

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РФ

**Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего профессионального образования**

**ДОНСКОЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ДГТУ)**

Факультет Энергетики и нефтегазопромышленности

Кафедра Автоматизация и математическое моделирование в нефтегазовом
комплексе

Конспект лекций

По дисциплине Современные направления в развитии технологии добычи
полезных ископаемых

По направлению 150404 Автоматизация технологических процессов и
производств

Форма обучения заочная.

Ростов-на-Дону

2023

Введение

Добыча полезных ископаемых – одна из важнейших сфер деятельности,

призванная обеспечить сырьём многие отрасли промышленности, строительство, транспорт и энергетику. Начиная с древнейших времён, она позволяет извлекать газообразные, жидкие и твёрдые природные ресурсы с поверхности Земли, а также из её недр, а начиная с середины прошлого века – со дна морей и океанов.

- Наибольшие природные запасы золота сосредоточены на Дальнем Востоке и в Якутии.
- Углеводородами больше всего богат Ямало-Ненецкий автономный округ. Частично они есть в Татарстане, Башкортостане, Удмуртии, Оренбургской области, на территории бассейна реки Волги и на острове Сахалин.
- Серебро в значительных количествах присутствует на территории Восточной Сибири и в горах Урала.
- Нерудные строительные материалы обнаружены в Восточной Сибири.
- Большая часть каменного угля залегает за Уральским Хребтом.
- Горючие сланцы находятся в районах, прилегающих к Балтийскому морю.
- Железная руда обнаружена на Балтийском щите, в Курской области и на Кольском полуострове.
- Запасы урана присутствуют в Забайкалье.
- Алюминием богат Урал и Западная Сибирь.
- Цветные металлы сконцентрированы на Таймыре и на востоке Сибири.
- Драгоценные и полудрагоценные камни распространены в горных массивах Урала, Алтая и Саян.

Однако необходимо отметить, что большинство природных ресурсов расположено в труднодоступных районах и отличаются низким содержанием полезных компонентов.

Основные способы добычи

В зависимости от глубины залегания минеральных ресурсов избирают тот или иной способ их добычи:

- Карьерный или открытый способ. С его помощью добывают металлическую руду, нерудные строительные материалы, уголь. Это самый экономичный, но в то же время достаточно сильно воздействующий на почву способ. Что в дальнейшем снижает её плодородность и вредно влияет на окружающую среду.
- Шахтный или подземный способ. Его также называют закрытым. Этот способ применяют при глубинном залегании минерального сырья, руд и полиметаллов. Его недостатком являются значительные затраты и высокий уровень производственного риска для шахтёров и горняков.
- Открыто-подземный или комбинированный способ. Фактически он сочетает в себе первые два и используется в тех случаях, когда полезные ископаемые залегают как на поверхности, так и в глубине земной коры.
- Скважинный или геотехнологический способ. Применяется для извлечения сырья, пребывающего в жидком или газообразном состоянии. Обычно с его помощью из пробуренных скважин добывают нефть и газ, серу и литий, уран и фосфор, прибегая к выщелачиванию, осаждению и плавлению. Для того чтобы затем по трубам извлекать столь нужные в народном хозяйстве минеральные ресурсы.
- Дрожный способ. Он сочетает в себе добычу и обогащение полезных ископаемых. Чаще всего к нему прибегают при освоении россыпей алмазов, золота, касситерита и платиноидов.

Обзор способов добычи полезных ископаемых.

Все полезные ископаемые, которые залегают на поверхности Земли или сравнительно неглубоко, добывают, как правило, открытым способом - из котлованов, именуемых в горном деле карьерами или разрезами. Большие карьеры достигают протяженности в несколько километров и глубины в сотни метров.

Открытым способом добывают почти все строительные материалы и торф, примерно $2/3$ руд (больше всего железных и медных), примерно $1/3$ угля.

Для добычи твердых полезных ископаемых, залегающих на большой глубине, сооружают подземные предприятия - шахты.

Жидкие полезные ископаемые, и природный газ извлекают из земных недр с помощью скважин, по трубам. Этим же способом удается добыть часть каменной соли и серы. Соль предварительно растворяют под землей, накачивая в скважину воду, а серу расплавляют горячим паром.

Иногда даже некоторые цветные металлы (литий, медь) извлекают из-под земли с водой. Легчайший металл литий, например, добывают из минеральных вод, в которых растворены его соединения. А на Дегтярском руднике на Урале из подземных вод осаждают медь. Она растворилась в воде благодаря особым бактериям, превратившим нерастворимые соединения меди с серой в растворимую сернокислую медь - медный купорос. Еще в прошлом веке великий русский химик Менделеев выдвинул идею извлечения из-под земли по скважинам каменно-

го угля, превращенного предварительно в горючий газ.

Многолетние опыты, проведенные в советское время в угольных бассейнах, доказали, что в принципе это возможно.

Германий считают выгодным добывать из золы тепловых электростанций. Этот сверхрассеянный металл был когда-то собран из почвы растениями, превратившимися потом в каменный уголь.

Из года в год добыча полезных ископаемых растет. Особенно быстро развивается сейчас добыча открытым способом и добыча с помощью скважин.

Сейчас человечество извлекает за год из недр Земли более 1 млрд. т железной руды, более 2 млрд. т нефти, более 2,5 млрд. т угля, миллиарды тонн строительных материалов и других полезных ископаемых.

1. Современная добыча золота

В наши дни добыча золота перестала быть похожа на азартную игру, какой была во времена знаменитых золотых лихорадок в 19 веке, когда тысячи золотоискателей разорялись и гибли, а единицы сказочно богатели. Она постепенно переродилась в нормальное предприятие с хорошей бухгалтерией, с учетом всех затрат и результатов. Золотодобывающие компании теперь точно знают, каковы их издержки в расчете на тонну переработанной руды и на унцию добытого золота. Геологоразведочные работы на золото проводятся теперь по всем известным науке правилам, с использованием дорогостоящей техники и высокоточного оборудования.

Современная добыча золота это совместный труд людей многих профессий, которые участвуют в разведке и разработке месторождений. Можно выделить пять основных этапов подготовки месторождений к производству золота:

- 1) первичная разведка и определение границ месторождения.
- 2) проведение анализа металлургических проб и экономические расчеты.
- 3) работы по развитию месторождения, с последующей передачей его в промышленную эксплуатацию.
- 4) покупка или аренда золотоносных площадей земли.
- 5) строительство современного предприятия по добыче золота – рудника.

Золото в наши дни добывается в основном из истощенных россыпных месторождений или на большой глубине. Если 100 лет назад из россыпных

месторождений добывалось порядка 90% золота, то уже в 70-е годы прошлого столетия доля добычи из них золота составляла около 5% от всего добываемого мирового золота.

Россыпное золото добывают в основном гидравлическим способом или с помощью драг. Суть гидравлического способа заключается в том, что вода под большим давлением, размывая породу, отделяет от нее золото. Драга представляет собой плавучее горно-обоганительное сооружение, оснащенное системой черпаков поднимающих со дна водоемов породу, которая промывается, в результате чего осаждается золото.

Для извлечения золота из руд применяют несколько способов, основным из которых по сегодняшний день остается цианирование. Цианирование основано на растворении золота в водных растворах цианистых щелочей. Золотоносную руду насыпают на водонепроницаемую поверхность и обрабатывают растворами цианидов, которые, проникая в золотоносную породу, растворяют золото. Затем золотосодержащий раствор поступает в специальные колонны, в которых золото осаждается, а очищенный раствор цианида вновь используется в процессе цианирования.

В наше время золото нередко добывают из руд, в которых основными полезными ископаемыми являются разные цветные металлы, например такие как: серебро, медь, цинк, свинец. В этом случае издержки производства на добычу золота как попутчика могут быть значительно меньше и зависят от цены добываемого основного металла. При попутной добыче золота усложняется только переработка руды, так как она содержит не один, а несколько металлов, а сам процесс горных работ не претерпевает каких-либо значительных изменений.

Из 70 стран мира, добывающих золото, только 12 могут считаться настоящими добытчиками. Самые крупные золотоносные районы: Южная Африка, Австралия, Канада, США и Россия. Золото в Южной Африке добывают на глубине свыше 3 км и это не предел. Все идет к тому, что скоро в ЮАР добыча золота будет вестись на глубине уже около 5 км.

2. Современные методы добычи серебра

Серебро как и другие природные ресурсы не безграничны. Спрос на серебро с каждым годом все время растет, а добывающие компании не успевают его удовлетворить. Мировых запасов серебра остается еще очень немного. Близится время, когда серебро скоро станет дороже золота. По подсчетам многих экспертов мировых запасов серебра хватит еще на 22 года. В недалеком будущем серебро незаслуженно забытое и стоящее намного дешевле золота, вновь приобретет статус дорого металла. По данным некоторых специалистов оно может стать дороже золота в несколько раз. По подсчетам геологической службы США на сегодняшний день мировые запасы серебра составляют 512 тысяч тонн. Страны, которые располагают наибольшими запасы серебра, являются: США (5%), Мексика (7%), Китай (8%), Австралия и Польша (по 14%), Чили (14%), Перу (23%). Почти все серебро будет изъято из земли, ученым необходимо будет разрабатывать способы добычи серебра из мирового океана. На сегодняшний день такой способ добычи металла считается очень дорогим с экономической точки зрения.

80 процентов добываемого серебра добывается для промышленного, а не для ювелирного использования. Серебро является самым проводящим и отражающим металлом на земле, поэтому его часто используют в электронном оборудовании и в качестве изоляционного покрытия.

Горнодобывающая компания производит серебряные слитки от 93 - 97 % в которых составляет чистое серебро. Потом она поставяет слитки на перерабатывающий завод, на котором серебро очищают для промышленных целей.



Добыча серебра начинается глубоко под землей, где геологи проверяют поверхность шахты специальным устройством. Это устройство показывает содержание до 40 различных элементов, включая серебро.



Серебро в не обработанном виде имеет темно – серый, а не серебристый цвет. Серебристые вкрапления, которые мы можем видеть на самом деле цинк, а не свинец.

Шахтеры сверлят отверстия в богатых серебром участках, в которых отметили геологи. И помещают внутрь взрывчатку. После взрыва на поверхность выносят осколки скалы - руду. Затем геологи осматривают руду и распределяют таким образом, чтобы получить равное количество серебра на килограмм руды.

Сначала руда попадает в первичную дробилку, в ней осколки скалы размельчаются. Пройдя через решетку, измельченная руда попадает на вторичную дробилку, которая разламывает ее на еще более мелкие частицы. А они в свою очередь попадают в конусную дробилку, где практически превращается в песок.

На конвейере руда попадает в шаровую мельницу. На данном этапе кусочки руды составляют около шести миллиметров в диаметре. Внутри цилиндра мельницы руда вращается со стальными шарами, превращаясь в порошок. Циркуляционная система водоснабжения вымывает содержащий серебро порошок из цилиндра в огромные емкости с водой.

Для того чтобы отделить растворимые содержащиеся металлы рабочие добавляют в воду кислоту. Через 72 часа камень осядет на дно. А содержащий серебро раствор проходит через фильтры. Фильтрующие пластины обработаны цинком, поэтому притягивают молекулы серебра. Когда раствор проходит через фильтры, содержащие серебро частицы остаются внутри, образуя слой черного порошка на фильтрующих пластинах. Он состоит из серебра примерно 50 процентов, а остальное отходы. Чтобы очистить серебро рабочие с начала помещают серебряный порошок в газовую печь на пару часов.

В лаборатории горнодобывающей компании образцы руды постоянно подвергаются тестированию на содержание серебра на килограмм руды. Образцы руды разогревают до 1093 градуса, чтобы дать всем примесям выгореть. После этого останется только серебро и другие металлы (олово, медь, цинк, силен и кадмий).

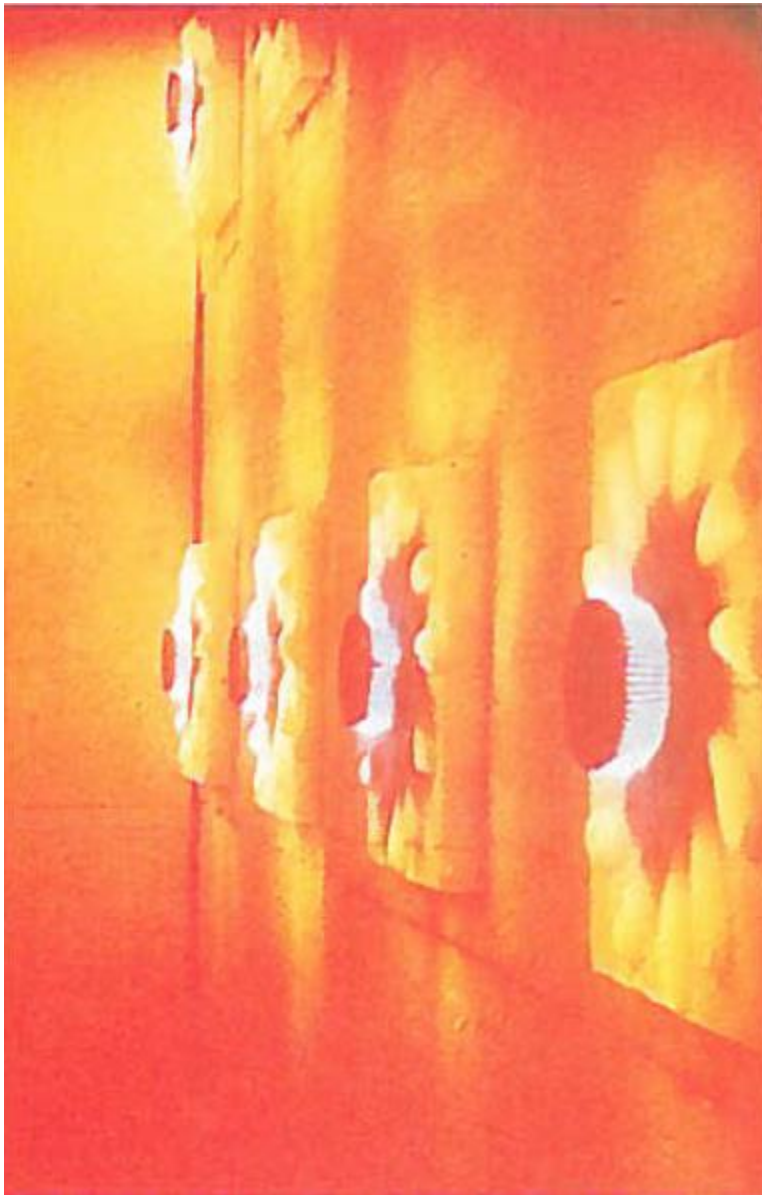
Затем в лаборатории образцы обрабатывают химикатами, которые не дают серебру выгореть и снова помещают в печь. Через час выгорают уже все металлы кроме серебра. Серебро взвешивают и сравнивают результат с оригинальным образцом, чтобы высчитать пробу металла. Чтобы месторождение приносило прибыль нужно, чтобы содержание серебра в руде оставалось постоянным. Тем временем рабочие на дробилке помещают просохшую серебряную пыль вместе с химикатами, предотвращающими ее выгорание в печь. Примерно через 4 часа серебро вместе с примесями полностью расплавились.

Рабочие разливают смесь по формам. Будучи тяжелее серебро оседает на дне. Рабочие убирают примеси оставшиеся наверху. Менее чем за 5 минут

работы расплавленный металл застывает. Рабочие только что изготавливают только что изготовленный серебряный слиток. Теперь компания сможет продать слитки.

3. Добыча природного газа

Впервые газ для освещения применили в Древнем Китае – за много веков до того, как его стали использовать для этой и других целей во всем



мире.

(Внутренний вид реформинг-установки, преобразующей природный газ в коммунальный для оборудования, первоначально работавшего на другом виде газа. Установка применяется для получения и других углеводородов.)

В 1618 г. французский химик Жан Тардьё продемонстрировал, как светит лампа на газе, полученном путем нагревания угля. Однако его

оборудование оказалось слишком опасным для практического применения, и широкомасштабная добыча газа началась лишь в конце XVIII в. Первым удачным примером использования угольного газа стала в 1765 г. система освещения конторских помещений каменноугольной шахты в Кумберленде, Англия. Газ получали при сгорании угольного пласта. Следующий важный шаг был сделан в 1792 г., когда английский инженер Уильям Мэрдок получил газ, нагревая уголь в реторте.



(До создания трубопроводных газораспределительных систем некоторые пользователи владели собственными газгольдерами. Газ доставлялся на специальных повозках либо производился на оборудовании потребителю.)

Газоснабжение

Современную систему газоснабжения создал английский предприниматель Ф. Уинсор, совсем не разбиравшийся в добыче газа. Он понял, что разумнее продавать сам газ, а не оборудование для его добычи. Уинсор решил создать централизованное промышленное производство и поставлять газ по сети трубопроводов. В 1812 г. он основал компанию, которая уже через год обеспечила в Лондоне газовое освещение улиц. Этот

опыт быстро подхватили в других странах. После централизованного газового освещения пришло время и других применений газа. Первые газовые плиты появились в 1840 г. Три года спустя одна американская компания положила начало промышленной добыче природного газа. Сегодня большинство потребителей пользуются природным газом, но в некоторых регионах газ получают из угля и нефти.



(Сжигание угольного газа из трубопровода на лондонской улице в связи с переходом на природный газ. Для нормальной работы

переоборудованных газовых приборов необходимо было вначале полностью удалить угольный газ из системы.)

Угольный газ

Угольный газ состоит приблизительно из углерода и на 30% из метана, азота, окиси углерода и небольшого количества углеводородов, углекислого газа и кислорода. Его получают нагреванием битуминозного угля до температуры 1350°C без доступа воздуха. Размягчаясь, уголь выделяет находящийся в нем газ. Газ содержит также аммиак и сероводороды. Деготь и ненужные газы удаляются в процессе очистки. Твердым остатком после выделения газа является кокс, который тоже используется в качестве топлива. При использовании технологии фирмы «Лурги» уголь под действием пара и кислорода при высоком давлении превращается в генераторный газ, состоящий преимущественно из азота, окиси углерода и водорода, используется в качестве топливной промышленности.



(Природный газ доставляется на Британские острова с буровых платформ Северного моря. На приемных терминалах он очищается от примесей и одоризируется, чтобы по запаху можно было бы быстро обнаружить утечку.)

Нефтяной газ

Первоначально нефтяной (масляный) газ получали из сырой нефти, впоследствии были разработаны методы его производства из других видов нефтяного сырья. Нефтяной газ представляет собой смесь углеводородов, в том числе метана, ацетилен и бензола. Он содержит немного примесей и иногда смешивается с угольным газом.



(Британские газопроводы высокого давления регулярно проверяются "умным ершом". Перемещаясь по трубопроводу под давлением газа, это устройство находит в его стенках трещины и другие дефекты, производит замеры и фиксирует их данные.)

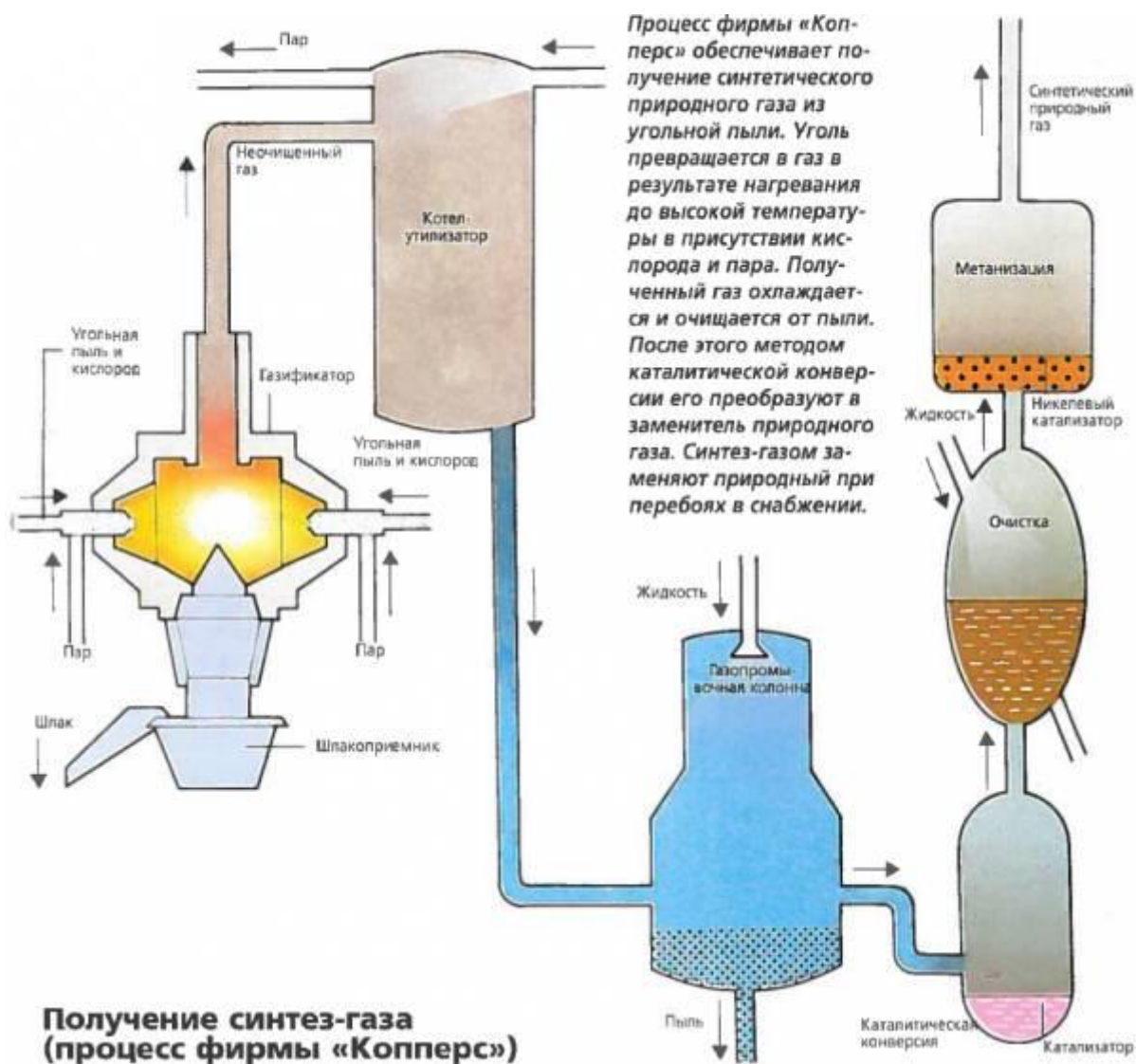
Природный газ

Многие страны располагают промышленными запасами природного газа, часто залегающими вместе с нефтяными месторождениями. Он является основным газообразным энергоносителем в США с начала 1940-х гг. В

настоящее время основным источником газа для Великобритании и других стран Северной Европы являются месторождения Северного моря. В состав природного газа входит главным образом метан, а также этан и незначительные по объему примеси пропана, бутана и азота. Природный газ обладает гораздо более высокой теплотворностью, чем угольный, т.е. при сгорании выделяет намного больше тепла, чем такой же объем угольного. Кроме обогрева и освещения многие виды газа и т.н. газовых субпродуктов (или попутных продуктов) используются в качестве сырья для производства удобрений, растворителей, пластмасс и других продуктов нефтехимии.



(Газ хранится в резервуарах для обеспечения равномерного снабжения в периоды повышенного потребления. Газ закачивается в открытый снизу и погруженный в воду резервуар, помещенный в стальной каркас.)



4. Современные технологии добычи нефти

Человечество использует нефть уже более шести тысячи лет. Но именно бурение и промышленная добыча начались только в девятнадцатом веке. Почти все количество мировой нефти добывается при помощи буровых скважин, которые закрепляются стальными трубами. Для того чтобы поднять нефть и сопутствующие продукты в виде воды и газа в скважине предусмотрена герметичная система всех механизмов, рассчитанная на выдерживание огромных давлений, которые соизмеримы с давлением в пластах.

Скважинная добыча нефти осуществляется или путем природного фонтанирования под давлением энергии пласта, или при помощи использования механизированного способа поднятия жидкости. Как правило,

в самом начале разработки нефтяного месторождения действует фонтанный вид добычи, а позднее ввиду уменьшения фонтанирования скважина переводится на газлифтный или эрлифтный способ добычи или глубинонасосный, в котором добыча нефти осуществляется штанговыми, гидропоршневыми или винтовыми насосами. Способ, называемый газлифтным представляет собой механизм для поднятия капельной жидкости при помощи энергии, которая содержится в сжатом газе, который с ней смешивается. Это технология внесла определенные дополнения в привычный технологический процесс, поскольку при его использовании обязательно наличие компрессорной станции с газосборными трубопроводами и газораспределителями. Весь комплекс, который состоит из нефтяных скважин, трубопровода, различных установок, при помощи которых нефть добывается из недр – все это называют нефтяной промысел. Существует еще одна современная технология добычи нефти в месторождениях, которые разрабатываются при помощи искусственного заводнения - возведение водоснабдительной системы с насосными станциями.

Современные системы внутриотраслевой транспортировки скважин, которые осуществляются посредством трубопроводов, включают в себя напорную систему и самотечную. Напорная система подразумевает собственное давление на устье скважины, а самотечная осуществляется путем преодоления отметки устья над пометкой группового сборного пункта. В процессе разработки нефтяных месторождений, которые находятся на континентальных шельфах, происходит создание морских нефтяных промыслов.

К современным технологиям добычи нефти относятся следующие применяемые способы эксплуатации нефтяных месторождений – фонтанный, компрессорный и насосный.

5. Современные гидравлические способы угледобычи

В период 1965—1975 гг. исследования по гидравлической добыче каменного угля, проводившиеся в СССР, получили некое развитие. Это было

обусловлено необходимостью решать задачи, связанные с применением гидравлических методов для добычи угля из пластов почти горизонтального залегания, в то время как сначала эти методы применялись лишь для пластов крутого падения. В связи с этим, несмотря на имевшиеся предложения по резкому увеличению объема гидравлической добычи угля, последние сообщения показывают, что в Советском Союзе имеется, вероятно, не более десяти действующих шахт, в которых уголь добывается гидравлическими методами, а их производительность составляет 10 млн. т в год [47]. Эту цифру следует рассматривать в сравнении с 733 млн. т угля, добытыми в СССР в 1977 г., из которых 475 млн. т были добыты шахтным способом [4]. Планом предусмотрено довести гидравлическую добычу угля к 1990 г. до 50 млн т. в год [5].[...]

В Китае гидравлический метод добычи угля, впервые введенный в 50-х гг., получил более широкое развитие. Однако по уровню применяемой техники Китай еще сильно уступает Советскому Союзу. Так, если в СССР применяется дистанционное управление гидромониторами с помощью гидравлических систем, то в Китае это делается вручную, в результате чего производительность труда сравнительно низка (60 т/ч) [122]. Тем не менее суммарная добыча угля довольно велика; имеются шахты, в которых гидравлическими методами добывают 2—3 млн. т угля в год. Примером может служить шахта «Лузато» в Кайлуаньском угледобывающем районе. Указанные цифры следует рассматривать в сравнении с общей добычей угля в Китае, составляющей 500 млн. т в год [62].[...]

Опыт СССР был использован также в двух других странах и получил широкое распространение. Например, в Японии гидравлическая добыча угля впервые была применена на шахте «Такесита» на острове Кюсю [54], а затем на шахте «Сунагива» на острове Хоккайдо в пластах крутого падения [58]. Значение дистанционного управления гидромониторами особенно хорошо видно на этом примере, а также на примере Китая. Водяные струи проникают в угольный пласт так глубоко, что повышающееся давление породы

вызывает ее растрескивание и разрушение за пределами нормальной дальности действия струй. В Японии расстояние от гидромонитора до пласта составляет 20 м, но разрушение угольного пласта отмечается и на больших удалениях [61].

В результате указанной передачи технологии СССР группа «Кайзер рисорсиз», работающая на шахте «Спарвуд» в Британской Колумбии, начала в 1970—1971 гг. опыты по гидравлической добыче угля [49]. Применявшаяся ею система существенно отличалась от японской большей мощностью и большим расходом воды. В настоящее время мощность используемых в Британской Колумбии установок достигает 2 МВт, а рабочее давление — величины 10 МПа. Применение такой системы позволило увеличить добычу угля на шахте от 24 до 91 тыс. т в месяц [50]. Шахта стала давать более 75 т угля за человеко-смену, а максимальная добыча за смену достигла 3,4 тыс. т. В забое работают одновременно всего три человека. Эти показатели также сильно отличаются от достигнутых в США, где сейчас на некоторых шахтах добывается в среднем 7 т угля за человеко-смену, а максимальная добыча за смену составляет 500 т против 3,4 тыс. т, достигнутых в опытах «Кайзер рисорсиз».

Всюду, где для этого есть подходящие условия, гидравлическая добыча угля оказалась в высшей степени эффективной. Однако показатели, достигнутые в Канаде, относятся к сравнительно круто падающим пластам, имеющим к тому же довольно большую толщину, т. е. к условиям, в которых в США в настоящее время иные методы добычи не применяются. Планами предусматривалось начать исследования в этой области в 1978 г. под эгидой и при финансировании Горнорудным управлением [36].[...]

Другой подход, основанный также на опыте СССР, разрабатывался в ФРГ [48]. Сначала здесь были внедрены методы, применявшиеся в Советском Союзе. В результате производительность повысилась, а себестоимость добываемого угля снизилась. Однако сокращение угольного рынка в конце 60-х — начале 70-х гг. помешало реализации планов развития

технологии гидравлической добычи угля. Лишь одна секция гидравлической добычи шахты «Гнайзенау» пережила этот период застоя в угледобывающей промышленности, за которым последовал рост спроса на уголь [10]. В результате проведенных исследований в июле 1977 г. была открыта первая коммерческая высокопроизводительная гидравлическая шахта, входящая в комплекс старой шахты «Ханза» [85]. Здесь добыча угля ведется на глубине 853 м, а плановая производительность составляет 4 тыс. т угля в сутки при использовании до пяти гидромониторов.[...]

В процессе исследований, проведенных в ФРГ, был разработан метод добычи угля из почти вертикальных пластов [10]. В основе метода лежит проходка двух вертикальных стволов на расстоянии 130 м друг от друга, которые затем соединяются скважинами малого диаметра, пробуренными высоконапорными водяными струями. Соединив стволы между собой, устанавливают другую головку сопла, из которой водяные струи поступают в радиальных направлениях. Затем вновь включают подачу воды и перемещают сопло вдоль скважины. В результате высоконапорные водяные струи разрушают уголь на расстоянии до 10 м от первоначальной скважины. Уголь из забоя извлекается двумя способами. При одном из них бурят восходящие скважины и уголь сбрасывается по ним в шгольшо, по которой его вывозят из шахты. При другом способе бурят нисходящие скважины. При этом уголь, раздробленный соплами, просто надают через ранее образовавшуюся пустоту в расположенную ниже штольню, где он также собирается, направляется в желоба и вывозится. Первый из этих способов оказался более эффективным, так как при втором пробуренные скважины нередко забиваются углем, добыча которого идет в значительных масштабах [9].[...]

Отметим, что в 1976 г. в своем ежегодном докладе директор экспериментальных исследований и развития Британского национального бюро каменного угля отмечал, что гидравлические методы добычи полезных

ископаемых представляют собой единственную альтернативу существующим методам [127].[...]

6. Современные технологии угледобывающей промышленности

Сегодняшняя угледобывающая промышленность достигла определенных успехов в модернизации горного хозяйства, повысился как уровень механизации, так и оптимизировалось производство. Произошли положительные сдвиги в условиях опасного шахтерского труда, и повышенное внимание стало уделяться технике безопасности при работе в шахте.

В России и Украине - странах, владеющих значительными запасами угля, модернизация предприятий угледобывающей промышленности происходило на базе техники, которая досталась по наследству от СССР. На территории постсоветского пространства пласты угля залегают с точки зрения геологии в самых разнообразных условиях. Ни одна другая страна в мире не может похвастаться таким многообразием геологических условий, которые влияют на принципы и идеи конструирования оборудования для угледобывающей промышленности.

В настоящее время существует два способа разработки угольных месторождений – открытый (карьеры) и подземный (шахты). Шестьдесят процентов мирового угля добывают карьерным способом. На территории России ведется самая глубокая угледобыча в мире – около отметки в 1200 метров.

Пласт угля, мощностью от полуметра до 1,3 м называется тонким. Пласт от 1,3 м до трех с половиной метров – принадлежит к средней мощности. А пласты от 3,5 м до тридцати метров - являются мощными. Все три вида пластов разрабатываются подземным способом, то есть в шахте. При разработке карьерным способом, помимо средней мощности, в разработку идут пласты угля, мощностью до 150 метров - которые приближаются к залежам.

При карьерном способе все процессы производства, необходимые для извлечения угля из недр, происходят на поверхности. При открытом способе применяют три вида выемки – механический, гидравлический и смешанный. При шахтной выработке угольного месторождения то, каким способом выемки будут пользоваться, зависит напрямую от свойств вмещающих пород и пласта, и условий, которые предъявляются к кондиции угля. Могут применять следующие виды выемки – ручную, буровзрывную, геотехнологическую, а также ряд смешанных способов.

Полезно знать, что угольные месторождения найдены почти во всех странах, но рентабельные месторождения угля имеют около семидесяти стран, а разработка их ведется пятьюдесятью странами. Учитывая современные темпы добычи угля и постоянно совершенствующиеся технологии добычи, разведанные запасы угля рискуют быть уничтоженными за полтора столетия.

7. Современные технологии производства алюминия

Технология производства алюминия

Как получают алюминий?

Алюминий повсюду - двести пятьдесят минералов содержат его. Но не из всякого минерала, не из всякой глины выгодно его добывать. Если одна десятая часть глины - алюминий, то возиться не стоит. Слишком дорого его освобождать. А вот если из двух килограммов глины можно добыть килограмм соединенного с кислородом алюминия - это другое дело. Такие глины (иногда и камни), богатые алюминием, есть. И у нас в стране их много. Они называются БОКСИТЫ

Из бокситов надо прежде всего извлечь окись алюминия. У окиси алюминия есть еще и другое название -- глинозем.

Некоторые виды глинозема вы знаете. Например, наждак, которым чистят ножи. Это крупинки на редкость твердого камня -- корунда. Им пользуются, чтобы натачивать стальные инструменты, ножи. А корунд -- это глинозем, окись алюминия.

Добывать из бокситов глинозем -- сложный и долгий труд. Его выполняют в химических цехах алюминиевых заводов. Но добыть глинозем - это только полдела. Чтобы получить алюминий, надо еще выгнать из глинозема кислород. Для этого высыпают в сделанные из графита ванны расплав глинозема и пропускают сквозь него сильный электрический ток. Ток нужен очень много. Поэтому заводы для получения алюминия строят всегда около мощных электростанций.

Одна весьма сомнительная легенда рассказывает, что однажды к римскому императору Тиберию (42 г. до н. э. — 37 г. н. э.) пришел человек с металлической, небьющейся чашей. Материал чаши якобы был получен из глинозема (Al_2O_3) и, следовательно, должен был представлять собой алюминий. Опасаясь, что такой металл из глины может обесценить золото и серебро, Тиберий на всякий случай приказал отрубить человеку голову. Разумеется, этому рассказу трудно поверить: самородный алюминий в природе не встречается, а во времена Римской империи не могло быть технических средств, которые позволили бы извлечь алюминий из его соединений.

По распространенности в природе алюминий занимает первое место среди металлов; его содержание в земной коре составляет 7,45%. Однако, несмотря на широкую распространенность в природе, алюминий до конца XIX века принадлежал к числу редких металлов. В чистом виде алюминий не встречается вследствие своей высокой химической активности. Он преимущественно встречается в виде соединений с кислородом и кремнием — алюмосиликатов.

Рудами алюминия могут служить лишь породы, богатые глиноземом (Al_2O_3) и залегающие крупными массами на поверхности земли. К таким породам относятся бокситы, нефелины — $(\text{Na}, \text{K})_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$, алуниты — $(\text{Na}, \text{K})_2\text{SO}_4 \cdot \text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 \cdot 4\text{Al}(\text{OH})_3$ и каолины (глины), полевошпат (ортоклаз) — $\text{K}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2$.

Основной рудой для получения алюминия являются бокситы. Алюминий в них содержится в виде гидроокисей $\text{Al}(\text{OH})$, AlOOH , корунда Al_2O_3 и каолинита $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. Химический состав бокситов сложен: 28-70% глинозема; 0,5-20% кремнезема; 2-50% окиси железа; 0,1-10% окиси титана. В последнее время в качестве руды стали применять нефелины и алуниты.

Крупные месторождения бокситов находятся на Урале, в Тихвинском районе Ленинградской области, в Алтайском и Красноярском краях.

Нефелин ($\text{K} \cdot \text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$) входит в состав апатитонефелиновых пород (на Кольском полуострове).

Впервые в свободном виде алюминий был выделен в 1825 г. датским физиком Эрстедом путем воздействия амальгамы калия на хлорид алюминия. В 1827г. немецкий химик Велер усовершенствовал способ Эрстеда, заменив амальгаму калия металлическим калием: $\text{AlCl}_3 + 3\text{K} > 3\text{KCl} + \text{Al}$ (Реакция протекает с выделением тепла).

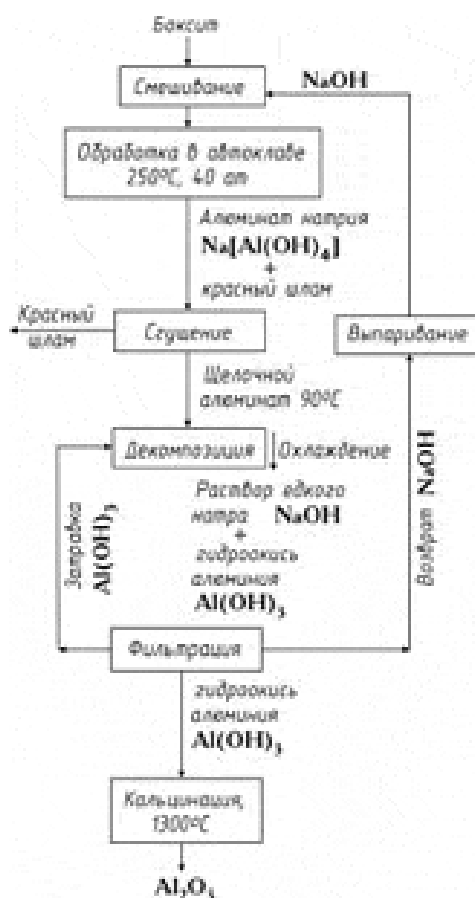


Рис. 1. Схема получения окиси алюминия по способу Байера

В 1854 г. Сент-Клер Девиль во Франции впервые применил способ Велера для промышленного производства алюминия, используя вместо калия более дешевый натрий, а вместо гигроскопичного хлорида алюминия — более стойкий двойной хлорид алюминия и натрия. В 1865 г. русский физико-химик Н. Н. Бекетов показал возможность вытеснения алюминия магнием из расплавленного криолита. Эта реакция в 1888 г. была использована для производства алюминия на первом немецком заводе в Гмелингене. Производство алюминия этими так называемыми «химическими» способами осуществлялось с 1854 г. по 1890 г. В течение 35 лет с помощью этих способов, было получено в общей сложности около 20 т алюминия.

В конце 80-х годов позапрошлого столетия химические способы вытеснил электролитический способ, который позволил резко снизить стоимость алюминия и создал предпосылки к быстрому развитию алюминиевой промышленности. Основоположники современного электролитического способа производства алюминия Эру во Франции и Холл в США независимо друг от друга подали в 1886 г. почти аналогичные заявки на патентование способа получения алюминия электролизом глинозема, растворенного в расплавленном криолите. С момента появления патентов Эру и Холла и начинается современная алюминиевая промышленность, которая более чем за 115 лет своего существования выросла в одну из крупнейших отраслей металлургии.

Технологический процесс получения алюминия состоит из трех основных стадий:

- 1). Получение глинозема (Al_2O_3) из алюминиевых руд;
- 2). Получение алюминия из глинозема;
- 3). Рафинирование алюминия.

Получение глинозема из руд.

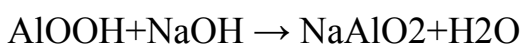
Глинозем получают тремя способами: щелочным, кислотным и электролитическим. Наибольшее распространение имеет щелочной способ

(метод К. И. Байера, разработанный в России в конце позапрошлого столетия и применяемый для переработки высокосортных бокситов с небольшим количеством (до 5-6%) кремнезема). С тех пор техническое выполнение его было существенно улучшено. Схема производства глинозема по способу Байера представлена на рис. 1.

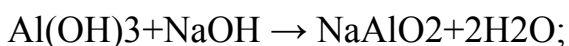
Сущность способа состоит в том, что алюминиевые растворы быстро разлагаются при введении в них гидроокиси алюминия, а оставшийся от разложения раствор после его выпаривания в условиях интенсивного перемешивания при 169-170°C может вновь растворять глинозем, содержащийся в бокситах. Этот способ состоит из следующих основных операций:

1). Подготовки боксита, заключающийся в его дроблении и измельчении в мельницах; в мельницы подают боксит, едкую щелочь и небольшое количество извести, которое улучшает выделение Al_2O_3 ; полученную пульпу подают на выщелачивание;

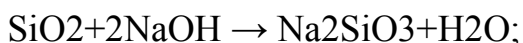
2). Выщелачивания боксита (в последнее время применяемые до сих пор блоки автоклав круглой формы частично заменены трубчатыми автоклавами, в которых при температурах 230-250°C (500-520 K) происходит выщелачивание), заключающегося в химическом его разложении от взаимодействия с водным раствором щелочи; гидраты окиси алюминия при взаимодействии со щелочью переходят в раствор в виде алюмината натрия:



или



содержащийся в боксите кремнезем взаимодействует со щелочью и переходит в раствор в виде силиката натрия:

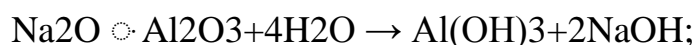


в растворе алюминат натрия и силикат натрия образуют нерастворимый натриевый алюмосиликат; в нерастворимый остаток

переходят окислы титана и железа, предающие остатку красный цвет; этот остаток называют красным шламом. По окончании растворения полученный алюминат натрия разбавляют водным раствором щелочи при одновременном понижении температуры на 100°C;

3). Отделения алюминатного раствора от красного шлама обычно осуществляемого путем промывки в специальных сгустителях; в результате этого красный шлам оседает, а алюминатный раствор сливают и затем фильтруют (осветляют). В ограниченных количествах шлам находит применение, например, как добавка к цементу. В зависимости от сорта бокситов на 1 т полученной окиси алюминия приходится 0,6-1,0 т красного шлама (сухого остатка);

4). Разложения алюминатного раствора. Его фильтруют и перекачивают в большие емкости с мешалками (декомпозеры). Из пересыщенного раствора при охлаждении на 60°C (330 K) и постоянном перемешивании извлекается гидроокись алюминия $\text{Al}(\text{OH})_3$. Так как этот процесс протекает медленно и неравномерно, а формирование и рост кристаллов гидроокиси алюминия имеют большое значение при ее дальнейшей обработке, в декомпозеры добавляют большое количество твердой гидроокиси — затравки:



5). Выделения гидроокиси алюминия и ее классификации; это происходит в гидроциклонах и вакуум-фильтрах, где от алюминатного раствора выделяют осадок, содержащий 50-60% частиц $\text{Al}(\text{OH})_3$. Значительную часть гидроокиси возвращают в процесс декомпозиции как затравочный материал, которая и остается в обороте в неизменных количествах. Остаток после промывки водой идет на кальцинацию; фильтрат также возвращается в оборот (после концентрации в выпарных аппаратах — для выщелачивания новых бокситов);

6). Обезвоживания гидроокиси алюминия (кальцинации); это завершающая операция производства глинозема; ее осуществляют в

трубчатых вращающихся печах, а в последнее время также в печах с турбулентным движением материала при температуре 1150-1300°C; сырая гидроокись алюминия, проходя через вращающуюся печь, высушивается и обезвоживается; при нагреве происходят последовательно следующие структурные превращения:

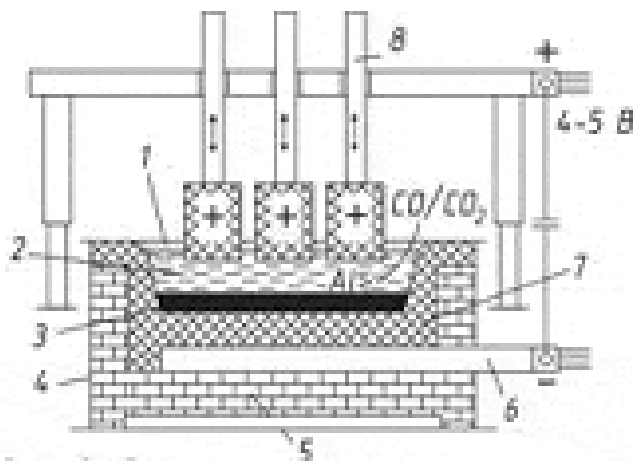
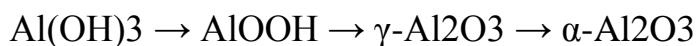


Рис. 2. Схема электролизной ванны:

1 - окись алюминия (Al_2O_3), предварительно нагретая; 2 - криолито-глинозёмный расплав; 3 - жидкий алюминий; 4 - ванна из стального листа; 5 - шамот; 6 - токосоводящая шина; 7 - угольные подовые блоки; 8 - аноды

В окончательно прокаленном глиноземе содержится 30-50% $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ (корунд), остальное $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$.

Этим способом извлекается 85-87% от всего получаемого глинозема. Полученная окись алюминия представляет собой прочное химическое соединение с температурой плавления 2050 °C.

Получение алюминия из его окиси

Электролиз окиси алюминия

Электролитическое восстановление окиси алюминия, растворенной в расплаве на основе криолита, осуществляется при 950-970°C в электролизере. Электролизер состоит из футерованной углеродистыми блоками ванны, к подине которой подводится электрический ток. Выделившийся на подине, служащей катодом, жидкий алюминий тяжелее расплава соли электролита,

поэтому собирается на угольном основании, откуда его периодически откачивают (рис. 2). Сверху в электролит погружены угольные аноды, которые сгорают в атмосфере выделяющегося из окиси алюминия кислорода, выделяя окись углерода (CO) или двуокись углерода (CO₂). На практике находят применение два типа анодов:

а) самообжигающиеся аноды Зедерберга, состоящие из брикетов, так называемых «хлебов» массы Зедерберга (малозольный уголь с 25-35% каменноугольного пека), набитых в алюминиевую оболочку; под действием высокой температуры анодная масса обжигается (спекается);

б) обожженные, или «непрерывные», аноды из больших угольных блоков (например, 1900×600×500 мм массой около 1,1 т).

Сила тока на электролизерах составляет 150 000 А. Они включаются в сеть последовательно, т. е. получается система (серия) — длинный ряд электролизеров.

Рабочее напряжение на ванне, составляющее 4-5 В, значительно выше напряжения, при котором происходит разложение окиси алюминия, поскольку в процессе работы неизбежны потери напряжения в различных частях системы. Баланс сырья и энергии при получении 1 т алюминия представлен на рис. 3.



Рис. 3. Расход материалов и энергии на производство 1 т алюминия

Электролиз хлорида алюминия (метод фирмы Алкоа)

В реакционном сосуде окись алюминия превращается сначала в хлорид алюминия. Затем в плотно изолированной ванне происходит электролиз

AlCl_3 , растворенного в расплаве солей KCl , NaCl . Выделяющийся при этом хлор отсасывается и подается для вторичного использования; алюминий осаждается на катоде.

Преимуществами данного метода перед существующим электролизом жидкого крио-литоглиноземного расплава (Al_2O_3 , растворенная в криолите Na_3AlF_6) считают: экономию до 30% энергии; возможность применения окиси алюминия, которая не годится для традиционного электролиза (например, Al_2O_3 с высоким содержанием кремния); замену дорогостоящего криолита более дешевыми солями; исчезновение опасности выделения фтора.

Восстановление хлорида алюминия марганцем (Toth — метод)

При восстановлении марганцем из хлорида алюминия освобождается алюминий. Посредством управляемой конденсации из потока хлорида марганца выделяются связанные с хлором загрязнения. При освобождении хлора хлорид марганца окисляется в окись марганца, которая затем восстанавливается до марганца, пригодного к вторичному применению. Сведения в имеющихся публикациях весьма неточны, так что в данном случае придется отказаться от оценки метода.

Получение рафинированного алюминия

Для алюминия рафинирующий электролиз с разложением водных солевых растворов невозможен. Поскольку для некоторых целей степень очистки промышленного алюминия ($\text{Al } 99,5$ — $\text{Al } 99,8$), полученного электролизом криолитоглиноземного расплава, недостаточна, то из промышленного алюминия или отходов металла путем рафинирования получают еще более чистый алюминий ($\text{Al } 99,99$). Наиболее известен метод рафинирования — трехслойный электролиз.

Рафинирование методом трехслойного электролиза

Одетая стальным листом, работающая на постоянном токе (представленная на рис. 4) ванна для рафинирования состоит из угольной подины с токоподводами и теплоизолирующей магнезитовой футеровки. В

противоположность электролизу криолитоглиноземного расплава анодом здесь служит, как правило, расплавленный рафинируемый металл (нижний анодный слой). Электролит состоит из чистых фторидов или смеси хлорида бария и фторидов алюминия и натрия (средний слой). Алюминий, растворяющийся из анодного слоя в электролите, выделяется над электролитом (верхний катодный слой). Чистый металл служит катодом. Подвод тока к катодному слою осуществляется графитовым электродом.

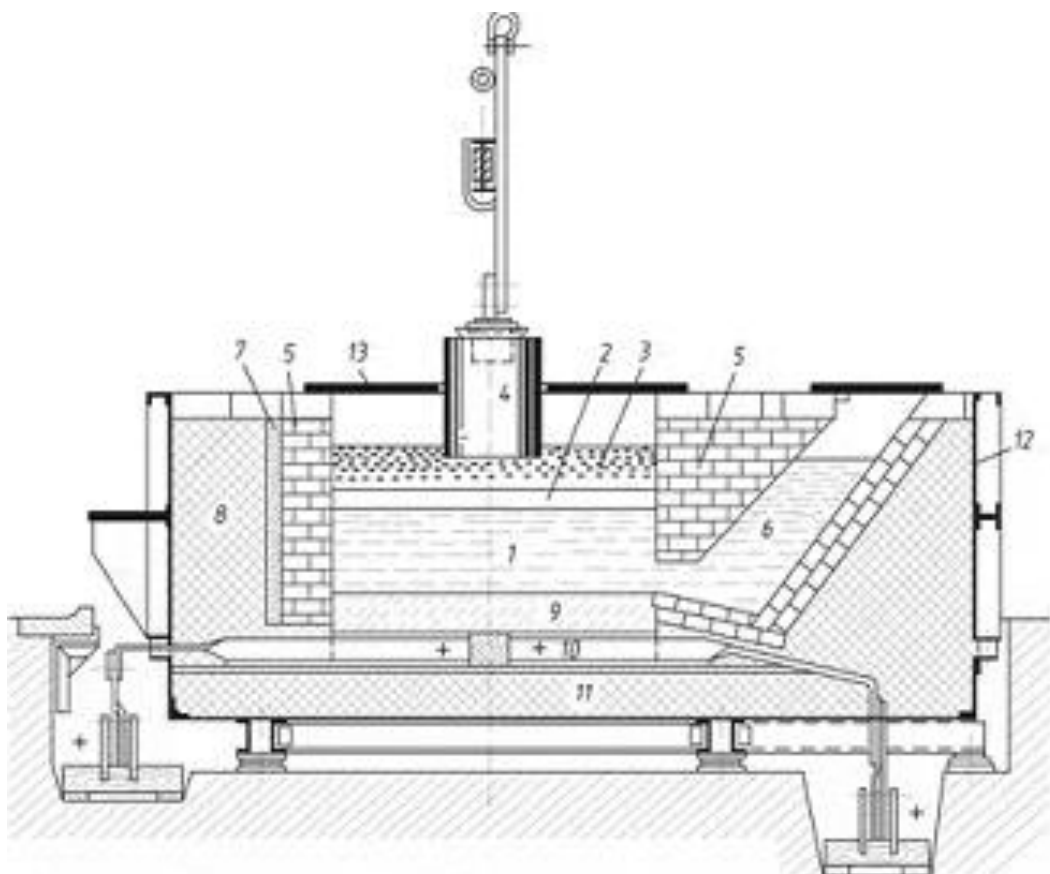


Рис. 4. Схема электролизера с передним торном для рафинирования алюминия (по Фульда - Гинзбергу):

- 1 - алюминиевый расплав; 2 - электролит; 3 - рафинированный алюминий высокой чистоты; 4 - катод из графита; 5 - магнезитовая стена; 6 - передний торн; 7 - изолирующий слой; 8 - боковая изоляция; 9 - угольная подина; 10 - анодный токовод; 11 - изоляция подины; 12 - железный короб; 13 - крышка

Ванна работает при 750-800°C, расход электроэнергии составляет 20 кВт · ч на 1 кг чистого алюминия, т. е. несколько выше, чем при обычном электролизе алюминия.

Металл анода содержит 25-35% Cu; 7-12% Zn; 6-9% Si; до 5% Fe и незначительное количество марганца, никеля, свинца и олова, остальное (40-

55%) — алюминий. Все тяжелые металлы и кремний при рафинировании остаются в анодном слое. Наличие магния в электролите приводит к нежелательным изменениям состава электролита или к сильному его ошлакованию. Для очистки от магния шлаки, содержащие магний, обрабатывают флюсами или газообразным хлором.

В результате рафинирования получают чистый алюминий (99,99%) и продукты сегрегации (зайгер-продукт), которые содержат тяжелые металлы и кремний и выделяются в виде щелочного раствора и кристаллического остатка. Щелочной раствор является отходом, а твердый остаток применяется для раскисления.

Рафинированный алюминий имеет обычно следующий состав, %: Fe 0,0005-0,002; Si 0,002-0,005; Cu 0,0005-0,002; Zn 0,0005-0,002; Mg следы; Al остальное.

Рафинирование путем алюмоорганических комплексных соединений и зонной плавкой

Алюминий степени чистоты выше марки А1 99,99 R может быть получен рафинирующим электролизом чистого или технически чистого алюминия с применением в качестве электролита комплексных алюмоорганических соединений алюминия. Электролиз проходит при температуре около 1000°C между твердыми алюминиевыми электродами и в принципе схож с рафинирующим электролизом меди. Природа электролита диктует необходимость работать без доступа воздуха и при низкой плотности тока.

Этот вид рафинирующего электролиза, применяемым сначала лишь в лабораторном масштабе, уже осуществляется в небольшом производственном масштабе — изготавливается несколько тонн металла в год. Номинальная степень очистки получаемого металла 99,999-99,9999%. Потенциальными областями применения металла такой чистоты являются криогенная электротехника и электроника.

Возможно применение рассмотренного метода рафинирования и в гальванотехнике.

Еще более высокую чистоту — номинально до Al 99,99999 — можно получить последующей зонной плавкой металла. При переработке алюминия повышенной чистоты в полуфабрикат, лист или проволоку необходимо, учитывая низкую температуру рекристаллизации металла, принимать особые меры предосторожности. Примечательным свойством рафинированного металла является его высокая электропроводность в области криогенных температур.

Получение вторичного алюминия

Переработка вторичного сырья и отходов производства является экономически выгодной. Получаемыми при этом вторичными сплавами удовлетворяется около 25% общей потребности в алюминии.

Важнейшей областью применения вторичных сплавов является производство алюминиевого фасонного литья. В DIN 1725, лист 2 наряду со стандартными марками сплавов приведены многочисленные марки сплавов, производимых литейными заводами. Перечень сплавов, выпускаемых этими заводами, содержит, кроме стандартных, некоторые нестандартные сплавы.

Безупречное приготовление алюминиевого скрапа в самых разнообразных пропорциях можно осуществлять только на специально оборудованных плавильных заводах. Представление о сложном рабочем процессе на таком заводе дает рис. 5.

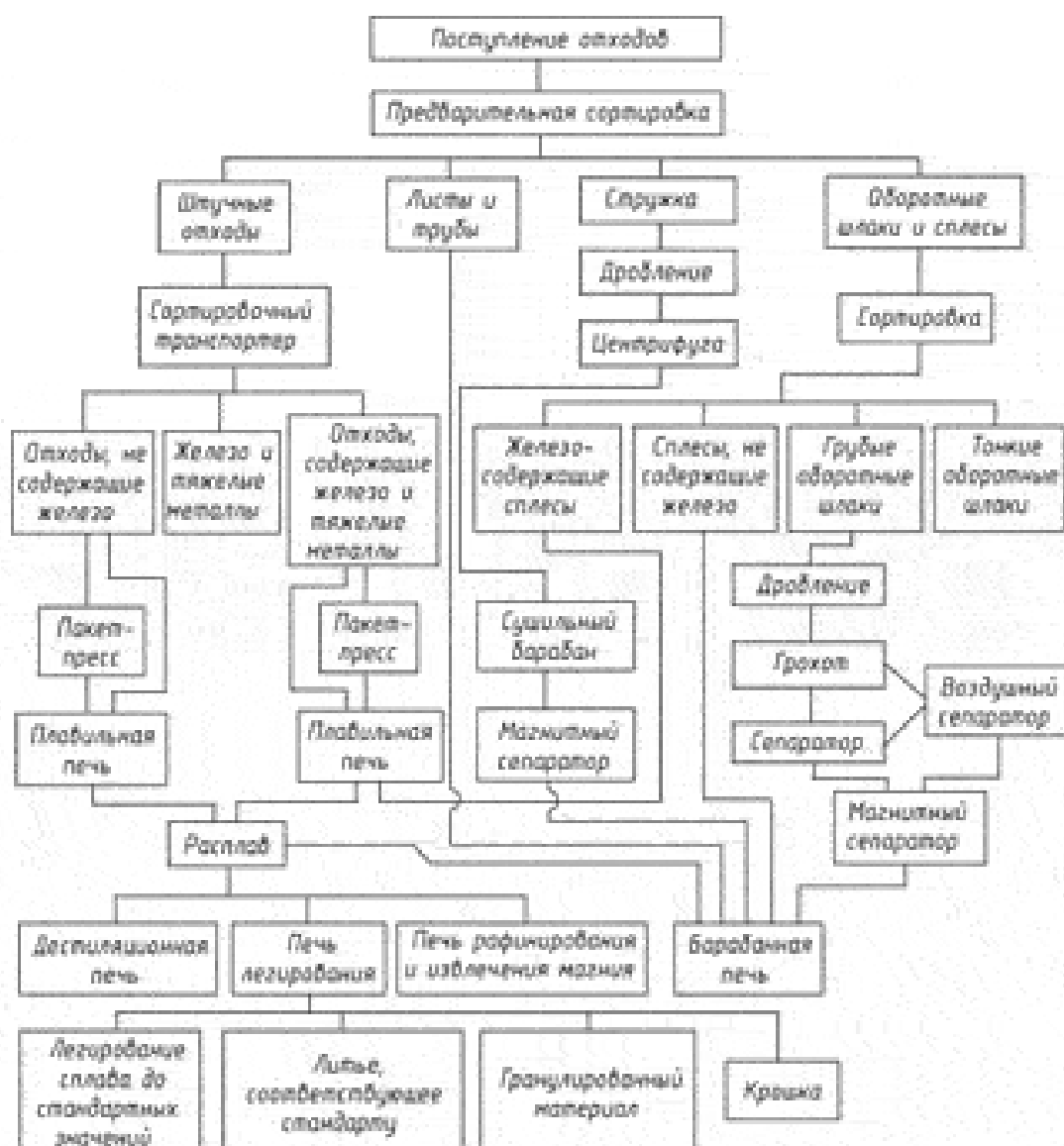


Рис. 5. Рабочий процесс подготовки алюминиевого скрапа (по Фумель - Гинзбург)

Отходы переплавляют после грубой предварительной сортировки. Содержащиеся в этих отходах железо, никель или медь, точка плавления которых выше точки плавления алюминия, при плавке в плазменной пороговой печи остаются в ней, а алюминий выплавляется. Для удаления из отходов неметаллических включений типа окислов, нитридов, карбидов или газов применяют обработку расплавленного металла солями или (что рациональней) продувку газом — хлором или азотом.

Для удаления металлических примесей из расплава известны различные методы, например присадка магния и вакуумирование — метод Бекша (Becksche); присадка цинка или ртути с последующим

вакуумированием — субгалогенный метод. Удаление магния ограничивается введением в расплавленный металл хлора. Путем введения добавок, точно определяемых составом расплава, получают заданный литейный сплав.

Производство алюминия технической чистоты

Электролитический способ — единственный применяющийся во всем мире для производства металлического алюминия технической чистоты. Все другие способы (цинкотермический, карбидотермический, субхлоридный, нитридный и др.), с помощью которых алюминий может быть извлечен из алюминиевых руд, разрабатывались в лабораторном и опытно-промышленных масштабах, однако пока не нашли практического применения.

Для получения алюминиево-кремниевых сплавов успешно применяется электротермический способ, впервые разработанный и осуществленный в промышленном масштабе в СССР. Он состоит из двух стадий: на первой стадии получают первичный алюминиево-кремниевый сплав с содержанием 60-63 % Al путем прямого восстановления алюмо-кремнистых руд в рудно-термических электрических печах; на второй стадии первичный сплав разбавляют техническим алюминием, получая силумин и другие литейные и деформируемые алюминиево-кремниевые сплавы. Ведутся исследования по извлечению из первичного сплава алюминия технической чистоты.

В целом получение алюминия электролитическим способом включает в себя производство глинозема (оксида алюминия) из алюминиевых руд, производство фтористых солей (криолита, фтористого алюминия и фтористого натрия), производство углеродистой анодной массы, обожженных угольных анодных и катодных блоков и других футеровочных материалов, а также собственно электролитическое производство алюминия, которое является завершающим этапом современной металлургии алюминия.

Характерным для производства глинозема, фтористых солей и углеродистых изделий является требование максимальной степени чистоты этих материалов, так как в криолитоглиноземных расплавах,

подвергающихся электролизу, не должны содержаться примеси элементов, более электроположительных, чем алюминий, которые, выделяясь на катоде в первую очередь, загрязняли бы металл.

В глиноземе марок Г-00, Г-0 и Г-1, которые преимущественно используются при электролизе, содержание SiO_2 составляет 0,02-0,05%, а Fe_2O_3 — 0,03-0,05%. В криолите в среднем содержится 0,36-0,38% SiO_2 и 0,05-0,06% Fe_2O_3 , во фтористом алюминии 0,30-0,35% ($\text{SiO}_2 + \text{Fe}_2\text{O}_3$). В анодной массе содержится не более 0,25% SiO_2 и 0,20% Fe_2O_3 .

Важнейшая алюминиевая руда, из которой извлекают глинозем, боксит. В боксите алюминий присутствует в форме гидроокиси алюминия. В Советском Союзе, кроме боксита, для получения глинозема применяют нефелиновую породу — алюмосиликат натрия и калия, а также алунитовую породу, в которой алюминий находится в виде его сульфата. Сырьем для изготовления анодной массы и обожженных анодных блоков служат углеродистые чистые материалы — нефтяной или пековый кокс и каменноугольный пек в качестве связующего, а для производства криолита и других фтористых солей — фтористый кальций (плавиковый шпат).

При электролитическом получении алюминия глинозема Al_2O_3 , растворенный в расплавленном криолите Na_3AlF_6 , электрохимически разлагается с разрядом катионов алюминия на катоде (жидком алюминии), а кислородсодержащих ионов (ионов кислорода) — на углеродистом аноде.

По современным представлениям, криолит в расплавленном состоянии диссоциирует на ионы Na^+ и F^- , а глинозем — на комплексные ионы AlF_4^- и AlF_6^{3-} , которые находятся в равновесии с простыми ионами: Al^{3+} , F^- .

Основным процессом, происходящим на катоде, является восстановление ионов трехвалентного алюминия: $\text{Al}^{3+} + 3\text{e} \rightarrow \text{Al (I)}$.

Наряду с основным процессом возможен неполный разряд трехвалентных ионов алюминия с образованием одновалентных ионов: $\text{Al}^{3+} + \text{e} \rightarrow \text{Al}^+$

$+ 2e \rightarrow Al^{+}$ (II) и, наконец, разряд одновалентных ионов с выделением металла: $Al^{+} + e \rightarrow Al$ (III).

При определенных условиях (относительно большая концентрация ионов Na^{+} , высокая температура и др.) может происходить разряд ионов натрия с выделением металла: $Na^{+} + e \rightarrow Na$ (IV). Реакции (II) и (IV) обуславливают снижение выхода алюминия по току.

На угольном аноде происходит разряд ионов кислорода: $2O^{2-} - 4e \rightarrow O_2$. Однако кислород не выделяется в свободном виде, так как он окисляет углерод анода с образованием смеси CO_2 и CO .

Суммарная реакция, происходящая в электролизере, может быть представлена уравнением $Al_2O_3 + xC \leftrightarrow 2Al + (2x-3)CO + (3-x)CO_2$.

В состав электролита промышленных алюминиевых электролизеров, помимо основных компонентов — криолита, фтористого алюминия и глинозема, входят небольшие количества (в сумме до 8-9%) некоторых других солей — CaF_2 , MgF_2 , $NaCl$ и LiF (добавки), которые улучшают некоторые физико-химические свойства электролита и тем самым повышают эффективность работы электролизеров. Максимальное содержание глинозема в электролите составляет обычно 6-8%, снижаясь в процессе электролиза. По мере обеднения электролита глиноземом в него вводят очередную порцию глинозема. Для нормальной работы алюминиевых электролизеров отношение $NaF: AlF_3$ в электролите поддерживают в пределах 2,7-2,8, добавляя порции криолита и фтористого алюминия.

В производстве алюминия применяют электролизеры с самообжигающимися угольными анодами и боковым или верхним подводом тока, а также электролизеры с предварительно обожженными угольными анодами. Наиболее перспективна конструкция электролизеров с обожженными анодами, позволяющая увеличить единичную мощность агрегата, снизить удельный расход электроэнергии постоянного тока на электролиз, получить более чистый металл, улучшить санитарно-

гигиенические условия труда и уменьшить выбросы вредных веществ в атмосферу.

Первичный алюминий, извлекаемый из электролизеров (алюминий-сырец), содержит ряд примесей, которые можно подразделить на три группы: неметаллические (фтористые соли, α - и γ -глинозем, карбид и нитрид алюминия, угольные частицы, механически увлекаемые при выливке металла из электролизера); металлические (железо, кремний), переходящие из сырья, угольных материалов и конструктивных элементов электролизера; газообразные — преимущественно водород, который образуется в металле в результате электролитического разложения воды, попадающей в электролит с сырьем.

Из металлических примесей, помимо железа и кремния, содержится наибольшее количество галлия, цинка, титана, марганца, натрия, ванадия, хрома, меди.

Основным источником поступления металлических микропримесей в алюминий является глинозем, который в зависимости от вида исходного сырья может содержать галлий, цинк, калий, фосфор, серу, ванадий, титан и хром. Углеродистые материалы (анодная масса, обожженные аноды, катодные изделия) служат источником таких микропримесей, как, например, ванадий, титан, марганец, цинк.

Электролизом криолито-глиноземных расплавов при условии применения чистых исходных материалов (в первую очередь глинозема и углеродистых материалов) удастся получить алюминий-сырец марок А85 и А8 (99,85 и 99,80%). Наибольшая доля металла этих марок (60-70 % от общего выпуска) получается на электролизерах с обожженными анодами, а также на электролизерах с боковым подводом тока (до 70 % от общего производства). На электролизерах с самообжигающимися анодами и верхним токоподводом выпуск алюминия-сырца марки А8 невысок (составляет 1-3%), а металл марки А85 получить не удастся из-за значительных примесей

железа, поступающего в алюминий из несырьевых источников (анодные штыри, чугунные секции газосборников, технологический инструмент, катодный узел).

Расплавленный первичный алюминий, извлеченный из электролизеров с помощью вакуумного ковша, поступает в литейное отделение для рафинирования от неметаллических и газовых примесей и дальнейшей переработки в товарную продукцию (чушки, цилиндрические и плоские слитки, катанку и т. п.). Перед разливкой алюминий-сырец выдерживают в расплавленном состоянии в электрических печах сопротивления (миксерах) или в газовых отражательных печах. В этих печах не только проводят рациональную шихтовку различных по составу порций жидкого алюминия, но и частично очищают от неметаллических включений, окисных пленок и натрия.

Разливка алюминия из миксера в чушки производится с помощью литейных машин конвейерного типа; цилиндрические и плоские слитки изготавливают методом полунепрерывного литья, а для получения катанки применяют специальные агрегаты совмещенного литья и прокатки.

На отечественных алюминиевых заводах при литье слитков алюминий, поступающий из миксера в кристаллизатор литейной машины, подвергают простейшему виду рафинирования — фильтрации расплава через стеклосетку с ячейками размером от $0,6 \times 0,6$ до $1,7 \times 1,7$ мм. Этот метод позволяет очищать алюминий только от очень грубых окисных включений; более совершенен метод фильтрации расплава через стеклосетку в восходящем потоке. При таком способе фильтрования частицы окисных включений, сталкиваясь с сеткой, не захватываются потоком расплава, а осаждаются на дне литейного желоба.

Для одновременной очистки алюминия, как от неметаллических примесей, так и от водорода успешно применяется метод фильтрации через флюсовый фильтр в сочетании с продувкой азотом. В качестве флюса можно использовать кислый электролит алюминиевых электролизеров. В результате

такой очистки содержание водорода в алюминии снижается с 0,22 до 0,16 см³ на 100 г металла.

В первичном алюминии, используемом для производства сплавов системы Al—Mg, содержание натрия не должно превышать 0,001 %. Это связано с тем, что присутствие натрия в этих сплавах ухудшает механические и другие эксплуатационные свойства изделий, применяемых в ряде отраслей народного хозяйства.

Наиболее эффективным методом одновременного рафинирования алюминия от натрия, водорода и неметаллических примесей является продувка расплавленного металла газовой смесью азота с 2-10% хлора, вводимой в расплав в виде мелких пузырей с помощью специальных устройств. Этот способ рафинирования позволяет снизить содержание натрия в алюминии до 0,0003—0,001% при расходе газовой смеси от 0,8 до 1,5 м³/т металла.

Расход электроэнергии на производство 1 т товарного алюминия из металла-сырца при использовании электропечей составляет 150-200 кВт · ч; безвозвратные потери металла на литейном переделе равны 1,5-5 % в зависимости от вида товарной продукции.

Получение алюминия высокой чистоты

Для получения алюминия высокой чистоты (марок А995—А95) первичный алюминий технической чистоты электролитически рафинируют. Это позволяет снизить в алюминии содержание металлических и газообразных примесей и тем самым значительно повысить его электропроводность, пластичность, отражательную способность и коррозионную стойкость.

Электролитическое рафинирование алюминия осуществляют электролизом расплавленных солей по трехслойному способу. Сущность способа заключается в следующем. В рафинировочном электролизере имеются три расплавленных слоя. Нижний, наиболее тяжелый, лежит на токопроводящей подине и служит анодом; он называется анодным сплавом и

представляет собой сплав рафинируемого алюминия с медью, которую вводят для утяжеления слоя. Средний слой — расплавленный электролит; его плотность меньше плотности анодного сплава и выше плотности чистого рафинированного (катодного) алюминия, находящегося над электролитом (верхний, третий жидкий слой).

При анодном растворении все примеси более электроположительные, чем алюминий (Fe, Si, Ti, Cu и др.), остаются в анодном сплаве, не переходя в электролит. Анодно растворяться будет только алюминий, который в форме ионов Al^{3+} переходит в электролит: $Al - 3e \rightarrow Al^{3+}$.

При электролизе ионы алюминия переносятся к катоду, на котором и разряжаются: $Al^{3+} + 3e \rightarrow Al$. В результате на катоде накапливается слой расплавленного рафинированного алюминия.

Если в анодном сплаве присутствуют примеси более электроотрицательные, чем алюминий (например, Ba, Na, Mg, Ca), то они могут электрохимически растворяться на аноде вместе с алюминием и в виде ионов переходить в электролит. Поскольку содержание электроотрицательных примесей в алюминии-сырце невелико, в заметном количестве в электролите они не накапливаются. Разряда этих ионов на катоде практически не происходит, так как их электродный потенциал электроотрицательнее алюминия.

В качестве электролита при электролитическом рафинировании алюминия в Советском Союзе и в большинстве стран применяют фторидно-хлоридный электролит, состав которого 55-60% $BaCl_2$, 35-40% $AlF_3 + NaF$ и 0-4% $NaCl$. Молярное отношение $NaF : AlF_3$ поддерживают 1,5-2,0; температура плавления электролита 720-730°C; температура процесса электролиза около 800°C; плотность электролита 2,7 г/см³.

Анодный сплав готовят из первичного алюминия и чистой меди (99,90-99,95% Cu), которую вводят в металл в количестве 30-40%. Плотность жидкого анодного сплава такого состава 3-3,5 г/см³; плотность же чистого расплавленного катодного алюминия равна 2,3 г/см³. При таком

соотношении плотностей создаются условия, необходимые для хорошего разделения трех расплавленных слоев.

В четверной системе Al—Cu—Fe—Si, к которой относится анодный сплав, образуется эвтектика с температурой плавления 520°C. Охлаждая анодный сплав, содержащий примеси железа и кремния в количествах выше эвтектических концентраций, можно выделить железо и кремний в твердую фазу в виде интерметаллических соединений FeSiAl₅ и Cu₂FeAl₇. Так как температура анодного сплава в карманах электролизера на 30-40°C ниже температуры анодного сплава в рабочем пространстве ванны, в них (по мере накопления в анодном сплаве железа и кремния) будут выделяться твердые интерметаллические осадки. Периодически удаляя эти осадки, очищают анодный сплав (без его обновления) от примесей железа и кремния. Так как в анодном сплаве концентрируется галлий, то извлекаемые из электролизера осадки (30-40 кг на 1 т алюминия) могут служить источником получения этого металла.

Для электролитического рафинирования служат электролизеры, которые по конструкции напоминают электролизеры с обожженными анодами для электролитического получения первичного алюминия, но имеют другое подключение полюсов: подина служит анодом, а верхний ряд электродов — катодом. Современные электролизеры для электролитического рафинирования алюминия рассчитаны на силу тока до 75 кА.

Электрохимический выход по току, рассчитанный по вылитому из электролизера металлу, составляет 97-98%. Фактический же выход по току, рассчитанный по количеству товарного металла, составляет 92-96%.

Основным фактором, снижающим выход по току, помимо прямых потерь тока на разряд более электроотрицательных ионов, потерь металла за счет его окисления и механических потерь алюминия, является работа электролизеров с выпуском несортového металла, который вновь возвращается в анодный сплав для последующего рафинирования. Эти

периоды работы электролизеров имеют место при пуске электролизеров и нарушениях технологического режима.

Электролитическое рафинирование алюминия является очень энергоемким производством. Расход электроэнергии в переменном токе, включая энергию, затраченную на подготовку электролита и анодного сплава, работу вентиляционных устройств и транспортных средств, а также потери на преобразование переменного тока в постоянный, составляет 18,5-21,0 тыс. кВт · ч на 1 т алюминия. Энергетический к. п. д. рафинировочных электролизеров не превышает 5-7%, т. е. 93-95% энергии расходуется в виде потерь тепла, выделяемого в основном в слое электролита (примерно 80-85% от общего прихода тепла). Следовательно, основными путями дальнейшего снижения удельного расхода электроэнергии на электролитическое рафинирование алюминия являются совершенствование теплоизоляции электролизера (особенно верхней части конструкции) и снижение слоя электролита (уменьшение междueleктродного расстояния).

Чистота алюминия, рафинированного по трехслойному методу, 99,995%; она определяется по разности с пятью основными примесями — железом, кремнием, медью, цинком и титаном. Количество получаемого металла такой марки может составлять 45-48% от общего выпуска (без его расшивки с более низкими сортами).

Следует, однако, отметить, что в электролитически рафинированном алюминии содержатся в меньших количествах примеси других металлов, что снижает абсолютную чистоту такого алюминия. Радиоаквационный анализ позволяет обнаружить в электролитически рафинированном алюминии до 30 примесей, суммарное содержание которых примерно 60 · 10⁻⁴%. Следовательно, чистота рафинированного алюминия по разности с этими примесями составляет 99,994% .

Помимо примесей, предусмотренных ГОСТом (см. табл. 1.1), в наиболее распространенной марке (А99) электролитически рафинированного алюминия содержится, %: Cr 0,00016; V 0,0001; Ga 0,0006; Pb 0,002; Sn

0,00005; Ca 0,002-0,003; Na 0,001-0,008; Mn 0,001-0,007; Mg 0,001-0,007; As<0,0001; Sb<0,00002; Bi<0,00001; Cd<0,000001; S 0,0007.

Один из источников загрязнения катодного алюминия — графитовые токоотводы, содержащие окись железа и кремния и постоянно соприкасающиеся с рафинированным алюминием. Если ток к катодному алюминию подводить непосредственно алюминиевыми шинами и применять инструмент из очень чистого графита, можно получать металл чистотой 99,999% по разности с определяемыми примесями (Fe, Si, Cu, Zn и Ti). В таком металле содержится в среднем, %: Si 0,0002; Fe 0,00032; Cu 0,0002; Zn 0,0002 и Ti 0,00005. Однако из-за технических трудностей такой способ подвода тока пока не нашел широкого промышленного применения.

Получение алюминия особой чистоты

Алюминий особой чистоты (марки А999) может быть получен тремя способами: зонной плавкой, дистилляцией через субгалогениды и электролизом алюминий-органических соединений. Из перечисленных способов получения алюминия особой чистоты практическое применение в СССР получил способ зонной плавки.

Принцип зонной плавки заключается в многократном прохождении расплавленной зоны вдоль слитка алюминия. По величине коэффициентов распределения $K = C_{\text{тв}}/C_{\text{ж}}$ (где $C_{\text{тв}}$ — концентрация примеси в твердой и $C_{\text{ж}}$ — в жидкой фазе), которые в значительной мере определяют эффективность очистки от примесей, эти примеси могут быть разбиты на три группы. К первой группе относятся примеси, понижающие температуру плавления алюминия; они имеют $K < 1$, при зонной плавке концентрируются в расплавленной зоне и переносятся ею к конечной части слитка. К числу этих примесей принадлежат Ga, Sn, Be, Sb, Ca, Th, Fe, Co, Ni, Ce, Te, Ba, Pt, Au, Bi, Pb, Cd, In, Na, Mg, Cu, Si, Ge, Zn. Ко второй группе принадлежат примеси, повышающие температуру плавления алюминия; они характеризуются $K > 1$ и при зонной плавке концентрируются в твердой (начальной) части слитка. К этим примесям относятся Nb, Ta, Cr, Ti, Mo, V. К третьей группе относятся

примеси с коэффициентом распределения, очень близким к единице (Mn, Sc). Эти примеси практически не удаляются при зонной плавке алюминия.

Алюминий, предназначенный для зонной плавки, подвергают некоторой подготовке, которая заключается в фильтрации, дегазации и травлении. Фильтрация необходима для удаления из алюминия тугоплавкой и прочной окисной пленки, диспергированной в металле. Окись алюминия, присутствующая в расплавленном алюминии, может при его затвердевании создавать центры кристаллизации, что ведет к получению поликристаллического слитка и нарушению эффекта перераспределения примесей между твердым металлом и расплавленной зоной. Фильтрацию алюминия ведут в вакууме (остаточное давление 0,1-0,4 Па) через отверстие в дне графитового тигля диаметром 1,5-2 мм. Предварительную дегазацию алюминия перед зонной плавкой (также нагреванием в вакууме) проводят для предупреждения разбрызгивания металла при расплавлении зоны в случае проведения процесса в глубоком вакууме. Последняя стадия подготовки алюминия к зонной плавке — травление его поверхности смесью концентрированных соляной и азотной кислот.

Так как алюминий обладает значительной химической активностью и в качестве основного материала для контейнеров (лодочек) применяют особо чистый графит, то зонную плавку алюминия проводят в вакууме или в атмосфере инертного газа (аргон, гелий).

Зонной плавкой в вакууме обеспечивается большая чистота алюминия вследствие улетучивания части примесей при вакуумировании (магния, цинка, кадмия, щелочных и щелочноземельных металлов), а также исключается загрязнение очищенного металла примесями в результате применения защитных инертных газов. Зонную плавку алюминия в вакууме можно проводить при непрерывной откачке кварцевой трубы, куда помещают графитовую лодочку со слитком алюминия, а также в запаянных кварцевых ампулах, из которых предварительно откачивают воздух до остаточного давления примерно $1 \cdot 10^{-3}$ Па.

Для создания расплавленной зоны на слитке алюминия при его зонной плавке может быть применен нагрев с помощью небольших печей сопротивления или же токов высокой частоты. Для электропитания печей электросопротивления не требуется сложной аппаратуры, печи просты в эксплуатации. Единственный недостаток этого метода нагрева — небольшое сечение слитка очищаемого алюминия.

Индукционный нагрев токами высокой частоты — идеальный способ создания расплавленной зоны на слитке при зонной плавке. Метод высокочастотного нагрева (помимо того, что он позволяет осуществить зонную плавку слитков больших сечений) имеет важное преимущество, заключающееся в том, что расплавленный металл непрерывно перемешивается в зоне; это облегчает диффузию атомов примеси от фронта кристаллизации в глубь расплава.

Впервые промышленное производство алюминия высокой чистоты зонной плавкой было освоено на Волховском алюминиевом заводе в 1965 г. на установке УЗПИ-3, разработанной ВАМИ. Эта установка была оснащена четырьмя кварцевыми ретортами с индукционным нагревом, при этом индукторы были подвижными, а контейнеры с металлом неподвижными. Производительность ее составляла 20 кг металла за цикл очистки. Впоследствии была создана и введена в промышленную эксплуатацию в 1972 г. на Волховском алюминиевом заводе более высокопроизводительная цельнометаллическая установка УЗПИ-4.

Эффективность очистки алюминия при зонной плавке может быть охарактеризована следующими данными. Если суммарное содержание примесей в электролитически рафинированном алюминии составляет $(30 \div 60) \cdot 10^{-4}\%$, то после зонной плавки оно снижается до $(2,8 \div 3,2) \cdot 10^{-4}\%$, т. е. в 15–20 раз. Это отвечает остаточному электросопротивлению алюминия $\rho \approx 10^{-10}$ (при температуре жидкого гелия 4,2 К) соответственно $(20 \div 40) \cdot 10^{-10}$ и $(1,8 \div 2,1) \cdot 10^{-10}$ или чистоте 99,997—99,994 и 99,9997%. В табл. 1.4 (см.

ниже) приведены данные радиоактивационного анализа о содержании некоторых примесей в зонно-очищенном алюминии и электролитически рафинированном. Эти данные свидетельствуют о сильном снижении содержания большинства примесей, хотя такие примеси, как марганец и скандий, при зонной плавке практически не удаляются.

В последние годы в ВАМИ разработана и опробована в промышленных условиях технология получения алюминия чистотой 99,9999% методом каскадной зонной плавки. Сущность способа каскадной зонной плавки заключается в том, что очистку исходного алюминия чистотой А999 ведут, последовательно повторяя циклы (каскады) зонной плавки. При этом исходным материалом каждого последующего каскада служит средняя, наиболее чистая часть слитка, получаемого в результате предыдущего цикла очистки.

Для получения металла чистотой 99,9999% достаточно провести два каскада зонной плавки. Дальнейшее увеличение числа каскадов не повышает чистоту алюминия, хотя и увеличивает общий выход металла чистотой 99,9999%.

Другим возможным процессом для получения алюминия особой чистоты является его дистилляция через субгалогениды, в частности через субфторид алюминия.

Давление насыщенных паров металлического алюминия недостаточно высоко, чтобы осуществить его непосредственную дистилляцию с практически приемлемыми скоростями. Однако при нагревании в вакууме (при 1000-1050°C) с AlF_3 алюминий образует легколетучий субфторид AlF , который перегоняется в холодную зону (800°C), где вновь распадается (диспропорционирует) с выделением чистого алюминия.

Возможность глубокой очистки алюминия от примеси в основном обусловлена тем, что вероятность образования субсоединений алюминия значительно больше вероятности образования субсоединений примеси.

Содержание примесей, в алюминии, дистиллированном через субфторид, находится в обратной зависимости от массы получаемых слитков. В слитках массой 1,5-1,7 кг суммарное содержание примесей (Si, Fe, Cu, Mg) составляет $11 \cdot 10^{-4} \%$, а содержание газов $0,007 \text{ см}^3/100 \text{ г}$. Удельное остаточное сопротивление ($\rho \cdot l$) при температуре жидкого гелия для такого металла составляет $(1,7 \div 2,0) \cdot 10^{-10} \text{ Ом} \cdot \text{см}$. Дистилляция алюминия через субфторид имеет ряд недостатков (сравнительно небольшая производительность, недостаточно глубокая очистка от магния и др.), поэтому способ не получил промышленного развития.

Разработаны также способы получения алюминия особой чистоты электролизом комплексных алюминийорганических соединений, отличающиеся составом электролита. Например, в ФРГ применяют способ электролиза 50%-ного раствора $\text{NaF} \cdot 2\text{Al}(\text{C}_2\text{H}_5)_3$ в толуоле. Рафинирование проводят при 100°C , напряжении на электролизере 1,0-1,5 В и плотности тока 0,3-0,5 А/дм² с использованием алюминиевых электродов. Катодный выход по току 99%. Электрохимическим рафинированием в алюминийорганических электролитах существенно снижается содержание марганца и скандия, которые практически не удаляются при зонной очистке. Недостатками указанного способа являются его низкая производительность и высокая пожароопасность.

Для более глубокой очистки алюминия и получения металла чистотой 99,99999% и более можно использовать комбинирование указанных выше способов: электролиз алюминийорганических соединений или возгонку через субфторид с последующей зонной плавкой полученного алюминия. Например, многократной зонной очисткой алюминия, полученного электролизом алюминийорганических соединений, удается получить металл особой чистоты с содержанием примесей, $\times 10^{-9} \%$: Fe 50; Si <500; Cu 10; Mg 30; Mn 5; Ti <500; Cr 20; Zn <50; Co <1; Ag <5; Sb <1 и Se 3.

Применение

Сочетание физических, механических и химических свойств алюминия определяет его широкое применение практически во всех областях техники, особенно в виде его сплавов с другими металлами. В электротехнике алюминий успешно заменяет медь, особенно в производстве массивных проводников, например, в воздушных линиях, высоковольтных кабелях, шинах распределительных устройств, трансформаторах (электрическая проводимость алюминия достигает 65,5% электрической проводимости меди, и он более чем в три раза легче меди; при поперечном сечении, обеспечивающем одну и ту же проводимость, масса проводов из алюминия вдвое меньше медных). Сверхчистый алюминий употребляют в производстве электрических конденсаторов и выпрямителей, действие которых основано на способности окисной пленки алюминия пропускать электрический ток только в одном направлении. Сверхчистый алюминий, очищенный зонной плавкой, применяется для синтеза полупроводниковых соединений типа АІІ ВV, применяемых для производства полупроводниковых приборов. Чистый алюминий используют в производстве разного рода зеркал отражателей. Алюминий высокой чистоты применяют для предохранения металлических поверхностей от действия атмосферной коррозии (плакирование, алюминиевая краска). Обладая относительно низким сечением поглощения нейтронов, алюминий применяется как конструкционный материал в ядерных реакторах.

В алюминиевых резервуарах большой емкости хранят и транспортируют жидкие газы (метан, кислород, водород и т. д.), азотную и уксусную кислоты, чистую воду, перекись водорода и пищевые масла. Алюминий широко применяют и оборудовании и аппаратах пищевой промышленности, для упаковки пищевых продуктов (в виде фольги), для производства разного рода бытовых изделий. Резко возросло потребление алюминия для отделки зданий, архитектурных, транспортных и спортивных сооружений.

В металлургии алюминий (помимо сплавов на его основе) — одна из самых распространённых легирующих добавок в сплавах на основе Cu, Mg, Ti, Ni, Zn и Fe. Применяют алюминий также для раскисления стали перед заливкой её в форму, а также в процессах получения некоторых металлов методом алюминотермии. На основе алюминия методом порошковой металлургии создан САП (спечённый алюминиевый порошок), обладающий при температурах выше 300°C большой жаропрочностью.

Алюминий используют в производстве взрывчатых веществ (аммонал, алюмотол). Широко применяют различные соединения алюминия.

Производство и потребление алюминия непрерывно растёт, значительно опережая по темпам роста производство стали, меди, свинца, цинка.

8. Новые методы добычи и производства меди

Медь — элемент побочной подгруппы первой группы, четвёртого периода периодической системы химических элементов Д. И. Менделеева, с атомным номером 29. Обозначается символом Cu (лат. Cuprum). Простое вещество медь (CAS-номер: 7440-50-8) — это пластичный переходный металл золотисто-розового цвета (розового цвета при отсутствии оксидной плёнки). С давних пор широко применяется человеком.

История и происхождение названия

Медь — один из первых металлов, широко освоенных человеком из-за сравнительной доступности для получения из руды и малой температуры плавления. В древности применялась в основном в виде сплава с оловом — бронзы для изготовления оружия и т. п. (см бронзовый век).

Латинское название меди Cuprum (древн. Aes cuprium, Aes cuprium) произошло от названия острова Кипр, где уже в III тысячелетии до н. э. существовали медные рудники и производилась выплавка меди.

У Страбона медь именуется халкосом, от названия города Халкиды на Эвбее. От этого слова произошли многие древнегреческие названия медных и бронзовых предметов, кузнечного ремесла, кузнечных изделий и литья.

Второе латинское название меди Aes (санскр. ayas, готское aiz, герм. erz, англ. ore) означает руда или рудник. Сторонники индогерманской теории происхождения европейских языков производят русское слово медь (польск. miedz, чешск. med) от древненемецкого smida (металл) и Schmied (кузнец, англ. Smith). Конечно, родство корней в данном случае несомненно, однако, оба эти слова произведены от греч. рудник, копь независимо друг от друга. От этого слова произошли и родственные названия — медаль, медальон (франц. medaille). Слова медь и медный встречаются в древнейших русских литературных памятниках. Алхимики именовали медь венера (Venus). В более древние времена встречается название марс (Mars).

Физические свойства

Медь — золотисто-розовый пластичный металл, на воздухе быстро покрывается оксидной плёнкой, которая придаёт ей характерный интенсивный желтовато-красный оттенок. Тонкие плёнки меди на просвет имеют зеленовато-голубой цвет.

Медь образует кубическую гранецентрированную решётку, пространственная группа $F m\bar{3}m$, $a = 0,36150$ нм, $Z = 4$.

Медь обладает высокой тепло- и электропроводностью (занимает второе место по электропроводности после серебра).

Имеет два стабильных изотопа — ^{63}Cu и ^{65}Cu , и несколько радиоактивных изотопов. Самый долгоживущий из них, ^{64}Cu , имеет период полураспада 12,7 ч и два варианта распада с различными продуктами.

Существует ряд сплавов меди: латуни — с цинком, бронзы — с оловом и другими элементами, мельхиор — с никелем, баббиты — со свинцом и другие.

Химические свойства

Не изменяется на воздухе в отсутствие влаги и диоксида углерода. Является слабым восстановителем, не реагирует с водой, разбавленной соляной кислотой. Переводится в раствор кислотами-неокислителями или гидратом аммиака в присутствии кислорода, цианидом калия. Окисляется

концентрированными серной и азотной кислотами, «царской водкой», кислородом, галогенами, халькогенами, оксидами неметаллов. Реагирует при нагревании с галогеноводородами.

Современные способы добычи

90 % первичной меди получают пирометаллургическим способом, 10 % — гидрометаллургическим. Гидрометаллургический способ — это получение меди путём её выщелачивания слабым раствором серной кислоты и последующего выделения металлической меди из раствора. Пирометаллургический способ состоит из нескольких этапов: обогащения, обжига, плавки на штейн, продувки в конвертере, рафинирования.

Для обогащения медных руд используется метод флотации (основан на использовании различной смачиваемости медьсодержащих частиц и пустой породы), который позволяет получать медный концентрат, содержащий от 10 до 35 % меди.

Медные руды и концентраты с большим содержанием серы подвергаются окислительному обжигу. В процессе нагрева концентрата или руды до 700—800 °С в присутствии кислорода воздуха, сульфиды окисляются и содержание серы снижается почти вдвое от первоначального. Обжигают только бедные (с содержанием меди от 8 до 25 %) концентраты, а богатые (от 25 до 35 % меди) плавят без обжига.

После обжига руда и медный концентрат подвергаются плавке на штейн, представляющий собой сплав, содержащий сульфиды меди и железа. Штейн содержит от 30 до 50 % меди, 20-40 % железа, 22-25 % серы, кроме того, штейн содержит примеси никеля, цинка, свинца, золота, серебра. Чаще всего плавка производится в пламенных отражательных печах. Температура в зоне плавки 1450 °С.

С целью окисления сульфидов и железа, полученный медный штейн подвергают продувке сжатым воздухом в горизонтальных конвертерах с боковым дутьём. Образующиеся окислы переводят в шлак. Температура в конвертере составляет 1200—1300 °С. Интересно, что тепло в конвертере

выделяется за счёт протекания химических реакций, без подачи топлива. Таким образом, в конвертере получают черновую медь, содержащую 98,4 — 99,4 % меди, 0,01 — 0,04 % железа, 0,02 — 0,1 % серы и небольшое количество никеля, олова, сурьмы, серебра, золота. Эту медь сливают в ковш и разливают в стальные изложницы или на разливочной машине.

Далее, для удаления вредных примесей, черновую медь рафинируют (проводят огневое, а затем электролитическое рафинирование). Сущность огневого рафинирования черновой меди заключается в окислении примесей, удалении их с газами и переводе в шлак. После огневого рафинирования получают медь чистотой 99,0 — 99,7 %. Её разливают в изложницы и получают чушки для дальнейшей выплавки сплавов (бронзы и латуни) или слитки для электролитического рафинирования.

Электролитическое рафинирование проводят для получения чистой меди (99,95 %). Электролиз проводят в ваннах, где анод — из меди огневого рафинирования, а катод — из тонких листов чистой меди. Электролитом служит водный раствор. При пропускании постоянного тока анод растворяется, медь переходит в раствор, и, очищенная от примесей, осаждается на катодах. Примеси оседают на дно ванны в виде шлака, который идёт на переработку с целью извлечения ценных металлов. Катоды выгружают через 5-12 дней, когда их масса достигнет от 60 до 90 кг. Их тщательно промывают, а затем переплавляют в электропечах.

9. Добыча железа

Из всех добываемых металлов, железо имеет наибольшее значение. Вся современная техника связана с применением железа и его сплавов. Количество добываемого железа примерно в 15 раз превосходит добычу всех остальных металлов вместе взятых.

Основным промышленным способом получения железа служит производство его в виде различных сплавов с углеродом — чугунов и углеродистых сталей. Чугуны получают доменным процессом, а стали — мартеновским, конверторным и электроплавильным процессами.

В доменном процессе в качестве основных шихтовых материалов участвуют: железная руда, кокс и известняк, необходимые для восстановления окислов железа в руде углеродом и разведения расплавленных чугуна и шлака.

В домну подается воздух или, для ускорения процесса, кислород (кислородное дутье). Углерод кокса окисляется кислородом: $C + O_2 = CO_2$; $C + CO_2 = 2CO$.

Образующийся при этом CO и углерод кокса восстанавливают окислом железа:

Поскольку указанные реакции протекают при избытке углерода, восстановленное железо сплавляется с углеродом и образуется чугун со значительно более низкой температурой плавления, чем чистое железо. Чугун (с 4,3% C) плавится при 1135°C, а железо при 1539°C.

Расплавленные низкоплавкие чугун и шлак собираются в горне доменной печи и периодически выпускаются через специальные отверстия.

Способы передела чугуна – мартеновский, конверторный и электроплавильный, - сводятся к удалению избыточного углерода и вредных примесей (S, P) путем их окисления и к доводке содержания легирующих элементов до заданного путем добавления их при плавке.