

Узбекистан

Навоийский горно – металлургический комбинат

Навоийский государственный горный институт

Химико-металлургический факультет

Кафедра: «Металлургия»

ВЫПУСКНАЯ РАБОТА

1. Графическая часть _____ листов.

2. Расчетно-пояснительная часть _____ страниц.

Расчетно-пояснительная записка

к выпускной работе на тему:

«Выбор и расчет обоснование регенерации углей в условиях ГМЗ-2»

Студент АХМЕРОВА РИНАТА ИЛЬГИЗОВИЧА

Руководитель работы Вохидов Б.Р.

Консультанты по разделам выпускной работы:

Конструкторско-технологическая часть _____

Безопасность жизнедеятельности _____

Экономика и управление _____

Заведующий кафедрой

«Металлургия» _____ к.т.н. Н.А.Донияров

« _____ » _____ 2012 г.

6. Консультанты по разделам выпускной работы

№	Тема раздела	ФИО консультанта	Подпись, дата	
			Задание выдал	Отметка о выполнении
1.	Общая часть			
2.	Технологическая часть			
3.	Безопасность жизнедеятельности			
4.	Экономическая часть			
5.				
6.				
7.				

7. График выполнения выпускной работы

№	Наименование разделов выпускной работы	Срок выполнения (дата)	Отметка о проверке
1	Общая часть		
2	Технологическая часть		
3	Безопасность жизнедеятельности		
4	Экономическая часть		

Дата выдачи задания «__» _____ 2012 г.

Руководитель выпускной работы Вохидов Б.Р. _____
(ФИО) (подпись)

Задание принял Ахмеров Р.И. _____
(ФИО) (подпись)

Содержание

ВВЕДЕНИЕ	
1.....	Обосн
ование проекта	
1.1 Обоснование места строительства.....	
1.2 Географико-экономические сведения о месторождении Мурунтау.....	
1.3 Характеристика исходного сырья.....	
2 Технологическая часть	
2.1 Обзор методов переработки золотосодержащих руд.....	
2.2 Практика сорбции золота активными углями.....	
2.2.1 Сорбция из растворов (СИС-процесс).....	
2.2.2 Сорбция из пульп (СІР-процесс).....	
2.2.3 Сорбционное выщелачивание (СІL-процесс).....	
2.3 Выбор и обоснование технологической схемы.....	
2.4 Описание технологической схемы.....	
2.4.2 Гидрометаллургическая переработка руды.....	
2.4.2.1 Предварительное цианирование и сорбционное выщелачивание сгущенного продукта.....	
2.4.2.2 Десорбция насыщенного угля и электролитическое выделение благородных металлов из элюатов.....	
2.4.2.3 Реактивация обеззолоченного угля.....	
3 Безопасность жизнедеятельности	
3.1 Проектные решения по охране труда.....	
4.1.1 Объемно-планировочные решения зданий завода.....	
3.2 Анализ опасных и вредных производственных факторов при выполнении опасных операций.....	
3.2.1 Анализ потенциально опасных и вредных факторов производственной среды.....	

3.2.2.Разработка мер защиты от выявленных опасных и вредных факторов.....	
3.3.Разработка мерпожарнойбезопасности.....	
3.4Технические решения по производственной санитарии и санитарно-бытовым помещениям	
3.4.1Отопление и вентиляция.....	
3.4.2Естественное освещение.....	
3.4.3Искусственное освещение.....	
3.5 Решения по охране окружающей среды и рациональному использованию природных ресурсов.....	
3.5.1 Расчет скруббера Вентури.....	
Заключение.....	
Список использованных источников.....	

ВВЕДЕНИЕ

Расширение сфер применения и возросший спрос на благородные металлы требуют дальнейшего увеличения их производства. В переработку все шире вовлекается сырье с низким содержанием ценных компонентов и сложным вещественным составом, что в свою очередь обуславливает необходимость дальнейшего совершенствования существующих технологических схем и применения новых высокоэффективных и экономичных методов извлечения золота и серебра. Одним из перспективных направлений повышения эффективности основного в золотодобывающей промышленности цианистого процесса является использование метода извлечения золота и серебра.

Применение активных углей является одним из наиболее важных достижений мировой металлургии золота последних десятилетий. В настоящее время основное количество металла в мире добывается с использованием указанной технологии.

Активные угли имеют ряд преимуществ в сравнении с анионитами и могут быть рекомендованы для внедрения в вариантах «уголь в пульпе», «уголь при выщелачивании», «уголь в растворе».

В России и в ряде стран СНГ сорбционная технология, базирующаяся на применении анионитов, успешно внедрена почти на всех золотодобывающих предприятиях. Эта технология позволяет достаточно эффективно перерабатывать помимо простых кварцевых руд некоторые виды упорного золотосодержащего сырья, обеспечивая высокую производительность и конечные технологические показатели. Вместе с тем следует отметить, что низкая селективность промышленных анионитов, высокие эксплуатационные затраты, низкая рентабельность производства в связи с использованием дефицитных и дорогостоящих ионообменных смол и тиокарбамида, высокая незавершенность технологии ввиду большой длительности процесса элюирования, вредные условия труда, использование кислотостойкого оборудования и другие являются сдерживающими факторами на пути более широкого внедрения таких схем, например, при кучном выщелачивании, переработке золотосодержащих руд и

концентратов со сложным вещественным составом и обуславливают поиск путей замены такой технологии на более рентабельную и технологически оправданную в новых условиях хозяйствования.

В связи с этим использование сорбционной технологии, базирующейся на применении углеродных сорбентов, свободная от вышеперечисленных недостатков, является важным.

В настоящее время большинство зарубежных золотоизвлекательных предприятий работают по схеме «уголь в пульпе».

Характерной особенностью угольно-сорбционной технологии в отличие катионообменной при прочих равных условиях является высокая емкость сорбента по серебру, что позволяет осуществлять его извлечение из растворов и пульп за одну стадию с золотом с высокими показателями.

Предлагаемая высокоэффективная технология извлечения благородных металлов из пульп углеродными сорбентами имеет несомненные преимущества по сравнению с существующими технологиями переработки золотосодержащих руд. Широкое внедрение такой технологии позволит значительно увеличить производство золота, снизить себестоимость переработки.

1 Обоснование проекта

1.1 Обоснование места строительства

Выбор места строительства сорбционного отделения и возможность рациональной организации производства очищенного от примесей золота обуславливается рядом технико-экономических и экологических факторов, среди которых:

- соответствие выбора площадки строительства;
- учет районных проектов планирования и в необходимых случаях проектов развития городов и других региональных центров;
- данные о наличии близкорасположенных промышленных и сельскохозяйственных объектов и перспективах их развития;
- расстояния до ближайших железнодорожных станций и крупных дорог;
- источник тепла, электро- и водоснабжения.

Размещение проектируемого цеха необходимо планировать как можно ближе к рудной базе, то есть в близи месторождения «Мурунтау».

Месторождение расположено на южном склоне в предгорье горы Мурунтау. Район относится к Тамдымскому району Навоийской области, расположен в центральной части Кызылкумов.

Климат резкоконтинентальный с сухим жарким летом (температура воздуха в тени до 48 °С) и холодной зимой (температура воздуха до - 20 °С). Среднегодовая температура 13,7 °С.

Среднегодовое количество осадков - 124мм. Глубина промерзания грунта 0,8 - 1,2м. Преобладающее направление ветра - восточное и северо-восточное.

Средняя скорость ветра 3,6 м/сек; максимальная скорость ветра 34 м/сек, при порывах до 37 м/сек. Сейсмичность района 7 баллов.

Обеспеченность рудным сырьем по оценке геологов, составляет более 50 лет.

Строительство нового цеха сорбции и цеха аффинажа позволит трудоустроить дополнительное количество людей, частично решит проблему безработицы в районе.

Основное водоснабжение ведется по линии водовода Амударья-Зарафшан, откуда и будет производиться основной водозабор предприятия. Размещение аффинажного цеха на промплощадке «Бессопан» исключает трудоемкие перевозки на Алмалыкский аффинажный цех и исключает дополнительные затраты ГМЗ-2.

Материалы и химические реагент в цех аффинажа будут поступать совместно с поступающими на завод.

Электроснабжение цеха осуществляется путем подключения к единой среднеазиатской энергосистеме через понизительную трансформаторную подстанцию.

Доставка рабочих на промплощадку «Бессопан» осуществляется автобусами и железнодорожными поездами. Вопрос обеспечением производства квалифицированными специалистами решается путем обучения в институтах и техникумах.

Реконструируемый участок цеха сорбции золота расположен в здании, построенном в 1965 году. Здание каркасное, построено из сборного железобетона. Стены панельные, навесные, межэтажные перекрытия выполнены из железобетонных плит, уложенных на железобетонные балки.

Отдельно стоящие фундаменты под колонны каркаса здания - монолитные железобетонные из особо плотного бетона, маркой по водонепроницаемости В-8, под внутрицеховые каменные стены - сборные из сборных бетонных блоков. Тяжелое оборудование установлено на собственных фундаментах.

Кровля расположена по сборным железобетонным плитам. На плиты нанесена пароизоляция - обмазка битумом, а на ней находится утеплитель. Утеплителем является пенополистерол марки ПСБС-40. На утеплителе располагается цементная стяжка толщиной 15-20 мм, затем рулонная гидроизоляция из четырех слоев рубероида на битумной мастике. На кровле расположен внутренний водосток.

Стеновые ограждения - самонесущие кирпичные, оконное заполнение выполнено ленточным из алюминиевых панелей.

Общие габариты помещения: длина 89 м, ширина 29,7 м, высота 12 м.

Общая площадь цеха составляет 2640 кв.м.

1.2. Географико-экономические сведения о месторождении Мурунтау

Месторождение расположено в центральной части Кызылкумом, у южного подножия гряды Мурунтау. Административно оно принадлежит Тамдынскому району Навоийской области.

Ближайшие населенные пункты: город Зарафшан (в 35 км. к северу), город Учкудук (в 120 км.к северо-западу), город Навои (в 210 км.к югу), поселок Тамдыбулак (40 км. к северу).

Рельеф района месторождения химико-грядовый. С севера от месторождения выделяется горный массив Тамды-Тау, самая высокая от метка которого составляет +936,0 м. Климат жаркий резко континентальный сухой.

Зима - малоснежная, со средней температурой-12⁰С, минимальная температура-34⁰С. Лето продолжительное, средняя температура июля 28-30⁰С. Количество осадков 150-200 мм в год. Характерны сильные ветры северного, северо-восточного направлений. Растительность скудная представлена преимущественно травами и кустарниковыми растениями. Связь с другими городами осуществляется автомобильным, железнодорожным и авиатранспортом.

Энергоснабжение осуществляется от государственных линий электропередачи, а водоснабжение промышленных предприятий по капитальному водоводу река Амударья-Зарафшан. Город Зарафшан является основными источником трудовых ресурсов рудника.

1.3 Характеристика исходного сырья

Исходным сырьем фабрики является забалансовая руда золотокварцевого типа месторождения Мурунтау (Республика Узбекистан). В число основных

рудобразующих минералов входят кварц, калиевый полевой шпат, шеелит, арсенопирит, гидроокислы железа, скородит и т.д. Содержание свободного диоксида кремния - до 60 %. Основными сопутствующими компонентами в руде являются вольфрам и серебро. Из других элементов отмечены висмут, свинец, ртуть, марганец, титан, алюминий и пр.

Промышленно-ценным компонентом в руде является золото, содержание которого 2,5 г/т. Содержание попутного компонента - серебра низкое и составляет 3,6 г/т.

Состав руды, %: SiO_2 - 68,2; Al_2O_3 - 8,2; CaO - 3,4; MgO - 2,4; Fe_2O_3 - 4,32; FeO -0,34; FeS_2 - 2.5; $\text{Fe}_{\text{мет}}$ - 0.1; FeAsS - 1.22; CuFeS_2 - 0.61; Cu_2S - 0.38; Cu_2O - 0.024; ZnO - 0,023; NiO -0.024; прочие - 8,6.

2 Технологическая часть

2.1 Обзор методов переработки золотосодержащих руд

В настоящее время при переработке золотосодержащих руд на золотоизвлекательных фабриках (ЗИФ) применяются в большинстве случаев комбинированные технологические схемы, включающие в себя обогатительные, гидрометаллургические и пирометаллургические процессы в различном сочетании в зависимости от характера руд, их химического и минералогического состава, формы нахождения благородных металлов и технико-экономических условий работы предприятия.

Для извлечения из руд и концентратов мелкого золота наиболее широко применяется гидрометаллургический процесс цианирования, осуществляемый методами перколяции растворов для песков и мелкокускового материала, агитации или перемешивания пульп - для мелкоизмельченного материала или комбинированием обоих методов (раздельный процесс цианирования). В современной практике чаще используется агитационный процесс цианирования пульп (называемый также полным иловым процессом цианирования при тонком измельчении всей руды до степени фабричных илов -0,15 мм и меньше) с разделением их после выщелачивания золота и серебра на твердую и жидкую фазы и последующим осаждением металлов из растворов цинковой пылью. Разделение пульп на твердую и жидкую фазы производится фильтрованием, непрерывной противоточной декантацией в сгустителях или комбинированием этих процессов.

Традиционный фильтрационно-декантационный процесс цианирования пульп имеет ряд недостатков, создающих трудности в его использовании. К их числу следует отнести:

– недостаточно полное извлечение золота и серебра из некоторых видов сырья, например, из руд, содержащих природные сорбенты (углекислые вещества, некоторые оксиды и сульфиды металлов), отдельных видов

сульфидных мышьяковистых и сурьмянистых руд;

- трудности переработки плохо фильтруемых и сгущаемых глинистых и шламистых руд;

- большую энергоемкость и высокую стоимость эксплуатации фильтровального оборудования;

- громоздкость фильтровально-сгустительного оборудования, требующего больших производственных площадей;

- осложнения в процессе цементации золота и серебра цинком из растворов, содержащих значительное количество меди, мышьяка, сурьмы и сульфидной серы;

- трудности получения достаточно высокой степени отмывки из кеков растворенного золота и серебра при высоком содержании их в цианистом растворе;

- низкое качество конечного продукта (цинковых осадков), требующего переработки по сложной технологической схеме.

Для устранения отмеченных недостатков за последние 30 - 35 лет успешно внедряется в производство новое направление в технологии цианистого процесса так называемое сорбционное цианирование. Это направление возникло и оформилось главным образом под влиянием успехов сорбционной технологии в гидрометаллургии урана и в ряде производств химической промышленности.

Особенностью метода сорбционного цианирования пульп является совмещение процессов выщелачивания золота и серебра и сорбции их на загруженном в пульпу сорбенте с последующим отделением от пульпы сорбента, насыщенного золотом и серебром, десорбцией благородных металлов и регенерацией сорбента. К важным преимуществам процесса относится исключение из технологической схемы дорогостоящих операций фильтрования или противоточной декантации с последующей переработкой растворов и золотосодержащих осадков, что особенно ценно при цианировании труднофильтруемых и сгущаемых глинистых и шламистых пульп. Значительным преимуществом процесса является также понижение активности природных сорбентов, содержащихся в некоторых рудах, при введении в пульпу достаточного

количества более сильных сорбентов, вследствие чего повышается извлечение золота и серебра.

Сорбционное цианирование осуществляется с применением двух видов сорбентов:

- синтетических ионообменных смол - ионитов;
- активированных углей.

Осаждение золота из осветленных растворов древесным углем использовалось на некоторых золотоизвлекательных предприятиях в самом начале развития цианистого процесса (1894 г., Австралия). В дальнейшем он был почти полностью вытеснен более эффективным осадителем - цинком, и иногда применялся лишь при нехватке этого металла, например, в годы Первой мировой войны. Осаждение проводилось фильтрацией золотосодержащих растворов через слой измельченного угля на рамных вакуум-фильтрах. Угольный осадок, содержащий золото и серебро, сжигали и полученную золу плавил с флюсами на черновой металл. В последующие годы осаждение древесным углем, как в нашей стране, так и за рубежом, применялось на ряде предприятий в качестве вспомогательного процесса для извлечения золота из сточных цианистых вод и обогатительных фабрик.

В последнее время интерес к применению углей для сорбции золота и серебра из осветленных цианистых растворов снова возрос в связи с использованием более качественных активированных углей, разработкой эффективных методов регенерации и повторного использования углей и распространением простых методов кучного выщелачивания для цианирования руд и отвалов с низким содержанием золота.

Применение древесного угля для осаждения золота и серебра непосредственно из пульп предложено в 1936 - 38 гг. (процесс Эдквиста - Чэпмена). По этому методу сорбция растворенного золота и серебра производилась после или одновременно с процессом выщелачивания загруженным в пульпу тонкоизмельченным углем (-0,1 мм). После выщелачивания и сорбции насыщенный

уголь извлекался из пульпы флотацией и подвергался переработке для извлечения золота и серебра (обжиг осадка и плавка).

Использование активированных углей в цианистом процессе может осуществляться несколькими методами:

- сорбцией золота и серебра из цианистых растворов после отделения их от обеззолоченной рудной фазы;
- сорбцией золота и серебра из цианистых пульп после выщелачивания;
- сорбцией золота и серебра из цианистых пульп во время выщелачивания - сорбционное выщелачивание.

Первый способ самый простой и предполагает сорбцию золота и серебра из цианистых растворов вместо обычно применяемого осаждения их цинковой пылью. Однако в связи с высокой стоимостью активированных углей и сложностью процесса их регенерации этот метод экономически невыгоден и не может пока конкурировать с более дешевым и хорошо освоенным способом осаждения цинком.

По второму методу сорбция растворенного золота и серебра производится непосредственно из цианистых пульп после завершения процесса выщелачивания в агитационных аппаратах. Основным преимуществом метода является исключение из процесса энергоемкой и дорогостоящей операции фильтрования пульпы после цианирования для отделения золотосодержащих растворов. К недостаткам способа относятся неиспользование эффекта сорбционного выщелачивания и вследствие этого большая продолжительность процесса выщелачивания и соответственно больший объем аппаратуры и большая величина капитальных и эксплуатационных затрат.

Наибольший интерес представляет третий способ, который состоит в частичном или в некоторых случаях полном совмещении операций выщелачивания и сорбции золота и серебра, т.е. сорбционном выщелачивании. Преимуществами процесса являются:

- исключение энергоемких и дорогостоящих операций фильтрования пульп для отделения золотосодержащих растворов;

- значительно меньшая продолжительность процесса выщелачивания золота и серебра при цианировании;
- компактность оборудования при сорбционном выщелачивании и меньшая величина капитальных затрат;
- некоторое повышение извлечения золота.

Сорбционное цианирование осуществляется по системе полного илового процесса при тонком измельчении руды - до 90 - 95 % класса -0,15 мм и меньше. При более крупном помоле руды возникает опасность повышения потерь ионита вследствие разрушения зерен его песковой частью пульпы. В процессе используется крупнозернистый анионит с размерами зерен 0,6 - 1,5 мм, значительно превышающими размер рудных частиц. Это дает возможность отделять уголь от пульпы в процессе сорбции путем простой операции разделения на сите с размером отверстий 0,4 - 0,45 мм. При этом более крупные зерна угля задерживаются на сите, а мелкие частицы руды и раствор проходят через сито и направляются в последующие аппараты.

Сгущенная пульпа вначале подвергается предварительному цианированию, без загрузки смолы, в стандартных агитационных аппаратах, обычно механических агитаторах, в условиях, определяемых экспериментально: отношение ж:т = 1÷2:1, продолжительность выщелачивания 3 - 6 ч, оптимальная концентрация NaCN и CaO (для кварцево-окисленных руд 0,03-0,05% NaCN и 0,01-0,02% CaO). В процессе предварительного цианирования в раствор переходит большая часть золота - от 60 до 80% количества золота, извлекаемого цианированием, в зависимости от характера руды. Оставшаяся недорастворенная часть золота извлекается при

последующем процессе сорбционного выщелачивания. Предварительное выщелачивание большей части золота создает более благоприятные условия для сорбционного процесса, так как емкость анионита возрастает с повышением содержания золота в растворе.

Сорбционное выщелачивание наиболее эффективно осуществляется непрерывным противоточным методом в системе нескольких (8 - 12 и более) последовательно соединенных сорбционных аппаратов с механическим перемешиванием, оборудованных сетчатым дренажем для отделения смолы от пульпы. Цианистая пульпа из агитаторов предварительного цианирования поступает в первый аппарат сорбционного выщелачивания и проходит через всю систему этих аппаратов, контактируя с противотоком анионита. При этом одновременно с сорбцией золота и других компонентов анионитом происходит дорастворение золота и серебра, оставшихся после предварительного цианирования. Из последнего аппарата выходит пульпа с отвальным содержанием золота в твердой и жидкой фазах, которая, пройдя контрольный грохот для отделения угля, уносимой из-за дефектов дренажных сит, обезвреживается от цианистых соединений и сбрасывается в хвостохранилище. Отрегенерированный анионит с добавкой свежего для компенсации его потерь загружают в последний аппарат. Насыщенный золотом сорбент выходит из первого аппарата сорбционного выщелачивания и направляется на регенерацию.

Использование противоточного движения угля и пульпы позволяет вести процесс с относительно небольшой единовременной загрузкой ионита и получать максимально насыщенную золотом уголь при минимальных потерях растворенного золота с отвальной пульпой.

2.2 Практика сорбции золота активными углями

Широкое внедрение на зарубежных предприятиях метода сорбции золота и серебра активными углями считается одним из главных достижений в развитии гидрометаллургии этих металлов за последние годы. По данной технологии работают свыше 30 заводов и установок в США, 10 в Австралии и 20 в ЮАР.

В угольно-сорбционном процессе применяют активные угли с размерами частиц 1-3 мм, иногда 0,5 мм. Сырьем для их приготовления служит кокосовая скорлупа, угли могут быть также получены синтетическим путем в виде порошков,

гранул или частиц цилиндрической формы (после экструдирования). Активные угли имеют удельную поверхность до 1000 м²/г, с их помощью можно проводить сорбцию из растворов, содержащих до 30 г/дм золота, а сбросные растворы содержат всего 6-10-6 г/дм золота.

Применяют 3 модификации угольно-сорбционного процесса

– извлечение золота и серебра из пульп, полученных на отдельной стадии цианирования, предшествующей сорбции (CIP-процесс),

– сорбционное выщелачивание золота и серебра, в этом случае процессы цианирования и сорбции совмещаются (CIL-процесс);

– сорбция благородных металлов из осветленных или полuosветленных растворов (CIS-процесс).

Каждая из этих схем включает 4 основные операции: адсорбцию растворенных металлов, десорбцию (элюирование) с получением концентрированных растворов (элюатов), извлечение металлов из элюатов электролизом, регенерацию (реактивацию) угля.

Подчеркнуты следующие преимущества метода угольно-сорбционной технологии по сравнению с цементацией золота цинком:

а) в ряде случаев нет необходимости в операциях разделения твердого жидкого - это позволяет сократить капитальные и эксплуатационные затраты соответственно на 50 и 33 %;

б) обеспечиваются более высокое извлечение золота и возможность переработки бедных руд;

в) процесс сорбции углем менее чувствителен к мешающим примесям в жидкой фазе, что позволяет достигать высоких показателей при переработке руд сложного состава;

г) жидкая фаза сбросной пульпы менее концентрирована по цианиду и не содержит солей цинка, благодаря чему облегчается решение проблемы защиты окружающей среды;

д) конечный золотосодержащий продукт сорбционной технологии имеет более высокую чистоту, благодаря чему сокращаются потери металла и затраты при аффинаже;

е) в процессе Меррилл-Кроу потери растворенного золота обычно составляют 1 % (0,03-0,05 мг/дм) для легко фильтруемых пульп. На грамотно организованном СР-заводе потери растворенного золота составляют менее 0,01 мг/дм . Потери с твердыми хвостами также ниже из- за эффекта сорбционного выщелачивания.

На рисунок 1 показана принципиальная схема угольно-сорбционной

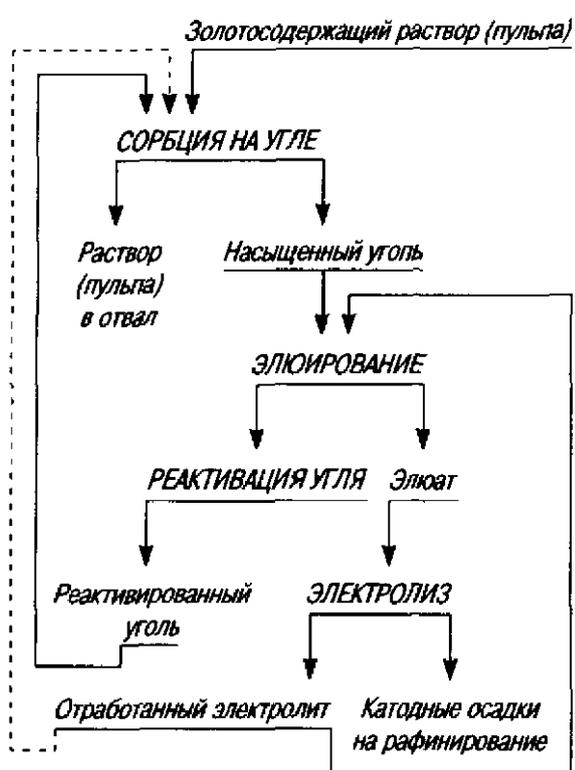


Рисунок 1- Схема угольно-сорбционного процесса

технологии применительно к переработке руд благородных металлов.

Так как адсорбция золота на активированном угле - термодинамически обратимый процесс, то все физические и химические факторы, тормозящие адсорбцию, будут способствовать десорбции и наоборот. Ряд этих факторов используют при десорбции на всех СР-заводах.

Наиболее важным параметром является температура, поэтому на современных заводах используют температуры выше 100 °С в аппаратах, работающих под давлением.

Вторым важным регулируемым параметром является ионная сила раствора. Увеличение ионной силы способствует адсорбции, а использование деионизированной воды способствует повышению скорости десорбции золота и серебра а ААРЛ-процессе (Девидсон и Данкенсон). Вместе с тем скорость десорбции также увеличивается при увеличении концентрации сольватирующих анионов, таких как цианид или гидроксил.

В настоящее время для элюирования золота из активных углей за рубежом используют способ Задра, спиртовую так называемый англо-американский процесс, обработку, автоклавный способ разработанный в ЮАР.

Процесс Задра, использованный впервые на фабрике Хоумстейк (США), проводят в замкнутом цикле с электролизом при атмосферном давлении в течение 24-60 ч, золото элюируют раствором, содержащим 0,1 % NaCN и 1 % NaOH при температуре 358-368 К.

Процесс отличается простотой, эксплуатационные и капитальные затраты относительно низкие, что важно для фабрик малой производительности. Основным недостатком процесса — длительность, что затрудняет его применение на крупномасштабных производствах.

«Спиртовой» процесс элюирования золота разработан в США и является усовершенствованием процесса Задра. В состав элюирующего раствора, помимо цианида натрия и щелочи, вводят 20 % спирта, что позволяет сократить время обработки до 5-6 ч (температура процесса 353 К). Существенным недостатком схемы являются повышенная пожароопасность и более высокие эксплуатационные расходы за счет потерь спирта улетучиванием. Процесс осуществляют в замкнутом цикле с электролизом, например на фабрике Боттл-Маунтин, США (Лаксен и др.)

Автоклавный способ элюирования золота, также разработанный в США, предусматривает обработку угля в течение 2-6 ч раствором, содержащим 0,1 % NaCN и 1 % NaOH при 433 К и давлении 350 кПа. В результате использования этого способа элюирования отмечено уменьшение расхода реагентов и объема оборудования. Недостатками способа являются высокая стоимость и необходимость охлаждения растворов после элюирования.

AARL-способ, разработанный в ЮАР, отличается операцией предварительного кондиционирования насыщенного угля в течение 0,5-1 ч раствором, содержащим 5 % NaOH и 1 % NaCN (из расчета: 1/2 объема

элюента на 1 объем угля). После кондиционирования проводят элюирование золота горячей (383 К) водой под давлением 50—100 кПа; при этом на 1 объем угля

расходуют 5 объемов воды. Общее время процесса составляет 9 ч, его проводят в открытом цикле.

Аппараты колонного типа, используемые для элюирования золота и серебра с активных углей, имеют отношение высоты к диаметру б-10-1, в качестве конструкционного материала колонн применяют нержавеющую сталь, малоуглеродистую сталь без дополнительной защиты или гуммированную эбонитом.

На небольших установках выгоднее проводить десорбцию при атмосферном давлении. Это связано с меньшими капитальными и эксплуатационными расходами. Время десорбции в этих условиях составляет от 48 ч в условиях фабрики Хоумстейк до 72 ч в условиях других производств. На установках, где обрабатывают большие количества угля с высоким содержанием золота и серебра, выгоднее проводить десорбцию под давлением, что сокращает время обработки в 4-10 раз. Некоторые зарубежные предприятия выдерживают следующие условия процесса десорбции: температура 393-403 К, давление 510-520 кПа, время 6-8 ч.

Фактором, который может быть использован для повышения скорости элюирования, является каталитическое воздействие некоторых полярных органических растворителей, таких как ацетонитрил, ацетон, метанол и этанол.

Их воздействие проявляется в повышении активности цианид-иона и уменьшении активности иона $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ по сравнению с водой; в результате происходит существенное увеличение скорости элюирования (рисунок 2).

Регенерация насыщенного угля до исходного состояния обычно проводится в 3 стадии. На 1 -й стадии насыщенный уголь обрабатывают минеральной кислотой (HCl или HNO_3 на некоторых заводах). При кислотной обработке происходит удаление из угля карбоната кальция, содержание которого может составить до 5 % и более. Кальций поступает в составе извести, используемой для образования $\text{pH} > 10,5$, в то время как карбонат поступает преимущественно за счет окисления цианида по реакции (1,2):





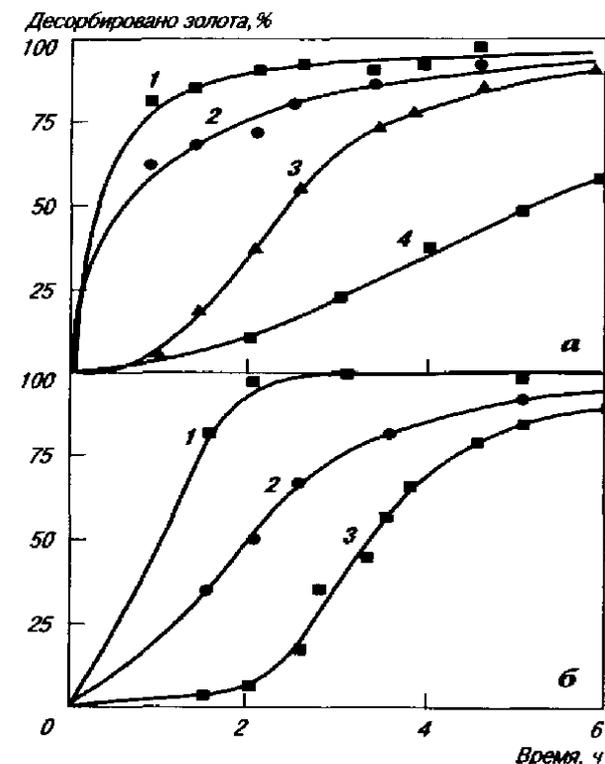
Эта реакция катализируется активным углем: в результате концентрация цианида в адсорбере может снизиться вдвое.

Кислотная обработка позволяет также удалить из угля некоторые цветные металлы, оксиды железа, а также тонкие шламы на основе кремния и глины - это облегчает элюирование благородных металлов на следующей стадии.

После десорбции проводят реактивацию угля, заключающуюся в термообработке при 900 К в течение 15-30 мин в обжиговой вращающейся печи. После этого уголь промывают и встряхивают на сите с размером ячейки 0,84 мм для отделения мелочи и поверхностных загрязнений, по крайней мере, за 12 ч до повторного использования. Реактивация позволяет удалить различные составляющие углей, такие как органические масла и карбонаты, которые

механически закрепляются, или адсорбируются на поверхности угля, уменьшая количество активных сорбционных центров.

Охлаждение угля после термической реактивации может быть осуществлено закалкой (быстрым охлаждением) в воде или на воздухе. Исследованиями фирмы «Хоумстейк Гоулд Майнинг» (США) показано, что охлаждение угля на воздухе более предпочтительно, так как при этом выше сорбционная активность угля. Охлаждение можно проводить, либо монтируя специальную секцию во вращающейся печи, либо разгружая уголь из печи в бункер.



1-- метод «Микрон» (ацетонитрил); 2 - метод «Микрон» (метанол), 3 - метод AARL; 4 - метод Задра

Рисунок 2- Сравнение способов элюирования по отношению к углям экстрадированному (а) и на основе кокосовой скорлупы (б)

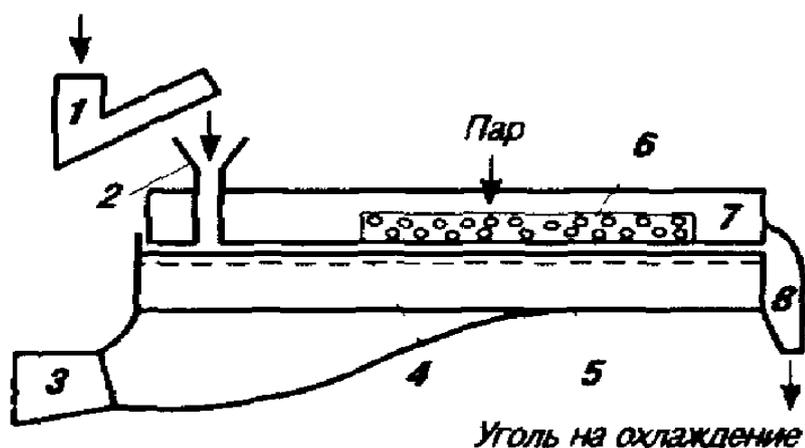
большинстве СГР-заводов ЮАР осуществляют во вращающихся печах с электрическим нагревом (потребляемая мощность свыше 1 мВт). Оптимальной температурой считают 923-973 К, иногда температура в печи опускается ниже 923 К из-за наличия существенного количества воды в угле — это снижает эффективность реактивации.

На рисунок 3 показана схема загрузки угля во вращающуюся печь, позволяющая контролировать количество воды в загрузке и количество угля в печи.

Фирма «Минтек» (ЮАР) предложила метод реактивации, основанный на применении вибрирующей плоскости (деки) и прямого нагрева с помощью инфракрасного излучения (рис. 4).

Имеются две новые разновидности печей, используемых при реактивации угля. Первая из них - печь Кастом, которая применялась на нескольких небольших заводах в США, а затем была применена на самом большом СГР-заводе в мире ERGO в ЮАР. Этот завод регенерирует 30 т угля в сутки, используя две печи Кастом, работающие параллельно.

Фирма «Минтек» участвовала в разработке установки Ринтоул, которая



1 - обезвоживающий грохот, 2 - загрузочная течка, 3 - двигатель-вibrator, 4 - огнеупорная поверхность, покрытая графитом; 5 - вибрирующий желоб (дека), 6 - кремнеуглеродные нагревательные элементы; 7 - кожух с теплоизоляцией; 8 - разгрузочная течка

Рисунок 3 - Схема вибрирующей деки с нагревом

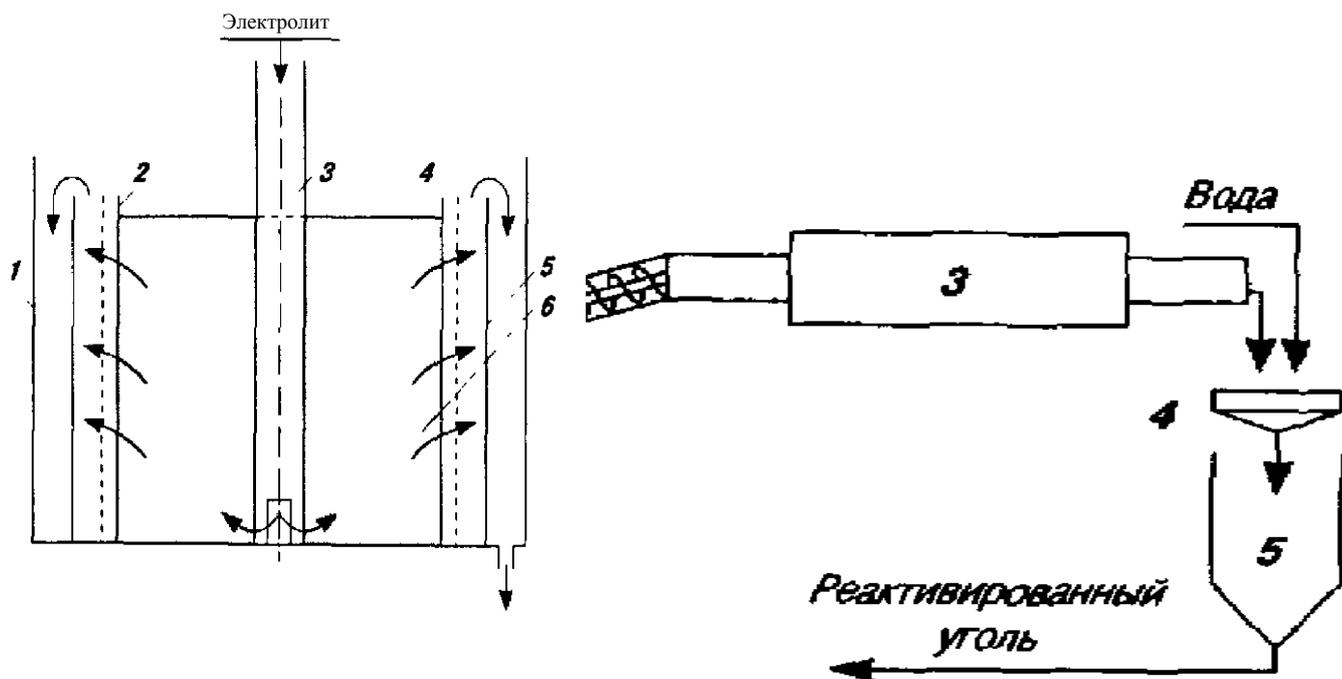
состоит из 3 керамических колонн, содержащих предварительно высушенный уголь. К колоннам подведена трехфазная сеть, соединенная на «звезду», а нейтральная фаза соединена с углем, находящимся в нижней части колонн. Так как

активный уголь имеет ограниченную электрическую проводимость, то при подаче напряжения он быстро

нагревается до температуры, необходимой для реактивации. Стадия термической обработки длится 1-2 ч, после чего уголь охлаждают водой.

Используемые для реактивации угля вращающиеся печи потребляют 2 кВт·ч/кг угля, сушильные устройства, использующие горячий воздух, 0,5 кВт·ч/кг, а печь Ринтоул - ~0,7 кВт·ч/кг.

Из элюатов золота извлекают электролизом (чаще) или осаждением цинковой пылью. При электролитическом выделении золота в качестве катода используют путанку из тонкой проволоки - стальную «вату», что обеспечивает большую поверхность осаждения. После окончания процесса стальную вату плавят с добавкой флюсов, получая слитки золота. В Австралии практикуют предварительную солянокислую обработку катодной ваты, что уменьшает расход флюсов приплавке.



1 - внешний контейнер, 2 -внутренний перфорированный контейнер для катода; 3 - загрузочная труба с разделителем; 4 -анод из стальной сетки, 5-промежуточный контейнер; 6 – катод

Рисунок 5 –

Электролизерциркуляционного типа:

В качестве электролизеров при выделении золота из сорбционных элюатов

используют ячейки различной конструкции.

Ячейка Задра содержит 3 цилиндрических контейнера, расположенных концентрически (рисунок 5). Внутренний перфорированный контейнер используется как катодное отделение, в котором размещены приемная труба для исходного раствора, токоприемник и стальная вата. Электролит поступает в верхнюю часть приемной трубы и распределяется в нижней части, затем проходит через слой стальной ваты, анодную сетку и «переливной» контейнер, попадая в наружный контейнер. Отработанный электролит возвращают на стадию элюирования. Ячейки такого типа используют, в частности, на фабрике Хоумстейк (США), набирая их сериями.

Разновидностью ячейки Задра является электролизер, разработанный в ЮАР и содержащий стальной анод, катионообменную мембрану и катод (стальная вата), выполненный в форме стельки. Мембрана разделяет анодное и катодное

пространства, сильнощелочной раствор циркулирует через анодную камеру, а исходный электролит - через катодную.

Фирма «Минтек» разработала конструкцию электролизера, позволяющую извлекать золото из ячейки без удаления катодного материала. Электролизер типа «Сэндвич» содержит катод - неподвижный слой графитовых гранул (размер 5-10 мм), отделенный от двух анодных камер листовыми катионообменными мембранами. Через анодные камеры циркулирует раствор гидроксида натрия, а золотосодержащий электролит продавливается через катод, в результате золото осаждается на графитовых гранулах. После насыщения графитового слоя золотом отработанный электролит сливают и через слой начинает циркулировать раствор, содержащий гидроксид и цианид калия. Знаки зарядов электродов ячейки при этом меняются, и золото анодно растворяется с поверхности гранул. Полученный раствор затем направляют в ванну золочения, где золото осаждается на титановых листах, образуя фольгу, которую сдирают и плавят на слитки с содержанием благородных металлов свыше 99 %.

Вместе с тем в ячейке этого типа время от времени поверхность графита пассивируется при анодном растворении и возникает необходимость удалять графит и плавить его для извлечения золота. В связи с этим фирма «Минтек» модифицировала конструкцию электролизера, используя в качестве катодного материала стальную вату и придав ванне прямоугольную форму (рисунок 6). В ванне попеременно расположены аноды из стальной сетки и катоды. Все электроды помещены в перфорированные корзины, которые можно извлекать из ванны; электролит движется через ванну параллельно направлению тока. В настоящее время ячейки этого типа с удовлетворительными результатами стали применять на ряде южноафриканских заводов. Вааль-Рифс-Ист, Президент- Брэнд, Бейса.

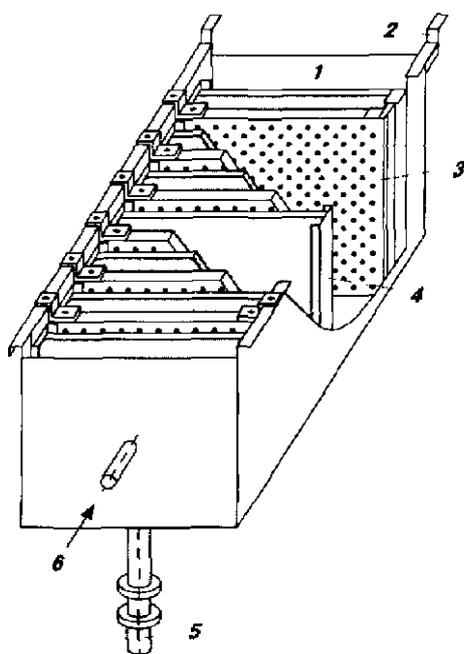


Рис. 6. Ванна конструкции «Минтек»

1 - верхний слив; 2 - токоподводящая шина, 3 - катод, 4 - анод, 5 - клапан слива, 6 - отверстие для подачи раствора

В последнее время отмечена тенденция к замене катодного материала из мягкой стальной ваты на вязаные катоды из нержавеющей стали. Основанием для этого является то обстоятельство, что катоды из стальной ваты плавят дважды в неделю под слоем флюсов - это сопровождается разрушением тиглей и необходимостью окислять в печи большие количества железа. Этот метод дорог и трудозатратен, так как необходимо постоянно заменять стальную вату и тигли.

Считается целесообразным в некоторых

случаях заменять электролиз в сорбционной схеме осаднением золота цинковой пылью. В процессе десорбции раствор деаэрируется и очищается от механических примесей, что позволяет исключать эти операции из схемы осаднения цинковой пылью. Поскольку обеззолоченный раствор возвращается на десорбцию, потерь золота с ним происходить не будет.

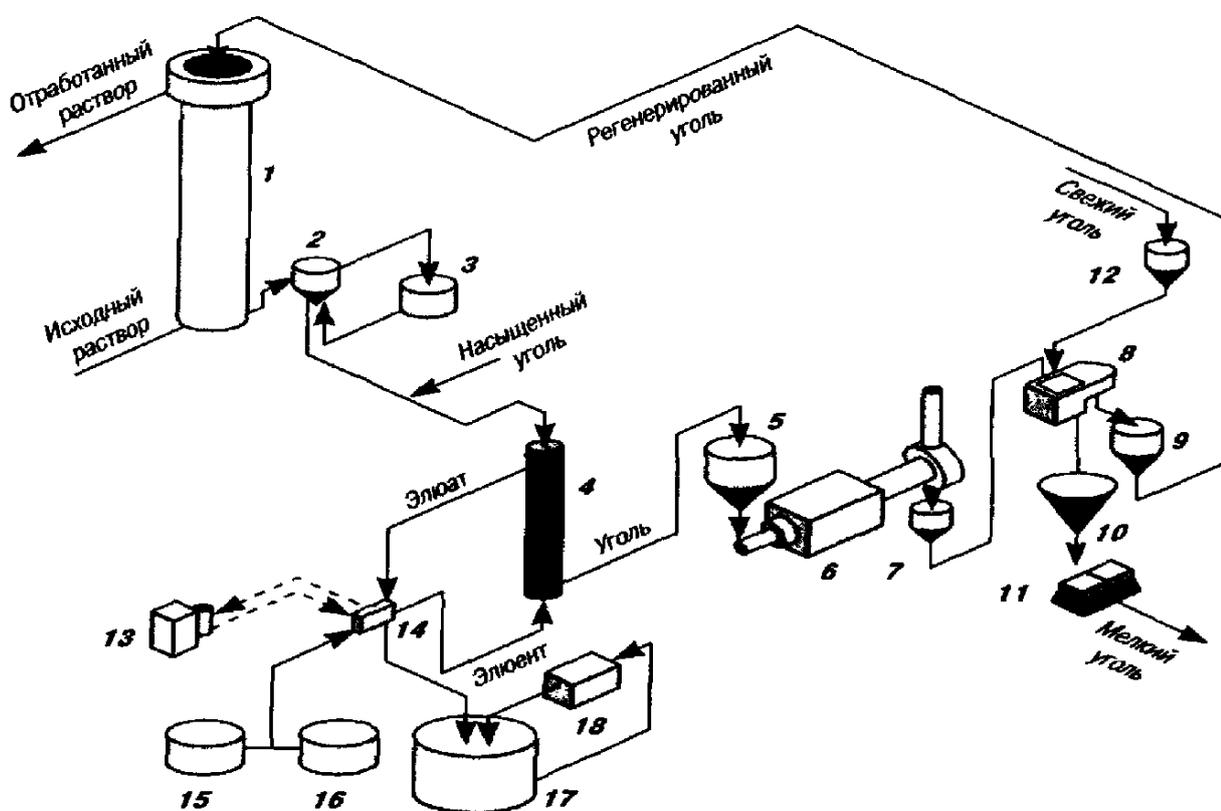
Осаждение золота цинком из горячих концентрированных элюатов процесса угольной сорбции используют на ряде американских (Джерритт-Кэниен, Чимни-Крик, Санта Гертрудис, Хейден-Хилл) и канадских (в основном небольших) предприятий. Это определяется простотой процесса и его высокой эффективностью. Преимуществами по сравнению с электролизом являются большая безопасность, лучший контроль ртути (если она присутствует), простота реализации при одинаковых капитальных вложениях. Вместе с тем процесс вводит в систему цинк, который необходимо периодически удалять. Возможно также загрязнение угля солями цинка. При кучном выщелачивании цинк может вызывать экологические проблемы и сделать обезвреживание стоков более сложным. Данные об электролизе и цементации золота, характеристики различных промышленных аппаратов приведены в работе Бэйли (1987).

2.2.1 Сорбция из растворов (С1С-процесс)

Этот процесс применяют для извлечения золота и серебра из сливов классификаторов при проведении непрерывной противоточной декантации, переработки растворов кучного выщелачивания, фильтратов, оборотных и маточных растворов после осаждения золота цинком.

Схема цепи аппаратов в процессе С1С с использованием кипящего слоя сорбента и способа элюирования AARL приведена на рисунок 7.

Процесс обычно ведут, пропуская растворы через каскад, стоящий из 3-5 сорбционных колонн, при этом чаще используют восходящий поток золотосодержащих растворов через слой угля при скорости подачи, обеспечивающей «кипение» слоя.



1 - сорбционная колонна; 2 - емкость для насыщенного угля, 3 - емкость для кислоты, 4 - десорбционная колонна, 5 - емкость для угля после десорбции; 6 - печь, 7 - емкость для охлаждения

угля; 8- грохот; 9- емкость для регенерированного угля; 10 -осветляющий конус, 11 - фильтр, 12 - емкость для кондиционирования угля; 13 - паровой котел, 14 - теплообменник, 15 - емкость для воды; 16 - емкость для цианида, 17- емкость для элюата; 18 – электролизер

Рисунок 7. Схема цепи аппаратов С1С-процесса, включая сорбционную колонну со взвешенным слоем угля и отделение элюирования (по схеме процесса AARL).

На фабрике Смоуки Вэлли (США) золотосодержащую руду дробят, закладывают в кучу, проводят цианирование, после чего раствор, содержащий 0,6--0,9 г/м³ золота, проходит через каскад, состоящий из 5 реакторов открытого типа диам. 4 и высотой 2,7 м. В каждый реактор загружают 4 т активного угля, приготовленного из кокосовой скорлупы, размер частиц угля цилиндрической формы 0,5x1,4 мм, емкость угля по золоту 6,2 кг/т. Ежедневно из каскада выгружают ~ 1 т угля, который направляют на операции кондиционирования и элюирования.

Активный уголь при элюировании пропускают через 3 реактора, десорбцию ведут в течение 72 ч раствором, содержащим 0,1 % NaCN и 1 % NaOH, при температуре 358 К, элюат в результате содержит 62 г золота на 1 м³ раствора.

Реактивацию угля ведут в печи в нейтральной атмосфере, после чего уголь охлаждают и последовательно обрабатывают 10%-ным раствором азотной кислоты (для растворения осадка карбоната кальция), водой и раствором гидроксида натрия.

Электролиз золотосодержащих элюатов ведут в 3 электролизерах, в каждом из которых имеются 3 анода из нержавеющей стали и 6 катодов. Каждый катод содержит ~ 1 кг стальной ваты, катодная плотность тока равна 44 А/м². Каждую неделю из электролизеров извлекают по 2 катода, в каждом килограмме стальной ваты содержится ~10 кг золота. После плавки ваты в печи, обогреваемой газом, с добавлением флюсов (селитра, бура, кварц) получают сплав Доре, содержащий 65 % Au и 35 % Ag, отправляемый в виде слитков на аффинаж.

2.2.2 Сорбция из пульп (СІР-процесс)

Эта разновидность угольно-сорбционной технологии используется для извлечения золота и серебра наиболее часто.

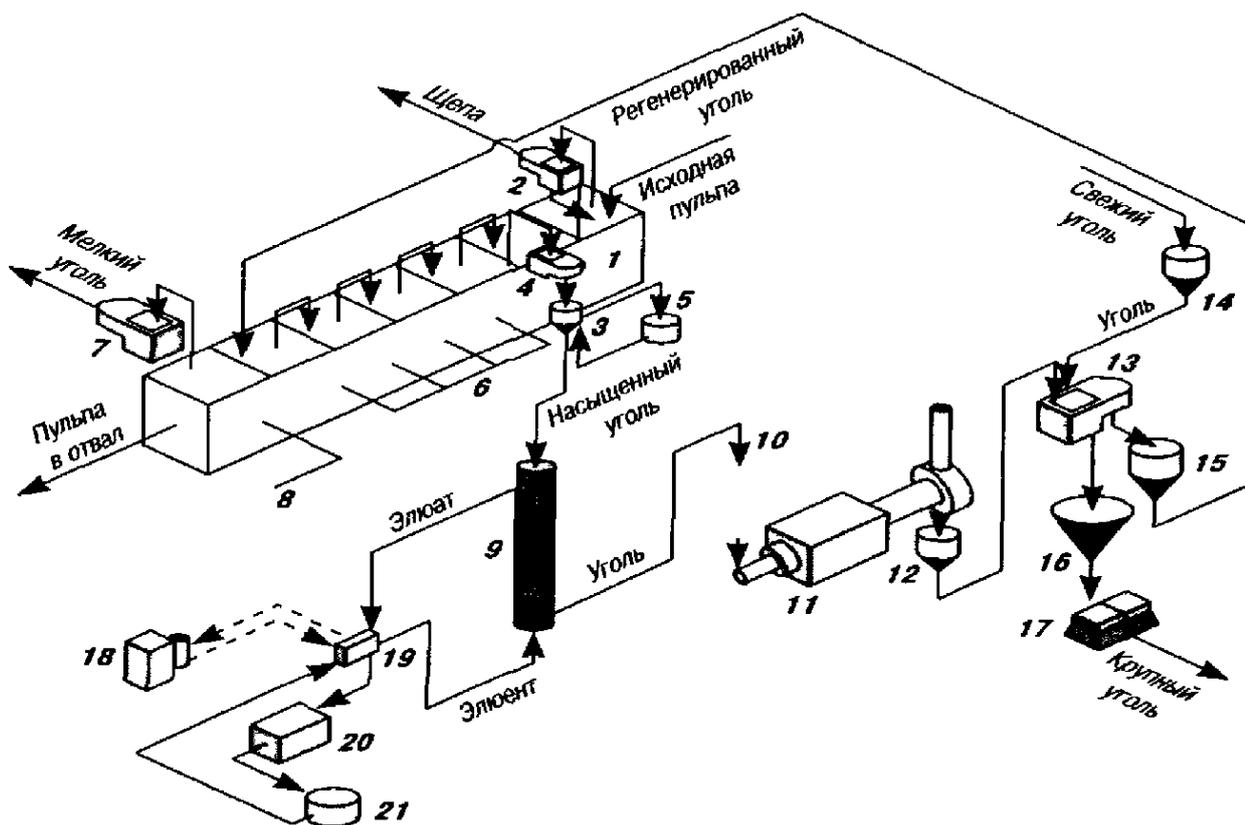
Аппаратурная схема СІР-процесса показана на рис. 8. Адсорбционный цикл в этом случае включает несколько агитаторов с механическим перемешиванием и непрерывно-противоточным движением пульпы и угля. Преимуществами СІР-процесса по сравнению с процессами непрерывной противоточной декантации и фильтрации с повторной репульпацией являются:

- возможность использования для переработки труднофильтруемых и плохо сгушаемых пульп;

- меньшие капитальные и эксплуатационные затраты.

Осложняют процесс СІР необходимость предварительного грохочения пульпы перед операцией сорбции и «отравление» углей в результате контакта с органическими веществами или за счет высоких концентраций кальция в пульпе.

Отмечается, что для сорбции из пульп золота с помощью углей могут быть использованы агитаторы с механическим или воздушным перемешиванием, простые чаны с пропеллерными мешалками, агитаторы пачука и перемешивающая емкость с отсасывающей трубой. Последний тип аппарата потребляет всего треть энергии, необходимой для работы обычных противоточных аппаратов, его особенностью является возможность контроля скорости пульпы, что положительно сказывается на потерях угля за счет абразивного износа. Снижение энергозатрат при использовании аппаратов с отсасывающей трубой объясняется тем, что благодаря специальным струевыпрямителям пульпа в аппарате перемещается без циркуляции.



1 - буферная загрузочная емкость, 2 - грохот для отделения щепы, 3 - емкость для насыщенного угля, 4 - грохот для отделения насыщенного угля, 5 - емкость для раствора кислоты; 6 - сорбционные контакторы, 7- контрольный грохот, 8 - емкость-накопитель хвостовой пульпы, 9 - десорбционная колонна, 10 - емкость для угля после десорбции, 11 - печь, 12 - емкость для охлаждения угля, 13 - грохот, 14 - емкость для кондиционирования угля, 15 - емкость для регенерированного угля, 16- осветительный конус, 17 - фильтр, 18- паровой котел; 19-теплообменник, 20- электролизер, 21 - емкость для элюента

Рисунок 8 - Схема цепи аппаратов СІР-процесса, включая сорбционные контакторы и отделение элюирования (по схеме процесса Задра)

В последнее время при осуществлении процесса СІР отмечена тенденция к замене агитаторов с воздушным перемешиванием на механические, так как наличие значительных количеств воздуха в объеме пульпы приводит к интенсивному образованию карбоната кальция на поверхности угля. Одной из последних конструкций агитаторов с механическим перемешиванием является используемый в ЮАР аппарат с циркулятором, имеющим вертикальные прорези. Его принципиальным конструктивным отличием является расположение перемешивающего устройства турбинного типа в верхней части циркулятора. Это позволяет снизить расход энергии на перемешивание, уменьшить абразивный износ

угля и обеспечить легкий запуск агитатора после вынужденной остановки. Отношение высоты этого агитатора к его диаметру равно 2:1, содержание угля в пульпе может достигать 125 г/дм³, время пребывания пульпы в агитаторе 10-12 мин.

В более ранних установках для сорбционного извлечения золота из пульп уголь и пульпа совместно разгружались с помощью аэролифта на выносные дренажи, в результате пульпа проходила через дренаж и двигалась дальше по каскаду, а уголь задерживался дренажем и возвращался в аппарат. В настоящее время в ЮАР чаще используют агитаторы с воздушным перемешиванием, в которых уголь и пульпа разгружаются на стационарные периферические дренажи, выполненные в виде желоба, находящиеся в верхней части каждого агитатора; в результате уголь возвращается и продвигается противоточно потоку пульпы. Уголь после насыщения аэролифтом подается на дренажную сетку и направляется на десорбцию.

Конструкции сит достаточно разнообразны. Фирма «Хоумстейк Майнинг» (США) использует внешние вибрационные сита с квадратной сеткой, изготовленной из нержавеющей стали. Фирма «Пинсон Майнинг», считая, что перемещение пульпы между ступенями адсорбции аэролифтами и использование вибрационных сит вызывают повышенное истирание угля, применила погружные желоба. На их боковых стенках установлены неподвижные сита с размером ячейки 0,83 мм, предотвращающие попадание угля внутрь желоба с пульпой. Сита продуваются воздухом для очистки от застрявших частиц угля. Такую же систему транспортировки пульпы использовала фирма «Дювал Корпорейшн», которая установила сита с воздушной очисткой.

В агитаторах пульпа обычно содержит 40-45 % твердого. При более высокой плотности пульпы уголь будет начинать осаждаться в пульпе.

Для транспортировки угля на фабриках, использующих процессы СІР и СІІ, применяют насосы, эжекторы, аэролифты. При разгрузке угля в СІС-пропессе, а также на операциях элюирования и регенерации используют транспортировку за счет гравитационных сил или гидравлического давления.

Одной из важных проблем сорбционной технологии являются потери золота вследствие истирания угля. Потери угля составляют 45-200 г на 1 т руды. С каждой тонной угля теряется около 0,7-0,85 кг золота.

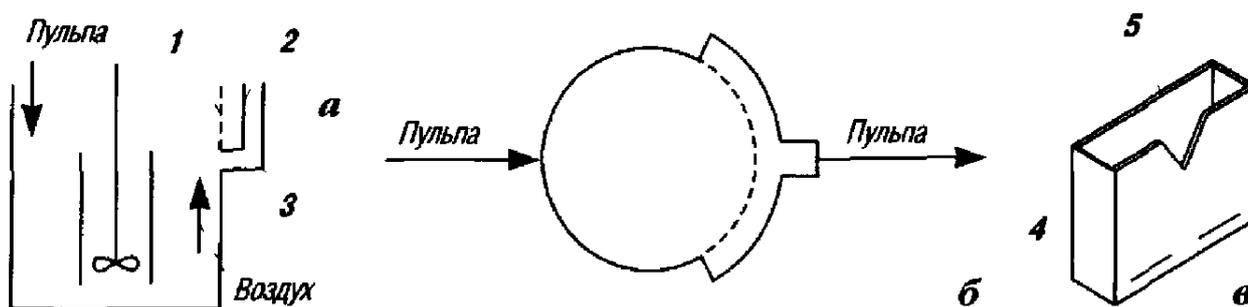
В настоящее время на ряде предприятий с целью снижения абразивных потерь угля решается вопрос о его предварительной шлифовке перед подачей в сорбционные аппараты. Отмечено, что наилучшими для транспортировки угля являются радиальные пластмассовые трубопроводы с минимальным количеством клапанов и соединительных деталей. На предприятиях компании «Пинсон Майнинг» (США) с целью уменьшения потерь за счет истирания вместо аэролифтов подача угля с пульпой осуществляется закрытыми центробежными насосами или насосами с двойной диафрагмой.

Оптимальными условиями сорбционного процесса являются: концентрация NaCN 0,015-0,020 %, рН 10,0-10,5, плотность пульпы 40-45 % твердого, время контакта пульпы на одной ступени 1 ч, крупность угля от 2,38x1,19 до 3,36x1,68 мм, содержание угля в пульпе 10-60 кг/м³, время нахождения угля в каскаде -60 ч, число ступеней сорбции 4. Однако на предприятиях, перерабатывающих упорные руды, число ступеней сорбции может достигать 8, а время контакта пульпы в одной ступени 3 ч.

Про цианированную пульпу перед сорбцией подвергают грохочению для удаления щепы и класса крупнее 0,6 мм.

В последнее время грохоты и дренажи на основе стальной сетки в ЮАР заменяют вследствие их быстрого износа на полиуретановые. Практика действующих производств показала, что при удельной нагрузке на сито, равной 70 т/(м ч), и плотности пульпы 1 т/м срок службы стальной сетки составляет всего 3 недели. На большинстве предприятий ЮАР для предварительной классификации пульпы и отделения угля после сорбции используют погружные дренажи типа ЕРАС конструкции фирмы «Минтек» (рисунок 9). Дренаж представляет собой неподвижное сито, по обеим сторонам которого находится пульпа. По разные стороны сита поддерживают такой перепад давления, который позволяет вести

грохочение без забивания сита углем или щепой. Барботируемый воздух также способствует удалению щепы или угля с поверхности сита.



1 - сито, 2 - стенка, 3 - желоб вывода пульпы; 4 - блок фильтра ERAS, 5 – сито
Рисунок 9 - Погружной дренаж типа ERAS

Аппаратурно-технологическая схема процесса СІР, используемого на фабриках Президент-Брэнд (ЮАР), приведена на (рис. 10).

Предварительное грохочение цианистой пульпы, содержащей 4-7 мг/дм проводят на одном из двух установленных грохотов размером 3,0x1,2 м с размером ячейки 0,6 мм. Подрешетный продукт поступает в чан-мутилку с механическим перемешиванием и затем после корректировки рН - в сорбционный каскад, состоящий из 7 агитаторов с механическим перемешиванием. Высота и диаметр агитаторов цилиндрической формы одинаковы - по 5,6 м, импеллер мешалки гуммирован резиной. Периферический дренаж для отделения угля от пульпы имеет отверстия

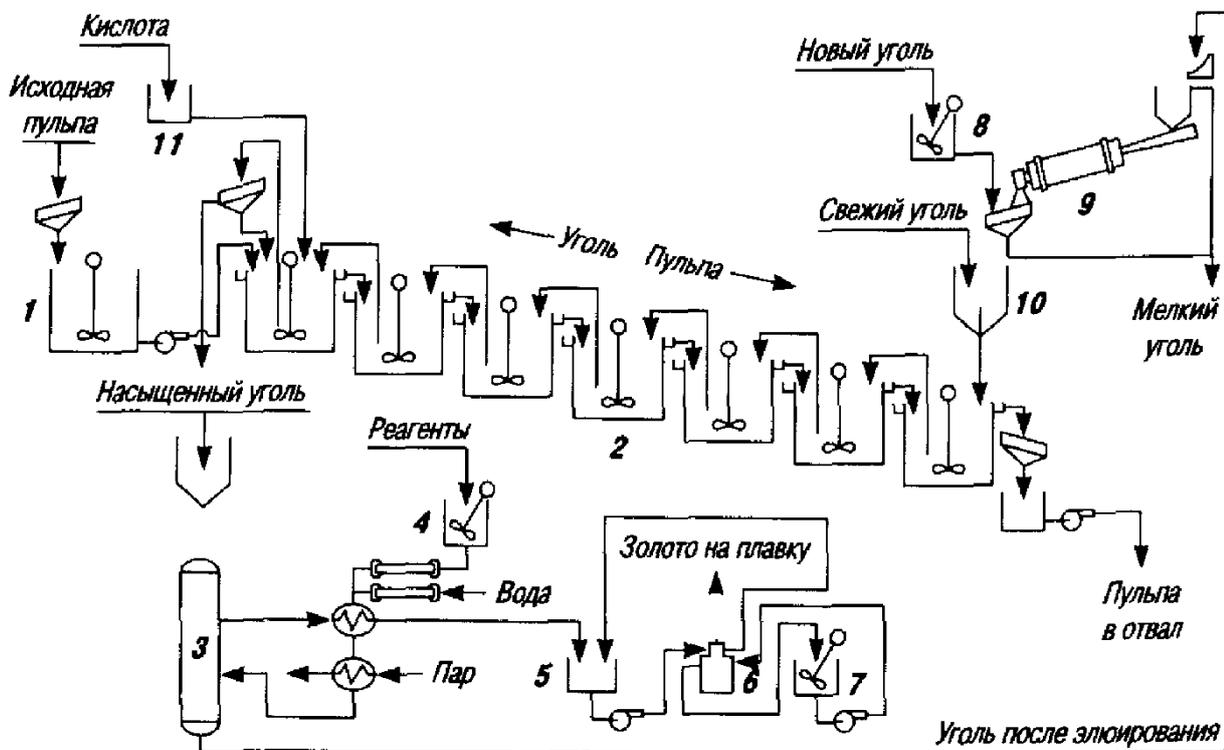
0,65 мм. На выходе из последнего агитатора установлен контрольный вибрационный грохот с размером отверстий 0,6 мм.

Время пребывания пульпы на каждой ступени сорбции 1 ч, содержание угля в пульпе от 24 (на ступенях 1-4) до 32 г/дм (на ступенях 5-7), крупность угля +0,85-3,0 мм, содержание золота в насыщенном угле 10 кг/т, общее извлечение золота при сорбции 99,6 %, содержание золота в жидкой фазе сбросной пульпы 0,02 мг/дм .

Транспортировку угля осуществляют аэролифтами, установленными на каждом агитаторе.

Элюирование угля (1 т за цикл) проводят в соответствии с процессом AARL: уголь промывают сначала горячим (363 К) 3%-ным раствором соляной кислоты, затем водой и раствором, содержащим 1 % NaOH и 5 % NaCN при

363 К. Собственно элюирование осуществляют, пропуская через слой угля в колонне с паровой «рубашкой» 6 объемов воды при 383 К. Электролиз ведут в ячейках AARL, уголь после элюирования транспортируют гидравлическим способом на реактивацию во вращающуюся печь.



1 -чан-мутилка; 2 - сорбционные аппараты, 3 - десорбционная колонна, 4 - емкость для десорбионных реагентов; 5 - емкость для приготовления католита; 6 - электролизер, 7 -емкость для приготовления анолита; 8 - агитатор для новых партий угля, 9 - вращающаяся печь; 10 - емкость для угля; 11 - емкость для кислоты

Рис. 10. Схема цепи аппаратов сорбционного отделения на фабрике Президент-Брэнд (ЮАР)

В отработанном электролите (католите) содержится 10-20 мг/дм на катоде из стальной ваты массой 0,7 кг обычно осаждалось свыше 20 кг золота.

По схеме СІР-процесса в ЮАР действует ряд предприятий:

- золотоизвлекательные фабрики на рудниках Бейса, Битрикс, Лиедорн;
- модернизированные фабрики на базе старых рудников (Грутвель, Президент-Брэнд, Вааль-Рифс);
- фабрики, заменившие предприятия, перерабатывающие пиритные огарки по схеме цианирование - фильтрация (Президент-Брэнд, Хармони, Фэйрвью);

– фабрики, перерабатывающие золотосодержащие отвалы (Краун-Сэндс, Симерджо);

– установка (Кинросс), введенная в действие для переработки дополнительной продукции расширяющегося производства, использующего фильтрацию пульпы;

– установки для утилизации золота из кеков заводов, использующих фильтрационную технологию (Вестерн-Эриез).

В ЮАР в настоящее время на 6 заводах ежемесячно перерабатывают более 1 млн т различных золотосодержащих материалов методом СР. Считают, что капитальные затраты на строительство крупного предприятия, использующего эту технологию, составляют всего треть затрат предприятия такого же масштаба, применяющего осаждение золота цинком.

На всех больших заводах ЮАР, использующих СР-процесс, для элюирования золота применяют процесс AARL. Цикл элюирования включает обработку угля 3-5%-ным раствором соляной кислоты при 363 К для удаления карбоната кальция и тонких взвесей из пористой структуры угля. Эту обработку проводят трижды: до и после элюирования и после реактивации. После кислотной обработки угля перед операцией элюирования проводят его промывки водой и разбавленным раствором гидроксида натрия для удаления хлоридов и нейтрализации остатков кислоты.

Метод СР внедрен на всех новых фабриках Канады начиная с 1980 г Калатон (Северо-Западные территории), Кэролайн (Британская Колумбия), Детур-Лейк (Онтарио), Лэк-Шорт (Квебек), Киена (Квебек) и двух фабриках на руднике Хемло (Онтарио).

На определенном этапе (1984-1985) применение технологии «уголь в пульпе» при переработке углистых руд позволило вдвое увеличить производство золота в Австралии. Капитальные затраты на строительство установок для процесса «уголь в пульпе» составили от 250 тыс. до 6 млн австралийских долларов.

На всех новых предприятиях использован американский опыт применения процесса «уголь в пульпе». Специфическими трудностями

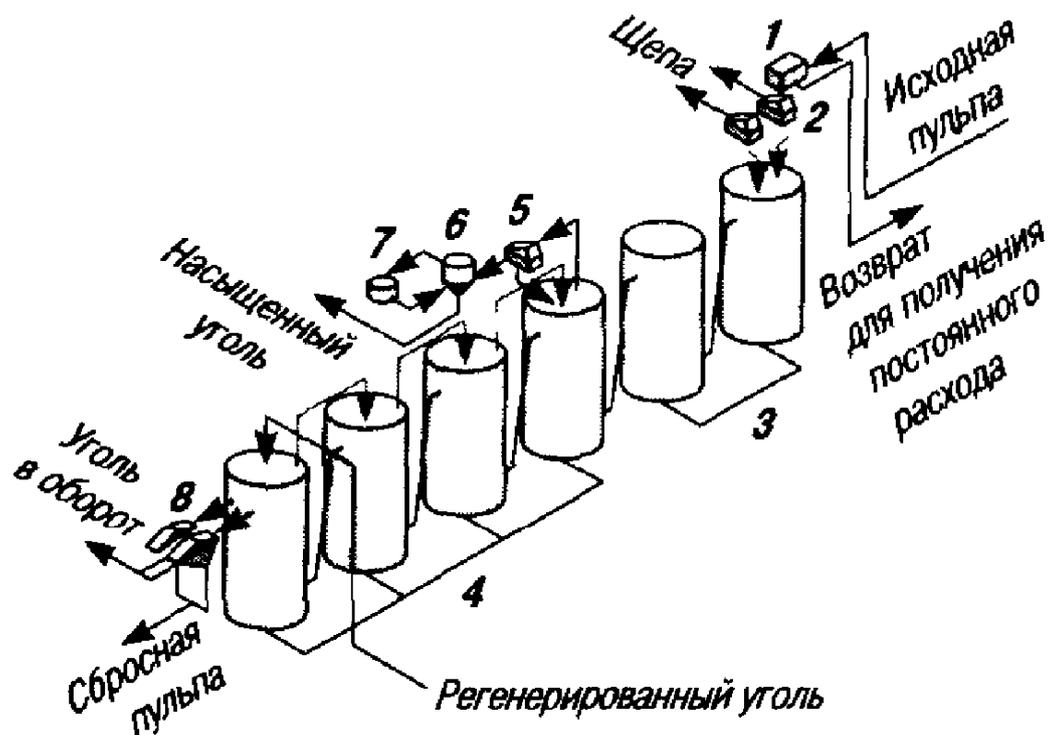
являются значительная удаленность предприятий от больших населенных пунктов и нехватка воды. В результате нехватки воды возможно загрязнение угля примесями, содержащимися в оборотной воде.

2.2.3 Сорбционное выщелачивание (CIL-процесс)

На рисунок 11 показано аппаратное оформление CIL-процесса, откуда видно, что в этом случае проводят предварительное выщелачивание (1-2 ступени) до начала сорбционного цианирования. Используют этот вариант угольно-сорбционной технологии в основном для переработки руд, содержащих значительные количества природных сорбентов.

Так, на фабрике Дзерритт-Кэниен фирмы «Фрипорт Гоулд» золото извлекают из окисленных углистых руд (запасы золота на этом месторождении составляют ~90 т). В сутки завод перерабатывает 1230 т углистых и 1230 т окисленных руд. Углистая руда содержит 10,3 г/т золота, окисленная — 6,8 г/т. Углистую руду предварительно окисляют воздухом и хлорируют для подавления сорбционной активности углистых соединений, затем, так же как и окисленную руду, направляют на сорбционное выщелачивание. Отделение угля, движущегося в противотоке с пульпой, осуществляют на виброгрохотах. Емкость угля по золоту в состоянии насыщения достигает 4,6 кг/т. Золото десорбируют горячим цианистым раствором и осаждают цинковой пылью. Уголь после промывки кислотой и реактивации возвращают в процесс.

Фирма считает, что при осаждении цинковой пылью золота теряется меньше, чем при электролизе.



1 - распределительная коробочка, обеспечивающая постоянный расход пульпы, 2 - грохоты-шепоотделители, 3 - пачуки предварительного цианирования, 4 - пачуки сорбционного цианирования; 5 - грохот для отделения насыщенного угля, 6 — емкость для насыщенного угля, 7- емкость для кислоты; 8 - контрольные грохоты

Рисунок 11- Схема цепи аппаратов отделения сорбции (СЦЛ-процесс) с двумя ступенями предварительного цианирования:

Выбор и обоснование технологической схемы переработки данной руды.

Выбор качественной схемы зависит от химического состава, рационального состава, минерального состава, крупности и характера вкрапленности минералов, соединения ценных компонентов в самой руде, требования к качеству продуктов, комплексности переработки, рентабельности, экономичности.

Руда является труднообогатимой, что обусловлено:

- тесной ассоциацией золота с сульфидами (пиритом и арсенопиритом), что требует более тонкого измельчения и применения специальных методов переработки;
- разнообразием форм и размеров золота.

Получение кондиционного золотосодержащего концентрата из перерабатываемой руды сопряжено с определенными трудностями. Обусловлено это вещественным составом и некоторыми свойствами данной руды: весьма тонкая вкрапленность золота в сульфидах, большое разнообразие минералов и соединений и высокое требование к содержанию кремния. Это предопределяет необходимость перечистки концентрата.

Измельчение проводится в мельницах мокрого самоизмельчения. Для второй стадии измельчения применяем мельницы шаровые с центральной разгрузкой. Они широко применяются для получения тонкого слива (90% -0,074мкм).

Полученный тонкий продукт после измельчения направляется на отсадку. Отсадка проводится с целью отделения крупного золота, которое плохо растворяется в цианиде и теряется с хвостами сорбционного выщелачивания. В результате отсадки получают концентрат и хвосты.

Хвосты отсадки направляются в специальный классификатор. Он устанавливается для выделения готового к дальнейшим переделам класса. Пески классификатора доизмельчаются во второй стадии измельчения, а слив идет на сгущение.

Сгущение проводится для предварительного обезвоживания пульпы перед сорбционным цианированием.

Применение сорбционного цианирования позволяет устранить из технологической схемы громоздкую и дорогостоящую операцию фильтрования, обеспечивает высокое извлечение мелкого золота, за счет введения углы в пульпу, в результате чего резко снижается концентрация золота в растворе. В результате, получают насыщенный золотом уголь и отвальные хвосты с низким остаточным содержанием по ценным компонентам.

Далее проводится операция регенерации углы с целью повторного его использования и отделения золота. Затем золотосодержащий раствор направляется на осаждение Золота, затем золотосодержащий осадок идет на

операцию электролиз. Процесс электролиза является наиболее совершенным методом осаждения золота, обеспечивая получение продукции с высоким содержанием золота и серебра и уменьшает расход реагентов. Катодный осадок отправляется на аффинаж.

Концентрат отсадки направляется на перерешивку на концентрационном столе. Эта перерешивка необходима для перевода свободного золота в гравиконоцентрат, а также получения хвостов перерешивки.

Далее гравиконоцентрат направляется на пирометаллургическую переработку с получением черного золота, которое далее отправляют на электролиз. Катодное золото направляется на плавку с получением готовой продукции (слитки).

2.4 Описание технологической схемы

В основе технологической схемы переработки руды и «лежалых» хвостов месторождения «Мурунтау» лежит угольно-сорбционный метод с получением лигатурного золота.

Рекомендуемая технологическая схема представлена на рисунке 12. Она включает в себя следующие основные технологические операции:

- рудоподготовку руды, которая включает в себя трехстадиальное дробление с промежуточным грохочением по классу минус 10 мм после первой стадии дробления, двухстадиальное измельчение с классификацией в спиральных классификаторах в первой стадии, щепоулавливание и сгущение пульпы;
- предварительное цианирование сгущенного продукта;
- сорбционное выщелачивание;
- грохочение насыщенных углей;
- десорбцию насыщенных углей с получением катодного осадка золота;
- кислотную обработку обеззолоченного угля с последующими термической реактивацией, грохочением и озолением класса минус 0,8 мм.

2.4.2 Гидрометаллургическая переработка руды

2.4.2.1 Предварительное цианирование и сорбционное выщелачивание сгущенного продукта

Сгущенная до плотности 40,0 - 45,5 % пульпа поступает на сорбционное выщелачивание с использованием процесса «CIP»^{1*}, где происходит растворение благородных металлов и их сорбция на активированный уголь. Для повышения емкости сорбента поступающую на сорбцию пульпу подвергают предварительному цианированию.

Подача 10 - 15 %-ного раствора цианида производится из расходной емкости с объемом обеспечивающим его сменный запас.

Насыщенный уголь отделяется от пульпы на виброгрохоте и направляется на регенерацию. Хвостовая пульпа после контрольного грохочения на барабанном (или вибрационном) грохоте поступает на обезвреживание и сбрасывается в хвостохранилище.

Основные параметры процессов сорбционного выщелачивания, грохочения насыщенного угля и контрольного грохочения хвостов сорбции представлены в таблице 5.

Таблица 5 – Основные параметры процессов сорбционного выщелачивания, грохочения насыщенного угля и контрольного грохочения хвостов сорбции

Параметры процессов	Значения
<i>Сорбционное выщелачивание</i>	
<i>1</i>	<i>2</i>
Поток пульпы, м ³ /ч	110,0 - 130,0
Массовая доля твердого в питании сорбции, %	40,0 - 45,0
Продолжительность процесса, ч	24
Необходимая вместимость аппаратов сорбции, м ³	9500
Рабочий объем одного аппарата, м ³	320
Количество аппаратов сорбции, шт	30
Размер отверстия на сетке дренажного устройства, мм	0,8
Расход воздуха на один аппарат сорбции, м ³ /мин	4,0
Давления воздуха, МПа	0,1
Объемная доля угля в пульпе, % (л/м ³)	3,5 - 4,0 (35 - 40)
Единовременная загрузка угля в аппараты сорбции, м ³ (т)	6,5 - 7,5 (13 - 15)
Рекомендуемая марка угля	ИГИ-С(0,8-2 мм)
Продолжение таблицы 5	
1	2
Поток сорбента, л/ч (кг/ч)	100,0 (50,0) - 120 (60,0)
Емкость угля по золоту, г/кг	3,0 - 4,0

CIP- carbon in pulp (угольвпульпе)

Потери угля на 1 т руды, г	90
Продолжительность пребывания угля на сорбции, ч	240
Содержание золота в жидкой фазе хвостовой пульпы, г/м ³	не более 0,05
Содержание золота в твердой фазе хвостовой пульпы, г/т	не более 1,1
Концентрация реагентов в жидкой фазе, г/л:	
NaCN	0,2 - 0,6
CaO	0,15 - 0,3
Плотность пульпы в последнем агитаторе сорбции, %	38,0 - 39,0
Объем угля, поступающего на десорбцию, т/сут. (м /сут.)	1,1 (2,2)
Расход реагентов, кг/т руды:	
NaCN	0,9
CaO	2,0
<i>Грохочение насыщенного угля</i>	
Тип грохота	Вибрационный
Удельная нагрузка по углю, ч ⁻¹	не менее 0,5
Размер отверстий сита, мм	0,63×0,63
<i>Контрольное грохочение хвостов сорбции</i>	
Тип контрольного грохота	Барабанный, вибрационный
Производительность по пульпе, м ³ /ч	не менее 150,0
³ 2	15,0
Удельная нагрузка по пульпе, м / (м -ч)	
Размер отверстий просеивающей поверхности, мм	0,63×0,63
Расход воды, м ³ ч	1,0

2.4.2.2 Десорбция насыщенного угля и электролитическое выделение благородных металлов из элюатов

Технологическая схема десорбции благородных металлов с насыщенного угля и электролитическое выделение золота и серебра из элюатов включает следующие операции:

- отмывку насыщенного угля от шламов водой;
- десорбцию золота и серебра с угля, осуществляемую пропусканием через слой угля горячего раствора NaOH;
- фильтрацию элюата;
- электролитическое осаждение золота и серебра из товарного элюата.

Особенностью схемы установки десорбции является использование

«IPS-метода», т. е. процесс десорбции золота с угля и электроосаждение золота осуществляются одновременно при циркуляции щелочного раствора через десорбер и электролизер. Основные параметры процесса десорбции представлены в таблицеб.

Таблица 6 - Основные параметры процесса десорбции

Параметры	Значения
Величина рН, ед	более 13,5
Температура десорбции, °С	110 - 150
Скорость циркуляции растворов между колонной десорбции и электролизером, м ³ /ч	3,0 - 5,0
Масса угля в колонне, т	2,0 - 3,0
Напряжение на электролизере, В	2,0 - 3,0
Сила тока, А	не более 450,0
Продолжительность нагрева до 100 - 110 °С, ч	1,5 - 4,0
Продолжительность цикла десорбция-электролиз, ч	9,0 - 14,0
Проектная производительность установки десорбции по углю, т/сут.	2,0

2.4.2.3 Реактивация обеззолоченного угля

При элюировании благородных металлов десорбируется также и основная масса примесей (медь, железо и др). Однако часть их и, прежде всего кальций и органические вещества, остаются на угле, снижая его сорбционную активность. Кальций находится в фазе угля в виде карбоната, забивающего поры угля. Для удаления этого соединения уголь обрабатывают разбавленным раствором соляной кислоты. Растворы кислотной обработки после нейтрализации и обезвреживания сбрасываются в хвостохранилище.

Сорбированные на угле органические вещества (гумусовые и т. п.) разрушают термической обработкой (прокалкой) угля при 600 - 800 °С в течение 0,5 - 1 ч без доступа воздуха в барабанных вращающихся печах. После охлаждения и отсева мелких фракций на грохоте регенерированный уголь возвращают на сорбцию. Мелкую фракцию угля, в свою очередь, подвергают озоленю. Зола отправляется в голову процесса для доизвлечения содержащихся в ней благородных металлов.

3 Безопасность жизнедеятельности

3.1 Проектные решения по охране труда

Данный раздел содержит комплекс инженерных проектных решений социального характера, имеющих целью создание в проектируемом цехе наиболее благоприятных условий труда, надлежащего санитарно-бытового обеспечения работающих и защиты окружающей среды.

5.1.1 Объемно-планировочные решения зданий завода

В соответствии с требованиями санитарных норм для предприятия, в состав которого входит проектируемый цех, технологические процессы в котором являются источниками выделения производственных вредностей в окружающую среду, предусматривается установление санитарно-защитной зоны, размер которой составляет 1000 м (1 класс).

Завод располагается с подветренной стороны по отношению к жилому массиву.

Главные входы и въезды на территорию завода располагаются со стороны основных подходов подъезда трудящихся.

Расстояние от рабочих мест до пункта питания не превышает 500 м при обеденном перерыве 1 час.

Пол основных рабочих площадей покрыт стальными плитами, пол вспомогательных рабочих площадей и переходов выложен из стальных листов. Рабочие площади на высоте более 0,6 м от пола, лестницы, проемы, люки канавы, переходные мосты ограждаются перилами высотой 1,2 м со сплошной обшивкой пониже на высоту 0,2 м. Поверхность полов производственных помещений должна быть удобной для очистки, горизонтальной и ровной, без порогов и выступов. Допускается уклон для удаления стоков.

Для периодического отдыха рабочих предусмотрены места отдыха, расстояние от которых до рабочего места составляет не менее 50 м.

3.2 Анализ опасных и вредных производственных факторов при выполнении опасных операций

3.2.1 Анализ потенциально опасных и вредных факторов производственной среды

При проведении производственного процесса могут проявляться потенциально опасные и вредные факторы, в результате воздействия которых возможно возникновение несчастных случаев, либо заболеваний. Производственные операции процесса регенерации связаны с применением серной и соляной кислот, растворов цианидов. Практически каждый процесс регенерации ионита сопровождается выделением паров синильной, соляной и серной кислот.

Наибольшую опасность в схеме регенерации смолы представляет цианистый натрий. Цианистый натрий – сильно действующее ядовитое вещество, при попадании внутрь организма вызывает смерть, вследствие паралича дыхательных путей. Смертельная доза при попадании внутрь организма 0,1 грамм. При гидролизе цианистого натрия образуется синильная кислота, которая также является сильнодействующим ядовитым веществом, кроме того, синильная кислота в смеси с воздухом образует опасную смесь. Раствор цианистого натрия при попадании на кожные покровы может вызвать химические ожоги.

Предельно – допустимые концентрации (ПДК) в воздухе рабочей зоны согласно ГОСТ 12.1.005 – 88:

- паров синильной кислоты 1 мг/м³;
- хлористого водорода 5 мг/м³;
- синильной кислот 0,3 мг/м³.

Для разработки мероприятий, обеспечивающих защиту работающих от опасных и вредных производственных факторов, был выполнен анализ условий труда, представленный в таблице 26.

Таблица 26 – Анализ опасных и вредных факторов

Операция технологического процесса	Оборудование	Опасные и вредные факторы
------------------------------------	--------------	---------------------------

Очистка от илов	Регенерационная промывочная колонна	- опасный уровень напряжения в электрической цепи: U = 380 В, I = 10 А, F = 50 Гц - повышенная загазованность воздуха рабочей зоны: C _{HCN} = 0,4 мг/м ³ , ПДК _{HCN} = 0,3 мг/м ³
Цианистая обработка	Пачук	- движущиеся части механизма - опасный уровень напряжения в электрической цепи: U = 380 В, I = 10 А, F = 50 Гц - повышенная загазованность воздуха рабочей зоны: C _{HCN} = 0,4 мг/м ³ , ПДК _{HCN} = 0,3 мг/м ³
Отмывка от цианида	Регенерационная колонна	- движущиеся части механизма - опасный уровень напряжения в электрической цепи: U = 380 В, I = 10 А, F = 50 Гц - повышенная загазованность воздуха рабочей зоны: C _{HCN} = 0,4 мг/м ³ , ПДК _{HCN} = 0,3 мг/м ³ - повышенная температура в колонне: T _{норм} = 45 °С, T _{нар} = 50 – 60 °С
Кислотная обработка	Регенерационная колонна	- движущиеся части механизма - опасный уровень напряжения в электрической цепи: U = 380 В, I = 10 А, F = 50 Гц - повышенная загазованность воздуха рабочей зоны: C _{HCN} = 0,4 мг/м ³ , ПДК _{HCN} = 0,3 мг/м ³ - повышенная температура в колонне: T _{норм} = 45 °С, T _{нар} = 50 – 60 °С
Сорбционное выщелачивание	Пачук	- движущиеся части механизма - опасный уровень напряжения в электрической цепи: U = 380 В, I = 10 А, F = 50 Гц - повышенная загазованность воздуха рабочей зоны: C _{HCN} = 0,4 мг/м ³ , ПДК _{HCN} = 0,3 мг/м ³

3.2.2 Разработка мер защиты от выявленных опасных и вредных факторов

Меры защиты от выявленных опасных и вредных факторов производственной среды представляют собой инженерные разработки, обеспечивающие механизацию и автоматизацию производственных процессов.

Технические меры защиты от выявленных потенциально – опасных производственных факторов и их характеристики представлены в таблице 27.

Таблица 27 – Технические меры защиты от потенциально – опасных и вредных факторов

Опасные и вредные факторы	Защитное устройство	Тип устройства	Параметр и его характеристики
---------------------------	---------------------	----------------	-------------------------------

Повышенная температура регенерационной колонны	Теплоизолирующий материал, обшивка тканевым материалом	Маты	Толщина слоя изоляции 50 – 60 мм
Электрический ток	Защитное заземление	По контуру	$R_3 = 4 \text{ Ом}$
Движущиеся части и механизмы	Защитные ограждения	Стальные кожухи, перила, поручни	
Повышенная загазованность воздуха	Местная вытяжная вентиляция	Двубортовый отсос	$V = 3 \text{ м/с}$ $Q = 1000 \text{ м}^3/\text{мин}$
Ожоги растворами кислот	Индивидуальные средства защиты		

3.3 Разработка мер пожарной безопасности

В комплекс противопожарных мероприятий входят меры предупреждения возникновения пожаров, ограничения распространения огня при возникновении пожара, создании условий для успешной эвакуации людей из горящего здания и обеспечение условий для быстрой локализации и тушения пожаров.

С целью предупреждения пожаров и ограничения распространения огня предусматривают необходимую площадку, разделяемую противопожарными преградами в соответствии с нормами этажности зданий, а также разрабатывают проектные решения по охране легковоспламеняющихся и горячих материалов. По степени огнестойкости помещения цеха относятся ко второй категории, так как несущие стены кирпичные (предел огнестойкости 2 часа), перекрытия железобетонные (предел огнестойкости 1 час), полы цементные (предел огнестойкости 0,25 часа). По характеристике веществ, находящихся в помещении, главный корпус относится к пожароопасной категории В.

СНиП 2-2-80-[20] устанавливает область применения противопожарного преград. К ним относятся противопожарные стены, перегородки, двери, ворота, люки и окна. В противопожарных стенах допускается устраивать вентиляционные и дымовые каналы, так чтобы в местах их размещения предел огнестойкости

пожарной стены был не менее 2,54. Проектом не предусмотрена автоматическая пожарная сигнализация, а предусмотрена установка ручных пожарных извещателей ИПР. Также предусмотрен водопровод высокого давления. В каждом отделении имеются пожарные краны, они устанавливаются на высоте 1,35 м. Над полом преимущественно выходов из помещений в вестибюлях, в коридорах или проходах. Они должны размещаться в специальных шкафчиках и снабжаться специальными рукавами длиной 10 м со стволами. Количество Эвакуационных выходов должны располагаться рассредоточено. Ширина выходов 3,6 м, ширина дверей 1,1 м, допустимое расстояние от наиболее удаленного места до ближайшего эвакуационного выхода 240 м.

3.4 Технические решения по производственной санитарии и санитарно-бытовым помещениям

Для удовлетворения санитарных и бытовых нужд работающих в проекте цеха предусматривается строительство специальных помещений. Санитарно-бытовые помещения на плане цеха располагаются таким образом, чтобы исключить воздействия на эти помещения вредных производственных факторов.

Данные расчета площадей помещении санитарно-бытового и административного комплекса приведены в таблице 23.

Таблица 23 – Данные расчета площадей санитарно – бытового значения

Назначение расчетной площади	Наименование бытового устройства и норма на одного человека, шт.	Норма площади на одного человека по СНиП, м ²	Количество человек, на которое ведется расчет	Всего площади, м ²
Гардеробные	Шкаф 50×40	1,1	250	275
Душевые	Кабина 0,9×0,9	1,2	40	48
Преддушевые	Скамейка 0,3×0,4	0,12	40	4,8
Умывальные	1 кран на 20 человек	0,65	40	26
Уборные	Кабина 1,2×0,9	2	20	4
Помещения для		0,2	40	8

отдыха				
Помещения общего питания	Буфет, одно место на 4 человека	1	40	40
Помещения управления		4	38	152
Итого	-	-	-	593,8

3.4.1 Отопление и вентиляция

Отопление и вентиляция выбираются исходя из категории выполняемых в цехе работ, характеристики производственных помещений и тяжести. Данные расчета сводятся в таблицу.

Для различных периодов года указываются способы обеспечения установленных параметров воздушной среды.

В каждом случае дается обоснование выбранных систем отопления, вентиляции, кондиционирования воздуха.

Необходимость отопления производственных помещений обосновывается расчетом (по укрупненным показателям) теплового баланса в них.

Значения принятых допустимых параметров воздушной среды в рабочей зоне производственных помещений представлены в таблице 24.

Таблица 24 – Значение принятых допустимых параметров воздушной среды в рабочей зоне производственных помещений проектируемого завода

Характеристика производственных помещений по избыточным тепловыделениям более или менее 20 ккал/(м ³ ×ч) или 84 кДж/(м ³ ×ч)	Категория работ по тяжести	Период года (холодный, теплый)			Температура воздуха в непостоянных рабочих местах, °С
		На постоянных рабочих местах			
		Тем-ра воздуха, °С	Относит-ая влажность воздуха, %	Скорость движения, %	
Холодный период					
менее 84	2а	17 – 23	не > 75	0,2	18 – 20
Теплый период					
менее 84	2а	18 – 27	не > 65	0,2	21 – 23

3.4.2 Естественное освещение

Учитывая высокую биологическую и генетическую ценность естественного света, в проекте он используется максимально.

Естественное освещение предусматривается для помещений с постоянным пребыванием в них людей. Использование в проекте совместного освещения обоснованы в соответствии с требованиями СНиП 23 – 05 – 95.

Исходя из конструктивного решения здания проектируемого завода, устанавливается принятая для каждого пролета система естественного освещения (боковое, верхнее, комбинированное).

3.4.3 Искусственное освещение

В соответствии с установленными выше (при проектировании естественного освещения) разрядами выполняемых в цехе работ по зрительной характеристике, определяются подразряды работ и устанавливаются значения освещенности рабочих поверхностей в производственных помещениях. Все данные расчетов искусственного освещения проектируемого завода представлены в таблице 25.

Таблица 25 – принятые значения освещенности на проектируемом заводе

Наименование пролета, участка, рабочего места и вспомогательных помещений	Разряд зрительной работы	Подразряд зрительной работы	Освещенность и коэффициент запаса		
			Система комбинированного освещения	Система общего освещения	Коэффициент
Производственное помещение	IV	Б	200	150	1,2

Расчет искусственного освещения производится следующим образом.

Рассчитывается индекс помещения i по формуле (22):

$$i = \frac{A \times B}{(A + B) \times H'} \quad (22)$$

где A – ширина помещения, м;

B – длина помещения, м;

H_p – высота помещения, м;

$$i = \frac{30 \times 144}{(30 + 144) \times 12,6} = 1,97.$$

На металлургических предприятиях рекомендуется применение светильников типа ДРЛ (дуговые ртутные лампы).

Техническая характеристика:

- мощность 1000 Вт;
- световой поток 55000 лм.

Для светильников ДРЛ коэффициент использования осветительной установки принимается равным 0,59 (для коэффициентов отражения светового потока потолком и стенами равны соответственно: $\rho_{\text{п}} = 0,7$ $\rho_{\text{с}} = 0,5$).

Далее рассчитывается количество светильников $N_{\text{св}}$ по формуле (23):

$$N_{\text{св}} = \frac{E_{\text{н}} \times S \times z \times K_{\text{з}}}{n \times \eta \times \Phi_{\text{л}}}, \quad (23)$$

где $N_{\text{св}}$ – число светильников, шт;

$E_{\text{н}}$ – нормируемое значение освещённости, лк;

S – площадь помещения, м²;

z – коэффициент минимальной освещённости;

$K_{\text{з}}$ – коэффициент запаса;

n – количество ламп в одном светильнике, шт;

η – коэффициент использования светового потока;

$\Phi_{\text{л}}$ – световой поток лампы, лм.

$$N_{\text{св}} = \frac{150 \times 4320 \times 1,2 \times 1,8}{1 \times 0,7 \times 5500} = 37 \text{ шт.}$$

Суммарная мощность светильных установок считается по формуле (24):

$$P_{\text{сум}} = P_{\text{л}} \times N_{\text{св}} \times n, \quad (24)$$

где $P_{\text{сум}}$ – суммарная мощность светильных установок, Вт;

$P_{\text{л}}$ – мощность одной лампы, Вт.

$$P_{\text{сум}} = 1000 \times 37 = 37 \text{ кВт.}$$

3.5 Решения по охране окружающей среды и рациональному использованию природных ресурсов

В настоящее время экологические вопросы становятся все острее, потому что человечество стоит на грани экологической катастрофы. Одним из загрязняющих окружающую среду производств относится цветная металлургия. Немалую роль в вопросе уменьшения экологической нагрузки играет комплексное использование сырья и внедрение безотходной технологии производства.

В цехе сорбции и регенерации необходимо обратить особое внимание на состав газовой фазы. В ее состав входят такие опасные газы как пары синильной, соляной и серной кислот.

Улавливать вредные составляющие рекомендуется бортовым отсосом. Далее они поступают в кольцевой скруббер Вентури, где и происходит их нейтрализация посредством поглощения водной суспензией извести.

Схема очистки отходящих газов проектируемого производства, представлена на рисунке 14.

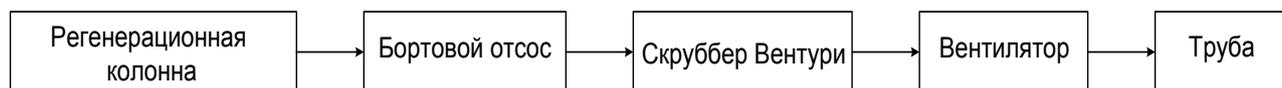


Рисунок 14 – Схема очистки отходящих газов

3.5.1 Расчет скруббера Вентури

Объем очищаемых газов составляет: $L_0 = 5000 \text{ м}^3/\text{ч}$. Необходимая степень очистки газов рассчитывается по формуле (25):

$$\eta = 1 - \frac{Z_2}{Z_1}, \quad (25)$$

где, Z_1 – концентрация хлора в газе на входе в скруббер, $\text{г}/\text{м}^3$;

Z_2 – концентрация хлора в газе на выходе из скруббера, $\text{г}/\text{м}^3$.

$$\eta = 1 - \frac{0,001}{0,05} = 0,98$$

Коэффициент газоулавливания можно определить из формулы (26):

$$N_{\text{г}} = \ln\left(1 - \frac{1}{\eta}\right), \quad (26)$$

$$N_{\text{г}} = \ln\left(1 - \frac{1}{0,98}\right) = 3,91$$

Для определения удельной энергии, затрачиваемой на газоулавливание, используется формула (27):

$$K_{\text{T}} = \frac{N_{\text{г}}}{B}, \quad (27)$$

где, B – некоторые коэффициенты.

$$K_{\text{T}} = 2835,6 \text{ кДж}/(10000 \cdot \text{м}^3)$$

Общее гидравлическое сопротивление скруббера можно найти, используя формулу (28):

$$\Delta P = K_{\text{T}} - P_{\text{ж}} \times m \times 1000, \quad (28)$$

где ΔP – общее гидравлическое сопротивление скруббера, кПа;

$P_{\text{ж}}$ – напор воды, кПа;

m – удельный расход воды, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Учитывая, что в расчётах $m = 1,2 \text{ дм}^3/\text{м}^3$ и задаваясь напором воды, равным 300 кПа, общее гидравлическое сопротивление скруббера равно:

$$\Delta P = 2835,6 - 300 \times 0,0012 \times 100 = 2799,6 \text{ кПа}$$

Для расхода орошающей воды служит формула (29):

$$M_{\text{В}} = V_1 \times m, \quad (29)$$

где $M_{\text{В}}$ – расход орошающей воды, $\text{м}^3/\text{с}$;

V_1 – расход газа, поступающего в скруббер, $\text{м}^3/\text{с}$.

Объёмный расход газов, поступающих в скруббер, можно рассчитать по формуле (30):

$$V_1 = V_0 \times \frac{\rho_0}{\rho_1}, \quad (30)$$

где V_0 – расход газа, $\text{м}^3/\text{ч}$;

ρ_0 – плотность газа, кг/м;

ρ_1 – плотность газа на входе в скруббер, кг/м.

Известно, что $V_0 = 5000 \text{ м}^3/\text{ч}$ и $\rho_0 = 1,31 \text{ кг/м}$.

Плотность входящего в скруббер газа при рабочих условиях можно определить по зависимости (31):

$$\rho_1 = \rho_0 \times 273 \times \frac{101,3 - P_2}{(273 + T_1) \times 101,3}, \quad (31)$$

где, P_2 – разряжение, создаваемое перед газоочисткой, кПа;

T_1 – температура поступающего газа, °С.

При температуре поступающего газа $T_1 = 60 \text{ °С}$ и разряжении перед газоочисткой $P_2 = 1,3 \text{ кПа}$, плотность входящего в скруббер газа будет равна:

$$\rho_1 = 1,31 \times 273 \times \frac{101,3 - 1,3}{(273 + 60) \times 101,3} = 1,060 \text{ кг/м}^3$$

Объёмный расход газов равен:

$$V_1 = \frac{5000 \times 1,31}{3600 \times 1,06} = 1,716 \text{ м}^3/\text{с}$$

Расход орошающей воды равен:

$$M_B = 1,716 \times 1,2 = 2,06 \text{ дм}^3/\text{с}$$

Температуру газов на выходе из скруббера можно определить, исходя из зависимости (32):

$$T_2 = (0,133 - 0,041 \times m) \times T_1 + 35 \quad (32)$$

$$T_2 = (0,133 - 0,041 \times 0,0012) \times 60 + 35 = 43 \text{ °С}$$

Объёмный расход газа на выходе из аппарата определяется по следующей формуле (33):

$$V_2 = V_0 \times \frac{\rho_0}{\rho_2}, \quad (33)$$

где, ρ_2 – плотность газа на выходе из скруббера, кг/м³.

Подставляя значения величин, можно найти, что объёмный расход газа на выходе из аппарата будет равен:

$$V_2 = \frac{5000 \times 1,31}{3600 \times 1,12} = 1,63 \text{ м}^3/\text{с}$$

Диаметр циклона-каплеуловителя определяется по формуле (34):

$$D = 1,33 \times \left(\frac{V_2}{W_1} \right)^{\frac{1}{2}}, \quad (34)$$

где D – диаметр циклона-каплеуловителя, м;

W_1 – скорость газа в циклоне-каплеуловителе, м/с.

В расчётах $W_1 = 1,5$ м/с. Тогда диаметр циклона-каплеуловителя равен:

$$D = 1,33 \times \left(\frac{1,63}{1,5} \right)^{\frac{1}{2}} = 1,39 \text{ м}$$

Высота циклона-каплеуловителя в 2,5 раза больше его диаметра:

$$H = 2,5 \times 1,39 = 3,47 \text{ м}$$

Гидравлическое сопротивление циклона-каплеуловителя можно найти из формулы (35):

$$\Delta p_{\text{ц}} = \xi_{\text{ц}} \times W_1^2 \times \frac{\rho_2}{2}, \quad (35)$$

где, $\xi_{\text{ц}}$ – коэффициент сопротивления циклона, принимается равным 32.

Плотность газов на выходе из трубы Вентури (принимая, что газы насыщены влагой, $d = 0,063$ кг/м³) рассчитывается по формуле (36):

$$\rho_2 = \frac{(1,31 + 0,063) \times 0,804 \times 273 \times (P_{\text{раб}} - P_2 - \Delta P_{\text{Т}})}{(0,804 + d) \times (273 + T_2) \times P_{\text{раб}}}, \quad (36)$$

где, $\Delta P_{\text{Т}}$ – сопротивление трубы Вентури, предварительно принимаемое равным 12 кПа.

$$\rho_2 = \frac{(1,31 + 0,063) \times 0,804 \times 273 \times (101,3 - 1,3 - 12)}{(0,804 + 0,063) \times (273 + 43) \times 101,3} = 0,955 \text{ кг/м}^3$$

$$\Delta p = 32 \times 2,52 \times \frac{0,955}{2} = 95,5 \text{ Па}$$

Диаметр трубы Вентури можно найти по формуле (37):

$$d_2 = 1,33 \times \left(\frac{V_2}{W_2} \right)^{\frac{1}{2}}, \quad (37)$$

где d_2 – диаметр горловины трубы Вентури, м;

V_2 – расход газа на выходе из скруббера, м/с;

W_2 – скорость газа в трубе, м³/с.

$$d_2 = 1,33 \times \left(\frac{1,63}{102,9} \right)^{\frac{1}{2}} = 0,167 \text{ м}$$

Выбираем скруббер Вентури ГВПВ-0,019 с габаритами 785×645×3140 мм и массой 175 кг.

Применение скруббера для нейтрализации отходящих газов обеспечивает защиту окружающей природной среды от вредных веществ, образующихся в ходе производственного процесса.

Принятые в проекте решения по планированию зданий цеха, отоплению и вентиляции, разработанные технические меры защиты от опасных и вредных факторов позволяют снизить производственный травматизм, повысить производительность труда и обеспечить соблюдение санитарных норм.

Заключение

Целесообразность реконструкции ЗИФ обусловлена следующими факторами:

- необходимостью вовлечения в переработку лежалых хвостов ЗИФ;
- высокая экономическая эффективность проектируемого производства;
- низкий объём капиталовложений;
- наличие трудовых ресурсов;
- оптимальное размещение с точки зрения минимизации транспортных расходов;
- обеспеченность водными и энергетическими ресурсами.

В данной работе разработан проект золотоизвлекательного завода с детальной разработкой цеха сорбционного выщелачивания. На основе сравнительного анализа существующих технологий переработки гравитационных концентратов разработана оптимальная аппаратурно-технологическая схема производственного процесса, рассчитаны полный материальный баланс и материальный баланс по схеме по

основному компоненту. Выполненные технологические и технические расчеты, подбор основного и вспомогательного оборудования, а также разработанные объемно планировочные решения показывают реальную возможность создания современного эффективного и экологически безопасного производства.

Расчет технико-экономических показателей строительства показал, что требуемые на внедрения данного проекта инвестиции окупаются за 0,95 года. Рентабельность продукции составила 45,97 %.

Основные финансово-экономические показатели позволяют считать данный проект достаточно эффективным и привлекательным с точки зрения выделения необходимых финансовых ресурсов.

При анализе разработанной технологической схемы выявлено, что она наиболее точно отвечает требованиям по безопасности жизнедеятельности и охране окружающей среды. Техничко-экономические показатели показывают эффективность внедрения разработанной технологии. В результате расчетов получена прибыль и рассчитана рентабельность проекта.

Список использованных источников

- 1 Металлургия благородных металлов И.Н. Масленицкий, Л.В. Чугаев, В.Ф. Борбат и др.; Под редакцией Л.В. Чугаева; Metallurgy. - М., 1987.
- 2 Металлургия благородных металлов: Учебник. В 2-х кн. / Ю.А. Котляр, М.А. Меретуков, Л.С. Стрижко - М.: МИСиС, Издательский дом «Руда и металлы», 2005.
- 3 Меретуков М.А. Активные угли и цианистый процесс. Издательский дом «Руда и металлы», 2007.
- 4 Меретуков М.А., Орлов А.М. Metallurgy благородных металлов. Зарубежный опыт. - М.: Metallurgy, 1991.
- 5 Стрижко Л.С. Metallurgy золота и серебра. - М.: МИСиС, 2001.
- 6 Организация производства на предприятиях цветной металлургии: Метод.указ. к выполнению курсовой работы Ю.С. Шашурин, Ю.Ю. Костюхин, О.О. Скрябин и др. - М.: МИСиС, 2006.

- 7 Виноградов В.Н. Учебное пособие по экономическим вопросам в дипломном проектировании. - М.: МИСиС, 1986.
- 8 Безопасность жизнедеятельности: Учеб.пособие В.Я. Бычков, А.Н. Варенков, А.В. Власюк и др.; Под редакцией Б.С. Мاستрюкова. - М.: МИСиС, 2003.
- 9 Безопасность жизнедеятельности: Учеб.пособие для выполнения домашних заданий Е.П. Потоцкий, Н.В. Гриценко, Н.В. Мануев; Под редакцией Л.С.Стрижко. - М.: МИСиС, 1993.
- 10 Бринза В.Н. Охрана труда и окружающей среды: Учеб.пособие для практических занятий. - М.: МИСиС, 1986.
- 11 СНиП 23-05-95. Естественное и искусственное освещение. - М.: Стройиздат, 1995.
- 12 Каретникова Н.В., Ртищева Г.А. Методические рекомендации по оформлению дипломной работы и пояснительной записки к дипломному проекту. - М.: МИСиС, 2007.
- 13 Ладейщиков В.В. Гидрометаллургия золота. - М.: Наука, 1980.
- 14 Переработка вторичного сырья, содержащего драгоценные металлы Под редакцией Ю.А. Карпова. - М.: Гиналмаззолото, 1996.
- 15 Плаксин И.И. Metallургия золота, серебра и платины. - М.: Госметаллургиздат, 1958.
- 16 Бусев А.И., Иванов В.М. Аналитическая химия золота. - М.: Наука, 1973.
- 17 Извлечение металлов и неорганических соединений из отходов Под редакцией Н.М. Эммануэля. - М.: Metallургия, 1985.
- 18 ГОСТ 28058-89 Золото в слитках. Технические условия. – М.: Изд-во стандартов, 1990.