. Основные запасы сосредоточены в Мексике, Канаде, Перу и Австралии. Около 90% запасов металла находятся на месторождении. Разведанные запасы серебра на крупных месторождениях превышают 1 тысячу тонн, в среднем - от 100 до 1 тысячи тонн, на небольших месторождениях до 100 тонн. Год производства серебра (без СНГ) составляет 7400 тонн, что производится в 45 странах. Около 70% из них обрабатываются цветными металлами, 10-15% - с месторождений золота и серебра, а остальные с месторождений серебра.

Основным направлением казахстанской промышленности в ближайшее время является комплексная переработка концентратов этого вида месторождения и вывоз серебра.

Производство конкурентоспособных, ориентированных на экспорт товаров, работ и услуг в ближайшее время является одним из основных приоритетов государственной индустриально-инновационной политики Казахстана. В этих условиях особое внимание уделяется необходимости развития горнодобывающей промышленности. Здесь стоит отметить, что в отрасли нет комплексов с полным циклом производства от добычи до производства. Не секрет, что все металлы и металлопродукция, которые производятся в нашей стране, будут экспортироваться, а продукция с высокой степенью переработки находится за рубежом.

ТОО «Тау-Кен Алтын» было создано для реализации вышеуказанной программы, которая специализируется на разработке, производстве и обработке драгоценных металлов. ТОО «Тау-Кен Алтын» в настоящее время владеет наземными эксплуатационными объектами.

Реализация проекта направлена на создание высокопроизводительного производства, которое обеспечит производство рафинирования за период 2012 -

2013 годов при годовой производительности, постепенное увеличение производства до 75 тонн, аффинаж не менее 25 тонн аффинированного золота. Сырье будет использоваться в качестве ненасыщенного шлама, продуктов рафинирования драгоценных металлов, катодного и шлакового золота, сплава Доре, технологических отходов, ювелирных и радиоотходов, а также шламов электролизной меди. В рамках проекта будет создана лаборатория отбора проб и анализа драгоценных металлов, сертифицированная по международным стандартам.

Производство по переработке заканчивается стандартными сплавами золота и серебра, а также измерением слитков и гранулированных продуктов в соответствии со стандартами Лондонской ассоциации драгоценных металлов.

## **1 Общее пояснительная записка**

### **1.1 Сырьевая база, описание сырья**

Отделение серебра и его чистота осуществляются с помощью рафинирования. Известно несколько способов аффинажа. Процесс хлорирования и электролитическая очистка широко распространены.

Рафинирование осуществляется на аффинажных заводах. Здесь поступающее сырье отличается разнообразием. Основная масса - это золотой сплав, полученный при выплавке цинкового шлама, черного золота после испарения амальгам, золота, смешанного с концентрированными почвами, и рудного концентрата, катода, полученного из регенераторов тиомочевины, в черном золоте. Химический состав этих материалов сложен. Помимо золота и серебра они содержат медь, свинец, ртуть, мышьяк, сурьму, олово, висмут и другие элементы. Количество ингредиентов до 200 и более.

Серебро в основном поступает с заводов цветной металлургии в виде серебряно-золотых сплавов (до-металл), которые используются для очистки черного свинца и переработки электролитического медного шлама.

Эти сплавы обычно содержат от 97 до 99 % серебра и золота. Помимо этих видов сырья, на аффинажные заводы поступают различные сплавы, бытовые и технические отходы, монеты и т. д.

В некоторых видах сырья можно встретить большое количество платиновых металлов [1].

Содержание некоторых очищенных продуктов показано в таблице 1.1. Это влияет на переработку материалов в печи до усреднения и испытания отдельных видов сырья. Производится в электрических индукционных печах в графитовых лотках. Жидкий металл отправляется в формы соответствующей формы для получения анодов, которые впоследствии направляются в коробку предварительного разделения / электролиза серебра.

Перед заполнением жидкими металлами металл обрабатывается с помощью предварительной специальной утилизации (минерализация, графит, фумигация сжиженного нефтяного газа), чтобы обеспечить легкое удаление анода из кристаллизаторов. Анод охлаждают, очищают железной щеткой, сушат и отправляют на блок управления. На крупных аффинажных заводах используются печи мощностью до 100 кВт, мощностью до 280 кг.

Чтобы уменьшить потери драгоценных металлов из-за улетучивания, плавление осуществляется под слоем шлака с использованием соды и бутана (1,5-3 % от массы загруженного металла). Для этого предотвращают перегрев металла. Золото - серебряные сплавы плавятся при 1150 - 1200 ° С, а серебро - при 1040 - 1060 ° С.

Из-за выделения поглощенного кислорода расплавляемое под слоем древесно-угольных пластов образующееся высокотребуемое серебро, склонно к распылению при затвердевании в атмосфере восстановления.

Таблица 1.1 – Состав сырья аффинажного завода

Материалы	Содержание			
	Au	Ag	Pt	Pd
Производство сплавов золото-цинковых отходов	700 – 900	50 – 250	–	–
Амальгамы после получения черного золота	700 – 900	50 – 250	–	–
Шлихтовое золото	750 – 950	10 – 250	–	–
Катодное черное золото	750 – 900	10 – 150	–	–
Сплавы свинцовых заводов	1 – 35	950 – 995	0 – 0,01	0 – 0,1
Сплавы медных электролитных шламов	10 – 100	850 – 950	0 – 1,5	0 – 3
Ломы, монеты	0,1 – 1	500 – 850	–	–

Сплавы золота и серебра, поступающие на аффинаж, содержат цинк, свинец, медь и другие примеси, а также металлы платиновой группы, которые подвержены ликвации, что затрудняет опробование. Чтобы избежать возможных ошибок, образцы металла отбираются непосредственно из печи, где расплав хорошо смешивается при токе высокой частоты. Взятую пробу переливают в слитки в виде тонкой отливки.

Быстрое охлаждение такой отливки обеспечивает достаточную однородность сплава. Пробы, необходимые для анализа, берут в виде стружки или опилок. Результаты анализа необходимы для точной регистрации количества драгоценных металлов, поступивших на аффинаж и расчетов с поставщиками [3].

## 1.2 Выбор и обоснование технологической схемы

На основе анализа технологической литературы могут быть предусмотрены следующие технологии, по которым производится соответствующая переработка сырья:

- процесс Миллера;
- кислотный метод;
- электрохимический метод.

Планируется переработка поступающего золотосодержащего сырья по трем схемам в зависимости от химического состава:

- первичный продукт высокой пробы (массовая доля серебра не более 10 %) обрабатывает по кислотной схеме после приемочной плавки. Он включает грануляцию исходного сплава, выщелачивание полученных гранул с царской водкой, фильтрацию, осаждение золота серосодержащим реагентом из раствора. Для электролиза золота из осажденного золота заливается анод.

Первичный продукт низкой пробы (массовая доля серебра 10 – 50 %) обрабатывают методом пирохлорирования (процесс Миллера). Из полученного сплава золота заливают аноды, необходимые для электролиза золота.

С извлечением катодного золота и литьем слитков размером не менее 99,99 % производится заключительный электролиз золота [4].

В соответствии с указанными причинами данное предприятие рассматривается разработчиком ТЭО как объект сравнения.

Краткая характеристика процесса Миллера. Пирохлорирование (процесс Миллера) основано на более легком окислении газообразным хлором, чем драгоценные металлы и металлы серебра, золото и платиновой группы. Значение методики состоит в продувке золотосодержащих сплавов хлором [5].

Цветные металлы и расплавленные хлориды серебра не растворяются в металле, из-за их низкой плотности они плавают на поверхности. Некоторые хлориды цветных металлов отлетают. Флюсы загружаются с образованием шлака: ртуть, кварц, хлорид натрия и т. п.

Процесс проводят в индукционных электропечах при температуре 1150 °С. Сначала хлорируется железо, цинк, свинец. Хлориды железа и цинка проходят в газовую фазу из-за низкой температуры кипения. Часть хлорида свинца улетучивается, вторая часть всплывает на поверхность расплава [6].

Температура кипения хлоридов серебра (AgCl) и меди (CuCl) выше температуры проведения процесса, поэтому образует слой расплавленных хлоридов на поверхности расплава.

Плавленные хлориды и шлаки периодически удаляют и загружают новые дозы флюса. Подача хлора останавливается при появлении желтых пятен золота в хлороотводных трубках и появления на поверхности расплава хлорида золота красно – бурового цвета [7].

По окончании хлорирования с поверхности металла удаляют остатки хлоридов и шлатара, заменяют аффинированное золото на миксер и заливают слитки с содержанием золота до ~ 99,5 – 99,6 %.

Смесь хлоридов и шлаков, полученных в результате хлорирования сплава, содержит в нем большое количество смешанных золотых коллекторов. Для извлечения золота смесь переплавляется при температуре ~ 1100 °С.

Плавление разделяется на слой шлака и слои хлоридов. На поверхность расплава загружается сода (карбонат натрия) с меньшей дозой. Окислительное серебро, попадая на дно тигеля в виде капель, притягивает (коллектирует) большую часть золота в составе хлоридов. Полученное серебро-сплав золота вновь поступает на хлорирование вместе с новой дозой сплава [8].

Хлориды, освобожденные из золота, используются в качестве сырья для получения серебра. В их составе содержится до ~ 70 % хлорида серебра, остальные – медь, натрия, хлориды свинца. Обработка хлоридов осуществляется различными методами.

Преимуществом аффинажа пирохлоризацией является переработка сырья с низким содержанием золота и возможность доведения содержания золота до ~ 99,5 – 99,6 % в течение нескольких часов.

Недостатки альтернативной технологии " процесс Миллера» :

- значительные затраты на очистку обработанного воздуха в электрохимическом методе существенно не образуются экологически

вредные вещества;

- из хлоридных шлаков серебро необходимо окислять и далее очищать методом электролиза до степени чистого серебра. Предварительное разделение происходит при электролизе из расчета 99,99% чистого серебра за один раз и на одной стадии; Процесс Миллера позволяет получить золотое чистое золото 90-95 %.

- технологическая технология Миллера заменяет только предварительное разделение, и она представляет экологический вред для окружающей среды.

Преимущества метода Миллера: очень низкие затраты-однако, если только не требуется соблюдения предельно допустимых экологических показателей, в противном случае этот метод будет очень дорогим [9].

Поскольку правила, касающиеся соблюдения приказов по охране окружающей среды и здоровья человека в Республике Казахстан имеют юридическую силу, применение метода Миллера требует дополнительных финансовых вложений.

В результате конкурентных методов (метод Миллера и метод «царской водки») чистое золото не изымается. Эти методы требуют заключительного электролиза золота, при этом им необходим реактор для уменьшения хлорида серебра, т. е. оба метода заменяют только предварительное аффинажирование, однако их главным недостатком является требование более крупных мер по охране окружающей среды.

Расчет затрат на инвестиции в малопроизводительную (25 т чистого золота в год) установку невозможно, так как применение метода Миллера выгодно только при получении более чистого золота в 100 т/год.

Применение метода аффинажа «царской водкой» выгодно при наличии более 20 % платины и палладия, а планируемое сырье не содержит такого содержания [10].

Краткое описание кислотного метода аффинажа. Кислотный метод аффинажа основан на обработке сплавов драгоценных металлов различными кислотами. При этом один благородных металлов из примесей переходит в раствор, а второй остается в нерастворимых отходах.

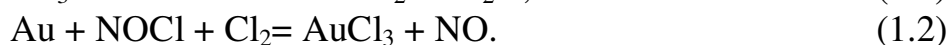
Способ очистки азотной кислотой ( $\text{HNO}_3$ ) основан на инертности золота к действию азотной кислоты. Для полного разделения металлов необходимо, чтобы содержание серебра в сплаве в 2 – 3 раза превышало содержание золота. При выполнении данного условия обработка сплава горячей азотной кислотой в гранулированные или разлитые в тонкие пластины позволяет переходить серебро и смеси в раствор, а золото остается в осадке [11]. Для полного удаления примесей настойка снова кипятится в чистой кислотной дозе. Раствор заливают (фильтруют). Черно – буровой осадок полученного золота ополаскивают, просушивают и переливают в слитки с содержанием золота до ~ 99,8 %. Серебро, перешедшее в раствор, отстаивают в виде хлорида, окисляют металл железом или оцинком и переплавляют в слитки.

При способе очистки с применением концентрированной серной кислоты ( $\text{H}_2\text{SO}_4$ ) содержание серебра в исходном сплаве должно быть в три раза выше

золота, не более 7,5 % меди, не более 0,25 % свинца. Сплав, гранулированный или залитый в тонкие пластины, погружают в емкость и заливают концентрированной серной кислотой.

При нагревании смеси серебра, меди и других металлов проникают в раствор, золото остается в нерастворимых отходах. Для заключительной очистки золотистого осадка обрабатывают новой дозой концентрированной кислоты [12]. Полученный золотой осадок ополаскивают, просушивают и заливают отливки с содержанием золота до ~ 99,6 – 99,9 %.

Способ аффинажа царской водкой (металлов – растворяет золото) применяется к сплавам, содержащим меньшее количество серебра. Выщелачивающий раствор представляет собой смесь 3-х объемных частей концентрированной соляной кислоты и 1-х объемных частей концентрированной азотной кислоты [13]. Гранулированный золотосодержащий сплав выщелачивается при нагреве царской пихты. В результате приготовления раствора выделяется два активных вещества: хлор и нитрозилхлорид, которые способны растворить золото:



К хлориду золота добавляет соляную кислоту (HCl) и образуется золотистоводородная кислота:



Золотосодержащий раствор сливают, высушивают и пропаривают азотную кислоту для удаления. Соли растворяют в воде, фильтруют полученный раствор и осаждают металл золотом с помощью восстановителей. После ополаскивания и просушивания вливаются отливки с содержанием золота до ~99,8-99,9 % [14]. Серебро получают из осадка хлорида серебра.

Слабые стороны метода «царская водка» :

а) сплав должен разделяться на мелкие части:

- методом грануляции;
- методом механического дробления (фрезеровки);
- методом вакуумного распыления.

б) высокое содержание серебра более 5 % является причиной более длительной реакции, так как хлорид серебра пассивирует поверхность материала.

в) для очистки обработанного воздуха и воды необходимы дополнительные капитальные вложения, так как работа производится с использованием концентрированных кислот по сравнению с сжиженными кислотами электрохимического метода.

Таким образом, разработчик данного ТЭО рекомендует использовать электрохимический метод, который описывает технологический процесс в следующем пункте.

Краткое описание выбранной технологии, выполнение требований к основному технологическому оборудованию, выполнение которого обеспечивает технологическую и экологическую безопасность аффинажного завода. Обоснование выбора основного оборудования с данными исследования рынка оборудования и указанием источников его приобретения.

Электрохимическое рафинирование является наиболее совершенным методом очистки, который позволяет удалять металлы высокой чистоты с использованием всех ценных ингредиентов, входящих в состав рафинированного сплава [15].

Электрохимическое рафинирование серебра не вызывает значительного загрязнения воздуха, и при рафинировании с помощью «царской водки» расходуется большое количество отходов. Кроме того, при рафинировании с помощью «царской водки» серебро осаждается в виде хлорида серебра  $\text{AgCl}$  и требует дополнительной очистки.

Преимуществом метода является использование разбавленных кислот. В случае отключения электроэнергии химическая реакция не проводится. Реактор здесь не может работать «больше», сравнивая с чистыми химическими методами.

Большая часть промывочной воды заменяет потери от испарения электролитной воды. Таким образом, поддерживается устойчивый уровень электролита.

Металлы платиновой группы, содержащиеся в осадке, учитываются как неочищенная смесь по содержанию.

В достаточном количестве (2 кг платины и/или палладия в неделю) они выделяются многократным осаждением и очищаются. Для обработанного раствора и обработанного воздуха в процессе аффинажа металлов платиновой группы предусмотрены отдельные оптимальные шаги по очистке.

При соблюдении всех инструкций по эксплуатации и обслуживанию оборудования, необходимость дополнительных технических работ не возникает, так как используются только коррозионностойкие материалы [16].

Минимальное количество кислородсодержащих сточных вод нейтрализуется путем смешивания щелочью ( $\text{NaOH}$ ) в нейтрализационном устройстве.

### **1.3 Характеристика основных технологических процессов**

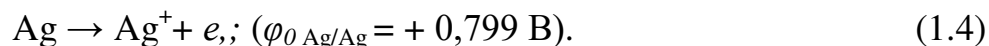
*Электролитическая очистка серебра.* Методы электролитического рафинирования являются высокоразвитыми и позволяют получать металлы высокой чистоты с комплексным использованием всех ценных компонентов, входящих в рафинированный металл. В электролитической очистке серебра в качестве растворителя используется сплав серебра, который очищается как



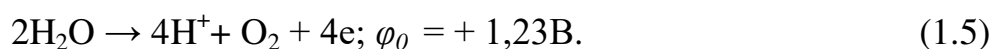
анод. Электролит представляет собой водный раствор азотистого серебра с небольшим количеством азотной кислоты. Схематично можно показать процесс следующим образом:

Ag(катод) | AgNO<sub>3</sub>, HNO<sub>3</sub>, H<sub>2</sub>O, примеси | Ag с примесями (анод).

Во время электрохимического растворения анода серебро переходит в раствор:



В шлам поступает смесь, потенциал которой электрический положительный (золото, платина, палладий). Выделение кислорода в аноде не представляется возможным, так как нормальный потенциал кислорода в кислородном растворе является более положительным, чем потенциал серебра:



По сравнению с потенциалом серебра большинство электрически активных соединений (медь, свинец, висмут, цинк, железо и т. Д.) переходят в раствор. Основным процессом в катоде является восстановление ионов серебра:

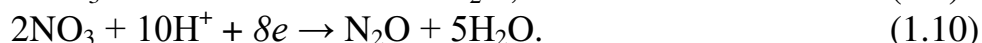
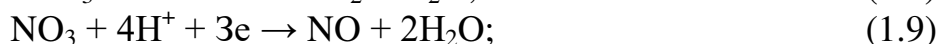
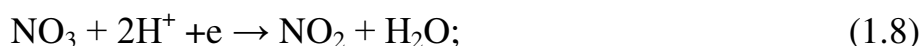


Серебро является одним из наиболее положительных металлов. Скорость разрядки ионов серебра очень высока. Поэтому даже при высокой плотности тока разрядка в катоде большей части примесей значительно невозможна. Например, выделение водорода в катоде:



теоретически только при низкой концентрации серебра в электролите, но практически никогда не реализуется.

В качестве исключения можно упомянуть ионы NO<sub>3</sub>, некоторые из которых восстанавливаются до катода:



Чем выше кислотность электролита, тем больше потенциал и скорость этих реакций. Однако при нормальном протекании процесса скорость разрядирования анионов NO<sub>3</sub> остается низкой, и снижение катодного выхода по току, обусловленное протеканием этих процессов, относительно не велика. Таким образом, основным катодным процессом является окисление катионов серебра [17].

В состав электролита, применяемого при электролитической очистке серебра, входит постоянно свободная азотная кислота. Она увеличивает электропроводность электролита, и соответственно снижает потери электроэнергии. Кроме того, более высокая концентрация азотной кислоты неэффективна, так как при этом ускоряется процесс химического растворения катодного серебра и начинают развиваться процессы катодного восстановления анионов  $\text{NO}_3$ .

Это приводит к уменьшению катода по току, увеличению расхода азотной кислоты, ухудшению условий работы в результате загрязнения атмосферы цеха с выделяемыми оксидами азота. В высоких концентрациях азотной кислоты происходит значительное увеличение перехода палладия и платины в раствор, а также их осадка вместе с серебром на катод. С учетом этого, концентрация азотной кислоты в электролите поддерживается в пределах от 10 до 20 г/л. Иногда в состав электролита вводят азотнокислый калий (до 15 г/л) для повышения его электропроводности.

В анодах, кроме серебра, в качестве примесей постоянно находятся золото, металлы платиновой группы и недородные металлы – медь, свинец, висмут, цинк, железо и т. д. б. встречается. При обработке электролитных медных шламов в сплавах серебристо-золота встречаются селен и теллур. Содержание указанных примесей и порядок их при электролизе определяются условиями электролитической очистки серебра.

В анодном металле количество до 20 % золота не нарушает хода электролиза. Обладая более положительным, нормальным потенциалом по сравнению с серебром, золото не растворяется в аноде и переходит в шлам. При более чем на 20 % золотое, анодное пассивирование и образует на его поверхности плотную оболочку, вызывая побочные реакции на электродах.

Нормальный потенциал палладия  $\varphi^0_{\text{Pd/Pd}^{2+}} = + 0,987$  [18]. Очень близко к Серебряному потенциалу. Поэтому часть палладия растворяется в аноде, и после накопления в электролите он оседает на катод вместе с серебром. Для предотвращения этого, если в анодном металле содержится палладий, электролиз проводят при минимальной кислотности электролита и уменьшенной плотности тока (300-400 А/м<sup>2</sup>) и тщательно следят за содержанием палладия не более 0,1-0,2 г/л, содержанием электролита.

В случае растворения анода, платина, палладийообразная, в основном проникает в шлам. Однако его небольшое количество проникает в электролит. Поскольку его потенциал (+1,2 В) более положительный, чем потенциал серебра, он оседает на катоде первым. Поэтому, если в анодах встречается платина, то, как и в случае палладия, контролируется содержание электролита. Максимальная величина платины в ней составляет 0,025 г/л.

Из всех благородных металлов в анодном металле, как правило, преобладает медь, его нормальный потенциал + 0,337 В. Поэтому он легко растворяется в аноде и не оседает на катод с небольшими концентрациями. Тем не менее, в электролите встреча меди в масштабном объеме может привести к ряду негативных явлений.

При переходе тока через Электролит транспортировка зарядов осуществляется ионами меди и ионами серебра. Однако поскольку ионы серебра участвуют в катодном процессе, а ионы меди не разрядятся в катоде и собираются в около катодном пространстве, концентрация ионов серебра в катоде может быть очень низкой, а концентрация ионов меди может быть более высокой по сравнению с объемом электролита.

Следовательно, вследствие понижения потенциалов разряджения ионов серебра и повышения потенциала разряджения ионов меди при катодном слое электролита могут возникнуть условия, при которых происходит начало совместного оседания этих металлов в катоде. Возможность совместного оседания серебра и меди увеличивается при повышении плотности тока и недостаточной интенсивности перемешивания электролита.

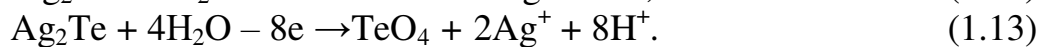
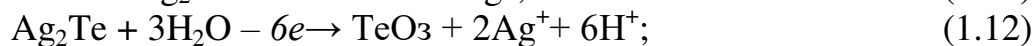
Для того, чтобы предотвратить это явление, в электролите сильно следят за содержанием меди [19]. Предельная концентрация меди считается 100 г/л; при этом концентрация серебра должна быть не ниже 110 – 120 г/л. В среднем в составе рабочего электролита содержится 30-60 г/л Си. Электролитическая очистка сплавов серебра с содержанием более 7,5% Си экономически нецелесообразна, так как из-за быстрого накопления меди в пределах допустимых пределов требуется частая замена электролита.

Свинец и висмут, встречающиеся в анодном металле, проходят в электролит, однако в последующем вследствие гидролиза часть попадает в шлам (висмут в виде гидроксида, а свинец в виде пероксида).

Висмут и свинец, серебристые кристаллы, попадающие на катодные отходы, легко удаляются при промывании слабой азотной кислотой, и поэтому в аноде не вызывает затруднений. Железо и цинк, содержащие меньшее количество в аноде, проникают в раствор из за своих электрических отрицательных потенциалов (–0,44 и –0,76 В соответственно в железе и цинке) и устраняются при замене и регенерации электролита

Селен, встречается в анодах, растворяясь в анодах, далее поступает из полного раствора в шлам в виде  $Ag_2SeO_4$  и не оказывает адекватного влияния на процесс электролиза. При плавке катодного осадка попавший в него в абсолютном меньшем количестве селен полностью сгорает.

В электролизе серебра очень вредной смесью является теллур. Если в анодном металле содержание выше 0,2 %, то нарушается процесс электролитической очистки серебра. При растворении анода, в котором теллур встречается в виде  $Ag_2Te$  серебристого теллурида, могут происходить следующие процессы:



В электролите концентрация теллура низкая, так как это трудно растворимые соединения с серебром  $Ag_2TeO_3$  и попадают в шлам. Часть

теллура находится как элемент в шламе. При появлении в анодном металле более 0,2 % процесс электролиза сопровождается выделением оксида азота и образованием серо-пористых осадков. Последние образуются в электролите при наличии содержания 16-30 мг/л. Поэтому при предыдущих операциях необходимо полностью удалять теллур как можно скорее. Таким образом, для нормального процесса получения высококачественного катода серебра и электролиза количество примесей в анодном металле должно быть не выше установленных значений. Опыт работы аффинажных заводов установлено, что в анодах содержание серебра должно быть не менее 750 проб, золота менее 200 проб и лигатуры более 75 проб. Количество теллура должно быть не более двух проб.

Электролизные ванны, как правило сделаны из поливинилхлорида или винипластовых, а также из дерева, фибerglass и других, огорожены каркасом прямоугольной формы. Вместимость одной ванны обычно составляет 600-1200 л. На анодную штангу подвешивают сразу до восьми анодов. Катод обычно делают по всей ширине ванны или по одному между анодами. В качестве катодов используют тонкий лист из коррозионностойкой стали, титана, алюминия или серебра.

При электролизе силовые цепи распределяются неравномерно с концентрацией в нижней части электродов. Поэтому нижняя часть анодов растворяется быстрее, чем верхняя. Для того, чтобы предотвратить это, иногда разливают нижнюю часть анодов более густо. Для того, чтобы хорошо связаться с токоведущими шинами и уменьшить выброс анодных отходов, удобнее использовать плоские аноды, разлитые вместе с ушами, для подвешивания в ванну. Аноды массой до 15 кг рассчитаны на растворение в течение 4 – 5 суток.

Ведет процесс электролиза круглосуточно. Серебро оседает в катоде в виде крупного кристаллического осадка, плотно не прикрепленного к катоду. Кристаллы серебра растут в направлении анода, стремясь к замыканию электродов. Поэтому в ванне установлен скребок, который управляется электромотором и не допускает образования в катодном значении чистых серебряных точек, так как он может вызвать короткое замыкание в ванне.

Каждая ванна выполнена в разливочном виде и имеет дно, поступающее на первый сливной клапан, соединенный с контейнером 30 л из нержавеющей стали на входе, со вторым сливным клапаном на выходе. На входе клапан находится под дном ванны в виде воронки и остается открытым при работе оборудования, а клапан на выходе закрыт. Таким образом, все серебряные покрытия прикрепленные к катоду, погружаются и попадают в контейнер из нержавеющей стали вместимостью 30 л под ванной.

При необходимости сброса серебра оператору необходимо закрыть входной клапан, расположенный вблизи воронки, установить фильтр бакнер, включить отсасывающую трубу, открыть выходной клапан ниже и через три секунды переходить на фильтр для всех чистых серебряных ополаскиваний.

Для предотвращения загрязнения катодного серебра анодными шламами аноды помещают в хлорвинил, терилен или другие карманы. При растворении анода шлам собирается в кармане, периодически выводится. Драгоценные металлы и отходы, содержащие 20% анодного золота, а также все платиноиды и недородные металлы (кроме серебра), образующие исходный анод сплав, оседают на дно корзины, снабженные фильтровальной тканью. После пропитки из корзины шлама и металлических отходов они подвергаются промывке в фильтрах Бакнера, после чего шлам / металл нейтрализуется (рН 7) и направляют образцы отходов/металлов для переплавки и контроля проб в цех первичной плавки.

После проверки пробы отливок, полученных в результате плавки шлама/металла, необходимо установить пробу золота для включения в сплав в объеме не менее 92 %. Таким образом, отходы готовятся к производству золотых анодов и направляются в цех электролиза золота. Аноды, предназначенные для электролиза золота, вырабатываются на основе шлама/металлических отходов, поступающих в результате предварительной сепарации с минимальной пробой золота 92 %, а остальные 8 % могут состоять из металлов платины, например, серебра или других цветных металлов. Размер анодов составляет 200 x 300 мм, толщина от 5 до 10 мм.

Каждая электролизная ванна имеет емкость 100 литров и титановое связующее, каждый из которых имеет аноды, каждый из которых содержит катоды и 7 анодов. Поскольку неизвестно, какие металлические добавки составляют около 8 %, для того, чтобы быть готовым к любой ситуации, оборудование адаптировано к производственным единицам и оснащено следующими компонентами:

- анодная вставка, оснащенная рам Рр и мешком из фильтровальной ткани;
- система циркуляции раствора электролита с насосом с магнитным приводом и 5 микронным фильтром;
- нагрев электролита при помощи резистора из борсиликатного стекла до температуры 65 °С;
- Выпрямитель от 10 Вольт до 2000 Ампер может выдерживать нагрузку 25 Ампер x дм/кв. Рабочий раствор (электролит) 80 г/л раствором  $AuCl_3$  в размере 10 % HCL образуется [23].

Каждая рабочая единица состоит из двух электролизных ванн, которые позволяют выполнять 92 % электролиза золота с одной стороны. Приготовление электролита из другого раствора или одновременное использование электролиза. Моноблочная конструкция оборудована передним отверстием с вытяжными кожухами и защитными стеклами, открывающимися по вертикали, снабженными тяжестью. Золотые электролизные ванны для работы 24 часа оборудованы необходимыми стандартами по безопасности, что в случае отсутствия оператора обеспечивает его работу в ночное время:

- техническое водохранилище установлено в главной части машины и подключено к механическому датчику уровня (внутри ванны), которое следит

за достаточным количеством воды, чтобы не испариться в ночное время (высокая рабочая температура ванны.);

- кроме того, на боковой стороне каждой ванны установлена электрическая наружная сигнализация, которая контролирует перегрев электролита. Если уровень ванны опускается ниже установленной точки, датчик отключает электрическую цепь и ванна закрывается.

Каждый блок, состоящий из двух ванн, оснащен системой промывки кипяченой минерализованной водой (для повторного использования с целью заполнения электролитической ванны) и системой рециркуляционного ополаскивания минерализованной водой с прохождением из хелатовой смолы А 510 путем ионообменной для полного восстановления золота в растворе. Этот вид смолы адсорбирует около 60 г драгоценных металлов на каждый литр.

А 510 в конце циркуляции, выполненной хелатной смолой, раствор перед прохождением по подземному трубопроводу до последнего фильтра, при необходимости проходит контроль цинковым порошком для выявления следов золота.

Катод изготовлен из титана, таким образом, электролитное золото оседает на него. Для восстановления сланцевого золота на катод необходимо снимать катод из ванны электролиза, погружать в кипяченую минерализованную воду и отделить чистые кристаллы золота из титановой пластины. После этого необходимо сразу установить пластину/катод на месте. Эту процедуру необходимо сделать со всеми катодами. После ополаскивания кипяченой минерализованной водой чистые кристаллы золота следует повторно промыть и оставлять на несколько минут в де минерализованной воде в статической ванне, а затем в де минерализованной воде системы циркуляции хелата А 510 в смоле.

Производство минерализованной воды обеспечивается оборудованием ионообменных смол, оборудованным анионными и катионными колонками с автоматической системой обратной промывки и восстановления смолы, системой автоматической подачи реактивов едкой соды и соляной кислоты. Все желоба восстановления смол, необходимые при повышении минерализованной водопроницаемости 100/130 (микросименс), в конце (около 2000 л) направляются в подземный трубопровод, выходящий в общий фильтр.

Все единицы электролиза золота (две рабочие ванны в цепи) оборудованы вытяжной трубой, соединенной с коллектором, подключенным к сложному паровому фильтру из двух последовательно присоединенных колонн.

Каждая колонна состоит из основания диаметром 1600 мм и высотой 1200 мм, так как при циркуляции 2400 л щелочного раствора Ph 10/11. Пар HCL нейтрализуется в общем виде во время соединения в течение 11 секунд в соответствии с действующим законодательством.

Щелочь в виде раствора контролируется автоматически – осуществляется с помощью метров, где установлены электроды, с помощью монотүтікшелі порог срабатывания рН . Реактивная едкая сода используется в жидком виде 33 %. Циркуляционный раствор применяется в течение недели и сливается в подземный трубопровод, выходящий в конечный фильтр.

Как видно, на катоде оседает только серебро, а на аноде растворяется серебро и смеси, катод по току значительно выше анода. Это приводит к постепенному снижению электролита серебром в процессе электролиза и обогащению примесями.

Электролит из обработки заменяет новыми и выводит. При выборе плотности тока учитывают условия получения чистого катодного осадка. При высокой плотности тока из-за высокой анодной поляризации переход металла платины в раствор, соответственно усиливается их оседание в катоде. В результате поляризации катода одновременно на ней могут создаваться условия восстановления меди и теллура. На практике процесс проводят с плотностью тока 200-600 А/м<sup>2</sup>, при этом, чем при загрязнении анодов, тем меньше плотность применяемого тока. Температура электролита составляет 30-50 °С за счет тепла, выделяемого при токе.

При нормальном движении процесса выход катода по току составляет 95-97 %, напряжение ванны составляет 1-3,4 В. Расход электроэнергии на 1 кг аффинированного серебра составляет 0,3 – 0,6 кВт·ч. Серебро, выведенное из ванны, поочередно ополаскивают разбавленной азотной кислотой и горячей водой, пресекают для удаления влаги и расплавляют в отливки в печах с высокой электрической частотой. После переплавки чистота катодного серебра составляет 99,97-99,99 проб.

После окончания процесса электролиза все смывы, необходимые для чистки серебра и промывки шлама и металлов, а также ежедневные небольшие сбросы электролитного раствора, смывы в контейнер из нержавеющей стали емкостью 30 л с чистым серебром направляются в цементатор для окисления серебра из раствора электролита.

Цементация всех жидких отходов осуществляется путем погружения вращающегося барабана проводами и пластинами из меди, установленной для цементации внутри ванны. Вращающийся барабан превращается в течение 8/10 ч (обычно эта операция выполняется ночью).

По истечении времени цементации барабан останавливается, и фильтр Бакнера устанавливается под сливным клапаном. Все жидкое вещество фильтруется и подается с помощью мембранного насоса через подземные сливные трубопроводы, подводящие накопительную ванну, установленные на последнем нейтрализационном оборудовании. Полученная серебристая пыль промывается до уровня рН 7 и направляется в цех розлива «сырой» для производства новых анодов в готовом к выплавке виде .

## **2 Генеральный план и транспорт**

### **2.1 Краткая характеристика строительной площадки**

Как место строительства аффинажного завода г. Астана Принята промышленная площадка "Индустриального парка". Преимущество Астаны – это, прежде всего, транспортный узел Казахстана, значительно упрощены перевозки сырья и сплавов из Астаны, при этом – близость основных регионов получения золота-важнейший фактор.

Среди прочих преимуществ Астаны:

- отличная инфраструктура, позволяющая обеспечить требования безопасности;
- отсутствие сейсмических рисков;
- возможность оперативного управления местными и центральными учреждениями; расположение в одном центре с управляющими компаниями, позволяющее повысить контроль и эффективность деятельности завода, обеспечить его высококвалифицированными руководящими и техническими специалистами;
- наблюдается непрерывное электроснабжение и теплоснабжение.

### **2.2 Характеристика рельефа местности**

Месторождение относится к области Центрально – Казахстанской предгорной области, которая представлена плоскостью с наклонными горизонтальными склонами, проемами и широкими степями. Абсолютные точки поверхности в этом районе находятся от 216 до 262 м, на площади месторождения – от 226,5 до 235,0 м.

Насыпная почва (глина, супесчаная, крупный песок). На некоторых землях встречается почвенно – растительный слой (черно-гнилые глины) с небольшим количеством, мощностью 0,3 м.

Основной вход на площадку осуществляется с юго – восточной стороны.

Для района строительства температура наружного воздуха, необходимая для расчета в зимний период, выглядит следующим образом:

- для больших ограждающих конструкций-минус 33<sup>0</sup>С;
- для легкого-минус 27<sup>0</sup>С.

При расчете опор личности здания главного корпуса АБФ учтены дополнительные воздействия, возникающие при производстве взрывных работ в карьере.



## **2.3 Состав генерального плана, все здания и сооружения, перечень их площадей**

*Основное здание.* Здание спроектировано из блок-модуля заводского производства с планировочным размером 48,0 х 96,0 и высотой до нижней точки несущей конструкции 9,0 м. Здание состоит из одноэтажного производственного цеха и двухэтажного административно-бытового блока высотой 3,95 м. Основной каркас здания выполнен на основе рамных конструкций. Рамы изготовлены из легких металлоконструкций с крутизной обе стороны с шагом 12,0 м, в направлении длины 6,0 м. Фундаменты оборудования-монолитные железобетонные плиты. Бетонные мачты и ростверты замораживаются сульфатостойким цементом. Покрытие изготовлено из монолитного железобетона.

*Насосная станция водоснабжения.* Одноэтажное модульное здание планировочным размером 6,0-15,0 м высотой 3,8 м до нижней точки несущей конструкции. Основной каркас здания металлический. Фундаменты монолитные железобетонные.

Стеновые и кровельные ограждения выполнены из трехслойных панелей типа "Сэндвич". Уклон палатки составляет 10%. Здание отапливается и оборудовано монорельсом.

## **2.4 Основные плановые решения**

В городе находится ветер, ориентированный на юго – восток. Поэтому большое количество вредных примесей не распространяется на город, примеси поступают за пределы города.

Вокруг завода высажены зеленые насаждения. Возведение жилого массива в этой зоне не допускается. Вокруг завода имеются зеленые газоны. Расстояние проходит постоянное рассеяние путей. Все грязевые отходы направляются в канализацию.

Аффинаж производства драгоценных металлов-экологически чистое производство. Это основные качества производства.

## **2.5 Внутренний и наружный заводской транспорт**

Территория действующего предприятия оборудована асфальтированными автомобильными дорогами. Для негабаритных, больших грузоподъемных машин и гусеничной техники в северной части строительной площадки имеется объездная дорога. Сеть автодорог принята по обходной схеме. Ширина проезжей части автодорог принята 6,0 м.

С учетом этого принято тип дорожных покрытий следующего типа конструкции типа транспортных средств и интенсивности движения:

для внесения в реестр отечественных товаропроизводителей, участия в тендерах и конкурсах по государственным закупкам 9228– 97\* – 5 см;

– асфальтобетон крупнозернистый тип Б, МШ – 5 см;

- щебень М1000 фракция 40-70, ГОСТ8267-97-8 см.

- песок ГОСТ 8736– 93\* – 25 см.

### 3 Технологические решения

#### 3.1 Расчет материального баланса

На электролитическое рафинирование серебра поступает 8 анодов на одну ванну следующего состава: 68 % Ag; 20 % Au; 0,15 % Te; 5,2 % Cu; 0,6 % Bi; 0,02 % Pb; 1,5 % Zn; 1,4 % Fe; 0,3 % As; 0,33 % Se; 2,5 % прочие. Вес 8 анодов составляет 120 кг. Далее находим массу всех элементов по пропорции:

$$\text{Ag} = \frac{120 \cdot 168}{100} = 81,6 \text{ кг};$$

$$\text{Au} = \frac{120 \cdot 20}{100} = 24 \text{ кг};$$

$$\text{Te} = \frac{120 \cdot 0,15}{100} = 0,18 \text{ кг};$$

$$\text{Cu} = \frac{120 \cdot 5,2}{100} = 6,24 \text{ кг};$$

$$\text{Bi} = \frac{120 \cdot 5,2}{100} = 0,72 \text{ кг};$$

$$\text{Pb} = \frac{120 \cdot 0,02}{100} = 0,024 \text{ кг};$$

$$\text{Zn} = \frac{120 \cdot 1,5}{100} = 1,8 \text{ кг};$$

$$\text{Fe} = \frac{120 \cdot 1,4}{100} = 1,68 \text{ кг};$$

$$\text{As} = \frac{120 \cdot 0,3}{100} = 0,36 \text{ кг};$$

$$\text{Se} = \frac{120 \cdot 0,33}{100} = 0,396 \text{ кг};$$

$$\text{Прочие} = \frac{120 \cdot 2,5}{100} = 3 \text{ кг}.$$

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

Выход анодного скрапа 15 %.

$$\text{Ag} = \frac{81,6 \cdot 10,2}{68} = 12,24 \text{ кг};$$

$$\text{Au} = \frac{24 \cdot 3}{20} = 3,6 \text{ кг};$$

$$\text{Te} = \frac{0,18 \cdot 0,0225}{0,15} = 0,027 \text{ кг};$$

$$\text{Cu} = \frac{6,24 \cdot 0,78}{5,2} = 0,936 \text{ кг};$$

$$\text{Bi} = \frac{0,72 \cdot 0,09}{0,6} = 0,108 \text{ кг};$$

$$\text{Pb} = \frac{0,24 \cdot 0,003}{0,02} = 0,0036 \text{ кг};$$

$$\begin{aligned} \text{Zn} &= \frac{1,8 \cdot 0,225}{1,5} = 0,27 \text{ кг}; \\ \text{Fe} &= \frac{1,68 \cdot 0,21}{1,4} = 0,252 \text{ кг}; \\ \text{As} &= \frac{0,36 \cdot 0,045}{0,3} = 0,054 \text{ кг}; \\ \text{Se} &= \frac{0,396 \cdot 0,0495}{0,33} = 0,0594 \text{ кг}; \\ \text{Прочие} &= \frac{3 \cdot 0,375}{2,5} = 0,45 \text{ кг}. \end{aligned}$$

Таблица 3.1 – Состав анода без скрапа

Ag	Au	Te	Cu	Bi	Pb	Zn	Fe	As	Se	Прочие
69,36	20,4	1,153	5,304	0,614	0,0204	1,53	1,428	0,306	0,3366	2,55

Практически все примеси, находящиеся в аноде переходят в раствор, потому что, более электроотрицательны, чем серебро. Переходит в раствор (% от веса растворенного анода): 100 % Ag, Zn, Fe, 82,5 % Cu.

В шлам переходит: 100 % Au, Te, Bi, Pb, As, Se, прочие. В шламе содержится 13 % меди; 0,6 % серебра.

Au имея стандартный потенциал, более положительный по сравнению с серебром, золото не растворяется на аноде и переходит в шлам. Te переходит в шлам виде теллурида меди ( $\text{Cu}_2\text{Te}$ ).

Присутствующие в анодном металле висмут, платина, мышьяк, переходят в электролит, но затем вследствие гидролиза частично выпадают в шлам.

Присутствующий в анодах селен, растворяясь на аноде, в дальнейшем почти полностью выпадает из раствора в шлам в виде  $\text{Ag}_2\text{SeO}_4$ .

Находим вес серебра перешедший в шлам:

$$\text{Ag} (\text{Ag}_2\text{SeO}_4) = \frac{216 \cdot 0,3366}{79} = 0,92 \text{ кг}.$$

Из 100 % Ag (% от веса растворенного анода) по производственным данным выход по току составляет 97 %.

$$\text{Ag} = \frac{68,44 \cdot 97}{100} = 66,38 \text{ кг}.$$

Пренебрегаем в расчете содержанием примесей на катоде и считаем его на 100 % из серебра. На основе приведенных данных нетрудно составить материальный баланс электролиза (таблица 3.2).

Таблица 3.2 – Материальный баланс электролитического рафинирования серебра

Поступило		Аноды	Скрап	Шлам	Электролит	На катоде	Итого
Ag	%	68	10,2	0,76	1,71	55,3	68
	кг	81,6	12,24	0,92	2,06	66,38	81,6
Au	%	20	3	17	–	–	20
	кг	24	3,6	20,4	–	–	24
Te	%	0,15	0,0225	0,1275	–	–	0,15
	кг	0,18	0,027	0,153	–	–	0,18
Cu	%	5,2	0,78	0,1275	4,2925	–	5,2
	кг	6,24	0,936	0,153	5,151	–	6,24
Bi	%	0,6	0,09	0,51	–	–	0,6
	кг	0,72	0,108	0,612	–	–	0,72
Pb	%	0,02	0,003	0,017	–	–	0,02
	кг	0,024	0,0036	0,0204	–	–	0,024
Zn	%	1,5	0,225	–	1,275	–	1,5
	кг	1,8	0,27	–	1,53	–	1,8
Fe	%	1,4	0,21	–	1,19	–	1,4
	кг	1,68	0,252	–	1,428	–	1,68
As	%	0,3	0,045	0,255	–	–	0,3
	кг	0,36	0,054	0,306	–	–	0,36
Se	%	0,33	0,0495	0,2805	–	–	0,33
	кг	0,396	0,0594	0,3366	–	–	0,396
Прочие	%	2,5	0,375	2,125	–	–	2,5
	кг	3	0,45	2,55	–	–	3
Итого	%	100	15	21,2	8,47	55,3	100
	кг	120	18	25,451	10,169	66,38	120

### 3.2 Расчет основных показателей электролитического рафинирования

Основными показателями электролитического рафинирования серебра являются:

*Плотность тока.* Плотность тока – определяется отношением силы тока на площадь катода по формуле:

$$J = \frac{I}{S}. \quad (3.1)$$

где I – сила тока;

S – площадь катода.

В процессе электролиза плотность тока по производственным данным в среднем изменялось в интервале 240 – 280 А/м<sup>2</sup>. В разрабатываемом проекте следует считать оптимальной величиной плотности тока 260 А/м<sup>2</sup>.

*Выход по току.* Выход по току рассчитывается как отношение массы при фактическом массопереносе  $M_f$  к теоретическому массопереносу  $M_t$ , рассчитанному по 1 – му закону Фарадея:

$$B = \frac{M_f}{M_t} \cdot 100 \% \quad (3.2)$$

$$M_t = \frac{\mu \cdot Q}{n \cdot e \cdot N_A} = \frac{\mu \cdot I \cdot t}{n \cdot F} = \frac{107,868 \cdot 570 \cdot 107,5}{1 \cdot 96500} = 68,43. \quad (3.3)$$

где  $e$  – элементарный заряд;

$n$  – заряд иона в единицах  $e$  (ионы серебра в растворе нитрата серебра имеют заряд  $n = +1$ );

$\mu$  – молярная масса (для серебра  $\mu = 107,868$  г/моль);

$N$  – число Авогадро;

$F = eN_A \approx 96500$  Кл – число Фарадея.

Подставляя полученные формулы в выражение для выхода по току, получим:

$$B = \frac{M_f}{M_t} \cdot 100 \% = \frac{M_f \cdot n \cdot F}{\mu \cdot I \cdot t} \cdot 100 \% = \frac{66,38}{68,43} \cdot 100 \% = 97 \%. \quad (3.4)$$

Из полученных результатов в процессе электролиза выход по току равен 97 %

Расход энергии, затрачиваемой на электролиз, равен:

$$W = iUt_{\text{квт}} \cdot \text{ч}, \quad (3.5)$$

где  $i$  – сила тока в цепи;

$U$  – напряжение в цепи;

$t$  – продолжительность электролиза, час.

$$W = iUt = 570 \cdot 2 \cdot 107,5 = 122550 \text{ квт} \cdot \text{ч}.$$

Напряжение на ванне равно:

$$U = e + \Delta e + \rho \frac{L}{S} i + \sum r_i, \text{ в.} \quad (3.6)$$

где  $e$  – разность анодного и катодного потенциалов (напряжение разложения);

$\Delta e$  – анодная и катодная поляризация;

$\rho$  – удельное сопротивление раствора;

$L$  – расстояние между электродами;

$S$  – общая поверхность катодов в ванне,  $\text{м}^2$ ;

$r$  – сопротивление контактов и шинопроводов на ванне, Ом.

В разрабатываемом проекте следует считать оптимальной величиной напряжения 2 в.

Удельный расход электроэнергии  $w$  получаем, приводя расход электроэнергии к единице веса полученного металла  $w/p$ , где

$$P = \frac{iq\eta tN}{1000} \text{ кг.} \quad (3.7)$$

Подставляя в выражения (3.5)  $U$  из равенства (3.6) и деля на уравнение (3.7) и заменяя  $i = DS$ , получаем выражение для удельного расхода электроэнергии

$$w = \frac{U}{q\eta} = \frac{1}{q\eta}(e + \Delta e + \rho LD + \Sigma r DS) 103 \text{ кВт} \cdot \text{ч.} \quad (3.8)$$

Теоретически электролитическое рафинирование металлов, при бесконечно малых плотностях тока и обратимых значениях потенциалов должно проходить без затраты энергии, так как анодный потенциал равен катодному, остальные же слагаемые при бесконечно малых плотностях тока равны нулю.

Однако анодная и катодная поляризация, а также другие слагаемые имеют конечные значения, растущие с увеличением плотности тока. Из выражения видно, что удельный расход электроэнергии повышается с ростом сопротивления раствора и остальных сопротивлений и падает с увеличением выхода по току.

В таблице 3.3 приведен баланс напряжения ванны рафинирования серебра, работающей при плотности тока  $260 \text{ А/м}^2$ .

Таблица 3.3 – Перепады напряжения в электрической цепи ванны для рафинирования серебра

Составляющие напряжение	Падение напряжение	
	в % от общего падения напряжения	
Падение напряжения в электролите	0,236	61,14
Анодная поляризация	0,03	7,77
Катодная поляризация	0,051	13,22
Падение напряжений в контактах и проводниках первого рода	0,069	17,87
Итого	0,386	100

## 4 Охрана труда

### 4.1 Анализ опасных производственных факторов

Анализ различных производственных процессов декларируемого объекта позволил выявить следующие опасные производственные факторы:

*опасные технологические процессы:*

- производство расплавов драгоценных металлов;
- получение кислорода и азота;
- подъем и перемещение грузов;
- энергообеспечение.

*опасное оборудование:*

- плавильные печи (индукционные, тоннельные);
- стационарно установленные грузоподъемные механизмы;
- кислородные и газовые баллоны;
- электроустановки всех типов;

*опасные вещества:*

- горючие вещества: пропан, трансформаторное масло, дизельное топливо;
- токсичные вещества: кислоты, щелочь;
- окисляющие вещества: кислород, азотная кислота;
- прекурсоры: серная кислота, соляная кислота.

### 4.2 Вентиляция

*Производственный корпус.* Технические решения по вентиляции аффинажного завода и лаборатории приняты в технологической части проекта.

Для аффинажных установок предусматривается система отвода отработанного воздуха (~ 65 выходов), который очищается в воздухоочистителе на 16000 м<sup>3</sup>/ч.

Установка по абсорбции газов представляет собой комбинацию скруббера и насадочной колонны с емкостью с циркулирующей жидкостью.

Промывочная вода протекает сверху вниз, противотоком к подлежащей промывке газу. Выхлопные газы проходят в верхней части колонны через каплеотделитель, который возвращает захваченные газом капли жидкости в систему циркуляции. В качестве промывочной жидкости используется 4% натриевая щелочь.

Очистке подлежат пары соляной кислоты, возникающие при электролизе золота, отработанный воздух из установки предварительной сепарации, отработанный воздух лаборатории.

В литейном цехе предусматривается система вывода отработанного воздуха, состоящая из 9 вытяжек, объединенных воздуховодом Ø 315 и вытяжного вентилятора без фильтра.



*Административно – бытовой блок.* Основные вредности – тепло и влага от людей и приготовленной горячей пищи.

Вентиляция обще обменная, приточно – вытяжная с механическим побуждением.

Воздухообмен определен по кратности и из условия ассимиляции тепло и влага избытков и организован по схеме «сверху – вверх».

Удаляемый воздух в полном объеме возмещается приточным, подаваемым в верхнюю зону через регулируемые жалюзийные решетки.

В административных помещениях предусматривается установка сплит – кондиционеров, в серверном помещении прецизионных кондиционеров (рабочих и резервных).

План вентиляции административно – бытового блока см. чертеж 1510 – 1 – ОВ л.1.

*Насосная станция водоснабжения.* Основные вредности – тепловыделения от электронагревателей насосов. Проектом предусматривается естественная приточно – вытяжная вентиляция: вытяжка естественная дефлекторами, приток неорганизованный через открывающиеся фрамуги окон и не плотности строительных конструкций. На случай срабатывания аварийного дизель – генератора в помещении ДЭС установлено воздухоприемное устройство, открываемое вручную.

Трубопроводы газовыхлопа внутри помещения и снаружи в месте прокладки вдоль стены изолируются матами из стеклянного штапельного волокна с покрытием сталью тонколистовой оцинкованной.

*Проходная.* Основная вредность – тепло и влага от людей. Вентиляция естественная, приточно – вытяжная. Вытяжка – дефлектором, приток – неорганизованным путем.

#### **4.3 Охрана водоемов и почв от загрязнения сточными водами**

Все сточные отходы стекают по трубопроводу в ванну для сбора, которая находится под полом в технической камере очистки воды.

Все сточные воды, стекающие в ванну для сбора, изымаются и передаются в ванну выравнивания, через насос от приводной мембраны до датчика уровня с тремя сенсорами.

Из ванны выравнивания, контролируемой щупом уровня с тремя датчиками, сточные воды сливаются в ванну производства гидроксидов, после чего, посредством другого контроля уровня, останавливается поток сточных вод и одновременно активизируется электрический перемешиватель и считывание значений рН сточных вод.

Электрод датчика считывания рН имеет два порога введения кислоты/щелочи, поэтому если в качестве раствора используется щелочь, может потребоваться введение реактивной серной кислоты ( $H_2SO_4$  раствор 15 %), или если в качестве раствора взята кислота, потребуется жидкая

каустическая сода (NaOH раствор 33 %). Для нее предусмотрена ванна каустической соды.

Перемещение всех реактивов осуществляется при помощи дозирующего мембранного насоса.

После корректирования уровня pH происходит образование гидроксидов присутствующих металлов, с использованием в качестве реактива сульфата алюминия ( $Al_2(SO_4)_3$ ) Флокуляция происходит при помощи природного флокулянта; рекомендуется использовать флокулянт AP 1122 в количестве около 5 г на 1000 л воды, растворенного в воде на 10 %, который также должен быть добавлен в установленное время.

Раствор после добавления необходимых реагентов помещается в перемешиватель минимум на 30 мин.

По истечении 30 мин таймер, установленный на электрической панели управления (под названием «фильтрация»), воздействует на насос давления фильтра, благодаря чему осуществляется общая фильтрация нейтрализованных и флокулирующих вод.

После слива чистой воды оборудование имеет в качестве продукта отходы, которые содержат 25 % низкопробных металлов, полученных в результате предварительной сепарации, мытья полов, инструментов, душа и слива в процессе электролиза золота.

В отходах присутствуют все металлы за исключением серебра и золота, также существует вероятность обнаружения следов или значительного количества других драгоценных металлов, поэтому отходы должны перерабатываться с особой тщательностью, а именно:

- шлам должен храниться в защищенном месте.
- шлам должен подвергаться периодическому анализу, таким образом, чтобы при наличии количества интересующих металлов для возможного восстановления их можно было отделить от других ненужных металлов и отправить на другие предприятия для окончательной обработки.

## 5 Экономическая часть

### 5.1 Исходные данные для расчетов

Аффинажный завод перерабатывает сплав доре из месторождений Казахстана. В год перерабатывается около 100 тонн сырья. Согласно материальному балансу при переработке такого количества сырья образуется 50 тонн аффинированного серебра. По условиям договора с недропользователями поставщиками завод работает по схеме давальческого сырья и получает доход за переработку 1,0 % от рыночной стоимости аффинированного серебра.

В таблице 5.1 цена ед. в тенге взята из расчета 1 % от рыночной стоимости сырья за переработку давальческой продукции, что составляет основную выручку завода.

Таблица 5.1 – Основные технико – экономические показатели аффинажного завода

Наименование	Единица измерения	Значение
Мощность или годовой объем		
Аффинажного серебра	тр. унц.	1607538
Итого:		2411304
Стоимость товарной продукции		
аффинажного серебра	-«-	64300
Итого:		2201521,7
Общая сумма ежегодно эксплуатационных затрат (себестоимость)	тыс. тенге	379250,9
Капитальные вложения		
здания и сооружения	тыс. тенге	1772472
оборудование	тыс. тенге	3846028
прочие затраты (стр.-монт. работы)	тыс. тенге	1055739
Итого		6674239
Балансовая прибыль	тыс. тенге	1822270,8
Корпоративный подоходный налог 20 %		364454,2
Чистая прибыль	тыс. тенге	1457816,6
Рентабельность	%	21,8
Срок окупаемости	лет	4,6

В итоге балансовая прибыль составило 1822270,8 тыс. тенге, которая определяется по формуле:

$$Б_{П} = С_{ТП} - \Sigma З = 2201521,7 - 379250,9 = 1822270,8 \text{ тыс. тенге.} \quad (5.1)$$

где  $С_{ТП}$  – годовой стоимость товарной продукции;

$\Sigma Z$  – годовая сумма затрат предприятия.

Чистая прибыль определяется:

$$B_{\text{ч}} = B_{\text{п}} - N_{\text{КПН}} = 1822270,8 - 364454,2 = 1457816,6 \text{ тыс. тенге.} \quad (5.2)$$

где  $B_{\text{п}}$  – балансовая прибыль;

$N_{\text{КПН}}$  – корпоративный подоходный налог.

Определяем корпоративный подоходный налог:

$$N_{\text{КПН}} = B_{\text{п}} \cdot 0,2 = 1822270,8 \cdot 0,2 = 364454,2 \text{ тыс. тенге.} \quad (5.3)$$

Полученный результат подставляем в формулу чистого прироста.

Рентабельность определяется:

$$P = B_{\text{ч}} / \Sigma \text{КП} \cdot 100 = \frac{1457816,6}{6674239} \cdot 100 = 21,8. \quad (5.4)$$

где  $B_{\text{ч}}$  – чистая балансовая прибыль;

$\Sigma \text{КП}$  – суммарный расход на капитальное вложение.

Срок окупаемости завода определяется по формуле

$$C_{\text{о}} = \Sigma \text{КП} / B_{\text{ч}} = \frac{6674239}{1457816,6} = 4,6 \text{ года.} \quad (5.5)$$

где  $\Sigma \text{КП}$  – суммарный расход на капитальное вложение;

$B_{\text{ч}}$  – чистая балансовая прибыль.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Анализ технологической литературы показывает, что для получения золота в Республике Казахстан характерны преобладание малых и средних месторождений, низкое качество металла в руде, а также встреча значительной доли труднообогатимой руды. Особенность заключается в том, что месторождения золота выявлены во всех значительных областях республики, однако большинство из них не обрабатываются из-за небольших объемов.

В данной дипломной работе предусмотрен электролиз серебра. Особенностью получения серебра электрохимическим электролизом является аффинированное серебро. Этот метод переработки металлургического сырья является экологически безопасным.

Проведены расчеты материального баланса электролиза серебра. Описаны основные технологические показатели процесса. Определены основные технико – экономические показатели электролиза.

По дипломному проекту "проект цеха электролиза серебра в условиях ТОО" Тау – кен Алтын" рассчитана экономическая часть, которая отражает высокую эффективность работы проектируемого цеха. Рентабельность составляет 21,8 %, срок окупаемости 3,6 года. Примерно годовая прибыль предприятия составляет 1457816,6 тыс.тенге. А с учетом цен, участок организации готовой продукции экономически оправдан.

Кроме того, проведен анализ влияния вредных факторов в работе обслуживающего персонала. Приведены мероприятия пожарной безопасности.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Масленицкий И. Н., Чугаев Л.В. Металлургия драгоценных металлов – М: Metallurgy, 1972.
- 2 Базилевский В. М. Вторичные драгоценные металлы. – М.: Metallurg – издат, 1947. – 379с.
- 3 Барченков В. В. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд. – М.: Metallurgy, 1982. – 128 с.
- 4 Баймаков Ю. В., Журин А. И. Электролиз в гидрометаллургии. М.: Metallurgy, 1977. – 336 с.
- 5 Бек Р. Ю., Варенцов В. К, Маслий А. Я. и др. Гидрометаллургия золота. – М.: Наука, 1980, С. 173 – 179.
- 6 Вольдман Г. М. Основы экстракционных и ионообменных процессов в гидрометаллургии. М.: Metallurgy, 1982. 376 с.
- 7 Вторичные драгоценные металлы / Под ред. Базилевского В. М. М.: Цветметинформация, 1971. 206 с.
- 8 Благородные металлы: Справочник: под ред. Савицкого Е. М. М.: Metallurgy, 1984. 592 с.
- 9 Гучетль И. С., Друкер Е. Я., Барышников И. Ф. Переработка упорных золотосодержащих руд и концентратов. М.: Цветметинформация, 1972, 60 с.
- 10 Ивановский М. Д. Влияние некоторых компонентов жидкой фазы на скорость растворения золота и серебра в цианистых растворах. Труды/ Московский институт цветных металлов и золота им. М. И. Калинина. М.: Metallurgizdat, 1958, № 31, с. 28 – 297.
- 11 Зеликман А. Н., Вольдман Г. М., Беляевская Л. В. Теория гидрометаллургических процессов. М.: Metallurgy, 1983. 424 с.
- 12 Каковский И. А. Теоретические исследования в области гидрометаллургии благородных металлов. – Изв. вузов. Цветная металлургия, – 1979, № 3, с. 45 – 55.
- 13 Каковский И. А., Поташников Ю. М. Кинетика процессов растворения. М.: Metallurgy, 1975, 224 с.
- 14 Ивановский М. Д. – В кн.: Обогащение руд и песков благородных металлов. М.: Наука, 1971, с. 89 – 97.
- 15 Каковский И, А., Черкасов Г. Ф. О механизме взаимодействия меди, серебра и золота с водными растворами цианистого калия. – Изв. вузов. Цветная металлургия, 1974, № 4, с. 87 – 91.
- 16 Ласкорин Б. Н., Вялков В. И., Доброскокин В. В. – В кн.: Гидрометаллургия золота. М.: Наука, 1980, с. 173 – 179.
- 17 Ласкорин Б. Н., Садовникова Г. И., Петрова Л. Н. и др. – ЖПХ, в. 8, 1974, с. 1747 – 1750.
- 18 Ласкорин Б. Н., Токарев Н. Н., Водолазов Л. И. – В кн.: Ионообменная технология. М.: Наука, 1965, с. 55 – 62.
- 19 Лодейщиков В. В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов. М.: Недра, 1968, 204 с.



Краткий отчет



Университет:	Satbayev University
Название:	Электролиз серебра
Автор:	Елюбаев Н.М.
Координатор:	Болотпай Баимбетов
Дата отчета:	2019-05-30 09:36:06
Коэффициент подобия № 1:	<b>10,5%</b>
Коэффициент подобия № 2:	<b>0,0%</b>
Длина фразы для коэффициента подобия № 2:	25
Количество слов:	1 679
Число знаков:	10 631
Адреса пропущенные при проверке:	
Количество заверенных проверок:	58



К вашему сведению, некоторые слова в этом документе содержат буквы из других алфавитов. Возможно - это попытка скрыть позаимствованный текст. Документ был проверен путем замещения этих букв латинским эквивалентом. Пожалуйста, уделите особое внимание этим частям отчета. Они выделены соответственно.  
Количество выделенных слов 25

>>

Самые длинные фрагменты, определенные, как подобные

№	Название, имя автора или адрес гиперссылки (Название базы данных)	Автор	Количество одинаковых слов
1	URL_ <a href="https://otherreferats.allbest.ru/chemistry/00411514_0.html">https://otherreferats.allbest.ru/chemistry/00411514_0.html</a>		18
2	URL_ <a href="https://otherreferats.allbest.ru/chemistry/00411514_0.html">https://otherreferats.allbest.ru/chemistry/00411514_0.html</a>		18
3	URL_ <a href="https://otherreferats.allbest.ru/chemistry/00411514_0.html">https://otherreferats.allbest.ru/chemistry/00411514_0.html</a>		11
4	Проектирование отделения обжига сульфидных цинковых концентратов в печи КС (кислородное дутьё) на базе УК МК ТОО "Казцинк" D. Serikbayev East Kazakhstan State Technical University (ОПИМУП)	Болатханов О.С. 16-MTT-1	11
5	Мырыш клнцентратын қайнау қабатты пеште күйдіру процесін зерттеу Satbayev University (Г_М_И)	Сауытов Сабыржан	11
6	Мырыш клнцентратын қайнау қабатты пеште күйдіру процесін зерттеу Satbayev University (Г_М_И)	Сауытов Сабыржан	8
7	Мырыш клнцентратын қайнау қабатты пеште күйдіру процесін зерттеу Satbayev University (Г_М_И)	Сауытов Сабыржан	8



8	Мырыш клнцентратын қайнау қабатты пеште кўйдіру процесін зерттеу <i>Satbayev University (Г_М_И)</i>	Сауытов Сабыржан	8
9	Проектирование отделения обжига сульфидных цинковых концентратов в печи КС (кислородное дутьё) на базе УК МК ТОО "Казцинк" <i>D. Serikbayev East Kazakhstan State Technical University (ОПИМУП)</i>	Болатханов О.С. 16-МТТ-1	7
10	Проектирование отделения обжига сульфидных цинковых концентратов в печи КС (кислородное дутьё) на базе УК МК ТОО "Казцинк" <i>D. Serikbayev East Kazakhstan State Technical University (ОПИМУП)</i>	Болатханов О.С. 16-МТТ-1	7

**>> Документы, содержащие подобные фрагменты: Из домашней базы данных**

Документы, выделенные жирным шрифтом, содержат фрагменты потенциального плагиата, то есть превышающие лимит в длине коэффициента подобия № 2

№	Название (Название базы данных)	Автор	Количество одинаковых слов (количество фрагментов)
1	<b>Мырыш клнцентратын қайнау қабатты пеште кўйдіру процесін зерттеу</b> <i>Satbayev University (Г_М_И)</i>	Сауытов Сабыржан	95 (14)

**>> Документы, содержащие подобные фрагменты: Из внешних баз данных**

Документы, выделенные жирным шрифтом, содержат фрагменты потенциального плагиата, то есть превышающие лимит в длине коэффициента подобия № 2

№	Название (Название базы данных)	Автор	Количество одинаковых слов (количество фрагментов)
1	<b>Проектирование отделения обжига сульфидных цинковых концентратов в печи КС (кислородное дутьё) на базе УК МК ТОО "Казцинк"</b> <i>D. Serikbayev East Kazakhstan State Technical University (ОПИМУП)</i>	Болатханов О.С. 16-МТТ-1	30 (4)

**>> Документы, содержащие подобные фрагменты: Из интернета**

Документы, выделенные жирным шрифтом, содержат фрагменты потенциального плагиата, то есть превышающие лимит в длине коэффициента подобия № 2

№	Источник гиперссылки	Количество одинаковых слов (количество фрагментов)
1	<b>URL_</b> <a href="https://otherreferats.allbest.ru/chemistry/00411514_0.html">https://otherreferats.allbest.ru/chemistry/00411514_0.html</a>	47 (3)
2	<b>URL_</b> <a href="https://studfiles.net/preview/6308702/page:2/">https://studfiles.net/preview/6308702/page:2/</a>	5 (1)