

621.31:669
965

Д Е П

А К А Д Е М И Я Н А У К С С С Р

С О В Е Т П О И З У Ч Е Н И Ю П Р И Р О Д Н Ы Х Р Е С У Р С О В

621.31:669

ДЗБ

6 МА
РЕСПУБЛИКАНСКАЯ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ
БИБЛИОТЕКА БССР

ЭНЕРГОЕМКИЕ ПРОИЗВОДСТВА

Ц В Е Т Н Ы Е М Е Т А Л Л Ы,
ФЕРРОСПЛАВЫ, ГРАФИТОВЫЕ ЭЛЕКТРОДЫ,
СИЛИКАТНАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ
И ЛЕСОХИМИЧЕСКАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

РЕСПУБЛИКАНСКАЯ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ
БИБЛИОТЕКА БССР

46175

Издано при участии
Бюро Ангара-Енисейской проблемы
Гидроэлектропроекта

12.12.1934
РЕСПУБЛИКАНСКАЯ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ
БИБЛИОТЕКА БССР

РЕСПУБЛИКАНСКАЯ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ
БИБЛИОТЕКА БССР

ЛЕНИНГРАД · ИЗДАТЕЛЬСТВО АКАДЕМИИ НАУК · 1934

Февраль 1934 г.

Напечатано по распоряжению Академии Наук СССР

Непременный Секретарь академик *В. Волин*

Редактор издания А. Ф. Сагайдачный

Технический редактор К. А. Гранстрем. — Ученый корректор М. М. Севастьянов

Сдано в набор 26 марта 1933 г. — Подписано к печати 27 февраля 1934 г.

289 стр. (11 фиг.)

Формат бум. 72×110 см. — $18\frac{1}{8}$ печ. л. — 55826 печ. зн. — Тираж 3000 + 175

Ленгормит № 26551. — АНИ № 104. — Заказ № 619

Типография Академии Наук СССР. В. О., 9 линия, 12.

ОТ БЮРО АНГАРО-ЕНИСЕЙСКОЙ ПРОБЛЕМЫ ГИДРОЭЛЕКТРОПРОЕКТА

Предлагаемый сборник статей на тему о применении электроэнергии в металлургии и силикатной промышленности является частью большой работы, организованной и выполненной Советом по изучению производительных сил Академии Наук СССР (ныне Совет по изучению природных ресурсов), по заданию и при участии Бюро Ангара-Енисейской проблемы Гидроэлектропроекта.

Работа преследовала цель научной систематизации разбросанного в различных изданиях и рукописях материала, освещающего использование электроэнергии для технологических целей энергоемких производств в их современных формах, а также имеющихся, главным образом, предположительных данных о новых, более совершенных формах организации отдельных производств, основанных на широком применении электроэнергии, связанном с массовым и очень дешевым током.

Попытка некоторой систематизации данных об энергоемких производствах в свое время делалась в трудах мировых энергетических конференций. Эти данные, представляя в основном статистическую сводку цифровых показателей и не затрагивая сущность производств, к тому же сейчас устарели.

Бюро Ангара-Енисейской проблемы, работая над вопросом использования гигантских запасов дешевой гидроэнергии, сконцентрированной в реках Ангара и Енисее, вплотную столкнулось с необходимостью строгой систематизации представлений об энергоемких производствах и составления их развернутых характеристик как базы для проектно-плановых предположений о постановке на дешевой гидроэнергии рек Ангара и Енисея тех или иных энергоемких отраслей промышленности. Самой собой разумеется, что подобный материал в равной мере полезен и для других районов в СССР, располагающих запасами дешевого тока. Дальнейшим этапом работы должна явиться систематизированная и планомерная научно-исследовательская разработка вопроса о расширении применения электроэнергии в ряде производств путем коренной реконструкции их технологии.

Указания в решениях XVII Партконференции ВКП(б) и позднее XVII Партсъезда ВКП(б) (см. тезисы тт. Молотова и Куйбышева) на необходимость широкого внедрения электрификации и механизации в технологию производств социалистической промышленности подчеркивают, насколько своевременно была нами начата эта работа.

Однако, работа по теме в целом достаточно трудна. Выполнен ее первый этап — составление развернутых характеристик энергоемких производств по металлургии и силикатной промышленности. При этом некоторые из разделов освещены пока не полно, некоторые из отраслей не вошли совсем (напр. энергоемкие производства на сельскохозяйственном сырье). Обзоры по отраслям недостаточно однородны по глубине разработки и приводимым показателям. Это не умаляет высокого интереса работы и ее значения ввиду новизны и остроты ее тематики.

Дальнейшее продвижение работы по полному ее замыслу мы представляем себе возможным при привлечении к участию в ней широких кругов специалистов-ученых и отраслевых научно-исследовательских институтов в СССР, работающих в соответственных областях.

Рассматривая таким образом настоящий сборник как первичный материал, мы надеемся, что ознакомление с ним послужит к дальнейшему движению работы по широкому ее замыслу и таким образом даст возможность осуществить указания Партии и Правительства об электрификации социалистической промышленности на базе современной научной подготовленности.

Н. Н. Колосовский

В. М. Малышев

ОТ РЕДАКЦИИ

Настоящие очерки имеют целью выяснить энергоемкость ряда производств на основе их технологических процессов.

Очерки составлены по литературным источникам и по данным опыта, накопившимся к 1931 г. С тех пор, в связи с ростом промышленности и с развитием технологических процессов, абсолютное значение тех или иных приводимых в книге цифр изменилось. Но отмеченные в книге соотношения между определенными цифровыми показателями подверглись гораздо меньшим колебаниям. Соответствующие цифры, являясь средними ориентировочными, могут быть положены в основу соображений при создании производств. И поэтому настоящие очерки могут послужить практически полезным пособием для технологов, экономистов, плановиков и др.

Н. П. АСЕЕВ

МИРОВАЯ ДОБЫЧА И ЭЛЕКТРОЕМКОСТЬ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Если к черным металлам отнести железо и его сплавы, то прочие металлы и сплавы войдут в область цветных металлов. Заводским путем ныне добывается около трех десятков цветных металлов, причем число это растет с каждым годом по мере открытия новых крупных месторождений или новых методов извлечения металлов. В настоящем обзоре будут рассмотрены лишь те, которые имеют крупное энергетическое значение.¹

Хотя мы живем еще в железном веке, цветные металлы и теперь уже имеют огромное значение в мировой технике и экономике. Ценность добываемых ныне цветных металлов превосходит стоимость мировой выплавки чугуна. Так, например, в 1929 г. стоимость 95 900 000 т выплавленного чугуна была около 3.5 млрд. руб., а цветных металлов — около 4.5 млрд. руб. Относительные количества и ценность отдельных, добытых в 1929 г., цветных металлов (29)² приведены в табл. 1.

Огромные успехи современной металлургии лучше всего характеризуются колоссальным ростом производства металлов. Теперь в один год добывается металлов больше, чем за сотню или даже тысячу лет в прежние времена. В этом отношении весьма показательна табл. 2, где приведены сведения о суммарной добыче 9 главнейших металлов во всем мире и за все время их добычи, причем эта добыча разделена на два неравных периода — один с глубокой древности по 1912 г. включительно, а другой с 1913 по 1929 г. Далее, для сравнения приводится добыча металлов в 1929 г. и, наконец, указано, во сколько лет можно, при размерах производства 1929 г., добыть все то, что было получено до 1913 г.

¹ Общая редакция статей по металлам принадлежит проф. Н. П. Асееву. Все статьи написаны в 1931 г.

² Помещенные в скобках цифры курсивом указывают на соответственные номера приложенного в конце статьи списка литературы.

Таблица 1

Название	Количество (в тоннах)	Стоимость в миллионах рублей (округленно)
Медь	1 908 000	1500
Золото	625	800
Свинец	1 755 000	500
Цинк	1 470 000	400
Олово	192 000	400
Серебро	8 170	300
Алюминий	270 000	300
Магний	5 000	15
Никель	56 000	100
Ртуть	5 000	35
Платина	6	30
Ванадий	1 500	20
Вольфрам (концентрат)	13 500	20
Кобальт	1 000	10
Сурьма	22 000	9
Мышьяк (окись)	35 000	5
Кадмий	1 500	5
Висмут	400	3
Селен	150	1
Бериллий	1	3
Итого	—	4456

Таблица 2

Мировое производство металлов

Название	Всего в мире добыто до 1929 г. (в тыс. тонн)	Добыто в мире до 1913 г.		Добыто в мире в 1913—1929 гг.		Мировая добыча 1929 г. (в тыс. тонн)	Во сколько лет будет добыто все, что было добыто до 1913 г.
		(в тыс. тонн)	%	(в тыс. тонн)	%		
Железо	3 100 000	1 800 000	58	1 300 000	42	96 000	19
Свинец	60 000	40 000	67	20 000	33	1 755	23
Медь	44 000	22 000	50	22 000	50	1 908	12
Цинк	40 000	20 000	50	20 000	50	1 470	14
Олово	7 500	5 000	67	2 500	33	192	26
Алюминий	2 640	300	11	2 340	89	270	1
Никель	800	300	38	500	62	56	5
Серебро	470	340	72	130	28	8	42
Золото	33	22.5	68	10.5	32	0.625	36

Как видим, для покрытия мировой добычи металлов за время до 1913 г. теперь надо по главным металлам от 12 до 26 лет, по золоту и серебру 36—42 года, по новым металлам — никелю пять лет, а по алюминию один только год (5).

Характерной особенностью последнего времени является более быстрый рост добычи цветных металлов по сравнению с железом (чугуном). Так, например, с 1913 по 1928 г. производство чугуна увеличилось только на 24%, а меди — 70%, свинца — 37%, цинка — 40%, олова — 48%, никеля — 66%, алюминия даже 246%. Нельзя не обратить внимания на исключительно быстрый рост производства алюминия. В 1900 г. мировая добыча его достигла около 8000 т, а теперь — свыше 300 000 т.

К характерным особенностям добычи цветных металлов надо отнести: а) бедность руд; б) необходимость их обогащения; в) сложность и комплексность металлургической обработки руд; г) весьма большую трудоемкость добычи; д) стремление к максимальной механизации и в особенности электрификации, и как следствие всего этого — весьма большую, сравнительно, электроемкость цветных металлов.

Для иллюстрации можно сопоставить железные и цветные руды: железные содержат 25—60% железа, в среднем около 40—50%; медные добываются с средним содержанием меди $1\frac{1}{2}$ —1%, а золотые и платиновые руды — с содержанием до 0.001% и даже до 0.00001% добываемого металла. Другими словами, если на одну тонну чугуна надо добыть и переработать всего 2—2.5 т руды, то для меди требуется 70—100 т, а для золота и платины — 100 000 т и даже 10 000 000 т. Отсюда уже можно видеть, что добыча цветных металлов является весьма трудоемкой, а при современном стремлении к механизации и электрификации эта большая трудоемкость переходит в столь же большую энерго- и электроемкость.

В отношении электроемкости цветных металлов, так же, как и в других производствах, надо различать два понятия: а) удельную электроемкость, т. е. затрата энергии на одну единицу, например, на одну тонну добываемого металла, и б) общую или суммарную электроемкость данного металла в зависимости от размеров его производства. Эти два вида электроемкости по своей величине и значению могут быть весьма различны для одного и того же металла или минерала. В виде наиболее характерного примера можно привести электроемкость радия и каменного угля.

Среднее содержание радия в ураново-радиевых рудах колеблется от 2 до 5 мг на тонну руды (16), т. е. для получения тонны радия потребовалось бы от 200 000 000 до 500 000 000 т руды. Если принять, что для добычи, обогащения и переработки этой руды потребовалось бы всего лишь 10 квт/час. на тонну руды, то на одну тонну радия понадобилось бы изумительное количество энергии — от 2 до 5 млрд. квт/час., а в действительности еще больше. Таким образом, по удельной электроемкости радия

принадлежит бесспорно первое место среди всех промышленных металлов (его могут превзойти лишь другие радиоэлементы — мезоторий, актиний и пр.). Но мировая добыча радия не превышает 40—50 г в год (29). Отсюда общая суммарная электроемкость мировой добычи радия выражается весьма скромной цифрой — 100 000 до 250 000 квт/час. в год, т. е. по суммарной электроемкости радий занимает одно из самых последних мест среди цветных металлов.

Каменный уголь диаметрально противоположен радия. Его удельная электроемкость весьма небольшая — около 20 квт/час. на тонну. Но его добывается $1\frac{1}{2}$ млрд. тонн, а потому его суммарная электроемкость грандиозна — 30 млрд. квт/час.

Условия производства цветных металлов зависят от такого множества разнообразных причин, что более или менее точную удельную электроемкость всякого металла можно определить лишь для каждого данного случая, когда все местные условия добычи руд, затем их обогащения и, наконец, заводской переработки могут быть точно учтены. Эту оговорку надо иметь в виду при всех дальнейших суждениях об удельной электроемкости цветных металлов. Поэтому приводимые ниже данные электроемкостей надо рассматривать только как средние ориентировочные цифры, причем эти цифры выражены в киловатт-часах переменного тока на понизительных подстанциях.

Из цветных металлов здесь рассматриваются лишь те, которые имеют наибольшую и удельную и суммарную электроемкость, а именно: золото и платина, алюминий и магний, цинк и свинец и, наконец, медь.

Золото и платина. Эти металлы находятся в природе главным образом в самородном металлическом виде. Поэтому добыча их в простейшем виде сводится к простой отмывке этих металлов от пустой породы. При добыче платины все операции, за весьма редкими исключениями, заключаются в добыче и механическом обогащении руды. Поэтому учет расхода энергии здесь наиболее простой. При добыче золота работа несколько усложняется добавлением процессов амальгамации и цианирования, а в последнее время и флотационного обогащения. Вот почему учет расхода энергии при добыче золота несколько более сложен, чем при платине, но все же значительно проще, чем при прочих цветных металлах.

Самой дешевой добычей золота и платины в настоящее время считается добыча их из россыпей при помощи так называемого гидравлического метода (размыв водой золотоносных россыпей) или же при помощи очень мощных электрических драг. В последнем случае рентабельное содержание золота и платины, при наилучших общих условиях, может спускаться до 0.00002% для золота (24) и до 0.00001% для платины (8). Другими словами, для добычи одной тонны золота надо поднять и промыть на драге до 5 000 000 т, а для платины даже до 10 000 000 т рудоносных песков. Если принять, что при дражной работе затрачивается от $\frac{1}{2}$ до

1 квт/час. на тонну обрабатываемой руды (20), то окажется, что на тонну дражного золота затрата энергии будет от 2.5 до 5 млн. квт/час., а для платины — от 5 до 10 млн. квт/час. Само собой разумеется, что если россыпи будут богаче, то расход энергии соответственно уменьшится. Следует, однако, помнить, что теперь везде идет речь не о богатых, а о бедных месторождениях.

Кроме россыпей, золото и платина добываются еще из коренных рудных месторождений. Здесь добыча ведется иногда на весьма значительной глубине — в Америке и в Африке имеются золотые рудники до 3 км глубиной. Эта коренная руда требует значительных расходов энергии на ее обработку, дробление, обогащение и пр. Поэтому для рентабельной добычи золота и платины из коренных месторождений требуется более высокое содержание этих металлов в руде, т. е. до 0.001% для золота (24) и до 0.0005—0.0002% для платины (29). Иначе говоря, для получения тонны рудного золота надо добыть и переработать до 100 000 т, а для платины до 200 000—400 000 т руды. Если принять, что на добычу и обработку — грубое и тонкое измельчение, цианирование и пр. — одной тонны коренной руды затрачивается от 15 до 30 квт/час. (6), то окажется, что на одну тонну рудного золота потребуется 1.5—3.0 млн. квт/час., а для платины 3.0—6.0 млн. квт/час.

Далее, надо принять во внимание, что большая часть мировой добычи золота получается ныне из рудных месторождений, а платины, наоборот, из россыпных месторождений. Если же учесть еще общую тенденцию и неизбежную необходимость переходить на разработку все более и более бедных руд, то среднюю удельную электроемкость золота и платины ориентировочно можно принять: для золота — около 3 000 000 квт/час., для платины — около 6 000 000 квт/час. на тонну добываемого металла. В отдельных случаях цифры эти могут, конечно, колебаться в очень широких пределах.

Алюминий и магний. Легкие металлы по своей удельной электроемкости занимают второе место после драгоценных металлов. При этом алюминий и магний, в прямую противоположность золоту и платине, на добычу и обогащение руд требуют очень мало энергии, но зато на заводское получение самих металлов расход тепла и электроэнергии весьма большой.

Наибольшее количество электроэнергии при алюминии и магнии затрачивается на электролиз их расплавленных солей. Тепловая же энергия расходуется, главным образом, на подготовку сырья, т. е. получение окиси алюминия или обезвоживание хлористого магния. Кроме того, некоторое количество энергии идет на всевозможные заводские электромоторы и на освещение. В дальнейшем изложении будет дана полная характеристика как алюминиевого, так и магниевоего производства. Поэтому здесь приводятся лишь общие средние цифры.

Расход энергии на производство алюминия, по прежним литературным данным, колеблется в пределах от 24 000 до 35 000 и даже до

40 000 квт/час. на тонну алюминия (25). Такие большие колебания можно объяснить, с одной стороны, разными условиями работы, которая за границей до сих пор держится в большом секрете, а, с другой стороны, возможно, что эти цифры представляют собой разные понятия, т. е. в одних случаях приведен расход постоянного тока только на электролиз, а в других — весь расход электроэнергии вообще по всему производству и с отнесением этой энергии к переменному току. В настоящее время на основании работ нашего опытного алюминиевого завода в Ленинграде можно считать, что, в зависимости от конструкции электролитных ванн и режима работы на них, расход постоянного тока на электролиз алюминия будет 25 000—20 000 квт/час. и даже еще меньше на одну тонну катодного алюминия.

Весь же расход переменного тока, включая сюда моторные установки и освещение, на одну тонну переплавленного алюминия надо считать, в среднем, не ниже 30 000 квт/час. В отдельных же случаях эта цифра может весьма сильно возрасти. Так, например, при электротермическом способе получения окиси алюминия появляется дополнительная затрата электроэнергии на плавильные печи в размере 12 000—15 000 квт/час., и весь расход переменного тока на тонну алюминия повышается до 40 000—45 000 квт/час. (12). Когда же окись алюминия получается не электротермическим путем, а методом спекания, требуется большой расход топлива — порядка 7—9 и даже 12 т каменного угля на тонну алюминия.

Учитывая сказанное, можно ориентировочно принять, что удельная электроемкость одной тонны алюминия, при современных достижениях в его производстве, будет около 30 000 квт/час., причем в эту цифру не входит тепловая или электрическая энергия, затрачиваемая на производство окиси алюминия; с учетом же этой последней, удельная электроемкость повышается до 40 000—45 000 квт/час.

Расход энергии на производство магния также складывается из тепловой, затрачиваемой на подготовку сырья, например, обезвоживание хлористого магния, и затем из электроэнергии на электролиз расплавленных солей магния. Расход постоянного тока на электролиз магния, подобно алюминию, колеблется в широких пределах. По прежним литературным данным при небольших лабораторных опытах расход постоянного тока, в зависимости от различных условий опытов, колеблется от 16 до 37 квт/час. на 1 кг магния (23).

По работам опытного магниевых завода можно принять, что весь расход переменного тока на электролиз, на моторы, вентиляцию, освещение и пр. колеблется около 35 000—40 000 квт/час. (19). При получении же магния из окиси магния во фтористом электролите расход энергии повышается до 60 000—70 000 квт/час. на тонну магния. Так как магний в настоящее время получается почти исключительно из его хлористых соединений, то удельная электроемкость магния может быть ориентировочно принята около 38 000 квт/час., причем в эту цифру

не входит значительная тепловая энергия, необходимая для подготовки сырья, т. е. для обезвоживания хлористого магния.

Цинк и свинец. Эти металлы приходится рассматривать вместе, так как в природе они встречаются вместе в виде так называемых полиметаллических руд.

Добыча полиметаллических руд производится обычно подземными работами из рудников средней глубины и мощности, хотя имеются рудники и свыше одного километра глубиной.

При средних условиях на добычу одной тонны свинцово-цинковых руд затрачивается, по американским примерам, 10—17 квт/час. (9). Далее следует обогащение этих руд и разделение их на концентраты. Эта операция требует значительной затраты электроэнергии — по американским примерам от 25 до 38 квт/час. на тонну обрабатываемой руды (22, 17). Если принять во внимание, что теперь добываются все более и более бедные руды, то общая затрата электроэнергии на добычу и обогащение руд является весьма значительной. Распределение этого общего расхода энергии между свинцом и цинком производится более или менее условно (о чем будет сказано ниже). При содержании в руде цинка около 10% и свинца около 5% из расхода энергии на рудник и обогатительную фабрику приходится на тонну цинка около 300—400 квт/час., а на тонну свинца около 500—600 квт/час.

После обогащения и разделения, свинцовые и цинковые концентраты поступают на заводскую переработку.

Расход энергии на выплавку свинца при нынешних условиях составляет около 0.5—1.0 т кокса (27) и около 300—400 квт/час. электроэнергии на одну тонну свинца. Правда, что в случае электротермической переработки свинцовых, цинксодержащих, шлаков расход энергии на свинцовом заводе очень сильно повышается, так как добавляется еще около 1000—1200 квт/час. на переработку шлака (3). Но это производство лишь начинает применяться и не имеет пока еще значительного распространения. Таким образом, удельная электроемкость свинца, при современных условиях производства, — около 1000 квт/час., считая в этом добычу, обогащение и плавку руд.

Энергоемкость цинка и по тепловой и по электролитической энергии больше, чем у свинца. Цинк в настоящее время получается разными способами — старым дистилляционным, новым электролитическим и, наконец, имеются отдельные примеры добычи цинка электротермическим путем.¹

При дистилляционном способе получения цинка требуется весьма большая затрата топлива на нагрев и восстановление — 3—4 т и даже до 6 т каменного угля на тонну цинка (28). На электроэнергию здесь расход на моторы и освещение сравнительно небольшой — около 700—800 квт/час.

¹ В дальнейшем изложении будет дана развернутая характеристика всех этих способов. Здесь приводятся лишь средние ориентировочные цифры.

на тонну цинка. Дистилляционный цинк подвергается очистке или рафинированию разными методами (2). Если требуется цинк высшей чистоты, приходится дистилляционный цинк подвергать редистилляции или же электролитическому рафинированию. В этих случаях расход электроэнергии значительно повышается. При редистилляции цинка в электрических печах расходуется 1000—1200 квт/час. на тонну цинка (30), а при электролитическом рафинировании еще больше (31). В таких исключительных случаях расход всей электроэнергии при дистилляционном способе повышается до 2000 квт/час. и более, тогда как обычно он не превышает 1000 квт/час. на тонну цинка.

Второй способ — электролитическое получение цинка приобретает ныне весьма быстрое распространение. Здесь расход энергии прямо противоположен дистилляционному способу, т. е. на тепловую энергию расход небольшой — около 0.5 т, но зато общий расход электроэнергии на добычу руд, обогащение их и на электролитическую переработку цинковых концентратов составляет 4500—5000 квт/час. на тонну чушкового цинка (11).

При третьем — электротермическом — методе обработки полиметаллических руд расход электроэнергии еще выше, доходя в отдельных случаях до 6000 квт/час. и выше (30). Однако, электротермические методы до сих пор еще мало применялись.

Учитывая вышесказанное, можно принять:

а) Удельная электроемкость тонны свинца около 1000 квт/час.; кроме того, требуется около 0.5—1.0 т условного топлива.

б) Удельная электроемкость дистилляционного цинка около 1000 квт/час.; кроме того, требуется около 4 т условного топлива, которые в современном переводе на электроэнергию соответствовали бы примерно 6000 квт/час.

в) Удельная электроемкость электролитического цинка не меньше 4500 квт/час. на тонну чушкового цинка и, кроме того, еще требуется около 0.5 т топлива.

Медь. И по количеству и по ценности медь занимала в 1929 г. первое место среди прочих цветных металлов. Современная добыча меди базируется на бедных рудах. Эти руды подвергаются или флотационному обогащению и затем плавке на черную медь, или же гидрометаллургической обработке с последующим электролизом полученных медных растворов.

При первом способе электрическая энергия расходуется на добычу руд, затем на обогащение, силовые и осветительные установки медеплавильного завода и, наконец, на электролитическое рафинирование черной меди. Этот способ получения меди имеет ныне наибольшее распространение.

При втором, гидрометаллургическом, способе главная затрата электрической энергии идет на электролиз, а прочие статьи расхода — добыча руд и силовые установки на заводе — имеют второстепенное значение.

Добыча медных руд ведется или открытыми или же подземными работами. Открытые работы применяются в настоящее время на самых крупных разработках медных руд. В Америке при работе сверхмощными электрическими экскаваторами расход энергии на тонну добытой руды снижается до 2 квт/час., считая в том числе не только добычу самой руды, но и вскрышу пустой породы. При добыче же руд подземных рудников расход энергии подымается до 10 квт/час. и более на тонну руды (9).

На обогащение медных руд, обычно флотационное, а часто и селективно-флотационное, требуется от 10 до 20 квт/час. на тонну обработанной руды (7, 9, 18). Если на одну тонну меди надо от 70 до 100 т руды, то расход энергии на добычу и обогащение медных руд является уже весьма значительным — в среднем от 1000 до 2000 квт/час. на тонну меди, а в отдельных случаях и еще более.

Плавка обогащенных медных концентратов на черную медь в настоящее время требует сравнительно немного электроэнергии на заводские моторы и на освещение — в среднем около 400—500 квт/час. на тонну меди. Примерно такой же расход энергии — 300—400 квт/час. — требуется и на электролитическое рафинирование черной меди. В общем расход электроэнергии при современном медеплавильном производстве надо считать в среднем около 2000 квт/час. на тонну меди и, кроме того, еще около 1.0—1.5 т топлива (1, 21, 26).

При гидрометаллургической обработке медных руд отпадают операции обогащения руд, плавки и рафинирования, но зато требуется весьма большой расход электроэнергии на электролитическое осаждение меди из растворов. Расход постоянного тока на тонну катодной меди около 2500—2700 квт/час. (9, 15, 23). Если же прибавить сюда расход энергии на добычу и грубое дробление руды, затем на силовые и осветительные установки завода, то общий расход переменного тока на одну тонну выпускаемой меди надо считать не ниже 3500 квт/час. (1, 15).

Таким образом при современных условиях производства меди можно ориентировочно принять:

а) Удельная электроемкость тонны меди, при пирометаллургическом производстве, около 2000 квт/час. и, кроме того, требуется еще около 1.0 т условного топлива.

б) Удельная электроемкость гидроэлектрометаллургической меди около 3500 квт/час.

Сопоставляя вышеизложенное, можно дать нижеследующую ориентировочную табл. 3 средних удельных электроемкостей цветных металлов, располагая их в убывающем порядке, а также и расхода топлива на тонну металла.

Для определения мировой электроемкости цветных металлов надо учесть их добычу. В табл. 4 приведена мировая добыча рассмотренных выше металлов в 1929 г., их удельная и общая или суммарная электроемкость. Кроме того, на прочие цветные металлы — олово, никель, ртуть

и др. — принят, по грубому подсчету, расход энергии в 1000 млн. квт/час. Располагая в табл. 4 металлы по убывающей суммарной электроемкости, можно видеть, что порядок металлов получился здесь иной, чем в табл. 3. Так, например, драгоценные металлы по удельной электроемкости занимали первое место, а здесь, наоборот, последнее место.

Таблица 3

Металлы	Средняя ориент. электроемкость на тонну металла (в тыс. квт/час.)	Средний расход топлива на тонну металла (в тоннах)
Платина	6 000	—
Золото	3 000	—
Алюминий	30	7.0—9.0
Магний	38	4.0—5.0
Цинк электролитический	4 ⁵	0.5
„ дестилляционный	1	3.0—4.0
Свинец	1	0.5—1.0
Медь гидроэлектрометаллургическая	3 ⁵	—
Медь пирометаллургическая	2	1.0—1.5

Как видим, в 1929 г. общую затрату электроэнергии на мировую добычу цветных металлов ориентировочно можно считать около 20 млрд. квт/час., и кроме того еще свыше 10 млн. тонн условного топлива на металлургические печи. Если это топливо перевести в условные киловатт-часы по коэффициенту 0.7 кг топлива эквивалентно 1 квт/час., то весь расход энергии на мировую добычу цветных металлов в 1929 г. надо считать около 35 млрд. квт/час. К этому надо добавить еще затрату электроэнергии на обработку цветных металлов — прокатку, например, меди, латуни и пр., которая на вполне электрофицированных заводах доходит до 1000 квт/час. на тонну обрабатываемого металла (10). Тогда общий расход тепловой и электрической энергии на мировую добычу и первичную обработку цветных металлов в 1929 г. выразится цифрой около 40 млрд. квт/час. Для сравнения можно указать, что во всем СССР в 1931 г. было получено 10.6 млрд. квт/час.

Выше было указано, что цветные металлы имеют весьма большое значение в общей мировой технике и экономике. Теперь же можно сказать, что и в области энергетики цветные металлы играют чрезвычайно важную роль. Они не только являются необходимейшими металлами для всякой электрификации, но и сами требуют для своего производства огромное количество электроэнергии. В этом отношении особенное значение имеют легкие металлы. Из табл. 4 видно, что легкие металлы даже теперь, когда их производство только что начинает развиваться, уже потребляют

электроэнергии столько, сколько все прочие цветные металлы, вместе взятые. А в будущем значение легких металлов будет исключительно грандиозным. Нет сомнения, что мы стоим на рубеже новой эры, когда на смену „пара и железа“ придут „электричество и легкие металлы“. Этот процесс неизбежен не только потому, что легкие металлы имеют исключительные свойства, но и потому, что запасы легких металлов в доступной нам части земной коры вдвое больше запасов железа.

Таблица 4

Общая или суммарная электроемкость и энергоемкость цветных металлов, добытых во всем мире в 1929 г.

Металлы	Мировая добыча 1929 г. (в тоннах)	Электроемкость		Расход топлива	
		Удельная (квт./час. на 1 т)	Общая (в мил. квт./час.)	На 1 т металла (в тоннах)	Всего миллионов тонн
Легкие металлы					
Алюминий	270 000	30 000	8 100	7—9	2.2
Магний	35 000	5 000	190	4—5	—
Полиметаллы					
Цинк дистилляц. . .	1 150 000	1 000	1 150	4	4.6
„ электролитич. .	320 000	4 500	1 440	0.5	0.15
Итого цинка	1 470 000	—	2 590	—	—
Свинец	1 755 000	1 000	1 755	0.5—1.0	1.3
Медь пирометалл. .	1 600 000	2 000	3 200	1.0—1.5	2.0
„ гидрометалл. .	300 000	3 500	1 050	—	—
Итого меди . . .	1 900 000	—	4 250	—	—
Драгоценные металлы					
Золото	625	3 000 000	1 875	—	—
Платина	6	6 000 000	36	—	—
Прочие цветные металлы—олово, никель и др. (ориент.)	—	—	1 000	—	0.5
Всего	—	—	19 756	—	10.75

На большое же производство легких металлов потребуются колоссальные количества энергии. Если бы современную добычу железа,

которая в 1929 г. была около 100 000 000 т, заменить алюминием и магнием, то потребовалось бы невероятное количество электроэнергии — $3 \cdot 10^{12}$ квт/час. Для такого количества электроэнергии не хватило бы всего добываемого ныне в мире каменного угля и всех гидростанций мира. Человечеству пришлось бы позаботиться о новых источниках энергии.

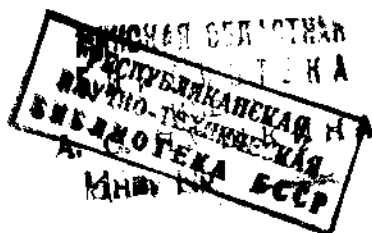
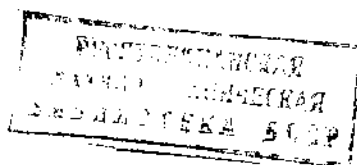
Если перейти к более близким примерам, то всей энергии, считая и сезонную, Днепрогэс не хватит на производство 100 000 т алюминия, а всей Ангары и Енисея в целом на производство 3—4 млн. т алюминия в год. Из этих примеров можно видеть, каким огромным потребителем энергии является производство цветных и в особенности легких металлов.

ЛИТЕРАТУРА

1. Асеев, Н. П. Медеплавильные заводы Америки, стр. 17, 24, 28, 30, 36, 40, 54—60. 1929.
2. Асеев, Н. П., Доливо-Добровольский, В. В. и Гращенко, Б. Ф. Опыты по рафинированию Алагирского дистилляционного цинка. Цветные Металлы, 1930, Прил. к № 5.
3. Асеев, Н. П. и Царегородцев, И. Д. Изучение и обработка Риддерских свинцовых цинксодержащих шлаков. Цветные Металлы, 1930, № 12, стр. 1625—1644.
4. Баймаков, Ю. В. Электролитическое рафинирование меди, стр. 32—40. 1920.
5. Берлинг, Н. И. Цветные металлы, их настоящее и прошлое, стр. 31, 37. 1930.
6. Бобр, В. К. Иловые заводы на Урале. Горн. Журн., 1914, № 11—12, стр. 173.
7. Бухгольд, К. Флотационный процесс, стр. 223. 1931.
8. Высоцкий, Н. К. Платина и районы ее добычи, стр. 311—317. 1923.
9. Гулин, В. С. и Харитоненков, Н. С. Современное состояние цветной металлопромышленности в САСШ, стр. 14, 37, 50, 55, 59, 72, 158. 1930.
10. Деречей, Е. Г. Развитие цветной металлообрабатывающей промышленности. Цветные Металлы, 1931, № 9, стр. 1271.
11. Маковский, Г. К. Электролитическое получение цинка из руд в Америке, стр. 7, 73—78, 86—98. 1929.
12. Материалы Гипроалюминия. Проект Днепровского алюминиевого завода.
13. Материалы Гипроалюминия. Проект Днепровского магниевого завода.
14. Материалы Гипроалюминия. Проект Ленинградского алюминиевого завода на Волхове.
15. Материалы Гипроалюминия. Проект Коунрадского гидро-металлургического медного завода.
16. Менделеев, Д. И. Основы химии, т. II, стр. 615—617. 1928.
17. Обогащательная фабрика Timber Butte в 1928 г.
18. Ортин, М. Ф. Механическое обогащение руд, стр. 336—349. 1931.
19. Результаты работ опытного магниевого завода в Ленинграде.
20. Серебровский, А. П. Золотопромышленность САСШ, стр. 93. 1931.
21. Смирнов, В. И. Современные отражательные печи для плавки руд и концентратов, стр. 8—11, 58—69. 1930 г.
22. — Флотационное обогащение свинцово-цинковых руд в штате Монтана. Цветные Металлы, 1930, № 10, стр. 1419—1427.

- Федотьев, П. П. Электрометаллургия. Вып. I, стр. 47—51, 60. 1921. Вып. 2, стр. 71—73. 1923.
- Чечотт, Г. О. Золотое дело, 1913, стр. 9—14.
- Anderson, R. S. The metallurgy of aluminium, p. 121. 1926.
- Hofman, H. O. Metallurgy of copper, pp. 47, 51, 60. 1924.
- Metallurgy of lead, pp. 218—221. 1918.
- Metallurgy of zink and cadmium, pp. 60, 127, 205. 1922.
- Mineral Industry, 1930, vol. XXXVIII, pp. 14, 31, 36, 112, 116, 230, 293—296, 322, 449, 502, 512, 513, 555, 562, 564, 565, 601, 637, 649, 690.
- , E. Métallurgie des métaux autres que le fer, pp. 207—227. 1924.
- , O. Electrolytic deposition and hydrometallurgy of zinc. 1921.

46125
 БИБЛИОТЕКА ВССР



Электроёмкость проливов.

Н. П. АСЕЕВ
ПОЛИМЕТАЛЛЫ

ЦИНК

Цинк является металлом сравнительно новым. Древние народы не знали его. Как отдельный химический элемент цинк был открыт в начале XVI в., а заводское производство его установилось в Западной Европе лишь в начале, а в Америке даже в половине XIX в. Несмотря на такое позднее вступление цинка в ряды главных цветных металлов, добыча его весьма развилась и в 1929 г. дошла до 1 470 000 т. Главными производителями цинка в 1929 г. были: Сев.-Амер. Соед. Штаты — около 580 000 т, Бельгия — 200 000 т, Польша (с Верхней Силезией) — 170 000 т, Германия — 100 000 т и т. д. Из этого количества около 1 150 000 т было получено по старому дестилляционному способу, остальное по новому электролитическому, причем дальнейшее расширение производства цинка везде намечается по новому электролитическому методу (37).

Применение цинка разнообразно. Главная масса его расходуется на оцинкование железа и приготовление всевозможных сплавов, в особенности латуни. Затем цинк применяется в виде цинковых листов, орнаментного литья, цинковой пыли и т. п.

В СССР большая добыча цинка начинается лишь теперь. До мировой войны добыча цинка происходила, если не считать Польши, лишь на одном Алагирском заводе во Владикавказе в количестве около 3000 т. В настоящее же время у нас уже работают три дестилляционных завода — Алагирский на Кавказе, Константиновский в Донбассе и Беловский в Кузбассе, — а главное производство цинка ставится в виде ряда электролитических цинковых заводов.

Цинковых руд, имеющих значение для Европы и Америки, довольно много — цинковая обманка, смитсонит, гаалмей, франклинит, цинкит, вилемит и т. д. У нас же цинк находится почти исключительно в виде серебро-свинцово-цинковых или медно-цинковых полиметаллических руд. Эти руды представляют собой сложную смесь сернистых соединений цинка, свинца, серебра, меди и железа с примесью золота, кадмия, висмута, сурьмы, мышьяка и пр.

В табл. 1 приводится состав наших важнейших полиметаллических руд по районам их добычи (4).

Таблица 1

Район	Месторождение	Запас руды (в тыс. тонн)	Состав руд			
			Цинк (в %/в %)	Свинец (в %/в %)	Медь (в %/в %)	Серебро (в г/т)
Серебро-свинцово-цинковые руды						
Алтай	Риддерское	4365	10.3	5.7	0.55	90.0
	Зыряновское	1480	24.3	12.8	2.3	500.0
Кузбасс	Салаирское	2000	8.0	1.0	—	98.0
Нерчинский край	115 месторождений	6800	6.7	4.8	—	150.0
Дальний Восток	Тетюхе	1150	13.8	10.2	—	250.0
Кавказ	Садонское	580	17.5	9.3	0.63	—
Медно-цинковые руды						
Урал	III Интернационал	250	9.25	—	7.97	146.0
	Карпушинское	500	12.32	—	5.3	56.0
	Кузнецкинский	150	13.72	—	1.22	123.0
Кавказ	Шаумянское	150	7.99	0.79	3.26	150.0
Алтай	Белоусовское	2500	7.50	0.70	3.80	40.0

В наших свинцово-цинковых рудах, как видим, цинк преобладает над свинцом. Можно принять, в среднем, что отношение цинка к свинцу равно 2:1 с колебаниями от 3:2 до 8:1.

Усиленные геолого-разведочные работы последних лет повысили общие запасы цинка в СССР, как это можно видеть из табл. 2.

Таблица 2

Общие запасы цинка в рудах категорий А + В + С (23)

Районы	Запасы металлического цинка (в тыс. тонн)		
	на 1 X 1929 г.	на 1 I 1930 г.	на 1 I 1931 г.
Кавказ и Закавказье	183	102	294
Урал и БАССР	139	318	358
Казахстан	826	1232	1690
Средняя Азия и южный Казахстан . .	—	8	445
Западная и Восточная Сибирь	380	443	872
Дальне-Восточный край	—	157	157
Итого	1528	2260	3816

При дальнейших разведках запасы эти несомненно еще более возрастут. Так, например, разведки 1931 г. почти удвоили запасы цинка и свинца, если считать в них и запасы категории C_2 . Но особенно сильно возрастут эти запасы, когда мы перейдем на разведку и эксплуатацию более бедных руд.

ДОБЫЧА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Добыча руд была у нас до сего времени незначительна. Только теперь приступлено к крупной добыче на Садонских рудниках, в Салаире, на Риддере и т. д. В этих месторождениях руда будет добываться подземными работами в рудниках средней глубины и средней мощности. При таких условиях и при надлежащей электрификации рудников расход электроэнергии на одну тонну добытой руды колеблется, по нашим проектным данным, в пределах 12—18 квт/час. (7, 15, 17). По американским данным расход энергии на свинцово-цинковых рудниках также колеблется в пределах от 10 до 17 квт/час. при средних условиях. Вообще же расход энергии на рудниках зависит от множества причин — характера и глубины залегания, системы разработки месторождения, притока воды, степени механизации рудника и т. п. Имеются рудники, где расход электроэнергии на одну тонну руды понижается до 4,5 квт/час. и повышается до 50 квт/час. В табл. 3 приведены новейшие данные об общем расходе электроэнергии в квт/час. на тонну добытой руды, включая подземные и поверхностные работы (28, 5).

Таблица 3

Американские свинцово-цинковые рудники						Рудники СССР (по предположительным данным)			
Средн. на 15 лучш. руд. средн. глуб.	Средн. на 113 рудн. малой глубины	Средн. на 9 рудн. больш. глубины	Цинк. руд. в Теннесси 1929 г.	Свинц. руд. в Миссури 1929 г.	Свинц.- цинк. руд. в Айдахо 1928 г.	Риддер	Салаир	Нерчин- ские	Средн. для орент. расчет.
17.65	4.5—9.8	10—50	9.68	10.3	17.0	12.5	14.0	12—18	15.0

Прежде чем поступить на заводскую переработку, свинцово-цинковые руды подвергаются обогащению и разделению на свинцовые и цинковые концентраты. Обогащение сложных полиметаллических руд является одной из самых трудных технологических задач при производстве цинка и свинца. Задачу эту стали успешно разрешать лишь в самые последние годы, когда каждую новую руду стали детально изучать и находить для нее наиболее подходящие варианты флотационного обогащения. Особенную трудность представляют те руды, где свинцовый блеск и цинковая обманка находятся в тонком взаимном прорастании. Примером таких руд являются, например, риддерские руды, где при измельчении до 200 меш (до 0.07 мм) все-таки не удастся полностью разделить цинковую обманку от свинцового блеска. Для иллюстрации обогащения приведены два примера, из коих можно видеть, сколько и каких концентратов получается (табл. 4).

Таблица 4

Обогатительная фабрика	Выход в %/до от руды	Состав руд и концентратов			
		Цинк (в %/до)	Свинец (в %/до)	Медь (в %/до)	Серебро (в г/т)
Риддерская					
Руда	100.0	10.3	5.7	0.55	90.0
Цинк. конц.	25.0	45.0	6.0	1.3	180.0
Свинц. конц.	10.6	14.0	50.0	2.5	238.0
Американская в шт. Монтана					
Руда	100.0	12.6	2.1	0.16	200
Цинк. конц.	22.0	53.8	4.4	0.49	700
Свинц. конц.	1.3	5.8	70.7	3.0	2600

Для успешности обогащения полиметаллических руд требуется весьма тонкое измельчение и чрезвычайно тщательная селективная флотация с многократной перемешкой получаемых концентратов. На все это, в особенности на тонкое измельчение руды, требуется большой расход электроэнергии. Поэтому обогатительные фабрики весьма хорошо механизированы и электрифицированы. О расходе на них электроэнергии можно судить по табл. 5 и 6. В табл. 5 приведен расход энергии на новейших американских обогатительных фабриках в зависимости от размеров производства и сложности обогащения, а в табл. 6 дано несколько примеров средних свинцово-цинковых фабрик.

Таблица 5

Общий расход энергии в квт/час. на 1 т обогащаемой руды

Суточная производительность (в тоннах)	15 000	5 000	1 500	500	150	50
Простое флотационн. обогащ. (один концентр.)	16	18	20	25	30	40
Селективная флотация (два концентр.)	18	21	24	30	36	50
Сложная флотация (три концентр.)	20	24	28	35	42	60

Расход электроэнергии для наших рудников и обогатительных фабрик, согласно табл. 3 и 4, можно считать в среднем около 15 квт/час. на добычу и около 35 квт/час. на обогащение, всего около 50 квт/час. на тонну руды. При распределении общего расхода электроэнергии между цинком и свинцом обычно принято у нас и за границей считать, что ценность свинцового концентрата вдвое выше, чем цинкового, сообразно чему и производится распределение всех расходов, в том числе и электроэнергии, по добыче и обогащению руд. В наших рудах содержание свинца

Таблица 6

Расход электроэнергии в квт/час. на 1 т обогащаемой свинцово-цинковой полиметаллической руды

Название обогатит. фабрики	Анаковда, Монтажа (работ.)	Тимбер, Бьютт, Мон- тава (работ.)	Мизурская, Каакаа (работ.)	Риддер (19)	Нерчинские (17)	Средн. для ориентиров. расчет.
Суточная производ. (в тонн.)	1000	1000	300	1000	500—600	—
Расход энергии (квт/час. на 1 т руды)	25	38	34	35	34—37	35

в среднем вдвое меньше, чем цинка, т. е. на одну тонну свинца надо добыть и переработать вдвое больше руды. Таким образом, и по принципу ценности и по содержанию свинца в наших рудах получается, что распределение энергии между свинцом и цинком условно можно считать в отношении 2:1.

Приняв такое соотношение, нетрудно определить в каждом отдельном случае расход электроэнергии на тонну цинка или свинца. Если принять, например, содержание в руде 10% цинка и 5% свинца, то (при среднем извлечении этих металлов около 80%) из всего расхода энергии на добычу и обогащение руды придется на тонну цинка 312 квт/час., а на тонну свинца 625 квт/час. При этом вычислении было принято, что степень извлечения цинка и свинца одинаковая. В действительности же извлечение цинка пока еще меньше, чем у свинца. Поэтому расход энергии для цинка будет несколько выше, а для свинца несколько меньше. Точно так же, если руда будет богаче, то расход энергии на тонну металла будет меньше, а при бедных рудах, наоборот, больше. Учитывая все эти обстоятельства, можно принять, что удельная электроемкость добычи и обогащения полиметаллических руд будет в среднем на тонну цинка около 300—400 квт/час., а на тонну свинца около 500—600 квт/час. С переходом на добычу и обработку более бедных руд расход электроэнергии будет сильно возрасти. Так, например, при руде с содержанием цинка около 2% и свинца около 1% расход энергии будет уже около 1500 квт/час. на тонну цинка и около 3000 квт/час. на тонну свинца, т. е. добыча и обработка убогих полиметаллических руд будет весьма электроемким производством.

МЕТАЛЛУРГИЯ ЦИНКА

По металлургии цинка имеется ряд (39, 36, 40, 35, 33, 34, 24) специальных руководств и монографий на французском, немецком, английском языках, а теперь и на русском, не говоря уже об обширной журнальной литературе. Поэтому о металлургических процессах здесь будет

лишь кратко упоминаться, а главное внимание обращается на энергетическую характеристику производства. С этой целью будут широко использованы данные из проектов наших новых цинковых заводов, так как и при проектировании и при их строительстве были использованы новейшие достижения Европы и Америки.

Металлургическая переработка цинковых концентратов производится дестилляционным методом, электролитическим и в отдельных случаях электротермическим. Кроме того, имеется огромное количество всевозможных предложений, патентов и т. п. для отдельных процессов цинкового производства. В Западной Европе и Америке преобладает старый дестилляционный способ, требующий огромного количества топлива и сравнительно мало электроэнергии. У нас же новые заводы будут электролитические, а по дестилляционному способу построены лишь два завода — Константиновский в Донбассе и Беловский в Кузбассе. Временно по дестилляционному способу будет продолжать работать старый Алагирский завод во Владикавказе впредь до перестройки его на электролитический. Электротермических заводов у нас пока нет. Но ввиду их большого энергетического значения о них будет также сказано.

ДЕСТИЛЛЯЦИОННЫЕ ЗАВОДЫ

Сущность дестилляционного метода заключается в окислительном обжиге цинковых концентратов и затем в восстановлении полученной окиси цинка в металлический цинк. Восстановление цинка идет при высокой, около 1000°C , температуре, которая выше температуры кипения цинка. Таким образом цинк получается в парообразном состоянии. Улавливание и сжижение цинковых паров представляет большие технические трудности, так как для этого требуется определенная температура, около $450\text{--}550^{\circ}\text{C}$, и отсутствие посторонних газов. Вот это получение цинка в виде паров и неумение их сжигать и было причиной того, что заводское производство цинка в Европе установилось лишь в начале прошлого века. Надо сказать, что дестилляция цинка и до сих пор является процессом несовершенным, требующим огромной затраты топлива, огнеупорных материалов, рабсилы и пр.

Дестилляционные заводы состоят из ряда отдельных цехов — склад концентратов, обжиговой цех, с сернокислотной установкой, шихтарник, дестилляционный цех, рафинировочный, газогенераторный цех, керамический, силовая станция, водоснабжение, вспомогательные мастерские, и, наконец, освещение цехов и наружных площадей. Все эти цеха в той или иной степени являются потребителями электроэнергии.

Цинковые заводы обычно строятся не там, где руда, а там, где имеется дешевое топливо или дешевая электроэнергия. Руда же, в виде богатых цинковых концентратов, подвозится к заводам иногда с весьма далеких расстояний. Так, например, Германия и Бельгия, помимо своих

руд, пользуются концентратами из Америки, Австралии и пр. Отсюда понятно, что на цинковом заводе должны быть более или менее обширные склады для запасов концентратов. На механизированную работу в этих складах — грейферные краны и пр. — требуется от 3 до 9 квт/час. на тонну цинка.

Цинковые концентраты представляют собой сернистые соединения. Для последующей работы их надо обратить в окиси. Поэтому цинковые концентраты подвергаются окислительному обжигу, причем обжиг должен быть совершенным, так как каждый процент недожженной серы вызывает в дальнейшем потерю двух процентов цинка. В прежнее время применялись обжиговые печи с ручным перегреванием обжигаемых концентратов, теперь же на новых заводах применяются исключительно механические печи.

Расход электроэнергии в хорошо механизированных обжиговых цехах колеблется в пределах от 90 квт/час. до 120 квт/час. на тонну цинка. Расход же топлива 10—15% от веса руды или около 0.2—0.3 т условного топлива на тонну цинка (39, 33, 24).

Сернокислотные установки. При обжиге цинковых концентратов получается много сернистых газов, которые обычно идут на производство серной кислоты, а в отдельных случаях и на производство жидкой сернистой кислоты. На 1 т цинка получается около 2 т серной кислоты. Расход электроэнергии на производство серной кислоты здесь не приводится.

Обожженные концентраты смешиваются с восстановительными веществами — обычно тощий уголь или антрацит. Прежде это смешение делали вручную. Теперь же операции шихтования придают большое значение и ее производят в механических смесителях разных систем: Рапса, Дор-Делятра и др. Расход электроэнергии в новых механизированных шихтарниках колеблется от 9 квт/час. до 15 квт/час. на тонну цинка. Расход же угля для восстановления цинка от 40 до 50% по весу от руды или около 0.8—1.0 т угля на тонну цинка (24, 33, 39).

Главным прибором в дистилляционном цехе являются печи. Они бывают всевозможных систем — с простой угольной топкой, газовые, регенеративные, рекуперативные, нефтяные и т. д. Все они должны давать высокий (1300—1400° и выше) и равномерный нагрев, что требует большой затраты топлива. В старых печах расход топлива доходил до 6—8 т на тонну полученного цинка. Но и теперь в наилучших современных печах расход топлива не меньше двух тонн на тонну цинка.

Дистилляционные печи служат для накаливания огнеупорных шамотовых муфель, реторт и трубок, в которые загружается смесь обожженных концентратов с углем в целях восстановления цинка. Чтобы улавливать получающийся паробразный цинк, к ретортам присоединяются специальные конденсаторы для жидкого цинка и аллонжи для цинковой пыли. Работы в дистилляционном цехе сводятся к загрузке шихты в ре-

торты, затем к непрерывному нагреву их и периодическому вычерпыванию цинка из конденсаторов, к выгребанию из реторт накаливаемой раковины (остатки от дистилляции) и к смене разъединенных реторт новыми. Эти работы в старых цехах выполнялись вручную, несмотря на их исключительную трудность и вредность. В наших новых цехах принимаются меры к возможной их механизации и оздоровлению, что вызывает значительный расход электроэнергии на транспорт, механическую загрузку и выгрузку реторт, вентиляцию цеха и т. п. На старом Алагирском заводе работают дистилляционные печи; топливом служит мазут; каждая печь имеет 320 муфелей, расположенных по 160 штук с двух сторон печи. На Беловском заводе построены печи с 3 рядами муфелей, по 108 муфелей на каждой стороне или по 216 муфелей на печь. На Константиновском заводе имеются новейшие газовые печи с 4 рядами муфелей, по 160 муфелей на сторону или по 320 муфелей на каждую печь.

Таким образом, на новых заводах у нас установлены газовые печи, что вызвало устройство отдельных газогенераторных цехов. Затем для загрузки шихты в муфеля применены механизированные способы загрузки. Приняты меры для защиты рабочих от действия сильного жара, установлена хорошая вентиляция и т. д.

Расход электроэнергии в новых механизированных дистилляционных цехах колеблется по предположительным данным от 108 квт/час. до 115 квт/час. на тонну цинка. Расход же топлива на нагрев печей колеблется от 1.0 до 1.7 т угля на тонну руды или от 2.0 до 3.4 т условного топлива на тонну цинка (39, 33, 24).

На Беловском и Константиновском заводах устроены специальные газо-генераторные установки. На механизацию газо-генераторного цеха расход электроэнергии: от 60 квт/час. до 130 квт/час. на тонну цинка (11, 12).

Керамический цех имеет огромное значение для успешной работы по дистилляционному методу. Плохое качество огнеупорных изделий, в особенности же реторт и муфелей для дистилляции цинка, может остановить все производство. Поэтому новые заводы имеют прекрасно оборудованные и вполне механизированные керамические цеха. Расход электроэнергии на керамический цех колеблется от 250 квт/час. до 290 квт/час. на тонну цинка.

Цинк, полученный методом дистилляции, содержит в себе значительное количество различных примесей: свинца 1—3.0%, железа 0.1—0.3%, кадмий 0.1—0.2% и пр. Для очистки от этих примесей дистилляционный цинк подвергается рафинированию. Оно производится методом отстойки расплавленного цинка, методом тепловой или электротермической редистилляции и, наконец, электролизом цинка. Обычно применяют простое расплавление и отстаивание цинка. Но если надо получить цинк высшей чистоты, например, для латуни, которая пойдет на горячую прокатку, то

применяются методы повторной дистилляции или же электролитическое рафинирование цинка (1).

При термической редистилляции цинка расход топлива достигает 1.7 т на тонну цинка. При электротермической редистилляции в печах с вольтовой дугой или в печах сопротивления расход электроэнергии составляет 1000—1200 квт/час. на тонну цинка. При электролитическом рафинировании расход энергии еще выше. Поэтому эти методы рафинирования применяются лишь в исключительных случаях (39, 24, 12, 1).

Вспомогательные мастерские, в зависимости от их величины, тоже требуют более или менее значительной затраты электроэнергии. Так, например, на Беловском заводе, удаленном от промышленных центров, расход этот предположен был в размере около 150 квт/час. на тонну цинка (12).

Расход энергии на освещение цинковых заводов около 75 квт/час. на тонну цинка (12, 11).

Из сопоставления приведенных данных видно, что удельная электроемкость дистилляционного цинка, в среднем, будет по заводу около 700 квт/час., по рудникам и обогатительной фабрике около 300 квт/час., а всего около 1000 квт/час. на тонну цинка. Расход же топлива около 3—4 т, что эквивалентно 4000—6000 усл. квт/час., если принять, что 1 квт/час. = 0.7 кг условного топлива.

ЭЛЕКТРОЛИЗ ЦИНКА

Первые патенты на получение цинка из руд электролизом были взяты во Франции и в Германии пятьдесят лет назад. Однако, в течение 35 лет все попытки применить этот способ на практике неизменно оканчивались неудачей. Лишь в 1913—1914 гг. в Сев.-Амер. Соед. Штатах (Анаконда) и в Канаде (Трайл), а затем несколько позднее и в Австралии (Хобарт) были достигнуты положительные результаты, о росте которых можно судить по табл. 7 (6).

Таблица 7

Заводы	1915 г.	1916 г.	1918 г.	1924 г.	1927 г.
Грэт Фоллс (САСШ)	25	100	150	300	380
Трайл (Канада)	10	70	150	200	280
Хобарт (Австралия)	—	опыты	150	150	200
Всего в сутки тонн цинка.	35	170	450	650	860

О дальнейшем росте электролитических цинковых заводов дает представление табл. 8, относящаяся к концу 1929 г. (37).

Таблица 8

Заводы	Число электро- ванн	Максим. потреб- ная мощн. HP	Максим. суточн. производ. (в амер. тоннах)	Мировое производство электро- цинка (в тыс. амер. тонн)			
				1926	1927	1928	1929
Действующие:							
САСШ — Грэт Фоллс	1 164	56000	350	113	113	108	82
„ Анаконда .	576	29000	175	—	—	50	56
„ Сан-Луи . .	190	6400	55	—	—	—	2
„ Келлог . .	300	11400	65	—	—	2	17
Канада — Трайл . . .	2340	50000	380	62	73	82	86
Франция — Вивье . .	784	16100	110	6	3	15	17
Италия — Завода . .	404	14100	67	3	3	5	10
Норвегия — Одда . .	432	22000	110	—	—	—	6
Польша — Щепеницы	216	10700	60	—	—	1	15
Тасмания — Рисдон .	504	28300	176	53	54	55	56
Япония — Фукушима.	504	2000	10	1	1	1	—
Сев. Родесия	144	8000	60	—	—	10	14
Итого .	7658	254000	1618	237	253	330	361
Строящиеся:							
Тасмания — Рисдон (расширение) . .	144	—	53	—	—	—	—
Канада — Флин-Флон	450	13000	75	—	—	—	—
Германия — Магдебург	—	—	150	—	—	—	—
Польша — Камиен . .	—	—	22	—	—	—	—
Итого .	—	—	300	—	—	—	—

Мы видим, что в конце 1929 г. возможная суточная производительность заводов была 1618 коротких или амер. тонн, а вместе со строящимися около 1900 амер. или около 1700 метр. тонн, т. е. свыше 600 000 метр. тонн в год. Действительное производство электролитического цинка в 1929 г. было: 361 000 амер. или 327 000 метр. тонн, так как не все еще заводы развили свою полную производительность.

В СССР производство электролитического цинка намечается в большом масштабе. При проектировании и при строительстве наших новых электролитических заводов использованы последние достижения зарубежной техники. Так как электролитическое получение цинка имеет теперь весьма обширную литературу на разных языках, то здесь главное внимание обращено на энергетическую характеристику производства (6, 24, 33, 34, 39).

Сущность электролитического получения цинка состоит в окислительном обжиге цинковых концентратов, в выщелачивании обожженных концентратов слабой или более крепкой серной кислотой, в чрезвычайно тщательной очистке полученных сернокислых растворов от малейших примесей посторонних металлов и, наконец, в электролитическом осаждении цинка, который затем переплавляется и отливается в болванки (чушки). Поэтому современный электролитный цинковый завод состоит из следующих цехов: склад концентратов; обжиговой цех с сернокислотной установкой; выщелачивательный цех и очистка растворов; электролитный цех; переплавка катодного цинка; производство цинковой пыли; получение кадмия; переработка свинцово-цинковых катодов; вспомогательные мастерские; заводской транспорт; водоснабжение; освещение; наконец, весьма важный энергетический цех — силовая станция. Все эти цеха являются потребителями электроэнергии.

О транспортабельности цинковых концентратов и складах их при цинковых заводах было уже сказано при обзоре дистилляционных заводов. Здесь следует только добавить, что в Америке, при регулярной железнодорожной доставке концентратов, предпочитают устраивать, вместо больших складов, железнодорожные отапливаемые ангары, в которых можно держать, а зимой и оттаивать целые поезда с концентратами.

Обжиг цинковых концентратов должен производиться в строго определенных температурных условиях, чтобы, с одной стороны, не оставить неразложенных сернистых соединений, а, с другой, не получить — при слишком высокой температуре — ферритов цинка. В том и другом случае произойдет потеря цинка при последующем выщелачивании. Для обжига здесь применяют почти исключительно многоподовые печи Веджа. Число таких печей на больших заводах, как Грэт Фоллс и Трайл, исчисляется несколькими десятками, и обжиговые цеха представляют собой огромные сооружения.

Следует особо отметить, что на заводах Грэт Фоллс и Трайл сернистые газы цинковых обжиговых печей не утилизируются на производство серной кислоты. На наших же новых заводах везде предусмотрена полная утилизация этих газов.

Расход энергии на механизацию печей и транспорта материалов в обжиговом цехе наших электролитических заводов по проектным данным определяется от 130 квт/час. до 180 квт/час. на тонну чушкового цинка.

Выщелачивание концентратов и в особенности очистка получаемых растворов сернокислого цинка от малейших следов посторонних примесей является решающей операцией всего электролитического производства цинка. Прежние неудачи объясняются именно тем, что не умели достаточно хорошо очищать растворы. Теперь стало известно, что самые минимальные количества примесей могут оказать губительное влияние на результаты электролиза. Так, например, достаточно 15 мг меди на один

литр растворов, чтобы при электролизе получался катодный цинк черного цвета и губчатой структуры. Еще хуже действие кобальта, в присутствии которого на цинковом катоде образуются дыры. Столь же вредно действие сурьмы, присутствие которой свыше 1 мг на литр, т. е. $\frac{1}{1000000}$ части, уже дает почерневший и нодреватый цинк. А в последнее время нашли, что германий в количестве всего лишь $\frac{1}{20000000}$ части заметно нарушает нормальный ход процесса. Отсюда понятно, что на самую совершенную очистку растворов теперь обращается исключительное внимание. Главной заслугой заводов Грэт Фоллс и Трайл было именно то, что они после упорной лабораторной, а затем полужаботной работы создали технически и экономически целесообразный метод выщелачивания концентратов и очистки растворов. Этот метод в деталях несколько отличается на каждом заводе, но в стандартном виде он состоит из кислого и нейтрального выщелачивания обожженных концентратов слабой серной кислотой (12—14%) и затем окончательной очистки раствора при помощи цинковой пыли. В последнее время два американских завода — Келлог и Сан-Луи — построены по новому методу выщелачивания концентратов, именно способу Тэнтонна, по которому работа ведется с крепкой серной кислотой (28—30%). Этот способ наиболее пригоден для сильно железистых концентратов, при обжиге которых получается много ферритов цинка.

На наших заводах будет применяться стандартный метод, но для Челябинского завода предусмотрено, в случае надобности, частичное применение и тэнтонновского способа.

Расход электроэнергии на моторы в наших выщелачивательных цехах от 180 квт/час. до 210 квт/час., а на американских заводах от 180 квт/час. (Грэт Фоллс) до 220 квт/час. (Трайл) на тонну цинка (6, 14, 16).

В цехе электролиза затрачивается весьма большее количество постоянного тока на электролиз сернокислых растворов цинка. Если эти растворы были вполне очищены, то самый процесс электролитического осаждения цинка уже не представляет каких-либо особых затруднений. Тогда вопрос идет только о наивыгоднейшем использовании тока, о плотности и напряжении тока, о крепости растворов, т. е. содержания в них цинка и серной кислоты и т. д. Прежде работали со слабыми растворами и небольшой плотностью тока, теперь же применяют более крепкие растворы и большую плотность тока. Так как наши заводы будут работать по стандартным схемам заводов Грэт Фоллс и Трайл, то в табл. 9 приводятся наиболее характерные условия электролиза на этих заводах (6).

Из табл. 9 видно, что на 1 т катодного цинка расходуется постоянного тока от 3100 до 3300 квт/час., а в переводе на переменный ток эти цифры возрастают до 3300—3750 квт/час. Если же отнести эти расходы энергии не к катодному, а к чушковому цинку, выпускаемому с завода, т. е. после переплавки катодного цинка и израсходования некоторой части его на приготовление цинковой пыли для очистки растворов, то вышеприведенные цифры надо увеличить еще на 10—15%, т. е. до 3800—

Таблица 9

Электролиз на заводах	Трай	Грот Фолле
Содержание цинка в поступающем растворе (г/л)	160—170	110—115
То же в отработанном электролите (г/л)	60—65	50—60
Содержание серной кислоты в отработанном электролите (г/л)	135—140	90—100
Средняя температура уходящего отработанного электролита	33—40° С	45—50° С
Добавка в электролит клея (г/г цинка)	250—300	30—60
Падение напряжения в ванне (в В)	3.5	3.4—3.6
Плотность тока (А/м ² катода)	350—400	280—300
Количество катодов и анодов в ванне	16 и 17	27 и 28
Расстояние между анодом и катодом (в мм)	100	100
Материал для катодов	алюминиевые листы	алюминиевые листы
„ „ анодов	литой свинец	литой свинец
Размеры ванн (в метрах)	2.0 × 0.67 × 1.0	3.2 × 0.75 × 1.2
Материал для ванн	железо-бетон	дерево с кислотоупорной краской
Внутренняя футеровка ванн	300% серы и 700% песка	Чистый свинец
Способ охлаждения рабочего электролита	Вода через свинцовый змеевик	Вода через свинцовый змеевик
Время осаждения цинка (в часах)	24	24
Количество энергии постоянного тока на 1 т катодного цинка (в квт/час.)	3130—3330	3100—3310
Количество энергии переменного тока (квт/час. на 1 т катодного цинка)	3460—3750	3310—3530
Расход алюминиевых катодов на 1 т катодного цинка (в кг)	4.5	4.7
Расход свинцовых анодов на 1 т катодного цинка (в кг)	0.7—0.9	0.8—0.9

4100 квт/час. По данным Риддерского опытного цинкового электролитического завода расход постоянного тока на тонну катодного цинка колеблется, в зависимости от условий электролиза, в весьма значительных пределах, но в среднем может быть принят около 3300 квт/час. В переводе на переменный ток, при коэффициенте 0.9—0.95, это составит около 3500—3700 квт/час. на тонну катодного цинка, а на тонну чушкового цинка расход энергии будет еще на 10—15% выше, т. е. от 3850 до 4250 квт/час. или в среднем около 4000 квт/час.

При проектировании Риддерского, Челябинского, Алагирского и Кемеровского заводов вопрос о расходе энергии подвергался всесторон-

нему исследованию. Для каждого завода изучались наилучшие условия электролиза в зависимости от плотности тока, кислотности, концентрации, температуры электролита, стоимости электроэнергии и т. д.

В итоге расход постоянного тока на тонну катодного цинка принят около 3300 квт/час., а расход переменного тока на тонну чушкового цинка получился в среднем около 4000 квт/час. (14, 9, 16).

Катоды, полученные в электролитическом цехе, поступают на переплавку и разливку в штыковой или чушковой цинк. Часть цинка при этом расходуется на приготовление цинковой пыли, необходимой для окончательной очистки растворов, поступающих из выщелачивательного цеха на электролиз. Расход катодного цинка на потери при переплавке и на изготовление цинковой пыли составляет от 10 до 15%, причем цинковая пыль является не потерей, а обратным продуктом (14, 16).

Цинковые руды обычно содержат некоторое количество кадмия. В прежнее время на кадмий обращали мало внимания. Теперь же он пользуется огромным спросом для разных целей и в особенности для кадмирования, как средства защиты металлов от коррозии. При электролитическом получении цинка кадмий извлекается попутно в виде медно-кадмиевых кэков, осаждаемых при окончательной очистке цинковых растворов помощью цинковой пыли. Из этих кэков кадмий можно получать разными способами, в том числе и электролизом. Расход энергии на электролиз кадмия около 2500 квт/час. на тонну кадмия. Количество извлекаемого кадмия для разных руд и заводов различно — в среднем 0.1—0.2% по весу от получаемого цинка. Цена кадмия примерно в 10 раз выше, чем цинка (9).

Переработка свинцово-цинковых кэков может явиться весьма крупным потребителем электроэнергии. Выше было указано, что, несмотря на все успехи флотационного обогащения полиметаллических руд, полного разделения свинца и цинка не удается получить. Поэтому в цинковых концентратах всегда имеется некоторое количество свинца. При выщелачивании цинковых концентратов свинец остается нерастворенным. Точно так же остается некоторое количество и нерастворенного цинка (от остатков сернистых соединений, от образования ферритов, неполноты выщелачивания и т. п.). В результате получается весьма большое количество свинцово-цинковых кэков, примерно, столько же, сколько получается цинка. О составе этих кэков можно судить по табл. 10.

Таблица 10

Состав кэков	Свинец (в %/о)	Цинк (в %/о)	Медь (в %/о)	Сера (в %/о)	Железо (в %/о)	Кремне- зем (в %/о)	Серебро (г/т)	Золото (г/т)
Трайл	6—8	21—22	0.3	3—4	37—39	3	150	следы
Грэт-Фоллс	18—22	10—12	0.9	1—2	12—14	10	700	3—4
Риддер	16	12	0.7	6	18	15	460	41

Свинцово-цинковые кэки представляют собой весьма ценный материал. В настоящее время намечаются два пути их использования. Первый — плавка кэков на свинцово-плавильных заводах; свинец получается в виде веркблея, а цинк большей частью переходит в шлак, откуда и извлекается разными методами, о чем будет сказано ниже при описании свинца. Второй способ — непосредственная электротермическая переработка кэков на цинковом заводе, для чего кэки сушат, спекают на машине Дуайт-Ллойда, смешивают с небольшим количеством кокса и обрабатывают в специальных электропечах.

Расход энергии на тонну шихты около 1300 квт/час., а на тонну цинка, получаемого в виде пуссыеры (смесь металлического цинка, окиси цинка и некоторого количества свинца), около 6500 квт/час. Такой большой расход электроэнергии делает это производство выгодным лишь при наличии очень дешевой гидроэнергии (например, Ангарты) (6).

Прочие потребности завода — водоснабжение, отопление, вентиляция и освещение тоже требуют затраты электроэнергии, но по сравнению с электролизом эта величина сравнительно небольшая, 100—150 квт/час. на тонну цинка (14, 16).

Сопоставляя отдельные данные о расходе электроэнергии и топлива, можно составить общую характеристику удельной электроемкости и энергоемкости электролитического метода получения цинка из руд (см. табл. 11) (6, 9, 14, 16).

Таблица 11

Удельная электроемкость 1 т электролитического чушкового цинка

Заводы	Риддерский	Алагирский	Челябинский	Грэт Фоллс	Трайл	Средн. для ориентир. расчетов
Моторы и освещение . . .	512	288	575	260	300	300
Электролиз	3 800	4 000	4 030	3 820	3 860	3 900
Итого . .	4 312	4 288	4 605	4 080	4 160	4 200
Добыча и обогащение руд .	—	—	—	—	—	300—400
Всего . .	—	—	—	—	—	4 500

Таким образом, удельная электроемкость электролитического цинка в среднем будет около 4500 квт/час. на 1 тонну чушкового цинка. Расход же топлива сравнительно небольшой — около 0.5 т условного топлива на тонну цинка.

ЭЛЕКТРОТЕРМИЯ ЦИНКА

Электротермическое получение цинка требует еще больше электроэнергии, чем электролиз цинка. Поэтому опыты ведения этого производства были только там, где имеется весьма дешевая гидроэлектроэнергия. Из множества отдельных предложений и попыток электротермического получения цинка здесь будут приведены лишь те, которые были испытаны в заводском масштабе.

Способ Кот и Пьеррона. Цинковые концентраты или богатые руды не обжигаются, а подвергаются прямо плавке в электрической печи с добавкой железа для разложения сернистых соединений и флюса для образования соответствующих шлаков. В 1913 г. во Франции, в Савойе, на переработку 1 т цинковой обманки с 34.38% цинка затрачивалось около 2300 НР/час., что при 90% извлечения цинка составляет около 5730 квт/час. на тонну цинка (39, 24).

Способ Лавала и его видоизменения (Корнелиуса и др.). Цинковые концентраты сначала обжигаются, а затем подвергаются в электропечи восстановлению и перегонке. При этом цинк получается большей частью в виде пыли, которая затем редестиллируется в другой электропечи и дает чистый цинк. По этому способу можно перерабатывать и бедные комплексные руды, но расход энергии получается слишком большой. Так, например, в Швеции в Тролльхэттене в 1919 г. при переработке руды с 30% цинка расход энергии составил около 9400 квт/час., а при 50% цинка около 5600 квт/час. на тонну цинка; расход восстановителя (кокса или антрацита) около 0.35 т (24, 26, 39).

Способ Фультона. В Сент-Луи, в Америке, обожженные цинковые концентраты смешивались с 60—85% по весу кокса и 18—25% смолы и прессовались в цилиндрические брикеты. После обжига при 450—500° С, для удаления летучих веществ, они служили телами сопротивления, через которые пропускался достаточной силы ток для нагрева их до температуры восстановления и дестилляции цинка. Расход электроэнергии около 1500 квт/час. на тонну руды или около 2700—3000 квт/час. на тонну цинка. Кроме того, на тонну цинка расходовалось еще 1.5—2.0 т углеродистых веществ (кокса и смолы) (39, 24).

К числу электротермических процессов надо отнести также и вышеописанные методы электро-редестилляции цинка и электротермической переработки свинцово-цинковых каков.

Итак, электротермические способы получения цинка требуют большой затраты электроэнергии — до 6000 квт/час. на тонну цинка, но зато они не требуют огромных дестилляционных или выщелачивательных цехов, а по способу Кот и Пьеррона можно работать и без обжигового цеха. При двойной редестилляции цинк получается весьма чистый.

Выше были даны характеристики отдельных цехов и отдельных производств. Ниже, в табл. 12 дается общая сводка средней ориентиро-

вочной удельной энерго- и электроемкости разных способов получения цинка, считая в том числе добычу и обогащение руд.

Таблица 12

Способ получения цинка	Расход электроэнергии квт/час. на 1 т чужового цинка			Расход условного топлива на 1 т чужового цинка	
	Добыча и обо- гащение руды	Переработка на заводе	Итого (в круглых цифрах)	Тонн	Условных квт/час.
Дистилляционный . . .	300—400	700	1000	3—4	4000—6000
Электролитический . . .	300—400	4 200	4500	0.5	700
Электротермический . .	300—400	5600—5700	6000	—	—

Следовательно, удельная электроемкость цинка, в среднем, около 1000 квт/час. для дистилляционного цинка, около 4500 квт/час. для электролитического и около 6000 квт/час. для электротермического. Расход на топливо весьма большой только при дистилляционном методе—3—4 т на тонну цинка.

ПРОБЛЕМЫ ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Производство цинка, как было указано, имеет ряд характерных особенностей. К ним относятся следующие.

Высокая транспортабельность богатых цинковых концентратов, содержащих в себе 80—85% ценных составных частей, — цинк, свинец и сера, которые все используются на заводе. Это обстоятельство дает возможность строить цинковые заводы на далеком расстоянии от рудной базы.

Современные цинковые заводы, потребляющие большие количества концентратов, являются обычно крупными центрами, куда доставляются концентраты со многих рудников и обоганительных фабрик.

Дистилляционные заводы требуют мало энергии, но весьма много топлива. Поэтому они и построены у нас в угольных районах — в Донбассе и Кузбассе. Электролитические заводы, наоборот, расходуют мало топлива, но зато очень много электроэнергии. Поэтому они естественно должны тяготеть к центрам дешевой электроэнергии. Электротермические заводы требуют еще больше энергии, а потому они вообще возможны лишь там, где имеется самая дешевая гидроэнергия.

Из всех способов производства цинка у нас наибольшее внимание обращено на электролитический метод, который имеет огромные преимущества по сравнению с дистилляционным, а именно:

а) дает цинк самой высокой чистоты, пригодный для самых ответственных назначений;

б) требует вдвое меньше рабсилы;

в) капитальные затраты на электролитические заводы без жилищного строительства и электроцентралей тоже почти вдвое меньше;

г) себестоимость электролитического цинка также меньше, чем дистилляционного, несмотря на высокую у нас цену электроэнергии.

Таким образом, все технико-экономические показатели говорят в пользу электролитического метода (9, 11, 12, 14, 16).

Но для него необходимы большие количества дешевой электроэнергии. В этом отношении положение наших цинковых заводов хуже, чем в Америке. Там они покупают электроэнергию у специальных электрических компаний по очень дешевым дифференциальным тарифам. Завод Грэт Фоллс покупает, например, энергию по 0.42 коп., а Трайл даже по 0.34 коп. за киловатт-час. Если даже учесть потери от высоковольтной передачи, неполной нагрузки оборудования, простоев и пр., то действительная цена энергии на этих заводах будет не более 0.5—0.6 коп. за 1 квт/час.

Из технических проблем и задач в цинковом производстве часть относится к теперешним нуждам производства, а другая часть является проблемами будущего.

К задачам текущего дня надо отнести все те вопросы, которые касаются улучшения стандартных методов производства цинка. По дистилляционному методу требуется улучшение по всем переделам, но в особенности по самой дистилляции цинка. Поэтому имеется ряд всевозможных патентов и предложений. Предлагаются, например, реторты из карборунда, вертикальные, непрерывно действующие реторты, различные системы электропечей и электроконденсаторов цинка, машины для загрузки реторт, действующие по принципу пескометов, оригинальные методы разгрузки реторт при помощи тонкой струи воды, которая, обращаясь в пар, моментально выбрасывает всю раймовку из реторт и т. д.

По электролитическому методу теперь обращается особенное внимание на уменьшение потерь энергии, на улучшение обжига, на уменьшение потерь цинка при выщелачивании, на очистку растворов от примесей, в частности от германия, на разработку методов извлечения кадмия и т. п.

Из проблем будущего первой и самой главной является добыча и обработка бедных полиметаллических руд. Она повлечет за собой коренное изменение существующих стандартных методов. Теперь у нас добывают сравнительно богатые руды — около 10% цинка и 5% свинца, а по отдельным рудникам еще богаче. В Америке же работают с рудами 4 1/2% цинка и 2 1/2% свинца, а проблема ставится на руды с 1—2% цинка и 1% свинца. Для таких убогих руд добыча подземными работами и сложное селективное флотационное обогащение окажутся, при старых ценах на электроэнергию, слишком дорогими. Придется или найти источники дешевой энергии, или же перейти на другие методы работ. Добычу руд, подобно медным, придется, вероятно, вести открытыми или более

дешевыми работами, а флотацию упростить и перейти на получение не разделенных, а комплексных концентратов. Металлургическая обработка тоже должна будет видоизмениться сообразно с новыми условиями. В этом отношении уже теперь намечаются новые пути и изучаются новые методы. Для обработки бедных полиметаллических руд предлагается, например, метод хлорирующего обжига руд с отгонкой полученных хлоридов металлов и с последующей затем гидрометаллургической дифференциальной обработкой этих хлоридов, усиливается применение процесса Вельца и т. д.

Для комплексных концентратов также намечаются специальные методы обработки их: обжигом во взвешенном пылевидном состоянии, плавкой в электропечах, обработкой по способу Ганелина и т. д.

Но основной предпосылкой рентабельной добычи и обработки убогих полиметаллических руд будет наличие дешевой электроэнергии.

СВИНЕЦ И СЕРЕБРО

Эти металлы известны человечеству с самой глубокой древности. Они получают вместе при плавке серебро-свинцовых руд и разделяются лишь в последней операции — рафинировании и обессеребрении веркблея. По энерго- и электроемкости свинец в несколько раз ниже цинка. Поэтому очерк свинца и серебра дается здесь в самом кратком виде.

По размерам добычи свинец занимал первое место среди цветных металлов и только со времени мировой войны уступил первенство меди. В 1929 г. мировая добыча свинца достигла 1 755 000 т, в том числе в Сев.-Амер. Соед. Штатах 624 000 т, Мексике — 249 000 т, Канаде — 144 000 т, в Австралии 176 000 т. В Европе главными производителями свинца являются Испания — около 120 000 т, и Германия — около 100 000 т. (37).

Применение свинца весьма разнообразно. Уже в древности свинец употребляли для водопроводных труб, для заливки анкерных болтов при постройках, для отливки мелких статуэток, для чеканки монет и даже для визитных карточек в виде тонких листов с отпечатками именных перстней. В настоящее время главное применение свинца — аккумуляторные батареи, изоляция электрических кабелей, химическая промышленность, строительство, производство различных сплавов — типографский металл, подшипниковые сплавы и т. д. (38).

Производство свинца у нас началось с конца XVII в., когда были открыты первые свинцовые рудники в Нерчинском крае. Затем в половине XVIII в. серебро-свинцовое производство установилось на Алтае, а с половины XIX в. и на Кавказе. В начале XX столетия добыча свинца и серебра на Алтае и в Нерчинском крае прекратилась, и перед войной вся добыча производилась лишь на одном Алагирском заводе. В 1913 г. добывалось около 1500 т свинца и 4 т серебра, а привоз из-за границы составлял 60 000 т свинца и 600 т серебра (21).

В настоящее время в СССР устанавливается крупное производство свинца.

Главными свинцовыми рудами являются свинцовый блеск и церуссит. У нас вся добыча свинца базируется на свинцово-цинковых полиметаллических рудах. Одно только Турланское месторождение считалось чисто свинцовым, но последние разведки показали, что и здесь имеются полиметаллические руды.

Запасы полиметаллических руд по районам СССР были приведены в табл. 2, а о запасах свинца можно судить по табл. 13 (4).

Таблица 13

Общие запасы свинца в рудах категорий А + В + С

Р а й о н ы	Запасы металл. свинца (в тыс. тонн)		
	на 1 X 1929	на 1 I 1930	на 1 I 1931
Кавказ и Закавказье	68	112	131
Казахстан	396	610	868
Средняя Азия	148	171	730
Зап. и Вост. Сибирь	146	138	407
Дальний Восток	115	115	115
Итого	873	1146	2251

Как видно, запасы свинца в СССР позволяют развить его производство в большом масштабе. Разведки 1931 г. повысили эти запасы, примерно, в $1\frac{1}{2}$ раза.

О добыче, обогащении и удельной электроемкости полиметаллических руд было сказано при описании цинка. Поэтому здесь только указывается, что при рудах с 10% цинка и 5% свинца удельная электроемкость добычи и обогащения свинцовых руд составляет около 500—600 квт/час. на тонну свинца. Следует отметить, что в эту цифру, так же, как и во все последующие цифры расхода электроэнергии на свинец, входит также и электроэнергия на добычу серебра. Если желательно выделить специально расход энергии на производство серебра, то это нетрудно сделать, приняв во внимание, что содержание серебра в свинце около 0.25%, а цена серебра примерно в 100 раз больше свинца. При распределении энергии по цене и весу металлов, удельная электроемкость серебра будет примерно в 100 раз более, чем у свинца.

По металлургии свинца, так же, как и цинка, имеется много специальных руководств. С глубочайшей древности и до сих пор главным методом получения свинца была пирометаллургическая плавка свинцовых руд.

Лишь в самое последнее время получают некоторое применение гидро- и электрометаллургия свинца (27, 29, 30, 31, 32, 39, 40).

Из различных пирометаллургических процессов наибольшее применение в настоящее время имеет восстановительная плавка в шахтных печах с предварительным обжигом и аггломерацией свинцовых концентратов. Все наши новые свинцово-плавильные заводы запроектированы и работают по этому методу (8, 13, 17, 18).

Современный свинцовый завод состоит из ряда цехов: склад концентратов, обжиговый и аггломерационный цех, плавильный, рафинировочный цех и производство серебра, улавливание пыли, переработка шлаков, освещение и т. д. Каждый из этих цехов является потребителем энергии. Только в Тетюхе работает горн Ньюэма.

Свинцовые концентраты менее транспортабельны, чем цинковые, ибо в них утилизируется один только свинец, а сера и цинк до сих пор терялись при обжиге и плавке. Однако, и свинцовые заводы часто работают на привозных концентратах, для которых необходимы склады. Расход энергии на краны и пр. на складе концентратов около 5 квт/час. на тонну свинца (8).

Обжиг свинцовых руд, а ныне обжиг и аггломерация свинцовых концентратов имеют огромное значение для успеха последующей плавки. Обжиг должен быть полный, т. е. все сернистые соединения переведены в окисленные. Кроме того, продукт обжига должен быть в кусках, пригодных для плавки в шахтных печах. В прежнее время обжиг свинцовых руд был самой трудной и дорогой операцией, так как производился в небольших отражательных печах с ручным перегреванием и потому требовал много печей, топлива и рабсилы. В настоящее время обжиг и аггломерация свинцовых концентратов производятся обычно двойным процессом на машинах Дуайт-Ллойда, причем иногда первый неполный обжиг производится в механических печах Веджа и др. Таким образом, современные обжиговые цеха являются вполне механизированными и потому расход энергии в них довольно значителен, от 90 до 110 квт/час. на тонну свинца (8, 13).

В отличие от цинка, обжиговые газы свинцовых печей не утилизируются на производство серной кислоты вследствие малого содержания в них сернистого газа.

Плавка обожженных и аггломерированных свинцовых концентратов ведется теперь в ватержакетных шахтных печах, причем продуктами плавки являются веркблей (нечистый свинец), блейштейн, иногда шпейза, затем шлаки и наконец печные газы, уносящие много рудной пыли. Расход энергии в этом цехе на воздуходувные машины и механизированный транспорт доходит до 120 квт/час. на тонну свинца, а расход топлива около 0.5—1.0 т (8, 13, 29, 32).

В рафинировочном цехе производится очистка веркблея от примесей, в том числе и от драгоценных металлов. Чистый свинец выпускается на

рынок, а примеси поступают на соответственную переработку. Рафинировка свинца производится обычно пирометаллургическим путем, но имеется и электролитическое рафинирование по способу Беттса и другие методы. Драгоценные металлы — серебро и золото — по извлечении их из веркблея также подвергаются сначала очистке, а потом и разделению серебра от золота. Расход энергии в рафинировочном цехе 25—27 квт/час.

Дымовые газы от свинцовых печей не утилизируются, но они уносят с собой много ценной пыли. Поэтому очистка печных газов от пыли давно уже была сильно развита на свинцовых заводах. Самые большие газопроводы и пылесадительные камеры, а также и самые высокие дымовые трубы были построены впервые именно на свинцово-плавильных заводах. Теперь вместо громоздких камер применяют обычно электроосадители пыли системы Котрелля. Расход энергии на эксгаусторы и на „котрелли“ колеблется от 25 до 35 квт/час. на тонну свинца (8, 13).

Переработка свинцовых шлаков может сделаться весьма крупным потребителем электроэнергии на свинцово-плавильных заводах. Проблема переработки свинцовых шлаков возникла и завоевала большое внимание по двум основным причинам. Как известно, свинцовые концентраты всегда содержат некоторое количество цинка. Этот цинк при свинцовой плавке не только терялся, уходя в шлаки, но и причинял разные технические затруднения. Поэтому на цинк в свинцовой плавке смотрели как на весьма вредную примесь. Теперь же, с развитием электролитического производства цинка, стало получаться много свинцово-цинковых каков, которые направляются для переработки на свинцовые заводы. Таким образом, пришлось поневоле заняться вопросом свинцовой плавки с получением шлаков, весьма богатых цинком. Эта задача ныне разрешена, и теперь получают свинцовые шлаки с 25 и даже с 35% окиси цинка, тогда как прежде 15—18% окиси цинка считались крайним пределом для нормальной работы ватержакетной свинцовой плавки. С получением шлаков, богатых окисью цинка, естественно возникла мысль об использовании их для извлечения из них цинка.

Второй причиной, заставляющей серьезно заниматься проблемой переработки свинцовых, цинксодержащих шлаков, является вопрос о железистом флюсе для свинцовой плавки. При плавке цинковистой шихты необходимо большое количество железистых флюсов для ошлакования окиси цинка. Железистые флюсы на свинцовых заводах часто очень дороги. Поэтому и возникла мысль использовать, вместо этих флюсов, свинцовые шлаки, которые после отгонки из них цинка сильно железисты и вполне пригодны для новой свинцовой плавки.

Переработка свинцовых шлаков может выполняться различными способами. Здесь будет указано лишь на два — электротермический метод и метод продувки жидкого шлака (2).

Электротермический метод применяется на американских заводах Грэт Фоллс, Трайл и др. Работа ведется в электропечах с добавкой

к шлаку 8—10% кокса. Восстановленный из шлака цинк летит и собирается или в виде цинковой пуссы, или же сжигается добавочным воздухом и собирается в виде окиси цинка. Эти цинковые продукты — пуссы, или окись цинка — получаются достаточно чистыми и могут идти на рынок в этом виде, или же служить сырьем для цинковых заводов. Шлак, после отгонки цинка, получается сильно железистый и является прекрасным флюсом для свинцовой плавки. Расход энергии на тонну перерабатываемого холодного шлака около 1100—1200 квт/час., а так как шлака получается приблизительно столько, сколько и веркблея, то удельная электроемкость электротермической переработки свинцовых шлаков будет около 1100—1200 квт/час. на тонну свинца.

Метод продувки жидкого шлака получил применение на заводах в Америке. Сущность метода заключается в продувке чрез жидкий шлак пылевидного топлива в количестве 20—35% по весу шлака. Работа ведется в специальной печи. Получаемая окись цинка идет для дальнейшей переработки на цинковые заводы. Расход энергии на приготовление пылевидного топлива и продувку его через шлак довольно значительный — около 320 квт/час. на тонну свинца (13).

Расход энергии на освещение около 15 квт/час. на тонну свинца.

Как видно из приведенных данных, расход топлива 0.5—1.0 т, а удельная электроемкость 1 т свинца около 1000 квт/час., из коих на завод приходится около 300 и на рудники с обогатительной фабрикой около 600 квт/час. В случае же введения электротермической переработки свинцовых шлаков расход энергии повышается еще на 1100—1200 квт/час.

ПРОБЛЕМЫ СВИНЦОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Энерго- и электроемкость свинца сравнительно невелики, причем большая часть электроэнергии расходуется на рудники и обогатительные фабрики. Незначительность расхода энергии и топлива на свинцовом заводе дает возможность строить эти заводы независимо от энергетической или топливной базы. Обычно они устанавливаются недалеко от рудной базы. Следует отметить, что при добыче и обогащении убогих свинцовых руд потребуется очень много энергии — до 2500—3000 квт/час на тонну свинца. А при установке электротермической переработки свинцовых цинксодержащих шлаков расход энергии на заводе подымется до 1500 квт/час., и тогда все свинцовое производство сделается уже весьма энергоемким — порядка 4000—4500 квт/час. на тонну свинца. В этом случае все свинцовое производство, естественно, должно будет тяготеть к энергетическим центрам.

Несмотря на то, что свинец и серебро известны человечеству с глубочайшей древности и металлургия этих металлов давно уже установилась, все же и в этой области непрерывно наблюдаются новые течения, новые идеи, изобретения, улучшения, видоизменения и т. п. Так, по свинцу

теперь, наряду с цинком, все чаще и чаще выдвигается коренная проблема использования убогих руд. Помимо господствующих до сих пор пирометаллургических процессов, ведутся большие опыты и изыскания в области гидро- и электрометаллургических процессов. Если взять один только процесс рафинирования свинца, то здесь, помимо классического огненного метода, теперь применяют и электролиз по способу Беттса, и метод хлорирования, и способ Гарриса и т. п. В самом огненном методе вводится тоже много видоизменений. Так, например, вместо периодического паркесирования на некоторых заводах вводится непрерывный процесс. Затем вместо прежнего метода удаления цинка из свинца, после паркесирования, путем его окисления, теперь начинают применять хлорирование при строго определенной температуре по способу Беттертона. Получающийся при этом способе хлористый цинк, после очистки, является рыночным продуктом. Точно так же для удаления висмута из свинца, что представляло большие трудности, теперь предлагается кальций, в виде свинцово-кальциевого сплава и т. д. (3).

То, что сказано о рафинировании свинца, можно повторить в отношении всех прочих процессов производства свинца — здесь также имеется много разных предложений, патентов, улучшений и т. п. Из этих предложений надо особенно отметить — обработку руд и концентратов в газовой среде во взвешенном состоянии. По серебру, помимо древнейшей серебро-свинцовой плавки, применяются всевозможные методы извлечения его из чисто серебряных руд — амальгамация, цианирование, применение множества различных растворителей и осадителей серебра и т. д. Рафинировка серебра и отделение его от золота тоже выполняются весьма многими методами — при помощи серной, азотной кислоты, хлора и т. п., а ныне чаще всего электролизом. И все эти методы непрерывно видоизменяются и улучшаются.

МЕДЬ И ДРУГИЕ МЕТАЛЛЫ

МЕДЬ

Медь в настоящее время и по размерам добычи и по стоимости занимает первое место среди цветных металлов.

Уже в глубокой древности медь не только добывалась, но и обрабатывалась в различные изделия. Известны археологические находки медных изделий за 6000 лет до нашего времени.

Во времена же Греции и Рима искусство обрабатывать медь и бронзу достигло высокой степени совершенства. Тогда умели делать не только неподражаемые по своему изяществу маленькие бронзовые статуэтки, но и такие громады, как Колосс Родосский — статуя Аполлона в 30 м вышиной. Добыча меди по тогдашним временам тоже была весьма значительная — в Испании, например, 2000 лет тому назад добывалось до 2500 т меди в год (38).

В 1929 г. мировая добыча меди была 1 908 000 т., в том числе в Сев.-Амер. Соед. Штатах — 930 000 т, в Чили — 316 000 т, в Африке — 146 000 т, в Канаде — 110 000 т и т. д. (37). Главным потребителем меди является ныне электротехника, затем изготовление всевозможных сплавов — латуни, бронзы и т. п., прокатка медных листов и т. д. У нас медное производство началось, если не считать древнейших чудских копей, в Архангельской губернии в XVI в., но прочное развитие получило на Урале с начала XVIII столетия, когда там было построено несколько медеплавильных заводов. В XVIII в. началось медное дело также на Алтае, а в половине XIX в. на Кавказе и в Киргизской степи. Главным производителем меди был и остается пока еще и теперь Урал. В половине XVIII столетия Россия занимала первое место в мире по производству меди, но скоро уступила свое первенство другим странам и в начале XX в. занимала одно из последних мест. В 1903 г. производство меди у нас было меньше 10 000 т, а привоз из-за границы 15 000 т. С 1908 г. начался было быстрый рост добычи меди, дошедший в 1913 г. до 34 000 т при сокращении импорта до 6000 т, но мировая война повлекла сначала сокращение, а потом и полное прекращение у нас добычи меди. Возрождение медной промышленности в СССР началось с 1922 г., когда был восстановлен Калатинский завод. В настоящее же время медная промышленность СССР развивается гигантскими темпами.

Из различных медных руд наибольшее значение имеют сернистые, менее важны окисленные. В СССР медные руды имеются самых разнообразных типов. Так, например, на Урале главной медной рудой ныне являются сплошные медистые пириты, но имеются и окисленные руды в виде пермских медистых песчаников. В Казахстане, в самом крупном Коунрадском месторождении, медная руда представляет собой медные порфириновые вкрапленники, причем в верхних зонах имеются окисленные руды, а в нижних — сернистые. В Джезказганском месторождении руды значительно богаче, точно так же, как и в Алавердском и Зангезурских месторождениях на Кавказе. О составе наших наиболее характерных медных руд дает представление табл. 14 (4).

О запасах меди по отдельным районам СССР можно судить по табл. 15 (23).

Как видно, запас меди в рудах категорий А + В + С на 1 января 1931 г. был свыше 5 млн. тонн. А в 1931 г. открыто новое огромное порфириновое месторождение — Алмалыкское в Средней Азии, где запас меди оценивается свыше 1 500 000 т. Вообще же после разведок 1931 г. все запасы меди в СССР, считая и запасы C_2 , определяются свыше 13 млн. тонн.

Характерной особенностью современной добычи медных руд является переход на эксплуатацию бедных руд, с содержанием меди около 1%. В Америке на самом крупном руднике Юта-Компани добывают руду с 0.7—1.0%. У нас в Коунраде будет добываться руда с 1.0—1.15% меди.

Таблица 14

Состав медных руд	Урал			Казахстан			Кавказ	
	Комплекс- ный руд., ска. 8а	Рудники рудная, 1921 г.	Пермские песчанит	Копурал, окисленные из скал.	Копурал, серпентин из скал.	Джезказган	Алаверд- ский район	Зангезур- ский район
Cu	2.43	2.97	1.84	1.25	1.35	12.3	3—7	3—20
Fe	38.08	36.96	1.14	0.5	0.9	5.6	—	—
S	48.34	44.09	0.03	0.03	2.6	10.0	20—30	20—30
Zn	0.35	2.25	—	сл.	сл.	—	—	—
SiO ₂	5.21	4.28	69.32	71.6	70.0	56.6	10—25	20
Al ₂ O ₃	4.09	2.80	5.08	11.9	15.7	11.0	—	—
CaO	1.17	0.40	8.55	0.4	0.4	1.7	—	—
MgO	0.17	0.18	1.56	0.6	0.5	1.0	—	—
BaSO ₄	—	5.36	—	—	—	—	—	—
Ag г/т	24.0	18.0	—	15.0	15.0	100—300	20—30	20—30

Таблица 15

Запасы меди в рудах категорий А + В + С

Р а й о н ы	Запасы меди (в тыс. тонн)		
	на 1 X 1929	на 1 I 1930	на 1 I 1931
Урал и БАССР	473	693	1454 (без пермск. песчан.)
Кавказ и Закавказье	77	97	666
Казахстан	775	1125	3281
Средняя Азия	—	—	—
Западная Сибирь	5	15	74
Итого по СССР	1330	1930	5475

Добыча огромных количеств бедных руд вызвала развитие грандиозных открытых разработок. В Юта, например, добыча руды ведется террасообразными уступами. Таких уступов теперь 23, высотой по 12—22 и шириной по 100—140 м. Общее количество железнодорожных путей, уложенных на всех уступах, около 100 км. На руднике работают 23 огромных электрических лопаты (экскаваторы) с ковшами по 3.5 куб. м. Годовая добыча руды до 16 000 000 т. Благодаря полной механизации и электрификации рудника, расход энергии здесь весьма небольшой — 1.64 квт/час. на 1 т добытой руды, причем сюда входит и вскрытие пустой породы. По отдельным статьям этот расход распределяется так: на электрические лопаты —

0.46 квт/час., на локомотивы — 0.66 квт/час., воздушные компрессоры — 0.54 квт/час., мастерские — 0.04 квт/час., освещение и пр. — 0.14 квт/час. на тонну руды (5).

В Коунраде также запроектированы открытые работы. Но в других рудниках добыча руд ведется подземными работами, где расход энергии значительно выше. В табл. 16 приведен расход энергии на 1 т руды на медных и других рудниках в зависимости от системы разработки и прочих условий работы.

Таблица 16

Расход энергии квт/час. на 1 т медной руды, добытой из подземных рудников

	Майами, Аризона	Уралмед- строй	Теннесси	Капалеа	Юнайтед- Верде	Чемпион Майн Мичиган	Подзем- ные руд- ники Америки
Годовая производит. (в тоннах)	2 000 000	650 000	500 000	—	1 000 000	150 000	—
Глубина руды. (в мет- рах)	300	400	500	—	600	1000	—
Система разра- ботки:							
Креплением квадр. окладами	—	—	—	—	—	—	36.3
Закладкой	—	—	—	—	—	21.7	25.1
Магасинированием	—	—	—	—	16	—	21.8
Открытые забон	—	—	Подэтажн. система	11.3	—	—	10.0
Магасинир. с частичн. обрушением	—	6	7.9	—	—	—	3.9
С обрушением	1.9	—	—	—	—	—	—

Итак, расход энергии на подземную добычу медных руд колеблется в очень широких пределах — от 2 до 20 квт/час. и даже до 36 квт/час. на 1 т руды. Для ориентировочных средних подсчетов можно принять около 2 квт/час. при открытых и около 10 квт/час. при подземных работах. Если принять еще во внимание, что на 1 т меди надо ныне от 50 до 100 т руды, то удельная электроемкость добычи медных руд будет от 200 до 500 квт/час. на 1 т меди.

Обогащение медных руд приняло ныне чрезвычайно большие размеры. В одной только Америке в 1927 г. было обработано флотационным обогащением свыше 44 000 000 т медных руд и 6 000 000 т полиметаллических руд. Отдельные обогатительные фабрики имеют производительность до 24 000 т и более в сутки. Отметим, что обогащение медистых пиритов на Урале сложнее и труднее, чем обогащение, например, порфириновых вкрапленников в Коунраде. О расходе энергии на обогащение медных руд дает представление табл. 17 (1, 5, 11, 19).

Таблица 17

Расход энергии в квт/час. на 1 т обогащаемой медной руды

Показатели	Названия фабрик										
	Нико Кор- нелле	Гайди Не- меда	Майма	Невада Ковска	Копер Кана	Моренск	Тенессе	Коура	Коура	Зангезур- ские	Кавказ
Производи- тельность (тонн в 24 часа) .	16 000	15 000	18 000	16 000	5 000	4 500	1 000	8 000	33 000	1 250	1 500
Измельчение %/о (—) 100 меш. .	85.3	89.3	73.0	—	92.6	80.0	—	80.0	80.0	—	—
Расход энер- гии (в квт/ч. на 1 т руды)	17.0	10.5	12.5	15.0	11.5	14.0	22	16.3	15—13	18	18.2

Мы видим, что расход энергии на обогащение медных руд колеблется от 10 до 20 квт/час. на 1 т обогащаемой руды. При расходе руды 50—100 т удельная электроемкость обогащения будет до 1000—2000 квт/час. на 1 т меди.

По металлургии меди имеется ряд специальных руководств (20, 30, 31, 32, 34, 35, 39, 40) и журнальная литература. Поэтому о металлургии меди здесь не говорится, а только указывается, что из всех заводских способов получения меди ныне наибольшее распространение имеют только два: пирометаллургический — состоит в плавке обожженных или сырых медных концентратов в отражательных печах, продувке полученного купферштейна в конверторах на черную медь и в электролитическом рафинировании черной меди; гидрометаллургический — состоит из операций выщелачивания меди из бедных руд, а ныне — и из концентратов, и осаждения меди обычно электролизом, а иногда и железом (цементная медь). Прочие способы получения меди частью уже прекратились, частью отмирают, а частью создаются вновь (как, например, плавка во взвешенном состоянии и др.).

На некоторых медных заводах сохранилась еще пиритная и полупиритная плавка медных руд в ватержакетных шахтных печах. У нас такая плавка ведется в Калате, Карабаше и Таналыке на Урале, на Алавердском и Зангезурском заводах на Кавказе. Но и на этих заводах уже устанавливаются отражательные печи, а в Америке целые огромные цеха ватержакетных печей давно остановлены и вместо них работают отражательные печи.

Современный медеплавильный завод состоит из следующих цехов: склад концентратов, обжиговой цех с сернокислотной установкой, плавильный с пылеугольной фабрикой, конверторный цех с воздухоудельными устройствами, вспомогательные мастерские, заводский транспорт, освещение и т. д.

Такой завод выпускает только черную медь. Дальнейшая очистка меди ведется ныне обычно электролизом, причем электролитические заводы и в Америке, и у нас строятся, как правило, в виде отдельных центральных заводов, обслуживающих ряд медеплавильных заводов. На Урале строится Центральный электролитический завод. Кроме того, имеется электролиз в Москве и Ленинграде. Как медеплавильный, так и электролитический заводы являются сравнительно небольшими потребителями электроэнергии на 1 т меди и во всяком случае уступают в этом отношении обогатительным фабрикам. В Америке расход электроэнергии на медеплавильных заводах, в зависимости от степени электрификации завода и от всех местных условий, колеблется от 400 до 500 квт/час., а на электролитических около 300—400 квт/час. на 1 т меди.

Сопоставляя вышеприведенные данные, можно ориентировочно считать удельную электроемкость всего пирометаллургического производства меди около 2000—2500 квт/час., а расход условного топлива около 1.5 т на тонну меди.

Гидрометаллургия меди достигла в последнее время весьма значительного развития. Из всей мировой добычи меди около 20% получаются гидрометаллургическим методом. Обычно гидрометаллургию применяют к обработке бедных руд, и тогда она противопоставляется и конкурирует с флотационным обогащением. Но теперь возникла новая идея — соединить флотацию с гидрометаллургией, т. е. перейти на обработку не руд, а концентратов. Самым крупным в мире гидрометаллургическим медным заводом является Чуквикамата в Чили с годовой производительностью свыше 150 000 т меди. Из множества всевозможных методов выщелачивания медных руд практически получило применение лишь серноокислотное выщелачивание и аммиачное. У нас тоже были многочисленные попытки установить гидрометаллургию меди и были даже построены Гумешевский и Желтавский заводы, которые и работали некоторое время с успехом. Теперь наши научно-исследовательские институты своими работами показали возможность гидрометаллургической обработки пермских медистых песчаников и коунрадских окисленных руд.

При гидрометаллургии меди самым электроемким процессом является электролиз растворов — около 3000 квт/час. Расход энергии на добычу руды около 200 и на заводские моторы около 500 квт/час. Таким образом весь расход энергии будет около 3700 квт/час. на 1 т меди. Практика американских заводов — Инспирейшен и Ахо — дает, примерно, такой же расход энергии (1, 5). Поэтому в первом приближении можно принять, что удельная электроемкость 1 т гидрометаллургической меди будет около 3500—4000 квт/час.

Для пирометаллургической же меди, как выше было установлено, затрата электроэнергии около 2000—2500 квт/час. и, кроме того, еще около 1.5 т условного топлива, которые в переводе на электроэнергию соответствуют, примерно, 2000 квт/час.

Наконец, следует еще упомянуть и об электротермической плавке медных руд. Из многих опытов в этой области наибольшего внимания заслуживают работы на заводе Суэльтелма в Норвегии, где были построены электропечи системы Вестли на 300, 600, 900 и 3000 квт. Последняя печь могла перерабатывать 100 т шихты в сутки. Расход энергии на малых печах был довольно большой — около 700 квт/час. на тонну расплавленной руды, что при богатых концентратах с 20—30% меди составит около 3000—4000 квт/час. на тонну меди, а при рудах с 5% меди расход энергии будет уже около 15 000 квт/час., т. е. непомерно большой. Таким образом, электроплавка может быть рентабельна только при плавке богатых концентратов на дешевой электроэнергии и при отсутствии дешевого топлива. Общий расход энергии при такой электроплавке будет, с учетом добычи, обогащения и электролитического рафинирования меди, около 5000—6000 квт/час. на тонну меди (39).

ПРОБЛЕМЫ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Основной предпосылкой для развития медного производства является наличие рудной базы, ибо медные заводы строятся обычно вблизи рудной базы. При гидрометаллургических процессах невыгодность дальнего транспорта бедных руд очевидна. Но и медные концентраты с 12—20% меди по своей транспортабельности далеко уступают цинковым и свинцовым концентратам с 50—60% металлов.

Пирометаллургия меди насчитывает за собой много тысячелетий. Гидрометаллургия, по крайней мере в ее простейшем виде, известна много сотен лет. Даже электрометаллургия меди применяется уже десятки лет. И все-таки в металлургии меди каждое десятилетие приносит теперь полную смену методов, приемов, аппаратуры и даже основных идей в производстве меди. Так, например, в начале XX в. по всему миру победоносной волной прокатилась пиритная и полупиритная плавка медных руд в шахтных печах. В следующем же десятилетии на смену ей явилась флотация и плавка концентратов в отражательных печах. Далее, в этой плавке начались непрерывные изменения и улучшения в аппаратуре и работе. Сначала плавку вели с предварительным обжигом, потом без обжига концентратов. А теперь выдвигается новая идея — плавка медных концентратов без топлива, так как флотационные сернистые концентраты сами являются пылевидным топливом. Идея сжигать медные концентраты в распыленном виде впервые была выдвинута в 1920 г. в Америке. Но там на нее не обратили особенного внимания и только в последнее время на разных заводах и в разной форме стали применять эту идею. У нас же этот метод с 1929 г. стал прорабатываться не только в лабораторном, но и в полужаводском масштабе, а теперь переносится в заводскую обстановку (2, 38, 5, 10).

От сжигания и плавки простых медных концентратов научная мысль переходит уже к подобной же обработке сложных концентратов, например медно-цинковых и др.

То, что сказано про пирометаллургию меди, в такой же степени относится и к гидрометаллургии, где, например, ныне развивается новая идея обработки медных концентратов в замкнутом цикле с утилизацией всех составных частей концентратов, и к электрометаллургии, и вообще по всему сложному современному медному производству. А о сложности этого производства можно судить по тем продуктам, которые оно теперь дает. Вот примерный перечень побочных продуктов, выпускаемых современными медными заводами: золото, серебро, свинец, окись цинка, цинковая пыль, медный купорос, пробирный свинец, глет, кадмий, висмут, селен и его соединения, теллур, мышьяк, серная и сернистая кислота, платина и платиновые металлы, шлаковые кирпичи и каменные изделия, шлаковая вата и т. д.

Из этого перечня можно уже видеть, какое огромное количество научно-исследовательских работ надо вести, чтобы не только обслуживать, но и двигать вперед процессы современного медного производства.

ЗОЛОТО

Мировая добыча золота, достигнув в 1915 г. наибольшего развития, стала падать, несмотря на все успехи добычи и обработки золотых руд. В 1915 г. золота было добыто около 800 т на сумму около 1 млрд. руб., а в 1929 г. добыча была только на 800 млн. руб., из коих в Трансваале на сумму около 430, в САСШ — 90, Канаде — 80 и в СССР на 48 млн. руб. Падение мировой добычи золота вызвало острое внимание к его запасам, как уже добытым, так и находящимся еще в недрах земли. С открытия Америки и до настоящего времени вся добыча золота определяется около 33 000 т на сумму около 40 млрд. руб. Из этого количества только половина имеется в виде монет и валютных слитков, а другая половина распылена в виде всевозможных изделий и частично уже утрачена от естественного изнашивания и истирания золота, от потерь и т. п. (2, 37).

Оценка запасов золота в недрах известных ныне месторождений некоторыми заграничными исследователями давалась в очень пессимистических тонах. Главным производителем золота, дающим свыше половины мировой добычи, является Трансвааль. Поэтому его запасам уделяется наибольшее внимание. Если считать руды с 10 г золота на тонну и глубину выработок до 8000 фут., то запасов Трансвааля хватит только до 1947 г., после чего останутся лишь руды с 6 г золота на тонну, которые по местным условиям считаются недостаточно рентабельными. На прочие страны также не возлагается больших надежд. В общем предсказывалось, что теперешняя мировая добыча золота, около 600 т в год, может удержаться только до 1935 г., после чего начнет падать и дойдет

в 1940 г. до 500 т, т. е. почти на 40% меньше 1915 г. (36). При таких мрачных перспективах СССР, наоборот, развивает у себя весьма большую добычу золота и быстро идет ко второму, а затем, вероятно, и к первому месту в мире. Следует, однако, отметить, что мировая добыча золота в 1931 г., вопреки предсказаниям, увеличилась.

Добыча золота у нас началась на Урале в 1744 г., а затем перешла в Западную и, наконец, в Восточную Сибирь, где теперь и добывается наибольшее количество. За это время было добыто свыше 3000 т или около 10% от всей мировой добычи. Перед войной годовая добыча была у нас около 60 т, причем 80% этого количества добывалось из россыпей на мелких кустарных промыслах мускульным трудом рабочих. Отсюда понятно, что у нас было огромное количество рабочих, около 90 000 человек — и весьма малая производительность: на одного рабочего в год приходилось около $\frac{2}{3}$ кг золота, тогда как в Трансваале, при глубине рудников около 2 км, — 1.5 кг, а в Америке и Канаде — до 6 и 9 кг. В техническом отношении добыча золота у нас стояла, за немногими исключениями, на очень низком уровне (25).

Во всем мире главная масса золота — 90% — добывается из коренных месторождений при помощи современных методов цианирования и пр. У нас же, наоборот, свыше 85% золота добывалось из россыпей, из коих механическим путем лишь около 5%, а остальное мускульным трудом. В настоящее время наша золотопромышленность в корне изменилась. Вместо прежней мелкой кустарщины теперь организуются мощные промысла с оборудованием по последнему слову техники. Результатом этих мероприятий явилось открытие ряда золотоносных районов и полное техническое перевооружение. Теперь мы имеем десятки мощных электрических драг, целый ряд гидравлик, несколько крупных циановых заводов и т. д. Подготавливается полная электрификация наиболее значительных промыслов в районах Алдана, Лены, Северного и Южного Енисея, Минусинского края и т. д. (21, 24).

С энергетической точки зрения добыча золота может представить значительный интерес. Выше было уже указано, что при дражной добыче золота из россыпей с 0.2 г/т расход энергии будет около 2 500 000 квт/час., при рудном золоте с 10 г/т около 3 000 000 квт/час. на тонну золота.

ПЛАТИНА

Месторождения платины впервые были найдены в Колумбии в половине XVIII столетия. У нас, на Урале, платина была открыта в 1821 г., но по своему богатству Урал сразу занял и до сих пор сохраняет первое место в мире по добыче платины. Мировая добыча платины в 1928 г. была около 6 т, из коих на долю СССР предположительно считается около 3 т, Колумбии около 1.5 т, Южной Африки около 1.0 т и Канады около 0.4 т (37).

Помимо Урала, в СССР известно нахождение платины в очень многих местах. Например, можно назвать всю горную систему Саяна, т. е. россыпи Усинского, Урянхайского, Восточно-Минусинского и Южно-Байкальского районов, далее Восточно-Саянскую область, Витимское нагорье, Южно-Енисейскую тайгу, Вилюйский район и, наконец, огромнейшие площади сибирских траппов. До сих пор платина в этих районах отдельно не добывалась, а находилась попутно при добыче золота. Удельная электроёмкость платины, как было уже указано, еще выше, чем у золота: для дражной платины из россыпей с 0.1 г/т около 5 000 000 квт/час., а для рудной с 2—3 г/т около 6 000 000 квт/час. (12).

НИКЕЛЬ

Никель, как химический элемент, был открыт в половине XVIII в. а никелевая промышленность в Европе зародилась лишь в начале XIV столетия. В настоящее же время никель является одним из основных цветных металлов. В 1929 г. мировое производство его достигло около 56 000 т, из коих свыше 90% получено в Канаде из сернистых медно-никелевых руд. На втором месте стоит Новая Каледония, давшая около 4000 т из силикатных руд (37).

У нас силикатные никелевые руды на Урале известны свыше 100 лет. За это время много раз пытались использовать их для получения и ферро-никеля, и чистого никеля. Но только теперь никелевая проблема в СССР начинает получать свое разрешение. На Урале строится Уфалейский завод для переработки тюленевских руд, с содержанием никеля около 2—3%. Так как таких руд на Урале мало, а бедных, с 0.7—1.0%, много, то главная уральская проблема никеля сосредоточена на изыскании гидрометаллургических методов обработки бедных окисленных никелевых руд (18, 26).

Но кроме окисленных руд у нее имеются и сернистые медно-никелевые руды, подобные канадским. Такие руды давно известны в Норильском крае. Затем определенные признаки нахождения таких руд установлены в самое последнее время в Мурманском крае. Ценны указания на нахождение в сибирских траппах (имеющих огромное распространение) платиноносных металлов, в том числе и медно-никелевых руд. Такие руды в больших количествах создали бы у нас эру в никелевой промышленности, как это было в Канаде в 80-х годах прошлого столетия.

Общая энергетическая характеристика никелевого производства довольно затруднительна вследствие множества разных методов его получения. Можно только указать, что, например, пирометаллургическая обработка бедных руд на Уфалейском заводе по первоначальному проекту требовала огромной затраты топлива — около 25 т на 1 т никеля. Теперь с введением ряда новых рационализаций можно ожидать снижения расхода топлива. Плавка каледонских руд на ферро-никель в электропечах

требует 1100—1200 квт/час. на 1 т руды, что при 5-процентной руде дает расход энергии около 25 000 квт/час. на тонну никеля. Наименьшая затрата энергии требуется при плавке медно-никелевых руд в Канаде. Здесь расход топлива и энергии примерно такой же, как и при чисто медной плавке. Если добавить еще электроэнергию на электролитическое отделение никеля, то ориентировочно можно принять расход энергии около 5000 квт/час. и топлива около 2—3 т на 1 т никеля при получении его из сернистых медно-никелевых руд, подобных канадским (18, 26).

ОЛОВО

Олово известно с самой глубокой древности. По добыче и ценности олово принадлежит к числу важнейших цветных металлов. В 1929 г. мировая добыча была около 192 000 т на сумму около 400 млн. руб., в том числе на полуострове Малакка и островах Бангка и Биллитон свыше 100 000 т, в Боливии около 50 000 т. У нас в 1811 г. в Забайкальской области по р. Онону было открыто месторождение оловянных руд, так называемый Первоначальный прииск, причем там уже были следы прежних древнейших работ. Разработка прииска продолжалась 40 лет, с производством до 2—3 т олова в год. Но затем работы были прекращены и только теперь снова ведутся там усиленные разведки (4).

Производство олова потребляет очень мало электроэнергии при добыче из россыпей с помощью драг и затем при восстановительной плавке богатых оловянных концентратов в отражательных печах, как это теперь и делается на Малакке. При добыче же из коренных месторождений требуется гораздо больше электроэнергии на самую добычу, а затем и на обогащение руды; этот расход доходит в Боливии до 50 квт/час. на 1 т руды.

В последнее время стали применять восстановительную плавку оловянных концентратов в электропечах, требующих 1000—2000 квт/час. на тонну олова. При таких условиях удельная электроемкость олова может колебаться от 500 до 5000 квт/час. на тонну олова (37).

СВОДКА УДЕЛЬНОЙ ЭЛЕКТРО- И ЭНЕРГОЕМКОСТИ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Выше была дана развернутая характеристика производства и электроемкости главнейших цветных металлов. При этом технологические процессы описаны более подробно только при алюминии и магнии, ввиду недостаточности литературы по этим металлам. По прочим же металлам указана весьма обширная литература.

Переходя к энергетической характеристике, следует снова напомнить, что условия производства цветных металлов настолько разнообразны, что удельную электро- и энергоемкость каждого металла можно определить более или менее точно лишь для каждого данного случая, когда можно

учесть все местные условия производства. Такие детальные подсчеты расхода энергии и топлива делались при разработке проектов наших новых, хорошо электрифицированных заводов цветных металлов. Поэтому данные этих проектов и были здесь широко использованы, наряду с данными литературы и практики американских заводов. На основе этих данных составлялась общая энергетическая характеристика каждого металла. Из сказанного ясно, что приводимые ниже цифры являются лишь средними ориентировочными, могущими служить только для общих соображений при планировании производства цветных металлов.

Таблица 18

Удельная электро- и энергоемкость производства цветных металлов
(по развернутой характеристике)

Металл и способ производства	Расход электро- энергии (квт/час. на 1 т)	Расход усл. топлива на 1 т металла	
		Тонн	В переводе на квт/час.
Легкие металлы			
Алюминий (Мюллер — Яковкин)	31.000	6.6	9 400
„ (Кузнецов — Жуковский)	45.000	3.7	5 300
„ (Фокин — Россель)	32.000	9.5	13 600
„ (Камецкий)	31.000	12.7	18 100
Магний — из хлор. магния	38.000	4.5	6 400
„ из окиси магния	60—70.000	—	—
Бериллий	600.000	—	—
Полиметаллы			
Цинк дестилляционный	1.000	3—4.0	4 000—6 000
„ электролитический	4.500	0.5	700
„ электротермический	6.000	—	—
Свинец и серебро пирометаллургич.	1.000	0.5—1.0	700—1 400
Медь и другие металлы			
Медь пирометаллургическая	2 000—2 500	1—1.5	1 400—2 000
„ гидрометаллургическая	3 500—4 000	—	—
Никель — из окисленных 20% руд	500	25.0	36 000
„ из медно-никелевых 50% руд	4 000—5 000	2—3	3 000—4 000
Олово	500—5 000	0.7—0.2	1 000— 300
Золото — дражное из россыпи с 0.2 г/т	2 500 000	—	—
„ рудное с 10 г/т	3 000 000	—	—
Платина — дражная из россыпи с 0.1 г/т	5 000 000	—	—
„ рудная с 2—3 г/т	6 000 000	—	—

ЛИТЕРАТУРА¹

По цинку, свинцу и серебру

1. Асеев, Доливо-Добровольский и Гращенко. Опыты по рафинированию Алагирского дестилляционного цинка. 1930.
2. Асеев и Царегородцев. Изучение и обработка Риддерских свинцовых шлаков. Цвет. Мет., 1930 г., № 12.
3. Выплавка и рафинирование свинца в 1930 г. Mining and Metallurgy, 1931, № 1.
4. Главнейшие медные, свинцовые и цинковые месторождения СССР, стр. 13, 14, 21, 37, 236, 296, 334, 341, 398. 1931.
5. Гулин и Харитоненков. Современное состояние цветной металлопромышленности САСШ. 1930.
6. Макровский, Г. К. Электролитическое получение цинка из руд в Америке. 1929.
7. Материалы Гипроалюминия. Проект Риддерского рудника.
8. Материалы Гипроцветмета. Проект Алагирского свинцового завода.
9. " " Проект Алагирского электролитического цинкового завода.
10. " " Проект Кемеровского электролитического цинкового завода.
11. " " Проект Константиновского цинкового дестилляц. завода.
12. " " Проект Кузбасского цинкового дестилляц. завода.
13. " " Проект Риддерского свинцового завода.
14. " " Проект Риддерского электролитического цинкового завода.
15. Материалы Гипроцветмета. Проект Салаирского рудника.
16. " " Проект Челябинского электролит. цинкового завода.
17. " " Промздание Нерчинского Комбината.
18. " " Промздание Средне-Азиатского Комбината.
19. Материалы Механобра. Проект Риддерской обогатительной фабрики.
20. Металлургия цинка в 1930 г. Mining and Metallurgy, 1931, № 1.
21. Общий обзор главных отраслей горной и горнозаводской промышленности, 1915.
22. Ортин, М. Ф. Механическое обогащение руд. 1931.
23. Позин, С. Е. Имеют ли цветные металлы СССР сырьевую базу. Цвет. Мет., 1931, № 6.
24. Про, Е. Цинк и кадмий. Русский перевод, стр. 1—200. 1931.
25. Федотьев, П. П. Электрометаллургия, вып. I. 1921.
26. Электротермический цинк. Eng. and Mining World, 1931, № 3.
27. Betts, A. G. Lead refining by electrolysis. 1908.
28. Bureau of Mines-Information Circular, № 6503, 1931.
29. Collins, H. F. Metallurgy of Lead. 1910.
30. — Metallurgy of Silver. 1910.
31. Hofman, O. Hydrometallurgy of Silver. 1907.
32. Hofman, H. O. Metallurgy of Lead, pp. 1—644. 1918.
33. — Metallurgy of zinc and cadmium, pp. 1—340. 1922.

¹ По легким металлам литература приведена в тексте.

34. Ralston, O. C. *Electrolytic Deposition and Hydrometallurgy of Zinc*, pp. 1—200. 1921.
35. Liebig, Max. *Zink und Cadmium*. 1913.
36. Lodin, A. *Métallurgie du zinc*, pp. 1—810. 1905.
37. *Mineral Industry*, 1930, vol. XXXVIII.
38. Neuman, B. *Die Metalle*, 1904, S. 122.
39. Prost, E. *Métallurgie des métaux autres que le fer*, pp. 1—229. 1924.
40. Tafel, V. *Lehrbuch der Metallhüttenkunde*. Bd. I—II. 1927.

По меди и другим металлам

1. Асеев, Н. П. Медеплавильные заводы Америки. 1928.
2. — Мировые успехи в металлургии золота. *Техно-Эконом. Вестн.*, 1924, № 8—9.
3. — Мировые успехи в металлургии меди. *Техно-Эконом. Вестн.*, 1923, № 8—9.
4. — Развитие добычи цветных металлов в СССР. Тр. I Всесоюз. Сессии по цветным металлам, 1925.
5. Асеев, Белоглазов и Грейвер. Гидрометаллургическая обработка пермских медистых песчаников. *Цвет. Мет.*, 1930, № 2.
6. — Кислотная переработка известковистых руд. *Цвет. Мет.*, 1931, № 5.
7. Асеев и Грейвер. Аммиачное выщелачивание медных руд. *Цвет. Мет.*, 1931, № 3.
8. — Аммиачная обработка пермских медистых песчаников. *Цвет. Мет.*, 1931, № 6.
9. Бухгольд, К. Флотационный процесс. 1931.
10. Ваниюков, В. А. Плавка медных концентратов в пылевидном состоянии. *Цвет. Мет.*, 1930, № 3.
11. Варламов, Н. Н. Материалы к проекту Коунрадской обогатительной фабрики.
12. Высоцкий, Н. К. Платина и районы ее добычи, стр. 220—230. 1923.
13. Захаров и Цейдлер. Аммиачное выщелачивание меди. *Цвет. Мет.*, 1931, № 5.
14. Итоги выполнения плана цветной металлопромышленности в 1929/30 г. *Цвет. Мет.*, 1930, № 11.
15. Материалы Гипроалюминия. Проект Компанейского рудника Уралмедьстроя.
16. — — Проект Коунрадского гидрометаллургического завода.
17. Материалы Гипроцветмета. Проект Красно-Уральского медеплавильного завода.
18. — — Проект Уральского никелевого завода.
19. — — Промывание по комбинату „Закмедь“.
20. Мостович, В. Я. Металлургия меди. 1931.
21. Одинцов, Д. Я. Перспективы развития золотопромышленности. *Цвет. Мет.*, 1930, № 5.
22. Плаксин, Суслова и Тяпкина. Гидрометаллургические методы обработки медистых песчаников. 1931.
23. Серебровский, А. П. Задачи цветной металлопромышленности и пути их выполнения. *Цвет. Мет.*, 1930, № 4.
24. — Золотопромышленность Сев.-Амер. Соединенных Штатов. 1931.
25. Трушков, Н. И. Разработка рудных месторождений золота. 1932.
26. Уразов, Г. Г. и Черноморский, М. А. Металлургия никеля. 1931.
27. Шахновский, М. А. Потребление электроэнергии. *Цвет. Мет.*, 1930, № 2.
28. Щербаков и Наркевич. Обработка медистых песчаников аммиачными растворами. *Цвет. Мет.*, 1930, № 8—9.
29. Щербаков и Распоина. Обработка медистых песчаников серной кислотой. *Цвет. Мет.*, 1930, № 10.
30. Addicks, L. *Copper refining*. 1921.
31. Altmayer-Guillet. *Métallurgie du cuivre*. 1925.

32. Borchers, W. Metallhüttenbetrieb, Bd. I. 1915.
 33. Bureau of Mines Inform.-Circular, № 6440, 6503, 6515. 1931.
 34. Greenawalt, W. The Hydrometallurgy of Copper. 1912.
 35. Hofman, H. O. Metallurgy of Copper. 1924.
 36. Kursell. Мировые запасы золота близки к истощению. Цвет. Мет., 1930, № 12.
 37. Mantel-Tin. 1930.
 38. Mining and Scientific Press, 1920.
-

П. Ф. АНТИПИН

ОТДЕЛЬНЫЕ ЦВЕТНЫЕ МЕТАЛЛЫ АЛЮМИНИЙ

Электролитическое получение алюминия в промышленном масштабе было осуществлено вскоре после 1886 г., когда почти одновременно и независимо друг от друга Холл в Сев.-Амер. Соед. Штатах и Геру во Франции заявили привилегии на способ получения алюминия помощью электролиза окиси этого металла (глинозема), растворенной в расплавленной двойной соли фтористых натрия и алюминия (криолита); при этом патентная заявка Холла предусматривала также прибавки к основной ванне других фтористых и хлористых соединений щелочных, щелочно-земельных металлов и алюминия.

Предложенный указанными изобретателями способ в существенном применяется на алюминиевых заводах и до настоящего времени. Современный способ получения алюминия состоит в электролизе глинозема, растворенного в расплавленном криолите; на некоторых заводах (САСШ) к ванне прибавляют фтористый кальций. Электролиз происходит между угольными электродами. На угольном поду ванны, служащем катодом, выделяется металл, на анодах — кислород, окисляющий последние в окись углерода. Таким образом угольные электроды (аноды), непрерывно расходующиеся в электролитическом процессе, необходимо причислить, наряду с глиноземом и криолитом, к исходным материалам для фабрикации алюминия.

Еще в 50-х годах прошлого столетия Сен-Клэр Девиаль, изобретатель химического способа получения алюминия, после ряда бесплодных попыток найти способ рафинировки этого металла, пришел к весьма важному заключению — к необходимости сразу получать чистый металл, не нуждающийся в дальнейшей рафинировке; это обстоятельство обуславливало применение для процесса совершенно чистых исходных материалов. Так как проблема рафинировки алюминия не разрешена экономически рентабельно и доныне, при электролизе стремятся получить прямо из ванн возможно более чистый металл, что вызывает необходимость применения весьма чистых исходных материалов: глинозема, криолита и угольных анодов.

По данным заграничной практики поступающие на алюминиевый завод материалы должны отвечать следующим нормам чистоты: глино-

зем: примесей $\leq 0.3\%$, из них $\text{SiO}_2 \leq 0.2\%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 \leq 0.1\%$, и воды 0.1% .

Криолит: загрязненный $\leq 0.5\%$, из них $\text{SiO}_2 \leq 0.35\%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 \leq 0.15\%$.

Электроды: зольность 0.6% . Содержание в золе: $\text{SiO}_2 \leq 40\%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 \leq 20\%$.

Чрезвычайно ценные свойства металлического алюминия, а именно, легкость (уд. в. 2.7), простота обработки, хорошая электропроводность, устойчивость в отношении коррозии, способность давать сплавы весьма высоких механических качеств — обеспечивают этому металлу широкое поле применения. Главнейшими потребителями алюминия являются — авиостроение, электротехника (электропровода), химическое аппаратуростроение, машиностроение, железнодорожный и автотранспорт. Значительное количество металла идет на изготовление предметов домашнего обихода. И в настоящее время, в общем балансе металлоснабжения промышленных стран, алюминий завоевал себе достаточно почетное место. В табл. 1 приводятся данные о росте производства и потребления алюминия в передовых промышленных странах за период 1900—1929 гг. Для сравнения приводятся подобные данные по чугуну, основному металлу в общем балансе металлоснабжения, а также для меди.

Таблица 1

Мировое производство по годам	1900	1913	1923	1924	1925	1926	1927	1928	1929
Чугун (в млн. тонн) . . .	40.8	72.2	68.6	66.8	75.2	78.1	79.7	80.8	90.2
В % к предыд. году . . .	—	—	—	97	113	104	102	101	111
Медь (в тыс. тонн) . . .	550	1011	1246	1367	1435	1469	1526	1707	1938
В % к предыд. году . . .	—	—	—	110	105	102	104	112	113
Алюминий (в тыс. тонн) .	6.138	61.303	176.5	186.0	212.0	220.9	202.7	232.3	265.2
В % к предыд. году . . .	—	—	160	105	114	104	92	115	114

Главнейшим сырьем для получения необходимой алюминиевому производству чистой окиси алюминия является боксит. Эта порода содержит большое количество глинозема и наиболее удобна для извлечения окиси алюминия. По химическому составу боксит представляет собой более или менее чистую водную окись алюминия. Часть последней в различных образцах даже одного месторождения замещена изменяющимися количествами водной окиси железа; обычной примесью является кремнезем. Наиболее богатые месторождения находятся на юге Франции, где эта порода залегает во всех департаментах вдоль Средиземного моря. Французские бокситы отличаются весьма высокими качествами: большое содержание в них глинозема, часто свыше 60% , и весьма малое содержание кремнезема, этой вредной примеси, $\leq 3\%$. Месторождения боксита

известны и в других странах. В Европе — Венгрия, Юго-Славия, в Африке, Гвиане и в Америке — в САСШ и Колумбия — имеют промышленные разработки этой породы. Для производства окиси алюминия в заграничной практике применяется почти исключительно так называемый „красный боксит“. Химический состав этого материала отвечает следующим данным (для боксита, высушенного при 100°C).¹

Таблица 2

Состав „красного боксита“	В %
Окись алюминия	≈ 60
„ железа	20—25
Кремнезема	≤ 3
Титанового ангидрида	1—2
Конституционной воды	12—15

В сыром виде боксит содержит, сверх того, 5—10% влажности, удаляемой просушиванием при температуре 100°C .

Коммерчески в боксите гарантируется обыкновенно минимальное содержание глинозема — 60% и максимальное кремнезема — 3%. Однако, нередко встречаются бокситы с содержанием до 65—70% глинозема и всего лишь 1—2% кремнезема.

В СССР бокситы были обнаружены в 1916 г. в Тихвинском районе Ленинградской области, в местности, тяготеющей к ст. „Большой Двор“ и разъезду „Дыми“ Северной жел. дор. и расположенной к югу от указанных пунктов. Это месторождение является единственно разведанным в СССР (1931 г.) Сведения о количестве запасов и качестве материала с ориентировочной поправкой на результаты разведки 1930 г. приведены в табл. 3.

Строящиеся алюминиевые комбинаты в СССР — Волховский (вблизи Ленинграда) и Днепровский — запроектированы в предположении использования в качестве сырья бокситов Тихвинского месторождения. Учитывая потребность в боксите других отраслей промышленности (глиноземистый цемент, абразивная, химическая и пр.), полный ежегодный расход бокситов надлежит определить в 210 000 т.

Бокситы Тихвинского района залегают на сравнительно небольшой глубине, порядка нескольких метров; при этих условиях наиболее рациональной представляется эксплуатация рудников помощью открытых работ.

¹ Проф. А. П. Курдюмов. К вопросам создания в России алюминиевого производства. Москва, 1923.

Таблица 3

Месторождение	Категория запасов	Количество (в тыс. тонн)	Процентное содержание		
			Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃
Подсосненское	A/2	11.1	53.67	12.92	17.53
"	B	2.7	53.41	15.35	15.26
Губско-Почаевское	A/2	737.3	} 48.43	} 15.02	} 16.87
"	B	70.5			
Северное гнзодо	A	485.0	44.7—45.59	11.78—12.53	12.8—17.71
Южное "					
Красноручейское	A/2	129.9	} 41.96	} 10.67	} 15.92
"	B	16.1			
"	A/2	743.4	} 50.71	} 11.29	} 19.45
"	B	27.5			
Новокрасноручейское	A	401.3	42.64	12.47	15.20
Дороховское	C	200.0—250.0	—	—	—
По всем месторождениям	A—A/2	2508.0	—	—	—
	B	116.8	—	—	—
	C	200.0—250.0	—	—	—
Всего	—	от 2824.8 до 2874.8	—	—	—

В результате разведок 1929—1930 гг. на восточном склоне Урала в районе Алапаевска, к северу от последнего, были обнаружены три новых бокситовых месторождения. Химический состав породы из различных скважин весьма сильно колеблется по отношению к средним величинам. От тихвинских бокситов алапаевские бокситы отличаются большим содержанием кремнезема и меньшим — окиси железа. Средний анализ боксита для трех упомянутых месторождений по наиболее характерным скважинам приводится в табл. 4.

Таблица 4

Наименование участка (месторождения)	№№ скважин	Процентное содержание			
		Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Потеря при прокаливании
Алапаевский № 1	14	43	26	11	19
" № 2	1a	55	17	6	23
В.-Синячихинский	1	42	27	11	22

Глубина залегания бокситов для 1-го Алапаевского участка колеблется в пределах 6—60 м. Детальные разведки в августе—сентябре 1930 г. определили на 1-м Алапаевском участке запасы годной для глиноземного производства породы ($\text{Al}_2\text{O}_3 \geq 45\%$ и $\text{SiO}_2 \leq 15\%$) примерно в 1.1 млн. тонн.

Летом 1930 г. партией, работавшей в Южно-Енисейской тайге в районе р. Индыглы (левый приток р. Татарки), было обнаружено наличие бокситовой гальки, химическое исследование образцов которой дало следующие результаты:

Таблица 5

	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4	№ 5	№ 6
Al_2O_3	50.14	40.70	39.47	64.96	42.50	42.38
SiO_2	0.51	2.47	2.06	0.39	2.13	1.75
Fe_2O_3	20.26	29.74	34.06	22.11	32.53	35.40

Работами 1930 г. коренное месторождение бокситов обнаружить не удалось. Во всяком случае район р. Индыглы заслуживает самого серьезного изучения для отыскания бокситового месторождения и его промышленной оценки.

Ограниченность запасов бокситов в СССР и наряду с этим разветвление алюминиевой промышленности делают необходимым использование других видов сырья. К таковым следует отнести в первую очередь железистые глины типа каолинов и огнеупорные, алуinitы, нефелины, латериты.

Месторождения указанных глин, находящиеся почти во всех районах СССР, разведаны далеко не полностью. Тем не менее, на основе имеющихся материалов можно с уверенностью сказать, что этот вид сырья открывает практически неограниченные возможности для алюминиевой промышленности Союза.

Бобриковские межугольные глины и каолины Западной Украины (Волновхское месторождение) характеризуются данными табл. 6.

Алуinitы по химическому составу представляют собой основную сернокислую соль алюминия и калия состава: $\text{K}_2\text{O} \cdot 3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{SO}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$. Обычно часть калия бывает замещена натрием.

Алуinitовые месторождения обнаружены на Урале, в Средней Азии, в районе оз. Байкал и в Закавказьи. Особый интерес вследствие своей разведанности и колоссальных запасов породы вызывает Загликское месторождение, расположенное в Закавказьи, в 34 км к юго-западу от г. Ганджи. Запасы алуinitовой породы, по данным разведки 1929 г., для категорий А и В исчислены здесь в 78 млн. т при среднем содержании алуinitов, в руде, равном 55%.

Таблица 6

Месторождения	Мощность пластов (в метрах)	Глубина залегания (в метрах)	Состав глины в %			Запас (в млн. тонн)
			Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	
1. Бобриковское около ст. Бобрин-Донской						
а) Надугольн. пласт	1.77	30—35	32.58—33.38	40.23—42.27	1.43—1.46	A/2 не имеется B — 11.6 C — 2.6
б) Межугольн. пласт.	0.55	—	32.84—33.74	41.7—42.35	1.55—1.71	A/2— 0.965 B — 3.23 C — 3.32
в) Подугольн. пласт	1.13	—	27.62—30.24	34.91—43.98	1.18—1.54	A/2 не имеется B — 13.6 C — 3.16
2. Воиновское в 3 км от ст. Воиноваха; первичные каолиниты	5.7—15.2	10.0	24.0	64.0	0.1—0.3	Ориентировочно 15.8

Средний состав алунитовой руды следующий:

Компонент	Проц. содерж.
Al ₂ O ₃	20.57
SiO ₂	35.91
Fe ₂ O ₃	4.58
SO ₃	23.18
K ₂ O + Na ₂ O	7.29
TiO ₂	0.29
MnO	0.21
Вода констит.	7.77
„ гигроск.	0.10
Сумма... 100.00	

Естественные условия Загликского алунитового месторождения позволяют приступить к добыче руды открытыми работами, без предварительной вскрыши наносов, так как на площади около 1 500 000 кв. м последние совершенно отсутствуют.

Колоссальные количества нефелина находятся на Кольском полуострове в Хибинских тундрах, где нефелин является составной частью жильных пород, и нефелинового сиенита, слагающего массивы. В результате деятельности ледников с дальнейшим „морозным“ выветриванием последние оказываются сильно разрыхленными. Горные потоки несут с собой этот обломочный материал и служат источником образования

дельтовых отложений рек, впадающих в оз. Имандра. Запасы этих наносов в виде нефелинового песка и более грубого материала (галек, булыжника, валунов) не выяснены, однако должны быть огромны — масштаба десятков миллионов и более тонн. Количества обломочного материала горных цирков практически неисчерпаемы.

Для суждения о химической природе упомянутых материалов в табл. 7 приводятся качественные характеристики нефелинового песка, нефелинового сиенита и отобранного нефелина.

Таблица 7

Материал	Процентное содержание										
	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	SO ₃
Нефелин. песок	56.92	0.51	22.47	2.45	—	0.52	0.81	0.25	8.06	6.53	0.18
Нефелин. сиенит . .	54.30	0.99	23.14	2.57	—	0.22	0.01	0.50	8.52	7.70	0.17
Отобранн. нефелин .	44.59	—	32.72	0.25	0.73	—	0.80	0.30	12.92	5.52	—

Богатство нефелинового месторождения и значительное процентное содержание в породе глинозема заставило обратить на него в последние два года самое серьезное внимание. В настоящее время производится лабораторная разработка способа извлечения из этой руды глинозема, и можно думать, что в будущем нефелины займут видное место в общем балансе снабжения сырьем алюминиевой промышленности СССР.

При настоящем кратком рассмотрении сырьевых ресурсов для алюминиевого производства нельзя обойти молчанием латеритовые породы, залегающие в Аджаристане полосой около 10—12 км ширины вдоль побережья Черного моря. Содержание глинозема в породе доходит до 35%, а кремнезема колеблется в пределах 7—37%. Использование латеритов для глиноземного производства представляет собою пока нерешенную, стоящую на очереди проблему, которой в общем деле развития алюминиевой промышленности нашей страны должно быть отведено должное место.

Технология производства

Полный цикл получения металлического алюминия состоит из следующих производств: глинозема, криолита, угольных электродов и электролиза на металл.

Согласно литературным источникам, а также данным заграничной практики лучших заводов, для получения одной тонны металлического алюминия, непосредственно извлекаемого из ванны, требуются следую-

щие количества исходных материалов: глинозема¹—2.0 т; криолита естественного или синтетического переплавленного—0.15 т; угольных анодов—0.85 т, из коих 0.21 т возвращаются в производство анодов в виде огарков.

При максимальном допускаемом содержании загрязнений в означенных материалах (нормы чистоты были приведены выше) металл непосредственно из ванны должен содержать 99.6% алюминия. Однако, электролитный завод состоит из очень большого количества совершенно одинаковых агрегатов (электролитных ванн),¹ работающих неодинаково в отношении качества алюминия, доставляемого каждой отдельной ванной. Это обстоятельство является следствием ряда причин: неодинаковость истекшего срока службы различных ванн и, следовательно, различная „приработанность“ футеровки, различный режим по причине неодинакового обслуживания, питание ванн исходными материалами разных марок, попадание случайных загрязнений, например, железа от инструментов, употребляемых при работе на ванне, и проч. Практика показывает, что металл из различных ванн одного и того же цеха по содержанию в нем алюминия разнится иногда на 0.5% и выше. Необходимость выпуска с завода металла вполне определенных, стандартных качеств заставляет прибегать к переплавке полученного из ванны алюминия. Эта операция, кроме смешения металла различных марок для получения однородного по составу рыночного сорта, преследует и иную цель — освобождение первично полученного алюминия от включений электролита. При переплавке имеет место угар в 2% от веса переплавляемого алюминия. Поэтому приведенные выше расходные коэффициенты должны быть соответствующим образом исправлены. Окончательно расход материалов, необходимых для получения одной тонны переплавленного алюминия, выразится следующими цифрами: глинозема—2.04 т; криолита природного или переплавленного синтетического—0.153 т; угольных электродов—0.87 т, из коих 0.21 т возвращаются в виде огарков.

В дальнейшем, при рассмотрении электроемкости и энергоемкости отдельных процессов (производств) цифры, оценивающие эти величины, будут отвечать удельным расходам — на одну тонну переплавленного алюминия соответственно приведенным исправленным коэффициентам.

Выше указывалось, что в западноевропейской и американской практике в качестве руды для получения окиси алюминия применяется исключительно „красный боксит“ весьма высоких качеств по малому содержанию в нем вредных ингредиентов. Возможность использования высокосортного сырья позволяет перерабатывать последнее на глинозем способом Байера. Этот способ, применяемый на крупнейших заграничных заводах в течение многих лет, достиг весьма высокой степени технического совершенства. В основном способ заключается в обработке боксита под давлением концентрированным раствором едкого натра.

¹ На годовую производительность 3220 т устанавливается 80 ванн.

Полученный раствор алюмината натрия, легко подверженный гидролизу, при внесении в него свежесажженного гидрата глинозема и перемешивании, разлагается с выделением кристаллического (легко фильтруемого и промываемого) гидрата окиси алюминия. Отфильтрованный щелок, после каустификации, возвращается для реакции с новой загрузкой боксита. Гидрат глинозема прокаливанием превращается в окись алюминия. Последняя вполне отвечает в отношении чистоты требованиям, предъявляемым к ней электролитными заводами.

Как видно из приведенных выше анализов (табл. 3 и 4), известные до сих пор бокситы СССР представляют собой породу весьма невысокого качества. Большое содержание в них кремнезема препятствуют их рентабельной переработке на окись помощью способа Байера. В деле технологии глинозема из бокситов советская научно-техническая мысль была вынуждена пойти своими, отличными от заграничной практики путями — результатом этого явились, среди прочих, достаточно проработанные в полужаводском масштабе способы Мюллера-Паккарда-Яковкина и Кузнецова-Жуковского. Остановимся на них и на других способах.

Способ Мюллера-Паккарда, модифицированный проф. А. А. Яковкиным, в существенных чертах сводится к следующему.

Боксит и мел, измельченные в должной степени, просушиваются в специальных печах, после чего паремалываются в шаровых мельницах и тщательно перемешиваются с определенным весовым количеством кальцинированной соды. Полученная шихта подается во вращающиеся печи, где подвергается спеканию; при этом окись алюминия из боксита вступает в реакцию с содой, образуя растворимый в воде алюминат натрия. Спекшаяся масса после печи поступает на выщелачивание; большая часть примесей (кремнезем, окись железа) остается в осадке („красный шлам“), а раствор содержит в значительных концентрациях (до 70 г на литр Al_2O_3) алюминат натрия. После фильтрования раствор алюмината под давлением, помощью извести, подвергается обескремниванию. Получающийся при этом осадок, содержащий большую часть перешедшего в раствор кремнезема, отфильтровывается („белый шлам“) и чистый раствор алюмината подвергается карбонизации. При этом процессе газообразная углекислота разлагает алюминат натрия с образованием соды, остающейся в растворе, и выпадающего в осадок гидрата глинозема. Последний отфильтровывается и промывается, после чего во вращающихся печах при высокой температуре (1200°) подвергается кальцинации на окись алюминия, каковая получается достаточно чистой и полностью отвечает необходимому стандарту. Раствор соды выпаривается: полученный продукт кальцинируется и вновь идет в оборот.

Описанным способом успешно могут быть перерабатываемы на окись бокситы следующего качества — глинозема не менее 52—53% при содержании кремнезема не выше 12—13%. На 1 т Al_2O_3 необходимо 2.725 т боксита и следовательно на 1 т алюминия — 5.56 т боксита.

Удельный расход электроэнергии в виде переменного тока на 1 т алюминия составляет 2430 квт/час. Удельный расход условного топлива 6.60 т или условно 9430 квт/час.

Электротермический способ проф. А. Н. Кузнецова и инж. Е. И. Жуковского позволяет перерабатывать на окись алюминия бокситы худшего качества. Вполне допустима нормальная работа на руде, содержащей 45% глинозема и 15—17% кремнезема. По этому способу исходные сухие и надлежаще измельченные материалы — боксит, углекислый и сернокислый барий, железная стружка и антрацит — смешиваются в нужном соотношении и после аггломерации на спекательных машинах Дуайт-Аллойда поступают в электрические печи, где подвергаются плавке. При этом кремнезем восстанавливается до кремния, образующего с железом, частично восстановленным из боксита, частично введенным в шихту, — ферросилиций; глинозем боксита связывается окисью бария с образованием алюмината бария, переходящего в шлак. Последний легко (значительная разница уд. весов) отделяется от ферросилиция. Шлак после измельчения обрабатывается раствором соды. При этом глинозем в виде алюмината натрия переходит в раствор, а барий выпадает в виде осадка углекислой соли и вместе с некоторым количеством осадка непрореагировавшей шихты вновь идет для составления смеси с бокситом и другими материалами для плавки в электрической печи. Раствор алюмината натрия, после фильтрования и промывки, идет на обескремнивание (процесс идентичен таковому в способе Мюллера-Яковкина). Чистый раствор алюмината после карбонизации дает гидрат глинозема и раствор соды, вновь поступающий на выщелачивание. Гидрат окиси алюминия обычным способом кальцинируется на глинозем. Последний вполне отвечает требованиям в отношении чистоты со стороны электролиза. На 1 т Al_2O_3 необходимо 2.687 т боксита и следовательно на 1 т алюминия 5.48 т.

Удельный расход электроэнергии составляет в виде переменного тока на шинах понижающей подстанции 15 866 квт/час. на 1 т алюминия и удельный расход условного топлива 3.70 т, что отвечает 5300 квт/час. (условных).

Сернокислотный способ, способ Фокина-Россея, позволяет переработку маложелезистых глин на окись алюминия для нужд алюминиевой промышленности. По данному способу слабо обожженная глина подвергается воздействию горячей концентрированной серной кислоты. При этом окись алюминия переходит в раствор в виде серноалюминиевой соли. Кремнезем глины остается нерастворенным и после промывки и просушки в виде так называемого „сифтофа“ может быть выпущен на рынок (применяется в цементном производстве в качестве гидравлической добавки). Одновременно с растворением глинозема, в раствор переходит также окись железа. Трудность дальнейшего отделения последней от глинозема заставляет оперировать с глинами, содержащими Fe_2O_3 не более 2—3.0%.

Раствор сернокислого алюминия, загрязненный, вообще говоря, небольшими количествами железных солей, после фильтрования, идет на приготовление аммонийных квасцов. Для этой цели раствор подвергают взаимодействию с насыщенным раствором сульфата аммония. Аммонийные квасцы выпадают при этом в виде мелкокристаллического осадка, не содержащего железа, если во время реакции, по возможности полно, соли окиси железа переведены в соли закиси. Это осуществляется прибавкой раствора бисульфата аммония к раствору сульфата алюминия. Осадок квасцов отделяется от маточной жидкости фильтрованием, тщательно промывается раствором сульфата аммония до полного удаления железных солей, могущих содержаться в межкристаллической жидкости, после чего идет на выделение гидрата глинозема. Последняя операция производится действием на твердые аммонийные квасцы аммиака, взятого в растворе. При этом гидрат глинозема выпадает в легко фильтруемой псевдокристаллической форме. Превращение его в безводную окись производится обычным путем. В растворе получается сульфат аммония, идущий после выпарки в продажу в качестве удобрительных туков.

По материальному балансу сернокислотного способа на 1 т глинозема получается 4.69 т сульфата аммония и 2.45 т сиштоффа, причем расходуется 5.22 т сырой глины и 3.428 т серной кислоты (моногидрата). Анализ этих цифр показывает, что способ ограничен двумя лимитами — по сульфату аммония и по серной кислоте.

Удельный расход электрической энергии на процесс равняется 2860 квт/час. в виде переменного тока (на 1 т алюминия). Удельный расход всех видов топлива составляет 9.53 т угля или соответственно 13615 квт/час (условных).

Способ переработки загликской алунитовой породы на глинозем, предложенный С. П. Камецким, представляет весьма большой интерес. Простейшей обработкой — выщелачиванием измельченного алунита 10-процентным раствором едкого натра при нагревании — удается извлечь из породы до 95% содержащегося в ней глинозема. Кремнезем из руды переходит в раствор в весьма малой степени, и потому последний, содержащий кроме алюмината натрия сернокислые соли щелочных металлов, обычным путем легко поддается обескремниванию. Полученный таким образом чистый раствор подвергается осаждению помощью газообразной углекислоты (карбонизация). Выпавший при этом в осадок гидрат глинозема, после фильтрации и тщательной промывки, подвергается кальцинации на безводную окись. Раствор, содержащий сульфаты и карбонаты щелочей, идет на каустификацию. Каустифицированный щелок делится на две части — одна идет на извлечение новых порций глинозема из алунитов, другая уваривается до плотности в 45° Вё. При этом выделяются все сульфаты, идущие далее на переработку в соду по способу Леблана. Полученная сода каустифицируется и вместе с частью едкой щелочи от выпарки и частью оборотного раствора после первой каустификации

идет на выщелачивание руды. Часть едкой щелочи после выпарки поступает на уварку до полного удаления воды и затем выпускается на рынок.

Способ Камецкого предусматривает полное использование всех компонентов руды — глинозема, щелочей и серы; последнюю предполагается получать путем неполного сгорания сероводорода, выделяющегося в процессе регенерации содовых остатков от Леблановского процесса помощью известного в технике способа Чанса-Клауса.

Калькуляция глинозема, полученного из алунитов, составленная по укрупненным показателям, дает следующие величины: на 1 т глинозема необходимо затратить 5.94 т алунитовой породы или на 1 т металла — 12.12 т.

Удельный расход электроэнергии переменного тока на 1 т алюминия равняется 1960 квт/час. Удельный расход топлива разных видов составляет 12.97 т или 18 530 квт/час. (условных).

Для сравнения данные об электро- и энергоемкости рассмотренных процессов получения глинозема приводим в табл. 8.

Таблица 8

Сырье	Наименование способа	Уд. расход электро- энергии на 1 т. мет. алюминия	Уд. расход условного топлива на 1 т Al.	
		Перем. ток в квт/час. на шинах пониж. подстанций	В тоннах	В условн. квт/час.
Бокситы . .	Мюллер-Яковкин . . .	2 430	6.60	9 430
	Кузнецов-Жуковский .	15 866	3.70	5 300
Глины огне- упорные и каолины	Фокин-Россель	2 860	9.53	13 615
Алуниты . .	Камецкий	1 960	12.97	18 530

Необходимо упомянуть еще о двух электротермических способах, осуществленных в западноевропейской практике в послевоенный период, а именно о процессах Педерсена и Хаглунда.

Способ Педерсена по своей технологической схеме совершенно идентичен со способом Кузнецова-Жуковского. Разница заключается лишь в том, что изобретатель для связывания в шлаке глинозема применяет известь вместо окиси бария — другими словами, в шихту, поступающую для плавки в электрическую печь, вместо смеси сульфата и карбоната бария Педерсен применяет известняк (мел, известь).

Точных данных касательно электроемкости способа не имеется, однако, можно думать, что таковая близка к величине уд. расхода электроэнергии в способе Кузнецова-Жуковского. По сообщению норвежской фирмы, эксплуатирующей означенный способ, уд. расход электроэнергии на плавку составляет 9180 квт/час. (на 1 т алюминия).

Сущность способа Хаглунда заключается в отделении от боксита вредных примесей — кремнезема и окиси железа — путем сплавления вязкой руды с углем и серным колчеданом в электрической печи. При этом железо и кремний шихты образуют ферросилиций. В шлаке находятся главным образом сернистый алюминий и окись алюминия. Шлак жидкий — вследствие относительной легкоплавкости легко может быть отделен от находящегося на поду печи ферросилиция. При охлаждении шлака освобождаются легко отделяемые кристаллы корунда (которые могут быть использованы для приготовления точильных камней), а оставшая масса, после измельчения, действием воды переводится в окись алюминия с одновременным выделением сероводорода. Последний может быть использован для предварительного сульфирования вводимого в шихту боксита и потому, вообще говоря, расход серы в процессе невелик.

Уд. расход электроэнергии на плавку, согласно данных опытов, производившихся инж. А. Г. Елисеевым в 1928—1929 гг. во Всесоюзном институте металлов, составляет 9180 квт/час.¹ на 1 т алюминия.

Способ Хаглунда в последние годы был осуществлен в виде опытной заводской установки на Lautawerk в Германии. В настоящее время, по частным сведениям, работа прекращена вследствие крайней ядовитости выделяющихся при процессе газов (двуокись серы, сероводород).

Ввиду особо строгих норм охраны труда в Союзе, способ Хаглунда в описанной модификации не может иметь в наших условиях шансов на успех. Способ Педерсена, повидимому не представляющий особых преимуществ по сравнению со способом Кузнецова-Жуковского, равным образом не может рассчитывать на применение по патентным соображениям.

Криолит — двойная, вернее комплексная соль фтористых натрия и алюминия, в электролитной ванне играет роль растворителя окиси алюминия. Так как при прохождении электрического тока разложению подвергается лишь окись и криолит представляет только среду, в которой протекает данная электрохимическая реакция, последний на процесс электролиза совершенно не расходуется. Потери этого материала обусловлены исключительно его испарением, что проявляется весьма сильно в периоды горячего хода (перегрева) ванны, при подъеме напряжения на последней выше установленной нормы.

В течение многих лет в алюминиевой промышленности применялся исключительно природный материал, добываемый из единственного в мире крупного месторождения в Южной Гренландии у Ivigtut. В настоящее время многие европейские заводы предпочитают пользоваться синтетическим продуктом, в особенности в те периоды, когда соотношение рыночных цен между природным и синтетическим криолитом склоняется в сторону последнего.

¹ Частное сообщение инж. А. Г. Елисеева.

СССР не имеет промышленных месторождений этого минерала и потому в своей алюминиевой промышленности вынужден базироваться на искусственном материале. Исходным сырьем для получения криолита служат — плавиковый шпат с Абагатуевского или Калаевского месторождения, расположенных вблизи линии Забайкальской жел. дор., серная кислота, гидрат глинозема и сода.

Подсушенный и измельченный до крупности зерна в 50 меш плавиковый шпат поступает через дозировочные аппараты во вращающиеся печи с внешним обогревом. Одновременно в печи поступает серная кислота. Полученный в результате реакции фтористый водород проходит через коксовые фильтры и далее поступает в орошаемые водой поглотительные башни. Отсюда плавиковая кислота, загрязненная соединениями кремния за счет нахождения этого элемента в исходном плавиковом шпате, подвергается очистке. Для этой цели кислоту, залитую в баки, подвергают действию соды, после чего декантируют, фильтруют и далее пускают на приготовление криолита. Для этой цели на плавиковую кислоту действуют гидратом глинозема с содой, взятыми в определенном соотношении. Выпавший в осадок криолит тщательно промывают, после чего фильтруют и подвергают сушке в барабанных сушилках с внешним обогревом.

Уд. расход электроэнергии при получении криолита (на 1 т алюминия) составляет (по расчетам 1931 г.) 245 квт/час. Уд. расход топлива равен 0.17 т угля или 240 квт/час. (условных).

Заграничной практикой установлена необходимость сплавления синтетически полученного криолита с целью придать ему кристаллическую структуру, идентичную таковой у природного продукта. Попытки некоторых заводов питать ванны с начала их пуска синтетическим высушенным материалом приводили к неудовлетворительным результатам. Повидимому, за счет конституционной воды при медленной плавке больших количеств криолита, что имеет место при пуске ванны в ход, наблюдается обильное выделение фторо-водорода, делающее работу у ванны невыносимой. Кроме того, опытом установлено, что футеровка ванны, загруженной и далее питаемой подобным продуктом, сокращает срок своей службы от нормальных 3 лет до 6 месяцев. Кроме того, плавка рафинирует продукт, так как при этом удаляется кремний в виде летучего SiF_4 . Переплавка синтетического криолита производится в электрических печах сопротивления с одним угольным верхним и другим нижним подовым электродом. Для небольших масштабов производства алюминия устанавливают переплавочные печи, мощностью порядка 50 квт. В условиях СССР при весьма крупных расходах криолита, мощность электропечей приходится брать значительно большей.

Выпускаемый из печи криолит, представляющий после застывания крупные блоки сплавленного материала, подвергается дроблению и затем помолу до тонкости зерна в 0.4 мм, применяемого при нормальных условиях пуска и эксплуатации ванн.

На 1 т переплавленного криолита расходуется 1.29 т сухого синтетического продукта. Уд. расход электроэнергии при переплавке (на 1 т алюминия) равен 476 квт/час. В табл. 9 приведены суммарные данные уд. расходов электроэнергии и топлива в производстве переплавленного криолита.

Таблица 9

Наименование процесса	Уд. расход электроэнергии переменного тока (в квт/час.)	Уд. расход топлива	
	На линиях пониж. подстанций	В топках	В условн. квт/час.
Получение синтетич. криолита	245	0.17	240
Переплавка криолита	476	—	—
Всего	721	0.17	240

Вследствие особо высоких требований чистоты, предъявляемых алюминиевым производством к угольным анодам (нормы зольности указаны выше), для изготовления последних применяют сырые материалы, почти не содержащие примесей. К таковым относятся нефтяной кокс 1-го сорта, получаемый в качестве отхода при кракинге нефтепродуктов, мягкий пек, а также электродные огарки от электролиза и бракованные электроды. Твердые материалы после дробления до размеров зерна в 30 мм поступают на прокаливание, результатом чего является: 1) уменьшение количества летучих в исходном материале до содержания 0.2%, 2) повышение электропроводности готовых электродов и 3) уменьшение процента брака при дальнейшем обжиге прессованных электродов.

Прокаливание представляет собою один из важнейших процессов в деле фабрикации электродов. Самый процесс ведут во вращающихся печах (иногда в печах ретортного типа), снабженных специальными приспособлениями для непрерывной загрузки и выгрузки материала. Печь имеет горелки для добавочного сжигания мазута, в случае, если прокаливаемый нефтяной кокс содержит мало летучих. Прокаленный материал, пройдя через охлаждаемый водой снаружи охладительный барабан, покидает печь при температуре около 60° С и поступает на мелкий помол. Имея в виду, что для получения хороших электродов, при составлении массы необходимо употреблять нефтяной кокс в зернах различных размеров, взятых в определенных количественных соотношениях, а именно: 0.0—0.5 мм — 25%, 0.5—1.0 мм — 50%, 1.0—1.5 — 17% по весу (от веса сухой смеси), для мелкого помола применяют шаровые мельницы, так как эти аппараты, обладая легкостью регулировки, позволяют получать материал нужной степени размолы и притом в требуемом процентном соотношении.

Во время размолы нефтяной кокс обычно загрязняется железом, за счет истирания стальных шаров и броневых плит, поэтому в дальней-

шем его пропускают через магнитный сепаратор для удаления железа. После этой операции к размолотому нефтяному коксу прибавляют 12% по весу огарков с размером зерна до 1 мм и 16% мягкого пека. Составленную смесь перемешивают в обогреваемых паром смесительных машинах и затем подвергают прессованию. На новейших европейских заводах, для прессовки анодов в глухую матрицу, применяют прессы с рабочим давлением 1000 кг/см^2 , что при обычном сечении анода, равном $400 \times 400 = 160000 \text{ кв. мм}$, соответствует давлению в 1600 т. Прессы имеют двухстороннее сжатие для равномерности распределения давления и трехступенное регулирование для постепенного увеличения нажатия. Вышедшие из пресса так называемые „зеленые“ электроды поступают на склад, где выдерживаются около 2 суток. В течение этого времени уничтожаются внутренние напряжения, возникшие во время прессования. Со склада „зеленые“ электроды поступают на обжиг. Эта операция производится с целью превращения связующего материала в кокс, благодаря чему отдельные частицы взятого твердого материала схватываются и как бы срастаются друг с другом. Несмотря на то, что процесс коксования нацело заканчивается при температуре 800°C , при обжиге электродов последнюю повышают до 1350° , дабы полностью удалить образовавшиеся при коксовании газы. Для указанного процесса обычно применяют кольцевые шахтные печи, как вполне удовлетворяющие техническим и экономическим требованиям. Иногда для обжига электродов устанавливают тоннельные печи.

Обжиг электродов производят при строго определенном температурном режиме. Время нахождения электрода в печи 20 суток.

Выгруженные из печи электроды осматриваются и бракуются. Брак идет вновь в дробление и размол, а годные для электролиза поступают на склад, откуда по мере надобности транспортируются на электролитный завод.

Уд. расход электроэнергии (на 1 т алюминия) составляет 196.1 квт/час. на шинах понижающих подстанций, уд. расход условного топлива 0.39 т или 560 квт/час. (условных).

В процессе электролиза алюминия в настоящее время наблюдается тенденция к замене обожженных угольных анодов электродами Зедерберга, и многие европейские заводы, а также некоторые американские применяют этот способ работы. Электрод Зедерберга для электролиза алюминия состоит из цилиндрического — или иной формы — алюминиевого кожуха, внутри которого находится необоженная, хорошо перемешанная электродная масса, примерно, того же состава, какой применяется для изготовления обычных угольных анодов. Электрод, сгорая в процессе электролиза, через определенные промежутки времени опускается для сохранения постоянным расстояния между ним и подом ванны. Масса, составляющая электрод, за счет теплоты, получаемой ею от ванны путем лучеиспускания последней, а также теплопроводности электрода, посте-

ценно спекается вследствие коксования связующего вещества. Окончательный обжиг происходит при попадании массы в зону высокой температуры вблизи поверхности электролита. Подвод тока осуществляется помощью железных штырей, забиваемых в электрод по радиальным направлениям сечения последнего. Эти контакты находятся вблизи поверхности электролита, т. е. там, где масса уже является обожженной и обладает высокой электропроводностью. По мере расходования электрод наращивается сверху новыми звеньями алюминиевого кожуха, в которые утрамбовывается или просто загружается углеродистая масса. Работа поэтому ведется непрерывно и смены электродов не требуется.

Электроды Зедерберга обладают серьезными преимуществами по сравнению с обычными обожженными анодами; именно применение сырой массы дает возможность упростить электродный завод, так как надобность в прессах и обжигательных печах отпадает; далее, работа на непрерывных электродах исключает возможность появления огарков; кроме того, что особенно важно, наличие только одного электрода в ванне позволяет легко производить регулировку такового с целью поддержания надлежащего расстояния между анодом и катодом. Последний фактор обуславливает весьма высокое использование тока в ваннах с электродами Зедерберга — выход алюминия по току, согласно данным фирмы, обладающей патентом на этот электрод, достигает величины в 90%, в то время как в ваннах с обычными анодами, по данным заграничной практики, он составляет 70—80%. Потребление сырой углеродистой массы, по тем же данным, равно 0.6 т на 1 т алюминия.

По имеющимся данным уд. расход электрической энергии на процесс приготовления массы для электрода, считая на 1 т металла, оценивается в 135 квт/час. на шинах понижающей подстанции. Уд. расход условного топлива — 0.013 т, т. е. около 20 квт/час. (условных).

Сравнительные данные по расходу электрической энергии и топлива в процессах изготовления электродов приведены в табл. 10.

Таблица 10

Тип электрода	Уд. расход электроэнергии переменного тока (в квт/час.)	Уд. расход топлива	
	На шинах пониж. подстанции	В тоннах	В условн. квт/час.
Угольные обожженные аноды . . .	196	0.39	560
Электроды непрерывные Зедерберга .	135	0.013	20

Несмотря на то, что организация промышленного получения алюминия в Европе в Сев.-Амер. Соед. Штатах относится к началу 90-х годов прошлого столетия, детали этого процесса должным образом в литературе совершенно не были освещены. Мало того, описание процес-

сов и конструкции применяемых ванн, даже в новейших руководствах по алюминию,¹ мало отличались от того, что было описано Флузэн в журнале „La Houille Blanche“ еще в 1911 г. И только в самое недавнее время конкретная работа по организации алюминиевой промышленности в СССР позволила ознакомиться с постановкой этого дела в Европе и Сев.-Амер. Соед. Штатах, собрать обширный материал касательно отдельных моментов производства.

Самый процесс электролиза в немногo изменился со времени заявки привилегий Геру и Холлом. Попрежнему он заключается в электролитическом разложении окиси алюминия, растворенной в ванне из расплавленного криолита, протекающем при температурах 950—1000° С. Некоторые заводы для разжижения электролита прибавляют к нему фтористый кальций, фтористый алюминий (вернее фторокись алюминия) и другие соли. Указанные прибавки, наряду с понижением температуры плавления ванны, могут также изменять уд. вес последней в благоприятную для электролиза сторону. Вследствие близости уд. весов расплавленного алюминия и электролита последнее обстоятельство представляется весьма важным, — оно препятствует выделившемуся на поду ванны алюминию подниматься на поверхность и здесь сгорать за счет кислорода воздуха.

Нормальный состав электролита: криолита 85% и глинозема 15%, содержание глинозема весьма часто более низкое.

Ванны, в которых осуществляется электролитический процесс, представляют собой невысокие (около 1 м) железные ящики, весьма солидной и жесткой конструкции. Стенки рабочего пространства ванны образованы угольной футеровкой; последняя в зависимости от конструкции может быть или сплошной, когда свежe футерованная ванна целиком в особых печах или помощью электрического тока подвергается обжигу, или — выложенной специальными угольными, ранее обожженными, блоками. Последний тип является стационарным и все операции по монтажу и футеровке ванны производятся на месте ее установки. В первом случае ванна может монтироваться и снабжаться футеровкой в особой мастерской, а затем, при снятой верхней части кожуха, подвергаться обжигу в специальных печах. На заводах, применяющих этот тип ванны (напр., Lautawerk), существуют специальные тележки большой грузоподъемности, позволяющие транспортировать ванны из цеха электролиза в мастерские для ремонта и, наоборот, доставлять из последних отремонтированное оборудование. Ванны обычно снабжаются соответствующей тепловой изоляцией из прослоек асбеста, слоев огнеупорного кирпича, а также кизельгура и иногда — измельченного угля (сажа). Тепловая изоляция располагается между футеровкой и железным кожухом ванны.

Под, изготовленный тем или иным способом из углеродистого хорошо проводящего материала, служит катодом. Подвод тока осуще-

¹ Debar. Die Aluminium Industrie. — Andersen. Metallurgy of Aluminium и др.

ствляется помощью замурованных в подовую футеровку полос из мягкой стали, концы коих выпущены наружу, где они присоединяются к катодной шине. Конструкции некоторых зарубежных заводов применяют более совершенный катодный контакт, обуславливающий весьма низкое падение напряжения, порядка всего 0.2 V на участке: под ванны — катодная шина.

В качестве анодов употребляют угольные обожженные электроды. В зависимости от конструкции ванны сечение анодов бывает различным: 400 x 400, 350 x 450; 300 x 450; 300 x 400 мм и т. д. Высота электродов обычно составляет 220—400 мм. Плотность тока в анодах берут равной около 1 А/см²; соответственно этому число анодов, в зависимости от принятого сечения, для ванны в 23 000—25 000 А колеблется в пределах от 14 до 18 штук.

Каждый анод снабжен металлической медной или алюминиевой вертикальной шиной, помощью которой (посредством особого зажима) он укрепляется на горизонтально расположенных над ванной, вдоль ее анодов, главных шинах. Каждый анод имеет возможность вертикального перемещения, кроме того, особым подъемным механизмом можно сразу поднять или опустить на данной ванне обе главные анодные шины, а вместе с ними и все аноды. Указанные подъемные механизмы у ванн стационарного типа укреплены на кожухе ванны: в другом случае главные анодные шины, несущие аноды, установлены на особых колонках.

Габариты ванн, применяемых ныне на различных зарубежных заводах, сильно отличаются друг от друга. Это объясняется, с одной стороны, различиями в конструкции, а главным образом зависит от величины силы тока, питающего ванну. Последняя на разных заводах равняется 10 000, 12 500, 15 000, 23 000 и 30 000 А.

Наружные габариты ванны: длина 4580 мм, ширина 2750 мм и высота (кожух без подъемного механизма) 1270 мм. В зависимости от конструкции ванны — среднее рабочее напряжение каждой единицы может колебаться в пределах 4.2—5.5 и даже до 6.0 V. Первая из указанных цифр является оптимальной и отвечает, наряду с тщательностью и продуманностью конструкции ванны, также и весьма искусному обслуживанию, что свойственно старым заводам, обладающим в этом деле огромным опытом.

Практика с ваннами, имеющими сплошную обожженную угольную футеровку, дает цифру в 5.5 V на заводах Lautawerk в Германии, Montekatini в Италии и Arvida в Канаде.

В электрическую цепь, питаемую генератором постоянного тока, электролитные ванны включаются последовательно, составляя таким образом серию.

Число ванн в серии зависит от рабочего напряжения генератора; последнее на различных зарубежных заводах изменяется от 250 до 600 V.

Наиболее высокая цифра отвечает заводу Арвида. Столь высокая разность потенциалов на конечных шинах серии, повышающаяся в некоторые моменты работы серии до 750 V, вызывает серьезные опасения в отношении поражения током обслуживающего ванны персонала. Однако, по имеющимся частным сведениям, на заводе Арвида подобные случаи крайне редки. Лучшие европейские заводы работают при напряжении на серии в 350—400 V с возможным повышением в определенные периоды до 500 V.

При описании процесса изготовления угольных электродов было приведено также краткое описание непрерывных электродов Зедерберга и указаны преимущества последних по сравнению с обычным, обожженным материалом. Ванна с электродом Зедерберга, в противоположность описанным, представляет цилиндрический железный кожух, снабженный тепловой изоляцией и футерованный изнутри на поду и по стенкам угольными блоками. Подвод тока к катоду осуществляется таким же образом, как и в ванне стационарного типа.

Выше указывалось, что питание непрерывного электрода током производится через забитые в электрод по его окружности железные штыри, числом 24, расположенные в два ряда. Эти штыри служат не только для подвода тока, но наряду с последним и для подвеса электрода. Для этого нижний ряд штырей охвачен кольцом за швеллера, в четырех точках которого к нему прикреплены четыре, тяги, связанные с подъемным механизмом для вертикальных перемещений электрода.

Напряжение на ванне Зедерберга, по имеющимся сведениям, на 0.4 V выше, чем у стационарных ванн с обожженными электродами, т. е. составляет около 5.1 V. Расход электроэнергии — 24 000 квт/час. на 1 т металла и, по последним сведениям, в ваннах на 30 000—32 000 амп. снижен до 20 000 квт/час. В табл. 11 приводятся сравнительные эксплуатационные данные для электролитных ванн разных типов.

Таблица 11

Тип ванны	Сила тока в амперах	Напряж. на ванне, намеренное на шинах распред. щита	Выход металла (в граммах на квт/час.)	Расход электро- энергии пост. тока на 1 т металла
		В вольтах		В квт/час.
Стационарный с футеров- кой угольн. блоками . . .	23 000	4.7	50	20 000
Ванны германского типа со сплошной угольной футе- ровкой, переносные . . .	15 000	5.5	43.5	23 000
То же америк. типа	23 000	5.7	45.4	22 000
Ванны с электродами Зедер- берга	10 000—18 000	5.1 (приблизит.)	42	24 000

Полученный в ваннах в результате электролиза металлический алюминий извлекается разными способами: 1) вычерпыванием из помещенного в ванну стального горшка, снабженного отверстием в дне, и 2) выпуском через литник. Повидимому первый способ дает более чистый, свободный от включений электролита, металл. Он принят на наших заводах.

Из каждой ванны металл вычерпывается один раз в четверо суток в количестве около 530 кг. Помещенный в литейный ковш, жидкий металл транспортируется в литейную, где разливается в чушки. Последнее, в соответствии с данными анализа, на складе сырого (первичного) металла, укладываются в отдельные штабели, отвечающие качеству полученного алюминия.

Как было указано выше, переплавка первичного алюминия имеет главной целью выпуск металла стандартных рыночных марок. Этот процесс производится или в пламенных печах с нефтяным или газовым отоплением, или в электрических печах сопротивления, например, системы Гаутчи-Брандт.

Такие печи могут быть изготовлены на садку в 3000 кг и имеют мощность в 250 квт. Максимальная суточная производительность одной печи — 12 т металла. Переплавленный металл разливается в чушки, пластины и круглые болванки требуемого сортамента.

В табл. 12 приводятся исчисленные сведения по электролитному заводу, касательно уд. расхода энергии и по отдельным позициям:

Таблица 12

Наименование статей	Уд. расход электроэнергии на электролиз в виде постоянного тока в квт/час.		Уд. расход электроэнергии в виде переменного тока в квт/час., измеренный на линиях понижающих подстанций
	На 1 т сырого алюмин.	На 1 т переп. алюмин.	
Электролиз (ванна стационарного типа)	20 000	20 400	25 630
Электрические плавильные печи . . .	—	—	715
Моторная нагрузка .	—	—	1 520
Освещение	—	—	90
Всего . . .	—	—	27 955

Для возможности наглядного суждения об уд. расходах электрической энергии и усл. топлива, рассчитанных на 1 т выпускаемого заводом переплавленного алюминия, в табл. 13 приведены техно-экономические показатели по отдельным процессам.

Таблица 13

Наименование процесса	Уд. расход электроэнергии в виде переменного тока на 1 т перепл. алюминия в квт/час., измер. на шинах понижающей подстанции	Уд. расход условн. топлива на 1 т. переплава алюминия	
		В тоннах	В условных квт/час.
1. Получение глинозема			
а) Способ Мюллера-Яковкина	2 430	6.60	9 430
б) Способ Кузнецова-Жуковского	15 866	3.70	5 300
в) Способ Фокина-Росселя	2 860	9.53	13 615
г) Способ Камедкого	1 960	12.67	18 530
2. Получение и переплавка криолита	721	0.17	240
3. Изготовление обожженных анодов	196	0.39	560
4. Электролиз в ваннах ста- ционарного типа, пере- плавка алюминия, моторы и освещение	27 955	—	—

Из табл. 13 следует, что уд. расход электроэнергии на весь цикл процессов в случае применения способа Кузнецова-Жуковского достигает величины округленно в 44 750 квт/час. и при пользовании другими способами получения глинозема оценивается (в среднем) в 31 500 квт/час.

Весьма большая электроемкость электролитического процесса вызывает необходимость расположения электролитного завода вблизи источника электроэнергии, во избежание излишних потерь в линии передачи.

В отдельных же частных случаях может представиться рациональным превращать энергию напора воды непосредственно в постоянный ток, что на 25% понизит электроемкость процесса. Однако, при этом завод должен быть расположен вплотную с генераторной станцией.

В вопросе преобразования тока для алюминиевых заводов наблюдается некоторый прогресс, именно для этой цели устанавливают ртутные выпрямители весьма большой мощности. Этот тип преобразователя имеет весьма большие преимущества по сравнению с мотор-генераторами или одноякорными преобразователями, так как имеет весьма высокий коэффициент полезного действия, равный 0.96, и не содержит вращающихся частей, что облегчает уход за ним. Необходимая широкая регулировка напряжения может быть осуществлена сравнительно простым путем. Опыт одного швейцарского завода (по частным сведениям), где подобные агрегаты установлены, дал удовлетворительные результаты.

Гидроустановки, намечаемые Гидроэлектростроением в четырех уездах на рр. Ангаре и Енисее, дадут многие сотни тысяч киловатт и миллиарды киловатт-часов крайне дешевой энергии: по предварительным подсчетам стоимость таковой исчислена Гидроэлектростроением в 0.25—0.3 коп. за квт/час.

Низкая стоимость энергии позволит применить здесь особо электроемкий процесс получения алюминия, если это будет связано с минимальными капиталовложениями на электролитный завод или с благоприятными условиями обслуживания.

Исключительно дешевая энергия в сочетании с близко расположенными угольными месторождениями Кузбасса, Черембасса, Тунгусбасса и Минбасса заставляют считать совокупность условий весьма благоприятной для создания и развития здесь алюминиевого производства.

Необходимы широкие поисково-разведочные работы для выявления рудной базы, которая смогла бы обеспечить в нужной мере сырьем алюминиевое дело.

Необходимость использования другой, кроме бокситов, рудной базы для развития алюминиевой промышленности Союза заставляет обратить внимание на полузаводскую проработку и дальнейшее усовершенствование ныне предложенных способов, равно и тех, которые вследствие краткости настоящей статьи в ней не могли быть затронуты (солянокислотный и азотнокислый способы, способ спекания с содой для переработки глин и др.). Точно так же должного внимания требует проблема переработки на глинозем латеритов, которая к настоящему моменту еще совершенно не сдвинута с мертвой точки.

Проблемами, реализация коих имеет перспективное значение, являются — электротермическое получение алюминия в свободном виде или в виде сплавов с кремнием, железом, медью и последующим рафинированием на чистый металл. Эти задачи технически в настоящее время решены, однако, процессы экономически не рентабельны (Betts, амер. пат. № 795 886; Hoopes, амер. пат.; Aluminium Co of America амер. пат. № 1 644 000; Aluminium Industrie A. G., швейц. пат. № 121 604). Все же представляется вполне возможным, что техническая и научная мысль в этом направлении найдет новое, более совершенное решение. Кроме того, следует указать на возможность электролитического получения сплавов алюминия (например, силумина) путем применения подходящего сырья.

Указанные в этом перечислении процессы, вследствие их большой электроемкости, представляют особый интерес в качестве возможных крупных потребителей электроэнергии. Поэтому необходимо взяться за разрешение поставленных задач, открывающих новые направления в деле электрометаллургии алюминия.

МАГНИЙ

Впервые помощью электрического тока магний в виде амальгамы был получен Дэви (1808 г.). В 1852 г. Бунзен приготовил этот металл электролизом расплавленного безводного хлористого магния. Значительный шаг вперед был сделан учеником Бунзена, Матиссенем, применившим в качестве электролита двойную соль хлористого магния и хлористого калия — карналлит. Позднее, в начале настоящего столетия, ряд исследователей занимался изучением электролиза карналлита, в результате чего вопрос был освещен с исчерпывающей полнотой.

Промышленное получение магния впервые было осуществлено в Германии и там получило значительное развитие. За последние годы по официальным сведениям производство магния в Германии составляет более 2000 т, по частным сообщениям оно превышает 5000 т. Особенно увеличилось это производство во время войны, когда страны, воевавшие с Германией, были вынуждены организовать собственные производства. С другой стороны, Германия для своих военных нужд должна была усилить добычу магния вследствие дефицита в других цветных металлах (медь, алюминий). В настоящее время мировое производство магния составляет величину порядка 3000 т в год и имеет определенную тенденцию к повышению. Это обстоятельство находит свое объяснение в чрезвычайно ценных качествах данного металла, к коим следует отнести легкость (уд. вес — 1,74) и способность давать сплавы — высокими механическими качествами („электрон“). Последние с успехом применяются ныне для изготовления многих деталей в авио- и автостроении.

Современная металлургия магния имеет в своей основе хлористый способ электролиза. Однако, изучен и опробован в крупном заводском масштабе также способ электролиза окиси, растворенной в смеси расплавленных фтористых солей бария, магния и натрия.¹

Хлористый электролиз может быть осуществлен двояким образом.

1) Электролиз безводного расплавленного карналлита для извлечения из него до 90% содержащегося в этом продукте магния, после чего удаляется отработанный электролит из ванн; далее следует заливка последних свежесобраным карналлитом и повторение процесса электролиза, т. е. так называемый способ периодического электролиза.

2) Электролиз безводного хлористого магния или карналлита с непрерывным введением в ванну безводного $MgCl_2$ для возмещения потерь от разложения последнего током; в этом случае процесс может производиться как угодно долго, т. е. электролиз будет непрерывным. Не исключена возможность непрерывного электролиза с применением в качестве электролита безводного карналлита. При этом условии

¹ Harvey. Chem. and Met. Eng., 1925, vol. 32, № 12.

необходимо лишь возмещать потери хлормagnesия от разложения током периодическими добавками в ванну этого безводного продукта.

Естественно, что способ непрерывного электролиза представляет серьезные преимущества по сравнению со способом периодического электролиза, так как последний связан с весьма неприятными операциями частой выгрузки расплавленной соли из ванны и заливки свежего расплавленного электролита. Наряду с этим при электролизе карналлита получаемый магний содержит некоторую примесь калия. Из сказанного явствует, что наиболее совершенным процессом, на базе хлористого электролита, дающим более чистый металл, будет электролиз безводного хлористого магния.

Сырьевая база

Соли магния в природе имеют значительное распространение. Согласно подсчетам Кларка, содержание магния в земной коре составляет 2.24% от веса последней. С точки зрения промышленного извлечения металла наибольшее значение имеют минералы — карналлит и магнезит (углемагнезиевая соль).

Весьма большие запасы карналлита имеются в Германии, в Стассфуртских соляных месторождениях, где соль в мощных залежах накоплена природными процессами испарения. Выделение из карналлита хлористого калия, главнейшей соли калийного рынка, дает продукт, богатый магнием, перерабатываемый на хлористый магний. Наряду с Германией значительные запасы карналлита имеются во Франции (Эльзас). В СССР богатейшие залежи карналлита были открыты в послереволюционное время на Урале вблизи г. Соликамска. Это месторождение в настоящее время является самым мощным в мире по запасам имеющихся здесь карналлита и сильвинита ($KCl \cdot NaCl$), причем относительное содержание последнего составляет около 25%.

Сравнительная характеристика разрезов месторождения по данным 6. Геологического Комитета¹ представлена на табл. 14.

Микроскопическое исследование карналлитов показывает, что они имеют крупнокристаллическое строение, причем отдельные зерна представлены в неправильно округлой, как бы окатанной форме. К основной массе или сросткам зерен карналлита обычно примешиваются в большем или меньшем количестве окатанные зерна каменной соли. Наряду с таковыми каменная соль иногда пронизывает толщу карналлита прослойками и линзами значительных размеров.

Окраска карналлитов, обусловленная количеством примесей железного блеска, в различных образцах изменяется от мясо- или oran-

¹ Материалы Геол. Комитета по исследованию Прикамского соленосного района. 7 выпусков. 1927—1929 гг.

Таблица 14

(Мощность в метрах с округлением до $\frac{1}{10}$ м)

№№ скважин	1	2	3	4	5	6	7	8
Наносы из песка и глин	16.7	33.0	12.0	7.2	28.3	5.2	10.4	23.5
Плнтяжи	9.1	—	13.9	89.7	—	16.4	15.9	12.5
Глинисто-мергелистая толща . .	54.6	45.6	53.2	66.7	39.0	110.8	75.0	52.7
Гипсово-глинистая толща	7.9	13.6	12.5	20.1	10.1	74.7	41.4	9.8
Покровная соль	3.3	10.9	12.5	47.7	2.3	55.7	36.4	1.1
Карналлитовый пояс	77.4	85.7	79.4	78.0	88.4	89.0	100.2	88.6
Сильвинитовый пояс	42.9	31.2	25.4	18.4	37.3	21.0	27.1	20.3
Нижн. каменная соль	118.3	40.5	44.3	19.6	84.2	75.0	30.1	88.5
Общая глубина	330.2	260.5	253.2	348.4	284.6	445.8	336.5	297.0

жево-красного, через различные комбинации красного и желтого цветов, до лимонно-желтого и в редких случаях до совершенно бесцветных прозрачных кристаллов. Наичаще встречаются образцы, окрашенные в густые оттенки красного цвета. Причины и характер окраски карналлитов Соликамского месторождения выяснены работами Е. З. Разумовской¹ и И. В. Пуаре.²

Данные о химическом составе карналлитов (в процентах) приведены в табл. 15.

Таблица 15

Компоненты	Шахта № 1	Шахта № 2
Хлористый калий	21.8	19.3
„ магний	24.8	24.9
„ натрий	22.1	24.4
Конституционная вода	28.2	28.3
Нерастворимый остаток	1.5—2.0	1.5
Гигроскопическая вода	1.5	1.5

Приведенные анализы, произведенные химической лабораторией Калийтреста, представляют средние значения отдельных составляющих минерала.

¹ Е. З. Разумовская. Причин и характер окраски калиевых соединений Соликамского месторождения. Мат. по общ. и прикл. геол., вып. 105, 1927. Изд. Геол. Ком.

² И. В. Пуаре. Минералогический состав некоторых образцов Соликамских солей. Изв. Инст. физ.-хим. анал., т. IV, вып. 2, стр. 35.

Из результатов анализа по шахте № 1 видно, что хлористый калий находится в некотором небольшом избытке по сравнению с теоретическим содержанием этой соли в карналлите. Последнее обстоятельство объясняется частичным вымыванием хлормагния при хранении породы на открытом воздухе в течение значительного времени.

По химическому составу различные образцы карналлита весьма близки друг к другу. Колебания в содержании отдельных компонентов не превышают 1.0—1.5%. Исключение составляет каменная соль, содержание которой колеблется в различных образцах в пределах 1.5—47.0%.

Во всех пробах карналлитов Верхне-Камского месторождения обнаружено присутствие брома. Содержание последнего в минерале составляет 0.2—0.3%.

Предположительные запасы карналлита¹ составляют 10 млрд. тонн. Для сравнения укажем, что Германия (Стассфурт) имеет 4 млрд. тонн, Эльзас—1.8 млрд. тонн.

Другим источником получения хлормагния является рапа хлор-магниевых озер. Наиболее изучено Сакское озеро на северо-западном побережье Крыма.

Сакское озеро расположено у самого берега Черного моря и отделено от него лишь пересыпью в 3 км длины в 400—500 м ширины. Средний горизонт воды в озере на 1.5 м ниже отметки Черного моря. Вследствие этого происходит обильное питание озера водой Черного моря путем просачивания сквозь песчаную пересыпь и самотеком через искусственный канал, снабженный шлюзом для регулирования, соединяющий море с озером. Площадь Сакского озера около 740 га, однако, вследствие небольшой глубины (в самом глубоком месте и в многоводный год—до 1 м) оно лишь в самые дождливые годы покрывается водой по всей своей площади. Обычно приток морской и пресной (дождевой и снеговой) воды не может уравновесить испарение, и поэтому зеркало озера занимает площадь лишь от 370 до 590 га.

Для рапы озера плотностью в 10° Вé² состав приведен в табл. 16.

Таблица 16

% содержания					Уд. вес
MgSO ₄	MgCl ₂	NaCl	KCl	Br ₂	
0.902	1.799	5.39	0.32	0.026	1.04

¹ По сообщению инж. Хейфец на I Всесоюзной Магнцевой конференции.

² Приблизительная плотность к началу испарительного процесса.

Рапа озера указанного состава подается в подготовительные бассейны, где ее плотность за счет испарения в летние жаркие месяцы доводится до 24—25° Вё. Состав этой концентрированной рапы в среднем выражается следующими цифрами (табл. 17).

Таблица 17

% содержания					Уд. вес
MgSO ₄	MgCl ₂	NaCl	KCl	Br ₂	
2.64	5.25	18.64	0.96	0.075	1.222

После испарения до плотности в 24—25° Вё концентрированная рапа поступает в осадочные бассейны, откуда, после осаждения поваренной соли, уходит на производство брома с плотностью 29.5° Вё.

О составе этих первичных рассолов дает представление табл. 18.

Таблица 18

% содержания				
MgSO ₄	MgCl ₂	NaCl	KCl	Br ₂
4.8	9.5	12.37	1.73	0.136

Первичные рассолы поступают в колонны, где из них помощью хлора вытесняют бром; после этого они для окончательного концентрирования поступают в систему хлормagneвых бассейнов. После зимней садки глауберовой соли маточные рассолы при дальнейшем испарении воды за счет солнечной энергии выделяют последовательно: поваренную соль с заметным содержанием серномагневой соли, английскую соль и карналлит. Маточный рассол после выпадения карналлита имеет плотность до 37° Вё и содержит почти чистый хлормagneй. Уваривание этого последнего в чренах дает технический продукт — шестиводный хлористый магний. Кроме Сакского озера возможными источниками получения хлормagneя являются и другие озера Крымского полуострова. Весьма интересна группа Перекопских озер с точки зрения их эксплуатации для извлечения MgCl₂·6H₂O, так как здесь в естественных условиях количество хлормagneя в рапе достигает очень высокого содержания.

Соляные озера Сибирского края, расположенные в Кулундинской степи, равным образом могут служить источниками для получения MgCl₂·6H₂O. Наиболее крупное из этих озер — Б. Яровое, расположенное в 5 км к юго-западу от г. Славгорода, находящегося на железно-

дорожной ветке Омской жел. дор. Площадь озера около 7000 га; глубина до 7 м. По ориентировочным данным запасы хлормagnesия исчисляются в 15 млн. тонн в расчете на безводный продукт.¹

Как видно из приведенного ниже анализа рапы (табл. 19), озеро Б. Яровое по преимуществу хлормagnesиевое.

Таблица 19

% содержания						Уд. вес
$\text{Ca}(\text{HCO}_3)_2$	CaSO_4	MgSO_4	MgCl_2	KCl	NaCl	
0.07	0.07	0.71	4.58	0.02	10.80	1.1295

Вследствие весьма малой изученности этого озера трудно говорить о его промышленной эксплуатации, однако, можно полагать, что при организации на озере Б. Яровое добычи поваренной соли для частичного покрытия острой нужды Сибирского края в этом продукте, переработка концентрированных маточных рассолов на хлористый магний будет вполне целесообразной.

Природная углемagnesиевая соль (MgCO_3) встречается в кристаллическом и аморфном состояниях. Аморфный магнезит обычно чист и имеет лишь следы железа, кристаллический, наоборот, может содержать до 20% посторонних примесей. Богатые залежи хорошего аморфного минерала находятся на о. Эвбея. В СССР известны месторождения кристаллического магнезита. Последние находятся на Урале и в Башкирии. Самое крупное месторождение расположено вблизи ст. Сатка Самаро-Златоустовской жел. дор. Ориентировочно запасы определяются цифрой в 150 млн. тонн, однако, за исключением горы Карачай, недостаточно исследованы.

Саткинский магнезит содержит значительное количество примесей и потому едва ли найдет применение в кальцинированном виде для электролиза по окисному способу. Вероятнее всего, что в случае установления в СССР этого процесса придется пользоваться окисью магния, полученной из хлористого магния путем гидролиза этой соли или каким-либо иным химическим способом.

Технологический процесс

Для получения металлического магния помощью электролиза требуется безводный хлористый магний, достаточно высокой чистоты. Особенно вредной примесью является железо, также сульфаты и кремне-

¹ Согласно предварительным изысканиям Кулундинской гидрогеологической партии.

зем. Допустимым содержанием железа, в результате собственных опытов,¹ следует считать 0.03—0.04%, так как уже при содержании последнего всего в 0.1% выходы по току резко падают, снижаясь до 20—30%.

Получаемый из водных растворов хлористый магний всегда содержит 6 частиц конституционной воды. Перед электролизом вода из этого препарата должна быть нацело удалена. Прямое нагревание не приводит к цели, так как при этом хлористый магний легко подвергается гидролитическому расщеплению с образованием окиси магния и хлористого водорода. Наибольшую трудность представляет удаление последних двух молекул воды — первые четыре могут быть выделены при небольшом разложении продукта. Практически обезвоживание $MgCl_2 \cdot 6H_2O$ ведут в две стадии — 1) удаление 4 мол. воды при невысоких температурах порядка 150—180° без принятия каких-либо особых предохранительных мер и 2) полное выделение остальных 2 мол. при высокой температуре 400—600° с применением тех или иных препятствующих гидролизу мероприятий.

Простейший способ проведения первой стадии процесса обезвоживания заключается в простой выпарке шестиводного продукта. Эта соль плавится в своей кристаллизационной воде при 110° и далее уваривается таким образом, что весь процесс при постепенном повышении температуры заканчивается при 180°. По мере испарения воды образуется двухводная соль, отлагающаяся плотным слоем на дне выпарного аппарата. Этот способ требует весьма громоздкой аппаратуры и может быть применен только на заводах малой производительности.

Более совершенным аппаратом, в отношении обслуживания, размеров производительности, представляется вращающаяся барабанная печь с внешним подогревом топочными газами и продуванием сквозь печь подогретого воздуха для уменьшения парциального давления водяных паров, выделяющихся в процессе обезвоживания. Легкоплавкость шестиводного хлормagnesия (110°) заставляет соблюдать в печи строго определенный температурный режим; именно в часть печи с температурой 110—150° продукт должен поступать, потеряв 2 мол. воды. В противном случае в печи образуются настывы, и нормальная работа нарушается. Лучше всего первую стадию проводить в 2 приема — сначала получать $MgCl_2 \cdot 4H_2O$ и затем в описанной печи производить дальнейшее сушение до $MgCl_2 \cdot 2H_2O$.

Получение $MgCl_2 \cdot 4H_2O$ из $MgCl_2 \cdot 6H_2O$ может быть осуществлено различными путями, напр.:

1) Смешением расплавленного шестиводного продукта с эквивалентным количеством двухводного — после смешения масса $MgCl_2 \cdot 4H_2O$ затвердевает.²

¹ ГИПХ, УНИХИМ.

² Амер. пат. № 1389546 (1921 г.).

2) По опытам УНИХИМ $\text{MgCl}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ получается в результате сушки $\text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ при температуре 80°C продуванием воздуха.

3) Удалением двух молекул воды из $\text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ путем испарения ее из тонкого слоя шестиводной соли, проливаемой в расплавленном состоянии на вращающийся барабан, обогреваемый изнутри горячими топочными газами до $200-300^\circ$.¹

Дальнейшее, окончательное обезвоживание двухводного хлормagnesия может быть произведено различными путями. В основе всех этих способов лежит удаление воды из продукта воздействием высокой температуры (в различных процессах от 400° до 600°) в атмосфере хлористого водорода. Практически процесс осуществляется нагреванием $\text{MgCl}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ в токе хлороводорода или нагреванием соли, смешанной с углем, в токе хлора, или нагреванием высушенной двойной соли хлористого магния с хлористым аммонием до полного удаления последнего.

Вторая стадия обезвоживания представляет весьма большие аппаратные трудности вследствие необходимости применения сильно корродирующих агентов, как-то хлора и хлористого водорода. Для крупных размеров производства наиболее пригодными являются вращающиеся печи. Процесс ведут в случае применения хлороводорода при $t^\circ = 400-450^\circ$. Нагревание печей лучше всего производить помощью внешнего подогрева или наиболее совершенно электрическим током.

Для обезвоживания $\text{MgCl}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ помощью хлора, по патентным данным,² применяют шахтные печи с электрическим нагреванием. Последнее осуществляется пропусканием электрического тока сквозь слой зернового кокса, наполняющего шахту. Двухводный продукт поступает в печь сверху, теряя воду плавится и протекает через раскаленный до $600-750^\circ$ кокс; здесь под действием хлора подвергается полному обезвоживанию и в виде расплавленного безводного MgCl_2 стекает в нижнюю часть печи, откуда периодически выпускается. При обезвоживании помощью хлористого аммония предлагается³ сначала, для получения тесной молекулярной связи компонентов, производить из водного раствора кристаллизацию аммониевого карналлита, высушивать его до состава $\text{MgCl}_2 \cdot \text{NH}_4\text{Cl} \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ во вращающейся печи при $t^\circ = 115-120^\circ$ и далее при повышенной температуре продуванием горячего воздуха производить окончательное удаление воды и хлористого аммония. По данным патента, в случае обезвоживания только горячим воздухом, безводный продукт получается с содержанием 5% MgO , если же к горячему воздуху прибавлять пары хлористого аммония, то безводный MgCl_2 совершенно не содержит окиси магния.

¹ Герм. пат. № 301904 (1916 г.).

² Герм. пат. № 506276 (1930 г.), амер. пат. № 1771628 (1930 г.).

³ Герм. пат. № 321562.

О степени чистоты применяемого для электролиза хлористого магния дает представление следующий анализ образца MgCl_2 , полученный с одного из европейских заводов.

MgCl_2	CaCl_2	NaCl	KCl	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO
96.69%	0.82%	0.46%	0.76%	0.02%	0.05%	0.07%	0.63%

Наряду с использованием для электролиза безводного хлористого магния иногда применяют в качестве электролита его двойную соль с хлористым калием — карналлит $\text{MgCl}_2 \cdot \text{KCl}$, или тройное соединение $\text{MgCl}_2 \cdot \text{KCl} \cdot \text{NaCl}$. Подобно хлористому магнию, указанные соли получают в результате переработки природных соединений, содержащих 6 мол. кристаллизационной воды. Однако, удаление последней в данном случае значительно легче, чем у чистого хлормagnesия. Целесообразно и здесь проводить обезвоживание в 2 стадии: 1) удаление первых 4 мол. воды в обогреваемом вращающемся барабане и 2) окончательное обезвоживание и сплавление карналлита в соответствующей, например, пламенной подовой печи. Согласно опытным данным, обезвоженный калиевый карналлит имеет следующий примерный состав: MgCl_2 — 40%, KCl — 56%, и MgO — 5%.

На основании предварительных подсчетов расход усл. топлива на 1 т мет. магния следует считать равным 3.91 т. Учитывая некоторый расход кокса и пара при использовании хлора, выделяющегося в процессе электролиза на хлористый водород, что осуществляется в особых генераторах, полный расход топлива определяется приблизительной цифрой в 4.5 т.

Электролиз карналлита или хлористого магния, вполне обезвоженных, может производиться в ваннах весьма различных типов и конструкций.

Наиболее простой является описанная Харвеем¹ ванна, применявшаяся в Америке. Котел литой стали диам. около 50 см помещен в небольшой печи с угольным отоплением. Котел служит катодом — на его стенках во время электролиза отлагается металлический магний, всплывающий на поверхность электролита.

Верхняя часть котла покрыта колпаком из огнеупорного материала, имеющим трубу для отвода хлора. Анод — графитовый — проходит внутрь ванны сквозь отверстие в центре верхней части колпака. Для достижения герметичности, колпак нижним концом помещается в кольцевом желобе (расположенном по верхней кромке стальной ванны), заполненном порошкообразным материалом, например поваренной солью. Металл вычерпывается через отверстие, расположенное сбоку колпака и снабженное заслонкой. Ванна потребляет 2200 А при 6—9 В. Наивыгоднейшая температура 700—725°. Суточная производительность 18 кг, что отвечает выходу по току в 75% и уд. расходу электроэнергии 22 000—23 000 квт/час. на тонну металла.

¹ Harvey. Loc. cit.

Стремление современной техники увеличить производительность каждого отдельного аппарата путем укрупнения его размеров и, следовательно, амперной нагрузки — не позволяет применить этот тип ванны для крупного производства. В этом случае, в особенности при наличии внешнего подогрева, понадобились бы литые стальные котлы весьма больших размеров, изготовление коих крайне затруднительно.

Применяемые в Европе ванны для хлористого электролиза имеют обратное расположение электродов, т. е. аноды расположены снаружи и часто являются стенками, ограничивающими рабочее пространство, ванны, а катоды помещаются в центральной части. Поддержание электролита в расплавленном состоянии производится исключительно за счет Джоулева тепла. Примером такой конструкции может служить ванна по французскому патенту Hulín. Здесь рабочее пространство образовано снизу огнеупорным материалом, по боковым сторонам — угольными блоками. Последние являются анодами. В качестве катодов применяются вертикально расположенные, концентрически по отношению к аноду, стальные стержни. Эти стержни укреплены в охлаждаемом проточной водой бронзовом кольце, находящемся снаружи, сверху ванны и имеющем контакты для подвода тока. Извлечение металла из ванны производится через отверстие в центральной части кольца, обычно закрытое во время электролиза заслонкой. Нагрузка описанной ванны составляет 8000 А, напряжение около 10 В. Уд. расход энергии в лучшем случае составляет 30 000—31 000 квт/час. на тонну металла, иногда увеличиваясь до 47 000 квт/час.

Весьма целесообразна, повидимому, конструкция ванны, применяемая Английской Магниево К^о. Здесь процесс осуществляется в два приема. В одной ванне при электролизе $MgCl_2$, употребляя в качестве катода жидкий свинец, получают сплав его с магнием. Последний, непрерывно циркулируя, попадает во вторую ванну — здесь он является анодом; в результате электролиза во второй ванне магний выделяется из сплава в чистом виде, всплывает на поверхность электролита, откуда периодически вычерпывается. Корпуса обеих ванн сделаны в виде стальных литых котлов, изнутри выложенных огнеупорным кирпичом. В первой ванне в качестве анодов применяется графит; катодами во второй ванне служат железные стержни, слегка погруженные в электролит, — вокруг них собирается металл. Обе ванны соединены каналом, по которому циркулирует свинцово-магниевый сплав, обогащаясь магнием в 1-й ванне и выделяя его во 2-й. Сила тока в описанном агрегате составляет 5000 А, напряжение в первой ванне — около 5 В, во второй — 2 В. Степень использования тока равна 85%. Уд. расход электроэнергии около 20 000 квт/час. на тонну магния. Металл получается весьма чистым с содержанием магния свыше 99,5%.

Вообще металлический магний, получаемый при электролизе хлористого магния, отличается высокой чистотой. Анализ образца металла французского происхождения дал следующие результаты: Mg — 99,80%; Si — 0,037%; Fe — 0,016%; Al — 0,073%; Cl_2 — 0,090%.

Металл, вычерпанный из ванны, обычно содержит примесь увлеченного электролита, сильно способствующего коррозии магния. Наряду с означенной примесью сырой металл может также содержать щелочные металлы (калий) и азот (в виде нитрида).

С целью очистки металл подвергают переплавке и рафинировке. По имеющимся сведениям эти две операции соединяются в одну и сводятся к расплавлению металла в присутствии флюсов и пропусканию через него в течение нескольких часов влажного водородного газа. Процесс производится в стальных тиглях, помещенных в печь с газовым обогревом. Более целесообразно, повидимому, проведение указанных операций в электрических печах.

Примерный уд. расход электроэнергии на переплавку на шинах понижающей подстанции составит 510 квт/час. на тонну готового металла. Ниже приводится сводная таблица (20), показывающая уд. расход электроэнергии и топлива по отдельным процессам производства.

Таблица 20

Наименование статей	Уд. расход электро- энергии на 1 т ма- гния на шинах пони- жающей подстанции	Уд. расход условн. топлива на 1 т магния	
		В тоннах	В условных
Обезвоживание хлор-магния	—	4.5	5 770
Электролиз	33 300	—	—
Переплавка магния	510	—	—
Силовая нагрузка	3 370	—	—
Вентиляция	360	—	—
Освещение	340	—	—

Согласно литературным сведениям¹ в послевоенные годы в Сев.-Амер. Соед. Штатах применяется новый способ электролиза с целью получения магния. Он заключается в электролитическом разложении окиси магния, растворенной в расплавленной смеси фтористых бария, натрия и магния. Электролит состоит из фтористых магния и бария, взятых в равных весовых частях, к которым прибавляется определенное количество фтористого натрия — такое, чтобы вести процесс электролиза было удобно и без затруднений при 950°С. В этой смеси находится суспендированный порошок окиси магния, ибо растворимость последней в указанной смеси крайне ограничена — всего 0.1%. Тем не менее электролитическому разложению подвергается именно окись, вероятно в силу вторичной реакции, т. е. сперва разлагается MgF_2 , и выделившийся на аноде фтор, встречая MgO , взаимодействует с нею, вновь образуя MgF_2 .

¹ Harvey. Loc. cit.

и выделяя кислород. Так как окись магния легко может быть получена прокаливанием магнезита или путем переработки хлормagneзиевых щелоков, вопрос приготовления исходных материалов здесь значительно проще и дешевле, чем обезвоживание в случае хлористого электролиза, тем более, что фтористые соли расходуются в незначительной степени. Вследствие этих соображений окисный электролиз, повидимому, имеет серьезные преимущества перед процессом получения магния из хлористых солей.

Применяемая в этом способе ванна представляет собой стальной бак в виде корыта. Сквозь дно ванны ближе к стенкам, параллельно ее продольной оси, проходят четыре стальных плоских анода (по два на каждую сторону), поднимаясь на небольшую высоту над дном корыта. В центральной части ванны, параллельно ее продольной оси, расположены в два ряда угольные аноды. Параллельно рядам анодов и, следовательно, продольной оси ванны в электролит погружены два ряда (с обеих сторон анодных рядов) железных трубок, сквозь которые во время электролиза пропускается вода. Благодаря охлаждению, ряды трубок покрываются коркой застывшего электролита, образуя своеобразные диафрагмы, разделяющие центральное анодное пространство от двух катодных, расположенных снаружи диафрагм, ближе к боковым стенкам ванны.

Ванна ни изнутри, ни снаружи не имеет футеровки. Однако, на ее дне и стенках нарастает слой застывшего электролита, служащий тепловой изоляцией и предохраняющий материал ванны от разведания расплавленным электролитом. Подобной коркой застывших солей расплавленная ванна покрывается и сверху электролита. Магний, выделяющийся во время процесса, будучи легче электролита, всплывает на поверхность последнего и собирается под твердой коркой в двух катодных пространствах, откуда периодически извлекается.

Ванна потребляет 9000—16 000 А и работает при 9—16 В напряжения. Средний выход по току можно считать равным 50%.

Вследствие выделения на анодах кислорода—последние сгорают в процессе, подобно тому, как это имеет место при электролизе алюминия. Фактический расход электродов неизвестен, однако, он превышает теоретическую цифру 500 г на 1 кг металла. Расход окиси магния равен 1.7 кг магния. Получаемый магний содержит до 0.3% натрия.

Однако, даже столь значительное содержание щелочного металла, повидимому, не способствует коррозии. В распоряжении автора имеется образец магния, полученного путем электролиза окиси, который при лежании в течение одного года в сравнительно влажной атмосфере сохранил в имеющихся на нем высверловках серебряный блеск.

К недостаткам способа, наряду с указанными крупными достоинствами его, следует отнести высокий уд. расход электроэнергии. При средних значениях: сила тока 12 000 А, напряжение 13 В и выход по току—50%, расход электроэнергии на 1 т магния около 53 300 квт/час. и в неблагоприятном случае может дойти до 70 000 квт/час. со стороны по-

стоянного тока, в то время как таковой при хлористом электролизе можно считать равным 28 000 квт/час.

Производство металлического магния из его хлористой соли требует на каждую тонну металла около 15 тонн шестиводного хлормagnesия. Транспортирование этого продукта представляется нерентабельным ввиду значительных расходов на перевозку и высокой стоимости тары для этого весьма гигроскопического продукта и вследствие его дешевизны. Крупное производство металлического магния безусловно должно быть развернуто в непосредственной близости с Химкомбинатом, перерабатывающим природные магниевые соединения, и, вследствие большой электроемкости производства, вблизи от источника дешевой электрической энергии. Иная постановка вопроса, например, транспорт на электролитный завод безводного хлормagnesия, требующего абсолютно герметической тары, по нашему мнению, исключается. Некоторым средним выходом могла бы явиться доставка химзаводом на электролиз четырехводного продукта (в количестве около 12 т на тонну металла), однако, и здесь встречаются затруднения в отношении обратного использования герметической тары равно и дороговизны транспорта.

Несколько иное положение получается в случае организации окисного электролиза. Небольшие количества окиси магния (1,7 т), расходуемые на тонну металла, и отсутствие гигроскопичности допускают перевозку этого материала на далекие расстояния. В этом последнем случае место постройки завода определяется исключительно непосредственной близостью от электроцентрали.

Широкому применению металлического магния в технике препятствует способность этого металла и в чистом виде, и в различных сплавах с высоким содержанием магния — легко поддаваться коррозии. Имея в виду неограниченные возможности СССР в отношении производства рассматриваемого металла, надлежит особенно устремить научно-техническую мысль на изыскание путей для разрешения задачи создания антикоррозийного магниевых сплава.

В области технологии магния необходимо продолжать изучение всех существующих способов обезвоживания хлормagnesия и отыскание новых. Особо интересным является электролиз окиси. Последние литературные данные¹ указывают, что здесь удалось значительно понизить удельный расход электроэнергии, доведя его до величины, имеющей место в хлористом электролизе. Наряду с применением электролита, описанного Харвеем, необходимо направить работу по изысканию соответствующих легкоплавких смесей, растворяющих MgO , и изучению их поведения при электролизе. В этом отношении следует произвести испытание электролита, предложенного Руффом и Бушем² и состоящего из фтористого

¹ Grube und Henne. Ztschr. f. Elektrochemie, 1930, № 3, S. 129.

² Ruff und Busch. Ztschr. f. anorg. allgem. Chemie, Bd. 144, H. 1 u. 2.

антипия — 56.2 мол. %, фтористого кальция 28.6 мол. % и фтористого кальция 15.2 мол. %, растворимость в этой смеси окиси магния при 700° около 0.16%. Электролиз подобной смеси при 750° протекает с выходом по току, равным 88%.

Весьма заманчивым представляется получение магния восстановлением окиси в вакууме при температурах порядка 1200° и выше помощью алюминия, кремния или сплава этих компонентов. Опыты автора с А. А. Моисеевым и А. Ф. Алабышевым, проведенные в этом направлении,¹ показали возможность получения весьма хороших выходов металла, достигающих до 70%. Однако, техническое осуществление этого способа связано с весьма большими аппаратными трудностями, для преодоления коих требуется большая и длительная работа.

Наряду с изучением технологии получения чистого магния необходимо также развернуть работы по электролитическому получению сплавов магния, могущих иметь техническое применение.

Приведенный перечень тем исследовательских работ по магнию весьма краток и, конечно, далеко не является исчерпывающим. Однако, и он, заключаая большое количество вопросов, представляет весьма широкую программу в отношении технологии и использования магния, причем разрешение некоторых отдельных вопросов особенно трудно.

БЕРИЛЛИЙ

Металлический бериллий известен человечеству более 100 лет. Впервые он был получен Вёлером, путем восстановления безводного хлористого бериллия металлическом калием, в виде серо-черного порошка. Позднее получение металлического бериллия служило темой многих научных работ, однако результаты последних были весьма невелики.

Значительным шагом вперед явилось исследование Лебо,² посвященное этому вопросу. Ему удалось получить металл в кристаллической форме путем электролиза расплавленных солей $2\text{NaF} \cdot \text{BeF}_2$ или $\text{NaF} \cdot \text{BeF}_2$. Катодом служил никелевый тигель, в котором находились расплавленные соли, в качестве анода применялся угольный или платиновый стержень. Процесс производился при температуре ниже красного каления. Выделявшийся во время электролиза бериллий отлагался на стенках тигля в виде кристаллов; после отмывания водой от электролита кристаллическую корку Лебо промывал спиртом и высушивал в вакууме.

Фихтер и Яблцинский³ несколько модифицировали опыты Лебо. Они применяли электролит с большим содержанием бериллия, отвечаю-

¹ П. Ф. Антипин и А. А. Моисеев. Журн. Прикл. Химии, 1925, т. II, вып. 1 и 2.

² Lebeau. Ann. Chim. Phys., (7), 1899, v. 16, p. 495.

³ Ber. Deutsch. Chem. Ges., 1913, Bd. 46, S. 1604.

щим составу $\text{NaF} \cdot 2\text{BeF}_2$. При этом также получается металл в кристаллическом виде; после промывания кристаллов бериллия для отделения от застывшего электролита им удалось сплавлением в вакуум-электрической печи получить маленькие корольки металла и изучить физические свойства последнего.

Технически задача электролитического получения бериллия была решена в 1921 г. Штоком и Гольдшмидтом.¹ В качестве электролита применялась смесь $\text{NaF} \cdot \text{BeF}_2 + \text{BaF}_2 \cdot \text{BeF}_2 + \text{BaF}_2 \cdot 2\text{BeF}_2$. Электролиз производился выше точки плавления бериллия и металл получался в компактной форме. Для всестороннего исследования возможности получения бериллия в промышленном масштабе на основе опытов Штока-Гольдшмидта, изучения сплавов этого металла, способов переработки руд и прочих элементов технологии бериллия, в 1923 г. рядом заинтересованных фирм под главенством концерна Сименса был учрежден „Исследовательский институт по бериллию“. В результате работ этого Института техника располагает способом электролитического получения металла в значительных количествах в компактном виде.

Вследствие своей дороговизны и малой изученности бериллий пока не нашел значительного применения в технике. Возможности использования этого металла еще находятся в стадии исследования. Касательно мелких применений следует отметить употребление сплавов бериллия для мембран электроакустических приборов, чистого бериллия в виде маленьких пластинок для выпуска из рентгеновских трубок х-лучей, благодаря весьма высокой проницаемости бериллия для этих лучей.

Надежды на применение бериллия для улучшения качеств легких сплавов пока не оправдались; в противоположность этому сплавы бериллия с тяжелыми металлами, например с медью, обладают свойствами, обеспечивающими бериллию самые широкие области применения. Установлено, что эти сплавы с содержанием бериллия в несколько процентов показывают явление усталости в самой ограниченной степени.

Известные в количестве свыше 20 минералы, содержащие бериллий, вообще говоря, бедны им. В лучшем случае в весьма редких минералах (фенакит, берtrandит, гамбергит) процентное содержание последнего составляет 15.2—19.1. Единственный, найденный в 1925 г. в Швеции минерал броммелит, представляющий почти чистую, кристаллическую окись бериллия, содержит 36.2% бериллия. Указанные минералы для получения из них интересующего нас металла практического значения не имеют. Для извлечения бериллия до сих пор пригоден только один минерал — берилл — $3\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2$ с теоретическим содержанием бериллия в 3.6%.

¹ Ber. d. Deutsch. Chem. Ges., 1925, Bd. 58, S. 1501.

² Акад. А. Е. Ферсман. Погматиты. Изд. Академия Наук СССР. 1931.

В СССР месторождения берилла мало изучены, однако можно думать, что у нас это сырье имеется в весьма большом количестве по сравнению с другими странами.

Главные месторождения берилла в СССР находятся в 85 км от Свердловска по р. Токсовой. Наряду с добываемыми здесь изумрудами, количество ежегодно получаемого неограниченного сырья измеряется тоннами, что может составить одно из крупнейших в мире предприятий по добыче бериллиевого сырья.

Ниже приводится анализ одного из образцов берилла, найденного на Урале (Ильменские горы).

SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	BeO	H ₂ O	Сумма
66.65	18.43	Следы	12.90	2.19	100.17

Переработку берилла на бериллиевые соединения производят по способу Копб,¹ несколько усовершенствованному лабораториями Бериллиевого Института. В общих чертах способ сводится к разложению измолотого минерала путем сплавления его с равным весовым количеством кремнефтористоводородного натрия при 650—700°. Сплав экстрагируется холодной водой, в результате чего получается раствор 2NaF.BeF₂. Прибавление к раствору водной окиси кальция переводит в осадок фтористый кальций вместе с водной окисью бериллия. Эта смесь при обработке плавиковой кислотой дает раствор фтористого бериллия. Последний вываривается, сушится в течение нескольких часов при 120° и затем для окончательного удаления воды нагревается до 300°. В результате получается продукт с содержанием 21—22% бериллия, отвечающий формуле 2BeO.5BeF₂. Последний представляет собою соль, в наибольших количествах расходуемую при электролизе.

Весьма интересная работа по получению бериллиевых соединений из берилла была проделана Винтером и Интема. По их способу размолотая в порошок руда смешивается с патокой или тяжелыми маслами и обжигается без доступа воздуха при t°=800°. Обоженная смесь помещается в графитовую камеру, где при температурах 700—800° подвергается действию хлора или паров четыреххлористого углерода или смеси обоих газов. Получаемый при этом хлористый бериллий удаляется из камеры в состоянии пара вместе с хлористыми алюминием и кремнием. Парообразная смесь хлоридов подвергается фракционированной конденсации—первым конденсируется в приемнике хлористый бериллий (при 375°), далее при более низких температурах хлориды алюминия и кремния.

Процесс получения металлического бериллия из фторокиси представляет собой чрезвычайно интересный случай электролиза в расплавленном состоянии, так как осуществляется при температурах 1300—1400°.

¹ Сораух. C. R. Acad. Sciences. Paris, 1919, vol. 168, p. 610.

Разработанная в результате исследований Штока-Гольдшмидта полузаводская аппаратура сводится к следующему: электролитная ванна представляет собою графитовый тигель солидных размеров, выточенный из сплошного куска ачесоновского графита. Этот тигель является анодом. Катодом служит железный стержень, изнутри охлаждаемый проточной водой. Работа производится по методу соприкасающегося катода, при котором последний только своей торцевой плоскостью касается поверхности расплавленного электролита. По мере нарастания на конце катода, выделяющегося при электролизе бериллия, катод поднимается вверх (через определенные промежутки времени) так, что во все время электролиза он лишь касается электролита, но теперь уже поверхностью бериллия, отложившегося на катоде. В результате такой работы получают столбики компактного сплавленного бериллия, которые после погружения в расплавленную щелочь обмываются с поверхности водой, для освобождения от приставших к металлу солей. Чистота получаемого бериллия достаточно высока. Анализ такого металла дает следующие результаты: $\text{Fe} = 0.31\%$; $\text{Al} = 0.07\%$; $\text{C} = 0.04\%$; остальное — Be . Описанная ванна имеет внешний подогрев, осуществляемый помощью прохождения электрического тока через слой криптола, окружающий графитовую ванну.

Испаряющийся из электролита при высокой температуре процесса фтористый бериллий отсасывается из пространства над поверхностью электролита и поглощается водой в особых абсорберах. Электролиз является периодическим. Одна загрузка перерабатывается на металл в продолжение 18—24 часов. Выход по току составляет 75—80%. Извлечение металла из электролита — около 90%. Других данных касательно полузаводской установки не имеется. На ванне лабораторного типа в опытах Штока напряжение равнялось около 80 V и степень использования тока 75—80%, что определяет уд. расход электроэнергии на 1 т металлического бериллия около 600 000 квт/час. Поэтому электролиз на металлический бериллий является исключительно электроемким производством.

Хлористый процесс электролиза в недавнее время был запатентован Kemet Laboratories Co.¹ Способ заключается в электролизе при 750—810° хлористого бериллия в смеси с хлоридами других металлов. Анод — графитовый, катодом является тигель из железа или лучше из феррохрома (с содержанием Cr в 20%). Электролиз ведется в атмосфере сухого индифферентного газа. Напряжение на ванне составляет 5—8 V. Другие детали способа неизвестны. На основании некоторых косвенных признаков можно думать, что в Сев.-Амер. Соед. Штатах применяется именно способ хлористого электролиза.

¹ Франц. пат. № 63340 (1927).

Наличие в СССР богатых месторождений берилла дает возможность организации собственного производства бериллия. Однако, получение этого металла представляет собой ряд очень трудных и тонких химических и электрометаллургических операций. Научно-исследовательская работа в СССР в области технологии бериллия и его сплавов равно и изучения свойств последних развернута недостаточно широко.¹

¹ В качестве литературного источника следует указать на вышедший в русском переводе сборник „Бериллий в его сплавы“, Москва 1931 г., содержащий отчет о работах по бериллию, произведенных в лабораториях Бериллиевого Института концерна Сименса. В означенном сборнике приведены многочисленные ссылки на журнальную и патентную литературу.

М. С. МАКСИМЕНКО

ФЕРРОСПЛАВЫ И ГРАФИТОВЫЕ ЭЛЕКТРОДЫ

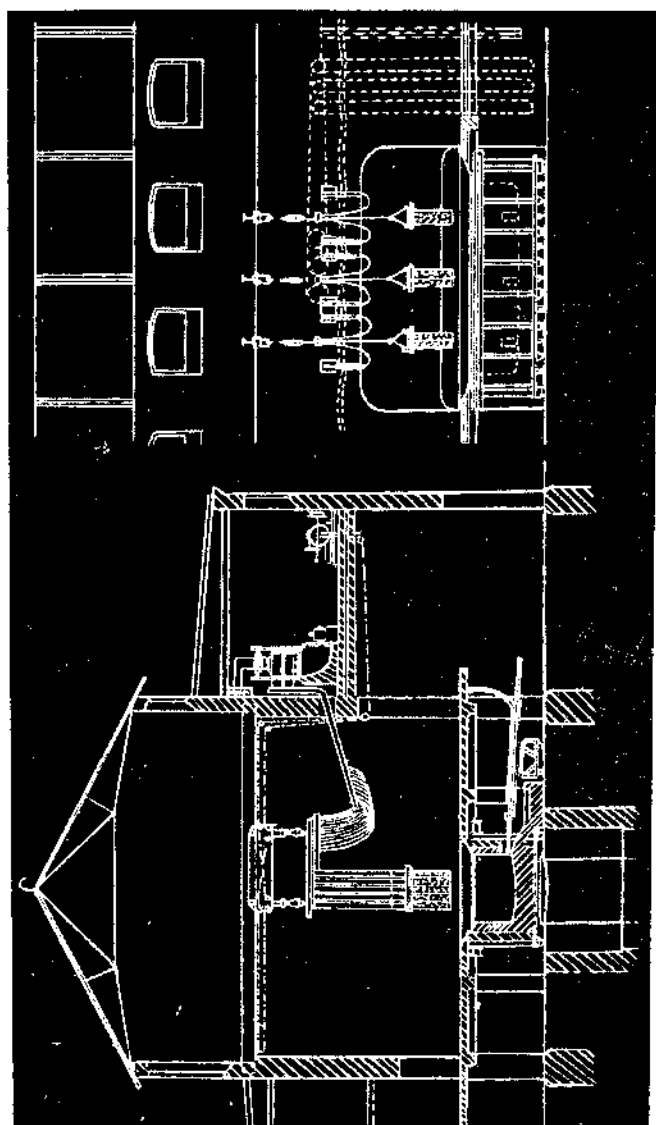
Задача настоящего очерка осветить с доступной полнотой такие производства ферросплавов, которые как по удельному расходу энергии, так и по общему количеству тонн в год представляют наибольшую энергоёмкость. Отсюда вытекает выбор лишь некоторых из целого ряда производств. Рассматриваются производства ферросилиция, феррохрома, ферромангана и графитовых электродов и исключаются производства ферровольфрама, ферромolibдена, феррованадия, феррофосфора.

ФЕРРОСИЛИЦИЙ

Выплавка высокопроцентных сортов ферросилиция ведется исключительно в электропечах. Исходными материалами при этом служат кварц, древесный уголь и железная стружка. Эти материалы дробятся до величины размерами куска в 50—60 мм, избегая мелочи, которая не желательна в шихте. Шихта загружается в электропечь порциями по 200—500 кг, без предварительного смешения, так как элементы шихты смешению не поддаются из-за большого различия в удельных весах.

Печь (фиг. 1) состоит из железного круглого или прямоугольного ящика, стены которого футированы кислым огнеупорным кирпичом (динас или шамот). На поду печи уложена угольная кладка из электродов; таким образом, под печи является электрическим проводящим. Верх печи открыт и в нем при помощи подвесных талей опускаются в печь три угольных электрода, соединенных с тремя фазами печного трансформатора. Между нижними концами этих электродов и проводящим подом имеется напряжение переменного тока порядка 70—80 V. Под влиянием этого напряжения через электроды и шихту, их окружающую, проходит электрический ток, который нагревает шихту до температуры реакции восстановления кремния из кварца углеродом древесного угля. Восстановленный кремний соединяется с железом шихты, образуя силициды. Железо стекает через шихту на под печи, где и скопляется в общую массу металла.

Периодически (от 1 часа до 1½ часа) через специальный литок этот сплав выпускают в особые изложницы, выложенные внутри кирпичом. Шлаки



Фиг. 1

которых обычно немного, выходят вместе со сплавом из печи, легко отделяются от последнего обколачиванием киркой. Металл очищают от глиняной подмазки изложни, дробят вручную молотками, что не представляет затруднений, так как металл легко дробится. Затем берут пробу сплава на анализ и укладывают сплав в ящики в кладовую. После анализа металл сортируют на партии одинакового состава, укупоривают и отправляют на металлургические заводы.

В обычных пламенных печах восстановить кремний в количестве, необходимом для изготовления ферросилиция с содержанием кремния

от 45 до 90%, не удавалось из-за температурных условий и высокой концентрации окиси углерода, необходимой для проведения процесса.

Начало электроплавки ферросилиция относится к 1899 г. — в Америке фирмой Nilsson Aluminium Co, затем в Европе, в печах карбидного типа Ратенау, в Меране в 1900 г., далее заводами Жире, Геру, Жифр, Келлер и др. Кризис на мировом рынке по сбыту карбида кальция много способствовал развитию выплавки ферросилиция, так как карбидные установки за отсутствием заказов на карбид стали выплавлять сначала сплав 25%, затем 45—50% и наконец 75%, 90%, 95% ферросилиция:

Мировая продукция (в тоннах)

	1907 г.	1917 г.	1927 г.
Швеция и Норвегия	17 000	—	50 000
Франция	15 000	—	3 800
Швейцария	7 000	—	10 000
Австрия	2 500	—	4 430
Италия	2 000	—	44 000
САСШ	—	50 000	—
Англия	1 000		

Как видим, прирост за двадцать лет производительности ферросилиция выразился в Скандинавии — в 33 000 т, в Италии — в 42 000 т.

Ферросилиций нашел себе широкое применение в черной металлургии, как раскислитель стали и шлаков. Кроме того, он применяется в качестве добавочного при производстве многих сортов стали. Так, например, конструкционные стали, рессоры, антикоррозионные сплавы (чугуны), трансформаторное железо содержит от 2 до 17% кремния. При производстве малоуглеродистых сплавов, например феррованадий, феррохром, кремний служит восстановителем.

Общее количество потребляемого ферросилиция оценивается в 0.225% от тоннажа стали в расчете на 50% ферросилиция и 0.16% в расчете на 75% сплава.

Следует отметить еще и специальные чугуны с большим содержанием кремния (до 17%), из которых отливают кислотоупорную посуду. Затем упомянем применение высокопроцентного ферросилиция (85—90% Si) для генерирования водорода по реакции взаимодействия порошка ферросилиция на раствор щелочи.

Для оценки удельного расхода энергии на тонну 75% ферросилиция принимаем по нижеприводимым данным среднее значение в 10 000 т, огориваясь при этом, что практические расходы энергии при налаженном производстве в особенности на древесноугольной шихте должны оказаться ниже примерно на 10—12%.

Содержание кремния в сплаве (в %)	Мощность печи (в квт)	Уд. расход энергии на 1 т (в квт/час.)
50	4000—7000	5000—5220
45	4500	5900
48—50	—	6480
50	7500	5950
50	4500	5800
50	2000	6580
50	—	6500—7000
50	—	7970
50	4800—5000	5740—6300
75	4650	8350
75	—	11920
75	—	12000
75	—	8000—12000
75	—	13000
		8800
75	3500—5000	8500—9600

Среднее 10 000 квт для сплава, содержащего 75% кремния.

Следует указать факторы, влияющие на величину удельного расхода энергии.

Первым отметим коэффициент полезного действия (к. п. д) электропечи, который получается из электрического к. п. д установки и теплового к. п. д самой печи. Современные печи, мощностью от 6000 до 7000 квт, позволяют электрический к. п. д иметь около 88—90%, а тепловой около 80—83%. Таким образом, общий КПД можно практически принимать порядка 75% как наивысший.

Вторым фактором, влияющим на удельный расход энергии, является состав сплава. При 45% кремния сплав генерируется с расходами энергии порядка 5000—7000 квт. Как это видно из приведенных выше данных, в то время как сплав с 75% кремния генерируется с расходом до 12 000 квт, сплавы с более высоким содержанием кремния требуют удельного расхода энергии до 22 500 квт.

Третий фактор — чистота кварца, идущего в плавку. Если кварц отвечает составу 97% SiO_2 , то удельные расходы энергии держатся в рамках, указанных выше; снижение в кварце (или кварците) содержания кремнекислоты приводит к повышению количества шлака и к повышению расхода энергии.

Четвертый фактор — качество шихты и способ ее загрузки в печь и регулировки мощности ее. При правильном обслуживании колошника печи и строгой регулировке мощности удельные расходы держатся в норме. Изменения в составе шихты и способе ее загрузки на колошник вызывают значительные перерасходы энергии.

Пятым фактором являются перебои в подаче электроэнергии, поломки электродов и мелкий ремонт.

Принимая удельный расход энергии в 10 000 квт, для сплава, содержащего 75% кремния, было предположено, что производство вошло в нормальное устойчивое состояние как по шихте, так и по обслуживанию с бесперебойной подачей электроэнергии.

Принимая как основу для расчета общий тоннаж ферросилиция в 17 000 т, определим расходы шихты и электродов.

Расход кварца, который по своему составу должен содержать не менее 97% SiO_2 , оценивается по данным К. Аридта, А. Гельфенштейна и Пик-Конрада. Примем по этим данным для установившегося процесса расход 2.5 т. В этом случае расход кварца: $17\,200 \times 2.5 = 43\,000$ т.

Отметив выше, что в качестве углистого материала шихты остаиваемся на древесном угле (75% С), находим ориентировочный расход на тону в 1.6 т—1.2 т в зависимости от способа работы. Полный расход древесного угля получаем: $1.4 \times 17\,200 = 24\,000$ т.

Такое большое количество древесного угля заставляет обратить внимание на правильную постановку углежжения. Действительно, побочные продукты при этом, по данным В. Неумана и 0/0% древесины, дают такие показатели для хвойного леса (в 0/0%):

Древесного угля	33—35
Уксусного кальция	2.0—3.6
Соснового масла	0.4—0.5
Спирта сырца	0.6—0.8
Смола	6—12
Газов	24—32

Из этого видно, как важно целесообразно использовать процесс углежжения и с экономической стороны в смысле стоимости угля и со стороны пополнения дефицитных химических продуктов.

ФЕРРОМАНГАН

Различают два сорта этого сплава, существенно отличных друг от друга по содержанию углерода и, примерно, одинаковых по содержанию марганца (80%—78% Мп). Первый — углеродистый — содержит, смотря по технологии процесса, от 5% до 7% углерода, второй — 1% и менее (до 0.30% С).

Углеродистый ферроманган нашел широкое применение в черной металлургии и как добавочное к стали и чугуны и как раскислитель, а равно и как средство выделить серу.

Производство ферромангана (80% Мп) углеродистого ведется в настоящее время в большем масштабе за границей (Англия, Германия) в обычных домнах. До сих пор в СССР производство шло также в домнах. Однако, темпы развития промышленности Союза таковы, что доменный процесс является нерентабельным. Расход кокса и руды в нем превышает удельные расходы в электропечи.

Мощные гидро- и паропотребители Союза позволяют вести плавку рентабельно в электропечах.

Электропечи, применяемые для выплавки ферромангана, принципиально ничем не отличаются от таковых для ферросилиция, описанных выше. Удельная энергия или энергия на единицу объема здесь несколько ниже, а равно и напряжение на электроде не 70—80 В, а всего лишь 35—40 В. Руда берется богатая (до 50% Mn) (с небольшим содержанием кремнекислоты (менее 10—12% SiO₂) с той целью, чтобы конечным продуктом получить кремния не выше 1%, что обуславливается нормами на продукт. Содержание фосфора в руде принимается не выше 0.30%, так как при восстановлении 80% фосфора переходит в металл, а норма на фосфор в металле не выше 0.25%.

В качестве восстановителя применяется сырой каменный уголь, а не кокс, что сильно удешевляет стоимость выплавки.

В качестве флюса применяется известняк, а не известь, что, конечно, тоже удешевляет стоимость шихты.

Расходы энергии на тонну ферромангана зависят от ряда факторов. Из них первый — к. п. д. печи, как это отмечено уже выше, когда речь шла о ферросилиции. Второй фактор — содержание в руде марганца. Прилагаемая табличка дает представление о том, как растет удельный расход энергии в зависимости от содержания марганца в руде. При снижении содержания в руде марганца до 20% расход энергии подымается до 10 000 квт/час.

Автор	Удельный расход энергии		Mn в руде (в %)
	Мощность печи	Уд. мощность	
	1800—1200 кв а	4900—5000 квт/час.	35
		6479	39
		11 000	20
	Не указано	10 000 квт/час.	17—34
	—	8000—8500	34—45
Бардвелл	900 кв а	3370	50
Э. Кузань	—	3000—3500	
Ферромаргстрой 1-я серия	1 130 кв а	3120—4000	52

Принимая в среднем, согласно опытов в заводском масштабе (900 кв мощность печи) расход энергии на тонну 3400 квт/час. и увеличивая этот расход до 3500 квт/час., имеем энергоемкость углеродистого ферромангана: $90\,000 \times 3500 = 225$ млн. квт/час.

Энергоемкость малоуглеродистого ферромангана оценивают в среднем от 7300 до 8300 квт/час. на тонну, учитывая следующую технологию процесса. Пирролюзит в качестве руды проплавляется с малым количеством угля и при этой операции выделяются почти все железо, фосфор и часть марганца. Содержание кислорода в руде падает. Полученный шлак,

богатый марганцем и бедный фосфором и железом, восстанавливают ферросилицием.

Применение малоуглеродистого ферромангана, как добавочного в сталях Гатфильда и в замене никеля в жароупорных сталях, ограничено и потому ориентировочно оценивается всего в 1% общего тоннажа ферромангана или в 900 т в год. Энергоемкость такого сплава, следовательно, получается порядка: $7800 \text{ квт/час.} \times 900 = 7020 \text{ млн. квт/час.}$

На углеродистый ферроманган идет 2.3 т пиролюзита состава 43% Мп (считая на сырую руду) и около 1 т известняка и 1 т сырого каменного угля. Таким образом, получаем примерные расходы сырья:

Руды	Известняка	Угля сырого	Электродов
$90\,000 \times 3.3 = 297\,000 \text{ т}$	90 000 т	90 000 т	$90\,000 \times 20 = 1800 \text{ т}$

Указанные расходы относятся к руде, содержащей 43% Мп. При менее богатой руде расход последней увеличивается и количество шлаков эквивалентно растёт.

Наличие фосфора в рудах выше нормы приводит к обесцениванию сырьевой базы, если сохранить старую технологию процесса. Новый путь производства может с успехом мириться с большим содержанием фосфора в руде за счет дополнительного расхода электроэнергии. Наличие в руде значительных количеств кремнекислоты (более 12% SiO_2) также не является препятствием к постановке производства, так как работы показали полную возможность вести выплавку ферромангана с большим содержанием кремния и во второй операции кремний окислять, уменьшая, таким образом, его количество в конечном продукте.

ФЕРРОХРОМ

Феррохром содержит от 60 до 70% хрома, углерода от 6 до 0.05%. По содержанию углерода он разделяется на сорта (в процентах):

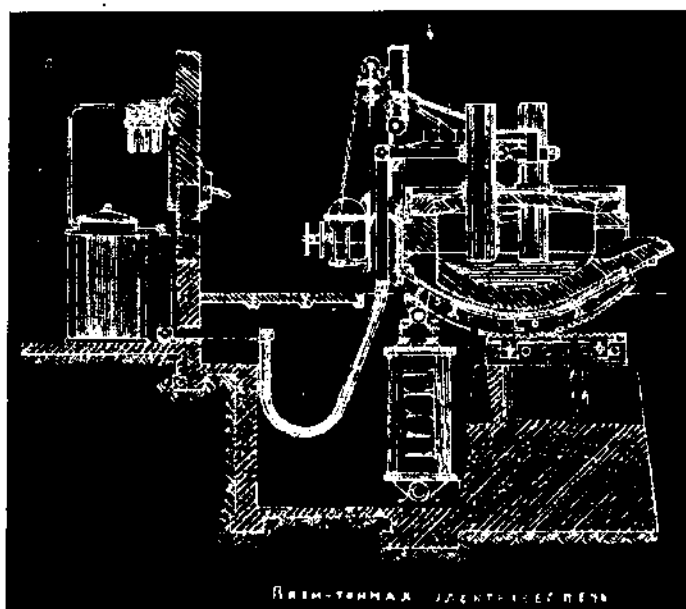
высокоуглеродистый углерод	6—4
углеродистый "	4—2
малоуглеродистый "	2—0.8
безуглеродистый "	0.8—0.06

Производство феррохрома ведется исключительно в электропечах типа карбидных, описанных выше. В основе своем процесс заключается в восстановлении твердым углеродом окиси хрома и закиси-окиси железа, входящих в состав хромитов.

Сплав, полученный восстановлением углеродом, подвергается дальнейшей рафинировке от углерода путем окисления углерода кислородом хромита в тех же электропечах, где и генерируется углеродистый продукт. Безуглеродистый феррохром готовится иначе. Восстанавливают из хромита хром и железо, а также кремний, для чего в шихту добавляют кварц.

Получается силикохром, не содержащий, вообще говоря, углерода. Полученный силикохром в другой печи типа электросталеплавильной (фиг. 2) окисляют хромитом и доводят содержание кремния до нормы.

Феррохром нашел себе большое применение при изготовлении легированной стали в качестве добавочного. Следует отметить, что при этом все сорта его в одинаковом количестве используются. Устанавливается



фиг. 2.

такое примерно соотношение между сортами, согласно Объедин. Спец. Стали (в процентах):

высокоуглеродистый	20
углеродистый	15
малоуглеродистый	20
безуглеродистый	45

В дальнейшем описании сертификата сталей будут видны причины наибольшего применения безуглеродистой марки. Приводим главнейшие сорта хромистой стали с кратким указанием их назначения, состава и характеристики.

1) Быстрорежущая сталь для инструментов, резцы для токарных, строгательных, долбежных станков и др. содержит: хрома — 4.0%, вольфрама — 18.0%, углерода — 0.65%. Быстрорежущая сталь дает в обработке металла большую экономию, так как изготовленные из нее инструменты работают без отпуска при температурах выше 500°, не теряя своих механических свойств. Последнее позволяет увеличить стружку и скорость резания.

2) Нержавеющая сталь употребляется для изготовления деталей, сопротивляющихся разъеданию атмосферой, парами воды. Такая сталь содержит хрома 12—14% и углерода от 0.1 до 0.6%.

Кроме того, имеются сорта хромо-никелевые с содержанием хрома 13—14.5%, никеля 0.5—2.0% и углерода 0.15—0.4% и более высокого по хрому содержания — именно хрома от 20—22% при никеле 7.8—8.9% и углерода 0.3—0.4%.

Нержавеющая сталь применяется при изготовлении хирургических инструментов, ножей всякого рода, лопаток для паровых турбин, так как перегретый пар сильно окисляет обычные сорта стали. В зубоврачебном деле хромистая сталь находит себе применение в качестве замены золотых зубов.

3) Кислотоупорная сталь применяется для деталей, способных противостоять действию растворов солей и кислот. Она содержит хрома от 12 до 20%; углерода от 0.1 до 1.2% и кремния до 1.5%. Кроме того, с добавкой никеля сорта хромо-никелевые с преобладанием хрома над никелем, состава: хром 17—19%, никель 7—10%, хрома 28—30%, никеля 8—10%. Сорта с преобладанием никеля над хромом состава: хрома 17—19%, никеля 35—37%; хрома 12—15%, никеля 24—25%.

4) Сталь для волочильных досок отличается высоким содержанием хрома и по составу бывает (в процентах):

хрома 12—14	никеля 2.5—3
" 7	" 1.3—1.7
" 12—14	" нет, углерода 1.8—2.2
" 2.0—3.0	" " 1.7—2.8

5) Огнестойкая сталь применяется в деталях, работающих при высокой температуре, как муфеля для закалки, горшки для цементации, части нефтеперегонных аппаратов, части печных конвейеров, арматура печей и другие детали, требующие не только сохранения формы и поверхности при действии печных газов при высокой температуре, но и сохраняющие свои механические свойства при повышенных температурах. Состав этих сталей очень разнообразен и содержание хрома колеблется: 28—32%, 16—18.5%, 8—8.5%.

В присутствии никеля содержание хрома колеблется от 15% до 40%, а никеля от 35% до 85%.

6) Сталь для автомоторов имеет небольшое содержание хрома — от 0.50% до 1.60%.

7) Сталь для автомобилей имеет хрома от 0.5% до 1.6%. Эта сталь идет на шестерни дифференциала и коробки скоростей, на главную шестерню заднего места автомобиля, на червяки и другие детали. Она выдерживает высокие механические нагрузки и отличается малым истиранием.

8) Сталь для деталей трактора, таких, как коленчатый вал, толкатели к клапанам, шатуны, поршневые пальцы, цапфы переднего моста, управление и др. Она содержит хрома от 1.0% до 0.5%.

9) Сталь для турбинных дисков, работающих при повышенной температуре и при большем числе оборотов. Содержит хрома от 0.75% до 1.0%.

10) Сталь для автомобильных рессор содержит хрома от 1.0% до 1.2%.

11) Специальная сталь для штампов содержит хрома от 5% до 0.6%.

12) Броневая и снарядная хромо-никелевая сталь.

В Норвегии выплавка по годам характеризуется так: 1927 г.—4010 т, 1926 г.—2198 т, 1925 г.—8921 т. С.-А. Штаты дали за 1918 г. на 10 заводах 25 000 т, Швеция за 1926 г. выплавилла 11 213 т, Австрия — 1000 т. Все заводы в Германии, в том числе компания Ампер, выплавилла максимум 7000 т.

Для оценки роста этой продукции характерно, что начало выплавки феррохрома в электрических печах относится к 1910—1911 гг., следовательно история этого производства имеет всего лишь 20 лет давности. Франция выплавляла по годам:

Таблица 1

Феррохром	1913	1914	1915	1916	1917	1918
Углеродистый	8000	7700	5108	3173	3482	5170
Малоуглеродистый	—	—	1214	1244	2950	2960

Сопоставляя эти данные с приведенными выше, легко заметить, как резко изменилось с 1918 г. отношение малоуглеродистого к углеродистому феррохрому в пользу первого. На этом соотношении совершенно отчетливо видно увеличение выпуска специальных сортов стали, требующих мало- и безуглеродистых сортов феррохрома.

Для оценки энергоемкости высокоуглеродистых сплавов приводим данные литературы и опытов в табл. 2.

Использовать, однако, непосредственно эти данные для расчета энергоемкости не приходится, так как мощности, применяемые авторами, невелики, шахта зачастую недостаточно глубока, нет непрерывно идущего процесса восстановления с зашихтованным колошником и совершенно неизвестны электрические и тепловые потери.

Подсчеты теплового баланса плавки по реакциям и теплотам в шлаке и металле можно установить: теоретический расход около 2 268 000—15% кал. или около 3100 квт/час. Если мощность печи около 4000—6000 квт

Таблица 2

Расходы энергии на тонну углеродистого феррохрома

Расход энергии (в квт/час.)	Мощность печи (в квт)	Руда Cr_2O_3 (в %)	Феррохром содержит Cr (в %)	Автор
7440	750	1	62.4	Киней
6500	—	60	60	В. Липин
5000—5200	280	—	60	Штейнберг
5540	—	—	—	Киней
6600—6800	—	—	60—65	Боер
7400—8700	650	42.6	60—63	Самарин
5700	280	44.7	60—63	Языков
7500	480	—	—	Э. Кутань

с глубокой шахтой для миасс. хромита с 43% Cr_2O_3 в 65%, общий к. п. д. печи имеет удельный расход энергии порядка 4600 кал.

В этом балансе не принята во внимание потеря хрома в парах и газах, отходящих через колошник, что, повидимому, имеет место на производстве, однако анализами не учтено, а лишь доказано сводкой материального баланса по хрому. На основании этих соображений и неточностей в расчете теплового баланса прибавлено к итогу 15%. Однако, не имея экспериментальных данных под рукой, трудно настаивать на расходе энергии в 4600 квт/час., и для перестраховки лучше взять 5000 квт/час. Исходя из этой цифры, которая нам представляется наиболее обоснованной и расчетами, и данными энергии, полагая, что рафинировка высокоуглеродистого феррохрома до содержания в 1—0.8% ведется, исходя из высокоуглеродистых сортов, определяем общий тоннаж высокоуглеродистого феррохрома: $7400 = 2000 \text{ т} + 2000 \text{ т} + 0.05 \times 2000 + 3000 \times 0.10 + 3000 \text{ т}$, что отвечает энергии $7400 + 5000 = 37$ млн. квт/час.

Коэффициенты 0.05 и 0.10 отвечают потерям металла при рафинировке. Принимая жидкую садку высокоуглеродистого металла в печь для рафинировки и считая рафинировку до 20% углерода с расходом 2000 квт/час, а до 0.8% за 3000 квт/час., имеем для рафинировки дополнительно $2000 \times 2000 + 3000 \times 3000 = 13$ млн. квт/час. Принимая, согласно данным, метод силикотермический для генерирования безуглеродистого феррохрома и расход энергии около 10 000 квт/час., имеем для полного тоннажа энергоемкость — $10\,000 \times 13\,000 = 130$ млн. квт/час.

Сводя исчисленные выше расходы энергии по сортам феррохрома, имеем:

высокоуглеродистый	37	ман. квт/час.
углеродистый	13	" "
малоуглеродистый	—	" "
безуглеродистый	130	" "
Всего	180	ман. квт/час.

Определение расходов руды и электродов на выплавку углеродистых сортов феррохрома представляется ориентировочным и только для высокоуглеродистого сплава, на основании данных Челябинского завода, в 2.7—3.0 т на 1 т сплава с 60% Сг. Принимая общий тоннаж в 7400 т, имеем расход руды = 32 200 т.

ГРАФИТОВЫЕ ЭЛЕКТРОДЫ

Искусственный графит в виде электродов должен быть причислен к черным металлам, как по своим свойствам электропроводности, так и теплопроводности. По данным Е. Ришкевича, электропроводность кристалла графита, взятого отдельно, не сращенного, отвечает величине $0.39 \times 10^{-4} \Omega/\text{см}^3$, что близко подходит к никелю, для которого эта величина равна $0.40 \times 10^{-4} \Omega/\text{см}^3$. Для теплопроводности графита Königsberger устанавливает 3.5 ватт/см и для серебра 4.2 ватт/см. Пирани и Fehko показали экспериментально, что графитовый кристалл проводит тепло лучше меди, в то время как сращенные кристаллы графита проводят тепло в 10 раз хуже меди, а электрический ток примерно в 1000 раз хуже. Основываясь на этих данных и не входя в обсуждение химических свойств графита, которые, кстати сказать, подтверждают это мнение, можно, согласно Е. Ришкевичу, причислять кристаллы графита к группе металлов. На основании этих соображений графитовые электроды отнесены к группе электрометаллургии черных металлов.

Последние работы К. Арндта и А. Ролакка по графитированию некоторых сортов антрацита показали, что по мере увеличения температуры нагревания антрацита очень мелкие кристаллы графита, заключающиеся в его массе в виде субмикроскопической, сильно дисперсной формы, постепенно вырастают до кристаллов, характерных для обычных графитовых электродов, как это видно из нижеприведенных данных.

Температура нагревания	Размер кристаллов графита (в тысячных долях миллиметра)
20°	0.001
600°	0.001
855°	0.01
1200°	0.1
2400°	1.0—0.1

Кроме роста кристаллов температурного характера в образовании графита играют роль еще реакции образования и разложения карбида кремния и других металлов, находящихся в золе угля. Действительно, при температуре 1640° идет реакция образования карбида кремния из кремнекислоты, золы и углерода. При 2200° этот карбид кремния распадается с образованием кремния и кристалла графита.

Таким образом природа графитирования углистого материала складывается из естественного роста графитовых кристаллов, имеющих в углистом материале, и вновь появляющихся кристаллов за счет распада карборунда. Техника графитирования электродов, таким образом, сводится к нагреву в электропечах готовых угольных электродов.

Следует отметить, что далеко не все углистые материалы дают такую картину, как описано выше. Например, сажа ацетиленового пламени не дает заметного роста кристаллов. Выбор надлежащего сырья поэтому представляется важным вопросом. Обычно наилучшие результаты дают антрациты и нефтяной кокс. Отсюда вытекает необходимость лабораторного испытания антрацитов Сибкрая на графитирование изделий из них.

Физико-химические свойства графитового электрода сделали широким его потребление. Строгая выдержка размеров электрода, его высокая электропроводность, слабая окисляемость воздухом при повышенной температуре, малые, относительно угольного электрода, диаметры при тех же передаваемых в печь мощностях — все эти положительные стороны способствовали развитию графитирования электродов. Начало этого процесса относится к 1893—1896 гг. — работы сначала Кастнера, затем Acheson на Ниагаре. Большой толчок дальнейшему развитию этого дела дало мощно расширявшееся применение дуговых электрических печей для рафинировки стали и производства хлора. Это последнее всецело связано с применением графита в качестве анода в электролитических ваннах. Рост производства графитовых изделий характеризуется прилагаемой по годам производственностью Ниагарского завода (в тоннах):

1919	1920	1921	1922	1923	1924	1925	1926	1927
3700	3360	1680	5900	12 300	5000	5500	9700	5600

Мировая война заставила Германию наладить завод для графитовых электродов на энергию р. Лех около Аугсбурга (фирмы Сименс-Плания). Угольные электроды для него готовит завод в Ратиборе б. Плания. После мировой войны Норвегия наладила производство графитовых электродов в размере до 5000 т в год. В пределах СССР в Москве завод Союзалюминий пускается в настоящем году и намечается продукция графитовых электродов главным образом, на покрытие анодов для хлора. Кроме того Объединение Спецсталь строит в Челябинске на Урале завод графитовых электродов для сталеплавильных печей.

По данным К. Арндта расход антрацита, нефтяного кокса, смолы и пека отвечает 2 т на 1 т графитовых электродов. Таким образом, учитывая количества аггломерата в 25%, находим, что на долю антрацита и нефтяного кокса приходится 1.5 т, а на долю аггломерата (смола + пек) — 0.5 т, всего на полный тоннаж электродов в 12 500 т имеем:

Углеродистого твердого (антрацит + нефтяной кокс) . .	18 750 т
На долю аггломерата (смола + пек)	6 250 „

Всего 25 000 т

По данным Сиско Критц, имеем средний расход графитовых электродов на тонну стали около 3 кг, по данным Сименса, около 6 кг на твердой шихте и около 2 кг на жидкой шихте. Принимаем средний расход в 4 кг (на тонну), имеем общий тоннаж: $1\,842\,000 \times 0.004 = 7368$ т.

Исчисляя по Блимейстеру на 1000 квт/час. расход электродов в 6 кг, по данным Союза Германских Металлургов около 8 кг, а по данным Союза Германских Литейщиков — 6.5 кг, как среднее принимаем средний расход электродов в 7 кг, а средний расход электроэнергии на тонну 500 квт/час. получаем в итоге около 6200 т, т. е. цифру, близкую к отмеченной выше. Берем для расчета среднее из двух этих величин в количестве 7000 т. По данным прилагаемой сводной таблицы берем 10 000 квт/час., как средний удельный расход энергии, и получаем энергоемкость производства: $10\,000 \times 7000 = 70$ млн. квт/час.

Таблица удельных расходов энергии выразится в следующих цифрах:

Автор	Удельный расход (в квт/час.)
Ж. Биллитер	5 100
Броун-Бовери	5 000
Е. Ришкевич	30 000
Сиско Критц	6000—10 000
Завод Ильича	7000—10 000

Производство графитовых электродов требует значительных расходов энергии. В качестве сырья желательно иметь нефтяной кокс.

С другой стороны, исследовательская работа ГИПХ'а намечает новые пути в использовании угольных ресурсов страны для процесса графитирования.

В. А. КИНД И С. Д. ОКороков
СИЛИКАТНАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

ВВЕДЕНИЕ

К силикатной промышленности относятся изготовление различных видов вяжущих веществ (цементов), керамика с ее различными отраслями: кирпичным, фаянсовым, фарфоровым производством, производством огнеупорных изделий и т. д., а также изготовление самых разнообразных видов стекла: листового, посудного, бутылочного, зеркального и т. п.

Значение перечисленных отраслей силикатной промышленности в народном хозяйстве СССР колоссально. Достаточно отметить тот факт, что строительство любого вида может развиваться надлежащими темпами лишь при наличии достаточных количеств вяжущих веществ, поставляемых цементной промышленностью, и стеновых материалов, до настоящего времени поставляемых главным образом керамической промышленностью. Развитие металлургической промышленности Союза вызывает повышенный спрос на огнеупорные изделия. Стекольная промышленность обслуживает нужды самых разнообразных отраслей народного хозяйства СССР.

Цементная, керамическая и стекольная промышленности характеризуются весьма высоким удельным расходом топлива и одновременно значительным удельным расходом электроэнергии, так как все изделия этих производств для своего получения требуют высокой температуры и, кроме того, значительной механической обработки, главным образом измельчения и смешения либо до обжига, либо после такового.

Ниже приводятся средние цифры, характеризующие топливоемкость и электроемкость перечисленных производств. Более подробные относящиеся сюда данные сообщаются в соответствующих обзорах.

ЦЕМЕНТ

Портланд-цемент изготавливается либо во вращающихся печах, либо в шахтных. В первом случае применяют либо мокрый способ подготовки сырых материалов, либо сухой; при шахтных печах подготовка сырья всегда производится по сухому способу. За последние годы часто при мокром способе подготовки сырых материалов для отделения излишней

воды применяют специальные фильтры. Так как во вращающихся печах основной статьей тепловых потерь является потеря тепла с отходящими газами, то в настоящее время за границей широко практикуется установка — после вращающихся печей — котлов с экономайзерами для использования отходящего тепла.

Все эти обстоятельства, разумеется, отражаются на удельном расходе топлива.

Приводимые ниже данные учитывают расход тепла как собственно на обжиг (тепло, расходуемое во вращающихся или шахтных печах), так и на связанные с ним прочие операции, требующие известной затраты топлива. При работе во вращающихся печах по мокрому способу это — подсушка угля для обжига; во вращающихся печах по сухому способу — сушка угля и сырых материалов; в шахтных печах — сушка сырья.

В зависимости от перечисленных выше причин расход топлива для производства портланд-цемента выражается следующими цифрами (в калориях на 1 кг продукта):

1) Мокрый способ во вращающихся печах	2060
То же при установке фильтров для обезвоживания шлама	1725
То же при использовании тепла отходящих газов	1450
2) Сухой способ во вращающихся печах	1950
То же при использовании тепла отходящих газов	1525
3) Автоматические шахтные печи	1500

В цементном деле за последние годы замечается сильная тенденция к изготовлению, наряду с портланд-цементом, шлако-портланд-цемента, представляющего собой продукт совместного перемола портланд-цементного клинкера с высушенным гранулированным основным доменным шлаком. Количество последнего колеблется в значительных пределах, доходя иногда до 70 и даже 85%. Так как гранулированный шлак требует расхода топлива лишь на его подсушку, то, естественно, расход топлива на 1 кг шлако-портланд-цемента оказывается значительно ниже, нежели на 1 кг портланд-цемента. В среднем при составе шлако-портланд-цемента в 30% портланд-цемента и 70% шлака расход топлива может быть принят в 650 кал. на 1 кг продукта.

Расход электроэнергии в цементном производстве подвержен меньшим колебаниям, нежели удельный расход топлива. Для современных механизированных заводов, работающих с вращающимися печами, он может быть принят (в зависимости от размеров производства: 1 000 000—6 000 000 бочек в год) в 97—102 квт/час. на тонну. При производстве цемента в шахтных печах удельный расход электроэнергии понижается до 91 квт/час. на тонну продукции.

Глиноземистый цемент получается либо спеканием смеси боксита с известняком, либо расплавлением смеси боксита с известью. Последняя операция чаще всего производится в электрических печах. Бокситы место-

рождений СССР, в силу наличия в них больших количеств кремнезема, требуют плавления в электрической печи, так как при этом оказывается возможным освободиться от излишнего кремнезема, присутствующего в боксите. По этой причине приводимые ниже данные относятся только к плавлению глиноземистого цемента в электрических печах. В этом случае топливо приходится затрачивать, во-первых, на получение негашеной извести, необходимой для составления смеси сырых материалов, и, во-вторых, на агломерацию боксита. Суммарный расход топлива для указанных целей — 1750 кал. на 1 кг готового цемента.

Что касается расхода электроэнергии, то он складывается из двух статей: расхода на электроплавку и расхода по приведению в действие заводских машин, в частности помольных установок. По сравнению с расходом на электроплавку расход на иные нужды оказывается весьма небольшим. Общий расход электроэнергии на 1 т готового продукта выражается в 700—800 квт/час., если плавка ведется без восстановления кремнезема с целью его удаления из состава шихты, и поднимается до 2000—2500 квт/час. на тонну при восстановлении кремнезема. В последнем случае расход электроэнергии сильно зависит от процентного содержания кремнезема в исходном боксите.

КЕРАМИКА

В кирпичном производстве расход топлива колеблется в очень широких пределах в зависимости от системы кирпичеобжигательной печи, характера ее работы (периодическая или непрерывно действующая печь) и от размеров ее. Для современного механизированного завода расход топлива на сушку и обжиг равняется 400—440 кал. на 1 кг продукции. Расход электроэнергии на механизированных заводах составляет 20—22 квт/час. на тонну.

Шамотовые огнеупорные изделия требуют на современно-оборудованных заводах расхода топлива в 1300 кал. на 1 кг и расхода электроэнергии в 70 квт/час. на тонну.

Динасовые изделия требуют еще более повышенного расхода топлива по сравнению с шамотовыми, причем здесь расход, в свою очередь, повышается для фасонных динасовых изделий по сравнению с обычным динасовым кирпичем стандартного размера. Так, для нормального кирпича расход топлива — 2100 кал. на 1 кг, а для фасонных изделий — 3500 кал. на 1 кг. Расход электроэнергии в обоих случаях колеблется от 50 до 75 квт/час. на 1 т. Он зависит главным образом от прочности подлежащего дроблению исходного сырья — кварцита.

Магнезитовый кирпич требует из всех огнеупорных материалов наибольшего расхода топлива. Объясняется это тем, что магнезитовый кирпич изготавливается из предварительно обожженного при температуре 1600° магнезита путем его смешения с какими-либо связующими веще-

ствами (смола, каустический магнезит) и последующим обжигом отформованных изделий. Такой двойной обжиг вызывает расход топлива в 4900 кал. на 1 кг готового кирпича. Расход энергии составляет 70 квт/час. на 1 т.

Расход топлива на изготовление хозяйственного фарфора сильно зависит от совершенства применяемой для его обжига заводской печи, а, с другой стороны, от размеров, формы и веса изготавливаемых изделий. Очевидно, что тонкостенные, объемистые, но с небольшим весом изделия типа посудного фарфора, занимающие много места при обжиге в заводской печи, потребуют на 1 весовую единицу изделия значительно большего расхода топлива, нежели изделия толстостенные, компактные, большого веса, занимающие при обжиге сравнительно мало места. По этой причине приводимые ниже цифры должны рассматриваться как средние. По отчетным данным Центрофарфортреста за первую половину 1931 г. удельный расход топлива составлял 36 400 кал. на 1 кг продукции. На проектируемых заводах, оборудуемых наиболее совершенными с теплотехнической точки зрения туннельными печами, расход топлива предполагается в 12 250 кал. на 1 кг. Расход электроэнергии на соответствующих заводах составляет 270—570 квт/час. на 1 т продукции; на проектируемых заводах он предполагается в количестве до 725 квт/час. на 1 т.

Все ранее сказанное о расходе топлива на изготовление хозяйственного фарфора в равной степени относится и к санитарному фаянсу. Расход топлива на соответствующих заводах (по данным Центрофарфортреста) равняется 15 400 кал. на 1 кг; на проектируемых заводах он снижается до 8750 кал. Расход электроэнергии на проектируемых заводах предусматривается в 980 квт/час. на 1 т фаянса.

СТЕКЛО

Топливоемкость различных отраслей стекольной промышленности (стекло листовое, сортовое, бутылочное и т. д.) колеблется в зависимости от сорта вырабатываемого стекла и конструкции стекловаренной печи. По данным за 1930/31 г. нормы расходования топлива на единицу продукции основных видов стекольной промышленности выражаются следующими цифрами (в калориях на 1 кг продукции):

Листовое стекло	13 860
Сортное „	16 310
Бутылочное „	8 890

По данным Дралле, расход топлива при производстве стекла (варка, обжиг, разделка и т. д.) составляет в кал/кг:

Зеркальное стекло	17 580
Листовое „	16 000
Полное „	12 350
Бутылочное „	9 333

На механизированных заводах, оборудованных ванными печами большой производительности, расход топлива несколько ниже. Он может быть охарактеризован следующими данными в кал./кг: завод, работающий с машинами Фурко, — 7000—9800, с машинами Оуэнса — 6300, с машинами Линча — 5110.

Расход электроэнергии на стекольных заводах зависит в сильной степени от их механизации. Наибольшего значения он достигает для механизированных заводов и выражается в среднем следующими цифрами: завод с машинами Фурко — 72, с машинами Оуэнса — 141 и с машинами Линча — 72 квт/час. на тонну стекла.

Н. Д. ВЕСЕЛОВСКИЙ

ПОРТЛАНД-ЦЕМЕНТ

Производство портланд-цемента существует уже второе столетие и связано с целым рядом открытий, создавших технологический процесс цемента в его современных формах и видах, осуществляемый при посредстве мощной заводской аппаратуры.

Для получения портланд-цемента в большинстве случаев пользуются искусственной смесью сырых материалов и лишь в исключительных случаях натуральным мергелем. В Новороссийском районе встречаются мергели, представляющие довольно однородную смесь, близкую к составу портланд-цемента, и не требующие поэтому добавления ни известняка, ни глины. Когда приходится пользоваться искусственной смесью из разных материалов, чрезвычайно важна возможность дешевой добычи подходящего сырья, каковая зависит прежде всего от удобного и близкого к заводу расположения карьеров и их соответствующей механизации, в виде оборудования экскаваторами, механическим бурением и механизированным транспортом.

Обычно сырые материалы добываются открытой разработкой, причем широко практикуется дробление их в самом карьере, откуда дробленный материал подается при помощи транспортных приспособлений в бункера сырого отделения завода. Состав сырых материалов и их влажность влияют на расход топлива и отчасти на расход электроэнергии, причем в случаях обжига так называемых естественных мергелей сухим способом в шахтных печах получается минимальный расход топлива. При размоле обожженного по этому способу клинкера замечается снижение расхода электроэнергии, вызываемое его пористостью и меньшей твердостью по сравнению с клинкером из вращающихся печей.

Сырые материалы теряют при обжиге примерно 33% своего веса, причем в зависимости от влажности потребность в сырье, отнесенном на 1 т цемента, представляется в следующем виде:

При содержании	25%	влаги	2.25	т
При содержании	10%	влаги	1.8	"
При содержании	3%	влаги	1.6	"

Таким образом, в среднем для получения одной тонны портланд-цемента требуется 1.8 т сырых материалов. В большинстве случаев материалами при производстве портланд-цемента служат известняки и глина, количество которых определяется из обычного соотношения: на 3 части известняка — 1 весовая часть глины.¹

По данным В. А. Кинда мировая производительность цементной промышленности оценивается в 70 000 000 тонн в год, причем она требует около 120 000 000 т сырых материалов, из коих около 90 000 000 т углекислых соединений кальция (известняка, мела) и около 30 000 000 т глины.

Производство портланд-цемента состоит в подготовке сырых материалов, обжиге и размоле клинкера.

Подготовка сырых материалов производится мокрым, полумокрым и сухим способами, выбор которых зависит от состава сырых материалов и наличия в них разного рода примесей, подлежащих удалению.

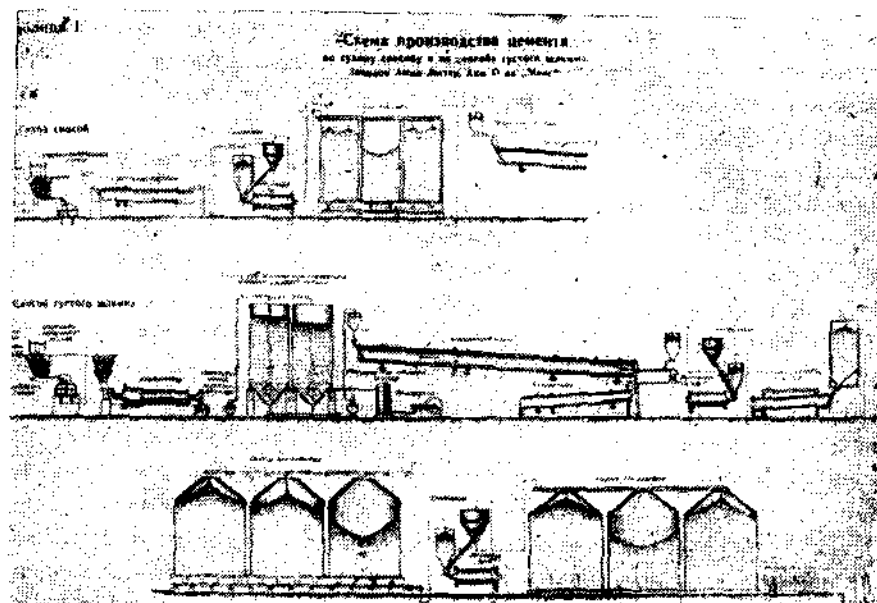
При мокром способе известняк (мел) и глина, взятые в пропорции согласно их химического состава, подвергаются совместному разбалтыванию с водой в бассейнах, снабженных вращающимися боронами („болтушках“), после чего перемешанный материал поступает в мокрую комбинированную мельницу, а из нее в так называемые шламм-бассейны, откуда после установления необходимого титра (процентного содержания в сухом шламе CaCO_3) поступает через рабочий бачек в печь для обжига.

При полумокром способе лишь один из сырых материалов (обычно глина) подвергается отмучиванию, тогда как при сухом способе, чаще применяемом при шахтных печах, оба сырых материала в отдельности дробятся, сушатся в особых барабанах и затем подвергаются окончательному тончайшему размолу, обычно совместному, в комбинированных мельницах трехкамерного типа, представляющих соединение в одном аппарате шаровой и трубчатой мельниц.

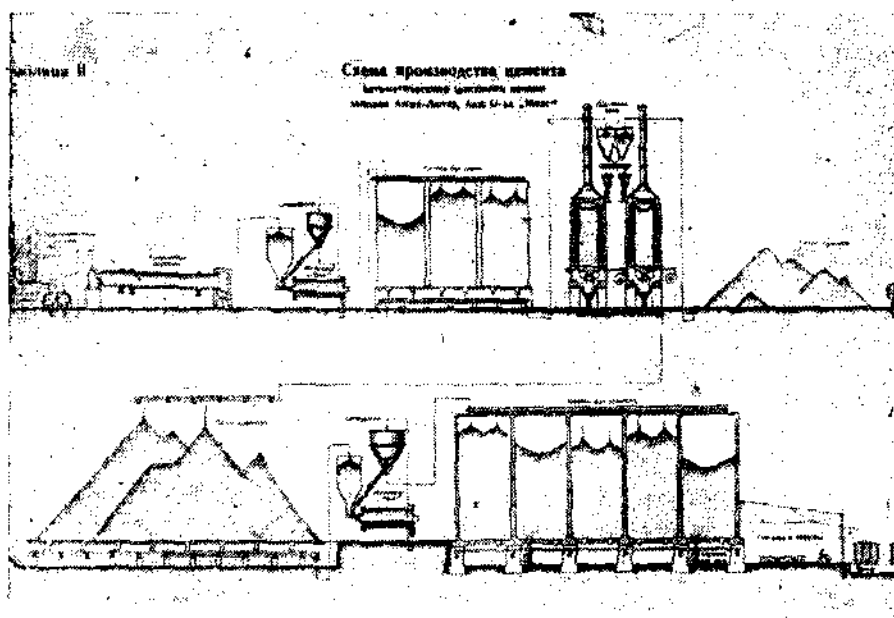
При сухом способе (чаще применяемом в автоматических шахтных печах) сырой материал после дробления подвергается сушке в барабанах и после этого окончательно размалывается в сырой порошок. Размолотая масса, подвергнутая тщательному перемешиванию в механизированных силосах, увлажняется до 8—10% и основательно перемешивается в смесительном шнеке, откуда или поступает во вращающуюся печь, или же на револьверные или ударные пресса, после чего в виде отдельных брикетов подается транспортерами в шахтную печь для обжига.

Обжиг увлажненной сырой смеси при сухом, а также шлама при мокром способе, производится во вращающихся печах с холодильниками, о конструкциях каковых в кратких словах будет сказано ниже. Клинкер из вращающихся печей получается весьма твердый и равномерно обожженный, а из шахтных печей, как уже указывалось, более пористый и легче размалываемый. По качеству этот клинкер (особенно из неавтоматических

¹ В. А. Кинд. Цементные материалы. Нерудные ископаемые, тт. III и IV.



Фиг. 1.



Фиг. 2.

шахтных печей) несколько уступает клинкеру из вращающихся печей и требует большего времени для его магазинирования, т. е. вылеживания. Впрочем, за последнее время удается в автоматических шахтных печах новейших конструкций получить клинкер, по качеству не уступающий клинкеру из вращающихся печей. Этот вид печей, получивший большое распространение в Западной Европе (особенно в Германии), начинает постепенно применяться и в СССР, например, на заводах б. Новоросцемента, при ст. Гайдук (вблизи Новороссийска), на ст. Амвросиевка в Донбассе, на ст. Подгорная Юго-Восточной жел. дор. (160—170 км от Воронежа) и на некоторых других новых заводах.

Полученный из любого типа печей клинкер поступает в клинкерные сараи, оборудованные мостовыми грейферными кранами, или в силоса, оборудованные ленточными транспортными приспособлениями, где подвергается вылеживанию (магазинированию), со сроком в некоторых случаях до одного месяца, и затем перемолу в комбинированных двухкамерных или трехкамерных мельницах. После перемола цементный порошок передается в цементные силоса, откуда поступает по мере надобности в упаковочные машины. За последнее время особенно большое распространение получил пневматический способ упаковки при насыпке в бочки и усовершенствованный механический способ при упаковке в специальные бумажные мешки. Упакованный цемент отгружается по назначению или же поступает в склады для готовой продукции.

Резюмируя смысл технологического процесса, можно его задачи формулировать следующим образом:

- 1) тщательно перемалывать и перемешивать сырье при непрерывном отборе проб и анализе таковых;
- 2) надлежащим образом сушить и перемалывать топливо;
- 3) производить равномерный обжиг при действии достаточно высоких температур и полном использовании „действенного“ высокотемпературного тепла, при умеренном доступе подогретого воздуха и немедленном и быстром охлаждении клинкера;
- 4) достаточно тонко размалывать клинкер, в отдельных случаях в присутствии необходимых добавок.

Выполнение этих требований становится возможным лишь при наличии мощной современной аппаратуры, включенной в целесообразно разработанную схему производства, при соответствующей компоновке расположения аппаратуры, состоящей в основном из механизированных печей (вращающихся или шахтных автоматических), дробилок, сырых и клинкерных мельниц и различного вида транспортных устройств.

Что касается преимуществ применения того или иного способа производства цемента, то таковые в значительной мере зависят от местных условий. При наличии однородного сырья, не требующего особенно тщательного перемешивания или отмучивания, или не вызывающего технических трудностей для установления правильного титра, возможно применение

ние сухого способа, дающего значительную экономию в расходе топлива. Наоборот, при наличии мягких и пластичных материалов, перерабатываемых в болтушках, или весьма различных по своему химическому составу, неизбежно применение мокрого способа.

Практика преобладающего количества заводов СССР вполне оправдывает применение мокрого способа, что и отразилось в сооружении преобладающего количества новых заводов по мокрому способу; мы имеем 19 заводов, работающих по мокрому способу, и лишь 5 по сухому; из числа вновь сооружаемых 10 заводов предназначены к работе по мокрому способу и лишь 2 по сухому. К заводам, работающим по сухому способу, относятся также производящие шлаковый портланд-цемент.

ТОПЛИВОЕМКОСТЬ ЦЕМЕНТНЫХ ЗАВОДОВ

Перейдем теперь к специфическим особенностям цементного производства.

Прежде всего отметим, что по бурным темпам нового строительства цементное производство является одним из наиболее передовых среди других отраслей тяжелой индустрии, что наглядно показывает следующая таблица (в тыс. тонн):

Годы	Производство	Годы	Производство
1913	1563—100%	1929	2375
1926	1400	1930	3381
1927	1625	1931	5484—351%
1928	1937.5		

Потребление цемента на 1 душу населения составляло 14 кг в довоенной России. Потребление цемента в 1931 г. в СССР поднимается до японского уровня и приближается к шведским нормам — 45 кг.

Цементное производство по преимуществу характеризуется массовой непрерывной заготовкой минерального сырья, перебрасываемого при посредстве механизированного транспорта на заводы для дальнейшей его переработки в мощных установках, работающих от индивидуальных моторов. В центре всего производственного процесса находится обжиг в механизированных печах, потребляющих, ввиду их в общем несовершенного с теплотехнической стороны действия, весьма большое количество топлива. В общем современное производство цемента может быть приравнено — как по своему технологическому процессу, так и по масштабу производства — металлургическому заводу, причем оно характеризуется малой трудоемкостью (падающей по мере роста механизации), большой электроемкостью и весьма большой топливоемкостью. Это подтверждается следующими данными.

Расходы по рабсиле и производственным издержкам в 1929/30 г. составляли 18%, а по калькуляции вновь строящегося завода „Гигант“, полностью механизированного, издержки по этим статьям снижаются до 7.1%.

Расход электроэнергии на производство бочки цемента в 1929/30 г. колебался в пределах 9.95—12.9 квт/час., причем таковой по одному из заводов поднимался до 15.5 квт/час. По одному из проектов стоимость электроэнергии может достигнуть 19.6% фабрично-заводской себестоимости, причем потребление электроэнергии в таком случае на 1 рабочего должно составить около 64840 квт/час., значительно превышая „душевую“ норму потребления электроэнергии на ряде крупных металлургических заводов, что уже само по себе выявляет высокую степень механизации современных цементных заводов.

Высокая топливеемкость, как уже отмечалось, объясняется тем, что основной производственный процесс (обжиг клинкера) связан с большим потреблением топлива в печах, каковое, кроме того, расходуется еще на сушку сырья и самого топлива, расходуемого на обжиг во вращающейся печи. Стоимость топлива в калькуляции 1930 г. поглощала 21.7% всех заводских издержек, опускаясь до минимума на заводах, имеющих шахтные печи (13.6%).

Выполняемое в 1931 г. производство 35 млн. бочек цемента (по обжигу 29.9 млн. бочек) поглощает не менее 1.2 млн. т условного топлива. Из вышесказанного следует, что обжиг клинкера связан с весьма значительными расходами тепла, допустимыми лишь при условии наличия дешевого и добываемого в ближайших от производства районах топлива. В конкретных цифрах расход условного топлива на крупнейших цементных заводах представляется в следующих цифрах (на 1 бочку в 155 кг):¹

1) На Вольских заводах	49.37 кг
2) На заводе им. Воровского в Ленинграде	45.7 „
3) На заводе „Красный Строитель“	39.2 „
4) На Новороссийских заводах, работающих в значительной степени на шахтных печах	28.6 „

В среднем расход топлива на обжиг 1 бочки клинкера составляет примерно 44.5 кг условного топлива. Эта чрезмерно высокая цифра расхода топлива должна быть снижена рационализаторскими мероприятиями в среднем хотя бы до нормы в 25% от веса обжигаемого клинкера. Необходимо отметить, что в проектах новых заводов цифры расхода топлива значительно уменьшены, как это видно из прилагаемой ниже таблицы:²

¹ С. И. Мицкун. Экономические вопросы цементной промышленности. Строит. матер., 1931, № 7.

² Там же.

Таблица 1

Наименование заводов	Мощность (в млн. бочек)	Расход условного топлива (на 1 бочку цемента в кг)	Стоимость топлива (в копейках)	% занимаемый статьей расхода топлива в калькуляц.
Новый Спартак	3	36	58.4	21
Гигант	3	39.3	81	29
Пикалевский (Ленинградской области)	1.5	34.35	70.5	27

Основным видом аппаратуры для обжига цемента является на большинстве механизированных заводов вращающаяся печь, несмотря на целый ряд изменений в ее конструкции, весьма несовершенная. Примененная впервые для обжига цемента в 1884 г. инж. Рансомом, она до 1903 г. имела незначительную величину и не превосходила 18 м по своей длине при производительности не выше 28 т за 24 часа при сухом и 17 т при мокром процессе. Томас Альва Эдиссон в 1903 г. сконструировал печь длиной в 45 м, что считалось в то время смелой попыткой. В настоящее время завод „Гигант“ оборудуется печами длиной в 111 м. Предельная длина печей фирмы Смит достигает 120 м.

Удлинение печей вызывается желанием сделать технологический процесс в целом возможно более экономичным, причем экономия достигается не только за счет увеличения производительности, каковая могла бы быть достигнута путем форсировки печей, но и, главным образом, за счет снижения температуры отходящих газов. Влияние длины печей на снижение расхода топлива видно из нижеследующей таблицы:

Таблица 2

	Мокрый способ			Сухой способ		
	40	50	70	40	50	70
Длина (в метрах)	40	50	70	40	50	70
Диаметр (в метрах)	2	2.75	3	2	2.75	3
Потребление угля (в % от веса обожженного клин- кера)	31	30	28	26	25	24

То же стремление использовать тепло более интенсивным образом внутри печей вызвало применение распыливания шлама сжатым воздухом или, наконец, подсушку шлама в фильтрах для понижения количества воды, содержащейся в шламе.

Обычно обжиг цементного клинкера во вращающейся печи производится путем введения в верхнюю часть вращающейся турбо-печи сплошного или распыленного воздухом потока шлама, или слабо увлажненного

сырого порошка в противоток, которым с нижнего конца печи вдувается распыленный уголь, мазут или газ (природный или генераторный), причем в зоне спекания клинкера развивается температура в пределах 1450—1500°. Шламм или сырой порошок медленно продвигается вдоль печи, чему содействует ее наклон.

Под влиянием высокой температуры газов сырой материал сперва подсушивается, затем подвергается диссоциации и, наконец, спекается. Последний процесс имеет место лишь в самой горячей части печи, именно в последней ее трети. После спекания клинкер охлаждается, проходя через холодильник, где его температура резко снижается действием струи холодного воздуха. После охлаждения до 80—100°, а иногда и несколько ниже, клинкер передается при помощи транспортера (обычно трясок) в клинкерный сарай.

Интенсивно использовать печь можно в двух направлениях: или снижением температуры отходящих газов, или их использованием в какой-либо иной последовательно включенной поверхности нагрева, или же, наконец, использованием тепла, уходящего вместе с клинкером. С теплотехнической стороны оптимум условий связан с возможным уменьшением влажности шлама, т. е. с переходом на сухой способ, что не всегда представляется возможным, вследствие чего и прибегают к искусственным средствам в виде распыливания шлама с одновременной подсушкой его мельчайших частиц отходящими газами¹, или же к помощи довольно сложного и дорогого оборудования в виде фильтров с соответствующим дополнительным оборудованием, как, например, вакуумнасосы и применение сжатого воздуха. В конечном итоге каждый из вышеупомянутых способов дает снижение расхода топлива. Применение дополнительной аппаратуры для использования тепла отходящих газов выражается в установке экономайзеров (способ Маргерра) или водотрубных котлов для использования газов, на чем мы ниже остановимся подробнее.

Что касается использования тепла, уносимого вместе с клинкером, то для этого применяются специальные типы закрытых холодильников (например, конструкции инж. Штемана), дающие некоторую экономию тепла, выражающуюся в весьма интенсивном нагреве воздуха, вдуваемого в печь, и уменьшающем тепловые потери самого холодильника.

Наиболее общепринятым типом вращающейся печи, в которой достигается снижение температуры отходящих газов, благодаря простейшим конструктивным устройствам (цепи, протянутые внутри печи) и одновременно благодаря ее длине, является „Унакс“ фирмы Смида, применяемая на ряде наших заводских установок. Охлаждение клинкера, выходящего из этой печи, достигается не в отдельном вращающемся холодильнике, а в целой батарее отдельных труб (рекуператоров), укрепленных на корпусе самой печи.

¹ Способ Ригби.

Как уже указывалось, длина таких печей достигает 111 и даже 120 м. Сооружение их вызывает значительную затрату металла и, что самое важное, связано с импортом. В виду этого день пуска в работу первой вращающейся печи, построенной советским заводом (10 апреля 1930 г.), является важной датой в развитии цементной промышленности Союза.

Эта печь представляет более упрощенную конструкцию, чем „Унакс“, и имеет размеры: $d = 3$ м, $L = 61$ м.

В дальнейшем, при избытке металла, заводы Союза, повидимому, будут сооружать более длинные печи из своего материала, и поэтому при соответствующих рассмотрении топиливомкости наших заводов мы будем учитывать возможность применения печей типа, близкого к печам системы „Унакс“.

Необходимо отметить, что за самое последнее время обнаружился сдвиг в понимании самого процесса обжига (который стабилизировался было в течение ряда лет), что повело к применению печей совершенно новых конструкций, как, например, печь типа Лелепп фирмы Полизиус,¹ но эти печи, несмотря на их экономичность, нами в данном обзоре не рассматриваются, так как они еще не получили широкого промышленного применения и не обладают мощной производительностью печей типа „Унакс“. Считаю, однако, необходимым отметить, что особенность этих печей (каковые могут быть также отнесены к типу вращающихся печей) состоит в резком сокращении расхода топлива, приближающим их в этом отношении к автоматическим шахтным печам, причем отходящие газы снижаются до температуры 150° и даже ниже.

Наконец шахтная печь, работающая на искусственной смеси, всегда представлявшая в теплотехническом отношении более экономный аппарат для обжига клинкера, чем вращающаяся печь, но вследствие отсутствия механизированных устройств для регулировки обжига дававшая слишком малую производительность, — в связи с изобретением ряда конструкций для механизированной загрузки шихты и выгрузки клинкера, а также благодаря применению высокого дутья, становится распространенным аппаратом для обжига на заводах средней производительности и серьезным конкурентом вращающейся печи при производительности заводов до 1500 тыс. бочек. Производительность таких печей при диам. в 3 м достигает уже 120 т, а при дутье высокого давления даже до 150 т в сутки, т. е. приближается к производительности нормальной вращающейся печи размером $3.3 \times 2.8 \times (65-75)$ м, с суточной производительностью в 200—220 т.

Испытание автоматической шахтной печи фирмы Андреас, произведенное в июне 1930 г. инженером Е. Шоттом, показало высокую производительность этой автоматической шахтной печи при весьма низком расходе топлива. Испытание длилось 24 часа. Печь дала за это время 140 т клин-

¹ Сокращенно называемая „Леполь“.

кера, что составило 2680 кг/м³ объема печи. Расход угля составлял 117140 калорий на 100 кг клинкера. Отходящие газы имели температуру в 240° при разрежении в 3 мм вод. ст. Расход мощности составлял на вентилятор — 90.7 лош. сил; шлюзовой затвор — 1.6 лош. сил; выгруз. решетку — 5.5 лош. сил; мешалку — 20 лош. сил; питательный прибор — 1.8 лош. сил, а всего 119.6 лош. сил. По данным Шотта, расход на клинкерообразование составлял 510 кал. = 43.57%; расход на испарение воды 169 кал. = 14.43%; потери с клинкером 83 кал. = 7.09%; потери с отходящими газами 300 кал. = 25.61%; потери на лучеиспускание и проч. 109 кал. = 9.3%, а всего 1171 кал. = 100%.¹

Стремление к увеличению производительности вращающихся печей, явившееся как следствие нарастающей конкуренции со стороны шахтных печей, вызвало ряд разнообразных конструкций, связанных главным образом с изменением внешнего вида корпуса печи (печи с расширенной зоной кальцинирования фирмы Феллнер и Циглер, печь „Соло“ фирмы Полизиус), а также к изменению типа холодильника (печь Штемана, „Соло“, печь „Унакс“ и проч.).

В какой мере сказались эти изменения на расходе топлива, показывает табл. 3, в которой обращают на себя внимание необычайно низкие цифры расхода топлива при комбинированной установке котлов для использования газов вместе с печами. Эти цифры, повидимому, явились в результате отнесения всех тепловых потерь, происходящих при отходе газов из вращающейся печи, за счет котлов. Мы считаем более осторожным оценивать расход топлива при такой установке в 1225—1400 кал. на килограмм клинкера, от каковой цифры мы и исходим в соответствующей графе заключительной табл. 3 этой части обзора.

Для более полной картины расхода топлива в печных установках приведем данные по этому вопросу из новейшей технической литературы. Инж. Боеро² оценивает обычную затрату топлива в порошкообразном виде в 210—207 кг на тонну цемента при сухом способе производства. Известный английский специалист Geoffrey Martin применительно к английским условиям считает, что в среднем в настоящее время печи расходуют 33 т стандартного угля на 100 т клинкера. Между тем, теоретически-совершенная работа печи, по его мнению, происходит при сгорании всего лишь 6.35 т угля. Таким образом, использование тепла в печи составляет всего лишь:

$$E = \frac{6.35}{33} \cdot 100 = 19.2\%.$$

По данным G. Martin, работы Британского Института по исследованию портланд-цемента, произведенные 29 раз над печами различных типов,

¹ Строительные материалы, 1931, № 1, статья В. А. Бауэра.

² Fabrication et emploi des chaux hydrauliques et des ciments, p. 225. 1925.

Таблица 3¹

Тип печей	Расход топлива в калориях, отнесенный к 100 кг клинкера
Вращающиеся печи, работающие по мокрому способу	227.000
„Соло“ печи системы Подлизуса при сухом способе	186.000
Вращающиеся печи с расширенной зоной кальцинирования при работе по сухому способу	177.000
Шахтная печь системы Тиле	131.000
Автоматическая шахтная печь системы Грюбера	120.000
Вращающаяся печь нормального типа с котлами для использования газов	106.000
Вращающаяся печь с расширенной зоной кальцинирования и котлами для использования газов	97.000

дают возможность установить, что при шламме, содержащем 40% воды, потребление стандартного топлива сведется к 21 т угля на 100 т клинкера. С уменьшением процента влажности шламма может быть достигнуто дальнейшее снижение.²

Германские специалисты, в частности инженеры Кох и Штеман, дают иные цифры. Так, инж. Кох оценивает расход угля (7000 кал.) в 25% при сухом способе и 33% (6500 кал.) при мокром.³ По данным инж. Штемана, расход топлива при мокром способе колеблется от 190 000 до 240 000 кал. на 100 кг клинкера в зависимости от характера применяемого сырья и иных условий. Наконец, уже упоминавшийся ранее инж. Шотт оценивает расход топлива от 190 705 до 228 761 кал. при мокром способе.⁴

Советские специалисты В. Н. Юнг и Александров снижают расход топлива на 1 кг клинкера до 1600—1800 кал.⁵

В виду различных печных режимов, несомненно имевших место при получении вышеуказанных цифр, мы остановимся несколько подробнее на анализе теплотехнического процесса при обжиге клинкера, для чего используем ряд соответствующих литературных данных, связанных с испытаниями вращающихся печей различных типов, работающих по мокрому и сухому способу.

¹ Таблица опубликована инж. Шоттом в 1928 г. и составлена на основании выводов Печной комиссии Союза германских портланд-цементных заводчиков.

² G. Martin. Research on the rot. kiln in cement manufacture. Rock Products, 1930.

³ Zement, 1930, № 16.

⁴ Zement, 1929, SS. 256 и 436.

⁵ Строительные материалы, 1930, № 7—8, стр. 4 и 26.

По Mead'y, Blanc'y и данным Германской Печной комиссии суммарный расход тепла, а равно различные виды потерь, связанные с обжигом клинкера, представляются в виде табл. 4.¹

Таблица 4

	По Mead'y 1926 г.	По Blanc'y 1927 г.	По данным Германской Печной комиссии 1928 г.
Суммарный расход угля на единицу	В сумме на бочку 54.4 кг угля, т. е. 423 000 кал. на бочку в 170 кг или 248 000 кал. на 100 кг клинкера	На тонну клинкера 320 кг угля, эквива- лентного 2.4 млн. кал. или 240 000 кал. на 100 кг клинкера	На 100 кг клинкера 36.8 кг угля, эквива- лентного 240 000 кал.
Потеря тепла через отходящие печные газы	С отходящими га- зами $t''=650^{\circ}\text{C}$ те- ряется 186 000 кал. или 44% ₀	Потеря с отходя- щими газами при $t^{\circ}=350^{\circ}-610\,000$ кал. или 25.3% ₀	Потеря с отходящими газами при $t^{\circ}=518^{\circ}\text{C}$ составляет 32.84% ₀
Расход тепла на испарение влаги	Потеря на испарен. влаги = 80 000 кал. или 19% ₀ на бочку	Потеря на испаре- ние влаги, отнесен- ная к тонне клин- кера, — 735 000 кал. или 30.6% ₀	Потеря на испарение влаги составляет 24.5% ₀
Расход тепла через лучеиспускание	Потеря через луче- испускание 42 000 кал. на бочку или 10% ₀	Потеря на луче- испускание — на тонну клинкера 240 000 кал. или 10% ₀	Потеря на лучеиспу- скание составляет 7.65% ₀

Несмотря на значительную пестроту этих цифр, все же можно установить, что основная работа по рационализации печного процесса должна быть направлена, главным образом, в сторону использования отходящих газов и сведена до предельного минимума соответствующих потерь.

Кох, анализируя² весь тепловой процесс, происходящий при обжиге клинкера, устанавливает следующие расходы тепла при мокром и сухом способах по отдельным стадиям процесса, отмеченные в прилагаемой тепловой диаграмме (фиг. 3).

По данным Коха, при сухом процессе вводится в печь около 1770 кал. тепла на 1 кг клинкера при угле теплотворной способностью в 7000 кал., причем потери на лучеиспускание как в зонах высоких температур, так и в зоне охлаждения составляют $150 + 30 = 180$ кал. на 1 кг клинкера. Потеря тепла в клинкере принята Кохом в 40 кал. на 1 кг клинкера. Определяемые потери тепла в отходящих газах исчисляются в 1020 кал. на 1 кг. Суммарные потери составляют $180 + 40 + 1020 = 1240$ кал. Из оставшегося количества — 530 кал. на 1 кг расходуются в печи, причем из них 75 кал. на 1 кг представляют расход тепла на образование из влаги сырой смеси — пара, и 455 кал. на 1 кг фактически используются на обжиг самой сырой смеси. На самый процесс диссоциации угле-

¹ Tonindustrie-Zeitung, 1930, № 4, S. 408.

² Zement, 1931, №№ 14, 15, 16.

ТЕПЛОВАЯ ДИАГРАММА

процесса работы вращающейся печи, работающей по сухому способу
в калориях/кг клинкера.

Водит с топливом

Добавилось при спекании клинкера

Воздух подведено в печь

Потери при лучеиспускании печной
верха.

Затрачено на диссоциацию

Затрачено на испарение влаги

Количество тепла, содержащ. в отходящих газах

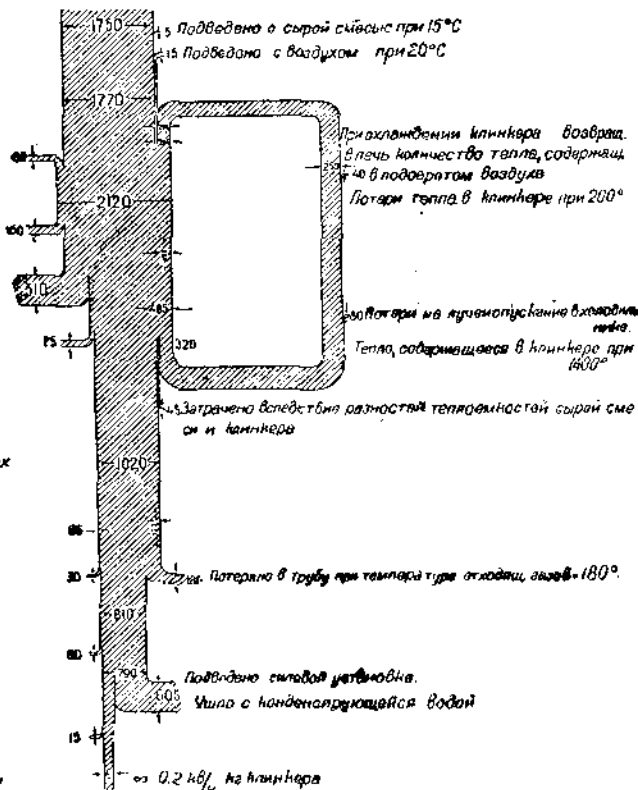
Потери при выходе из печи на лучеиспускание

Потери на теплообмен для испарения влаги

Потери в теплопроводе

Потери в вентиляторе и пертурбации

На электромотор вентилятора получено электроэнергию



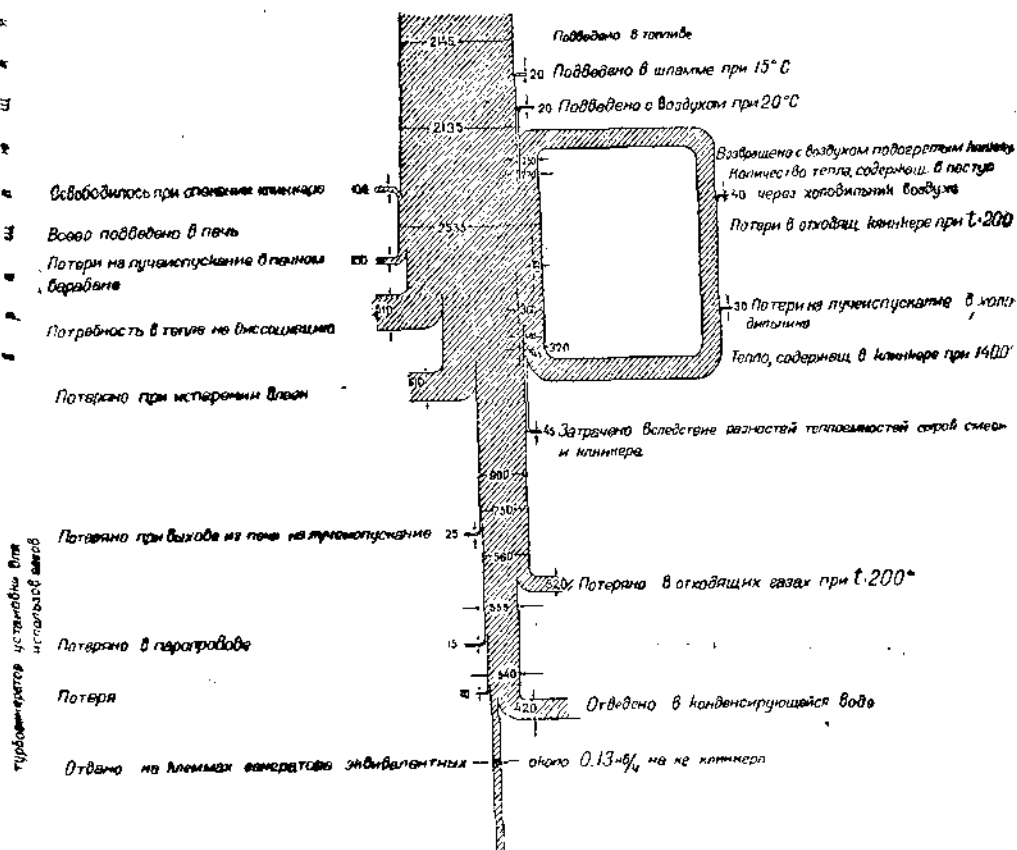
Фиг. 3.

кислого кальция расходуется 510 калорий и 45 калорий на 1 кг затрачивается в виду разности удельной теплоты клинкера и сырой смеси, что в сумме составляет $510 + 45 = 555$ кал. на 1 кг клинкера. Около 100 кал. из этого количества получается в результате экзотермического процесса при образовании клинкера, так что действительная затрата тепла составляет 455 кал. на 1 кг клинкера.

Аналогичным образом определяется и расход тепла при сыром процессе. Из 2185 кал. на один кг клинкера, получаемых вращающейся печью

ТЕПЛОВАЯ ДИАГРАММА

процесса работы вращающейся печи, работающей по мокрому способу
в калориях/кг клинкера



Фиг. 4.

(см. диаграмму, фиг. 4), мы имеем расход тепла в $150 + 30 = 180$ кал. на лучеиспускание в зонах высоких температур и в зоне охлаждения. Вместе с потерями в клинкере и в отходящих газах затрата тепла в этой части теплового процесса составляет $80 + 40 + 900 = 1120$ кал. на 1 кг клинкера. Сама печь получает в сумме 1065 кал. на 1 кг, из числа каковых 610 кал. представляют теплоту образования пара из влаги шлама, вслед-

ствие чего потребление тепла, расходуемого на непосредственный обжиг сырой смеси, составит 455 кал. на 1 кг клинкера.

Необходимо добавить, что при составлении этих диаграмм инж. Кох предусматривает затрату тепла в 25% при теплотворной способности угля в 7000 кал. при сухом процессе и затрату топлива в 33% при теплотворной способности в 6500 кал. при мокром. Сырая смесь предполагается содержащей 78.5% CaCO_3 , причем количество распыливаемого материала считается пополненным золой топлива.

В окончательном виде все вышесказанное представляется в следующем виде (табл. 5):

Таблица 5

Работа вращающейся печи

Сухой процесс	Получено печью	Затрачено	Мокрый процесс	Получено печью	Затрачено
Подведенное тепло вместе с топливом, сырой смесью и воздухом . . .	1770 кал. на 1 кг клинкера		Подведенное тепло вместе с топливом, шламом и воздухом . . .	2185 кал. на 1 кг клинкера	
а) Потери:			а) Потери:		
на лучеиспускание в барабане печи и в холодильнике = 150 + 30	—	180	на лучеиспускание в барабане печи и в холодильнике = 150 + 30	—	180
в клинкере	—	40	в клинкере	—	40
в отходящих газах . .	—	1020	в отходящих газах . .	—	900
Итого . . .	—	1240	Итого . . .	—	1120
б) Израсходовано в печи:			б) Израсходовано в печи:		
1) на образование пара из влаги сырой смеси.	—	75	1) на образование пара из влаги шлама . .	—	610
2) на непосредственный обжиг сырой смеси .	—	455	2) на непосредств. обжиг сырой массы, содержащейся в шламе .	—	455
Итого . . .	—	530	Итого . . .	—	1065
Израсходовано:					
на диссоциацию . . .	—	510			
вследствие равной удельной теплоты сырой смеси и клинкера	—	45			
Итого . . .	—	555			
Количество тепла, возвращенное в следств. экзотермического процесса.	—	100			
В действительности израсходовано на обжиг .	—	455			

Таким образом, как это указывалось и ранее, наибольшие потери вызываются затратой тепла в отходящих печных газах. Несмотря на меньшее количество газов, отходящих при сухом процессе, потеря тепла больше, чем при мокром, вследствие более высоких температур. По тем же данным Коха, при сухом процессе, количество газов— $2.87 \text{ м}^3/\text{кг}$ при количестве тепла в 1020 кал./кг , а при мокром— $4.54 \text{ м}^3/\text{кг}$ при количестве тепла— 900 кал./кг .¹

Температура в конце печи при сухом способе в этом случае— 945° , а при мокром 540° .

Тепло, содержащееся в газах, используется, согласно выводам Коха, для нужд силовой установки в следующем виде:

1) Отходящие газы используются в соответствующих тепловых установках до температуры $180\text{—}200^\circ$.

2) В установках остается для использования около 810 кал./кг клинкера при сухом способе и около 555 кал. при мокром.

3) Часть тепла в количестве 30 кал./кг клинкера при сухом способе и 25 кал./кг при мокром теряется на лучеиспускание.

4) Потери в газах соответствуют при сухом способе, т. е. при температуре 180° , около 180 кал./кг , а при мокром при температуре в 200° около 320 кал./кг клинкера. Основная разница в величине потерь здесь вызывается большим количеством газов, теряемых при мокром процессе, и некоторой разницей в окончательных температурах.

Следовательно, имея в виду, что количество тепла, полученное с газами, вышедшими из печи при мокром процессе, меньше, чем при сухом, нетрудно заключить, что использование газов при тепловых установках у печей, работающих по сухому способу, выше, чем у печей, работающих по мокрому способу, как это и отмечено в соответствующих цифрах, приведенных выше в п. 2.

Дальнейшая отдача тепла в паросиловой установке представляется по Коху в следующем виде:

1) Потери в паротрубопроводах—около 20 кал./кг клинкера при сухом способе и около 15 кал./кг при мокром.

2) Силовая установка получает при сухом способе около 790 кал./кг клинкера и около 540 кал./кг при мокром.

3) Затрата тепла с конденсатом составляет около 605 кал./кг при сухом способе и около 420 кал./кг при мокром. Эта часть тепла могла бы быть использована частично для отопительных целей или подогрева шлама.

4) В механическую энергию превращается при сухом способе 185 кал./кг и 120 кал./кг клинкера при мокром.

¹ В данном случае м^3 обозначает нормальный куб. метр, т. е. 1 м^3 , отнесенный к 0° при 760 мм давления.

5) В электрическую энергию может быть превращено, за вычетом механических и электрических потерь, при сухом способе 170 кал./кг, а при мокром 110 кал./кг клинкера.

Таким образом, при сухом способе используется около 20.5%, а при мокром около 19.5% от количества тепла, уносимого газами из печи и переданного тепловой установке.

Так как 1 квт/час эквивалентен 860 кал., то 170 кал. при сухом способе соответствуют 0.2 квч/кг, а 110 кал. при мокром 0.13 квч/кг.

Применительно к основным данным Коха можно установить, что при сухом способе с каждой тонны часовой производительности получается около 200 кв, а при мокром способе около 130 кв, т. е. примерно 65% от количества, получаемого при сухом способе.

Таковы результаты теоретического анализа. Если возвратимся к практическим данным, то увидим, что потребление угля составляет в обычных производственных условиях при вращающихся печах около 30% от веса клинкера, причем в печь вводится не менее 1.6 т сухого вещества на каждую тонну клинкера и одновременно вводится при сыром способе около тонны воды. При угле среднего качества и некотором избытке воздуха в этих условиях получается на 1 т клинкера около 5 т газа. Принимая среднюю производительность печи в 8 т в час готового клинкера и соответственно этому расход угля в 300 кг на тонну клинкера, получим, что на 1 т клинкера расходуется примерно $6500 \cdot 300 = 1950000$ кал. тепла, включая сюда и потери. На процесс, совершающийся в печи, за вычетом тепла, уносимого отходящими газами, расходуется, как мы видели, до 72% всего израсходованного тепла, что составляет примерно 1400000 калорий. Остаток в количестве 550000 калорий уходит вместе с газами. Принимая уд. теплоемкость газов = 0.27, получим, что температура газов составит
$$\frac{550.000 \times 1000}{0.27 \times 5000 \times 1000} = 408^{\circ}.$$

Эта температура обычна для заводских вращающихся печей, и в этом случае мы можем рассчитывать на использование около 550000 кал., эквивалентных 500 кг пара с каждой тонны производимого в течение часа клинкера.

Применение электрофильтров для очистки газов от уносимой ими цементной пыли и фильтров для обезвоживания шлама, способствующих значительному повышению температуры отходящих газов, делает проблему использования тепла, теряемого в газах, вполне реальной и при мокром способе изготовления цемента.

Получаемые при этом выгоды становятся вполне ясными, если принять, например, средний расход электроэнергии, падающий на одну бочку, в 12.9—13 квт/час. (т. е. несколько выше средних цифр 1929—1930 гг.). В этом случае расход 1 квт/час. на 1 т клинкера не превысит 85—100 квт/час. Тогда, имея в виду, что в обычной силовой установке

цементного завода сжигается около 1 кг угля на 1 кв, получим, что суммарный расход топлива выразится в следующем виде:

1) Расход угля на производство 1 т клинкера в количестве 30% от веса клинкера	300 кг
2) Расход угля на производство силовой энергии	100 "
Всего в среднем	400 кг

При рекуперации тепла отходящих газов весь расход топлива составил бы всего 300 кг, так что экономия топлива составила бы в этом случае 25% угля.

Практика заграничных заводов указывает, что с каждого килограмма клинкера возможно при наличии соответственных установок получить при сухом способе 0.7—0.8 кг пара, а при мокром 0.5—0.6 кг.

Имея 600 кг пара на тонну клинкера и считая, что паровая турбина расходует 5.5 кг пара на 1 кв, получим $600:5.5=109$ кв энергии, т. е. даже несколько больше, чем требуется.

На самом деле не всегда удастся полностью покрыть всю потребность в энергии за счет рекуперированного тепла, так как вызываемое процессом рекуперации снижение тяги побуждает ставить мощные эксгаустеры, так что установки подобного рода дают не свыше 70 кв на тонну часовой производительности при мокром способе и 100 кв при сухом. Тем не менее такой специалист в области печей для обжига клинкера, как Martin, считает комбинацию установки котла с вращающейся печью „идеальным условием для экономического сгорания“.

Котельные установки такого рода распространены преимущественно в Америке (с 1902 г.), отчасти в Англии и в виде пробных установок в Германии, Австралии и Новой Зеландии. Подробное представление о характере и работе подобных установок можно получить из американской, английской и германской литературы.¹

Одной из крупнейших американских установок является установка на заводе в Oglesby, где при работе по мокрому способу удастся получить всю энергию, потребную для завода. Всего на заводе имеется 11 котлов, работающих от соответствующего количества печей, обжигающих в течение рабочей недели 14700 т клинкера.

Одна из наиболее современных установок этого рода оборудована на заводе Dewey Portland Cement Co (Davenport, Iowa) при трех печах, работающих по мокрому способу с производительностью $3 \times 250=750$ т в сутки. Печи имеют размеры 3.4×53 м. Влажность шлама составляет, по данным журнала „Power“, 33%. Расход тепла в количестве 2 100 000 кал. на тонну клинкера, по данным журнала, распределяется следующим образом:

¹ См. „Power“ 1928, 31 January и „Rock Products“ 1931, 24 October.

	%
На химические реакции	24
С выходящим клинкером	5
Лучеиспускание и теплопроводность	6
Испарение воды из шлама	20
Выходит из печи вместе с газами при температуре около 600°	45
Всего	100%

Отходящие газы используются в котлах системы Babcock и Edge Moor, имеющих каждый 855 м² поверхности нагрева. Котлы снабжены перегревателями и экономайзерами, и каждый котел производит не менее 11 т пара. Силовая установка состоит из трех паротурбин по 1500 кв каждая. Кроме котлов, отапливаемых отходящими газами, завод имеет резервный котел с поверхностью нагрева в 372 м² на 14 атмосфер, имеющий самостоятельную топку.

Проблема использования тепла отходящих газов вызвала большой интерес и в кругах германских техников и в соответствующей технической литературе. Инж. Энгель, подробно ознакомившийся с состоянием американских цементных заводов и с имеющимися на таковых теплосиловыми и энергетическими установками, дает следующие примерные цифры (см. табл. 6) расхода топлива на этих заводах в зависимости от рода

Таблица 6

Расход топлива, отнесенный к 1 бочке весом в 170 кг	Нормальная печная установка		Современная печная установка с котлами для использования от- ходящих газов, даю- щих пар турбогене- ратору
	От собственной силовой станции	От силовой энергии, выдаваемой от районных электрос- танций	
Расход угля на обжиг клинкера.	43 кг	43 кг	47.5 кг
Расход угля на силовую уста- новку или денежные затраты, переведенные на уголь	9 кг (из расчета 15 квт/час. на бочку)	19 кг (ден. издержки в переводе на уголь по амер. условиям)	
Всего	52 кг	62 кг	47.5кг

и вида токоснабжения.¹ Отмечая пониженный расход топлива при установках с использованием газов, Энгель считает их все же дорогими, в виду значительных первоначальных вложений и возможных перебоев в случае неполадки с печами. В связи с этим советуют (G. Martin), во избежание возможных перебоев в работе, иметь на пару запасный котел и, кроме того, при наличии ряда работающих печей, оборудовать

¹ Zement, 1930, № 5, 30 January.

дымоходы таким образом, чтобы можно было производить переключения котлов на соседние печи.

Что же касается стоимости установки, то этот вопрос должен подробно выясняться в каждом отдельном случае, в зависимости от наличия свободной электроэнергии у районных электростанций и их удаленности от заводов. При наличии мощных заводских установок их целесообразно включить в кольцо районных станций.

Экономическое значение снижения расхода топлива связывается также и с вопросом о переходе на низкосортное топливо. Обычно, по данным технических справочников,¹ топливо, применяемое для обжига цементного клинкера, должно содержать 18—20% летучих и 10—12% золы. На самом деле работающие печи допускают применение антрацитового штыба (в общей сложности не свыше 40%, включая как входящий в угольную форсуночную смесь, так и в шламм в виде добавки), тогда как автоматические шахтные печи допускают применение антрацита или же кокса целиком.² Так, например, цех № 1 Амвросиевского завода, работающий на автоматических шахтных печах системы Маннштедта, применяет смесь антрацита марок АС и АСШ с примерным содержанием влаги 4—6% и золы 14—18%.³

Необходимо отметить также новые широкие возможности, открывающиеся в связи с применением горючих сланцев. Опыты завода „Коммунар“, произведенные в 1928 г. со сжиганием сланцев, завезенных с Кашпирского рудника, в печи системы Амме Гизеке длиной в 50 м при диам. в 2.8 м, дали весьма обнадеживающие результаты не только в смысле возможной работы, но и экономного обжига, так как расход сланца на бочку клинкера в среднем равнялся 138—140 кг, что при тепловорной способности сланца в 2700 кал. составляет 2350 кал./кг клинкера. Разумеется, в применении сланцев имеется ряд затруднений, но таковые не могут воспрепятствовать немедленному применению этого сорта горючего. Наиболее подходящим видом горючего как по тепловорной способности, так и по зольному составу признаются горючие сланцы из района Гдова и Веймарна и на последнем месте — сланцы Волги.⁴

Резюмируя сказанное о расходе топлива, можем установить следующие положения:

1) Цементные заводы имеют исключительно высокую топливную емкость, которая должна быть снижена применением более экономной обжигательной аппаратуры и рядом чисто рационализаторских мероприятий.

¹ Boero. Fabrication et emploi des chaux hydrauliques, p. 225, 1925.

² Строительные материалы, 1931, № 1, стр. 71.

³ Там же, 1931, № 7, стр. 22.

⁴ В. А. Кинд. Сланцы в цементном деле. Нефть и сланц. хозяйство, 1930, № 4—5 и Строительные материалы, 1930, № 4, см. статью Раковского.

2) Для обжига цемента возможно, а для снижения себестоимости продукции — необходимо применение низкосортного топлива, в том числе торфяных сланцев.

3) Наиболее высокий расход топлива наблюдается у вращающихся печей, каковые имеют основные потери (до 40%) в отходящих газах. Одним из важнейших способов к сокращению расхода топлива является применение экономайзеров или, что еще лучше, котлов для использования отходящих газов. При мокром способе установка специальной аппаратуры для использования газов связывается с фильтрами для обезвоживания шлама.

4) По экономическим соображениям вообще, а в частности во избежание нарушения правильной работы котлов желательно применять электрофильтры для очистки газов от цементной пыли.

5) Ряд приведенных данных позволяет принять, как вполне реальные цифры, следующие расходы топлива на заводах средней мощности:

Вращающиеся печи	в кал/кг клинкера
а) Мокрый способ без фильтров	2100
б) Сухой способ в соединении с котлами для использования газов	1285—1290
в) Сухой нормальный способ	1770
Автоматические шахтные печи (согласно данным инж. Шотта)	1171

Примечание. Имея в виду, что фильтры для обезвоживания шлама дают, по литературным данным, в среднем 15% экономии¹ в расходе топлива, можем принять таковой по мокрому способу при наличии фильтров = 1785 кал.

6) Приняв же во внимание возможное снижение расхода топлива посредством рационализаторских мероприятий и оценив таковое в 5% для вращающихся печей, работающих по мокрому и сухому способам, и таким же процентом для автоматических шахтных печей, мы подойдем к следующим округленным цифрам для заводов средней мощности (в калориях на 1 кг клинкера):

Вращающиеся печи

Мокрый способ:

Без фильтров	2000
С фильтрами	1700
Те же печи, но с одновременным использованием газов в водотрубных котлах при наличии фильтров	1400
Без последних	1550

Сухой способ:

Без использования отходящих газов	1680
С использованием отходящих газов в водотрубных котлах	1225
Автоматические шахтные печи	1110—1115

¹ Строительные материалы, 1931, № 7, стр. 118 и 1930, № 7—8, стр. 20.

Таким образом, расход топлива во вращающихся печах с использованием газов весьма близко подходит к таковому в усовершенствованных автоматических шахтных печах.

7) В сверхмощных вращающихся печах можно ожидать еще дальнейшего небольшого снижения топлива.

Кроме расхода топлива на обжиг, приходится затрачивать топливо и на другие цели.

РАСХОД ТОПЛИВА НА РАБОТУ ОСНОВНОЙ ОБЖИГАТЕЛЬНОЙ АППАРАТУРЫ

1 Тип печи	2 Годовая производи- тельность завода		3 Расход на обжиг при мокром способе (в калориях)		4 Расход при сухом способе (в калориях)		5 Расход на сушку угля, относенный на бочку (в калориях)		6 Расход на сушку сырого сырья при сухом способе на вращающихся печах для автомат. шахтных печей в калориях на бочку	7 Отходы печных газов, в том числе использо- ванные в кот- лах и экономай- зерах, в кало- риях на бочку		8 Всего (в калориях на бочку)	
	а в тыс. бочек	б в тыс. тонн	а На 1 кг калин- кера	б На 1 бочку вес. 155 кг	а На 1 кг калин- кера	б На 1 бочку вес. 155 кг	а Мокрый способ	б Сухой способ		а Мокрый способ	б Сухой способ	Мокрый способ по гра- дам 3-6, 5-а и 7-а	Сухой способ
Вращающиеся печи работают по мок- рому и сухому способу	1000	155	2000	310 000	1680	260 400	9300	7811	38 750	—	—	319 300	300
			1700	263 500			7905					271 405	
	2000	310	1700	263 500	1680	260 400	7905	7811	38 750	—	—	271 405	300
			1700	263 500	1680	260 400	7905	7811	38 750	74 400	74 400	271 405	300
	3000	465	1400	217 000	1225	189 875	8742	7936	38 750			300 142	310
			1675	259 625	1655	256 525	7789	7696	38 750	74 400	74 400	267 414	300
Автоматические шахтные печи	6000	930	1400	217 000	1225	189 875	8742	7936	38 750	74 400	74 400	300 142	310
	1000	155	—	—	1115	172 825	—	—	59 830	—	—	—	232
	1500	230	—	—	1115	172 825	—	—	59 830	—	—	—	232

- Примечания: 1) В первой горизонтальной графе помещен расход топлива для вращающихся печей, не имеющих фильтров, а в знаменателе для автоматических шахтных печей.
- 2) В третьей и четвертой горизонтальных графах в знаменателе указан расход топлива на сушку сырья для вращающихся печей, по сухому способу.
- 3) Расход топлива на сушку сырья для вращающихся печей, по сухому способу.
- 4) Годовая производительность заводов для исчисления годового расхода топлива.

Количество топлива, при сушке известняка J. Воего оценивает 20—25 кг на тонну влажного известняка (при 18—20% воды). Считаясь с влажностью мергеля в 10%, приходится расходовать около 290 кг сырья на бочку клинкера и, оценивая расход тепла на сушку в количестве 1100 кал. кг влаги, получим расход, отнесенный к 1 кг клинкера $= \frac{1100 \cdot 350}{1000} = 386$ кал. или на 1 бочку 8.6 кг условного топлива.

Таблица 7

РАСХОД Топлива в ЗАВИСИМОСТИ ОТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЗАВОДА

10		11		12		13		14
Расход топлива на 1 т сухого топлива при использовании печей (от расхода граф 7)		Суммарный расход в т на вращающ. печах с использо- ванием газов		Суммарный расход в т (с переводом на 7000 кал.) д/год. произв.				{Примечание
				Мокрый способ		Сухой способ		
б Сухой способ	а Мокрый способ	б Сухой способ	а Без использ. газов	б С использ. газов	а Без использ. газов	б С использ. газов		
—	—	—	45 614	—	43 851	—	1) Цифры графы 8 получены путем сложе- ния цифр граф 3-6 и 5-а, а графы 9— сло- жением граф 4-6, 5-6 и 6 для графы 9.	
—	—	—	38 772	—	87 702	—		
—	—	—	77 544	—	—	—		
3720	303 862	314 681	116 316	130 226	131 553	134 949	2) Цифры в тех же графах, но указыв. рас- ход топлива при использо- вании газов, полу- чаются путем добавле- ния цифр в графах 7-а/б.	
3720	303 862	314 681	229 212	260 453	259 689	268 898	3) Цифры графы 11 получены сложением цифр в графах 8 и 9 с цифрами в графе 10.	
—	—	—	—	—	33 236	—	4) Цифры граф 12 и 13 получены путем умножения цифр граф 8, 9 и 11 на соответств. годовую производ. за- вода в бочках и перево- дены в тонны условного топлива.	
—	—	—	—	—	49 854	—		

не имеющих котлов для использования газов, причем в числителе указан расход топлива
рами для обжигания шлама.

для комбинированной установки печей вместе с котлами для использования газов.

в сравнении с таковым при автоматических шахтных печах, в виду возможности частичного
в бочках.

Принимая эту цифру для автоматических шахтных печей, можно снизить ее на вращающихся печах до 250 кал. или на 1 бочку до 5.5 кг условного топлива, так как часть тепла в этом случае может быть получена за счет отходов из вращающейся печи.

Что касается сушки угля, то, оценивая расход топлива, примерно в 3% от веса угля, расходуемого на обжиг, получаем после перевода в калории на 1 бочку:

При расходе на обжиг 2000 кал. на 1 кг клинкера (без фильтра)	9300
" " 1700 " " " (при фильтре)	7905
" " 1675 " " " "	7789

При работе на вращающихся печах в комбинации с котлами для использования газов необходимо учитывать суммарный расход угля, включая отходы, что и имеет место в расчетах, помещенных в нашей таблице удельного расхода топлива на бочку.

При работе на автоматических шахтных печах уголь не сушится.

Получив таким образом все необходимые цифры, можем приступить к составлению соответствующих показателей удельного расхода топлива. Метод составления этой таблицы ясен из данных табл. 7.

ЭЛЕКТРОЕМКОСТЬ ЦЕМЕНТНЫХ ЗАВОДОВ

До последнего времени цементные заводы получали ток преимущественно от собственных электростанций. С расширением электросети районных станций обычные силовые установки заменяются высоковольтными электрическими подстанциями, трансформирующими ток для заводских моторов — до 6000 V, при особенно крупных моторах и соответственно меньшего вольтажа при более мелких. Для определения электроемкости завода в целом принят за основу исчислений следующий порядок эксплуатации отдельных цехов:

количество годовых часов работы основного оборудования 7200, считая 24 часа по 300 дней в году;

работа мельниц протекает в обычном порядке, т. е. из расчета 21 часа в сутки;

карьеры вместе с находящимися на них дробильными установками в основном работают в одну смену, в зависимости от чего и производится исчисление их максимальной потребности в электроснабжении;

упаковка нормально работает в 2 смены;

подсобное оборудование считаем находящимся в работе в течение 24 час.

Таким образом, в основу дальнейших соображений принимается обычная нормальная работа завода с единственным отклонением в виде перенесения работы дробильного отделения непосредственно на карьеры, как это и практикуется на большинстве зарубежных заводов.

Количество расходуемого сырья исчисляется в 1.5 кг на 1 кг клинкера для сухого вещества и 1.8 кг при нормальной влажности. Применительно к сырью Подмосковского района мы имели бы (на бочку): известняка—207.5 кг; глины—67.5 кг, а всего в сумме 275 кг.

Типы механического оборудования принимаем в зависимости от намеченных производительностей заводов, каковые предполагаем не ниже 1000 тыс. бочек (считая вес бочки в 155 кг), как это и указано в табл. 8.

При установках с автоматическими шахтными печами максимальная производительность завода оценивается согласно пленума НТС'а Цемпроекта, состоявшегося в 1931 г., в 1.5 млн. бочек, применительно к заданию, возложенному пленумом на Цемпроект по проектированию заводов этого типа.

В основу исчисления электроемкости и топливоемкости мощных заводов с автоматическими шахтными печами принимаем работу печей производительностью в 100 т, при размерах $d=2.5$ м, $H=12$ м, напоре дутья 1000 мм водяного столба и количества подаваемого воздуха $=130$ м³/мин.

Таблица 8

Производительность заводов (в тыс. бочек)	Размеры печей (в метрах)	Количество печей	Готовая продукция одной печи (в тыс. бочек)
1000—1400	дл. 86 диам. 2.4/2.7	3	350
1500	дл. 96 диам. 2.7/3.0	3	} 500
2000	дл. 96 диам. 2.7/3.0	4	
3000	дл. 105 диам. 3.1/3.45	5	} 600
I вариант 6000	дл. 105 диам. 3.1/3.45	10	
II вариант 6000	дл. 111 диам. 3.3/3.6	8	750

При сооружении заводов более высокой производительности целесообразно производительность отдельной печи выбирать в 120 т, не меняя размеров, указанных выше, но повышая дутье до 1200—1400 мм водяного столба при расходе воздуха 150—180 м³/мин.

Остальные виды оборудования, общие для различных типов заводов, примем согласно спецификации, указанной ниже:

I. Сушильные барабаны (соответственно числу угольных мельниц) при производительности 3.5 т/час. размером 2×16.8 м для заводов до 1.5 млн. бочек и производительностью в 4.5 т/час. размером 2.2×20 м в количестве 4, 6 и 12 штук соответственно производительности заводов в 2, 3 и 6 млн. бочек.

II. Оборудование для дробления мергеля и известняка. Заводы, работающие на автоматических шахтных печах:

1) Печи, выпускающие менее 1000 тыс. бочек, — дробилки системы „Титан“ тип 4 GSSD с производит. 35 т/час.

2) Печи, выпускающие менее 2000 тыс. бочек, — тип 6 GSSD с производит. 50 т/час.

3) Печи, выпускающие 2000 тыс. бочек и выше, — тип 8 GSSD с производит. 70 т/час.

4) Печи, выпускающие 6000 тыс. бочек, — тип 16 GSSD с производит. 140 т/час.

III. Оборудование для размола шлама: мельницы типа фирмы Смиidt № 20 производит. 18 т и № 22 производ. 25.5 т в час, в зависимости от мощности завода.

IV. Оборудование для размола угля:

1) Заводы до 1500 тыс. бочек (применительно к практике Стром-строя) — угольные мельницы отечественного производства № 14 с производит. в 3.5 т/час.

2) Заводы свыше 1500 тыс. бочек — мельница № 20 (2.0×11 м) с производит. 6.5 т, причем последний тип берется в количестве трех штук для 2 млн. бочек, пять штук для 3 млн. бочек и девять штук для 6 млн. бочек.

V. Оборудование для размола цемента:

При размоле цемента принят тот же тип мельниц, что и при размоле шлама, считая, однако, что мельница № 20 будет перемалывать 12 т, а мельница № 22 — 17 т клинкера.

Теперь исчислим затраты мощности на работу мельниц, являющихся наиболее электроемким видом аппаратуры (по данным Бланка):

1) Размол цемента (1 HP перемалывает 30—40 кг клинкера из вращающихся печей, при остатке 18% на сите 4900 отверстий/см² и 25—33 кг при остатке в 15%).

2) Размол смеси из клинкера вращающихся печей и шлака 22—30 кг при остатке 10—12% на сите 4900 отверстий/см².

3) Размол клинкера шахтных печей 38—50 кг при остатке в 14% на сите 4900 отверстий/см².

4) Размол угля 30—38 кг при остатке 8—10% на сите 4900 отверстий/см².

VI. Упаковочные машины. Упаковка цемента в настоящее время чаще всего производится в бумажных мешках, поэтому в данном случае предусматривается установка трехтрубных упаковочных машин системы Бейтса на всех заводах, производительностью каждая 35 т/час. Имея в виду, что наравне с машинами Бейтса могут применяться и машины для набивки в бочки, а следовательно, должна существовать хотя бы небольшая бондарная мастерская, необходимо предусмотреть несколько повышенный расход мощности по этим установкам.

VII. Электроемкость вспомогательных цехов, к которым относятся ремонтная и электросварочная мастерские, бондарка, компрессорная станция, водоснабжение завода, освещение, транспортирующие механизмы на складах, оборудование и освещение, лаборатория и прочие мелкие рас-

годы электроэнергии, — принимаются лишь примерно в соответствии с нуждами современного механизированного завода. Внутрицеховой транспорт, ввиду его непосредственной связи с отдельными цехами, учитывается нами вместе с оборудованием соответствующих цехов.

В соответствии с этим, весь завод в целом предполагается распределенным на ряд отдельных групп, причем по каждой группе ведется учет ее электроемкости в киловатт-часах на единицу продукции, а в связи с этим устанавливается электроемкость всего завода в киловатт-часах на бочку весом в 155 кг, как и годовая электроемкость соответственно годовой производительности завода, что и указывается в соответствующих таблицах.

Важнейшие из этих групп следующие в порядке мощности:

- 1) Установки для размолва клинкера с соответствующими аспирационными и транспортными приспособлениями.
- 2) Установки для обработки сырья с его дроблением и размолом.
- 3) Угольные мельницы, с аспирацией и транспортным оборудованием; печной цех с его обжигательной аппаратурой и вспомогательным оборудованием.

Прочее оборудование, причем важнейшим участком в образовании электронагрузки по этой группе являются карьеры, в особенности ввиду присоединения к ним (как это было отмечено выше) мощных дробильных установок и усиления транспортного оборудования, в частности, введения электрофицированной подачи вагонов от места выработки камня до дробилок, а также электрификации механических лопат (электролопаты), откачки воды из карьеров и пр.

Переходя теперь к установлению электроемкости цементных заводов в зависимости от их производительности, необходимо отметить, что так как в данном случае мы рассматриваем группу мощных заводов производительностью в 1 млн. бочек и выше, то очевидно, что существенной разницы в самих принципах механизации быть не может и при надлежащем подборе оборудования удельный расход электроэнергии на 1 бочку должен несколько снижаться, что и отмечено в прилагаемых таблицах.

По роду механизации и характеру распределения нагрузок заводы могут быть отнесены к той группе, нагрузка которых особенно выгодна для районных станций. Соответственно указанной выше суточной работе отдельных цехов основная нагрузка наиболее мощных и электроемких цехов, например, мельничных установок, протекает равномерно в течение 21 часа в сутки, т. е. 87,5% суточного времени, переменная нагрузка, связанная с 8-часовой работой (например, карьеры), составляет не более 5% от суммарного расхода киловатт-часов и поэтому не имеет особого значения. Что касается общего характера годовой нагрузки, то она лишь несколько возрастает в течение лета в связи с усиленным размолом накопленных зимой запасов клинкера и более интенсивной работой ломок, накапливающих запасы камня на зимний период.

Необходимо, наконец, отметить, что в производимом нами подсчете электроемкости заводов встречаются некоторые дополнительные нагрузки, характерные для вновь строящихся заграничных заводов. Например, заводы, работающие по мокрому способу, предполагаются оборудованными фильтрами для шламма с подогревом воды. Кроме того, предполагается широкое применение электрофильтров, пневматического транспорта, усовершенствованных рабочих бассейнов Смида с передвижным мостом, подъемных средств на складах и в цехах во время ремонта.

Тем не менее наши показатели электроемкости лишь в небольшой степени отклоняются от средних показателей, встречаемых в технической литературе. Удельный расход электроэнергии на тонну изготовленного цемента, по данным американской и английской литературы, колеблется в пределах 75—90 квт/час. при работе на более или менее мягких и пористых материалах и 85—110 квт/час. при твердом сырье и более крепком клинкере.¹

Суммарное количество электроэнергии, расходуемой в течение года, оценивается для завода с недельной производительностью в 2600 т или 130 000 т в год в пределах 9.5—14 млн. квт/час. В зависимости от местных условий некоторые авторы (Goodyear) отмечают и более высокие цифры, а именно от 60—120 квт/час. и даже, как исключительное явление, 160 квт/час. на тонну цемента.

По данным советской литературы производство каждой бочки высоко-сортного цемента требует от 12 до 20 квт/час. электроэнергии, причем энергия затрачивается главным образом на процесс перемола. При надлежащей рационализации производства эти цифры могут быть соответственно снижены.²

В переводе на тонну (при весе бочки в 155 кг), приняв в среднем расход электроэнергии в 16 квт/час., мы получили бы примерно 103 квт/час. на тонну, т. е. цифру, близкую к средним цифрам, которые указывает Goodyear. Для вполне механизированного завода, включая и работу карьеров, эта цифра будет колебаться в пределах 95—105 квт/час. на тонну.

На некоторых новых предприятиях, работающих, однако, без фильтров для шламма и электрофильтров, наблюдаются более низкие цифры. Например, одна из новейших установок фирмы Смида в Гелуане в Египте, работающая по мокрому способу без фильтров для обезвоживания шламма, при производительности в 600 000 бочек в год, затрачивает на производство одной бочки (за исключением работы карьеров) 12.7 квт/час.³

¹ Cement and Cement Manufacture, 1930, № 9, стр. 1244 (статья Hal Hutteridge) и 1930, № 3.

² Строительные материалы, 1930, №№ 7—8, стр. 6, статья проф. В. Н. Юнг.

³ Rock Products, 1931, № 18, 29 August. Завод имеет собственную силовую станцию, состоящую из турбогенерат. 2500 кв и резервн. дизеля 250 кв.

Что касается отдельных способов производства, то здесь необходимо, помимо мокрого способа, выделить производство по сухому способу во вращающихся печах и производство на искусственной смеси с брикетированием кирпичей для обжига искусственной смеси в автоматических шахтных печах. Работа по первому способу характеризуется тем, что, в отличие от мокрого способа, здесь сырая смесь до размола подвергается подсушке, а затем размалывается в отсутствие воды. После размола сырой порошок подвергается интенсивному перемешиванию в смесительных силосах. Все эти операции связаны с увеличенным расходом электроэнергии.

При работе на автоматических шахтных печах имеется обратное явление — некоторое снижение расхода электроэнергии ввиду более короткого междохового транспорта, вызываемого более компактным расположением завода, а также более легким размолом клинкера.

Для более наглядной картины и взаимного сравнения мы приводим в приложении схемы вышеуказанных производств.

Один из новых заводов, оборудованный 4 автоматическими печами системы Мандштедта производительностью в 360 тыс. бочек в год (с подготовительным отделением, но без помольных агрегатов для клинкера), имеет общую нагрузку в 550 кв. Этот завод представляет часть существующего старого завода,¹ а потому не имеет особой клинкерной мельницы.

Средняя нагрузка в киловатт-часах еще не полностью характеризует возможную установочную мощность силовых установок завода или районных электростанций. Приходится выяснять также наличие „пик“, т. е. максимум нагрузки, а равно продолжительность участия максимума в годовой нагрузке. Кроме того, величина так называемого косинуса ϕ имеет большое значение для экономической стороны эксплуатации районных станций. Как уже указывалось, нагрузка заводов протекает довольно равномерно, и коэффициент загрузки может быть принят ≈ 0.8 .²

Для определения продолжительности использования максимума в годовых часах по каждому типу заводов приходится переводить средние нагрузки в максимальные, учитывая фактическую продолжительность работы каждого отдельного цеха в течение суток. Необходимо отметить, что, несмотря на весьма равномерную нагрузку цементных заводов, замечается колебание таковой в отдельных мощных агрегатах в особенности в мельницах, что можно заметить по амперметру. Что касается $\cos \phi$, то таковой при существующем (совершенно недопустимом) положении дела необычайно низок. В наших предположениях мы должны учитывать практику американских заводов, где он близок к 0.98—1. Установка соответствующей аппаратуры, а равно правильное распределение моторов и пере-

¹ Строительные материалы, 1931, № 2—3.

² Hal Hutteridge. Electricity in Portland-Cement Works. Cement and Cement Manufacture, 1930, № 9.

ход исключительно на быстроходные моторы устраняют имеющиеся недостатки.

В вопросе об определении установочной мощности индивидуальных моторов и об установочной мощности собственной станции необходимо считаться с наличием некоторого разумного избытка мощности, вызываемого специфическими особенностями цементного производства, в частности — возможностью случайных перегрузок, и высоким пусковым моментом вследствие наличия тяжелых машин. Количество моторов на заводах различно, оно зависит от ряда местных условий, в частности — от производительности завода и степени его механизации, а равно от умелого подбора и расположения оборудования.

Неоднократно цитируемый нами Hal Hutteridge¹ считает, что количество индивидуальных приводов обычно колеблется между 35—50, причем наибольшая величина моторов (мельничных) достигает 500—650 HP, а самых малых по мощности 2 HP. В американской практике, однако, встречается ряд мельничных установок, имеющих 800 HP и выше.

Суммарная установочная мощность всех моторов, как сказано, сильно колеблется. Как пример большой установочной мощности, мы можем привести завод „Lawrence Port.-Cem. Co“ в Америке, где при производительности в 3000 бочек в сутки (весом по 170 кг) имеется 125 моторов (не считая у мостовых кранов) при суммарной мощности в 8286 HP. Это количество HP разбивается следующим образом:

Карьеры: для камня с дроблением его на месте добычи = 1135, главный склад = 250; глиняный карьер с подготовкой глиняного шламма = 487; сырые мельницы с коррекционными бассейнами = 2105; печное отделение с рабочим бассейном = 572; клинкерно-размолочное отделение = 1931; упаковка = 382; добавка гипса = 120; угольные мельницы с сушильными барабанами = 386; прочее оборудование = 900 HP.²

При определении удельных расходов электроэнергии в зависимости от производительности заводов мы воздерживались от принятия завода такого типа за образец, считая, что количество моторов может и должно быть снижено, и стремились приблизиться к цифрам, указанным Hal Hutteridge. Тем не менее, считаясь с ростом карьерного хозяйства и невыгодностью разбросанного механического оборудования, работающего на отдельных мелких силовых установках, мы предполагали карьерное хозяйство полностью электрифицированным, что и отразилось в таблице расхода энергии по этому виду оборудования.

В заключение, возвращаясь снова к вопросу о топливемкости, отметим, что в среднем, как видно из табл. 7, расход топлива для вращающихся печей колеблется при работе нормальным способом (без котлов или экономайзеров) в пределах 2000—1700 кал. при мокром

¹ Cement and Cement Manufacture, 1930, № 9, pp. 1164 и 1243.

² Rock Products, 1928, 10 November.

способе (в зависимости от отсутствия или наличия фильтров) и до 1680 кал. при сухом.

В котлах для использования газов расход топлива составляет, в зависимости от способа работы (мокрый или сухой), 1400—1225 кал./кг клинкера.

В автоматических шахтных печах расход топлива снижается до 1115 кал. Необходимо отметить, что заводы этого типа, оборудованные печами последних конструкций, берут больше энергии, чем ранее, так как применяемые теперь установки вентиляторов с дутьем высокого давления (свыше 1000 мм вод. ст.) вызывают значительно больший расход электроэнергии, чем при обычном дутье в 300—350 мм, несмотря на применение более мощных и поэтому более производительных печей. Это обстоятельство, как и более совершенное оборудование карьеров, приближает расход электроэнергии на этих заводах к нижним пределам такового при работе на вращающихся печах.

В ближайшем будущем в цементной промышленности могут наместиться значительные изменения в типах применяемой аппаратуры и способах ее использования. Прежде всего это может выразиться в выделении так называемых размольных пунктов и перенесении их в места непосредственного потребления цемента, что может вызвать значительное снижение нагрузки завода, так как размол клинкера в общем берет около 35% всех киловатт-часов, расходуемых на бочку. Надо полагать, что сокращение размола коснется не более, чем 25% всего количества обжигаемого клинкера, причем размол клинкера, производимый в крупных строительных центрах, частично может производиться в сфере работы определенной электростанции.

Второе обстоятельство, влияющее на сокращение нагрузки, — это ряд чисто рационализаторских мероприятий. Надлежащая постановка энергетического контроля и тщательный подбор аппаратуры предусматриваются в наших окончательных цифрах, но кроме этого возможно применение улучшенных типов антифрикционных подшипников, более тщательная постановка обеспыливания машин и, наконец, общее увеличение их производительности при сокращении чрезмерно большого „мертвого“ веса корпусов мельниц, печей и других механизмов. Таким образом, нет оснований предполагать, что приведенные в таблицах цифры при данной схеме производства могут возрасти, — скорее они будут иметь тенденцию к снижению.

Аналогичные соображения могут быть применены к расходу топлива. Прекращение колебаний в составе и влажности смеси устранил „тихий ход“ печей, а ряд теплотехнических улучшений сократит потери на лучеиспускание и в отходящих газах. Это положение, влияющее на снижение нагрузки электростанций или на потребление угля, будет компенсироваться повышенным спросом на электроэнергию и топливо со стороны вновь возникающих по соседству с цементными заводами родственных производств,

УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ

отнесенный к бочке весом в 155 кг при работе: 1) на вращающихся печах по мокрому способу на цементных заводах и их

Наименование цехов и операций с указанием их назначения	в		
	1000	1500	2000
1) Карьеры, включая расход электроэнергии и бурение, применение электролопат, дробильные установки, транспорт к дробильным установкам, освещение и откачку воды, а также канатные дороги	0.8	0.8	0.8
2) Предварительная подготовка сырой смеси, включая: 1) для мокрого способа подготовки шлама его перекачку, размол и перемешивание в коррекционных бассейнах; 2) для сухого способа, сушку, размол, транспорт в сырые силосы и процесс корректирования сырого порошка с соответствующей транспортировкой	5.4	5.4	5.4
3) Складское хозяйство — с полной механизацией такового, в отношении подачи, размещения и отгрузки материалов, сырья, топлива и клинкера	0.4	0.4	0.4
4) Печное отделение — включая расход электроэнергии на работу механизмов и приводов печей, загрузку шихты, подачу угольного порошка и выгрузку клинкера, а также установку электрофильтров и для мокрого способа — установку фильтров для обезживания шлама (но без дополн. аппаратуры), а равно мелкую аппаратуру для дозирования. При работе на А. Ш. П. в данной графе учитывается расход мощности на брикетирование, мешалки, шлюзы, колосники, вентиляторы, аспирацию и проч.	1.4	1.4	1.4
5) Дробление, сушка и размол угля — с транспортом пылевидного топлива в бункера при вращающихся печах, а равно дробление и подача в смесительные шнеки при автоматических шахтных печах с применением необходимой аспирации	1.2	1.2	1.2
6) Дробление, сушка и транспорт добавок в размольные агрегаты с аспирацией	0.1	0.1	0.1
7) Размол клинкера в клинкерных мельницах, включая аспирацию и транспорт пылевидных продуктов, в том числе при помощи насосов Фуллер-Киннон	5.3	5.3	5.3
8) Упаковка и набивка цемента в мешки и бочки, включая расход энергии на транспортные приспособления, аспирацию, автоматические весы, дозирующие аппараты и прочие приспособления цементных силосов	0.45	0.45	0.45
9) Вспомогательное оборудование, включая компрессорные установки, вакуум-насосы, временные и передвижные транспортные приспособления и пр., а также мастерские, бондарку, электросварочн. цех, водоснабжение и освещение заводов и заводских помещений и т. д.	0.75	0.75	0.75
Всего в киловатт-часах по заводу с отнесением на бочку весом 155 кг — при работе на вращающихся и автоматических шахтных печах и электроснабжение от районной станции	15.8	15.8	15.8
Примечание. При работе от собственной силовой станции дополнительно расходуется на нужды станции, относимые на производство 3% от величины соответств. удельного расхода, что составляет	0.474	0.474	0.474
Суммарный средний расход электроэнергии при работе от собственной силовой станции	16.274	16.274	16.274
Расход электроэнергии в течение производственного года в тыс. киловатт-часов	15 800 16 274	23 700 24 411	31 400 32 200

ОВАТТ-ЧАСАХ ПО ОТДЕЛЬНЫМ ЦЕХАМ

Таблица 9

бу и 2) на автоматических шахтных печах, в зависимости от производительности
(в тысячах бочек)

Ш и е с я п е ч и	С у х о й с п о с о б						Автоматические шахтные печи	
	6000	1000	1500	2000	3000	6000	1000	1500
0.7	0.8	0.8	0.8	0.75	0.7	0.6	0.6	
5.2	5.5	5.5	5.45	5.4	5.3	5.5	5.5	
0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.3	0.3	
1.3	1.4	1.4	1.4	1.35	1.3	1.3	1.3	
1.15	1.2	1.2	1.2	1.2	1.15	0.6	0.6	
0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	
5.1	5.3	5.3	5.25	5.2	5.1	4.8	4.8	
0.4	0.45	0.45	0.45	0.45	0.4	0.45	0.45	
0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.65	0.5	0.4	
15.05	15.85	15.85	15.75	15.55	15.1	14.15	14.05	
0.45	0.47	0.47	0.47	0.47	0.45			
15.50	16.32	16.32	16.22	16.02	15.55			
90 300	15 850	23 775	31 500	46 650	90 600	14 150	21 075	
93 000	16 320	24 480	32 440	48 060	93 300	14 060	21 075	

к каковым в первую очередь необходимо отнести производство новых строительных материалов, асбестов, бетонных изделий и т. д.

В заключение необходимо подчеркнуть, что проблема электрификации тесно связана с вопросами себестоимости цемента. Таким образом, наличие дешевой электрической энергии и правильное использование отходов производства в виде отходящих газов является одним из решающих моментов в экономике производства цемента.

А. Г. ЕЛИСЕЕВ

ГЛИНОЗЕМИСТЫЙ ЦЕМЕНТ

Глиноземистый цемент является гидравлическим вяжущим веществом, получившим свое название от высокого содержания глинозема в его составе. По сравнению с другими вяжущими веществами он обладает особыми свойствами, делающими его незаменимым в ряде случаев. Вследствие этого, несмотря на его более высокую стоимость, по сравнению с портланд-цементом, потребление и производство его растет и будет развиваться, тем более в наших условиях при высоких строительных и производственных темпах.

Глиноземистый цемент был открыт в 1908 г. Бидом (Bied) во Франции и почти одновременно (1909 г.) Спекменом (Spackman) в Америке, заявившими на него патент. Общее внимание глиноземистый цемент привлек к себе во время войны 1914 г., когда на полях военных действий он был использован французами для возведения площадок под тяжелые орудия. Обладая исключительно быстрым нарастанием твердости от момента затворения, он позволял сооруженные площадки вводить в действие через 2—3 дня, когда обычно бетон из портланд-цемента допускает использование таковых лишь через 28 дней. Встреченный пассивно в Сев.-Амер. Соед. Штатах при его выпуске Спекменом, затем скептически в Германии, но тщательно охраняемый французами по линии военных секретов, глиноземистый цемент произвел ошеломляющее действие на фронте и возбудил лихорадочную спешку во всех странах к скорейшему налаживанию этого производства у себя.

Ценное свойство глиноземистого цемента — быстро твердеть широко используется теперь в промышленности при ремонте и срочных постройках. Кроме этого, глиноземистый цемент обладает свойством противостоять минерализованным водам — морской воде и особенно водам, богатым сернокислыми солями, вследствие чего он с успехом применяется в гидротехнических сооружениях.

Сырьем для производства глиноземистого цемента служит боксит и известняк, причем в зависимости от состава первого изменяется способ его изготовления. Глиноземистый цемент изготавливается или путем длительного обжига при высокой температуре смеси исходных материалов

до наступления фриттования или спекания (в камерных или вращающихся печах), или путем полного расплавления (в шахтных или электрических печах). Полученный клинкер в обоих случаях измельчается в мелкий порошок по размерности, обычной для цемента.

Состав глиноземистого цемента может быть охарактеризован следующими пределами процентного содержания входящих в него окислов: окиси кальция от 35 до 45; окиси кремния от 5 до 12; окиси алюминия от 35 до 50; окиси железа от 5 до 20. Кремнезем является примесью, окись кальция и глинозем — основными компонентами, из которых часть глинозема может быть замещена окисью железа. Окись кальция и окись алюминия образуют алюминаты кальция, обладающие гидравлическими свойствами, чем и объясняется в первую очередь быстрое твердение глиноземистого цемента.

Состав промышленных сортов цемента может быть охарактеризован нижеследующими анализами¹ (табл. 1):

Таблица 1

Способ изготовления	Фирма	№№ п/п	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	CaO	
Плавл. в ватерjackете . . .	Лафарж	1	8.0	1.8	39.3	1.9	4.9	43.9	—
		2	6.7	2.0	43.3	1.8	6.4	39.6	—
3		5.3	1.5	41.2	8.1	8.9	36.8	—	
4		4.0	2.0	40.6	6.1	9.2	37.2	—	
5		6.4	1.5	38.0	12.2	4.2	37.5	—	
6		5.0	2.0	39.1	8.6	8.9	35.9	—	
7		12.5	43.12		—	—	41.38	—	
8		10.11	1.74	42.31	1.80	4.25	38.8	0.6	
9		5.0	2.20	39.0	15.10	1.00	34.8	0.2	
10		4.68	—	40.06	19.87	—	35.97	—	
11		4.91	—	41.21	18.69	—	36.20	—	

Повышение содержания кремнезема в цементе снижает величину достигаемой им прочности, поэтому стремятся держаться указанных выше пределов.

При нормальных сроках схватывания (начало 3—4½ часа, конец 6—8½ часов) глиноземистый цемент дает в среднем следующую величину временного сопротивления в кг/см² для раствора 1:3.

¹ Шесть первых анализов приведены из доклада инж. Е. Ренгад (E. Rengad. Les ciments alumineux) на Съезде Строителей в 1931 г., №№ 7 и 8 — анализы образцов колл. Весс. Инст. Строит. Материалов, № 9 из Hummel. Bauingenieur, 1924. S. 110. №№ 10 и 11. — М. Kauchtschischwili. Siemens Zeitschrift, 1930, 9.

Сутки	Сжатие	Растяжение
1	400—450	30—40
2	450—500	
3	500—550	
7	550—600	
28	650—700	40—50
90	700—800	50—60

Один из французских цементов, испытанный у нас в 1925 г., дал следующие результаты (раствор 1:3, сопротивление в кг/см²):

Сроки	Сжатие	Растяжение
12 ч.	175	10
18 "	350	17
24 "	410	22
3 сут.	480 (до 540) ¹	30

Венгерский глиноземистый цемент, полученный методом фриттования, марки Цитадур, по данным каталога дает следующие результаты (табл. 2):

Таблица 2

Схватывание		Растяжение				Сжатие			
Начало	Конец	1 день	2 дня	7 дней	28 дней	1 день	2 дня	7 дней	28 дней
3 ч. 15 м.	7 ч.	38.4	45.9	51.4	52.0	723	813	882	923
6 " 20 "	8 " 10 м.	32.6	38.9	43.5	46.4	628	742	831	925

На прилагаемой диаграмме (фиг. 1) чрезвычайно рельефно видно свойство глиноземистого цемента, по сравнению с портланд-цементом, вырабатываемым тем же заводом под маркой „Мак“.

Германские глиноземистые цементы дают в среднем временное сопротивление сжатию в растворе 1:3

Сутки	2	3	7	28
Кг/см ²	521	524	588	671

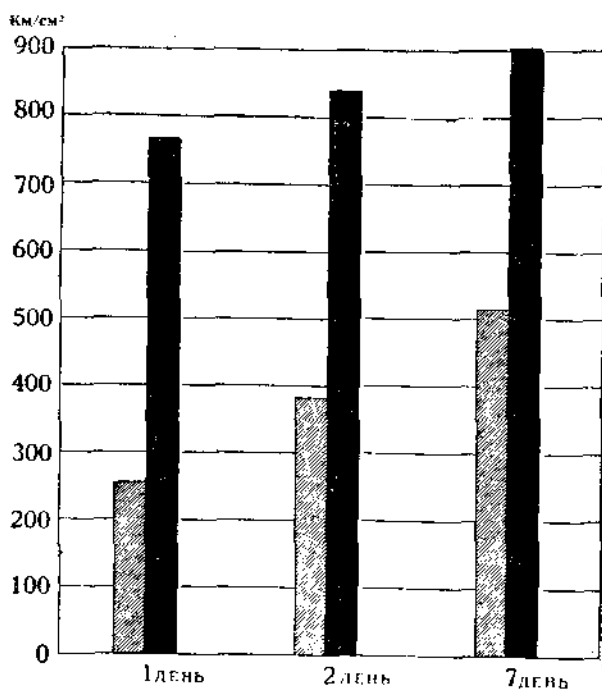
Рекордные цифры быстроты твердения дает один из сортов германского цемента марки „Алька“ в растворе 1:3, сопротивление в кг/см².

Срок от затворения	Сжатие	Растяжение
5 час.	259	21.0
10 "	474	23.3
15 "	510	29.2
24 "	573	34.5

¹ Проф. В. Кинд. Цементные материалы. Сборник „Нерудные Ископаемые“, т. III. 1927. Изд. Акад. Наук.

Чехо-словацкий цемент фабрики „Кенигсхофер“ [см. анализ № 10] дает следующие результаты: время схватывания: нач. 0.5, конец 3.05 час.

	С р о к и					
	12 ч.	18 ч.	1 день	2 дня	7 дней	28 дней
Сжатие	541	537	577	594	693	742
Растяжение	25.7	30.2	30.8	38.7	38.2	31.5



Фиг. 1.

Многолетние испытания образцов в проточной воде, богатой сернокислыми солями, произведенные фирмой Лафарж, показали неразъедаемость цемента последними. Глиноземистый цемент сильно разогревается при твердении, что дает возможность работать с ним при температурах ниже 0.

Быстрое твердение глиноземистого цемента находит себе особенно полезное применение в тех городских сооружениях, где быстрый пуск в эксплуатацию представляет особую ценность, например, прокладка дорог, ремонт их, ремонт трамвайного пути, водопровода и пр. В каталоге

фирмы Лафарж приведен случай ремонта трамвайного пути, когда с вечера были начаты ремонтные работы, а уже в 12 час. следующего дня движение было восстановлено. В одном из торговых предприятий необходимо было увеличить помещение на 1000 м³. В течение праздничного перерыва оно было отстроено и по возвращении служащих на работу пущено в эксплуатацию.

Американцы находят для себя выгодным даже пользоваться глиноземистым цементом при постройке промышленных сооружений, считая что возможное уменьшение сечения столбов и перекрытий, в виду большей прочности глиноземистого цемента, уменьшает общую затрату вяжущего материала. Быстрота твердения позволяет снимать скорее опалубку и тем самым задалживается меньше леса. Возможность быстрого введения сооружения в эксплуатацию ускоряет оборот капитала и тем самым

оказывает общую экономию. Для морских сооружений, которые должны быть выполнены в течение отлива, дает глиноземистый цемент не только возможность их производства, но и удешевляет затраты по ним. Он находит себе также широкое применение в качестве тампонажного цемента, на нефтяных промыслах, в частности в Соединенных Штатах Америки. Его стойкость к сернокислым водам была с успехом использована железнодорожной компанией „Париж-Лион-Марсель“ при подземных работах, когда высокое содержание упомянутых вод в грунте недопускало использование никаких других вяжущих веществ.

Глиноземистый цемент оказывает исключительные услуги в монтажном деле: например, на одном из заводов перегорел мотор большой мощности, приводивший в движение основные механизмы последнего. Срочно приобретенный мотор для смены не совпадал дырами лап с анкерными болтами, заделанными в фундамент. Последние пришлось выбить, сделать новые дыры, и анкерные болты были заново установлены на глиноземистом цементе. Через четыре часа мотор был пущен в эксплуатацию.

Таких случаев, особенно ценных для промышленности, в целях исправления аварий, быстрого ремонта и т. д., можно привести очень много. Глиноземистый цемент прекрасно сочетается с железными частями, также с кладкой из портланд-цемента.

Среди различных методов производства глиноземистого цемента, упомянутых выше, мы остановимся только на способе плавки в электропечи, как производстве, являющемся достаточно энергоемким, и рассмотрим те требования, которые предъявляются в этом случае к сырью.

Расход энергии на выплавку тонны глиноземистого цемента в сильной степени зависит от содержания кремнезема в боксите, позволяя в случае его низкого содержания свести процесс исключительно к расплавлению смеси, заставляя в другом случае восстановить часть кремнезема и окиси железа из руды.

Как известно, боксит — минерал с большим диапазоном колебания составляющих его окислов; так, например, содержание кремнезема в нем может быть от 0.3 до 20%, глинозема — от 40 до 76% и окиси железа — от 0.1 до 27%.

В американской практике, по данным Спур и Вормера,¹ в течение 1923—1924 гг. на боксит для производства глиноземистого цемента предъявляли требования содержания кремнезема не свыше 15%, но покупатели предпочитали брать сорта, которые содержали кремнезема меньше 10%. Содержание окиси железа могло быть очень высоко, в то время как глинозем не должен спускаться ниже 50%.

¹ J. E. Spurr & F. E. Wormer. The Marketing of Metals and Minerals. N. Y., 1925.

Из этих данных можно усмотреть, что промышленность требовала лучших сортов глиноземистого цемента, вследствие чего заводчики приобретали боксит с наименьшим количеством кремнезема, — лучшие его сорта.

Действительно, если мы будем исходить из боксита, содержащего 15% кремнезема и 60% глинозема, и примем, что в клинкере должно содержаться 40% глинозема и 38% окиси кальция при содержании 2% кремнезема и 84% углекислого кальция в исходном известняке, то мы получим в клинкере 12% кремнезема. Содержание 12% кремнезема в клинкере есть тот предел, когда качество глиноземистого цемента по сопротивляемости механическим усилиям и скорости твердения еще достаточно выделяется от портланд-цемента; дальше он уже резко ухудшается и не оправдывает уплаты за такой продукт более высокой стоимости. Вот почему стремятся иметь в глиноземистом цементе содержания кремнезема меньше 12%, считая приемлемым 8—10% и хорошим первосортным цементом признают, имея 5—7% кремнезема в нем. Последний цемент может быть получен из боксита при наличии менее 10% кремнезема и 60% глинозема при одновременном использовании известняка по качеству не хуже указанного выше. Естественно, что при увеличении процентного содержания глинозема в боксите можно получить такие же результаты и при относительно более высоком содержании кремнезема в нем по существу важно, чтобы соотношение глинозема к кремнезему не спускалось ниже 12. В отношении содержания кремнезема в известняке желательно, чтобы оно было не свыше 2—3%, присутствие окиси магния в большом количестве так же нежелательно, как и в производстве портланд-цемента, и должно быть не свыше 5% в клинкере. Таковы требования в случае получения глиноземистого цемента процессом сплавления без восстановления кремнезема.

В тех странах, где имеются хорошие бокситы и они сравнительно дешевы, мы встречаем чаще характерные для этого сырья сорта цемента, а именно для французского фабrikата, например, фирмы Лафарж, анализы которого приведены были выше. Но имеются также сорта с 10% кремнезема, которые, повидимому расцениваются по стоимости ниже. Зато в Германии мы встречаем чаще цементы с 10% и даже 12% кремнезема.

Высокие качества французских бокситов общеизвестны, вследствие чего они экспортируются не только в различные страны, но вывозятся и в Америку, где конкурируют с местными в районах портовых городов. Кроме французских, в последнее время появился на рынке венгерский боксит, тоже высокого качества, — на нем, в частности, работает завод Кенигсхофер в Чехо-Словакии.

Наиболее мощным потребителем боксита вообще является алюминиевая промышленность, предъявляющая высокие требования к бокситу

содержать не более 7% кремнезема и не менее 60% глинозема. В лице последней производство глиноземистого цемента имеет крупного конкурента на сырьевом рынке.

Бокситы с 5—7% кремнезема вообще не являются рядовой породой месторождения, а получаются или выборкой богатых гнезд, или соответствующей рудоразборкой, вследствие чего эксплуатация месторождения иногда сводится к хищнической, вследствие отбрасывания более кремнистых сортов в отвал.

Еще недавно во Франции поднимался вопрос о прекращении вывоза высокосортных бокситов из опасения, что в связи с развитием алюминиевой промышленности в ближайшем будущем будет ощущаться недостаток в этих сортах. Вследствие этого перед технической мыслью поставлена задача найти возможность освоения глинозема из рядовых сортов боксита и даже других видов сырья, богатых глиноземом, с тем, чтобы расширить сырьевую базу для указанных отраслей промышленности. Так как мы не можем мириться с односторонне-нерациональной эксплуатацией наших недр, то в производстве глиноземистого цемента мы должны базироваться на рядовом боксите, а отсюда, учтя его состав, выбрать метод изготовления цемента.

Впервые к электроплавке с восстановлением части кремнезема, повидимому, прибегли немцы на заводе в Черновицах около Галле общества „Электроцемент“ во время войны, когда приходилось использовать свои фогельсбергские кремнистые бокситы. С наступлением мирного времени, производство в такой форме в Германии заглохло. Объясняется это тем, что при процессе электроплавки электрическая энергия является одной из крупных статей расхода на производство. В настоящее время в Европе выгоднее покупать хороший боксит, чем затрачивать электроэнергию на восстановление кремнезема из плохих сортов.

Удаление кремнезема из боксита и извести, составляющих исходную смесь, восстановлением и переводом в сплав технически возможно лишь в электрической печи. При попытке использовать для этого процесса доменную печь по опытам, проведенным в Америке, оказалось, что восстановленный кремний легко окисляется воздухом фурм, и равновесие при данном составе шлака (цемента) между кремнеземом и кремнием в металле не дает возможности фиксировать достаточное количество последнего в сплаве, что приводит к неудовлетворительным результатам в отношении качества получаемого продукта — шлака.

Из месторождений боксита нашего Союза наиболее известны Тихвинские в Северо-западной области, затем идет, недавно открытое, Уральское. Имеются также образцы бокситов, найденных в районе Ангары. О запасе и качестве последних не имеется опубликованных данных.

По данным геолога С. Ф. Малявкина на 1926 г., запас и состав боксита Тихвинских месторождений может быть охарактеризован следующими данными:

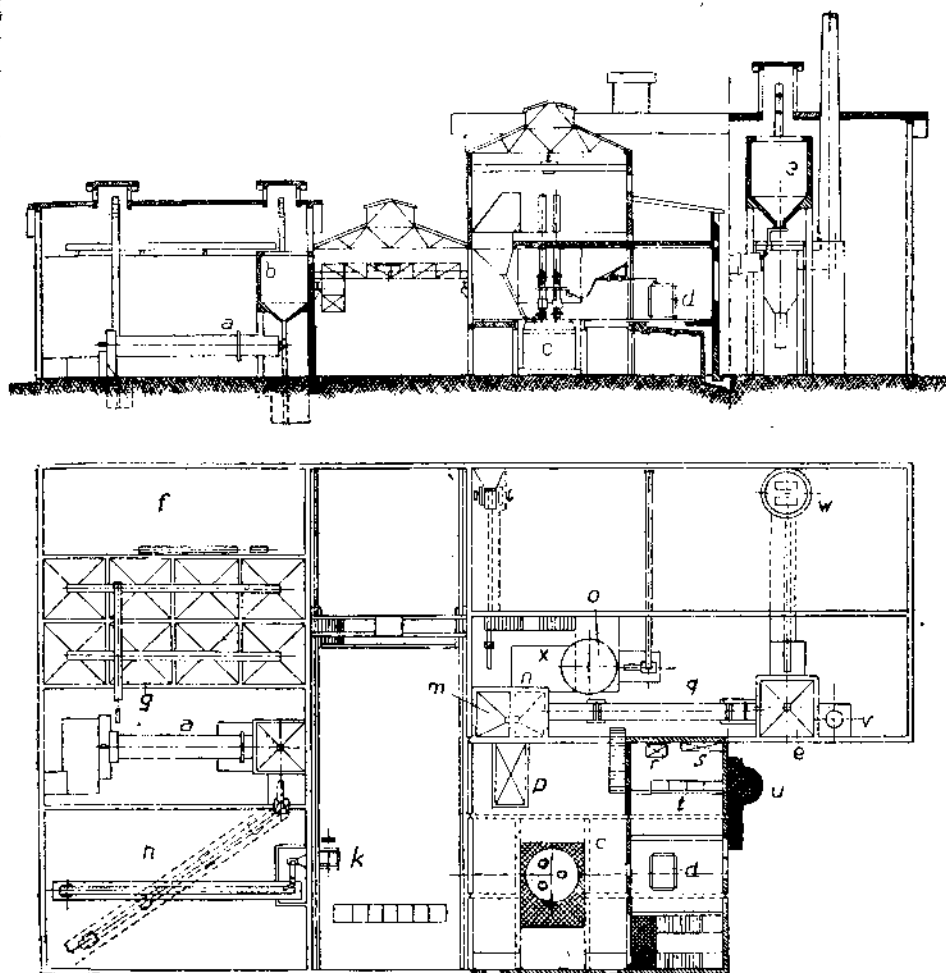
				Запас в метр. тонн.
Местор. Красноручейское, сорт „Прима“:	кремнезема	6.80%		
„ „ „ „	глинозема	54.40%		253 000
I сорт {				
	кремнезема	11.15%		
	глинозема	52.95%		201 000
II сорт {				
	кремнезема	15.00%		
	глинозема	41.80%		459 100
Местор. Губо-Почаевское	I сорт			326 300
„ „ „	II „			133 300
„ „ „	III „			383 000
бокситовая глина				3 000 000
				842 600
Местор. Подсосненское	I сорт			25 000
„ „ „	II „			125 000
„ „ „	III „			38 000
				188 300
Местор. Усадинское: кремнезема	15.77%			
„ „ „ глинозема	50.52%			182 000
Местор. Сегольское: II, III сорт и бокситовая глина . . .				1 000 000

Отсюда видно, что главная масса боксита Тихвинских месторождений содержит кремнезема выше 11% при содержании глинозема около 50%, и потому их переработка на глиноземистый цемент должна идти путем удаления части кремнезема.

Точного и исчерпывающего освещения технологии производства глиноземистого цемента, тем более для случая процесса плавки с восстановлением, в литературе не имеется.

Наиболее подробное описание производства глиноземистого цемента встречается в статье ниж. М. Каучишвили, завода Кенигсхофер в Жижковцах. На фиг. 1 видно расположение оборудования. Доставляемые боксит и известь измельчаются в дробилке и распределяются конвейером и транспортером в соответствующие силоса для хранения. Из силоса боксит поступает во вращающуюся печь, где он прокаливается при 800—900°. Получающаяся при дроблении пыль отсеивается и брикетируется. Процесс плавки здесь состоит лишь в расплавлении, так как используется хороший боксит, поэтому имеются лишь два рядом стоящие бункера, из которых боксит и известь подаются на весы, где производится дозировка смеси. Отсюда смесь поступает непосредственно в бункер над электропечью. Из печи сплав выпускается в металлические изложницы, небольшой величины каждая, поставленные в ряд на вагонетку. По заполнении они отвозятся на остывную площадку.

На фиг. 3 видна нижняя часть электропечи с лотком для шлака и изложницы. По охлаждении шлак поступает на дробление и размол. Тонкость помола равна остатку 3.8% на сите 4900 отв. см².

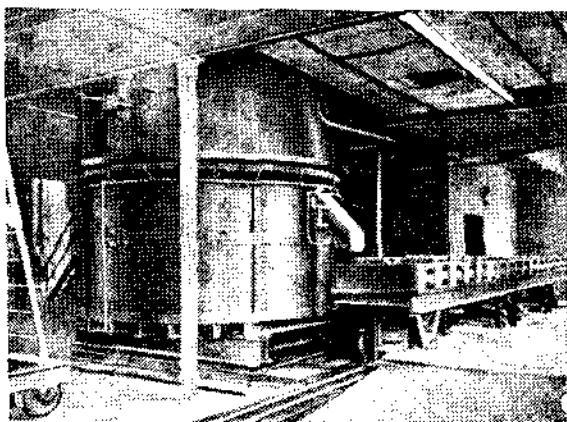


Фиг. 2. Общее расположение завода.

а — шаровая мельница; б — силос для клинкера; с — электропечь; д — трансформатор;
 е и п — боксит. силос; ф — укупорка; г — цементный силос; h — склад клинкера; i — ости-
 вная площадка; k — дробилка для клинкера; l — дробилка для извести; m — известковый
 силос; o — угольный силос; q — кальциниров. печь; r — умформер; s — регуляторы;
 t — распределительная доска; u — маслосток, дымовая труба; w — бегуны; x — топка.

Боксит, кроме того, должен доставляться на завод в закрытых вагонах с гарантией за его состав. Поэтому обычно за границей гарантия дается на партию в несколько тысяч тонн. Вместо силосов боксит можно хранить под навесом, но не под открытым небом, так как необходима защита его от увлажнения атмосферными осадками. Боксит обычно в наших условиях доставляется с 10—12% влаги, сам же он имеет еще 13—14% кристаллизационной воды. В таком виде он естественно не может идти в электрическую печь и должен подвергаться или сушке до потери влаги или прокаливанию, подобно тому, как в Жижковицах.

В последнем случае это требование ставится условием работы с высоким напряжением на дуге. Перед плавкой боксит необходимо дробить, измельчая крупные куски до величины кулака. В такой же степени следует дробить и доставляемую кусковую известь. Для восстановления кремнезема добавляют в смесь боксита с известью кокс или антрацит. Обыкновенный уголь в электропечах не применяют ввиду наличия большого количества летучих. Уголь дробится несколько меньшего размера, чтобы увеличить поверхность реагирования. Кроме того, для лучшего фиксации восстановленного кремния в шихту добавляют железных



Фиг. 3. Нижняя часть печи с леткой для выпуска цемента и вагоном для изложниц.

высечек в таком количестве, чтобы получаемый сплав содержал не более 10—15% кремния. Все ингредиенты шихты предварительно смешиваются и в течение плавки небольшими порциями загружаются в печь. Через определенный промежуток времени накопившийся шлак и металл выпускаются из печи в изложницу и там застывают. Затем они вынимаются и по охлаждению разбиваются,

причем от шлака отделяют крупные куски металла. Дальше шлак идет в дробление в шаровые мельницы, подобно портланд-цементу, но здесь в одной из стадий размол его подвергают обработке на магнитном сепараторе для отделения запутавшегося ферросилиция.

Клинкер глиноземистого цемента более тверд, чем портланд-цемента, вследствие чего имеется увеличение расхода электроэнергии для его помола. Если портланд-цемент требует 20—30 квт/час. на тонну помола, то здесь можно ожидать от 30 до 40 квт/час. Полученный цемент на некоторых заводах грузится в мешки, а на других в бочки. Завод глиноземистого цемента, получающий его электроплавкой, по существу отличается от обычного завода портланд-цемента своим электроплавильным цехом.

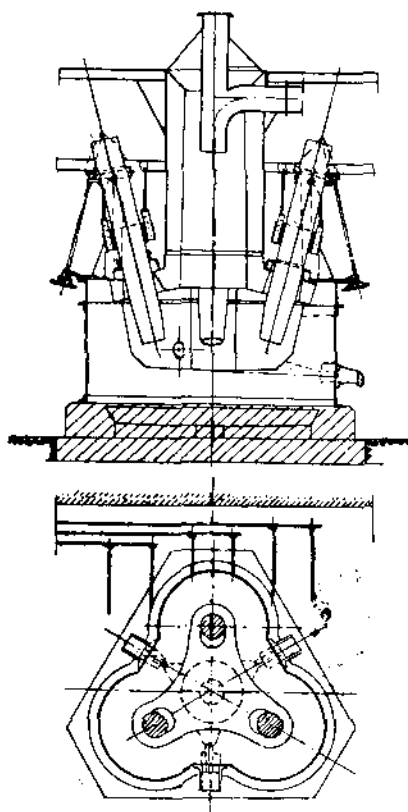
Впервые плавка глиноземистого цемента в электропечи была организована во Франции на заводах Лафарж и Общества Южин в Мутье, вырабатывающих его под маркой „электроплавленный цемент“ (Ciment électrofondu).¹ В статье проф. И. И. Бентковского упоми-

¹ В литературе еще часто встречается название глиноземистого цемента по способу его приготовления: электрический цемент, плавленный цемент и т. п.

нается,¹ что одна из промышленных печей имела мощность около 600 квт и работала при напряжении в 50 V. Расход энергии на 1 кг продукции составлял 5 квт/час. В статье инж. Биля² указывается, что для этого производства применяются как открытые, так и закрытые типы электропечи и обычно дуговые прямого действия. Для этих печей боксит не требует особой подготовки, но необходимо пользоваться известью, а не известняком. Для возможного использования известняка автор приводит чертеж (см. фиг. 4) электропечи с шахтой, подобной электрической домне, где известняк успевает обжигаться в известь. Такая печь имеет производительность около 10—15 т клинкера в сутки, при расходе энергии в 1.5 квт/час. на 1 кг. В печах для плавки глинозем-цемента подина делается из угольной набойки на коксе с пеком, ввиду того, что другие вещества разъедаются. Шлак выпускается в чугунные изложницы или просто в яму, где он застывает.

По данным Блан³ расход энергии на 1 кг клинкера нужно считать 1.1—1.3 квт/час. По данным же Херес'а⁴ 1.65 квт/час.

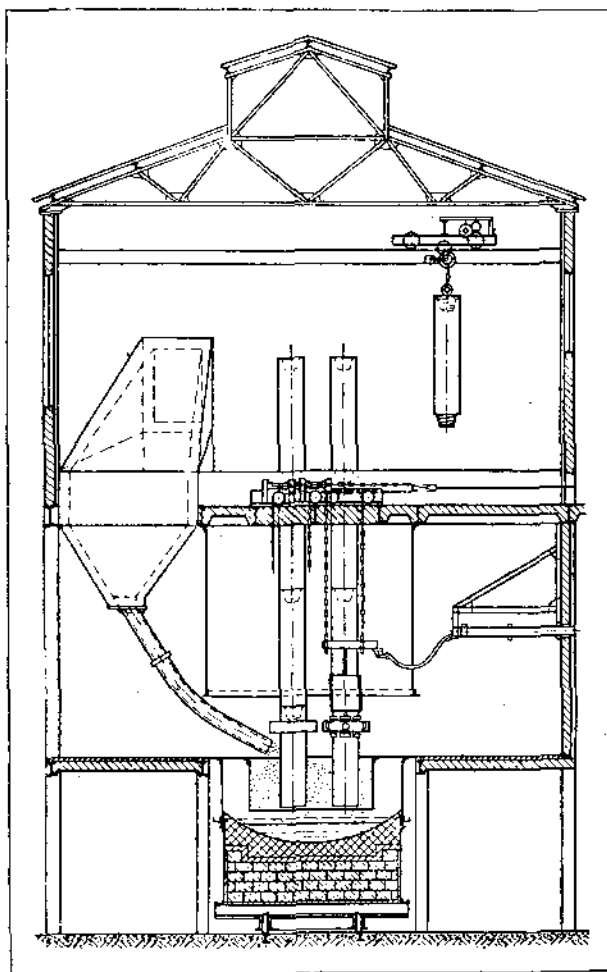
На фиг. 5 видна конструкция электропечи завода в Жижковицах. Солидный железный кожух установлен на тележке. Нижняя часть кожуха футерована огнеупорным кирпичем и угольной набойкой, верхняя часть охлаждается водяным дождем из кольца, расположенного вокруг кожуха. Вследствие этого шихта по краям не расплавляется и образует внутри предохранительный слой. Печь снабжена двумя летками, одна из которых служит для выпуска шлака, а вторая — ферросплава. Печь трехфазная с вводом трех электродов сверху. Электроды непрерывные, состоят из отдельных блоков, сращиваемых при помощи ниппелей. Подача электродов по мере сгорания возможна путем наличия скользящего электродо-



Фиг. 4. Электропечь с высокой шахтой [по Билю].

• ¹ Строит. промышл., 1923, № 3, стр. 16.
² Tonindustrie-Zeitung, 1926, № 76.
³ Revue de mat. de construction, 1924.
⁴ Pit and Quarry, April 1926.

держателя, система которого является патентом фирмы Сименс и Гальске. Вся электротехническая часть этого завода разработана и оборудована указанной фирмой. Электроды имеют размеры 500 мм в диаметре.



Фиг. 5. Разрез электропечи завода в Жижковицах.

Плотность тока на электродах небольшая, напряжение около 200 В. Несмотря на высокое напряжение, печь работает с закрытыми дугами, что достигается использованием прокаленного боксита и устройством дополнительного кольца в кожухе, видимом на фиг. 4. Мощность трансформатора 2500 квт. Нагрузка на печи 2000 квт. $\cos \varphi = 0.92$. Производительность печи около 60 т в день. Расход электрической энергии на тонну от 700—800 квт/час. Расход электродов от 7—8 кг на тонну.

Если в статье Каучишвили указан расход энергии, фиксированный на определенное сырье и состав конечного продукта, то в других

статьях этих данных не имеется, и поэтому нет возможности судить о зависимости повышения расхода энергии от повышения кремнистости исходного материала.

Исходя из положения, что при одном расплавлении приходится затрачивать в современной установке от 0.8 квт/час. на 1 кг, и считая, что мы будем иметь бокситы с 15% кремнезема и около 50% глинозема, и принимая, что нам нужно будет восстанавливать до 10% кремнезема из боксита, тогда можно ориентировочно считать расход электрической энергии от 2—3 квт/час. на 1 кг.

В настоящее время существует целый ряд заводов глиноземистого цемента как в Европе, так и в Америке. Одни из них вырабатывают глиноземистый цемент электроплавкой, другие путем спекания. Во Франции главным производителем является фирма Лафарж (S. A. des Chaux et Ciments de Lafarge et du Teil), имеющая завод в Тей (Ардеж), в Мутиз (Савоя) и Сетте (Тараскон); также имеются заводы других фирм в Бокере, затем в Везуви (Альпы), в Витри Ле Франсуа (Марна). Фирма Лафарж имеет, кроме того, завод в Англии под фирмой „Лафарж Аллюминоз Цемент Ко“ в Вест Тарак близ Тильборна и в Индо-Китае.

В Швейцарии завод глиноземистого цемента находится в г. Бэ. В Германии имеются два завода: один из них, Любек-Херенквик, принадлежит Хохофен, выпускающий цемент под маркой Ролланс Хютте, другой завод выпускает его под маркой „А“. В Чехо-Словакии находится завод „Кенигсхофер Цемент Фабрик“ в Жижковицах. В Венгрии фирма „Всеобщая Венгерская Компания угля“ в Вельзегала имеет завод, выпускающий цемент под маркой „Цитадур“. В Америке завод „Атлас Лумнайт Цемент Ко“ выпускает фабрикат под маркой „Лумнайт“.

Производительность завода в Жижковицах около 21 600 т или 140 000 бочек. Завод Лафарж в Англии выпускал в 1924 г. 300 000 бочек, но рассчитан на расширение выпуска до 1 000 000 бочек. Производство глиноземистого цемента во всей Франции в 1929 г. выразилось около 450 000 бочек.

Если принимать потребность в глиноземистом цементе в некотором соотношении к портланд-цементу, то оказывается, что указанная производительность французских заводов глиноземистого цемента 1929 г. составляла один процент от производства портланд-цемента.

Продажная стоимость глиноземистого цемента в 1927 г. в Сев.-Амер. Соед. Штатах была в два раза дороже портланд-цемента. По данным Отто Гаснера стоимость цемента Лафарж во Франции равняется 280 франков за 1 тонну, при стоимости портланд-цемента в 160 франков.

В одном из заводов, получающих глиноземистый цемент электроплавкой, стоимость производства выражалась в следующих цифрах (в марках):

Боксит 0.8 т по 25 мар.	20 зол. мар.
Известняк 0.4 т по 25 мар.	10
Топливо	3
Электрич. энергия	15
Электроды	4
Зарплата	4
Ремонт	2
Мешки	4
Амортизация и $\frac{0}{10}$ на капитал	7

Итого 69 зол. мар.

Продажная стоимость продукта была 110—120 мар. В нашем случае при расходе электрической энергии в 3000 квт/час. на тонну и стоимости ее 0.25 коп. квт/час. общая стоимость электрической энергии выразится в 7 руб. 50 коп. на тонну.

М. А. БЕЗБОРОДОВ

СТЕКОЛЬНАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

Стекольное производство по расходу тепловой энергии занимает одно из первых мест среди других отраслей промышленности. Вообще оно отличается весьма высоким значением таких элементов себестоимости, как топливо и рабочая сила. Рассматривая структуру средней себестоимости всей промышленности и отдельно стекольной, мы увидим, что в последней удельный вес сырья в три раза меньше, чем в первой, вес же топлива почти в три раза, а рабочей силы в два раза, как это иллюстрируется на табл. 1.

Таблица 1

ОТРАСЛИ ПРОМЫШЛЕННОСТИ	Элементы себестоимости (в %)		
	Сырье и материалы	Топливо	Рабочая сила
Вся промышленность	62.3	5.1	24.5
Производство средств производства	45.5	8.6	34.5
Производство средств потребления	73.2	8.1	19.1
Стекольная промышленность	21.7	14.3	52.1

Однако, необходимо отметить, что вес отдельных элементов себестоимости в стекольном производстве колеблется в зависимости от ряда условий, среди которых большое значение имеют сорт изделия и технические особенности производства. Для примера ниже мы приводим среднюю себестоимость по двум трестам — Иваново-Вознесенскому и Ленинградскому, имеющим сложную номенклатуру изделий (по данным за 1-ю половину 1929—1930 гг.).

	Ивстекло	Ленстекло
	в %	
Сырье	9.7	13.1
Материалы (вспомогательные и упаковочные)	3.9	3.5
Топливо	13.3	10.9
Энергия (электрическая)	1.9	1.7
Рабочая сила	37.2	35.5
Цеховые расходы	16.6	16.4
Общезаводские расходы	12.1	10.4
Итого	94.7	91.5

При ручном производстве стекольных изделий главное значение в себестоимости имеет рабочая сила, причем она колеблется в меньшей степени, чем другие элементы себестоимости. Исключением может являться только производство литого стекла, где нет значительных затрат на выдувание изделия и где поэтому стоимость рабочей силы составляет только 15—16%. При изготовлении парфюмерной, аптекарской и хозяйственной посуды, технического стекла и бутылок стоимость рабочей силы достигает наибольшего уровня, в то время как в производстве сортовой посуды, бемского и полубелого стекла стоимость рабочей силы ниже, чем в среднем, по всей стекольной промышленности.

Взятые вместе сырье и материалы (упаковочные и вспомогательные), как показывают калькуляции различных сортов стекла, имеют различный уд. вес в себестоимости в зависимости от характера и сорта изделий. Наибольшей уд. вес в себестоимости сырье и материалы имеют в производстве литого (21.0%) и полубелого (19.9%) стекла, сортовой выдувной посуды (17.4%), лампового стекла (15.9%) и бутылки (15%); напротив, наименьшей уд. вес сырье и материалы имеют в производстве аптекарской (10.7%), парфюмерной (10%) посуды и бемского стекла (13.2%).

Значительные колебания имеет уд. вес топлива также в зависимости от сорта изделий. При изготовлении выдувной сортовой и парфюмерной посуды он равен соответственно 6.2% и 6.37%, а в производстве бемского и полубелого оконного стекла достигает 18.7% и 20.2%.

Механизация производства вносит резкое изменение в соотношения отдельных элементов себестоимости. В сравнении с ручным производством при механизации уд. вес рабочей силы значительно падает, а уд. вес сырья и топлива возрастает. В табл. 2 мы приводим сравнительные данные элементов себестоимости (в %) для механизированного и ручного производства.

Таблица 2

СПОСОБ ПРОИЗВОДСТВА	Топливо и сырье материалы			Рабочая сила		
	Бемское стекло	Бутылка коммерч.	Бутылка моноп.	Бемское стекло	Бутылка коммерч.	Бутылка моноп.
Ручной	36.6	27.2	23.6	35.2	40.3	40.1
Механизированный	58.3	51.5	48.4	16.7	11.3	10.4

В связи с сказанным стекольная промышленность еще больше, чем это было до сих пор, ставится в зависимость от себестоимости топлива, а также сырья и прочих материалов. Поэтому дальнейшее размещение стекольной промышленности определяется ее отношением к топливным и сырьевым ресурсам страны или отдельных ее областей.

Главными составными частями стекольной шихты, из которой плавится стекло, являются песок, известь, сода и сульфат. В среднем для

всей промышленности эти сырьевые элементы находятся в следующем соотношении (по весу): песок 67%, известь 11%, сода 16% и сульфат 6%.

Два первые вида сырья, как видно, составляют по весу 78%. Несмотря на то, что не всякий песок и известняк могут быть использованы в качестве сырья для плавки стекла, в большинстве случаев стекольные заводы пользуются местными источниками — областными или краевыми — для удовлетворения потребности в них. Только в исключительных случаях эти виды сырья перебрасываются на большее расстояние.

Снабжение содой до сих пор происходило из двух мест, приблизительно одинаково удаленных от главных центров стекольной промышленности — Донбасса и Урала. В настоящее время кондиционные щелочи во многих случаях заменяются с успехом суррогатами, в виде „естественных щелочей“ — горных пород; значительные залежи последних находятся в разных краях СССР. На севере — хибинские нефелины, на Урале — эеолиты, на Сев. Кавказе — вулканический пепел и бештаулиты, в Армении — пемза и обсидиан, в Казахстане — тенардиты и т. д. Постепенное внедрение в стекольную промышленность „естественных щелочей“ делает ее менее зависимой от центров производства соды, значение которой из-за применения суррогатов понижается.

Есть основание утверждать, что по характеру своего сырья стекольная промышленность тяготеет к равномерному размещению на территории страны и к возможному приближению к источникам сырьевых ресурсов. Это особенно подчеркивается теми изменениями, которые происходят в настоящее время в экономике транспорта, приводящей к тому, что радиус снабжения сырьем должен быть максимально сокращен.

Уже ранее было отмечено, какой высокий уд. вес в себестоимости стекольных изделий имеет топливо. В табл. 3 приведены данные, характеризующие нормы расходования условного топлива (7000 калорий) на единицу продукции основных видов стекольной промышленности, показывающие, сколько килограмм условного топлива затрачивается на 1 кг изделий.

Таблица 3

СОРТ ИЗДЕЛИЙ	1928—29 г.	1929—30 г.	1930—31 г.
Листовое стекло	2.47	2.37	1.98
Сортовая посуда	2.98	2.72	2.33
Бутылка	1.31	1.29	1.27

Если этот расход условного топлива переведем на фактическое топливо различных видов, то для 1930/31 г. его потребление на единицу

изделий выразится в цифрах, приведенных в табл. 4 (кг топлива на кг продукции).

Таблица 4

ВИДЫ ТОПЛИВА	Листовое стекло	Сортовая посуда	Бутылка
Дрова (сухие березовые)	3.96	4.76	2.54
Торф центрального района	3.96	4.76	2.54
Торф других районов	4.95	5.95	3.14
Подмосковный уголь	—	5.16	2.75
Донецкий уголь	2.11	2.54	1.35

Зависимость стекольной промышленности от топлива заставляла стекольные заводы размещаться в местностях с большими топливными ресурсами. Из 112 стекольных заводов, числившихся в 1926/27 г. в РСФСР, 94 предприятия (84%) находились в областях, которые в момент возникновения заводов имели большие площади дешевого древесного топлива. Мы отметили ранее, что уд. вес топлива в связи с механизацией не только не понизился для стекольного завода, но, напротив, значительно вырос. Это подчеркивает с большой очевидностью, что наличие местных топливных ресурсов должно быть принято во внимание при постройке новых стекольных предприятий.

Предстоящий пересмотр железнодорожных тарифов изменит стоимость топлива в случае переброски его на большие расстояния, так же, как это коснется и сырья. Если до настоящего времени система железнодорожных тарифов благоприятствовала транспорту громоздких товаров (в частности древесного топлива) на дальние расстояния, то в дальнейшем это положение может измениться коренным образом и отразиться на стоимости топлива. Стекольная промышленность должна будет пересмотреть свое топливное хозяйство как в отношении замены дорогих сортов топлива дешевыми, так и приближения предприятий к источникам топлива.

Подводя итоги сказанному в отношении сырья и особенно топлива, мы приходим к выводу, что стекольная промышленность принадлежит к тем отраслям народного хозяйства, которые тесным образом связаны с источниками дешевого топлива и сырья, каковая связь усиливается с механизацией производства. Поэтому проектирование новых предприятий основных типов стеклянных изделий (бемское стекло, бутылка, сортовая посуда), безусловно механизированных, должно вестись в тех областях и районах, которые на местах располагают достаточными запасами топлива и сырья. Наряду с этим необходима работа по рационализации основных процессов производства (плавка стекла и его отжиг) и по усовершенствованию печей, которые до сих пор имеют очень низкий коэффициент полезного действия.

Стекло давно уже завоевало себе прочное положение во всех областях быта, техники и науки. Предметы из стекла, начиная от мелких и кончая крупными, от ответственных оптических приборов до простых бутылок, находят самое широкое применение. Однако, размеры производства отдельных видов стеклянных изделий различны. Их уд. вес в экономике народного хозяйства колеблется от сотен тысяч тонн до нескольких килограммов в год. В табл. 5 приведены данные о фактической выработке различных сортов изделий в СССР в 1928/29 и 1929/30 гг.

Таблица 5

ВИДЫ ИЗДЕЛИЙ	Выработка за 1928—29 г. в тыс. тонн	Выработка за 1929—30 г. в тыс. тонн
Оконное полубелое стекло	119.1	132.1
Оконное бемское стекло	52.9	75.5
Итого оконного стекла	172.0	207.6
Зеркальное стекло	4.8	5.08
Фотостекло	1.3	3.5
Сигнальное стекло	0.2	0.2
Разное листовое	1.8	3.3
Сортовая посуда	24.4	29.9
Хозяйственная посуда	14.1	14.5
Ламповое стекло	14.9	16.5
Предметы освещения	1.2	1.8
Аптекарская посуда	19.2	19.9
Парфюмерная посуда	3.7	6.2
Химич. лабораторн. посуда	1.2	1.6
Бутылки коммерч. и моноп.	111.8	127.5
Химические бутылки	4.3	9.3
Техническое стекло	1.8	6.2
Электротехнич. стекло	1.4	2.7
Всего по СССР	378.1	455.78
В том числе:		
1) Механизированное бемское стекло	32.2	59.3
2) Механизированные бутылки	13.2	24.8
Итого механ. стекла	45.4	84.1

Мы видим, что главную массу стекольной продукции составляют оконное и бутылочное стекло, дающие по весу (73.5%) всего того стекла, которое вырабатывается в СССР. Значительная доля его изготавливается механизированным способом. В 1928 г. 12% всей стекольной продукции

СССР, в 1929/30 г. 18%. По контрольным цифрам 1931 г. при общей выработке стекольной промышленности в 605.03 т запроектированных Союзстеклофарфором, на долю механизированного стекла падает около 31% (188 т).

Имея в своем составе различные отрасли производства, подчас резко отличающиеся по характеру процессов, стекольная промышленность в главной массе своей продукции представляет два главных типа: производства оконного и бутылочного стекла, причем оба они постепенно от ручного способа переходят к механизированному. Нами отмечено было ранее, что переход от ручного производства к механизированному значительно повышает уд. вес топлива в хозяйстве стекольного завода. Приведенные нами сейчас данные, характеризующие настоящее состояние стекольной промышленности и основные тенденции ее развития, подчеркивают возрастающее значение энергохозяйства стекольного завода, от правильной и рациональной постановки которого зависит успешный ее рост.

Краткость обзора не позволяет нам остановиться на ряде других отраслей стекольной промышленности, может быть не занимающих по весу большого объема во всей системе стекольной промышленности, но тем не менее имеющих громадное значение в иных отношениях. Все же резко отличающееся по характеру производства оптическое и зеркальное стекло, изготовление стеклянных трубок, всевозможных физических и химических приборов, накладных стекол и целого длинного ряда других стеклянных изделий найдут здесь свое отражение, поскольку отдельные типы тепловых установок находят применение в зависимости от составов, сортов и назначений тех стекол, которые в них плавятся.

ОСНОВНЫЕ ПРОЦЕССЫ СТЕКОЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Стекло представляет собой сплав нескольких веществ, полученных путем нагревания смеси последних при высокой температуре и последующего охлаждения. Главными стеклообразующими материалами являются песок, известь и сода. Для придания стеклу особых специальных физико-химических свойств, помимо этих трех материалов, применяется еще ряд других в зависимости от того, какие свойства стеклу должны быть сообщены. В числе последних могут быть названы для примера: поташ, сурик, борная кислота, окись цинка, доломит, каолин. Для получения стекол определенного цвета и пропускной способности применяются особые вещества, называемые красителями. Для бесцветного стекла пользуются добавками к шихте веществ под названиями обесцвечивателей. При отсутствии кондиционных щелочей применяется суррогат в виде горных пород, называемых заменителями.

Существуют определенные технические условия для сырых материалов, применяющихся при плавке стекла. Они всецело зависят от свой-

ства стекла и его назначения. Так, например, для простого бутылочного стекла содержание окиси железа в песке может быть допущено в пределах нескольких процентов, в то время как оптическое и увиолевое стекло требует такого песка, в котором ее содержание находится в пределах сотых долей процента. Эти технические условия определяют не только химический состав материалов, но также и их крупность. Не всякая крупность песка может считаться пригодной для плавки стекла. Она зависит еще от того, в каких печах плавка стекла происходит. Ванные печи допускают более крупный песок, чем горшковые. Есть некоторые пределы оптимальной крупности зерен для разных случаев плавки. В зависимости от тех условий, в которых протекает плавка, а также от того, какого сорта стекло желают получить, применяется тот или иной песок. В большинстве случаев стекольные заводы пользуются местными песками, так как они по своим свойствам вполне подходят для производства стекол массового потребления. Только в редких случаях песок приходится доставлять на большое расстояние к заводу, когда или нет поблизости песков, или они непригодны для данного стекла. Во всяком случае при выборе географической точки для стекольного завода должно быть учтено не только наличие песка, но и его качества, а также, в какой мере он отвечает техническим требованиям для производства данного сорта стекла. Подобного же рода технические требования предъявляются и к остальным сырым материалам.

Большей частью сырые материалы непосредственно не могут быть использованы в смеси для варки стекла. Они должны быть подвергнуты предварительной обработке. Последняя зависит от свойства и характера материала — его химического состава и крупности. Песок часто перед составлением шихты просушивается в особых печах, называемых песко-обжигательными. Для лучших сортов стекла он подвергается даже промывке водой или электромашинному обогащению (очистке). Материалы, поступающие на завод в крупных кусках, должны быть раздроблены и измельчены. Измельчение их производится на бегунах или в барабанах, после чего они подвергаются просеиванию на ситах. Это относится к известняку, соде, поташу, горным породам и т. д.

После того как материалы измельчены и отсеяны, приступают к отвешиванию их в определенных пропорциях и составлению смеси для плавки стекла.

Отвешенные в определенных соотношениях сырые материалы засыпаются далее в особые смесительные устройства, которые бывают самых разнообразных конструкций. Все они преследуют цель наиболее тесно в кратчайший срок перемешать засыпанные составные части в однородную шихту с равномерным распределением последних в отдельных ее частях. Перемешанная однородная шихта засыпается далее в горшок, если варка ведется в горшковых печах, или в варочную часть бассейна, если плавку ведут в ванной печи. При засыпке шихты в печь к ней доба-

вляется обыкновенно стеклянный бой, который облегчает процесс плавки и уменьшает разъедание шихтой шамотных стенок горшка. После окончания плавки стекло подвергают студке, если плавка ведется в горшковой печи. По окончании студки, когда стекло приобрело требуемую температуру и вязкость, начинают его выработку. Когда стекло из горшка выработано выдувальщиком, в горшок вновь засыпают шихту с боем и вновь ведут процесс плавки его, за которым опять следует выработка.

Как видно, в горшковых печах процессы имеют периодический характер, причем один сменяется другим — в определенной очередности. В ваннных печах процесс совершается непрерывно. Шихта и бой, как сказано раньше, засыпанные в варочную часть бассейна, расплавляются и образуют стекло, которое поступает далее в выработочную часть печи.

Сравнивая горшковые печи с ваннными, мы видим, что процесс плавки и выработки в первых совершается в одном и том же месте, но в определенной временной последовательности, а в ваннных — идут одновременно, но в разных местах бассейна печи. Стекло, поступающее в выработочную часть бассейна, подвергается выработке либо вручную, либо машинами, примыкающими к печам особыми устройствами (канал Фурко, фидер-питатель и т. д.).

В настоящее время ваннные печи постепенно вытесняют горшковые, имея перед ними целый ряд преимуществ как технического, так и экономического характера. Главное преимущество их заключается в том, что они допускают непрерывность процесса, необходимую при механизированном способе производства.

Способы выработки стекла различны для различных сортов. Во многих случаях стеклянные изделия после выработки подвергаются еще дополнительной тепловой обработке в отжигательных печах периодического („опечки“) или непрерывного („леры“) действия. В зависимости от назначения стеклянные изделия далее шлифуют, полируют, серебруют, отрезают и отапливают или матируют. Ни один из материалов не допускает такого многообразия обработки различными способами, как стекло: вытягивание, выдувание, прессовка, отливка, прядение, матировка, полировка, шлифовка, серебрение, травление, гравировка и многие другие виды обработки в горячем и холодном состоянии, сухим и мокрым способом.

Описывая схематически основные процессы стекольного производства, мы не остановились на изготовлении шамотного припаса и горшков, в которых ведется плавка стекла. Так как в большинстве случаев изготовление шамотного припаса и горшков происходит у нас на самих стекольных заводах, необходимо остановиться вкратце и на нем.

В состав массы для изготовления огнеупорного припаса, будет ли это горшок или ванный брус, входят сырая огнеупорная глина и шамот, т. е. та же глина, но обожженная при 1100—1200°. В качестве шамота на заводах пользуются всегда либо старыми, бывшими в употреблении горшками, тщательно очищенными от следов стекла, либо старыми, находив-

шимися в работе брусьями. Перед составлением огнеупорной массы глину сушат, размалывают под бегунами и отсеивают. Шамот, после очистки от следов стекла, раздробляют и измельчают в дробилке или под бегунами и также отсеивают на ситах. Обыкновенно на благоустроенных заводах применяются установки, которые автоматически измельчают шамот, отсеивают его на определенную крупность зерна и элеватором подают в особые закрома для хранения. Такие установки изготавливаются, например, фирмой Август Рейсман (в Руре). Отвешенные в определенных соотношениях, глина и шамот засыпаются в колоды и заливаются водой, после чего приступают к их перемешиванию в глиномялках, имеющих форму и устройство мясорубки, горизонтального или вертикального типа. Кроме таких глиномялок, существуют еще другие типы, в которых масса перемешивается коленчатым валом, расположенным горизонтально. Перемешивание массы производится несколько раз, причем ей дают еще вылеживаться в течение определенного времени в сырых и темных подвалах. Затем приступают к выработке из нее огнеупорных изделий. Горшки мажут вручную гончары. Шамотные брусья изготавливаются в деревянных формах плотной набивкой в них огнеупорной массы.

Отформованные изделия далее сушатся в теплой и влажной атмосфере в течение нескольких месяцев и затем перед установкой в стекловарную печь обжигаются в течение нескольких дней при $1100-1200^{\circ}$.

В настоящее время на некоторых заводах за границей вместо мазки горшков из тестообразной массы применяют отливку в гипсовых формах разжиженной массы. Для разжижения пользуются добавкой щелочей (сода) к массе.

Государственный Исследовательский Керамический институт в Ленинграде, по примеру некоторых американских заводов, ведет успешно работы по изготовлению шамотных брусьев из очень тощей массы путем пневматического трамбования в форме. В то время как при обычном способе масса содержит около 66% шамота, сухой способ позволяет доводить его содержание до 93% . Такой способ дает возможность вести скорее сушку и обжиг брусьев и улучшить их термическую стойкость. При этом их устойчивость против разбедания стеклом остается почти на прежней высоте. Есть основание предполагать, что этот же способ может найти применение и при изготовлении лодочек Фурко и стекловаренных горшков.

При описании производства стекла и его плавки мы не упомянули, что топливом на современном заводе в большинстве случаев является газ. Он получается путем газификации твердых сортов топлива (дров, торфа, угля) в газогенераторах. Печи с прямым отоплением, с топками прямого действия сейчас вышли из употребления и пользуются ими только в редких и особых случаях. Выбор надлежащего типа газогенератора, снабженного рядом автоматических устройств, является столь же ответственным и важным делом, как и подбор надлежащего типа печи при проектировании стекольного завода.

ЭНЕРГОЕМКОСТЬ ГЛАВНЫХ ТЕПЛОВЫХ УСТАНОВОК

Газогенераторы

Непосредственное сжигание топлива в топке и обогревание отходящими газами плавильного пространства печи неэкономно, и от этого способа отопления печей отказались. Существовавшие в прежнее время печи с прямым отоплением, так называемые „дровянки“, заменены теперь печами, отопляемыми генераторным газом.

Простейшими являются шахтные самодувные газогенераторы. Они представляют собою вертикальную глубокую шахту, сложенную из огнеупорного кирпича, имеющую в своей нижней части колосниковую решетку и поддувало, а в верхней — канал для отвода образующегося газа и загрузочное отверстие с загрузочной коробкой. Устраиваются они с горизонтальными и наклонными ступенчатыми решетками. Самодувные генераторы работают на каменном угле, торфе, дровах. Шахта устраивается четырехугольного или круглого сечения. Уголь засыпается над решеткой слоем вышиной в 1—1.3 м. Генераторы с наклонными решетками напоминают по форме и ходу работы полугазовые топки.

Эти генераторы находят сейчас применение у печных установок с небольшой производительностью. Мощность такого газогенератора 50—60 (максимально 80) кг угля на 1 м² поверхности колосниковой решетки в 1 час. Основное преимущество шахтных генераторов заключается в простой конструкции их. Небольшая нагрузка делает их непригодными у крупных печных установок.

Весьма часто эти газогенераторы, работающие с естественной тягой дымовой трубы и называющиеся нередко „генераторами Сименса“, соединяются по 2 или по 4 вместе общей кирпичной кладкой и общими газотводами. Кроме каменного угля, самодувные генераторы работают на торфе и на дровах. Газогенераторы обслуживают горшковые печи. В табл. 6 приведены данные, характеризующие работу генераторов, их размеры, эффективность, качество топлива и получающегося газа.

При работе с дровами и торфом приведенного состава золы получается мало — в пределах от 1 до 2%, и при таких условиях названные генераторы не доставляют особенных неудобств.

Совсем не то получается при многозольном топливе. Удаление ручным способом золы из генератора при неподвижной колосниковой решетке и при наличии многозольного топлива вызывает значительные затруднения в смысле обслуживания генератора. Помимо этого недостатка, подобные генераторы имеют еще ряд других, из которых должны быть упомянуты следующие. Шуровку топлива приходится вести вручную, что часто является чрезвычайно тягостной работой для шурала. К тому же протекает она не всегда удовлетворительно, особенно при наличии большого содержания золы в топливе. Мы уже ранее упоминали, что

Таблица 6

	Испытание по порядку				
	1	2	3	4	5
	Т о п л и в о				
	Торф	Торф	Дрова	Торф	Дрова
	Характеристика генератора				
	Генератор А		Генератор В		
Высота от колосниковой решетки (в метрах) . . .	2.5	2.5	2.5	3.12	3.12
Сечение шахты (в кв. метрах)	1.56	1.56	1.56	1.35	1.35
Температура воздуха при входе в генератор . . .	80°	28°	—	0°	0°
Температура газа при выходе из генератора . . .	220°	190°	—	149°	186°
Время пребывания торфа в генера- торе (в часах) во время	варки . . .	6.5	10.3	—	6.9
	выработки .	10.5	12.6	—	8.3
Форсировка генератора на 1 м ² се- чения шахты в 1 час (в кг) во время	варки . . .	117	76	—	147
	выработки .	73	82	—	125
Состав топлива					
Углерод (С)	41.28	33.6	39.5	34.95	39.50
Водород (Н)	4.51	3.78	4.74	3.81	4.74
Кислород (О)	28.60	27.06	33.97	24.15	33.97
Азот (N)	0.75	0.65	0.79	0.64	0.79
Зола (А)	2.01	1.44	1.0	1.35	1.0
Влажность (W)	22.85	33.47	20.0	35.1	20.0
Теплотворная способность топлива, нижний предел, кал.	3575	2744	3364	2955	3364
Состав газа (по объему):					
Углекислота (CO ₂)	5.65	9.45	7.86	9.28	8.25
Окись углерода (CO)	28.53	22.8	30.5	22.65	22.95
Метан (CH ₄)	3.15	1.9	2.48	1.22	1.68
Тяжелые углеводороды (C ₂ H ₄)	0.23	0.26	0.40	0.43	0.34
Водород (Н)	6.95	11.02	4.67	8.13	8.05
Кислород (О)	0.24	0.4	0.17	0.40	1.32
Азот (N)	55.25	54.17	54.02	57.89	57.50
Теплотворная способность 1 куб м ³ газа, кал. . . .	1358	1180	1312	1072	1107
Коэффициент полезного действия генератора, при- ходящийся на теплотворную способность газа в процентах	72.0	71.4	65.5	65.0	68.5
Производительность генератора в тоннах топлива в сутки около	3.5	3.0	—	4.4	4.0

данный тип и конструкция генераторов имеют весьма ограниченную производительность, как видно это из приводимых таблиц (3,0—4,4 т топлива в сутки). Засыпка топлива и неудовлетворительное удаление золы вызывают неравномерную работу генератора, характеризующуюся непостоянным составом газа. Несомненно, что последнее, в свою очередь, отражается на работе печи, в которую поступает газ. Вполне естественно, что возникли попытки создать новые конструкции генераторов, в которых указанные недостатки должны быть устранены. Появились газогенераторы с искусственным дутьем, вращающимися колосниковыми решетками, вращающимися шахтами, с автоматическими шуровочными приспособлениями.

Из новых типов усовершенствованных генераторов, установленных на стекольных заводах СССР, должны быть упомянуты генераторы американской фирмы Вельмана, работающие в Донбассе на Константиновском стекольном заводе. Этот генератор имеет автоматический питатель, который регулирует постоянную и равномерную подачу угля в шахту. Сама шахта состоит из кожуха, изготовленного из литой стали и футерованного шамотным кирпичем. В верхней части кожух цилиндрический, внизу — он переходит на конус. Шахта вращается вокруг вертикальной оси, будучи связана чугунным кольцом, имеющим зубчатый венец с шестерней, приводящей шахту в движение. Крышка генератора неподвижна. Она сделана из стали и охлаждается водой. Герметичность соединения крышки и шахты осуществляется помощью водяного затвора. Для разрыхления и перемешивания топлива устроена мешалка, охлаждаемая водой и приводимая в движение системой зубчатого сегмента, вала и кривошипа. Внизу шахта оканчивается чугунной чашей, на которую насажена труба для подачи паровоздушной смеси. Из-за трения чаши и шахты первая увлекается второй и вращается. Периодически чаша останавливается. Она образует водяной затвор генератора снизу, причем в чашу подается вода, служившая для охлаждения мешалки и крышки. Дутье в генераторе осуществляется помощью пара через инжектор. Все части, находящиеся в движении — мешалка, шахта, питатель (отчасти чаша) — обслуживаются мотором мощностью в 3 HP.

Подводя итоги сказанному о генераторе Вельмана, мы можем характеризовать его следующими особенностями, отличающими его от простейших самодувных генераторов. Топливо непрерывно перемешивается и подается в шахту. Зола автоматически убирается особым скребком. Шуровка, подача топлива и удаление золы полностью механизированы. Газогенератор, как показала практика, пригоден и для равномерной, и для интенсивной газификации. Размеры установленных в Константиновке генераторов таковы: высота цилиндрической части шахты — 1300 мм, высота конической части шахты — 1250 мм, внутренний диаметр генератора — 2440 мм, внешний диаметр — 2650 мм. Установка генераторов на Константиновском заводе состоит из трех батарей: две имеют по 4 гене-

ратора и одна — 5 генераторов и обслуживает две ванны печи для бутылочного производства и две системы Фурко для производства оконного стекла. Итого, следовательно, 13 генераторов. Подача угля производится из вагонов в бетонные ямы, а из них грейфером в бункера. Из бункеров уголь поступает в генератор. Зола и шлаки из чаши попадают в вагонетки, которые отвозят их к шлаковой бетонной яме. Газ из генератора поступает в газопровод, имеющий пылеуловительную камеру, и далее — в коллектор, по которому попадает в печи. Необходимость пылеуловителя очевидна, если принять во внимание, что в 1 м^3 газа содержится 12—13 г пыли, составляющей 3.5% от всего загруженного топлива.

Расход энергии, потребной для работы генераторов, может быть подсчитан на основании следующих данных. Каждая система, состоящая из 4 генераторов, требует:

- 4 мотора по 3 НР для вращения шахты генераторов, мешалки и загрузочного аппарата;
- 1 мотор в 6 НР для передвижения мостового крана вдоль ядания генераторов, служащего для подачи угля;
- 1 мотор в 6 НР для передвижения тележки на мостовом кране вдоль крана;
- 1 мотор в 24 НР для поднятия, опускания, закрывания и открывания ковша грейфера.

Производительность одного генератора при внутреннем диаметре шахты в 2440 мм равна 16—17 т угля в сутки, что дает форсировку генератора в 143—152 кг на 1 м^2 сечения в 1 час. На 1 кг угля расход пара составляет 0.3—0.5 кг. Давление пара для дутья 1.5 атм. Выход сухого газа равен 3.07—3.35 м^3 из 1 кг угля.

Расход воды, охлаждающей крышку и мешалку, составляет примерно 1375 л в 1 час, иначе говоря 240 л на 100 кг газифицированного угля. Коэффициент полезного действия генератора Вельмана описанного устройства достигает 80% (завод применяет лисичанский уголь марки „Д“, а также смесь из 67% бежановского грохоченного угля и 33% лисичанского рядового).

К числу усовершенствованных генераторов относятся изготавливаемые фирмой „Вуд“. Для дутья они имеют пароструйные инжекторы. В этих генераторах уголь перемешивается двумя мешалками из ковanej стали. Мешалки охлаждаются водой. Скорость одного оборота газогенератора вокруг оси — 30 мин. Подача угля производится автоматическим питателем. Для работы генератора требуется мотор в 7.5 НР. По данным фирмы, газогенератор Вуда тяжелого типа имеет производительность от 41 до 55 т в сутки. Как и в генераторе Вельмана, зола непрерывно удаляется гребком. Диаметр генератора Вуда тяжелого типа — 10'6" (3200 мм). Фирма изготавливает генераторы и меньших размеров — модель МС с внутренним диаметром 8'6" (2600 мм), производительность которых 15—30 т битуминозного угля в сутки. Для охлаждения мешалок требуется около 37 л воды в минуту.

Остальные существующие генераторы указаны в табл. 7, где дана оценка и характеристика их.

Таблица 7

Главнейшие системы газогенераторов

	Вуд	Сикст	Чайман
Размеры	Стандартн. $8\frac{1}{2}'$ и $10\frac{1}{2}'$ (2591 и 3200 мм)	$9'$ (2743 мм) $14'$ (4267 мм) $16'$ (4877 мм)	Диам. от $8'$ до $11'$ (2438—3353 мм)
Движение—устройство передачи	1 мотор для вращения генератора, колеса, фидера и мешалки в 5 HP	Неподвижен	Отдельные моторы для генератора и ме- шалки и фидера
Мешалка	$8\frac{1}{2}'$ —один изогнутый сержень $10\frac{1}{2}'$ —2 изогнутых качающихся сержня	Мешалка паровая	Центральная мешал- ка в виде грабеля
Подача угля	Автоматическая с об- мером угля. 1 фидер	При помощи фидера, автоматическая	Автоматический кон- троль высоты слоя угля
Крышка генератора .	В $10\frac{1}{2}'$ из огнеупор- ного кирпича, а в $8\frac{1}{2}'$ из литой стали с водя- ным охлаждением	С водяным охлажде- нием	Из огнеупорного кирпича
Подача воздуха и пара	Через инжектор тур- бо-вентилятора. Давление пара около 2.8—3.5 атм.	Специальный насыти- тель для тщательного смешивания пара и воздуха	Через инжектор
Производительность генератора в сутки	$8\frac{1}{2}'$ сжигает 15—30 т $10\frac{1}{2}'$ сжигает до 41 т (по данным фирмы)	$9'$ сжигает до 9 т $14'$ от 18 до 25 т $16'$ от 27 до 40 т	$11'$ сжигает до 24 т
Качество сжигаемого топлива	Содержание золы до 18%	Лигнит, бурый уголь, древесный уголь	Бурые угли и камен- ные
Особенности генера- тора	Расход воды для охла- ждения мешалок— 37 литров в минуту	Исключительно при- годен для лигнита и бурого угля; воз- вращение смол в ге- нератор; дает чистый газ	Легко могут быть пе- рестроены из суще- ствующих генерато- ров. Шахта генера- тора стационарна

Стеклоплавильные печи

При выборе надлежащей системы печи, ее размеров и различных деталей ее конструкции следует учесть особенности каждого данного производства.

Печи делятся на горшковые и ваннные. Общая продукция ваннных печей в Америке в 5—6 раз больше, чем горшковых, причем число ваннных печей непрерывно растет, а горшковых убывает. Возможность массового и механизированного производства (бутылок и оконного стекла) неразрывно связана с работой ваннных печей. На основании данных германской стекольной промышленности можно сделать следующие выводы.

Сортовое (выдувное) стекло в большинстве случаев вырабатывают в горшковых печах. Однако, для массового изготовления дешевых изделий более пригодны ваннные печи, для изготовления же дорогих сортов стекла (хрусталь), для варки свинцовых стекол, а также при производстве многослойных накладных стекол более пригодны горшковые печи.

Бутылки изготавливаются исключительно в ваннных печах, в виду перехода на автоматы и машины.

Также вполне целесообразно производство оконного стекла из ваннных печей в связи с механизацией (машины Фурко).

И литье и прессовое стекло выгоднее изготавливать из ваннных печей, так как требования к этому стеклу не особенно высоки.

В горшковых печах как в Германии, так и у нас вырабатывается зеркальное стекло, к которому предъявляются очень высокие требования. На заводе Форда для получения автомобильного зеркального стекла шириной 1 м применяется машинный способ из ваннной печи. Удастся ли более широкое (больше чем 1 м) стекло готовить по способу Форда — дело будущего. Применяют еще способ Фурко для получения зеркального стекла, причем ленту тянут соответствующей толщины и затем шлифуют и полируют.

Производство электрокоалб и дровового стекла механизированным путем ведется из ваннных печей.

Оптическое стекло изготавливают в горшковых печах.

Химическая лабораторная посуда производится в печах обеих систем

В общем, производство стекла в ваннных печах имеет больше преимуществ, чем в горшковых, отчего горшковые печи на новых заводах строятся лишь тогда, когда в ваннных печах, по тем или иным причинам, вести работу нельзя по технологическим условиям.

Существовавшие в прежнее время стеклоплавильные печи с топками прямого действия („дровянки“), а также с полугазовыми топками типа печей Боэциуса, постепенно заменяются более экономными установками, имеющими регенераторы и рекуператоры.

Современные ваннные печи отличаются от старых по коэффициенту полезного действия. Однако, нельзя сказать, что в смысле экономичности работы тепловых установок в стекольной промышленности сказано последнее слово. Из табл. 8 видно, что в лучшем случае коэффициент полезного действия печи достигает только 15. Весьма велика потеря тепла в отходящих газах и от излучения.

Таблица 8

НАИМЕНОВАНИЕ ПЕЧЕЙ	Расход тепла на плавку (в % ⁰)	Потери тепла (в % ⁰)					Чьи наблюдения
		В воде	В отхо- дках газов	Непол- нота сгора- ния	От из- лучения	В выну- том стекле	
Печь Бовдиуса	7.2	16.8	49.9	2.5	21.1	2.5	Шмидт
" "	5.7	18.8	41.5	10.3	21.5	2.2	
" "	5.3	8.6	48.8	3.3	32.2	1.8	
Регенерат. горшк. печь для зеркального стекла	14.0	—	30.1	—	23.0	—	Маурах
Регенерат. горшк. печь для оконного стекла .	8.9	9.7	28.8	—	52.6	—	Гальбек и Христиан- сен
Рекупер. печь на 4 горш.	11.9	—	25.0	—	—	—	Клиньес
Регенерат. ванная печь	14.5	—	45.0	—	40.5	—	Треверс
Регенерат. ванная печь .	15.0	—	26.5	—	—	—	Дур
Ванная печь	12.8	—	29.92	—	40.4	—	Маурах
Регенерат. ванная печь для буглоочи. стекла	12.0	—	38.8	—	48.3	—	Гальбек и Христиан- сен

Эффективность работы печи зависит от многих условий. Горшковые, печи в среднем менее экономны, чем ваннные. Принимая же во внимание, что последние, кроме того, более производительны и пригодны для механизированных установок, становится понятным, почему они все более находят применение на крупных механизированных заводах.

Эффективность печей зависит не только от их конструкции (горшковые или ваннные), но и от размеров их и целого ряда производственных условий: состава стекла, количества засыпаемого обратного боя вместе с шихтой, цвета стекла, способа засыпки шихты, степени ее однородности и др. Так, например, темные стекла требуют большего расхода тепла, чем бесцветные. Объясняется это тем, что, во-первых, они менее теплопроводны и, во-вторых, шихты для темных стекол обычно более тугоплавки, чем для бесцветных.

Количество вводимого обратного боя различно для разных сортов стекол и в известной степени зависит от размеров отходов и брака в производстве. При выработке бутылок обратный бой составляет 15—25% от общего количества сваренной стекло-массы, при ручной (халявной) выработке оконного полубелого стекла обратный бой равен 45—55%, для бемского стекла 30—40%, а при машинах Фурко примерно 30—35%.

Так как область применения горшковых печей достаточно обширна, остановимся на их техникоэкономических и технологических особенностях.

В табл. 9 приведены технологические показатели для ряда регенеративных и рекуперативных горшковых печей, применяющихся в Германии и Англии.

Таблица 9

№ по порядку	ТИП ПЕЧИ	Число горшков	Вместимость стекла в горшках (в кг)	Число плавов (в месяц)	Количество боя (в % в/в)	Расход условного топлива (в кг на 1 кг стекла)
1	Регенерат. германск. печь . . .	4	791	26	26.6	2.8
2	" " " . . .	8	1200	26	40.0	5.0
3	" " " . . .	10	1449	26	50.5	1.7
4	" " " . . .	12	2230	26	40.8	2.9
5	" " " . . .	12	2476	26	47.3	2.2
6	" " " . . .	6	2080	26	33.3	1.4
7	" " " . . .	12	2650	26	6.4	0.81
8	" " " . . .	12	7500	26	29.4	1.5
9	Рекупер. английская печь . . .	6 ¹	457	—	—	0.87
10	Регенерат. " " . . .	6	508	—	40	1.11

Если сравнивать между собой уд. расход условного топлива на 1 кг сплавленного стекла, то можно убедиться, что он весьма колеблется в разных случаях. Так как пока нет еще точных установленных показателей расхода для каждого типа печи и для каждого случая отдельно, то приходится пользоваться некоторыми средними данными, приводимыми в табл. 9, и к ним делать надлежащие поправки в зависимости от производственных условий. Число плавов в месяц, количество засыпаемого боя, емкость и форма горшков, тип печи (с нижним пламенем или верхним), состав стекла — все это должно приниматься во внимание при расчете топливного хозяйства завода. Сорт топлива и тип генератора также является фактором, влияющим на эффективность работы печи.

Приведем некоторые характеристики горшковых печей. Под производительностью печи мы понимаем количество сваренной массы за единицу времени (обычно сутки), которая в порядке производства в целом представляет собой сумму готовой продукции и обратного боя.

Горшковые печи строятся обычно на производительность от 500 до 15 000 кг на одну плавку. Главный расход топлива падает на период плавки и снижается во время выработки. Для большинства горшковых печей расход топлива, выраженный в калориях на 1 м² пода печи в 1 час. заключается в пределах от 90 000 до 160 000 кал. В среднем — 125 000 кал.

¹ Стекло содово-свинцовое

с 1 м² пода печи в 1 час. Эти данные относятся к работе заводов с самодувными генераторами. При установке газогенераторов с дутьем расход топлива понижается в отношении 7:5. Съем стекла с 1 м² пода печи различен для разных сортов стекла.

На основании многих определений из подсчетов производительности различных германских печей, Немецкое Стеклотехническое Общество составило сводку уд. съема стекла для разных случаев (см. табл. 10).

Таблица 10

ПЛОЩАДЬ ПОДА ПЕЧИ (в кв. метрах)	Средний съем стекла (в кг с 1 м ² пода печи)		
	Зеркальное	Оконное	Сортное
6	—	—	7
8	—	—	8
10	—	—	9
12	—	—	9.5
14	—	6	10.5
16	—	7	11.5
18	—	7.5	12.5
20	—	8.5	13
24	—	9.5	—
26	—	10.5	—
28	—	11	—
30	10	—	—
34	11.5	—	—
38	13	—	—
42	14	—	—
46	15	—	—

Как видим, съем стекла в общем повышается с увеличением площади печи и колеблется от 6 до 15 кг с 1 м² в 1 час. Как сказано, данные эти — средние. Действительные же цифры показывают колебание от 5 до 17 кг с 1 м² в час. Зная производительность печи, выраженную съемом стекла в кг за единицу времени, и расход топлива на 1 м² площади пода печи, можно подсчитать расход топлива в кг или калориях, потребного для работы стеклоплавильной печи.

Для более полной характеристики эффективности горшковых печей приводим в табл. 11 величины расхода топлива в калориях на 1 кг стекломассы в зависимости от площади пода печей для разных сортов стекла.

Таблица 11

ПЛОЩАДЬ ПОДА ПЕЧИ (в кв. метрах)	Расход топлива (в тысячах калорий на 1 кг стекломассы)		
	Зеркальное	Оконное	Сортное
6	—	—	18
8	—	—	16
10	—	—	14
14	—	20	12
18	—	17	10
20	—	15	9.5
24	—	13	—
28	—	12	—
30	—	11	—
32	—	10	—
34	11	—	—
38	10	—	—
42	9	—	—
46	8	—	—
50	7	—	—

Приведенные данные показывают расход топлива, загруженного генераторы, обслуживающие не только стеклоплавильные печи, но и все вспомогательные тепловые установки производства: кукушки, труммеля, тигательные печи, распускные печи и т. д. Расход топлива показан здесь средний и получен путем деления расхода топлива за полный оборот печи (от разогрева до конца выработки) на количество сваренного стекла. На основании этой таблицы можно сказать, что на изготовление 1 кг массы стекла надо затратить от 7 до 20 тыс. кал. в зависимости от сорта стекла и размеров вспомогательных тепловых установок. В целом, и здесь с увеличением площади печи расход топлива понижается. Необходимо повторить, однако, что табл. 10 и 11 относятся к однотипным стеклам, имеющим сходные химические составы. Отступление от этих составов в смысле их цвета или легкоплавкости сейчас же вызовет изменение теплотехнического режима установки и вместе с этим расходов топлива, что отчасти мы охарактеризовали в табл. 8, где даны сведения о печах для разных составов стекол.

Полный период работы самой стеклоплавильной горшковой печи складывается из нескольких процессов: разогрева, плавки и выработки. Кроме самой стеклоплавильной печи, ряд вспомогательных печей также затрачивает тепловую энергию. Если выделить отдельные процессы из общего расхода топлива, то увидим, что главный расход падает

на плавку стекла. Для разных сортов стекол он различен. Так, в производстве сортового стекла на варку и освещение затрачивается 40—55% от общего расхода топлива, для листового стекла 45—60%, а для зеркального 55—70%. Во время выработки стекла расходуется топлива значительно меньше, чем во время варки. Тем не менее общий расход тепла не понижается, так как во время выработки вступают в работу отжигательные и отделочные печи. Поэтому можно принять, что на собственно варку и освещение расходуется в среднем 125 000 кал. в час на 1 м² площади пода горшковой печи.

Ванные печи — более эффективные установки, чем горшковые печи. Дралле в 1911 г. приводил данные, характеризующие германские ванные печи, причем оказалось, что в 11 печах расход топлива на единицу сваренного стекла заключался в пределах от 1.18 до 1.51. Маурах в 1925 г. (в журнале *Vereins Deutscher Ingenieure*) привел следующие данные о средней эффективности германских ванных печей, находившихся в работе. Для варки 1 кг оконного стекла затрачивалось от 0.9 до 0.95 кг угля с теплотворной способностью в 7000 кал./кг, при варке зеленого бутылочного стекла — до 1.05—1.15 кг. Необходимо отметить, что данные уд. расходы топлива относятся только к самой плавке стекла, и нужно прибавить 12.5% к этим цифрам, чтобы покрыть отжиг.

Дадим теплотехнические показатели и для ванных печей — сначала общего характера, а затем применительно к разным частным случаям.

Прежде всего надо остановиться на расходе топлива на 1 м² отапливаемой части бассейна. Целый ряд наблюдений, произведенных Немецким Стеклотехническим Обществом, показал, что значение расхода топлива на 1 м² бассейна весьма различно для различных печей и что никакой закономерной зависимости между этой величиной и площадью отапливаемой части бассейна не замечается. Это дает основание считать расход топлива на 1 м² отапливаемой части зеркала величиной, независимой от площади бассейна. Для большинства печей эта величина заключается в пределах от 85 000 до 125 000 кал. на 1 м² отапливаемой площади в час. В одних случаях эта величина опускается даже до 60 000 кал., в других — она вырастает до 180 000. В среднем, в ванных печах на 1 м² отапливаемой части бассейна расход топлива на обогрев 1 м² ванной печи ниже, чем таковой же для горшковой, равный 125 000 кал.

Одной из важных характеристик ванной печи является уд. съём стекла, т. е. съём с 1 м² отапливаемой части бассейна. Для сортового стекла уд. съём выражается в пределах от 20 до 30 кг с 1 м² бассейна в час, причем определенной зависимости между уд. съёмом стекла и размерами бассейна не замечается. Для бутылочных стекол, напротив, уд. съём возрастает с ростом площади ванны. Так, например, ванна с площадью бассейна 18 м² имеет уд. съём 20 кг с 1 м² в час; при площади 24 м² — 22 кг; при размере в 36 м² — 24 кг. При изготовлении листового оконного стекла уд. съём заключается обычно в пределах

от 15 до 25 кг с 1 м², причем и в данном случае можно сказать, что уд. съем увеличивается с увеличением площади ванны. Приводим данные уд. съема стекла в зависимости от площади бассейна.

Площадь бассейна (в м ²)	24	40	48	56	64	80
Уд. съем стекла (в кг с м ² в 1 час) . .	18	21	22	23	24	26

Приведенные цифры относятся только к отапливаемой части бассейна, — такой подход более правилен с точки зрения теплотехнической. Количество стекла, сваренного в печи, зависит, конечно, от площади только отапливаемой части ванны, размер же не отапливаемой ее части, главным образом, зависит от других факторов, как, например, потребная температура стекла при выработке и т. п. В большинстве случаев отапливаемая часть составляет 55—60% всей площади бассейна.

Приведем некоторые цифры, характеризующие уд. съем оконного стекла у больших ваннных печей. В данном случае уд. съем показан в отношении одного метра всей площади ванной печи. Печь, изучавшаяся Маурахом, с общей площадью 164 м² для ручного производства оконного стекла, имела съем 393 кг с 1 м² (в сутки). Ваннные печи Константиновского и Гусевского стекольных заводов — 350—400 кг с 1 м² (в сутки). Дальнейшие сведения по этому вопросу будут приведены при обзоре производства по способу Фурко.

Уд. расход топлива на 1 кг сваренной стекломассы в печах, обследованных Немецким Стеклотехническим Обществом, оказался равным 3500—6000 кал. С увеличением площади печи уд. расход топлива уменьшается. Так, например, ванна для листового стекла, имеющая площадь 40 м², расходовала 5000 кал. на 1 кг стекломассы, в то время как имеющая площадь 72 м² — только 4000 кал. Однако, цифры эти представляют собой среднее значение. В отдельных случаях уд. расход падает до 2000 кал. и возрастает до 9000, даже до 11000 кал. Уд. расход топлива зависит от уд. съема стекла печи. Так как расход топлива на 1 м² отапливаемой части ванны есть величина почти постоянная и не связанная с мощностью печи, то понятно, что увеличение съема стекла вызывает снижение уд. расхода топлива: так, при уд. съеме в 16 кг с 1 м², уд. расход топлива равен 6000 кал., а при 32 кг с 1 м² — всего 3000 кал.

Очевидно, что печи, работающие с высоким съемом стекла, более эффективны, чем с малым.

Отметим теперь расход на стеклоплавильные печи. В случае выработки сортового выдувного стекла на стекловаренную печь приходится 50—55% общего расхода топлива, при выработке бутылочного стекла — 82—92%, для оконного стекла ручной выработки — 50—60%.

Как и в случае горшковых печей, эффективность работы ванн зависит от целого ряда условий, которые должны быть учтены в каждом данном случае.

Не бесполезно привести некоторые данные, касающиеся нефтяного отопления ваннных печей. Moorshead,¹ говоря о бутылочном производстве, указывает, что при угольном отоплении на 1 т стекла, учитывая отжиг, силовое хозяйство и освещение, расходуется топлива в лучших установках 1.25 т угля. В неблагоприятных случаях эта цифра повышается до 2.5 т. Общий расход топлива в бутылочном производстве составляется из следующих частей: плавка стекла — 60%, отжиг стекла — 16%, отопление — 6% и силовая энергия — 18%.

При работе с нефтяным топливом расход топлива (нефти) составляет всего по заводу 0.8 т на 1 т готовой продукции. Данные эти относятся к бутылочному заводу в Англии — United Glass Bottle Manufacture в Чарлстоне. Расход топлива по отдельным статьям распределяется так: плавка — 59.27%, отжиг — 16.2%, электроэнергия — 8.7%, сжатый воздух для распыливания нефти — 4.5%, сжатый воздух для машин Оуэнса — 2.3% и для вакуума в машинах — 2.8%.

Средний коэффициент полезного действия нефтяной печи описываемого завода составляет 16%. В отдельных случаях он достигает 20% и опускается до 12%. Здесь также ряд обстоятельств производственного характера влияет на эффективность работы печи. По данным Муршида, на отжиг стекла в лерах обычных конструкций расходуется 16% всего тепла, потребляемого заводом.

Дралле² приводит данные о расходе тепловой энергии в производстве четырех сортов стекол: бутылочного, листового, зеркального и полого. Первые два вырабатываются из ванной печи, два других — из горшковых. Мы представляем эти данные в табл. 12.

Для характеристики эффективных американских ваннных печей приведем сведения из отчета инж. И. И. Китайгородского относительно стекловарной печи системы „Симплекс“. Расход топлива на 1 кг стекла выражается в 0.3 кг условного топлива. Выход газа из 1 кг топлива при дровяном газе — 2.3 м³ и 4 м³ при каменноугольном газе. Такая же печь, но работающая на нефти, производительностью 50 т в сутки, расходует нефти 0.35 кг на 1 кг стекла (теплотворная способность нефти — 10 000 кал.) При сжигании стекла с 1 м² варочной части, равном 0.6—0.7 т американские печи должны быть признаны большим достижением в сравнении с печами Гоббе и Сименс-Дралле. Как в бутылочном, так и сортовом и оконном производстве по способу Фурко американская печь должна будет заменить вышеуказанные печи, относительно много пожирающие топлива. Это станет еще более очевидным, если учесть, что лучшие американские печи дают сжиганием стекла около 1 т в сутки, т. е. больше 40 кг в час с 1 м².

В заключение о стеклоплавильных печах нельзя обойти молчанием применение электроплавки стекла. Вопрос о применении электричества

¹ В журнале „The Glass Industry“ за 1927 г.

² Дралле-Кеппелер. Производство стекла, т. I. Москва, 1928.

Таблица 12

Расход тепла или топлива на 1 кг шихты

НАИМЕНОВАНИЕ СТАТЕЙ	Название сорта стекла			
	Бутылочное	Листовое	Зеркальное	Полос
Состав шихты (в 1000 кг):				
песку	571	555	596	667
соды	36	—	44	143
сульфата	85	256	154	—
извести	208	172	198	114
поташа	—	—	—	76
базальта	87	—	—	—
угля	13	17	8	—
1000 кг шихты дает стекла в кг	750	750	620 (теор. выход 840 кг)	850
Расход топлива в калориях на 1 кг шихты:				
плавка	6400	6150	6000	4200
отжиг	600	1050	1600	3200
разделка	—	4800	—	5100
шлифовка	—	—	3300	—
Всего	7000	12000	10900	10500
Расход бурого угля (в кг на 1 кг состава):				
Сырого угля (2300 кал.)				
плавка	2.78	2.68	2.60	1.83
отжиг	0.26	0.46	0.70	1.39
разделка	—	2.09	—	1.35
шлифовка	—	—	1.43	—
Брикетов (4800 кал.)				
плавка	1.33	1.28	1.25	0.86
отжиг	0.12	0.22	0.34	0.66
разделка	—	1.00	—	0.65
шлифовка	—	—	0.69	—

в большом масштабе до сих пор не разрешен окончательно. Тем не менее отдельные установки были осуществлены в разных местах. Особенно это относится к Швеции и Норвегии — странам с дешевой электроэнергией. Производственного масштаба, насколько нам известно, до сих пор нигде электроплавка не имеет. Характерно, что в капитальном труде Дралле-Кеппелера¹ (на немецком языке нет) ни строчки о плавке стекла электрическим способом. Приведем некоторые сведения об опытах применения его в Норвегии.

В 1920 г. в Норвегии положение с топливом было критическое, в то время как электроэнергия находилась в избытке. Инж. Bjørn Raeders, начавший свои работы по электроплавке стекла еще в 1909 г., стал продолжать опыты в Университете в Осло и на стекольном заводе в Skoien.

Печь Редерса была устроена мощностью в 60 кв и рассчитана на емкость в 1 т. Опыты привели к благоприятным результатам, ввиду чего решено было выстроить печь непрерывного действия. Последняя была выстроена мощностью в 200—250 кв для работы с переменным током. Первое время печь давала в сутки 5 т стекла при расходе энергии от 1.1—1.2 квт/час. на 1 кг стекла. Опыт показал, что суточная производительность может быть доведена до 9 и 10 т. На печи вырабатывались преимущественно монопольная винная и пивная бутылки. За 3 месяца работы печи было выработано 330 000 штук. Судя по описаниям этой печи,² она работала безупречно. Загрузка состава может производиться автоматически, для обслуживания печи требуется штат только для регулировки тока и для загрузки шихты, если нет приспособления для автоматической загрузки. Расход энергии выразился в 1 квт/час. на 1 кг жидкого стекла. Подсчеты ее рентабельности в норвежских условиях показали большую выгодность электрических печей. При стоимости 1 квт/час. в 0.776 ора, т. е. 0.4 коп. и 1 кг угля 3 ора, т. е. 1.5 коп. и уд. расходах в малых печах на 1 кг стекла 1 кг угля или 1 кв, электрическая печь оказалась в 4 раза выгоднее, чем газовая. Необходимо помнить, что электроплавильная печь нуждается в меньшем количестве обслуживающего персонала, чем печи, отапливаемые газом.

Норвежский опыт показал, что электрическая печь при небольших размерах производства значительно экономичнее газовых. Весьма вероятно, что в условиях Ангаростроя при наличии дешевой электроэнергии может возникнуть вопрос о применении электрического тока в стеклоплавильных печах. Однако, вопрос этот нуждается в тщательной проработке, так как печи большой мощности для электроплавки стекла еще не строились, насколько нам известно.

Проблема высокomoщных электростеклоплавильных печей будет включать в себе не только экономические стороны, но и конструктивные

¹ Дралле-Кеппелер. Производство стекла, т. II.

² Журнал „Die Wärme“, 1927, № 33, S. 571.

особенности. Если, как сообщает Шпрингер, коэффициент полезного действия электрических печей составляет 45%, т. е. в среднем в 3 раза выше, чем газовых, то применение электричества для плавки стекла можно очевидно считать одним из путей для увеличения эффективности стеклоплавильных установок.

Рассмотренные нами тепловые установки — газогенераторы и стеклоплавильные печи — представляют собой главных потребителей энергии на стекольном заводе. Кроме них, немалая часть топлива расходуется на отжигательные печи, а электроэнергия — на механические установки, ведущие машины, конвейерные ленты, машины для смешивания шихты и т. п. Общими тепловыми установками для каждого стекольного завода являются газогенераторы и стеклоплавильные печи, отчего мы рассмотрели их отдельно, выделив в самостоятельные единицы. Дальнейшие потребности энергии, поскольку они связаны с тем или иным типом стекольного производства, мы охарактеризуем при обзоре этих производств.

Ранее было отмечено, что главный уд. вес во всей системе стекольной промышленности занимает производство оконного и бутылочного стекла. Рассмотрим характерные особенности каждого из них с точки зрения расхода энергии в отдельных процессах.

ЭЛЕКТРОЕМКОСТЬ ПРОИЗВОДСТВА ОКОННОГО СТЕКЛА

Ручной способ производства оконного стекла постепенно вытесняется машинным. Стоимость последнего значительно ниже, чем первого. Помимо чисто экономических соображений, ряд технологических моментов и вопросов охраны труда заставляет отдать всецело предпочтение этому способу.

Машины Фурко появились в Бельгии в 1903 г. Стекло при помощи этих машин вытягивается бесконечной лентой определенной ширины и при охлаждении разрезывается на листы установленной длины. Лента стекла получается путем выдавливания ее через узкую щель особого поплавка, изготовленного из шамота (лодочка Фурко) и находящегося на поверхности стекла ванны. Лента вытягивается вверх вертикально при помощи системы вальцов, укрепленных в шахте, где происходит и отжиг стекла. Установка машин Фурко требует особого канала, который служит для питания машин стеклом, протекающим к машинам из ванны. В Константиновке система Фурко состоит из 10 машин, питающихся одной ванной печью. В настоящее время там ведутся опыты по установке 11-й машины, чем будет увеличена производительность при сравнительно небольших затратах. Как наши, так и заграничные установки Фурко, больше 10 машин около одной печи не имели.

Над каналом устанавливается машина. Основной конструкции последней служит камера-шахта, высотой 7.2 м, имеющая 15 пар вальцов, рас-

положенных друг под другом, между которыми протягивается стеклянная лента. Камера-шахта устраивается из котельного железа с двойными стенками и асбестовой изоляцией. Вальцы таким образом окружены со всех 4 сторон стенками, не проводящими тепло, отчего стекло внезапно не охлаждается и отжигается постепенно, за счет имеющегося тепла в шахте. Машина Фурко работает от мотора в 2.5—3.0 HP. Скорость движения ленты зависит от того, какой толщины стекло хотят получить. Так, для получения ординарного стекла (2 мм толщиной) скорость движения ленты равна 41—42 м в час, при полуторном стекле — 28 м в час, двойном — 19 м в час.

Одна машина Фурко может выработать в месяц от 20 000 до 22 000 м² ординарного стекла. Бой и брак в производстве Фурко достигает 30% и составляется из следующих статей: на машинах — 12%, при обрезании краев — 7.5%, при резке листов — 9.5% и при транспортировке — 1.0%.

Практика работы по способу Фурко показала, что на каждую машину требуется площадь ванны 18—19 м². Следовательно, ванна для 10 машин Фурко должна иметь площадь 180—190 м². Такая установка дает возможность изготовлять на 10 машинах 200 и больше тысяч ящиков ординарного бемского стекла в год. Принимая во внимание, что 1 ящик содержит 11 м² ординарного стекла, мы находим, что с 1 м² площади ванны приходится в год 1110 ящиков. Большие ванны ручного производства бемского стекла имеют площадь до 125 м² и дают от 75 до 80 тыс. ящиков в год, следовательно, с 1 м² ванны получается только 640 ящиков в год. Это сравнение еще раз подчеркивает превосходство способа Фурко.

Теперь перейдем к тем характеристикам работы по способу Фурко, которые дает инж. И. И. Китайгородский. Расход топлива на заводах, работающих по способу Фурко, составляет 1200 кг условного топлива (7000 кал.) на 1 т стекла. На обогревание канала Фурко расходуется топлива 200—220 кг на тонну готового стекла, что составляет от 17 до 18% всего расхода топлива.

Производительность 1 машины Фурко в сутки на бельгийских заводах примерно 6—8 т. Размер боя в среднем 25%, таким образом выход готового годного стекла с 1 машины в сутки составит 5.1 т. Расход топлива на 1 машину различен: например в Англии он составляет 5 т (вместе с расходом на канал), а в Дампреми — 5.8 т, в Жили — 4.5 т (без силовой станции), в Монтиньи — 3.8 т (также без силовой станции) и в Зеебрюгге — 3.5 т (без канала и силовой станции).

Съем стекломассы с 1 м² ванной печи колеблется на бельгийских заводах от 180 до 430 кг с 1 м² в сутки (см. табл. 13).

Расход электроэнергии на заводах Фурко выражается, как было сказано, в 3 HP на 1 машину. Это составляет лишь 30% всего расхода электроэнергии по заводу. Мощность электростанции на заводе с 10 машинами Фурко, таким образом, должна быть в 100 HP, из которых 30% расходуется на обслуживание самих машин, остальное идет на вспомога-

Таблица 13

НАЗВАНИЕ БЕЛЬГИЙСКИХ ЗАВОДОВ	Число машин	Месячная производи- тельность (м ²)	Потребление угля на 1 кв. м готового стекла (в кг)	Потребление угля в месяц (в тоннах)	Съем стекло- массы с 1 кв. м зеркала-ванны (в кг)
Дампреми	10	240 000	6—7	1440—1680	300
Жили	8	210 000	5	1050	310
Монтины	10	290 000	4—5	1160—1450	400

тельные установки. Это составит на 1 т стекла расход приблизительно 72 квт/час. Следовательно, исходные цифры при подсчете потребной энергии по заводу Фурко таковы: 5—7 кг условного топлива на 1 м² стекла и электроэнергии 0,36 квт/час. на такое же количество стекла. Последнюю цифру мы получаем из расчета, что 1 м² ординарного стекла весит 5 кг. Необходимо помнить, что для охлаждения ленты в машине Фурко расходуется от 35 до 40 л в час на 1 машину, а в сутки, примерно, около 1 м³.

За границей распространен еще способ инж. Кольберна, который в 1915 г. продал свой патент американской фирме Либбей-Оуэнса. Насколько известно, в Сев.-Амер. Соед. Штатах выпускается 29% всего листового стекла по этому способу. И здесь стекло с поверхности ванны вытягивается лентой. Основное отличие от способа Фурко заключается в том, что лента на высоте 600—700 мм от поверхности стекла делает поворот под углом 90° и движется далее горизонтально по системе роликов на расстоянии 50 м. По пути эта лента отжигается в длинной печи и затем отрезается на листы определенных размеров.

В то время как около 1 ванной печи устанавливается до 10 машин Фурко, система Либбей-Оуэнса имеет только 2 машины. От рафинажного отделения отходят 2 канала, каждый длиной 7 м. В конце каждого канала располагается горшок, из которого вытягивается стекло. Производительность машины зависит от скорости движения ленты и толщины вырабатываемого стекла. При толщине последнего в 2 мм производительность машины равна примерно 150 м² в час. При двух машинах у одной ванной печи производительность установки равняется примерно 200 000 м² в месяц, что отвечает 10 машинам Фурко. Бой в производстве и в резке в среднем составляет 33%. Расход электроэнергии на каждую машину 6 НР. Расход топлива на 1 т готового стекла составляет 2,23 т условного топлива. По способу Либбей-Оуэнса толщина стекла может быть в пределах от 1,5 до 10 мм. Необходимо отметить исключительное качество стекла, получающегося по этому способу: прекрасный блеск, такой же отжиг, правильная поверхность и отсутствие волнистости. Сравнивая этот способ со способом Фурко, надо сказать, что введение первого может быть целе-

сообразно при постройке лишь крупных предприятий. В табл. 14 мы приводим сравнительные данные о работе с машинами Фурко и Либбей-Оуэнса.

Таблица 14

ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ МАШИНЫ	Наименование машин	
	Фурко	Либбей-Оуэнс
Скорость движения ленты	От 14 до 48 м в час в зависимости от толщины ленты	75—80 м в час
Максимальная ширина ленты	2 м	2,4 м
Максимальная толщина ленты	6 мм	10 мм
Производительность 1 машины в сутки	1100 м ²	от 3000 до 5000 м ²
Количество стекломассы, потребное для одной машины в сутки	от 5 до 7 т	от 25 до 40 т
Процент простоя машины	10	1,5—2
„ боя в производстве	от 25 до 40	33
Количество рабочих и служащих на одну машину в сутки при 10-машинной установке	38—40 при отсутствии полной механизации вспомогательных процессов	100 ч. в Бельгии 55 ч. в Америке
Расход топлива на 1 м ² стекла	5—7 кл	12 кг
Расход электроэнергии на 1 машину	3 НР	6 НР
Расход топлива на одну систему у одной ванной печи в сутки 10 Фурко или 2 Либбей-Оуэнс	55—77 т	72—120 т
Расход электроэнергии на всю установку у одной ванны	30 НР	12 НР

По данным советской делегации, ездившей в 1924 г. за границу для ознакомления с механизацией стекольной промышленности в Америке и Европе, система Фурко имеет ряд преимуществ перед системой Либбей-Оуэнса.

ЭНЕРГОЕМКОСТЬ И ЭЛЕКТРОЕМКОСТЬ БУТЫЛОЧНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Как и производство оконного стекла, производство бутылок постепенно механизуется. Много разнообразных машин применяется для производства „полого“ стекла. Остановимся на некоторых, имеющих наибольший интерес.

Все машины этого рода делятся на два типа: вакуумные и фидерные. В первых предварительный набор стекла делается при помощи разреже-

ния, а во вторых порция стекла отмеривается для каждого изделия без разрезания — в виде капли.

Машины Линча принадлежат к типу фидерных. Имеются три типа для изделий трех размеров. Шестирукавная машина „LA“ предназначена для бутылок 0.25—1.0 л, типа „В“ — для аптекарской посуды (от 1/4 до 2 унций), а машина „Ф“ — для крупной посуды до 3 л. Машина состоит из двух столов — черного и отделочного. На каждом столе по 6 форм („шестирукавная“). Производительность машины „LA“ — 16 штук бутылок в минуту по 0.5 л (960 штук в час, в сутки — 22 000). Около одной ванны типа Симплекс, производительностью 50 т в сутки, ставят 5 машин Линча. Движение машины и механизма питателя (фидера) пневматическое за счет компрессора для выдувания. Изготовлены машины типа „Линч 10“ с производительностью на 40% выше, чем прежние. Необходимой принадлежностью машин этого типа является фидер, питатель, подающий стекло из ванны в машину. Фидера существуют многих конструкций, имеющих свои достоинства и недостатки. Среди них могут быть названы фидер Хартфорда, Ранкина, Брукса и т. д.

Таблица 15

ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ	Название машины		
	Оуэнс (тип AV)	Руаран	Линч А
Число рукавов	15	1	6
Максимальная производительность в сутки в т . .	37	22	15
Расход энергии на 1 машину, включая расход на насосы, компрессора, вентиляторы и пр., в квт/ч. .	104.0	7.4	29.4

Таблица 16

ХАРАКТЕРИСТИКА	Название лера			
	Симплекс	Хартфорд	Амслер Мортон	Диксон
Отопление лера	Газ и нефть	Нефть	Газ и нефть	Газ и нефть
Время отжига стекла	2.5—6 час.	1.5—2 час.	2.5—6 час.	2.5—6 час.
Пропускная способность	7—8 т в сутки	7—8 т в сутки	22 т в сутки	20 т в сутки
Расход энергии	—	—	2 НР	0.5—1 НР
Расход топлива	15—18% от общего расхода. Расход угля на 1 т стекла 64—68 кг	5% от общего расхода	1.7 т угля в сутки на 22 т стекла	От 15 до 25% от общего расхода производства

Из вакуумных машин наиболее распространены машины Оуэнса. В одних Сев.-Амер. Соед. Штатах работает сейчас 150 таких машин. Характерной особенностью установки Оуэнса является вращающаяся ванна, диаметром 4—5 м и глубиной 200 мм. Она соединена с неподвижной ванной лотком, по которому стекло поступает для питания машины. Стекло засасывается в форму из ванны. Расход энергии на машину, в виду особенностей и сложности ее устройства, большой. Он состоит из нескольких статей: вращающаяся ванная печь 10 НР, вращение машины 5 НР, вакуумная установка 50 НР, компрессор 45 НР, вентилятор-охлаждение машины 25 НР, всего 135 НР.

Расход топлива — 900 кг на 1 т готового стекла.

Брак при средних размерах посуды составляет 5—10%, а при мелких сортах аптекарской посуды 25%. Производительность 15-рукавной машины достигает 60 000 штук в день.

Машины Руарана, также применяющиеся для изготовления бутылок, принадлежат к типу вакуумных. В Европе они распространены больше, нежели машины Оуэнса. Машина обслуживается мотором мощностью $\frac{1}{2}$ НР. Для всасывания стекла требуется вакуум аппарат с разрежением 60—65 мм, расходующий $\frac{1}{8}$ НР. Компрессор для выдувания поглощает около 2 НР и дает давление 0.2—0.25 атм. Вентилятор для охлаждения форм и всех греющихся частей машины расходует около 7 НР. Таким образом одна машина требует всего 10 НР. При нормальной температуре стекла машина изготовляет в 1 минуту 3 бутылки в 750 г (в 1 час — 170—180, в сутки — 4000).

В сравнении с другими эта машина имеет ряд преимуществ: она может быть установлена при любой печи, независимо от формы, системы и размеров ванны, без каких-либо переделок. Ориентировочная калькуляция стоимости бутылки на ванне с 1 шестирукавной машиной Оуэнса и установкой на 6 машин Руарана, равной по производительности первой, показывает, что по способу Руарана бутылка обходится дешевле. Весьма ценно то, что машина Руарана может работать на малощелочном стекле.

В производстве бутылочного стекла механизированным способом применяются непрерывные отжигательные печи, называемые лерами (или лирами). В них передвижение фабриката происходит при помощи бесконечной конвейерной ленты от начала к концу лера с равномерной определенной скоростью. Скорость эта рассчитана так, чтобы изделия успели отжечься за время пребывания в лере. Они изготовляются несколькими фирмами: Диксон, Амслер, Мортон, Хартфорд и т. д. Отопление их производится газом, нефтью и электричеством. По отзывам специалистов наиболее эффективен лер Хартфорда.

Приведем некоторые данные о производительности и экономике двух заводов, вырабатывающих бутылки монополюно типа $\frac{1}{20}$ ведра на машинах Линча и Оуэнса. На одном заводе находится 10 машин Оуэнса (тип AV). Суточная производительность машины 20 т, что дает при

300 рабочих днях в году (ремонт машин и печей) для 10 машин 60 000 т или 138 000 000 бутылок в год. Для эквивалентного производства требуется 20 машин Линча. Машин Линча можно расположить по 5 машин на 1 пятидесятитонную ванную печь, машины Оуэнса по 2 штуки на печь. Тогда на установке Линча будет 4 печи по 50 т в сутки, а на установке Оуэнса—5 печей по 40 т в сутки каждая.

В табл. 17 все эти данные приведены в сравнительном виде. Приняв во внимание бой и простои, мы получим количество упакованного стекла в год, показанное в №№ 7 и 8. табл. 17. При 15% угара за счет химических реакций мы найдем, что в год надо израсходовать на заводе Линча 50 000 т сырых материалов, а на заводе Оуэнса—57 500 т. Состав шихты примем следующий: песок—1336 кг, сода—508 кг, известь—148 кг, обратный бой стекла—330.4 кг. Расход электроэнергии по отдельным установкам для составления шихты показан в № 10. Подсчет энергии в сутки и в год произведен с учетом того, что лишь половина энергии расходуется постоянно. Считая, что на охлаждение каждой печи расходуется по 30 кв, получим расход энергии на все печи в год (стр. 11). При расходе топлива на 1 т стекла в количестве 0.7 т угля в 40-тонных печах и 0.6 т угля в 50-тонных печах общий расход выражается по всем печам в год в количестве 36 050 и 42 000 т в год (стр. 12). Для обслуживания 10 машин Оуэнса требуется 2 компрессора с расходом энергии на каждый по 150 НР, для машин Линча—3 компрессора по 140 НР на каждый. Вентиляторы, установленные у машин, требуют каждый по 30 НР. Для машин Оуэнса нужно иметь 6 и для машин Линча 5 вентиляторов. Число леров для установки Линча—20, для Оуэнса—10, причем каждый расходует по 2 НР. Расход на освещение и ряд вспомогательных установок в таблице не указан. При включении в нее расходов электроэнергии на смешение шихты, на изготовление огнеупорного припаса (если завод сам его готовит) и на освещение—расход энергии соответственно вырастет.

Ранее было указано, что стекольная промышленность принадлежала к числу трудоемких. В связи с механизацией уд. вес рабочей силы на стекольном заводе понижается. Указать потребный персонал на 1 единицу продукции для всей стекольной промышленности в целом не представляется возможным, так как разные отрасли и способы производства, различные машинные установки требуют различного количества рабочей силы. Поэтому мы вынуждены на примере нескольких заводов оконного стекла показать, как обеспечиваются они персоналом. В табл. 18 приведены эти данные.

Как видно, на больших заводах (завод в Чарльстоне) выпуск продукции на одного рабочего больше, чем на меньших.

Таблица 17

№№ по по- рядку	НАИМЕНОВАНИЕ СТАТЕЙ	Литч	Оуанс
1	Производительность ваннных печей (в сутки в тоннах) .	200	200
2	Число ваннных печей	4	5
3	Производительность одной ванной печи (в сутки в тон- нах)	50	40
4	Число машин	20	10
5	Производительность каждой машины в сутки (в тон- нах)	10	20
6	Бой и простои	15%	20%+4%
7	Количество упакованных бутылок в год (миллионы) . .	116	100
8	Количество упакованного стекла в год (в тоннах) . . .	50 000	43 000
9	Количество сырых материалов для варки стекла в год (в тоннах)	57 500	50.000
10	Расход электроэнергии (в НР):		
	мотор для разгрузки	5	То же
	" " конвейера	3	
	" " мех. лопаты	5	
	" " элеваторов	50	
	Всего в сутки (квт/час.)	560	
	" " год (квт/час.)	168 000	
11	Расход энергии (в квт/час.) на охлаждение печей в год .	864 000	1 080 000
12	Расход топлива (в тоннах угля в год на все печи) . . .	36 050	42 000
13	Число компрессоров	2	3
14	Расход энергии на компрессор в год		
	в НР	300	720
	в квт/час.	1 600 000	3 850 000
15	Число вентиляторов к машинам	5	6
16	Расход энергии на вентиляторы в год:		
	в НР	150	180
	в квт/час.	800 000	960 000
17	Число леров	20	10
18	Расход энергии на леры в год:		
	в НР	40	20
	в квт/час.	216 000	108 000
19	Общий расход энергии в год (в квт/час.)	3 648 000	6 166 000
20	Расход электроэнергии (квт/час.):		
	а) на 100 упакованных бутылок	31	61.6
	б) на 1 т упакованного стекла	72.8	141

Таблица 18

Состав персонала

ХАРАКТЕРИСТИКА	Способ производства			
	Фурко		Либбей-Оувис	
	Дампреми	Вписеис	Завод в Моале	Завод в Чарльстоне (самый большой стекольный завод в мире)
Генераторы	20	—	15	—
Ванная печь	12	3	12	—
Машины	112	66	250	—
Фидера	—	—	—	—
Резчики	60	45	153	250
Сортировщики	—	—	28	—
Упаковщики	24	4	30	—
Составная	12	2	14	—
Печники	6	—	—	—
Ящики	36	6	55	—
Слесарно-механ.	19	6	—	—
Мойка и транспорт боя	11	6	—	—
Гончарная	4	—	—	—
Котельная	4	—	—	—
Грузчики	12	6	—	—
Администрация	14	4	—	—
Техническое бюро	10	—	—	—
Канторский персонал	70	3	—	—
Чернорабочие и сторожа	10	2	—	—
Всего рабочих	376	161	600	1000
Количество машин в работе	10	8	6	18
Месячная производительность ¹ (в м ²)	240 000 м ²	175 000 м ²	500 000 м ²	1 500 000 м ²
" " (в т)	1 200 т	875 т	2 500 т	7 500 т
Число ванн печей	1	2	3	12
Число на рабочего в месяц (в м ²)	640 м ²	1 080 м ²	835 м ²	1 500 м ²
" " " " " (в т)	3.2 т	5.04 т	4.17 т	7.5 т

¹ Принят вес 1 м² = 5 кг (ординарное) (подсчет в т произведен нами; метрам взят от И. И. Китайгородского)

Несмотря на ряд значительных успехов в стекольной промышленности в связи с механизацией ее эффективность тепловых установок не высока. Основной процесс в производстве, а именно плавка стекла, составляет невысокий процент от того тепла, которое затрачивается на него в печи. Мы видели, что сама плавка в обычных газовых печах в лучшем случае расходует всего 15% от затраченного тепла. Очевидно, что надо идти по пути увеличения коэффициента полезного действия печей.

Из табл. 8 мы видим, что главными источниками больших потерь тепла является излучение (радиация) от различных частей печи и тепло, уносимое отходящими газами.

Таким образом, есть два больших участка тепловых потерь, куда должна быть направлена научно-исследовательская мысль.

В. Э. С. Тернер, один из мировых специалистов в области стеклотехники, указывает, что причиной больших потерь тепла является громадная масса конструкции печи. Он считает, что необходимо найти какой-то процесс, подобный термитному процессу, применяющемуся при восстановлении металла, при котором энергия, необходимая для плавки стекла, могла бы быть помещена внутри шихты. Как мы знаем, в современных тепловых установках тепло подводится к шихте снаружи и плавка ее идет также не изнутри, а с периферии. Тернер считает, что электрическая плавка стекла, при которой само стекло являлось бы сопротивлением, может быть сделана в будущем экономно в области варки стекла.

В качестве переходной ступени можно представить себе какое-нибудь устройство, в роде печи Фергюссона, при котором плавка сосредоточивается в небольшой зоне интенсивного нагрева, заменяющей массивную плавильную часть стекольной печи. Установка Фергюссона осуществлена за границей и применяется для опытов подобного рода плавки. Она принципиально отличается от обычных печей. В то время как в последних шихта плавится в статическом состоянии, будучи помещена плотной сосредоточенной массой в бассейне или горшке, установка Фергюссона имеет дело с распыленной шихтой, находящейся в движении в печном пространстве. По расчетам Фергюссона его установка должна расходовать 1 кг угля на 6 кг стекла.

Из предложенных в последнее время установок, основанных на новых принципах, нужно указать еще на шахтную печь Курта Кюнцеля, запатентованную им в Германии в 1929 г., вращающуюся печь Зотоса, печи Фринка, Шнейдера и Оппермана и Корнелиуса. Однако, ни одна из них пока не испытана и не получила отзыва в условиях производства.

В настоящее время самым реальным источником экономии является улучшенная изоляция. Непосредственное сбережение возможно, например, в лирах без огня — электрических, которые позволят сократить расход тепла процентов на десять. В самой стеклоплавильной печи изоляция может быть применена и уже применяется для каналов регенераторов, подающих газ и воздух к горелкам. Регенераторы также могут быть еще более изолированы для потери тепла через их стенки.

Потери от свода печи могут быть возвращены использованием тепла для подогрева питательной воды, проходящей по трубам через свод.

Наши современные огнеупорные материалы не позволяют нам ввести лучшую изоляцию в стеклоплавильных печах из-за боязни их быстрого разрушения, и мы прибегаем, напротив, к искусственному охлаждению стенок и других частей печи. Улучшение качества огнеупорного припаса, увеличение его стеклостойкости в условиях высоких температур — одна из задач стеклотехники, разрешив которую мы сделаем сразу большой шаг вперед. Применение силлиманитовых брусьев уже обещает большие успехи в этой области.

Другим источником больших потерь тепла в стеклоплавильных установках являются отходящие газы. В Германии на многих заводах установлены котлы, обогреваемые отходящими газами. Тернер видел завод зеркального стекла, где каждая регенеративная горшковая печь была оборудована таким котлом. Маурах приводит пример того, как из 30.1% тепла, теряемого в отходящих газах, 12% возвращается обратно в котле.

Но, помимо этих усовершенствований, есть также ряд других проблем, которые должны подвергнуться изучению. В горшковых печах к ним должны быть отнесены устойчивость горшков и увеличение их производственной жизни (эксплуатационного периода), способы быстрой установки горшков, содержание дымоходов, газоходов и др., для ваннных печей — стеклоустойчивость брусьев и увеличение продолжительности их работы, преимущества одного или двух карманов для засыпки шихты, предельная величина и наклон горелок, влияние закругления углов ванны и т. д.

С точки зрения высококачественного стекла, которое не может быть получено в ваннных печах или горшках из шамотного материала, представляет интерес применение для плавки стекла чугуновых сосудов, охлаждаемых водой. Эта идея нашла отражение в предварительном обсуждении в журнале „Керамика и Стекло“¹

Область изучения химических реакций, протекающих при плавке стекла, должна быть изучена с точки зрения производственного процесса, протекающего в горшковой или ванной печи. Влияние соотношения отдельных составных частей, крупности материалов, ускорителей плавки и целый ряд других вопросов физико-химии стекловарения должны стать предметом скорейшего изучения с целью подведения научной базы под производство.

Скорость очистки стекла от пузырей, растворимость последних в сплаве и удаление их из сплава представляют собой явления, до сих пор не изученные.

Рациональное применение горных пород, именно с точки зрения химии стекловарения, также должно изучаться, особенно в условиях возможного использования траппов, имеющих в большом количестве в районе Ангары.

¹ 1931 г., № 7-8; 1929 г. № 12. См. ниже библиографию.

Необходима дальнейшая работа по изучению применения в производственном масштабе электроэнергии непосредственно для плавки стекла, дешевой на гидро-электростанциях и особенно в условиях Ангаростроя. Опыт Норвегии, достигшей известных успехов в этой области, должен быть, конечно, учтен.

ЛИТЕРАТУРНЫЕ ИСТОЧНИКИ

1. Аткинсон, Дж. С. Несколько слов об усовершенствованиях в газогенераторах. *Керамика и Стекло*, 1926, № 1.
2. Безбородов, М. А. Очередные проблемы варки стекла. *Керамика и Стекло*, 1932, № 9, стр. 23.
3. Безбородов, М. А. Проблемы электроплавки стекла в СССР. *Керамика и Стекло*, 1932, № 11, стр. 29.
4. Берман, С. С. К расчету стеклоплавильных печей с чугунными стенками. *Керамика и Стекло*, 1931, № 7—8.
5. — Стеклоплавильные печи. Конспект лекций, читанных на курсах по рационализации стекольной промышленности. Москва, 1931 (на правах рукописи).
6. Гинзбург, Д. Б. К работе газогенератора „Вельман“. *Керамика и Стекло*, 1930, № 6.
7. Дралле-Кеппелер. Производство стекла, т. 1. Москва, Продасиликат, 1928.
8. Китайгородский, И. И. Технический отчет по заграничной командировке на стекольные заводы Европы и Америки в 1925 и 1926 гг. (рукописный экземпляр из сектора рационализации „Союзстеклофарфор“).
9. Коган, В. Экономическое обоснование географического размещения стекольной промышленности. *Керамика и Стекло*, 1931, № 10.
10. Муршид. Экономия топлива в стекольном производстве. Реф. в журн. „Керамика и Стекло“, 1927, стр. 357.
11. Ритин, Е. Электрические стеклоплавильные печи. *Керамика и Стекло*, 1925, № 7.
12. Соловов, В. М. Некоторые теоретические обоснования к расчету стеклоплавильных печей с чугунными стенками. *Керамика и Стекло*, 1931, № 7—8.
13. Сравнительные данные о стоимости производства оконного стекла в Америке и Бельгии. *Керамика и Стекло*, 1929, № 1.
14. Темкин, А. Г. Контрольные цифры стекольной промышленности на 1931 г. *Керамика и Стекло*, 1931, № 2 и № 3.
15. Тихонович, С. Об эквивалентности торфа и дров в генераторах стеклоплавильных печей завода „Дружная горка“. *Керамика и Стекло*, 1926, № 1.
16. Шпрингер, Л. Стекольное производство и его достижения за последние 10 лет. Москва, 1928.
17. Хазан. Необходима коренная реконструкция стеклоплавильной, ванной печи. *Керамика и Стекло*, 1929, № 12.
18. Электрические стеклоплавильные печи. Реф. в журн. „Керамика и Стекло“, 1927, стр. 354—355.
19. Friedman, W. Möglichkeiten für die Entwicklung von Glasschmelzöfen. *Glasstechnische Berichte*, 1931, Heft 10, SS. 551—558.
20. Meigh, Edward. The future of glass melting. *Glass*, 1931, Vol. 8, № 11.
21. Turner, W. E. S. The development of glass melting furnaces in recent times. *Journal Society of Glass Technology*, 1927, vol. XI, № 43, pp. 303—331.
22. Lamort, J. Die Glasschmelzöfen. Leipzig, 1932.

А. К. ФРЕБЕРГ

КЕРАМИЧЕСКАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

Керамическое производство относится к группе силикатных производств и включает в себя обработку преимущественно глинистых и других силикатных минералов, путем измельчения и смешения этих материалов, получения пластичных, порошкообразных или текучих масс и обжига отформованных, отпрессованных или отлитых из этих масс изделий при температурах от 900° до 1700° и выше.

К керамическим изделиям относятся и те, которые изготавливаются хотя не из силикатного сырья, но технологический процесс изготовления которых проходит по аналогичным схемам. К такого рода изделиям относятся, например, магнезитовый кирпич, изготавливаемый из магнезита, корундовые и цирконовые изделия.

Керамические изделия можно разделить по их применению на две основные группы:

1. Группу строительных материалов, в которую включаются: строительный красный кирпич и кровельная черепица, кирпич огнеупорный разного назначения, дренажные и канализационные трубы, санитарные изделия, клинкер и половые плитки, кислотоупорный кирпич и аппаратура для химической промышленности и электротехнические изоляционные изделия.

2. Группу хозяйственной и технической (химической) посуды, в которую входит гончарная, каменная, фаянсовая и фарфоровая хозяйственная, а также химическая, лабораторная посуда.

Не имея возможности охарактеризовать с точки зрения энергоемкости и электроемкости все перечисленные разновидности керамических изделий, мы в данном обзоре останавливаемся на тех видах изделий, которые имеют наибольший уд. вес в экономике нашей страны. К таковым относятся, в первую очередь, огнеупорные материалы, обслуживающие всю металлургическую и химическую промышленность и паросиловые установки, затем строительные стеновые материалы и, наконец, фарфоро-фаянсовые технические изделия и хозяйственная посуда массового потребления.

По своему строению и степени однородности обожженного материала, так называемому „черепку“, керамические изделия разделяются

на две основные группы: изделия „грубой“ и „тонкой“ керамики. К первой относятся изделия с черепком, в котором невооруженным глазом можно различить разнородные по окраске и величине компоненты массы (например, разные по величине и цвету зерна шамота или кварца в огнеупорном кирпиче). Изделия, относящиеся ко второй группе — тонкой керамике, имеют однородную структуру и однообразную, преимущественно белую окраску.

В свою очередь, каждая из этих групп разделяется, в зависимости от плотности (степени спекания) черепка, определяемой водопоглощением, на две подгруппы изделий: 1) с пористым черепком и 2) с каменным, спекшимся черепком.

Изделия, впитывающие в себя воду в количестве свыше 5% от сухого веса, обычно относятся к первой подгруппе, а менее 5% ко второй подгруппе.

Таким образом, керамические изделия, разнохарактерные как по своему назначению, так и по своим свойствам, укладываются в классификацию, помещенную в табл. 1.

В данной таблице даны указания на основное исходное сырье и температуру обжига, определяющую в основном топливимость каждого вида изделий.

Отличительной особенностью построения керамических производственных процессов является последовательное прохождение сырья и полуфабрикатов по следующей основной схеме:

1) Предварительная обработка и обогащение сырья, состоящая из одной или нескольких следующих операций: отмучивания и сушки для глин и каолинов, промывки или предварительного обжига для твердых и глинистых материалов.

2) Измельчение материалов: в грубой керамике до грубого зерна (до 5 мм), а в тонкой керамике до тончайших пылевидных частиц (менее 0.05 мм).

3) Приготовление рабочей массы в виде пластичного теста порошкообразной или текучей массы — путем смешения и увлажнения предварительно измельченных материалов.

4) Формование изделий путем пластического формования, прессования из рыхлых порошкообразных масс или отливки из текучих масс.

5) Сушка изделий для удаления влаги перед обжигом.

6) Обжиг изделий, завершающий технологический процесс любого керамического производства.

Схемы производства некоторых групп изделий несколько отклоняются от вышеприведенной схемы; так, например, часть огнеупорных и кислотоупорных изделий подвергается после обжига шлифовке, главная масса фарфорофаянсовых изделий глазируется перед обжигом, а посудные изделия раскрашиваются как до, так и после обжига.

Как видно из приведенной схемы, электроемкость керамического завода определяется, главным образом, процессами, указанными

Таблица 1

Классификация керамических производств

ММ по порядку	Область применения	Наименование изделий	Основное сырье	Температура обжига
I. Грубая керамика				
А. Пористый черепок				
1	Строительная керамика	Красный кирпич	Легкоплавкие глины, иногда с добавкой песка, трепела, опилок	900—1050°
2	То же	Дренажные трубы	Легкоплавкие пластичные глины	950—1100°
3	То же	Черепица	Легкоплавкие пластичные темнотгущиеся глины	
4	Огнеупорные изделия	Шамотовые изделия	Огнеупорные глины	1200—1400°
5	То же	Динасовые изделия	Кварциты	1400—1500°
6	То же	Магнетитовые изделия	Магнетит	1550—1650°
7	То же	Изделия высшей огнеупорности и химической стойкости	Корунд (искусств.), карборунд, графит, циркон, хромистый железняк	1400—1500°
Б. Каменный черепок				
8	Строительная керамика	Мостовой клинкер	Тугоплавкие глины низшей огнеупорности	1100—1250°
9	То же	Половые плитки	Огнеупорные глины, полевой шпат, кварц	1250—1300°
10	То же	Канализационные трубы	Тугоплавкие глины средней огнеупорности, полевой шпат, кварцевый песок	1250—1300°
11	То же	Кислотоупорные изделия	То же	1250—1350°
II. Тонкая керамика				
А. Пористый черепок				
1	Строительная керамика	Фаянсовые стеновые плитки	Каолин, огнеупорные пластичные, белогущиеся глины, кремль, кварцевый песок, полевой шпат, мел, доломит	1060—1200°
2	То же	Фаянсовые санитарные изделия		1250—1320°
3	Хозяйственная посуда	Фаянсовая посуда		1060—1320°
Б. Каменный черепок				
4	Строительная керамика	Электротехнический фарфор	Каолин, огнеупорные пластичные глины, полевой шпат, кварц, силикаты магния (гальковые жировики)	1300—1530°
5	Хозяйственная посуда	Фарфоровая посуда	То же	1300—1400°

в пп. 2, 3 и 4 типовой схемы, а топливемкость преимущественно в пп. 1, 5 и 6, причем нынешние показатели энергоемкости имеют тенденцию к изменениям, как будет указано в дальнейшем.

Технический прогресс XIX в. и начала текущего столетия во всех отраслях промышленности менее всего затронул керамическую промышленность, являющуюся одним из старейших производств вообще. Этим объясняется то обстоятельство, что почти во всех стадиях керамического производства преобладает ручной труд, а особенно в области формовки и транспорта изделий. До последнего времени мы не имели в СССР крупных механизированных заводов и лишь в последние годы построены огнеупорные заводы производительностью до 70 000—80 000 т в год; кроме того, находятся в процессе постройки заводы с производительностью до 200 000 т в год, с техникой производства, стоящей на одном уровне с техникой Запада и Америки. Означенные заводы требуют, конечно, совершенно другого построения производственных процессов, с максимальной механизацией как самого производства, так и транспорта.

Для характеристики механизации кирпичных заводов в СССР в настоящее время достаточно привести следующее сравнение с данными американской кирпичной промышленности: в 1930 г. на рабочего в СССР приходится 0.35 НР, а в Сев.-Амер. Соед. Штатах — 5.5 НР. Из общего числа кирпичных заводов в 1930 г. около 25% имеют механическую двигательную силу.

Результаты проводимой в настоящее время механизации на действующих заводах должны сказаться на увеличении расхода электроэнергии на единицу продукции. Так, по данным Г. И. Зака на украинских заводах огнеупорных изделий расход электроэнергии увеличивается в период 1928/29 г. по 1932/33 г. с 36.5 квт/час. до 57 квт/час. на 1 т продукции, причем количество электромоторов соответственно увеличивается с 173 до 433, а их установочная мощность с 3037 кв до 8707 кв.

Уд. расход электроэнергии возрастает, с одной стороны, с увеличением твердости материалов, а с другой стороны — с увеличением тонкости помола. Наиболее твердыми материалами являются кварц, кварциты и карборунд. Полевые шпаты, шамот и известняки обладают средней твердостью. Наиболее легко размалываются необожженные глины и каолины.

Керамические изделия, принадлежащие к группе тонкой керамики, требуют по сравнению с изделиями грубой керамики большего расхода энергии вследствие более тонкого помола. Размеры частиц материалов в первом случае доводятся до 0.05 мм и меньше. Однако, и в пределах каждой из этих групп изделия подгруппы каменного товара, как обладающие наиболее плотным черепком, требуют большей тонкости помола, а в соответствии с этим и большего расхода энергии. Цифровые данные будут указаны при разборе энергоемкости соответствующих видов изделий.

В то время как в связи с механизацией производства расход электроэнергии на единицу продукции имеет тенденцию к увеличению, для рас-

топлива мы наблюдаем обратное. Уменьшение расхода топлива имеет место, благодаря усовершенствованиям существующих конструкций печей и введению печей непрерывного действия (туннельных и многокамерных) для обжига всех видов изделий, как наиболее экономичных в отношении расхода и использования тепла. По тем же данным Г. И. Зака расход технологического топлива должен снизиться по украинским заводам огнеупорных изделий за период 1928/29 г. по 1932/33 г. с 37% от веса шамотовых изделий и 33% от веса динаса до 27,8% для шамота и 23,5% для динаса. Снижение определяется соответственно на 27% и 30%.

Насколько конструкция печей влияет на расход топлива видно из следующих практических данных.

При выборе системы печи необходимо иметь в виду четыре условия: 1) экономичность в отношении расхода топлива; 2) экономичность в обслуживании; 3) стоимость первоначальных затрат на постройку печи; и 4) возможность регулирования обжига для изделий разного назначения, формы и веса.

Для обжига керамических изделий применяются следующие типы печей:

1) печи однокамерные периодического действия с прямым и обратным пламенем, работающие на любом виде топлива;

2) печи кольцевые типа Гофмана, непрерывного действия, работающие также на любом виде топлива;

3) газовые печи многокамерные, непрерывного действия, типа Мендгейма и

4) туннельные печи, работающие главным образом на нефти и газе.

Печи периодического действия по расходу топлива наименее экономичны, так как использование топлива производится наименее полно. А. А. Попов, базируясь на данных практики украинских заводов, указывает на расход топлива для обжига огнеупорных шамотовых изделий в печах периодического действия в размере от 27 до 40% от веса обожженных изделий. Указанные печи применяются, главным образом, для обжига крупных фасонных изделий, требующих индивидуальных условий обжига. Этим объясняется частичное применение указанного типа печей для вновь проектируемых заводов, несмотря на максимально проводимую специализацию заводов и стандартизацию изделий. Печи непрерывного действия типа Гофмана широко применяются в грубой керамике для обжига стандартных изделий, а также мелкого и среднего фасона. Расход условного топлива по тому же автору составляет 17—18% от веса огнеупорных шамотовых изделий (по работе украинских заводов). Сравнительная простота конструкций и дешевизна постройки являются также положительным качеством этих печей. К недостаткам печи следует отнести большой расход рабочей силы на выгрузку и загрузку изделий.

Газовые печи типа Мендгейма применяются для получения наивысших температур (до 1600° и выше) и служат для обжига преимущественно

стандартных изделий. Печи Мендгейма расходуют, по А. А. Попову до 16—17% условного топлива от веса огнеупорных шамотовых изделий.

Наиболее экономичной с точки зрения обслуживания и расхода топлива, по А. А. Попову, является туннельная печь, расходующая 10—11% условного топлива на обжиг огнеупорных шамотовых изделий. К недостатку этой печи можно отнести дороговизну и сложность ее постройки.

Цифры, приведенные А. А. Поповым, оспариваются А. Д. Цепиным, который, базируясь на опыте работы других огнеупорных заводов СССР, приводит ряд данных обжига шамотовых изделий в Боровичах в гофманской печи, где расход уд. топлива составляет 8—10% от веса изделий. Между тем данные обжига изделий в туннельных печах в Семилуках и Часов-Яре указывают на расход топлива в 12—16%. Ряд зарубежных данных устанавливает расход топлива для туннельных печей, близкий к цифрам, приведенным А. А. Поповым¹.

Суммируя вышесказанное, мы получим следующие преимущества и недостатки разных систем печей.

Условию экономичности в отношении расхода топлива удовлетворяют, примерно в равной степени, все печи за исключением периодических.

В отношении экономичности обслуживания — в наиболее благоприятном положении находится туннельная печь; остальные системы находятся в равно-неблагоприятных условиях.

По размеру первоначальных затрат наиболее дорогой является туннельная печь, затем следует печь Мендгейма. Печи Гофмана и периодического действия наиболее дешевые.

В отношении возможности наиболее легко регулировать условия и режим обжига для разных изделий — наилучшим образом удовлетворяют периодические печи.

Для иллюстрации расхода условного топлива на обжиг огнеупорного кирпича при температуре 1230° в печах разной конструкции приводим данные по А. Searle:

	%, от веса изделий
Периодические печи с прямым пламенем на 1 т изделий	30—41
Периодические печи с обратным пламенем на 1 т изделий	24—27
Гофманские печи на 1 т изделий	10—13.5
Печи Мендгейма " " " "	10—13.5
Туннельные печи " " " "	ок. 9

Данные инж. Хирта указывают на расход топлива в печах разной конструкции для обжига при температуре от 800° до 1300°, причем Хирт рекомендует печи, работающие с положительным давлением в печной камере (см. табл. 2).

¹ Сессия ТЭС'а огнеупорной промышленности в январе 1933 г. разрешила постройку гофманских и газокамерных печей Мендгейма в исключительных случаях.

(В кг угля на 1 т изделий)

Таблица 2

ТЕМПЕРАТУРА ОБЖИГА	Периодич. печь	Непрерывная кольцевая печь				Туннельная печь на газе
		Камера под разрежением		Камера под давлением		
		На угле	На газе	На угле	На газе	
800—900°	120	55	60	50	56	50
900—1000°	160	70	75	64	68	60
1000—1100°	200	90	96	86	90	83
1100—1200°	240	115	122	105	110	97
1200—1300°	280	125	135	115	120	110

Сушка керамических изделий в значительной степени осуществляется за счет тепла отходящих газов печных установок. Большинство старых керамических заводов использует теплоту остывания и лучеиспускания печей путем устройства над печами сушильных помещений и стеллажей для высушивания изделий. Однако, имея в виду малую эффективность указанных устройств, дороговизну и громоздкость сооружений и сложность транспорта полуфабрикатов, в проектах больших заводов отказываются от устройства подобного рода естественных сушилок, заменяя таковые искусственными сушилками, с максимальным использованием избыточного тепла печей. Естественная сушка оставлена лишь для громоздких фасонных изделий, требующих чрезвычайно осторожного режима и индивидуальных условий сушки. Применение искусственных сушил для такого рода изделий может быть осуществлено лишь после их проверки в заводской практике.

Расход тепла на сушку изделий зависит от количества испаряемой воды, типа сушилок и свойств сырья.

Теоретически на 1-кг испаряемой воды требуется 539 кал. Практически расход в искусственных сушилках не бывает ниже 1000 кал. на 1 кг воды.

Искусственные сушилки бывают двух типов: туннельные и камерные. Первые — сушилки непрерывного действия с максимальной механизацией загрузки и выгрузки изделий. Расход тепла — около 1000 кал. на 1 кг воды. К недостатку туннельных сушил относятся дорогая установочная стоимость сушил и большой расход энергии для вентиляторов и эксгаустеров. Указанные сушилки особенно пригодны для однородных стандартных изделий.

Регулирование режима сушки для разнохарактерных изделий легко осуществляется в камерных сушилках, применяемых также повсеместно для высушивания и стандартных изделий. Расход тепла составляет, в зависимости от свойств сырья и продолжительности сушки, от 1100 до 1600 кал. на 1 кг воды. Отапливаются камерные сушилки горячим воздухом, отходящими газами или паром.

Вопрос о правильном использовании топлива для сушки и обжига может быть разрешен только в каждом отдельном случае в соответствии с тепловым хозяйством завода в целом.

В. Кифер приводит типовое решение оптимального использования тепла на кирпичном заводе, имеющем паросиловую установку. Тепловой баланс кольцевой печи, применяющейся также и для обжига огнеупорных изделий, по Киферу складывается из следующих статей (в процентах):

1) Потеря в отходящих газах	10
2) Остаточные газы, используемые для сушки изделий	24
3) Потеря в золе	7
4) Досушка изделий в печи	30
5) Потеря в обожженном товаре	25
6) Потеря на лучеиспускание	4

Из указанных статей используется для целей сушки и отопления тепло, указанное в ст. 2, 5 и 6, что составляет 53% от общего расхода топлива в печи.

На основании указанных данных В. Кифер составляет тепловой баланс на сушку 1000 шт. кирпича. Для высушивания 1000 шт. кирпича требуется в среднем около 850 000 кал. При использовании мягкого пара паровой машины баланс представляется в следующем виде:

140 000 кал. получают из отходящих газов печей . . .	16.5%
250 000 " используются как тепло остывания печей . .	29.5
40 000 " используется как тепло излучения печей . .	4.6
90 000 " получают из отходящих газов котлов . . .	10.6
270 000 " получают из мягкого пара машины	31.8

недостающие 60 000 кал. (7%) могут быть получены в виде пара из котельной.

В случае отсутствия на заводе паросиловой установки, необходимое дополнительное тепло 420 000 кал. для сушки изделий получается из специальной котельной или путем устройства отдельной подтопки.

Резюмируя вышесказанное, мы получаем следующий критерий для оценки керамического предприятия с точки зрения его энергоемкости.

Топливоемкость завода зависит от рода его продукции и, главным образом, от температуры обжига и системы печей, каковая, в свою очередь, определяется ассортиментом и назначением изделий. Расход топлива зависит также от количества высушиваемой влаги и системы сушилок. Электроемкость предприятия зависит от тонкости помола и тщательности обработки массы, твердости сырья и степени механизации формовки и транспорта изделий. Под указанным углом зрения будет дана оценка наиболее важных с точки зрения народного хозяйства керамических производств. Производства будут рассмотрены в порядке указанной выше классификации изделий.

СТРОИТЕЛЬНАЯ КЕРАМИКА

Красный строительный кирпич занимает среди строительных стеновых материалов одно из первых мест в силу своей дешевизны, простоты производства и повсеместного распространения поверхностных легкоплавких, так называемых „кирпичных“ гли. По данным практики на 1000 шт. кирпича расходуется около 4.25 т глины. При наличии очень пластичной глины к ней добавляется до 30% песка. Для уменьшения веса кирпича к глине добавляются трепел, опилки и др. (так называемый „эффективный“ кирпич). В последнее время произведены опыты в лабораторном и производственном масштабе по производству красного кирпича из трепела без глины. Получаемый из трепела кирпич отличается низкой теплопроводностью и малым объемным весом.

Технологический процесс изготовления красного кирпича наиболее простой из всей керамической технологии и заключается в: переработке глины, иногда с добавками простейших отошающих или облегчающих вес материалов, на вальцах или бегунах; увлажнении массы до пластического состояния в корытных мешалках; получении на кирпичеделательном прессе непрерывной ленты — бруска определенного сечения; разрезании ленты на отдельные кирпичи определенных стандартных размеров; и сушке и обжиге кирпича.

Для некоторых гли, не обладающих свойством пластичности, так называемых шиферных или сланцевых, уже давно практикуется за границей способ сухого прессования кирпича из сухой измельченной глины; в этом случае отпадает необходимость в сушке кирпича.

В последнее время производятся опыты как в лабораторном, так и производственном масштабе по сухому прессованию кирпича из пластичных гли.

Далее приводим типичные схемы производства для мокрого и сухого способа производства кирпича с указанием расхода сил на главные производственные операции.

Приведенная схема производства кирпича по мокрому способу предусматривает применение обычной глины средней плотности без наличия крупных включений.

Как видно из схемы 1, главный расход электроэнергии падает на подготовку массы и прессование кирпича. Для данной схемы расход электроэнергии на 3000 шт. кирпича составляет 55.5 квт/час. Указанный расход электроэнергии имеет место при наличии глины средней пластичности. В случае наличия плотной глины со включением камней для приготовления кирпича необходима дополнительная аппаратура, требующая увеличенного расхода энергии. Так, например, после дозирующего аппарата устанавливаются камнедробильные или камневыведительные вальцы, а после них мокрые дробильные бегуны; перед ленточным прессом уста-

навливается дополнительно еще одна пара валцов. Наоборот, для глины, легко обрабатываемой, можно значительно упростить подбор аппаратуры против схемы 1.

По Rauls расход электроэнергии на установку для изготовления 3000 шт. кирпича в час может колебаться в пределах от 26 до 136 квт/час., в зависимости от типа и количества машин.

Расход энергии для изготовления кирпича по сухому способу прессования из сланцеватых твердых глин по схеме 2 равен около 60—65 квт/час. на 2000 шт. кирпича. Аналогичная схема, но с применением двух пар валцов вместо дробилки и бегунов для обработки менее твердой глины требует для 3000 шт. кирпича в час установки мотора в 60 НР = 44 кв. Таким образом, расход энергии на 1000 шт. кирпича колеблется в пределах 15—30 квт/час.

Расход электроэнергии для всего завода, работающего по мокрому способу, включая расходы на освещение и прочие хозяйственные нужды, составляет по „Альбому кирпичных заводов“ 69 квт/час. на 1000 шт. кирпича. По отчетным данным за 1929/30 г., приведенным Логиновым для кирпичной промышленности СССР, общая мощность всех кирпичных заводов составляла 45 538 НР. За этот период выпущено 1600 млн. штук кирпича. Исходя из предположения средней продолжительности работы заводов в течение 4 месяцев в году, при 2-сменной работе и принимая коэффициент использования оборудования 0,9, мы получаем расход электроэнергии на 1000 шт. кирпича равным

$$\frac{45538 \cdot 4 \cdot 30 \cdot 14 \cdot 0.9}{1.36 \cdot 1600000} = 31.5 \text{ квт/час.}$$

Вышеприведенные подсчеты подтверждаются данными Л. Ледера, который указывает на расход энергии на 1000 шт. кирпича от 20 до 100 НР в зависимости от степени механизации и свойств сырья.

Сушка красного кирпича, в зависимости от мощности и степени механизации кирпичных заводов, производится следующим образом.

Для временных заводов и заводов малой мощности при сезонной выработке кирпича применяются естественные сушилки в крытых шатрах на вольном воздухе или над печами на стеллажах. Для заводов большой мощности и работающих в течение круглого года применяются исключительно искусственные сушилки, причем наибольшим распространением пользуются камерные сушилки. Применение туннельных сушилок ввиду большого расхода электроэнергии — от 30 до 50 квт/час. на 1000 шт. кирпича — для красного кирпича вряд ли будет экономичным.

Расход тепла на сушку 1000 шт. кирпича составляет по Киферу 850 000 кал., причем часть тепла может быть получена из печной установки завода путем использования отходящих газов и теплоты остывания товара.

СХЕМА 1

Производство красного кирпича по мокрому пластическому способу. Расход энергии в час на 3000 шт.

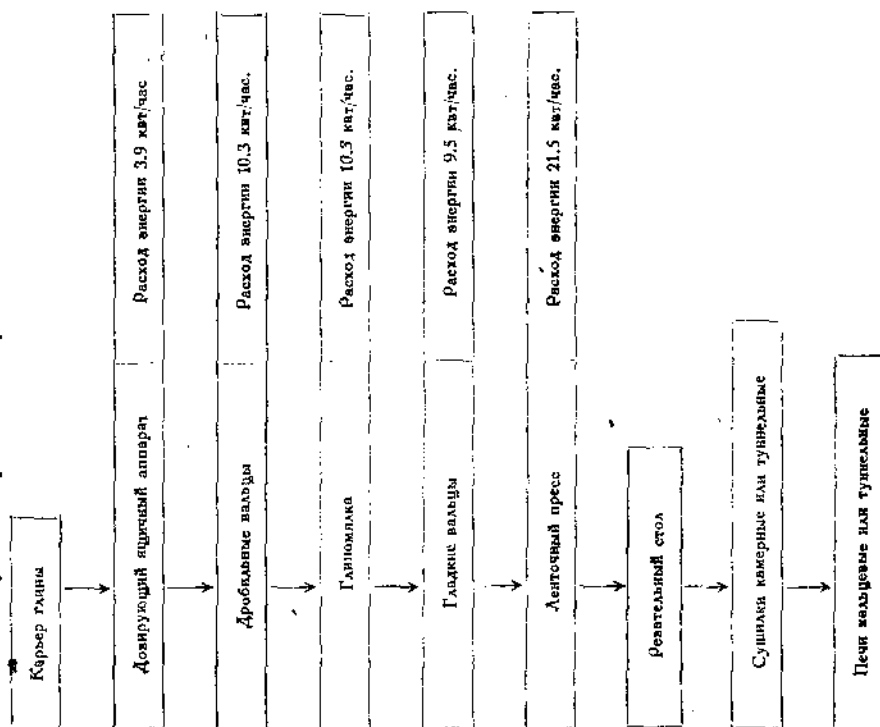
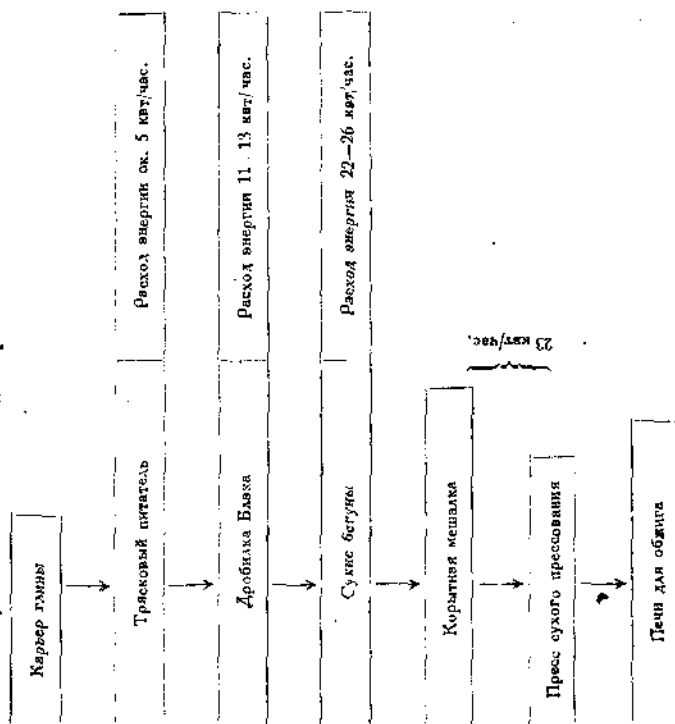


СХЕМА 2

Производство красного кирпича по сухому способу прессования. Расход энергии в час на 2000 шт.



При выборе типа печи также играет роль мощность и характер работы завода (сезонность). Для кустарных заводов, а также заводов временного типа при крупных строительствах часто строятся печи напольного типа без сводов, отличающиеся простотой устройства, но расходующие громадное количество топлива: около 1000 кг угля на 1000 шт. кирпича. Недаром Логинов указывает, что „кирпичная промышленность является крупнейшим потребителем топлива, по своим размерам потребности в горючем уступая лишь цементной промышленности“. Вполне понятно, что все стремления кирпичной промышленности направлены к уменьшению расхода топлива за счет введения печей непрерывного действия: кольцевых и туннельных, в которых расход топлива может упасть до 85—100 кг на 1000 шт. кирпича, т. е. в 10—12 раз меньше, чем в печах напольных.

Наиболее распространенным типом печей являются: кольцевые гофманские печи и печи типа Зиг-Заг (Бюрера) с производительностью от 10 000 до 50 000 шт. в сутки.

Туннельные печи, впервые введенные Боком в середине XIX в. в Германии для обжига кирпича, несмотря на минимальный расход топлива (85—90 кг на 1000 шт. кирпича), вследствие дороговизны постройки и сложности обслуживания, не получили пока большого распространения. По сведениям, полученным от фирмы К. Рошман (Берлин), работающая в Германии туннельная печь, производительностью 30 000 шт. кирпича в сутки, расходует лишь 80—85 кг угля (7500 кал.) на 1000 шт. кирпича. Мощность моторов для обслуживания печи — 8 HP. За неимением данных о степени использования отходящих газов для целей сушки не представляется пока возможным дать окончательного суждения о преимуществах туннельной печи перед кольцевыми.

Для выявления влияния каждой из приведенных выше энергетических затрат на себестоимость изделий приводим в табл. 3 типовую калькуляцию себестоимости 1000 шт. кирпича завода, производительностью 10 млн. шт. кирпича в год, рекомендованную Калькуляционной конференцией от 14—18 февраля 1927 г., созванной ВСНХ, и помещенную в „Альбоме кирпичных заводов“.

Ввиду того, что в приведенном альбоме калькуляции стоимость электроэнергии (графа 1) указана без учета зарплаты, амортизации и прочих дополнительных расходов, падающих на долю электроэнергии, которые отражены в расходных статьях по всему заводу, в графе 2 указана стоимость электроэнергии из расчета 10 коп. за 1 квт/час. и соответственно уменьшены прочие цифры расхода.

Как видно из данной калькуляции, уд. расход топлива на единицу продукции может быть значительно снижен (примерно до 0.1 т условного топлива на 1000 шт. кирпича). Принимая стоимость топлива в условиях УКК равным 15 руб. за тонну (7000 кал.), а 1 квт/час. энергии — 0.5 коп. получим снижение стоимости кирпича, как видно из графы 3.

Таблица 3

	По кумуляции	в %/до	То же с уточ- нением стои- мости электро- энергии (в рублях)	в %/до	В условиях УКК (в рублях)	в %/до
	1		2		3	
Цеховая себестоимость 1000 шт. кирпича:						
Основное сырье	0.08	0.5	12.78	53	12.78	90
Вспомогательные материалы	0.51	2.1				
Рабсила	7.20	30.0				
Начисления на зарплату . .	2.52	10.5				
Амортизация	3.68	15.4	6.90	29	0.35	2.5
Прочие расходы	2.09	8.5				
Электроэнергия: 69 квт/час .	3.60	15.0	4.32	18	1.50	7.5
Топливо: 0.41 т подмосков- ного угля по 10 р. 30 к. .	4.32	18.0				
Итого	24.00	—	24.00	—	14.63	—

Ниже приводим расход топлива на обжиг красного кирпича в зависи-
мости от типа печей и объема производства (см. табл. 4).

Таблица 4

Расход топлива на обжиг кирпича в зависимости от системы печи
и производительности завода

№ по порядку	Производи- тельность печи в ме- сяц (в тыс. штук)	Система печи	Вид топлива	Расход топлива		Источники
				На 1000 штук в натур.	На 1000 штук в условн.	
1	До 50—60	Напольная печь	Каменный уголь	1000 кг	1000 ¹	В. Эвальд. Строит. материалы, изд. XII, стр. 169
2	25—250	Периодическая печь	Уголь	320—450	320—450 ¹	Преображенский Строит. материалы, 1929, № 2
3	Ок. 400	Бессводовая Гофманская печь	Антрацит	165—195	165—195 ¹	Трофимовский Строит. материалы, 1929, № 4
4	300—1500	Гофманская печь	Усл.	—	121	Е. Р. Строительные материалы, 1930, № 3
—	—	—	Усл.	—	175	Скрыльников. Кера- мика и стекло, 1929, № 2
5	650—750	Печь Бюрера (Зиг-Заг)	Усл.	—	110	Е. Р. Строительные материалы, 1930, № 3
6	Ок. 1000	Туннельная печь	Усл.	—	90—95	Авербух. Строитель- ные материалы, 1930, № 4

¹ Перевод в условное топливо сделан на предположении, что уголь содержит 7000 кал.

Подводя итоги оценки кирпичного производства с точки зрения его электро- и теплосъемности, можно остановиться на следующих контрольных цифрах, характеризующих данное производство.

Исходя из предположения, что кирпичный завод будет получать электроэнергию со стороны, а в качестве топлива — каменный уголь, определяем следующий расход энергии на 1000 шт. кирпича:

- 1) Силовая и осветительная энергия — 65—70 квт/час.
- 2) Расход условного топлива на обжиг 120—100 кг — для усовершенствованной кольцевой и туннельной печи;
- 3) Расход условного топлива на сушку изделий $\frac{420\,000}{7000 \cdot 0.75} = 80$ кг — при коэффициенте полезного действия котельной или другой отопительной установки 0.75

Таким образом, годовая потребность мощного кирпичного завода с производительностью 50 000 000 шт. кирпича в год определяется в 9 000—10 000 т топлива и 3 250 000—3 500 000 квт/час. электроэнергии в год.

ОГНЕУПОРНЫЕ ИЗДЕЛИЯ

Развитие керамики огнеупорных изделий происходит одновременно с ростом металлургии, основной ведущей отрасли промышленности. Среди огнеупорных изделий наибольшим распространением пользуются шамотовые и диасовые изделия и отчасти магнезитовые. Применение тех или иных огнеупорных изделий зависит от температурного режима печей и химической стороны металлургического процесса. Шамотовый кирпич по своему химическому характеру принадлежит, в зависимости от содержания глинозема, к нейтральным и слабокислым материалам, диас — к кислым, а магнезит — к основным.

Шамотовые изделия

Это производство требует наличия огнеупорной глины в качестве основного сырья. Расход глины на 1 т готовой продукции равен примерно 1.5 т. Часть этой глины, около 50%, подвергается предварительному обжигу „на шамот“, при температурах от 1250° до 1350°, до превращения ее в каменисто-твердое состояние, остальное идет в качестве связующей глины. Технологический процесс изготовления шамотовых изделий заключается в измельчении обожженной на шамот глины, смешении ее с высушенной и также измельченной глиной. Данная смесь, в зависимости от способа формования: пластического или сухого — увлажняется в первом случае до пластического, а во втором до рыхло-увлажненного состояния и под-

вергается формовке соответственно на ленточных прессах или прессах сухого прессования. Отформованный на ленточных прессах кирпич после сушки обжигается при температурах 1250—1400°. Сушка сухо-прессованного кирпича, в зависимости от количества заделываемой воды, может отпасть совершенно. Выбор того или иного способа формования зависит, в известной мере, от свойства сырья, т. е. от его пластичности. Так, для шиферных, непластичных глин применяется сухое прессование кирпича.

Ниже приводим типичную схему производства шамотовых изделий как по мокрому, так и по сухому способу формования (см. схему 3).

Для обжига глины на шамот наиболее часто служат гофманская и шахтная печи. В последнее время перед огнеупорной промышленностью встал вопрос о переходе обжига глины во вращающихся печах, применяемых в цементной промышленности и имеющих большие преимущества в отношении механизации производства и совершенства обжига.

Получаемый во вращающихся печах шамот требует лишь незначительного дополнительного измельчения. К недостаткам вращающейся печи следует отнести большой расход топлива по сравнению с остальными печами. Зато недостатками шахтных и гофманских печей является необходимость, во избежание закупорки печей, предварительно высушивать и прессовать (брикетировать) глину, чтобы получить куски правильной и однородной формы.

При выборе системы печи для обжига шамота следует иметь в виду экономические показатели для разных систем печей, по данным работы зарубежных и союзных заводов (см. табл. 5).

Таблица 5

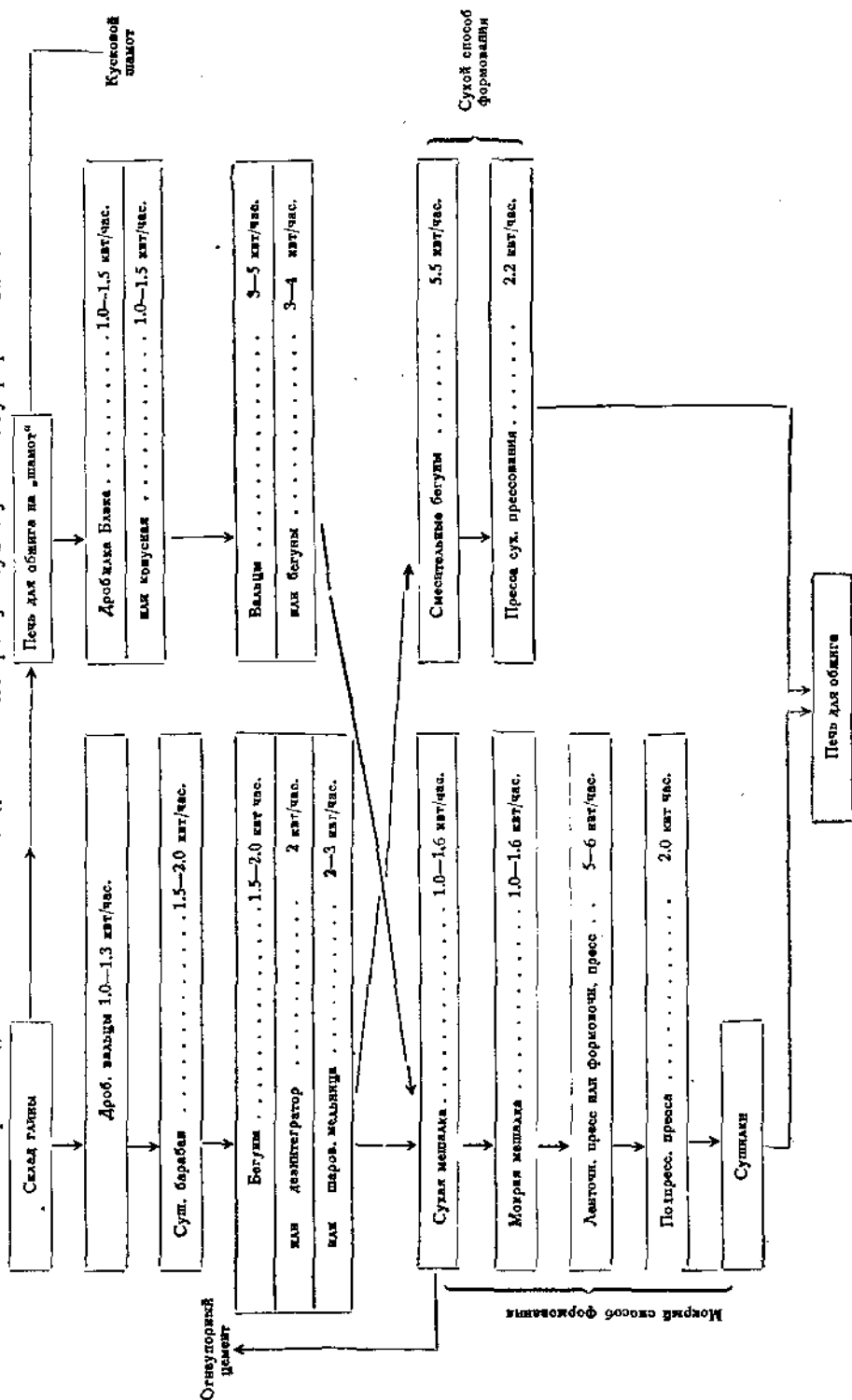
	Гофманская печь	Шахтная печь	Вращающаяся печь
Расход топлива (усл.) на 1 т шамота	12%	13%	18%
То же	13.3—14%	9.8—10%	20—22.4%
Расход электроэнергии (в квт/час. на 1 т шамота) ¹ .	1.0	14.0	10.0

Из приведенной таблицы видно заметное преимущество гофманской и шахтной печей в отношении расхода топлива перед вращающейся печью. В отношении расхода энергии вращающаяся печь занимает промежуточное положение. Зато вращающаяся печь задалживает наименьшее количество рабсилы: от 0.85 до 1.00 на 1 т шамота, против 1.05—1.35 в шахтной печи и 1.54—1.74 в кольцевой печи. Из указанных данных выявляется экономическая целесообразность строить шахтные печи, имея в виду также низкую стоимость первоначальных затрат на 1 т обожженного шамота.

¹ К вопросу проектирования огнеупорных заводов, стр. 18. ЛОГИЗ, 1933.

С Х Е М А 3

Производство шамотовых изделий по мокрому и сухому способу формования



В крупных производствах сушка глины производится в сушильных барабанах, экономичных в отношении расхода топлива и позволяющих полностью механизировать этот процесс. Расход топлива на 1 т высушенной в барабане глины равен, по данным заграничной практики, около 17,5 кг кокса, а по данным фирмы А. Рейсман для барабанов системы Меллер и Пфейфер около 24 кг условного топлива, что составляет около 2,4% от веса глины. Практикующаяся на небольших и не механизированных заводах подовая сушка глины требует большого количества ручного труда и повышенного по сравнению с сушильным барабаном расхода топлива — по данным Боровических заводов около 3%.

Сушка отформованных по пластическому способу изделий, содержащих около 20% влаги, из коих в сушилках испаряется от 12 до 16%, требует расхода от 2 до 5% условного топлива на 1 т высушиваемых изделий, в зависимости от количества испаряемой воды, формы и веса изделий. На вновь проектируемых заводах почти исключительно применяется искусственная сушка изделий. Естественная сушка на поду допускается лишь для большемерных изделий, требующих специального режима сушки.

Система сушилок применяется либо камерная, либо туннельная. Первая уступает второй как в отношении расхода топлива и удобства в обслуживании, так и в скорости сушки, но зато более проста и дешева при постройке. Кроме того, камерную сушилку легко приспособить для сушки разнообразных по своим размерам и весу изделий, туннельная же сушилка приспособлена для высушивания главным образом стандартных маломерных изделий (нормальный кирпич). Расход тепла на 1 кг испаряемой влаги 1000 кал. для туннельной и 1300–1600 кал. для камерной сушилки, причем последняя цифра относится к изделиям весом около 100–300 кг.

При выборе системы печи для обжига изделий необходимо руководствоваться соображениями, изложенными в начале настоящего обзора, из коих следует, что наиболее экономичными в отношении расхода топлива являются туннельные и кольцевые печи. В отношении удобства обслуживания и наибольшей механизации загрузки и выгрузки более выгодными являются туннельные печи.

Применение периодической печи для обжига крупных фасонных изделий может быть оправдано теми специальными требованиями, которые предъявляются к ним. Однако, следует ожидать, что со временем, путем большей специализации заводов, обжиг большинства фасонных изделий может быть произведен в туннельных и газокамерных печах. Уже сейчас имеются, правда единичные, попытки в Зап. Европе, Америке и у нас обжигать стекольные брусья весом до 300 кг в газокамерных и даже туннельных печах.

¹ Каталог фирмы А. Рейсман, вып. XXX.

Ниже приводим тепловой баланс (в тыс. кал. в час) крупного шамотового завода, строящегося на Украине в Часов-Яре, производительностью 150 000 т изделий в год:

Сушка глины в барабанах	2975	(13%)
Обжиг глины в шахтных печах	5000	(22 „)
Сушка изделий в искусственных сушилках	1750	(8 „)
Обжиг в туннельных и 2 камерных печах (для фасона)	13400	(51 „)
Отопление завода	1300	(6 „)
Итого 24425		(100 %)

При работе завода в течение 330 дней в году общий расход тепла составляет $24425 \times 330 \times 24 = 194\,000\,000$ тыс. кал., что соответствует 27 500 т условного топлива в год.

Укажем на постепенно увеличивающийся расход электроэнергии в связи с проводимой механизацией и электрификацией производства. Расход электроэнергии на 1 т продукции, по данным работы украинских шамотовых заводов за 1928/29 г., составляла 32.2 квт/час. на тонну. Механизацией старых и постройкой новых заводов уд. расход может быть поднят до 48.5 квт/час. на 1 т продукции.

На надлежаще механизированном шамотном заводе с производительностью 150 000 т в год расход электроэнергии на 1 т может подняться до 70 квт/час.; при этом, в зависимости от вида и способа изготовления изделий, расход энергии падает: на стандартный кирпич и фасон, изготавливаемый машинным способом, в размере 80 квт/час., на фасон ручной выработки — 70 квт/час., на кусковой шамот — 15 квт/час., на огнеупорный цемент, применяемый при складке печей, в размере 40 квт/час.

Переходя к отдельным стадиям указанного производственного процесса, мы видим, что расход энергии (в квт/час.) на 1 т составляет:

1) Сушка глины в барабанах	11.5	(16.0%)
2) Обжиг глины на шамот в шахтных печах	8.0	(11.4 „)
3) Помол глины	11.0	(15.6 „)
4) Помол шамота	11.0	(15.6 „)
5) Заготовка смесей	3.0	(4.5 „)
6) Изготовление изделий	20.5	(29 „)
7) Обжиг изделий	4.0	(6.3 „)
8) Разные расходы	1.0	(1.6 „)
Итого		70.0 (100%)

Из приведенных данных видно, что наибольший расход энергии падает на помол материалов (31.2%) и формовку изделий (29.0%). В виду того, что по состоянию техники изготовления шамотовых изделий не все изделия изготавливаются машинным способом, уд. расход энергии должен, по мере дальнейшей механизации процессов формовки, несколько повы-

ситься. Одновременно должен повыситься расход энергии на обслуживание туннельных сушилок и печей, требующих больше энергии, чем сушилки и печи камерного типа.

Расход энергии на освещение завода составляет примерно 10% от силовой нагрузки завода.

На основании табл. 6 уд. расходы топлива на 1 т изделий для вновь строящихся заводов выражаются следующим образом:

1) Обжиг глины на шамот в шахтных печах	100 кг	на основании табл. 6
2) Сушка глины	25 "	
3) Сушка изделий (3% от веса изделий)	30 "	
4) Обжиг изделий в Гофманских печах (стандарта и мелкого фасона)	120 "	
5) Обжиг стандарта в туннельных печах	100 "	
6) Обжиг крупного фасона в период. печах	250 "	

Потребность топлива завода мощностью в 200 000 т в год с примерным ассортиментом: 40% нормального кирпича, 50% фасона (из них 10% ручн.), 10% кускового шамота, при составе массы 50% глины и 50% шамота, определяется:

1) Обжиг глины на шамот . $0.9 \times 0.5 \times 200\,000 \times 0.1 + 0.1 \times 200\,000 \times 0.1 =$	11 000 т угля
2) Сушка глины $0.5 \times 200\,000 \times 0.025$	= 2 500 " "
3) Сушка изделий $0.9 \times 200\,000 \times 0.03$	= 5 400 " "
4) Обжиг изделий:	
40% в тунн. печах $200\,000 \times 0.4 \times 0.1$	= 8 000 " "
40% в гофманских печах $200\,000 \times 0.4 \times 0.12$	= 9 600 " "
10% в периодич. $200\,000 \times 0.1 \times 0.25$	= 5 000 " "
Итого в год	41 500 т угля
(на 1 т около 0.21 т угля)	

Расход электроэнергии:

1) Норм. кирпич. и пресс. фасон	$200\,000 \times 0.8 \times 80 =$	12 800 000 квт/час.
2) Ручной фасон	$200\,000 \times 0.1 \times 70 =$	1 400 000 "
3) Кусковой шамот	$200\,000 \times 0.1 \times 15 =$	300 000 "
Итого		14 500 000 квт/час.

На освещение можно принять расход в 10% от силовой нагрузки, т. е. около 1 500 000 квт/час.

Общий расход энергии определяется 16 000 000 квт/час. (на 1 т — 80 квт/час.).

Расход топлива на обжиг огнеупорных шамотовых, dinasовых и магнезитовых изделий
в зависимости от типа печей и вида изделий

№ по порядку	Вид изделий	Производительность в месяц (в т)	Система печи	Вид топлива	Расход топлива на 1 т		Источник
					В натур. (кг)	В услов. (%)	
А. Шамотовые изделия							
1	Норм. кирпич . .	—	Гофманская	Усл.	—	12—15	Д. З. Строительные материалы, 1931, № 23
2	" " . .	—	Туннельная	"	—	9.8—11	Попов, А. А. Строительные материалы, 1931, № 1
3	" " . .	—	Гофманская	"	—	15—17	Зак, Г. О. Строительные материалы, 1931, № 1
4	" " . .	—	Туннельная	"	—	12	Зак, Г. О. Строительные материалы, 1930, № 1
5	" " . .	—	"	Усл.	—	10	Попов. Sprechsaal, 1931, № 11
6	Фас. изделия . .	—	Периодическая	"	—	21—26	Д. З. Строительные материалы, 1931, № 23
7	Фас. изделия (стеклоприпас.).	—	Туннельная	Уголь 7500 ккал.	140	15	То же
Б. Динасовые изделия							
1	Норм. кирпич . .	870—1500	Газокамерная	Усл.	—	23—28	Шулькин. Строительные материалы, 1931, № 8
2	" " . .	—	Туннельная	"	—	15—16	Юрганов. Техническая энциклопедия. — "Дикт"
3	Фас. изделия . .	—	Периодическая	"	—	35—50	То же
4	" " . .	700—1100	Газокамерная	"	—	35.4	Шулькин. Строительные материалы, 1931, № 1
5	" " . .	700—1100	Газокамерная	"	—	18—20	Юрганов. Техническая энциклопедия — "Дикт"
В. Магнезитовые изделия							
1	Норм. кирпич . .	—	Газокамерная	Усл.	—	30—40	A. Searle. Refr. Mat.
2	" " . .	—	Туннельная	Кам. уголь	300	—	Проект нового магнезитового завода в Сатке

Динасовые изделия

Основным сырьем для производства динаса служит кварцит — твердая горная порода, состоящая в основном из кремнезема. Мелкоизмельченный кварцит смешивается с гашеной известью в виде известкового молока в пропорции 97:3. Иногда вместе с известью к кварциту добавляется несколько процентов тонкоизмельченного мартеновского или другого железистого шлака¹ или огнеупорной глины. Из полученной смеси прессуются кирпичи стандартных и фасонных размеров. После сушки динасовый кирпич обжигается при температурах от 1450° до 1500°. На 1 т динаса расходуется около 1.08 т кварцита и 30 кг извести. Как температура, так и продолжительность обжига, а следовательно и уд. расход топлива зависят от свойств кварцитов. Цель обжига — перевод всего кремнезема из кварца в тридимит, наиболее ценную для динаса модификацию кремнезема. Данное превращение идет наиболее легко и с меньшими затратами топлива для так называемых аморфных кварцитов типа украинских (например пантелеймоновских), содержащих до 60% аморфного кремнезема. Кристаллические кварциты наиболее трудно переходят в тридимит и вследствие их твердости требуют для размола большого расхода электроэнергии. Перевод в тридимит облегчается для кристаллических кварцитов более тонким помолом последних. К кристаллическим кварцитам относятся почти все уральские кварциты (например билимбаевские).

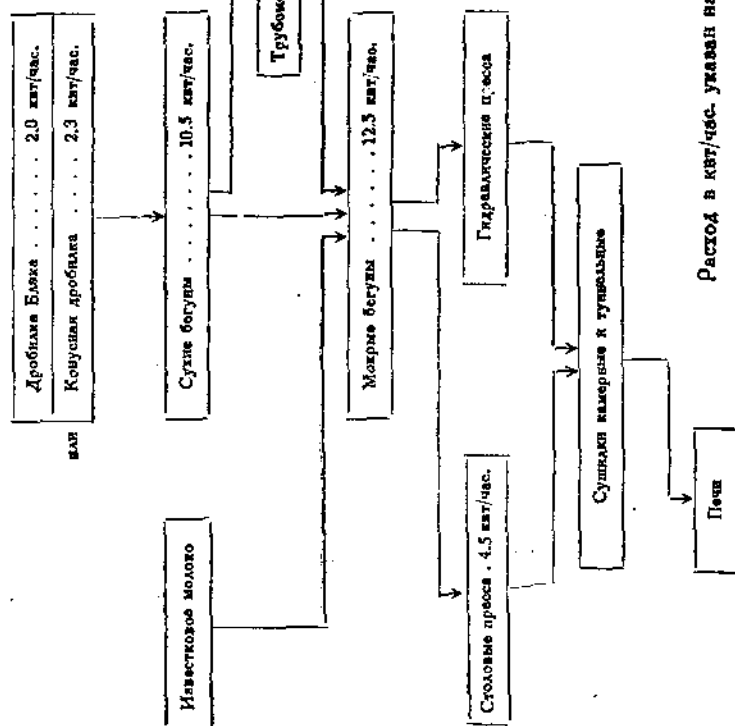
Ниже приводятся типичные схемы производства динасовых изделий, изготавливаемых из кристаллических кварцитов и из „аморфных“ кварцитов. Из этой схемы виден большой расход электроэнергии для помола кристаллических кварцитов (см. схемы 4 и 5).

Выбор помольной аппаратуры для производства динаса требует большого внимания, так как крупность помола в значительной степени влияет на качество получаемого продукта. Так, например, бегунный помол, как дающий большой процент средних и тонких фракций и наиболее подходящий для кристаллических кварцитов, требует на 1 т 10.89 НР, в то время как помол на вальцах требует лишь 8.04 НР на 1 т, т. е. на 35.4% меньше. Однако имея в виду большой износ вальцев, с одной стороны, и недостаток в средних фракциях при вальцевом помоле, с другой, наиболее целесообразным является помол на бегунах и для аморфных кварцитов. Для шихты из кристаллических кварцитов требуется большой процент тончайшей муки, помол которой происходит на трубчатой мельнице. Так, в шихте Пантелеймоновского завода (аморфные кварциты) имеется около

¹ Так называемый „черный“ динас (см. проф. В. Е. Грум-Гржимайло „Пламенные печи“, ч. 3, стр. 12—13).

С Х Е М А 4

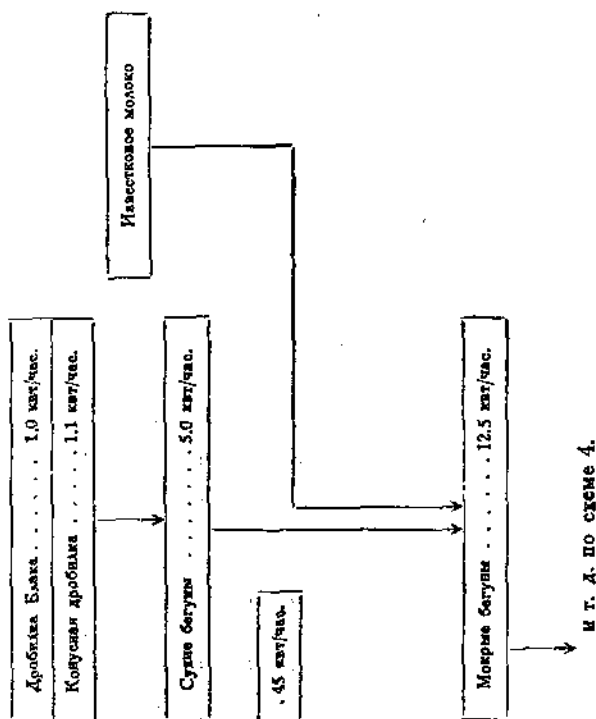
Производство динаса из кристаллических кварцитов



Расход в кг/час. указан на 1 т перерабатываемого материала.

С Х Е М А 5

Производство динаса из "аморфных" кварцитов



35% материала с частицами меньше 0.5 мм, а в массе для запроектированного Билимбаевского завода около 50%. Указанный процент тончайших фракций подтверждается практикой Сев.-Амер. Соед. Штатов, работающих исключительно на твердых кристаллических кварцитах.

Расход энергии на 1 т тонкого помола на трубомельнице — около 45 квт/час., перерасход энергии для кристаллических кварцитов — $45 \times 0.15 = 6.75$ квт/час. на 1 т продукции, считая, что 15% материала домалывается в трубомельнице.

Термическая обработка отформованных изделий состоит из сушки и обжига. Уд. расход тепла на испарение 1 кг воды из динасовых изделий, примерно, соответствует расходу тепла для сушки шамотовых изделий. Наиболее распространенными в динасовом производстве являются камерные сушилки. Уд. расход условного топлива на сушку динасовых изделий составляет от 2 до 5.6%.

Обжиг динасовых изделий производится обычно в газокамерных печах, реже — в однокамерных периодических печах, причем в последних обжигается преимущественно крупный фасон. В последние годы начали применять за границей и частично у нас туннельные печи; однако, введение их встретило большие трудности, чем для обжига шамота. Если для обжига динаса из аморфных кварцитов введение туннельных печей себя вполне оправдывает, то для обжига динаса из кристаллических кварцитов данные печи вряд ли могут найти применение. В камерных печах легче осуществить длительное нагревание при высоких температурах и плавное охлаждение.

Расход топлива для обжига динаса значительно больше, чем таковой для обжига шамотовых изделий.

В печах периодического действия для кристаллических кварцитов расход топлива около 50%, для аморфных кварцитов от 40 до 45%.

В газокамерных печах Мендгейма расход топлива для стандарта составляет от 18 до 28%, а для фасона до 38%.

В туннельной печи расход топлива понижается до 15—16%.

В отношении расхода электроэнергии динасовые изделия требуют, примерно, такой же расход энергии, как и шамотовые. По мере механизации динасовых заводов уд. расход электроэнергии все возрастает. На украинских заводах расход энергии на тонну в 1928/29 г. составлял 45.5 квт/час., на тех же заводах к 1932/33 г. расход энергии должен был подняться до 55.0 квт/час. Расход энергии на Пантелеймоновском заводе равен около 70 квт/час. на 1 т.

Огнеупорпроект предусматривает для динасовых заводов следующий расход энергии:

- 1) Гришинский завод, работающий на украинских аморфных кварцитах; производительность 165 000 т в год — 50.5 квт/час.
- 2) Билимбаевский завод, работающий на кристаллических кварцитах; производительность 105 000 т в год — 70.5 квт/час.

Разница в расходе электроэнергии объясняется главным образом различной твердостью кварцитов и крупностью помола, а отчасти и различным ассортиментом завода.

Мощность новых динасовых заводов колеблется от 40 000 до 150 000 т в год.

Определим расход топливной и электрической энергии на заводе производительностью в 100 000 т изделий в год, работающем на уральских кварцитах при ассортименте 60% нормального кирпича и 40% фасона.

Расход топлива на обжиг нормального кирпича и 50% фасона в газокамерных печах при уд. расходе в 30%

$$\begin{array}{rcl}
 100\,000 \times 0.8 \times 0.30 & = & 24\,000 \text{ т} \\
 \text{на обжиг фасона при уд. расходе в } 50\% & & \\
 100\,000 \times 0.2 \times 0.50 & = & 10\,000 \text{ „} \\
 \hline
 \text{Итого} & . . & 34\,000 \text{ т (на 1 т—0.34 т)}
 \end{array}$$

Расход электроэнергии—70 квт/час. на 1 т, что составляет в год 7 000 000 квт/час.

Магнезитовые изделия

Процесс изготовления магнезитовых изделий вполне аналогичен производству динаса. Вместо кварцита применяется в качестве основного сырья магнезит, который, однако, предварительно обжигается „намертво“ при температуре около 1600°. В качестве связующего материала вместо извести применяется до 10% глины, железной руды, шлаков, каустического магнезита и смолы. Выбор того или иного типа связки и ее количества зависит от свойств сырья. Например, на крупнейшем магнезитовом заводе в Сатке (Урал) в состав шихты для магнезитового кирпича входит 2.5% мелко размолотой глины.¹

Основной расход тепла идет на предварительный обжиг магнезита и окончательный обжиг магнезитовых изделий.

Печи, применяемые для предварительного обжига магнезита, либо шахтные, либо вращающиеся. Магнезитовый кирпич обжигается в туннельных и газокамерных печах. Расход условного топлива составляет в шахтных печах около 40% от веса продукции. По проекту реконструкции Саткинского завода расход топлива на обжиг магнезитовых изделий в туннельных печах составляет около 30% от веса продукции. Таким образом на 1 т магнезитового кирпича можно принять расход топлива:

$$\begin{array}{rcl}
 1) \text{ на обжиг } 1000 \text{ кг жженого магнезита} & & \times 0.4 = 400 \text{ кг угля} \\
 2) \text{ на обжиг магнезитового кирпича} & & 1000 \times 0.3 = 300 \text{ кг угля} \\
 \hline
 \text{Итого} & . . . & \text{около } 700 \text{ кг угля}
 \end{array}$$

¹ Проф. И. Ф. Пономарев. Огнеупорные материалы, стр. 114. Томск, 1931.

указать на то, что заводов канализационных труб в СССР имеется 4, кислотоупорных изделий 2, метлахских плиток 2. Кроме того, по тоннажу выпуск этих заводов несравним с огнеупорными заводами.

Таблица 7

НАИМЕНОВАНИЕ ПЕЧЕЙ	Примерная производительность заводов (в тыс. т)	Расход условного топлива (на 1 т изделий)	Расход электроэнергии в кВт/час. (на 1 т изделий)	Система печи	Расход условного топлива на обжиг (на 1 т изделий)
Канализационные трубы.	5—20	550 кг	51.6	Периодическая	500—700 кг
Кислотоупорные изделия.	5—15	550 „	190.0	Периодическая	500—700 „
Метлахские плитки . . .	15—20	—	—	Газокамерная	500—550 „
Клинкер	—	—	—	—	265—550 „ (на 1000 шт.)

Примечания. 1) Расход электроэнергии на 1000 шт. клинкера может быть принят ориентировочно по красному кирпичу; 2) В. Кер! дает для расхода топлива (бурого угля) на обжиг клинкера от 80 до 330 кг на 1 т клинкера.

Средними мощностями для заводов метлахских плиток можно принять производительность такого же порядка, т. е. от 15 000 до 20 000 т в год.

Производительность и характер производства клинкерных заводов в общем аналогичны заводам рассмотренного выше красного кирпича. Клинкер в отличие от обыкновенного кирпича требует более высокого и продолжительного обжига, а соответственно этому и большего расхода топлива.

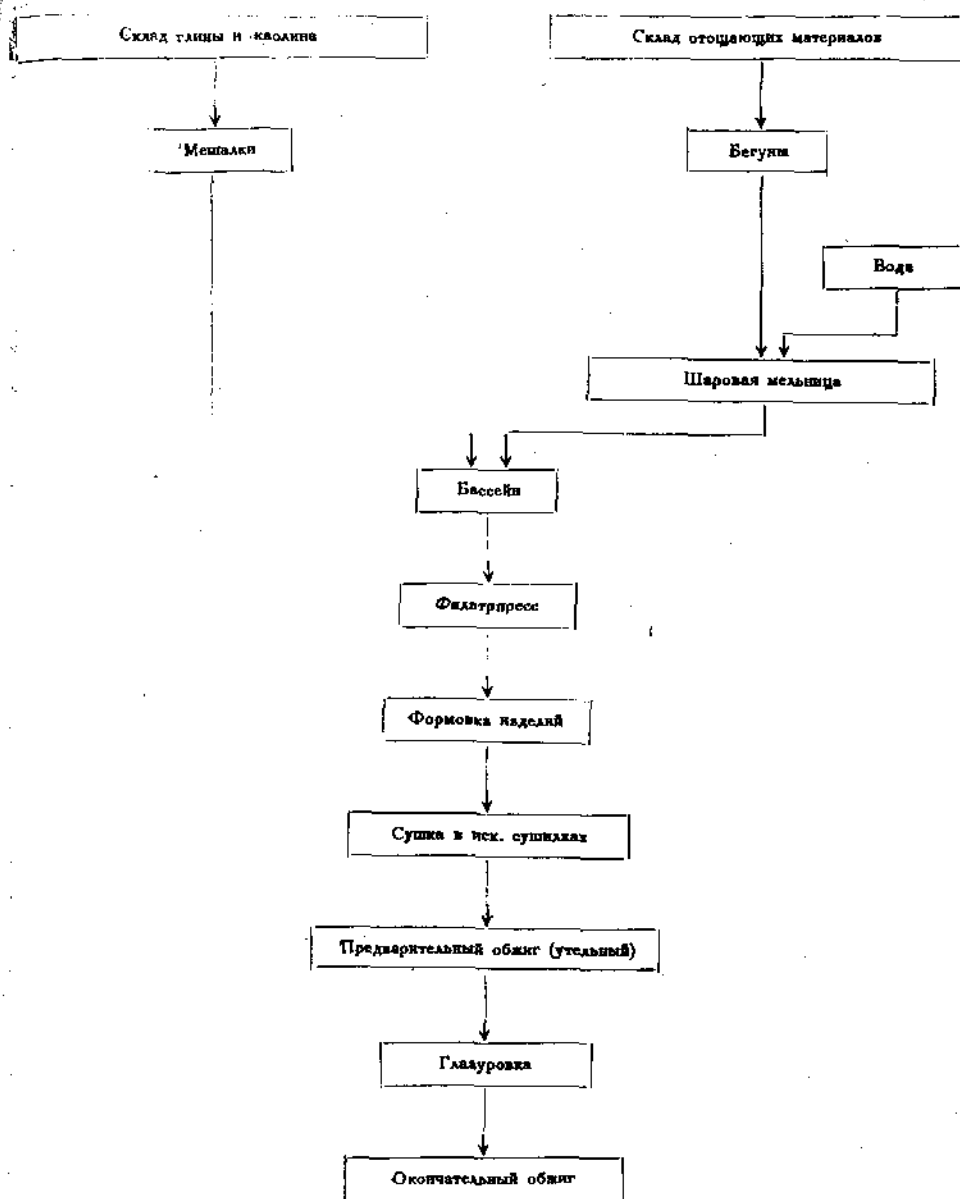
Производство кислотоупорных изделий и метлахских плиток требует более тонкой подготовки массы, чем изделия огнеупорной керамики, и поэтому расходует больше электроэнергии на 1 т продукции.

ТОНКАЯ КЕРАМИКА (ФАЯНС, ФАРФОР)

Технологический процесс изготовления изделий, принадлежащих к I группе тонкой керамики, резко отличается от только-что рассмотренных схем производства изделий грубой керамики (см. схему 6). В то время как к последним предъявлялись требования чисто технического порядка (механическая прочность, огнеупорность, химическая стойкость), к изделиям тонкой керамики, помимо указанных свойств, предъявляются требования эстетического порядка, а именно — безукоризненный внешний вид, и это накладывает специальный отпечаток как на сырье, так и на технологический процесс производства.

С Х Е М А 6

Производство фарфора и фаянса



Примечания. 1) Для фарфоровых изделий температура окончательного обжига выше, чем предварительного, для фаянсовых изделий имеется обратное явление; 2) после окончательного обжига часть хозяйственного фарфора и фаянса поступает в живописную мастерскую в закрепительный обжиг; 3) большая часть электротехнического фарфора из сушки поступает в глазуровку, минуя предварительный обжиг, вследствие чего расход топлива на электротехнический фарфор примерно в 2 раза меньше, чем для фарфора хозяйственного.

В качестве основного сырья для фарфоро-фаянсовых изделий применяются каолины и глины, наиболее чистые и свободные от примесей окислов железа и титана. В большинстве случаев применяются отмученные каолины, свободные от примесей песка и полевого шпата.

Отмучивание достигается путем осаждения песка на дне ряда бассейнов, через которые пропускается взмученный в воде каолин. Очищенная от примеси жидкая масса обезвоживается на фильтрпрессах. Указанный способ обогащения каолина требует наличия громоздких сооружений и большого расхода энергии на фильтрование.

Второй способ отмучивания основан на электроосмосе каолина путем осаждения отмученного каолина на аноде осмосмашины.

Расход электроэнергии на 1 т каолина колеблется, в зависимости от свойства глины и содержания воды в готовом продукте, от 25 до 88 квт/час. Расход каолина на 1 т фарфора или фаянса — около 0.5 т, а вместе с пластичной глиной около 0.65 т.

В качестве отошающих и флюсующих (уплотняющих) материалов в фаянсовом производстве применяются: полевые шпаты, кремень, углекислый кальций, а в фарфоровом производстве — кварц и полевой шпат.

Все отошающие материалы в отличие от производства грубой керамики подвергаются чрезвычайно тонкому размолу в шаровых мельницах в течение 6—12 часов и более до тонкости частиц, соответствующих 0.06—0.08 мм. Это требует значительного расхода энергии, порядка 30 квт/час. на 1 т материала при мокром способе помола и 60 квт/час. при сухом способе.

За границей практикуется постройка централизованных помольных заводов, поставляющих фарфоро-фаянсовым фабрикам тонко измельченный кварц и шпат стандартного качества. Таким образом будущие фарфоро-фаянсовые заводы целесообразно проектировать на готовых отмученных и тонко измельченных материалах — в функции фарфоро-фаянсового завода должны входить лишь заготовка массы, формовка, сушка и обжиг изделий.

На фарфоро-фаянсовых фабриках нашего Союза, за немногими исключениями, во всех стадиях производства преобладает ручной труд как в части формования, так и внутризаводского транспорта. Поэтому реконструкция действующих и проектирование новых заводов должны идти под знаком механизации производственных процессов, что, естественно, влечет за собой увеличение расхода электроэнергии. Расход электроэнергии на мало механизированных заводах Росстеклофарфора за 1-ю половину 1931 г. составляет по хозяйственному фарфору 270.5 квт/час. на 1 т, на новом сибирском Хайтинском заводе поднимается до 570 квт/час. на 1 т.

Фарфоровые изделия отличаются от фаянсовых более плотным черепом, достигаемым помимо добавки флюсующих веществ более сильным

обжигом. Температура обжига фаянса в среднем колеблется от 1100° до 1300°, а фарфора от 1300° до 1450°. Вследствие этого расход топлива для обжига фарфора заметно выше, чем для фаянса.

Расход топлива на обжиг фарфоро-фаянсовых изделий в многоэтажных печах периодического действия достигает весьма большой величины благодаря незначительному использованию тепла, содержащегося в топочных газах, примерно от 3 до 5%. Однако, ряд преимуществ (удобство ведения обжига, использование верхних этажей для предварительного обжига изделий и, наконец, использование тепла остывания печей для сушки изделий вокруг печей) вызывает большое распространение этих печей у нас и за границей. Печи кольцевые и газокамерные по ряду причин мало применимы для обжига фарфоро-фаянсовых изделий. За границей на крупных новейших заводах применяются туннельные печи, наиболее экономные как в отношении обслуживания, загрузки и выгрузки изделий, так и расхода топлива. Для сравнения приведем расход топлива на обжиг 1 т фарфоровых и фаянсовых изделий в печах разной системы:

	Фарфор	Фаянс
Периодическая печь . . .	2.6 — 3.25 т	0.85—1.5 т
Газокамерная печь . . .	2.3 — 2.8 „	—
Туннельная печь	0.65—1.3 „	0.55—0.67 т

Весьма высоких результатов в отношении экономии топлива достигла Хайтинская фабрика (Сибирь), единственная пока в СССР, имеющая туннельную печь для обжига фарфора, построенную в связи с реконструкцией фабрики. До постройки туннельной печи уд. расход условного топлива на 1 т фарфора составлял: 4.6 т (1924/25 г.), а после реконструкции — 1.68 т.

Стоимость топлива и энергии составляет для технического фарфора 18% от стоимости изделия, а для хозяйственного фарфора 16.8%. Снижение себестоимости изделий должно идти, помимо сокращения расхода топлива и стоимости энергии, главным образом:

1) за счет удешевления сырья, т. е. постройки заводов в районе залегания сырья, а не на расстоянии 1000—2000 км, как это имеет место сейчас, и 2) за счет сокращения рабсилы.

Оптимальная производительность фарфоро-фаянсовых заводов в настоящее время еще не выявлена и к типизации заводов еще не приступлено. Союзстеклофарфором спроектирован крупный комбинат, вырабатывающий как хозяйственный и электротехнический фарфор, так и санитарный фаянс. Аналогичные комбинаты, согласно наметки Сектора легкой индустрии ВСНХ СССР, должны быть построены в пределах второй пятилетки в районе УСК, в Сибири и Средней Азии.

В последнее время за границей возникло производство изоляторов и некоторых кислотоупорных изделий не из фарфора и каменных масс, а из плавленых изверженных горных пород, содержащих щелочи, напри-

мер, базальтов, фонолитов, диабазов и др. Изготовленные таким образом изделия требуют значительно меньшего расхода как топлива, так и электроэнергии, чем изделия из фарфоровых масс. По Чоколову, расход каменного угля на 1 т изделий равен: для базальтовых изделий 0.8 т, для фарфоровых 2.5—3.5 т. Расход электроэнергии для базальта определяется в 45 квт/час. на 1 т, а для фарфоровых изделий от 250 до 300 квт/час. на 1 т.

В районах дешевой электроэнергии весьма целесообразно перейти на электроплавку базальтовых изделий. По Флоренскому, расход энергии на электроплавку 1 кг базальта составляет около 1 квт/час.

Производство изделий из плавленого базальта особенно развилось во Франции. Производительность заводов плавленых изделий во Франции, по Флоренскому, колеблется от 8 до 50 т в сутки или 3000—17 500 т в год. На 1 т плавленого базальта расходуется 1.1 т базальтовой породы. Таким образом, завод производительностью 20 000 т плавленых изделий в год потребует, при электроплавке изделий, электроэнергии:

$$1) \text{ На дробление базальта } \dots 45 \times 20\,000 = 900\,000 \text{ квт/час.}$$

$$2) \text{ На электроплавку } \dots 1000 \times 20\,000 = 20\,000\,000 \text{ "}$$

$$\text{Итого } \dots 20\,900\,000 \text{ квт/час.}$$

ЛИТЕРАТУРА

1. Авербух, Б. Строительные материалы, 1930, № 4.
2. Альбом кирпичных заводов. Издание ВСНХ СССР, 1929.
3. Базилевич, А. и Блиннов, Г. Технология искусственного талькового и талько-магнезитового кирпича. Труды ВИСМ'а, вып. 3.
4. Богачик. Фарфоро-фаянсовая промышленность в 1924/25 г. Керамика и Стекло, 1926 г., № 5.
5. Будников. Керамическая технология, стр. 257.
6. Григорян. Значение нефтетоплива в керамической промышленности. Керамика и Стекло, 1928, № 7.
7. Динас. Техн. Энциклопедия.
8. Д. З. Производство огнеупорных изделий в Зап. Европе и у нас. Строит. материалы, 1931, № 2/3.
9. Евсеев, И. О размалывающих установках для динасового завода в Билимбас. Строит. материалы, 1931, № 5.
10. Емельянов. Построение теплового хозяйства новой фабрики Сибфарфор. Керамика и Стекло, 1929, № 4.
11. Зак, Г. И. Проблема сырья, топлива и электроэнергии на огнеупорных заводах Укрсиликаттреста. Строит. материалы, 1930, № 3.
12. Иванов-Городов, Н. Тепловой баланс туннельного горна. Керамика и Стекло, 1926, № 8/9.
13. Клинкер. Техн. Энциклопедия.
14. Крамаренко, А. Новый завод шамотовых изделий в Часов-Яре. Строит. материалы, 1930, № 9/10.

15. Логинов, З. Состояние кирпичной промышленности СССР. Строит. материалы, 1931, № 8.
 16. — Стекольно-фарфоровая промышленность к 10-летию Октября. Керамика и Стекло, 1927, № 11.
 17. Лысин, А. Б. Обогащение каолина при помощи электрического тока. Керамика и Стекло, 1925, № 5.
 18. — Первый в СССР опыт обжига фаянса на мазуте. Керамика и Стекло, 1926, № 12.
 19. Метлахские плитки. Техн. Энциклопедия.
 20. Попов, А. А. Почему запретили строить туннельные печи. Строит. материалы, 1931, № 8.
 21. Проект Огнеупорпроекта Славянского завода.
 22. Технические проекты заводов шамотовых и динасовых изд. в Запорожье.
 23. Технический проект Запорожского шамотового завода производительностью 190 000 т в год.
 24. Философов. Электроосмотическая очистка каолинов и глин. Керамика и Стекло, 1926, № 12.
 25. Флоренский, П. Техн. Энциклопедия, статья „Базальт“.
 26. Цейн, А. Д. Кирпичное производство. Технич. Энциклопедия, т. X, стр. 234 и 235.
 27. — Почему „запретили“ строить туннельные печи. Строит. материалы, 1931, № 8.
 28. Чибуновский. Запорожские кирпичные заводы с сухой прессовкой. Строит. материалы 1930, № 11/12.
 29. Чокотов. Производство плавящего базальта. Керамика и Стекло, 1928, № 6.
 30. Шапиро, М. Новое строительство или расширение существующих фарфоро-фаянсовых заводов. Керамика и Стекло, 1930, № 2.
 31. Шулькин. О работе печей Бура. Строит. материалы, 1931, № 8.
 32. В. Эвальд. Строит. материалы, изд. XIII, стр. 169.
 33. Hirt, M. A. La cuisson rationnelle des refractaires. „Céramique“, 1928, vol. XXXI, № 480 pp. 45—48.
 34. Kiefer, W. Tonindustrie-Zeitung, 1929, № 46/47.
 35. Rauls. Die Ziegelfabrikation, S. 101.
 36. Schmidt, Alfred. Industrieöfen in Fein- und Grobkeramie, S. 91.
 37. Schuen, W. Die Herstellung von Steinzeugröhren, S. 59.
 38. Searle, A. Refractory Materials, pp. 185, 267.
-

Б. Т. ИВ

ЛЕСОХИМИЧЕСКАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

Основной производственной предпосылкой обработки древесины является заготовка леса. Сырьевая заготовка леса потребляет весьма значительные количества энергии. Независимо от степени механизации сырьевой заготовки (эта механизация в СССР находится лишь в своей начальной стадии) расходуемая энергия сильно децентрализована и притом в форме единиц, настолько рассеянных и незначительных по количеству потребляемой силы, что организация какой-либо централи в этой области не мыслится в сколько-нибудь осязаемых перспективах.

Весьма вероятно, что транспорт заготовленного леса, особенно сплав, в ближайшие годы достигнет высокой механизации. Однако, и в этом случае генерирование энергии будет носить резко выраженный местный характер, так как это будут или тракторы, или лесные дороги с механической тягой, из года в год перемещаемые с лесосеки на лесосеку на пространстве многих километров.

В настоящее время лесовозные дороги обслуживаются тракторами. В Канаде широко применяются временные железные дороги, на базе которых монтируются и работают тяговые неподвижные установки в роде скиддеров. Но и в этом случае энергия остается децентрализованной, и представить себе, что эту энергию было бы выгодно передавать от централи при наличии огромного количества бросового топлива, едва ли возможно.

Наиболее передовыми странами в деле механизации лесных заготовок являются Канада и САСШ, особенно их юг. Гербек¹ и затем Талевиг дали исчерпывающую картину постановки механизированного процесса лесозаготовок в Сев. Америке. Рубка леса механизирована в ничтожной степени. Вывозка или таска дерева из лесосек к промежуточной или погрузочной базе производится кочующими установками, которые могут находить бесплатное бросовое горючее на месте самой заготовки. Системы

¹ Лесная промышленность САСШ.

² Лесозаготовки САСШ.

Скиддер, Норд Бенд, Слаки, Хай Лид и др. и даже системы „трамвайных“ передач или рельсовых путей (одно- и двухрельсовых) опираются на местные генераторы энергии и на то же бесплатное энергетическое сырье.

Погрузка материалов производится обычно на погрузочных пунктах временных дорог, но это не исключает возможности создавать и постоянные базы. В этом направлении получили развитие децентрализованные установки. В качестве примера можно привести передвижной по рельсам кран с двухцилиндровой паровой машиной системы Гифферт или гусеничный кран системы Айрон Вокс и др. Эти установки, в сущности, требуют передвижной механической лебедки, а остальная, собственно подъемная часть может быть собрана по очень простым схемам, в роде системы Деррик, по которой не требуется никаких металлических надземных сооружений, достаточно лишь, чтобы поблизости оказались пни и дерево.

Новейшие работы по газификации древесины и древесного угля открывают определенные перспективы для тракторного хозяйства, которое становится на прочные ноги в деле заготовки леса. Дюпон¹ приводит данные исследования, целью которого было изучение обогащения газа, получаемого из древесины и ее углей для замены в автогазогенераторах жидкого горючего твердым. Дюпон нашел, что при газификации углей, полученных при обугливаниях в пределах 275—290° С, теплотворная способность достигала 1515 кал. против 1000—1050 кал., снимаемых с 1 куб. м газа из черных древесных углей. В этих условиях снижение мощности двигателей, достигавшее ранее 10—25%, не должно быть выше 5—8%, что дает возможность применять газовое горючее во всех тех случаях, когда трактор должен нести нормальную тяговую работу, требующую коротких перегрузок. Работы аналогичного порядка поставлены в СССР в ряде учреждений. Эти работы проводятся в широком масштабе в течение более двух лет. Несомненно, что энергия лесных заготовок будет дана газом из сырой и поджаренной древесины и из различных ее углей, изготовление которых, особенно в случае с бурным древесным углем, может стать вполне эффективным, способным конкурировать с какой-либо дешевой энергией от централи.

Таким образом, вся область лесных заготовок, лесного транспорта и сплава, вплоть до перевалочных баз, где лес складывается в штабели и частично разделяется на торговые сортаменты, должна быть отнесена к разряду местной, а не централизованной энергетики, и из настоящего обзора выпасть.

Перевалочные базы потребляют большие количества энергии на вытаскивание бревен из воды или на разгрузку барж и вагонов, на передачу бревен и изделий из них к штабелям, на укладку штабелей, на сор-

¹ Бюлл. Инст. Сосны в Бордо, 1931, №№ 13, 14 и 15.

тировку и т. д. Эти базы оказываются в положении потенциального избытка энергии. Перевалочные и погрузочные базы неизбежно сопровождаются товарной, сортиментной обработкой или, что то же, торцовкой и обрезкой. Эта операция создает чрезмерно большое количество отходов, которые до сих пор точно не учитывались и рационально не использовались.

Проблема использования отходов механической обработки дерева интересует весь мир. Hodgson¹ вынужден констатировать, что в капиталистической стране так называемое „энергетическое“ использование отходов древесины в виде котельного топлива еще надолго останется доминирующим и наиболее рентабельным.

Перевалка леса в энергетическом направлении аналогична лесопильному делу. Лесопиление является таким же творцом отходов, как и заготовка леса. Ниже будут даны показатели для отходов этой области, и так как лесобазы родственны с механической обработкой, то их энергетика будет рассмотрена в главе о механической обработке леса.

Есть одна область, где и перевалочное, и лесопильное дело могут оказаться в состоянии энергетического голода, это — в комбинированном хозяйстве. В таком положении находятся заводы Форда, где все крупные отходы, да и часть мелких, являются сырьем для различного ряда химических производств (целлюлозы, прессованного угля и т. п.). Примерно в аналогичном положении оказываются и наши некоторые комбинаты, как, например, Дубровка в Ленинградской области, где и совмещаются производства: лесопильное, сульфит-целлюлозное, сульфат-целлюлозное (проект, реализуемый с 1932 г.), производства газетной бумаги, обертки и бумажных мешков. Этот комбинат не только расходует наименее ценные местные отходы в виде опилок и стружек, но и вынужден получать отходы от других лесопильных заводов и черпать в будущем основные источники энергии в торфяных залежах.

Современная механическая технология леса считает, что наиболее рентабельными являются лесопильные заводы не более, чем на 4 рамы, если они только не комбинируются с предприятиями, потребляющими отходы на производства и оправдывающими вздорожание транспорта на подачу сырьевого леса из отдельных мест и особенно по железной дороге.

По степени потребления энергии заводы лесопильные, мебельные и другие по механической обработке леса, в которых механизация доведена и может быть доведена до значительного совершенства, занимают далеко не первое место. В этом отношении на первом месте должны быть поставлены производства бумаги всех сортов и затем целлюлозы.

Производство пластических масс в виде изоляционных пластин и досок, родоначальником которых является магонит, менее энергоемко,

¹ Timberman, July — October, 1931.

чем производство бумаги. При производстве древесномассных бумаг, в которые в значительной части входит механическая древесная масса, расход энергии достигает максимума. В маэоните и ему подобных материалах механическая энергия отступает на второй план, а на первый вступает тепловая энергия в виде пара или подогрева на голом огне, что, впрочем, относится к пережиткам.

В местах дорогой энергии и дешевых древесных отходов пытаются организовать производство брикетного топлива из опилок и стружек, применяя по способу Арнольда или Гейденстама высокое давление и предварительной подогрев брикетируемых масс. В отдельных случаях эти производства могут быть рентабельны.

Такие лесохимические производства, как сухая перегонка дерева, гидролиз древесины и использование отходов целлюлозных производств представляют группу мало электроемких производств, к тому же обеспеченных бросовыми энергетическими ресурсами. Часть этих производств, а именно гидролиз, настолько технологически мало выяснена, что едва ли возможно указать на реальные показатели для их энергетики. Эти производства переживают непрерывно длящуюся эволюцию и несомненно переходят от методов со статической загрузкой к методам, в которых энергия займет весьма почтенное место. Так, в способе Шоллера, в котором осахаривание происходит в условиях непрерывного потока жидкой смеси в диффузионной батарее, одновременно будут использованы и механическая энергия, и тепловая. Насколько известно, способ Шоллера не получил заводского осуществления или по крайней мере до сих пор нет заводских показателей по этому процессу. Способы Классена, Симонсена и т. п. используют в сколько-нибудь значительных размерах лишь тепловую энергию. Способ Берггуса, в котором удаление части соляной кислоты протекает в условиях высокого жидкостного давления, все же не разработан настолько, чтобы на базе его можно было делать подсчеты энергоемкости. Кроме того, самый способ Берггуса, повидимому, только эволюционный этап в поисках технически простого и эффективного метода.

В последние годы начались удачные опыты (закончившиеся в Америке и Западной Европе) над созданием небольших производств по облагораживанию или, вернее, пластификации древесины под действием нагрева и под высоким давлением. То, что известно до сих пор, дает основание видеть в этой отрасли особенную ценность для СССР, как страны, бедной плотной и прочной древесиной вроде красного дерева, бокаута и других разновидностей субтропического и тропического поясов. Единственная разновидность, культивируемая и дико растущая в наших субтропиках, самшит, не дает ни обильных плантаций, ни крупных масс древесины. Между тем при пластификации можно получить из осины, сосны, липы и других отечественных мягких пород древесину с плотностью около 1,4, чрезвычайно твердую и механически прочную. Так как древесина под действием

тепла и давления становится пластичной, то, вероятно, этим путем возможно создать производства тех изделий, которые до сих пор вырабатывались из дорого стоящих искусственных смол.

Группу малых производств занимает производство древесной муки. Оно весьма энергоемкое, но едва ли способное широко развиваться, так как рынок потребления древесной муки не столь разнообразен и велик. К этой группе относится производство стандартных домов, которое по существу аналогично лесопильному делу. Далее идет сухая перегонка дерева, которая в отношении энергоемкости делает очевидный прогресс. Так, при сухой перегонке дерева вспомогательные установки, вроде внутризаводского транспорта, насосов, холодильных машин и т. п., являются потребителями энергии. При сухой перегонке отходов потребителями энергии являются и самые реторты. Наконец, при производстве прессованного угля, который, повидимому, займет видное место в будущей промышленности, особенно в автотранспорте, потребление энергии достигает максимальной степени в этой группе.

Исходя из изложенного, было бы правильным расположить производства по обработке древесины по признаку энергоемкости в виде следующего ряда: 1) целлюлозно-бумажное производство; 2) производство пластических масс типа изоляционных плит и пластической древесины; 3) деревообделочные механические производства; 4) брикетное производство; 5) сухая перегонка, гидролиз и т. п. неэнергоемкие производства.

ПОКАЗАТЕЛИ ЭНЕРГОЕМКОСТИ

В производстве древесных масс как механической, так и химической стоимость энергии колеблется от 40 до 30%, а в производстве бумаги — от 40 до 50% общей стоимости конечного продукта. В производстве мезонита и древесной муки стоимость энергии возрастает до 60%, падая до 40% для всех видов механической обработки дерева, поскольку в степень энергетики включаются и тепловая и движущая энергия и эти производства доведены до современных степеней механизации.

Если мы примем, что 1 складочный метр древесины равен 0.75 плотного метра, что 1 плотн. метр равен 1.33 скл. м, что 1 скл. м дает 300 кг сухой массы древесины или что 1 скл. м при влажности в 20% весит 400 кг, то мы можем сделать следующую ориентировочную сводку энергоемкости по отдельным производствам.

Вышеприведенные показатели даны ориентировочно в сторону возможного максимума.

Широкое комбинирование различных отраслей лесобрабатывающей промышленности позволяет поставить лесозаготовку со сплошной вырубкой лесосек, что в свою очередь открывает перспективы для самой интенсивной механизации лесозаготовок.

Таблица 1

НАЗВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВА	Расход энергии на 1 тонну продукта	
	электроэнергии (в квт/час.)	пара (в кг)
Сульфитная целлюлоза	300	5000
Сульфатная „	330	3700
Механическая древесная масса . .	1200	800
Буряя древесная масса	1200	1200
Бумага разная	800	4000
Картон и папка	600	2900
Мешки, вместим. 40—80 кг	30	600
Целлулит	3400	600
Древесный сахар	7400	1200
Прессованный уголь	220	1600
Древесная мука	360	500
Пиломатериалы на 1000 м ³	7500	350000
Мисонит на 1000 м ²	2700	6300

ЦЕЛЛЮЛОЗНО-БУМАЖНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

Для характеристики современных целлюлозно-бумажных производств полезно привести в виде иллюстрации описание одной из канадских фабрик. По своей мощности эта фабрика далеко не из самых больших. По рациональному построению всех видов хозяйства и особенно по методам контроля и управления эта фабрика, многократно описанная в специальных журналах в период 1924—1929 гг.,¹ занимает одно из первых мест. Я имею в виду целлюлозно-бумажную фабрику „Nova Scotia's Newprint Mill.“²

Фабрика расположена на берегу р. Мерсей. Лес доставляется сплавом по мелким притокам и по реке транспортируется на шхунах и баржах. Для подачи сплавного леса к слейшерам служат лесотаски, одна шириной в 2.4 м, а другая с продольной подачей в 1.2 м. На слейшер баланс подается со скоростью 24 м в минуту, эффективность подачи достигает по-

¹ The Paper Industry, The Paper Trade Journal, Paper Making и др.

² Описание заимствовано из „Pulp and Paper Magazine of Canada“, vol. XXIX, № 23.

этому 108 м³ в час. Отсюда конвейером поленья после их отторцовки подаются к стакеру высотой 37,5 м. Грузоподъемность стакерного конвейера составляет 216 м³/час. при мощности электромотора в 50 НР. Поленья складываются стакером в высокие кучи без предварительной окорки, так как в противном случае приходилось бы подвергать особой очистке окоренную древесину. Лесной двор может принять для хранения в виде кучи до 126 000 м³ леса, что составляет около трети потребляемой древесины. С лесного двора по мере надобности поленья забираются тракторным краном, передающим древесину на конвейер, питающий корообдирки. Обдирка коры производится в барабанах диаметром 3 м и длиной 9 м. В течение 16 часов эта машина пропускает количество, достаточное для производства 250 т бумаги или около 1350 м³ складочных. Барабанные машины работают на канатном контрприводе от мотора, мощностью 100 НР при 6 оборотах в минуту. Скорость питающего конвейера отрегулирована в мере, необходимой для производства автоматического питания, сообразуемого с пропускной способностью барабанов. Ошкуренная древесина по выходе из барабана поступает на конвейер, передающий ее или в отделение механической древесной массы, или в сульфит-целлюлозное отделение. Приблизительно 75% всей древесины перерабатывается на механическую древесную массу.

Все решительно отбросы, получающиеся при разделке и окорке баланса, используются в качестве котельного горючего. Материал автоматически собирается в сборную шахту, причем кора предварительно пропускается через вальцовый пресс, в котором происходит ее обезвоживание до 60% влажности. Все горючее подвергается дезинтеграции на щепу определенного размера и затем загружается в стальную трубу, откуда под высоким воздушным давлением оно выбрасывается в питательную воронку.

Разделка поленьев на щепу производится на рубильной машине с вращающимися со скоростью 275 об./мин. ножами. Производительность установки — около 78 м³ щепы в час. На этой установке поленья разделяются на крупную щепу, которая затем дробится на тонкие равномерные щепочки, падающие силою тяжести по желобу в плоские сортировки (трясучки). Отсеянные опилки сжатым воздухом по трубе передаются в котельную, а сортовая щепа по ременному конвейеру перебрасывается к элеватору, поднимающему ее на высоту около 33 м в стальные хранилища, помещающиеся над варочными котлами. Крупная щепа из сортировки конвейером возвращается вновь на механическую разделку. Кислотное отделение фабрики работает на самородной сере и, как все другие отделения, оборудовано автоматически работающими передаточными приспособлениями. Кислотные башни (их две) имеют высоту 28,2 м и ширину 2,4 м. Между башнями помещается элеватор для подъема известняка. Башни работают в последовательном порядке, и масса из башни с крепкой кислотной жидкостью перекачивается в кислотные резервуары.

Варочные котлы имеют в высоту 16,2 м и в диаметре 4,8 м. Они рассчитаны до 8,6 атм., но рабочее давление не превышает в них 5 атм. Котлы вмещают около 108 м³ щепы и около 136 м³ варочной кислоты. По окончании варочного процесса сдвук производится через нижний центральный клапан в ссезу, размерами 7,8 м в высоту и 9 м в диаметре. Для каждого варочного котла (а их три) устроено по отдельной ссезе. После промывки и разбавления сваренная масса переходит на грубую и чистую или тонкую сортировку. Тонкие сортировки цилиндрического типа вращаются со скоростью 400 об./мин.

Разделанный для механической древесной массы баланс автоматически передается в склад, расположенный на верхнем этаже дефибров. Емкость склада около 1000 м³. Над каждым дефибром в полу склада сделаны отверстия, куда попадают силою тяжести поленья длиной 1,2 м. В дефибрном отделении работают 6 пар дефибров магазинного механического типа. Для каждой пары дефибров источником движущей энергии служит электрический синхронный мотор, мощностью в 2600 НР на 225 об./мин. Жернова имеют в ширину 1675 мм и в диаметре 1350 мм. На каждой паре дефибров установлен регулятор подачи типа ваттметра.

Механическая масса из дефибров по каналу при строго регулируемой концентрации поступает в цилиндрические сортировки, работающие при 16 об./мин., а оборотная вода возвращается к дефибрам для разжижения массы.

Конечное сортирование производится до смешения сульфитной и механической масс. Концентрация чисто сортируемых масс держится порядка 1%. Чтобы точно отрегулировать эту концентрацию, приходится сначала доводить ее до 3%, пропуская массу через особые фильтры. Эти последние состоят из медленно вращающихся цилиндров 2,55 м в диаметре и 5,2 м в длину. Качественная сторона фильтров характеризуется тем, что оборотные воды содержат не выше 1 кг массы на 1000 л воды.

Сборные ящики, принимающие массу из фильтров, имеют емкость на 135 т механической массы. Сульфитная масса хранится в бетонном бассейне. И та и другая установка снабжена мешалками.

Отбросы чистой сортировки перепускаются через рафинер конической формы (Жордан). Вторичные отходы и отход грубой сортировки продаются для выделки картона.

Сульфитная и механическая масса перекачиваются в регулятор Тримбея и по пути доводятся до концентрации в 1% сухого остатка посредством автоматических консистометров. Регулятор типа Тримбея автоматически смешивает сульфитную и механическую массу в совершенно точном, заранее заданном, соотношении. В этом же приборе происходит добавление краски и глинозема.

Надо отметить, что четверть всего бумагоделательного отделения занята лабораторией, ведущей не только текущий контроль, но и исследовательскую работу. Все без исключения машины снабжены самопишущими

жонтовыми приборами, отмечающими соответственно процессу силовой расход, число оборотов, консистенцию и т. п.

Пройдя указанный регулятор, масса попадает в сборный ящик с мешалкой, а оттуда посредством своих регуляторов распределяется по питательным ящикам каждой бумажной машины, проходя при этом через соответствующие сортировки, из которых каждая обслуживает две машины.

Две построенных в Канаде машины имеют в ширину 5850 мм. Скорость движения сетки достигает 360 м в минуту, а производительность 125 т в сутки. Длина сетки мокрой машины составляет 24 м. Мощность мотора вакуум-насоса 130 НР. На вакуум на сосущих прессах расходуется 500 НР установочных. Сухая часть машины содержит 44 вала, каждый диаметром 1500 мм. Секционный привод от отдельного мотора обслуживает 6 валов.

Изготовленная на машине бумага прокатывается через вертикальный каландр, в 7 валов каждый, общим весом в 79 т.

Дальнейшие операции с накатом бумаги в валики (рулоны), их обертка, упаковка, отправка и погрузка производятся посредством ряда совершенных механических приспособлений.

Расход воды для каждой пары 125-тонной машины составляет 59 000 000 л в сутки. Число моторов достигает 400 при общей мощности их около 36 000 НР.

В обычных условиях производство древесных масс (механической и химической) и бумаги представляет резко разделенные отрасли производства. Но в энергетическом отношении комбинирование этих отраслей имеет ряд положительных сторон, особенно в части использования бросового тепла, которое играет большую роль при подготовке древесины для разделки баланса зимой и для его очистки, для сушки целлюлозы или механической массы, если они служат предметом отпуска на сторону и т. д.

Для американских целлюлозно-бумажных фабрик силовые станции в 60 000 НР и выше не редкость. Англо-Канадская К° в Канаде, например, выпускает до 500 т бумаги в сутки. Для переработки древесины всех пород, что позволяет сплошное использование лесосек, часто комбинируются сульфитные фабрики с сульфатными или натронными. Комбинирование с механическими деревообделочными заводами носит в САСШ эпизодический характер, но там, где такое комбинирование имеет место, крупные отходы лесопильного производства обычно служат сырьем для изготовления сульфатных или натронных целлюлоз или древесномассного картона. Весьма существенно отметить, что с развитием централей, особенно гидроэлектростанций, стали применяться электропаровые котлы, причем в некоторых случаях мощность этих установок весьма велика, достигая иногда десятков тысяч НР.¹

Современное целлюлозное производство распадается на три главных вида: сульфитное, натронное и сульфатное. Развитие целлюлозных произ-

¹ Pulp and Paper Magazine of Canada, 1930, 29, pp. 191—197.

водств идет параллельно развитию производства механической древесной массы, наиболее энергоемкого, если считать на отдельную производственную операцию.

Как для производства механической, так и для химической древесной массы начальной стадией является разделка баланса. Обычно по железной дороге поступает распиленный и окоренный баланс длиной кряжа в 1 м или 2 м, толщиной от 8 см и толще. Сплавной баланс может быть любой длины, не тоньше в верхнем отрезе 10 см, считая кору. В новейшей практике сплав производится без окорки в лесу, которая стоит дорого. Поданный тем или иным способом баланс или укладывается в штабеля, или разделяется на поленья требуемой длины (называемые еще чурками, коротышами, кругляками и т. п.) на круглых пилах. На Балахне был впервые принят для распиловки балансового долготья многопильный станок, называемый слейшером. Обычно на этом же станке производится и торцовка. Кроме того, эти станки на больших фабриках агрегированы с лесотасками. В современных условиях все звенья между машинами обслуживаются подъемно-транспортными автоматически действующими установками.

После прохода слейшера или одиночных, например балансирных и маятниковых, пил, поленья поступают в корообдирочные машины или на склад, откуда вручную или механически забирают древесину по мере надобности для снятия коры.

Ошкуривание или обдирание коры производится или в ножевых машинах со штучной, ныне автоматизированной, подачей, или в барабанных машинах с массовой автоматической загрузкой, в которых кора снимается посредством трения полена о полено и о решетчатые и волнистые стенки барабана. Энергетический расход в обоих случаях близок к 2,1 НР на 1 скл. м³, но зато ножевые корообдирки, дающие вообще более чистую древесину, являются более трудоемкими, тогда как барабанные корообдирки водоемки и в этом отношении и более электроемки.

Ошкуренные сучковатые или порочные поленья подвергаются дополнительной обработке на сверлильных машинах или приборах и затем они направляются на дефибреры или в отделение для разделки на щепу.

В настоящее время механическое разделение древесины на отдельные волокна производится исключительно путем растирания увлажненной древесины посредством надавливания полена на каменный жернов. Эволюция древесномассного производства пошла главным образом по пути механизации и автоматизации подачи сырого материала и увеличения мощности дефибреров. Полено в обычных условиях прижимается параллельно длине волокна, но в некоторых случаях, например, в процессе Энге, в случае пропаренной древесины, или под углом к оси полена, или перпендикулярно к касательной.

До сих пор существовали два различных метода дефибрирования — горячий и холодный. Первый нашел широкое распространение в Америке,

а второй — в Европе. Последний метод был обязан больше всего малой мощности установок и стремлению снизить энергетические расходы. С удешевлением энергии этот метод стал быстро уступать американскому, который не только эффективнее на производственную единицу, но и дает более ровную, чище разделанную, так называемую жирную массу, которая в листе хотя и дает сильное просвечивание, но зато образует более гладкий и однородный лист, чем бумага, сделанная по европейскому способу. Вторая отличительная черта американского способа — малая подача воды к поверхности трения, что ведет к очень большому повышению температуры, иногда до 80°C . В среднем температура массы при выходе достигает 62°C . По этому признаку американский способ называется горячим, а европейский — холодным. Соответственно приближенному давлению и количеству охлаждающей воды расход энергии колеблется в довольно значительных пределах.

Дефибреры делят по источнику давления, оказываемого на растираемую древесину, на гидравлические — старый тип, и на механические — новый тип. По степени давления — на малосильные и сильные, по количеству мест растирания на жернове — на однопрессовые и многопрессовые, причем последние всегда имеют гидравлическую подачу. Наконец, по способу питания дефибреры делятся на установки с ручной или периодической закладкой и на магазинные с автоматической подачей. Эти признаки составляют лишь граничные выражения, в пределах которых возможны разнообразные варианты.

По мощности дефибреры бывают от 6—8 до 1400 НР. Все магазинные дефибреры, гидравлические или механические, отличаются высоким потреблением энергии. Обычно эти дефибреры ставятся парами, обслуживаемыми одним синхронным мотором, приспособленным к значительным колебаниям нагрузки. На Балахне, на фабрике им. Зиновьева и др. мощность мотора колеблется от 1800 до 2400 НР.

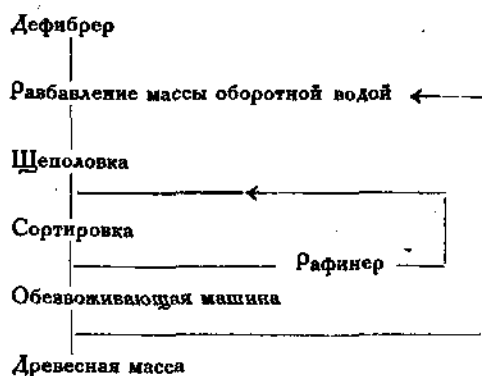
Схемы древесномассного производства различаются друг от друга исключительно по признаку степени и качества сортировки волокна. Мюллер дает три следующие схемы.¹

Последний способ дает тонкие массы и меньше отхода, используемого или для приготовления обертки и картона, или идущего в отброс, а иногда в котельную после обезвоживания (см. выше).

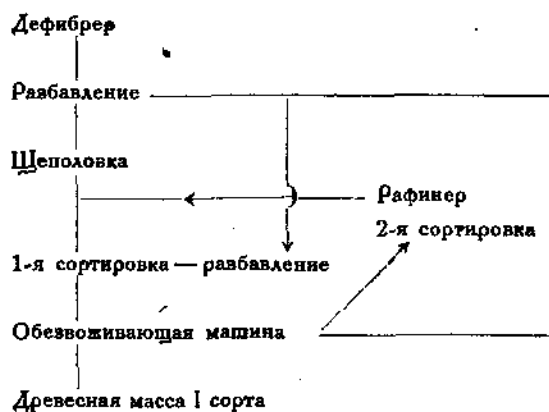
Этот способ дает наиболее чистые сорта и наилучшее использование древесины, являясь вместе с тем наиболее электроемким. По сравнению с дефибрерами все остальные машины потребляют относительно небольшое количество энергии. Пар применяется иногда в зимнее время для того, чтобы оттаять лед с поленьев и отчасти для подогрева воды, так как при очень холодной воде расходуется больше энергии, и получаются срывы с поленьев в виде более или менее крупной щепы.

¹ Производство бумаги, т. I, ч. I.

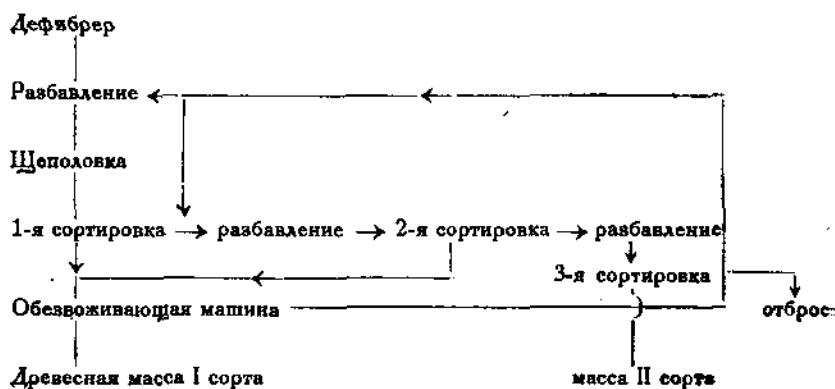
I схема



II схема



III схема



В среднем принимают, что на дефибрирование расходуется в малых и средних установках 85% всей затрачиваемой энергии, а в больших 86%. Остальные 15% и 14% расходуются на все остальные операции, начиная от деревоочистительного отделения и кончая папочными машинами (корообдирки, сортировки, рафинеры, обезвоживающие машины, внутренний транспорт, водяные насосы и трансмиссии).

Для характеристики современных дефибреров механического типа, нашедших наиболее широкое применение из-за качества получаемого на них продукта, простоты регулировки и конструкции и, наконец, экономичности, достаточно привести основные показатели одной из фирм, изготовляющих машинное оборудование для бумажно-целлюлозных производств (по данным Фойта):

Ширина дефибрирования (в мм)	Ширина пресса (в мм)	Диаметр камня (в мм)	Расход силы при окружной скорости 12 м/сек. НР установочных	Расход силы при окружной скорости 18 м/сек. НР установочных
0.5	900—1000	1500	250	500
1.1	900—1000	1500	500	1000
2.0	900—1000	1500	1000	2000

Энергетический расход зависит не только от общих конструктивных условий, но и от режима работы, отвечающего определенным сортаментным требованиям. В этом отношении выбор того или другого цикла зависит от желательных качеств массы. Одним из факторов, определяющих тонину массы и соответствующую возможность тонкой сортировки, является насечка камня, — процедура, имеющая часто решающее значение в технологии производства механической древесной массы. По Мюллеру, энергетический расход на производство самой тонкой воздушно-сухой древесной массы (отверстия сортировочных сит 0.6 мм) достигает на тонну продукта 90—100 НР в течение 24 час. Выход массы на 1 скл. м³ древесины составляет 300—320 кг.

Для тонкой массы (отверстия 0.8—0.9 мм) те же показатели: 75—85 НР, выход около 300 кг.

Средняя масса (отверстия 1.1—1.2 мм) требует 65—70 НР при выходе около 280—300 кг.

Простая древесная масса расходует 60—65 НР при выходе 260—280 кг. При непрерывных дефибрерах расход снижается до 15—20% против приведенных показателей.

При дефибрировании тополевой и осиновой древесины (в СССР эта древесина идет лишь в виде подмеси на мелких заводах) расход силы составляет собственно на растирание около 50 НР и на остальные операции около 10 НР, при выходе от 220 до 280 кг воздушно-сухой массы.

По американским данным, силовой расход близок к данным европейской практики, поскольку речь идет о горячем процессе.¹

Для производства массы, идущей на изготовление газетной бумаги, расходуется 60—70 НР на тонну.

В производстве обертки и обойной бумаги силовой расход на тонну массы достигает 55—65 НР.

В производстве картона и папки (до 400 г/м²) от 5 до 60 НР.

Для производства древесной массы, применяемой при изготовлении дешевых сортов печатной (книжной) бумаги, расход составляет не ниже 80 НР. При выделке более высоких сортов массы силовой расход повышается в значительной степени.

При холодном процессе силовой расход колеблется в пределах от 20 до 40 НР в зависимости от грубости помола, в свою очередь зависящего от давления и зерна, а также от насечки камня.²

В нормальной практике силовой расход на тонну массы колеблется от 44.4 НР до 86 НР, по данным Кирхнера, или в среднем около 65 НР. Чтобы получить общий силовой расход, надо добавить $\approx 15\%$, и тогда получается на тонну массы в течение 24 час. около 75 НР.

Расход воды на разбавление в хорошо поставленном хозяйстве довольно незначителен, так как для этой цели служат оборотные воды. При выходе из дефибрера масса достигает 3—4% консистенции. При разбавлении до нормальной (0.3—0.4%) консистенции требуется оборотной воды на 1 кг абс. сухой массы около 300 л.

Установочная мощность для машин указанного в схеме цикла относительно мала. Так, для сортировок установочная мощность составляет около 2—3.5 НР на тонну отсортированной массы. Для рафинеров, мощность которых всегда соотнобразуется с мощностью дефибреров, установочная мощность моторов колеблется, например, в пределах 12—100 НР при градиенте мощности дефибрерных моторов от 250 до 1000 л/сек. Установочная мощность рафинеров-сортировок Биффара при исчислении на тонну смолотого и отсортированного материала близка к 8 НР. Для загустителя соответственный показатель $2.5 = 3$ НР, папочной машины около 7 НР, шнек-пресса от 5 до 8 НР.

Если древесная масса не используется на месте, то после выхода из папочной машины или шнек-пресса, из которых она поступает с влажностью 75—70%, ее подсушивают до 45—50% абс. сухости. Тогда расход пара составляет около 1.5 т пара (640 кал.) на 1 т массы с влажностью в 10%. Общий расход воды на 1 т воздушно-сухой массы не превышает 100 м³.

Кроме указанного способа чисто механического получения древесной массы существуют способы, при которых древесина предварительно под-

¹ N. Wipske. Manufacture of mechanical Pulp. The manufacture of Pulp and Paper, vol. III.

² Cross, Bevan and Sindall. Wood pulp and its uses.

вергается паровой или водяной обработке. По патенту Энге баланс нагревается в течение 3 час. под давлением около 12 атм. По этому способу получается очень хорошая, крепкая древесная масса. Характерное условие дефибрирования массы — установка полена под углом в 10° к касательной камня. Этот способ дает длинноволокнистую массу.

По способу Фридзама дерево пропитывается каким-либо наполнителем, обычным в бумажном производстве. Утверждают, что дефибрация пропитанной древесины совершается легче, чище и с меньшей затратой энергии.

В европейской практике пользуется большим успехом производство бурой древесной массы, которая с некоторого времени вытесняется целлюлозами полухимического процесса. Для производства бурой массы достаточна грубая окорка. Поленья загружаются обычно в горизонтальные пропарочные котлы, имеющие боковые или торцовые лазы и выложенные кислотоупорным материалом (муравьиная кислота), обычно медью. Пропарка производится под давлением 5—6 атм. Время пропарки дает различной окраски древесину. В некоторой степени время пропарки находится в обратном отношении к прочности получаемого из бурой массы бумаги или картона.

Время пропарки	Окраска массы
6 ч.	светлая
8—10 "	среднебурая
14—47 "	темнобурая

Обычно пропарка ведется в течение 7—9 час. Расход пара при этом составляет на 1 т воздушно-сухой массы около 370 кг 6-атмосферного пара. Выход воздушно-сухой массы в среднем достигает 220 кг на 1 скл. м³.

Общий расход на производство бурой древесной массы, включая все операции, составляет, по Мюллеру, на обыкновенных гидравлических дефибрерах около 6 НР, а на новых механических около 4.5—5 НР¹ на 100 кг. воздушно-сухой массы в 24 часа.

При размоле бурой древесины расход силы превышает не меньше, как на 25% расход в случае непропаренной древесины, причем максимум расхода падает на древесину, пропаренную в течение 6 часов, и чем выше давление в варочном котле, тем меньше расход энергии на дефибрирование.

Действительно, дефибрирование обработанной по Энге древесины требует наименьшего силового расхода.

Химическая древесная масса известна в русской технической литературе под именем древесной целлюлозы, тогда как под именем древесной массы большей частью понимают механическую древесную массу. Удобства ради я сохраняю эту терминологию в дальнейшем, хотя, по-

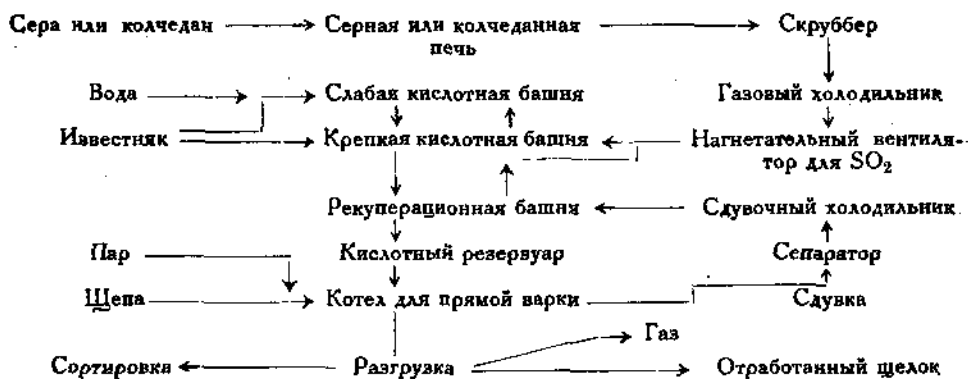
¹ U. S. Forests Products, Bull., № 343.

скольку речь будет идти о полухимической древесной массе (термин, созданный в Америке), присваивать ей название целлюлозы будет совершенно неправильно, так как в полухимических варках выход достигает иногда 75%, а это обозначает, что древесная масса состоит главным образом из лигноцеллюлозного комплекса.

В настоящее время наибольшее распространение в технологии древесной целлюлозы получили, как было уже сказано, три ставших классическими способа: сульфитный, натронный и сульфатный, в существе родственный сульфитному. Эти способы и их многочисленные модификации исходят из действия, оказываемого на древесину химическими реагентами при повышенном давлении и соответствующей температуре. Практика, а за нею теория, которая в целлюлозных производствах сильно отставала и отстает от практических, часто „кухонных“ достижений, установила, что для производства печатной бумаги, изготавливаемой из белимой целлюлозы, наилучшим способом является сульфитный процесс, если сырьем являются малосмолистые хвойные породы, к числу которых в СССР относится в сущности только одна ель. Этот процесс — наиболее старый по времени возникновения, наиболее разработанный, гибкий и обеспечивающий обычные требования, предъявляемые при фабрикации печатных и газетных бумаг. Расход для отбелки целлюлозы, при всех прочих равных условиях, оказывается наименьшим по сравнению с другими двумя процессами. Варка смолистых пород по сульфитному способу не дает положительных результатов, так как главное действующее начало варочного раствора — сернистая кислота — остается недействительной к смолистым веществам, в основном обладающим кислотными свойствами.

Сульфитный процесс был введен Митчерлихом.¹ Схема процесса почти не зависит от изменений условий варки. По Джонсону,² схема процесса состоит в следующем:

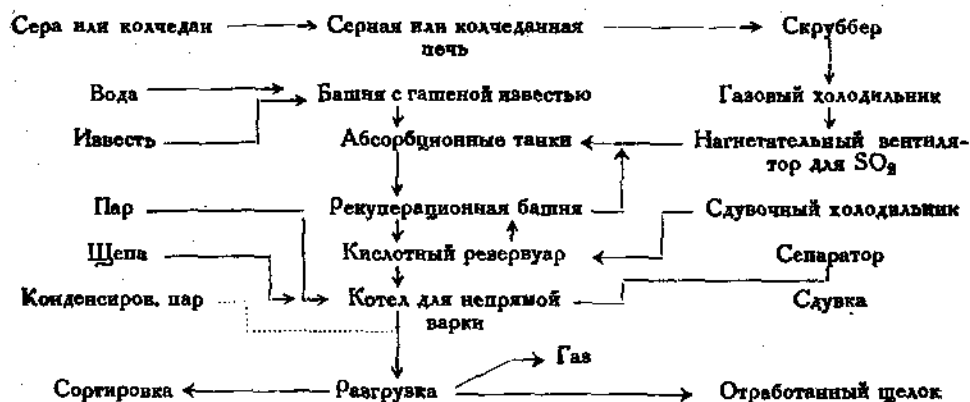
А. Схема прямой варки



¹ Родоначальник процесса Тилгманн.

² Manufacture of sulphite Pulp. The manufacture of Pulp and Paper, vol. III.

Б. Схема непрямой варки



По Мюллеру, сваренная масса обрабатывается по схеме В.

В. Схема обработки сваренной массы



Варочная кислота в сульфитном процессе содержит в качестве действенной составной части сернистую кислоту и наряду с нею кислый сернистокислый кальций. Сернистый газ промывается водой при температуре $50-75^\circ \text{C}$ для удаления пыльных примесей и серного ангидрида¹ и пропускается в башню с известняком или доломитом навстречу водяному дождю. Этим путем получают растворы бисульфита кальция или кальция и магния. Системой башен варочная кислота доводится до желательной крепости.

¹ Schorger. The chemistry of cellulose and wood.

Существуют три метода варки.

1) Метод Митчерлиха. Варочная кислота содержит от 2.8 до 3.8% всей двуокиси серы, из которой от 1.7 до 2.7% свободной, а 1.1% связанной. Нагрев ведется глухим (непрямым) паром под давлением от 6 до 8 атм. Внутри котла поддерживают в течение варки температуру от 105 (в первые пять часов) до 135° С (в период 16—24 часа). Внутри котла давление колеблется от 3.2 до 4.2 атм.

2) Метод Риттер-Кельнера. Варочная кислота содержит 4% всей двуокиси, из которых 2.72% свободной. Варка ведется острым (прямым) паром. Через 3 часа температура в котле доводится до 100° С, максимум температуры в 140—150° С достигается через 8 часов. Варка заканчивается через 15 часов. Давление внутри котла достигает 4—5.5 атм.

3) Американская или скорая варка заканчивается в 8 час. Варочная кислота содержит от 5 до 5.5% всей двуокиси серы, из которых 1.2% связанной. Внутреннее давление достигает 6.3 атм. при температуре порядка 155° С.

Обычно от 30 до 40% двуокиси серы рекуперируется при сдвудке. В европейской практике расходуют серы от 55 до 60 кг на тонну древесины, тогда как в Америке расход доходит до 60—90 кг. Выход древесной массы (целлюлозы) достигает 40—50%.

Варочный котел загружается щепой, получаемой при соответствующей разделке окоренных поленьев. Эта разделка состоит в следующем.

Из окорочных машин поленья подаются конвейером к рубильным машинам. Установочная мощность древорубок обычно от 60 до 120 НР, в зависимости от числа оборотов и числа ножей. В американской практике, а в последнее время и в европейской, запас мощности доводится до 75—150 НР, а иногда и до 200 НР.

Для рубки древесных отходов (рейки, горбыли), обычно применяемых для варки по сульфатному способу, применяются рубильные машины особой конструкции установочной мощности от 7 до 12 НР.

Рубленая древесина передается конвейером на дезинтеграторы, в которых древесина разделяется на щепу размерами от 20 до 30 см. Дезинтеграторы старого типа с вращающимися и встречными неподвижными билами требуют от 4 до 15 НР установочных при производительности от 5 до 30 скл. м³/час. Дезинтеграторы Фойта с свободно качающимися билами расходуют от 8 до 20 НР установочных при производительности от 15 до 35 скл. м³/час.

Дезинтегрированная щепа получается весьма неоднородной. На конвейере щепу отводят к сортировкам или барабанам, или к плоским (трясучкам), или к сортировкам Беднера (роликовый грохот).

Барабанные сортировки пропускают от 3 до 4 скл. м³/час. при мощности мотора около 1 НР или от 10 до 12 скл. м³/час. при 2—3 НР.

Трясущиеся сортировки требуют мощности моторов около 2.5 НР при производительности до 12 скл. м³/час., 3.5 НР при 18 и от 8—10 НР при

26 скл. м³/час., а в среднем около 1 НР на 2.5 скл. м³/час. Мощность моторов для сортировок Бецнера колеблется от 3 до 5 НР при производительности от 20 до 35 скл. м³/час.

Крупные куски, сучки и другая мелочь возвращаются на некоторых фабриках в измельчители щепы, например типа Бецнера. Мощность моторов для этих измельчителей колеблется от 10 до 30 НР при производительности для древесной мелочи от 0.5 до 1.0 т в час, и для стружек от 1.0 до 2.2 т. Измельченная таким способом древесина или идет для варки целлюлозы особого сорта, или вновь поступает на сортировку.

Из измельченной щепы пыль удаляется посредством обычных циклонных аппаратов.

При производстве высокосортной целлюлозы сортировку ведут на плоских конвейерах вручную.

Отсортированная щепа подается в бункера, устраиваемые над варочными котлами, посредством ковшевых элеваторов. Иногда щепу подают в циклоны пневматическим путем. Пневматический способ, дающий хорошие результаты, требует, однако, больше энергии. Мюллер приводит пример, когда для перемещения щепы из расчета на 1 скл. м³ в горизонтальном направлении на 100 м и в вертикальном 25 м требуется 3.8 НР, что превышает механическую подачу почти на 40%.

Варочные котлы в сульфитном процессе бывают или вертикального, или горизонтального типа. Последний тип является пережитком. Новые вертикальные котлы характеризуются: а) полушаровыми днищами, б) верхним шаровым и нижним острым коническим, образующим угол 72—90°, и в) верхним параболическим и нижним таким же коническим.

Высота американских котлов, получающих все большее распространение (по данным компании Стеббинс), колеблется от 7.6 до 19.8 м, а диаметры от 4.27 до 5.85 м. Емкость котла соответственно линейным размерам изменяется от 96 м³ до 430 м³. Наполнение котлов ведется через верхнюю горловину, а выгрузка через нижний клапан, или в старых конструкциях через боковой лаз. В процессе Митчерлиха нагревание ведется змеевиками, расположенными в нижней части котла.

Загрузку ведут или вручную, или посредством механических трамбовок, для которых требуется компрессор с установочной мощностью в 25 НР, или посредством пневматического аппарата Фреска, дающего наилучшие результаты. Потребная мощность для этого аппарата колеблется, в зависимости от емкости котлов и скорости наполнения, от 41 до 61 НР.

Плотность наполнения на 1 м³ котла:

При загрузке вручную	195 кг щепы с 80% сухости
При механической загрузке	210 кг
При загрузке по Фреску	245 кг

Варочная кислота накачивается центробежным насосом с соответствующей кислотоупорной арматурой.

Таблица 2

Выходы целлюлозы (по Классену)

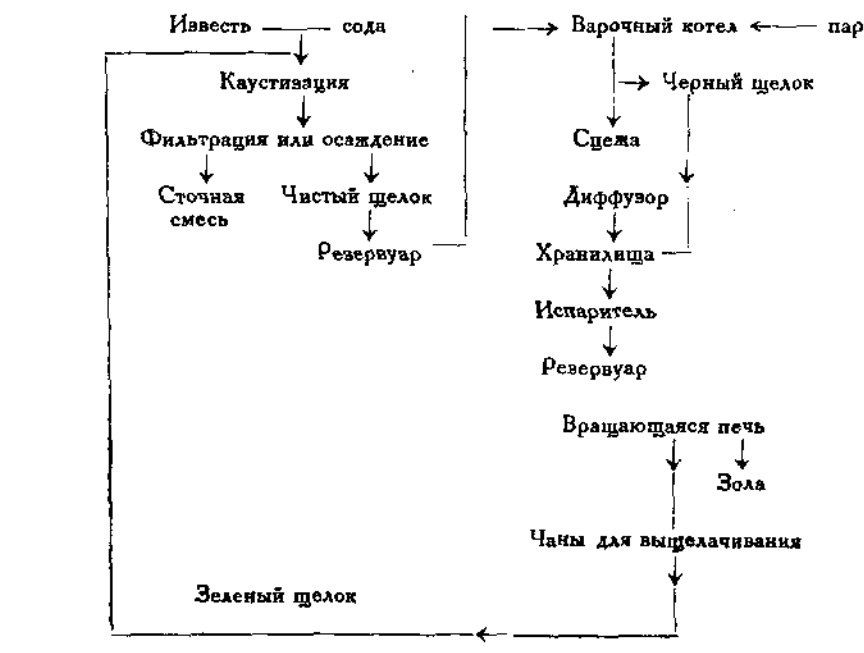
СОРТА БУМАГИ	Способ Митчерляха		Способ Риттер-Кельнера	
	на 1 м ³ /спл	в % по весу	на 1 м ³ /спл	в % по весу
Прима небеленая	≈ 163 кг	≈ 41.3	≈ 158 кг	≈ 39.5
" беленая	≈ 155	39.5	150	37.5
Секунда беленая	147	37.0	142	35.5
Прима беленая	140	35.3	136	34.0

Расход пара на варку зависит от многих факторов, начиная от принятого режима и кончая конструкцией и размерами котла.

Для варки по Митчерляху (горизонтальный котел) принимают 2.65 кг пара на 1 кг воздушно-сухой небеленой крепкой целлюлозы. Для варки по Риттер-Кельнеру — 2.5 кг пара. Для истинного расхода надо еще учесть потери 5% в паропроводе. По Джонсону, правильно в среднем принимать брутто расходов 2.75 кг на 1 кг, но для легко белимой крепкой целлюлозы он дает значения от 2.10 до 2.40 без потери в паропроводе.

Натронный и сульфатный способы, отличаясь от сульфитного способа в отношении химизма процесса варки и регенерации затраченных на варку химикалий, ничем не отличаются от последующих операций по разделке сваренной древесины.

Схема натронного процесса состоит в следующем:¹



¹ По A. B. Larchar. Manufacture of soda pulp. Ibidem.

Схема сульфатного процесса с точки зрения установки и основных моментов процесса ничем существенно не отличается от натронного процесса,¹ но, внешне отличаясь от схемы Ларчара, она в сущности повторяет схему последнего.

Основное различие между ними лежит в деятельных реагентах, относящихся к классу щелочей или щелочных солей, и в породах обрабатываемой древесины. По натронному способу обрабатываются главным образом лиственные породы, по сульфатному подвергаются варке главным образом смолистые хвойные породы. В то же время сульфатный способ является монополистом варки на целлюлозу лесопильных обрабатывающих сосну и ель отходов, получающихся на заводах.

Для варки употребляются вертикальные неподвижные котлы, с циркуляцией варочного раствора, или без нее, и значительно реже вращающиеся котлы. В основном устройство варочных котлов аналогично сульфитным котлам.

Нагрев котлов ведется как глухим, так и острым паром. Весьма существенным нововведением является способ циркулирования варочного раствора. Этот способ применяется только в неподвижных котлах. До сих пор наиболее популярен способ Монтеруда, состоящий в том, что насос забирает с нижней части котла, снабженного ложным дном, щелок и гонит его через подогреватель в верхнюю часть котла. При неподвижных котлах расход щелока достигает 3.5 л на 1 кг щепы, а при циркуляции — около 2.2 л. В первом случае щелок занимает около 70—75% объема котла, а во втором около 50—55%. Максимальное давление в котле доводится до 8—9% атм. при соответствующей температуре порядка 174° С. В американской практике доводят давление и температуру до 180° С. На некоторых фабриках щелок подогревают бросовым или живым теплом, иногда до 170°, в особых котлах, откуда щелок перекачивают в варочный котел.

В заводской практике при натронной варке расход едкого натра составляет от 25 до 35% по весу древесины. Время варки не превышает 8 час., и максимальную температуру держат около 4 час. Выход хорошо сваренной целлюлозы достигает 40%. Хвойные требуют больше щелочи, варятся дольше и дают выход меньше, чем лиственные. Некоторые породы требуют значительно меньше щелочи, например осина около 20%,² ива около 20%,³ австралийская акация при выходе до 50% около 20% (работа автора) и т. п. Время варки может быть значительно сокращено путем усиления крепости щелока. Ross⁴ доводил время варки до 1 часа при концентрации щелочи до 50%. Автор этой работы и П. Тольский в Лен. Инст. древ. доводили варку (максим. температура) до 20 мин., при-

¹ Детально разработанную схему можно найти в K. Thorsin, там же.

² Surface, U. S. Dept. Agr. Bull., 80, 1914.

³ А. Сахаров. Лен. Инст. древ., 1931.

⁴ Pulp and Paper Mag. of Canada, 1929, 48, p. 130.

меняя ту же концентрацию и перепуская отработанный щелок для новой варки с конечной потерей щелочи на 21^{0/10} больше, чем в обычных варках.

В сульфатном процессе действенными агентами являются сернистый натрий и едкий натр. Полагают, что в процессе варки получается равновесная система из едкого натра и сульфгидрата его. В сырой щелок вводят сульфат натрия или самородную серу, которые при сжигании отработанного щелока образуют серонатриевые соединения. Обычно щелок содержит на 1 л 25—30 г сернистого натрия, 90—100 г гидроокиси натрия и 10 г углекислого натрия. Варка ведется в большинстве случаев при 150—170° С в течение 3—6 час. Выход древесной массы колеблется от 45—50%.

Размеры неподвижных котлов несколько меньше, чем в сульфитном процессе. На практике высота котлов не превышает 15 м и в диаметре 3.2 м. Введение циркуляционных систем типа Монтеруда и др. повело к росту размеров котлов. В Канаде размеры котлов достигают до емкости 420 м³. Вращающиеся котлы строятся значительно меньших размеров. Обычная емкость этих котлов колеблется от 30 до 45 м³ при высоте от 5770 мм до 8070 мм. Они выгоднее в отношении расхода щелока, так как на 1 кг древесины идет только 2 л. Время оборота котла близко к 8—9 мин. для больших котлов и около 4 мин. для малых. Потребная мощность мотора около 4 НР.

Расход пара на варку сульфатной целлюлозы достигает около 2.05 т на 1 т прочной древесной массы. Считая 5% потери в паропроводе, получаем брутто расход около 2.15 т пара при 8 атм. давления.

Так как на сульфат-целлюлозных заводах широко применяют перегретый пар (710 кал. на 1 кг пара), то расход пара может быть снижен до 1.86 т на 1 т целлюлозы.

По окончании варки масса выдувается при достижении давления примерно до 4 атм. Выдувки ведут в особые котлы, несколько напоминающие по форме варочные и устанавливаемые в виде батарей вместе с варочными котлами. Эти сдувные котлы, называемые диффузорами, служат также и для промывки массы. Щелока отводятся через нижний патрубок, а масса удерживается ложным дном. Продолжительность промывки длится от 3^{1/2} до 4 час. Слабые щелока служат для первых промывок, число которых обычно достигает шести. Количество черных щелоков для белимой целлюлозы составляет от 11 до 12 м³ на 1 т воздушно-сухой целлюлозы, а для крафт-целлюлозы от 8 до 9 м³ при крепости от 7 до 8° Вё. В процессе промывки происходит сильное разбавление древесной массы, доводимой до концентрации в 7% еще в варочном котле путем накачивания крепкого черного щелока. После этого масса отжимается на шнекпрессах до 50% органического остатка. Раз промытая, целлюлоза разбавляется горячей чистой водой и вновь отжимается на шнекпрессах до той же консистенции. Производительность шнекпресса, по Миллеру, от 10 до 25 тыс. кг в 24 часа. Установочная мощность мотора 8—10 НР, или на тонну

абс. сухой целлюлозы около 1 НР. Готовая целлюлоза выгружается в большой мешальный бассейн, в котором ее разбавляют до концентрации 3—4% органического остатка.

Цель отпрессовывания сваренной массы заключается в наибольшем отделении черного щелока для последующей регенерации химикалий. Первой стадией регенерации щелоков, имеющих крепость от 8 до 10° Вё, является их выпаривание. До недавнего времени выпаривание производилось в дисковых выпарителях, ныне замененных на многокорпусные выпарители, обычно трехкорпусные. Выпаривание производится до концентрации 50%. Обычно щелока подогревают конденсатом испарителя до температуры около 80° С.

В выпарителях низкого давления расход пара на выпарку 1 т воды при давлении пара в 2 атм. по фирмовым данным составляет:

При ординарном выпарителе	1.15—1.20 т
При двойном	0.65—0.67 „
При тройном	0.45—0.50 „

По Гаузбранду („Выпаривание, конденсация и охлаждение“, гл. X) эти данные близки к действительности. Иногда выпарку щелока в многокорпусных выпарителях доводят до 30% и дальше выпаривание ведут в дисковых выпарителях. Утверждают, что при этом достигается экономия до 10% (Thorsen).

В последнее время выдвинута идея применения для выпаривания черных щелоков теплового насоса или его модификации в виде турбо-компрессора.¹ Эти установки вполне оправдывают себя при дешевой энергии, питающей механические двигатели насосов. Показатели для этого процесса недостаточно установлены. Принимают, что когда соотношение цены 1 кг пара к цене 1 кв/час. составляет больше 1:7, то применение парового насоса вполне рентабельно. Применение его целесообразно там, где паровые машины работают без противодействия или при противодействии ниже 1.5 абс. атм. В противном случае бросовый пар выгоднее применять для испарителей низкого давления согласно указанному выше. Для характеристики можно привести пример, когда экономия пара в 1200 кг при 2 абс. атм. требовала расход в 175 кв. Этот эффект парализуется очень высокой стоимостью всей установки.

В процессе испарения происходят обильные отложения минеральных соединений на паровых трубках выпарителя, что сильно уменьшает эффективность аппарата. Для борьбы с этими отложениями предложены способы электроулавливания (Лурги, Агфиля, Сименса и др.) током низкого напряжения.²

Выпаренный щелок содержит до 50% влаги. Для дальнейшего выпаривания применяются или пламенные печи, почти вышедшие из употре-

¹ Гальперин. Тепловой насос, гл. 2.

² Ostkon. Papier-Fabrikant, 1932, 29, № 33, SS. 545—549.

бления, или вращающиеся печи типа Варрена и др., напоминающие по форме вращающиеся цементные печи, но работающие с периодической загрузкой.

Нагрев вращающейся печи производится газами плавильной печи, которая ставится перед вращающейся печью. Обычно плавильная печь монтируется на рельсовой тележке. К моменту разгрузки вращающейся печи плавильную печь подкатывают и загружают сухим щелоковым остатком из вращающейся печи, добавляя в сульфатном процессе сернокислый натр. В плавильной печи поддерживают температуру порядка $1100\text{--}1200^\circ\text{C}$, используя при этом горючие газы, образующиеся при нагревании щелока для нагревания вращающейся печи. Плавильная печь нагревается твердым или жидким горючим. Расход силы на вращающуюся печь зависит от ее размеров и в среднем близок к 1 HP установочной на тонну воздушно-сухой целлюлозы. В этот расход включается и вентилятор для подачи воздуха в плавильную печь.

На Дубровке по проекту расход пара на варку сульфатной целлюлозы исчисляется в 7.1 т. Щелок выпаривается в 4-корпусном аппарате типа Буффало (пленочный тип) и далее при загущении до 50% сухого остатка в выпарителе с понудительной циркуляцией раствора посредством насоса (125 HP). В этом выпарителе щелок доводится до концентрации в 70% сухого остатка. Нагретый щелок при этой концентрации обладает ничтожной вязкостью и, пользуясь этим, его нагнетают в форсуночную печь Вагнера, где и происходит полное сгорание. Освобождающийся в печи пар передается в паровые котлы, возвращая при этом 3.4 т, так что конечный расход составляет 3.7 т. Описанная система дает ряд реальных преимуществ не только в отношении сбережения пара, но и в части конструктивной простоты и доступности для всестороннего контроля.

Содовый плава из плавильной печи каустизируют известью, многократно используя воды, которыми выщелачивается смесь плава и извести. Этот процесс идет при помешивании и нагревании. Расход на мешалку не превышает обычно 3—4 HP установочных. Для полного использования щелочи осадок выщелачивают или посредством вакуумных фильтров, или на фильтр-прессах. Чтобы осветлить варочный щелок, его или отстаивают, что дешевле, или пропускают через вакуум или щебеночные фильтры. Само собою разумеется, что при приготовлении рабочего раствора производится добавка щелочи в виде NaOH в количестве при нормальном хозяйстве не свыше 20% всей требуемой для варки щелочи.

Кроме описанных способов варки применяется много других, из которых некоторые получили уже значительное распространение, а некоторые находятся в стадии лабораторной и полужаводской проработки или являются достоянием отдельных производственных единиц. В общем все способы, нашедшие применение, требуют более или менее одинаковой аппаратуры. Из этих способов необходимо указать на способ Кибра, дающий очень высокой прочности белимую целлюлозу. Деятельным реаген-

том в этом способе является сернистый натрий,¹ вводимый в рабочий раствор в количестве до 40% по весу древесины. Регенерация щелочной соли ведется (ряд патентов, например Barban Can. Pat. 285952, 1928 г.) тем же порядком, что и в сульфатном процессе. В процессе регенерации образующиеся летучие продукты, содержащие главным образом диоксид серы, реагируют с сернистым натрием, сульфатом и карбонатом его с образованием сернистоокислого натра. Кроме этого способа были предложены варки с сернистоокислым аммонием и сернистоокислым натром, смесью сернистоокислого и уксуснокислого натра, смесью гидроокиси и сернистоокислого натра. Изучение² процесса пропитки щепы повело за собою появление ряда патентов по ускорению пропитки и притом преимущественно на холоду.

В результате работ Кросс и Бивана были предложены способы применения совместной обработки древесины хлором и едким натром (способ де Вена, Ф. П. 18956—1921 г. и 198975—1922 г.), газообразным хлором—способ Катаальди.³ Церутти указал, что по способу Катаальди для получения мягкой тополевой или осиновой целлюлозы требуется на 1 т целлюлозы до 450 кг хлора и 90 кг едкого натра. Веншиг считает, что действия хлорной воды и хлорного газа одинаковы в процессе получения целлюлозы.⁴ Способ де Вена уже введен на некоторых фабриках во Франции и Италии.⁵ Помпиано предложил вести обработку щелочью в открытых котлах, а затем обрабатывать хлором.⁶ Шахт предложил аналогичный процесс, при котором пользуются электролитически полученными едким натром и хлором. В самые последние годы предметом исследований и сопутствующих им патентов явились холодные варки, в которых либо применяется едкий натр высокой концентрации (способ Судакова, патент еще не опубликован), либо в процессе ступенчатой обработки хлором и его соединениями (напр. Pallard and Whincor, англ. пат. 321282, 1928). Для получения очень чистых целлюлоз применяют также ступенчатую обработку посредством проварки сульфитных целлюлоз в щелочных растворах и наоборот (напр. Bradner, США, пат. 1711584, 1929).

Так как удаленные от экономических центров и портов области СССР должны организовать производство мешечной бумажной тары, имеющей низкий вес и большую вагонную вместимость, то небезинтересно отметить получившее широкое развитие после мировой войны так называемые полухимические способы обработки с высокими выходами. Полухимические способы имеют целью получение лигноцеллюлозных комплек-

¹ Clifford. Paper Trade Journ., 1923, 77, 10, 51.

² Papier-Fabrikant, 1930, 28, 105—111.

³ См. список патентов West, Paper Trade Journ., 79, 14, 1924, 43—44.

⁴ Papier-Fabrikant, 22, 1924, 456.

⁵ Papier-Fabrikant, 12, 1926, 182.

⁶ Chimie et Industrie, 8, 1922, 41.

сов древесины, освобожденных от остальных составных частей ее. Литература по этому предмету весьма обширна.¹

Для характеристики этого способа достаточно привести данные расхода по основным статьям производств.²

	Старый способ	Полухимический	Варка стружек
Пар	3226 кг/т	2587	939
Сера	142	122	20
Известняк	195	153	42

При выходе порядка 49.5%.

Щелочные полухимические способы развиты больше, и сущность их заключается в низких концентрациях щелока, причем сваренную щепу размалывают на рафинерах. Forest Products Laboratory разработала способ полухимической варки, в которой деятельными реагентами являются двууглекислая сода и сульфит натрия (1:3). Большинство американских работ по щелочному способу принадлежит Брею. Получающиеся этими способами целлюлозы отличаются высокой набухаемостью и способностью давать весьма прочные бумаги. В энергетическом отношении методы обработки в полухимических процессах поглощают меньше пара, но больше механической энергии, так как масса по выходе из котла обычно вся поступает на рафинеры. Особенно эти способы пригодны для использования отходов механических деревообрабатывающих заводов.³

Исчерпать все предлагаемые способы по получению древесной целлюлозы едва ли входит в задачу этого обзора. Заведомо, например, варка в азотной кислоте⁴ на долгое время обречена быть объектом одних лишь лабораторных испытаний.

Существенно отметить, что в связи с возможным удешевлением электролитических хлора и едкого натра методы де Вена, Помилио, Поларда и др. заслуживают весьма большого внимания, особенно в тех случаях, когда будет поставлен вопрос об утилизации смешанных хвойных и лиственных пород. К сожалению, мы не располагаем достаточными сведениями о заводских показателях этого процесса. Мюллер приводит расход энергии при получении соломенной целлюлозы по способу Шахта;

1) Соломы в 24 г выход 45.5% — 55000 кг.

2) Расходы энергии:

а) Электролиз. В 24 часа расходуется 4400 кг едкого натра, что на клеммах составит

$$\frac{4400 \cdot 100}{864} = 510 \text{ кв}$$

¹ Подсульфитный способ с достаточной полнотой описан в Paper Trade Journal, 1928, 87, 17, 129—130, и 88, 19, 1929, 66 и сл. и т. д.

² Pulp and Paper Magazine of Canada, 29, 26, 1930, 863—865.

³ См., например, Curran. Forest Products Laboratory. Paper Trade Journal, 1929, 88, 5, pp. 66—68.

⁴ Трухов. Лит. Института бумаги, 11, 68—74, 1931.

б) Потеря при трансформации тока $\approx 10\%$

$$\frac{50 \text{ кв}}{560 \text{ кв} \approx 760 \text{ НР}}.$$

При обработке по натронному и сульфатному способам получают скипидар в загрязненном и трудно очищаемом виде и канифольные мыла весьма низкого качества. Уже с давних пор были предложены способы извлечения смол летучими растворителями, паром или щелочными растворами с последующей варкой на целлюлозу.¹

По сообщению Люттрингера во Франции уже давно производилось извлечение смол и скипидара из лиственницы и после этого производилась варка на целлюлозу.² Широкое распространение экстрагирования летучими растворителями было положено Ярианом (ам. пат. 915400, 1909 и 992325, 1911).

Но во всех указанных методах варка щепы была отдельной операцией, производившейся в особом котле, что сильно осложняло и удорожало процесс. В 1930—1931 гг. в Севзаплесе (инж. Вавулин и Сахаров) разработали проект экстрагирования щепы с последующей варкой в том же котле.

Общий расход энергии в этом процессе определен при производстве целлюлозы из пневого осмола и смолистых лесопильных отходов в 370 кв и пара 5.7 т на 1 т целлюлозы, считая варку, выпарку и сушку, причем часть пара поступает от турбин, работающих с противодавлением. Расход воды составляет около 200 м³, считая оборотные воды.

Дальнейшая обработка целлюлозы аналогична обработке древесно-массного механического волокна, но за рядом отдельных исключений.

Согласно Мэсону,³ продутая из котла или вымытая из него масса в сцезы выгружается из последних или вручную лапатами на особый конвейер, или баггерами, пропускается через сухой или мокрый сепаратор, требующий около 1.2 НР установочных на 1 т целлюлозы. Затем масса разбавляется до 0.3—0.4% и проходит через сучколовители, работающие от моторов, обычно мощностью в 1.5—2 НР. Сучки поступают на бегуны или на указанную выше сортировку Биффара. Целлюлозная масса пропускается в виде водной смеси через песочницы, а оттуда насосом перекачивается на тонкую сортировку, энергетический расход которой указан был раньше. Затем следует загущение целлюлозы и наконец отбелка. Отбелка производится по большей части в отбелочных роллах. Расход хлора зависит от жесткости сваренной целлюлозы и от способа варки. Для сульфатной целлюлозы он не должен превышать 10—15%, для ели 35% белильной

¹ Подане изложение способов см. у Hubbard „Utilization of wood waste“.

² Papier-Fabrikant, 1913, S. 834.

³ Treatment of pulp. Ibidem.

известии, для натренированной осиновой от 10 до 18% и для смешанной хвойно-лиственной 12—16%. Расход энергии в отдельных роллах достигает 4—6 НР, в зависимости от пропускной способности на 1 т воздушно-сухой целлюлозы. Кроме отбелки в роллах, отбелку иногда ведут в сдвехах в неподвижном состоянии массы. Существуют специальные аппараты вроде аппаратов Вейдла или Вольфа, в которых энергетический расход снижается до 2 НР. Наконец, применяют иногда отбелку в особых башнях Торне, дающих значительную экономию в хлоре. Потеря волокна при отбелке составляет от 5 до 10%.

Обезвоживание отбеленной целлюлозы производят или в сдвехах простым стеканием воды до концентрации около 20%, или в шнекпрессах, или в барабанах до 6—7%, если целлюлоза потребляется на месте, или в шнекпрессах до 40% и выше.

В последнем случае обычная мощность мотора составляет от 6 до 8 НР на 1 т целлюлозы (при концентрации до 50—60%). В Америке обезвоживают на вакуум-фильтрах. Расход энергии прямо зависит от концентрации продукта. До 20% это потребует мощность мотора ~ 4.5 НР, до 40% ~ 15 НР. Когда целлюлозу работают в виде валиков для отпуска на сторону, то обезвоживание ведут на круглосетчатых машинах при мощности мотора около 0.4 НР на 1 т целлюлозы 33—35% сухости. Для продажной целлюлозы нашли наибольшее применение длинносетчатые машины (пресс-паги), на которых обезвоживание доходит с 1% до 88%. Эта машина по основным деталям напоминает бумажную самочерпальную машину. Расход пара в сушильной части зависит от степени обезвоживания на сетке. По Мюллеру этот расход составляет:

Высушивание	Расход пара на 1 кг возд. сухой целлюлозы
38 до 88%	2.30 кг
40 "	2.15 "
45 "	1.80 "
50 "	1.52 "

Влага в пределах от 12% до 33—50% отжимается на мокрых прессах. Подробные показатели на этой машине будут даны при описании схемы производства бумаги. Хотя энергетические показатели при этом не совпадают, но средняя характеристика получится достаточно точной.

Таким образом, нормальные этапы целлюлозного производства после промывки ее по выгрузке из котла таковы:

1) разбавление; 2) предварительное или грубое сортирование; 3) песочница; 4) тонкое сортирование; 5) сгущение; 6) отбелка; 7) сдвехи, если целлюлоза идет для получения бумажной массы на той же фабрике, и 8) обезвоживание до той или иной концентрации в зависимости от дальнейшего назначения.

По законченному Севзаплеспромом проекту сульфат-целлюлозной фабрики расход электроэнергии на валу моторов исчислен в 330 квт/час. на т

воздушно-сухой целлюлозы. Расход пара (только бросовый) с средней калорийностью в 652 кал. определен в 6 т. В эту величину входит пар для варки, выварки и других целей. Расход воды исчислен в 200 м³, считая оборотную.

Мюллер дает следующую сводку расхода энергии по производству сульфатной древесной целлюлозы.

Расход энергии на 1 т воздушно-сухой массы:

а) для небеленой массы	250 квт/час.
б) для беленой	320—360 „

Расход пара

а) на варку для небеленой массы (при 700 кал.) при начальной температуре в котле в 30°C . .	2.5 т
б) то же при 50°C	2.0 „
в) на отбелку (1 атм. маном.)	0.8 „
г) на сушку для сушильной части пресс-пата (от 40 до 88%) при 11 кг испарения с 1 м ² сушищей поверхности, включая потери в пределах паро- провода машины (пар 1 атм. маном.)	2.3 „
Всего острого и бросового . . . а)	5.6 т
	б) 5.1 „

Эти показатели близки к нормам ТЭС'а, которые практики считают несколько низкими.

ПРОИЗВОДСТВО БУМАГИ

Производство бумаги является суммарно наиболее энергоемким процессом. Большие фабрики требуют весьма значительного количества тепловой и движущей энергии, и тенденция энергопотребления продолжает расти за счет снижения трудоемкости процесса. Ниже я кратко опишу только те процессы, которые выполняются в условиях массового механизированного производства. Производство картона на цилиндрических машинах настолько неэнергоемко в условиях предприятия, что в общей системе оно не может играть большой роли; составляя незначительный придаток в большой фабрике, оно не оказывает существенного влияния на общий энергетический расход.

В основе производства бумаги лежат два момента: подготовка бумажной массы посредством механической обработки волокнистого материала и отливка бумажного листа. В этом процессе принимает участие большое число промежуточных и вспомогательных машин, но главными потребителями энергии движения и тепла являются rolls, рафинеры, бумажная машина со своими вакуум-насосами, приводами в прессовой и сушильной частях и сушильными процессами и, наконец, каландры. Для упрощения привожу иллюстрацию в виде только-что законченного проекта фабрики

крафт-сульфатной бумаги, в которой последовательно указаны все принимающие участие в выделке листа машины. Поэтому в этом предшествующем проекту описания я ограничусь характеристикой роллов и бумажной длинносетчатой (Фурдринер) машины.

Назначение ролла заключается не только в приведении волокна в состояние измельчения, при котором образуется суспензия волокна в воде, но и главным образом в набухании волокна, в каковом процессе волокно переходит в части своего субстрата в коллоидальное состояние. В этом смысле самый лист бумаги мы можем рассматривать как коллоидный раствор, в котором отдельные волокна взаимно склеены. Роль свивания или переплетения значительно меньше этого коллоидного сцепления, что доказывается образованием наиболее прочных на разрыв целлюлитовых листов, в которых длина волокна доводится до минимума, а сопротивление разрыву до максимума.

Конфигурация роллов весьма различна, но в основном они представляют собою сочетание трех элементов: а) ванны, б) ножевого или плоского барабана (шара) и планки, состоящей из неподвижно укрепленных различных сечений. Плоские барабаны употребляются только для специальных целей, а для подготовки бумажной массы служат исключительно ножевые барабаны.

Энергоемкость роллов зависит в меньшей степени от их конструкции и в большей степени от консистенции массы и степени размола или, как говорят, от жирности размола, а при данной жирности только от консистенции. Для характеристики существующих и наиболее распространенных типов достаточно привести следующую таблицу, которая хотя и не исчерпывает всех показателей, но дает достаточное представление по энергетической линии.

Таблица 3

ЕМКОСТЬ РОЛЛА (в л)	Б а р а б а н н о ж е в ы й				Зарядка ролла 6,5% абс. сухой массы	Расход (в НР)
	Диам.	Ширина	Число ножей	Число ножей в планке		
1	2	3	4	5	6	7
2000	1200—1350	1000—1050	72—82	22—30	200	20—25
4000—4500	1300—1500	1100—1150	80—84	24—30	260—300	25—50
6000	1400—1650	1250—1300	88—96	26—30	400	30—65
8000	1600—1800	1400—1500	96—102	30—32	520	40—80
10000	1700	1500	108	36	650	65—105
12000	1800	1600	114	38	750—800	85—102

Мюллер дает следующие показатели общей потребной мощности и удельного расхода энергии в НР/час. на 100 кг массы.

	Общая мощность НР/час.	
1. Слабый размол с большим содержанием древесной массы (65%) для газетной, обойной и пр. бумаги	9.5—10.0	14—15
2. Нормальный размол для песчих, лучших печатных и т. п. бумаг	11.0—12.5	30—37
3. Размол для подпергамента	12.0—13.0	30—39
4. Очень сильный размол для жиронепроницаемых бумаг (пергамента)	15.0—18.0	50—70
5. Очень сильный размол для тонких прядельных бумаг и т. п. сортов целлюлозных бумаг	15.0—18.0	60—90

Mallick¹ указывает, что только около трети НР идет на собственно размол, а остальное на циркуляцию массы в роле. Так, ролл вместимостью в 500 кг сухого вещества на 90 ножей израсходовал на размол в течение 3 час. $3 \times 75 = 225$ НР, а при подъеме шара расход составил $3 \times 50 = 150$ НР. Это обстоятельство в связи с конструкцией циркуляции оказывает большое влияние на силовой расход, хотя степень этого расхода предполагает качество размола. В системе, например, Силезиуса расход энергии достигает на 1 кг 2.41 квт/час., а в системе X-ролла около 5.8 квт/час. при той же жирности размола. Тот же автор доказывает, что окружная скорость барабана должна быть от 9.5 до 13 м/сек., концентрация — не выше 7—12%, а лучше 6—6.5%, давление для газетной и обойной 0.5—1.0 кг/см², мягкой сульфитной 1.2 кг/см², жесткой сульфитной 2.5 кг/см², небеленой натронной 5—15 кг/см² и для тряпья 3.6 кг/см². Чем меньше давление, тем дольше время размола. Энергетический оптимум лежит ближе к высокому давлению, чем к длительности размола.

Кроме обычных горизонтальных роллов в 1929 г. появилась новая конструкция вертикального ролла.² Данные в литературе показали очень интересные результаты в смысле снижения энергии. Так, по словам указанного автора, при размоле на газетную массу ролл расходует на тонну от 30 до 25 НР. Этот ролл пригоден для жирного размола, но данных пока еще мало, чтобы сделать определенные заключения о его энергетическом режиме.

Литература по электроемкости роллов очень велика, но попытки формулировать процесс размола не достигли той определенности, при которой возможно было бы делать сколько-нибудь точные расчеты конструкций и работы этих машин.

Кроме роллов для размола применяются конические мельницы, относимые некоторыми авторами к классу рафинеров. Наиболее распространенным типом является мельница, носящая название „жордана“ по имени изобретателя (патент был выдан в 1858 г.). В современном виде мельница состоит из конических сердечника и кожуха, армированных стальными

¹ The World Paper Trade Review, (1930), 95, 14, 1226 и сл.

² Hodgson. Paper Industry, 1930, 11, № 12, pp. 2161—2164.

или бронзовыми ножами, которые расклиниваются деревянными планками. В широкой части ножей больше, чем в узкой. Масса поступает с узкого конца и выходит через широкий (при производстве массы для изоляционных плит направление массы обратное описанному). Размеры конических мельниц:

Таблица 4

ВЕЛИ- ЧИНА	Размеры конуса (в мм)		Н о ж и				Число обор. (в мм)	Установка. модн. (в НР)	Производительн. в лансам. от массом кг. в 24 часа
	Диам.	Длина	На конусе		На кожухе				
			Число	Толщ. (в мм)	Число	Толщ. (в мм)			
00	200—360	500	32	6	60	6	450	5—15	1500—4000
0	350—600	900	54	6	96	6	300	10—25	3000—8000
I	350—680	1245	132	6	212	6	300	30—60	10000—30000
II	550—970	1600	160	10	216	10	250	80—170	20000—70000
III	600—1300	2050	208	10	276	10	250	150—300	80000—16500

Консистенция питаемой массы обычно не выше 3—4%. При применении питательного шнек-пресса или сжатого воздуха консистенцию возможно доводить до 7—9%. Конические мельницы устанавливаются за роллами. При производстве газетной бумаги часто ограничиваются одними жорданами, не применяя ролевого размола. Клафины отличаются от жорданов большим углом образующей конуса. Рафинеры типа Попа и др. ныне применяются для размола отходов сортировок. В существенном они состоят из двух жерновов, установленных или вертикально, или горизонтально. При рафинировании на них расход энергии в роллах снижается свыше 30%. Мощность двигателей жерновых рафинеров колеблется от 12 до 50 НР, расход энергии достигает 145 квт/час. на тонну рафинированной массы.

Кроме этих мельниц применяются шаровые мельницы разных систем, комбинирование ролла с жорданом в непрерывно действующий агрегат и другие мало распространенные установки.

Современная механизированная бумажная машина для отлива непрерывного листа состоит из трех секций: а) мокрого конца, представляющего собою длинносетчатую в виде непрерывного ремня машину, на который наливают бумажную массу, из которой часть воды отфильтровывается при отсасывании через сетку; б) мокрых прессов, на которых бумага отдает дальнейшую часть воды тоже частично при отсасывании, доходя до 30—40% абс. сухого остатка; в) сухой части, состоящей из сушильных барабанов, число которых достигает 40—48 и больше, обогреваемых изнутри паром и реже воздухом. На них бумага высушивается до 7—10% влажности.¹

¹ Brassington. Paper Making Machines, the Manufacture of Pulp and Paper, vol. IV.

Последней машиной является каландр, на котором бумага получает свой лоск. Далее идут резальные машины — долевые, если бумага продается в катушках, и поперечные, если бумага режется на листы, перемоточные машины, каландры для придания высшего лоска, упаковочные, транспорт, включая мостовые краны, и другие обслуживающие машины. Их энергетика очень неопределенна, так как бумагоделательные процессы чрезвычайно разнообразны.

Скорость движения бумажного полотна зависит от машины и от требуемого качества. Наиболее быстрые машины применяются для выработки газетной бумаги. В среднем эта скорость колеблется от 75 до 400 м в минуту.

В приводимом ниже (см. приложение) проекте фабрики сульфатной рольной бумаги расход принят на валу мотора в 736 квт/час. на 1 т бумаги; при производстве картона (400 г м^2) расход электроэнергии исчисляется в 560 квт/час.; расход пара в первом случае 3.7 т; при выработке картона 2.9 т.¹ Если подсчитать потери от главных шин-станций, то расход энергии надо увеличить на 28%, а расход пара, учитывая потери в паропроводе, на 5%. Расход энергии по бумагоотделочным операциям может увеличиваться на 12—25%, достигая при выработке пергаминна на валу мотора до 1000 квт/час. на тонну. В общем эффективная мощность бумажной машины определяется по формуле:

$$N_{\text{эфф.}} = K (\vartheta + 0.55) \cdot U \cdot \left(+ \frac{G}{630} \right)$$

выраженное в НР, где K — коэффициент, зависящий от скорости бумажной машины. При $U < 120 \text{ м/мин.}$ $K = 0.20—0.30$, а при $U < 250 \text{ м/мин.}$ $= 0.30—0.40$. ϑ — рабочая ширина сетки, U — скорость движения бумаги в м/мин., G — вес 1 м^2 бумаги в граммах.

Часть целлюлозно-бумажных производств нормирована НТЭС'ом.

Производство бумаги и картона достигло исключительно большого разнообразия, но основная масса составляет газетную, книжную, писчую бумагу и обертку. Развитие производства крафт-бумаги с большими выходами создало новую промышленность по производству крупной бумажной тары. Около 42% всей бумаги, выработанной в 1929 г., было обращено в обертку и тару.² К бумаге для тары предъявляются повышенные требования. Число двойных перегибов на соответствующем стандартизованном аппарате Л. Шоппера должно быть не меньше 1000 и в некоторых сортах мешочной бумаги оно доходит до 7000. Обычно тару готовят в виде 3—4-слойных мешков, причем отдельно изготавливается трубчатое тело мешка, отдельно днище и клапаны, которые пришиваются или приклеиваются к цилиндрической части. Расход энергии по приготовлению простой

¹ Последние данные сообщены Ленинскстрем через инженера тов. Мальберг с надлежащего разрешения.

² The Paper Maker's Monthly Ill., 1930, 68, 39, 95—97.

обертки, на которую в целлюлозных фабриках идут отходы сортовой целлюлозы и которая непригодна для тяжелой мешочной тары, достигает 650 квт/час. на тонну на валу мотора. Расход на мешки, выделяемые из сульфатной целлюлозы, составляет около 30 квт/час. на тонну (данные фирмы Lockport Machine Co, New York), если целлюлоза находится в виде готовой бумажной массы, и около 36 квт/час., если целлюлоза получается в воздушно-сухом состоянии.

Кроме мешочной тары в Германии началось производство отливной древесной массы бочечной тары. Однако, это производство не нашло успеха вследствие громоздкости тары и ее относительной гигроскопичности.

Применение древесных масс для изготовления вагонных колес, лодок (даже паровой 25-футовой яхты, корпус которой был сделан целиком из бумаги), коробок, ящиков и т. п. не имеет массового характера, но многие из этих отраслей, вероятно, найдут широкое распространение, если будет удачно разрешена проблема стандартизации и массового выпуска. В этом отношении передовыми являются производства бутылок и станков, ставших обиходными предметами в американской жизни.

Этот класс изделий получил название пластических масс из древесной целлюлозы и механической древесной массы. Сюда следует отнести производства изоляционных пластин и досок из механической древесной массы.

Все отходы лесопиления в виде реек, горбылей, торцов, щепы и крупной стружки могут быть использованы для производства согласно существующим методам древесных пластиков, называемых волокнистыми.

Для пластической цельной древесины идут исключительно лиственные породы и лиственница. Наиболее хорошо проработаны способы пластической обработки бука, вяза, клена и березы. Однако лабораторные данные позволяют предполагать, что всякая лиственная разновидность, будучи богата гемицеллюлозой, крахмалом, жирами и восками, является вполне пригодным материалом для пластической обработки. Так как пластифицированная цельная древесина дает продукты высокой рыночной и технической ценности, то вопрос о сырье в этом случае теряет свою остроту в части транспортирования его.

Ни самое понятие древесных пластических масс, ни их пластификация до сих пор не разработаны и не установлены. По существующим классификациям типичной пластической массой являются бумага и картон. Выделение изоляционных плит и искусственных досок, изготавливаемых из древесной массы, в особую технологическую группу диктуется теми же соображениями, которые привели к разделу различных видов холодной обработки металла. До недавнего времени, а отчасти и до последнего, методы обработки щепы на изоляционные плиты и доски шли по стопам производства бумаги и картона. Ближайшей задачей производства стройматериалов из древесного волокна является получение сортиментов, близких к нормальным размерам древесных стройматериалов (доски,

брусья и т. п.) и совершенно далеких от бумаги и картона обычного типа как по методам технологической обработки, так и по физико-химическим свойствам. Первыми моментами обособления явились специфическая варочная обработка щепы, упрощенный размол и, главное, способы отливки масс высокой концентрации (7—12%) при конечной толщине монолитного листа в 10—50 мм. До сих пор толстые картоны изготавливались слоистыми вследствие специфических условий технологии картона, методы получения которого мало чем отличаются от производственных методов бумажного и целлюлозного отлива.

Включение в состав древесных пластических масс прессованной цельной древесины и притом в группу лесохимических производств основывается на том, что пьезотермической обработке (давлению и нагреву) предшествует пропитка, имеющая целью не только улучшить или облегчить процесс пластической обработки, но и получить определенные превращения в составе и строении древесины. Сама по себе термическая обработка под тем или иным давлением служит значительным фактором физико-химических превращений, значение и исправление которых требует широкой осведомленности в органической, физической и коллоидной химии. Чисто механическое воздействие на древесину вне плоскости химических изменений могло бы дать краткосрочный эффект нулевой на практике ценности, так как одно химическое вмешательство бессильно изменить физические свойства древесины, особенно в части обратной деформации при набухании, сила которой измеряется весьма большими величинами, превосходящими какие бы то ни было границы возможного в технике механического воздействия.

Проблема пластической обработки измельченной древесины пока только проблема. Существующих методов получения древесных замазок, обладающих высокими техническими показателями, мы еще не освоили, а получение монолитных масс из древесины посредством сухого или мокрого размола, специфической химической обработки с последующим нагреванием и спрессовыванием еще не вышло из стадии лабораторных экспериментов. То, что мы знаем до сих пор, дает уверенность, что этот вид пластмасс обещает исключительно большие результаты и возможности, открывая путь к самым разнообразным видам синтеза.

Однако в разрезе второй пятилетки этот вид должен быть исключен, если только лаборатории в ближайшем времени не предложат надежных методов получения их.

Согласно сказанному выше, пластические массы могут быть разделены на три следующих вида:

- 1) Волокнистые пластические массы.
- 2) Пластифицированная цельная древесина.
- 3) Пластические массы из древесины, измельченной до видимого разрушения волокнистой структуры.

Из волокнистых масс изготавливаются плиты различных размеров и плотности, мелкая и крупная тара (стаканы, бутылки, бочки и пр.) и различные технические детали. Наиболее доступным в современных условиях является производство плитных материалов, которые в зависимости от своих физических свойств делятся на тепло- и звукоизоляционные плиты и искусственные доски или искусственную фанеру.

Ниже приводятся главные технические показатели.

А. Изоляционные плиты

1) Теплопроводность	0.034—0.045
2) Временное сопротивление разрыву	18— 30 кг/см ²
3) " " изгибу	22— 40 "
4) Объемный вес (в 1 см ³)	180— 360 кг
5) Толщина (рыночный сортимент)	11— 13 мм
6) Ширина	600—1220 "
7) Длина	1000—4750 "

Отдельные фирмы изготавливают плиты толщиной в 25—38—50 мм (напр. Донокона, Гамбург—Бремен).

Б. Искусственные доски

1) Временное сопротивление разрыву	350—1200 кг/см ²
2) " " изгибу	700—1550 " "
3) Объемный вес (в 1 м ³)	650—1100 кг
4) Толщина	6.5—3 м
5) Ширина	1.22 м
6) Длина	2.44—4.27 м

Для придания влагостойкости плиты и доски обрабатываются или парафиновыми или битуминозными эмульсиями с весьма высоким техническим результатом. Эта обработка производится или в руле или в массном ящике. Воспламеняемость плит низкой плотности аналогична дереву. Очевидно, чем выше плотность, тем плиты и доски более огнестойки. Битуминирование повышает огнестойкость и продолжительность службы, вместе с тем защищая их от плесеней.

С точки зрения теплоизоляционных строительных констант возможно привести таблицу эквивалентов (предпринимательского происхождения), близкую к теоретическим расчетным коэффициентам:

Металл	Толщина (в мм)	Вес в 1 м ² (в кг)
Изоляционные плиты	13	3.1
Дерево	43	21.5
Гипс	115	115
Кирпич	270	400
Шлакобетон	330	530
Гравийный бетон (1:3:4)	400	880

Практически можно считать, что 10 мм древесномассной плиты в теплоизоляционном отношении эквивалентно 30 мм доски, 120 мм кирпича и 220 мм строительного (стенного) бетона.

Цены на плиты на зарубежных рынках колеблются от 1.35 до 2.70 герм. мар. за 1 м² при толщине 11—13 мм в зависимости от количества и качества. Экспортные цены, например франко Голландия, колебались от 0.64 до 0.69 долл. за те же плиты. Не лишнее заметить, что экспортирующими в Голландию странами в 1930 г. были Германия, Бельгия, Сев.-Амер. Соед. Штаты, Австрия и др. В указанном году было ввезено 6571 т.¹ Общая производительность плит составляла за то же время около 476 000 т в год, достигая в Сев.-Амер. Соед. Штатах ежедневного выпуска почти в 5 000 000 кв. футов.

Как было указано выше, сырьем служат обычные отходы лесопиления, исключая опилок, причем худшие результаты получаются в случае европейской ели и лучшие в случае сосны и лиственных пород.

Методов технологической обработки предложено много, но сущность их в общем сводится к следующему:

1) Предварительная обработка состоит в разделке отходов на равномерную щепу обычно в 20—25 мм в поперечнике, как и в целлюлозной промышленности.

2) Разделанная щепа подвергается проварке в воде или в слабых растворах щелочных солей (напр. соде) под давлением от 6 до 12, а иногда и 22 ата в течение 6—24 час., а при высоких давлениях в течение 15—30 мин. По способу Мэсона щепа пропаривается под давлением 45 ата в течение 10 сек. и затем при 75 ата в течение 5 сек. По способу Качурина и шведской фирмы Фер-Текс щепа, получающаяся с канифольно-мыльных и канифольно-экстракционных (летучие растворители) заводов, подвергается раздроблению на молотковых дробилках без проварки или пропарки.

3) Обработанная указанным выше способом щепа размалывается на различных размольных машинах или специальной или обычной в картонном производстве конструкции. К первым относятся дефибры-рафинеры дискового типа с числом оборотов до 1800 в мин. Ко вторым относятся прутковые мельницы, конические мельницы и роллы. Обычно комбинируют две размольные машины, стараясь провести размол в наиболее короткое время и сохранить длинную волокнистую структуру с тем, чтобы при отливке получилась пористая масса. Цель размолта та же, что и при размоле бумаги, это — желатинизация древесного волокна. Жирность размолта в практике не превышает 40 по Риглер-Шолперу. Вполне хорошие результаты получаются при жирности размолта в 20°.

Кора в смеси с древесным волокном дает хорошие отливки, причем примесь ее может быть доводима до 75%. Для этой цели

¹ Pulp and Paper Magazine of Canada, 31, 36, 1931.

годится оддубина всех видов, а равно и кора, получаемая при обычной окорке. Для размола коры ограничиваются рольным размолотом и пропуском через коническую мельницу типа Жордана (Клафлина) и т. п.

4) Молотая масса направляется в мешальный бассейн и массный ящик, где концентрацию приводят до 7 и даже значительно более $\%$. В массный же ящик вводят и упомянутые выше эмульсии. Отлив производится на машинах типа пресспата, применяемого в производстве целлюлозы. У первого мокрого пресса толщина отливки достигает 50 мм. В последнее время начали находить широкое применение отливные гидравлические пресса с дверчатой плитой, поверх которой проходит бронзовая мелкая бесконечная сетка. Эти пресса работают по периодическому принципу, но толщина отлива может быть весьма большой, причем в случае надобности могут быть употребляемы и высоко жирные массы и предельные концентрации.

5) Отлитые пластины, после резки полотна в случае отлива на пресспате, или поступают на горячие пресса с горячими плитами, где они подвергаются одновременно сушке и термической обработке в течение 25—50 мин. под давлением 20—40 кг/см², или в зависимости от назначения и конечной плотности, в большинстве случаев прессовую горячую обработку заменяют сушкой в тоннельных канатных или роликовых сушилках или в обыкновенных камерах, где изделия высушиваются в вагонетках. Чтобы получить лучшие физические результаты по методу просушки в камерах, отлитые плиты запрессовывают между стальными листами, в виде пачки, которую затем стягивают планками и в сжатом виде направляют в сушку.

6) По выходе из сушилок с влажностью 5—8% плиты подвергаются обработке на дисковых ножах или гильотинах. В случае пересушки и коробления плиты предварительно обрезки увлажняются и пропускаются через двухвальный каландр.

Максимальный расход пара составляет до 33.7 т на 1000 м², электроэнергии 2400 квт/час. и расслы до 15 чел.-дн. Коэффициент использования сырья в среднем близок к 90%, поднимаясь в отдельных случаях до 96% и падая до 85%, если считать от количества материала, поступающего в предварительную обработку.

В 1915 г. бр. Пфлеймер взяли патент на прессованную древесину, названную ими лигностон.

До 1925 г. ими были выбраны дополнительные патенты. Начав с пропарки или проварки, они перешли к обработке древесины путем импрегнации ее различными растворами и гомогенными жидкостями. Их работа вызвала ряд подражений, причем во многих случаях получалось значительное улучшение прессованной древесины не только в отношении механической прочности, но и химической стойкости, влагостойкости и огнестойкости.

Керстнер¹ приводит следующие показатели для лигностона из бука:

1) Уд. вес (средний 1.35)	1.05—1.46
2) Сопротивление растяжению	2745 кг/см ²
3) Модуль упругости	242 800
4) Разрушающее усилие	2 610
5) Предел пропорциональности	1 260
6) Сопротивление сжатию вдоль волокна	1 500
7) " " тангенциально и радиально	1 000
8) Сопротивление срезыванию радиально	162
9) " " тангенциально	267
10) " расщеплению по Нордлингеру при 4 см ² расщепляемой поверхности	120 кг
11) Изнашиваемость через сухую шлифовку на 1 НР в час (для боквута 727 см ²)	164 см ²

Из этих данных видно, что механическая прочность лигностона превосходит прочность оригинального бука больше, чем в 2.5—3 раза. Кроме того буквый лигностон превосходит по той же прочности почти в два раза самые прочные породы экзотических древесин.

По испытаниям ЦАГИ временное сопротивление голландского образца букowego лигностона составило 3820 кг/см², а по американским фирменным данным та же прочность достигает 4500 кг/см².

Пьезо-термическая обработка лигностона ведется перпендикулярно к оси роста дерева. Малышев в Ленинграде подвергал пьезотермической обработке различные листовые породы, прессуя с торца и достигая у древесины твердости, равнозначной мелкозернистому мрамору, а в некоторых образцах близкой к ортоклазу.

Динамические нагрузки химическая прессованная древесина переносит значительно лучше, чем оригинальная древесина специальных пород. Так, челнок, изготовленный из прессованного по способу ЦНИЛХИ (научн. сотр. Матвеев) бруска на 28 декабря 1932 г., проработал 1700 час. и, по видимому, сможет проработать еще неопределенно долгое время. Для челнока из хурмы предельный срок службы установлен в 1000 час., а для лучшей в челночном деле древесины, американской корнели — 1200 час. Для погонялки предельный срок установлен в 300 час. Погонялка из лигностона работает уже 10 мес. и находится в хорошем состоянии (все данные заимствованы автором от Кардоленты на отчетном технологическом собрании).

На конечные свойства прессованной древесины решающее влияние оказывает предварительная пропиточная химическая обработка, результатом которой являются сложные соединения, вероятно, типа полиэфиров или высокомолекулярных образований того же порядка. При пропитке, например, дисахаридами последние вступают с древесиной в прочное

¹ D. B. Z, 79—80, 1931.

химическое соединение, и подвергнутая затем пьезотермической обработке древесина приобретает весьма высокие свойства прочности и стойкости. Частично методы пропитки уже проработаны автором и В. Г. Матвеевым в лаборатории ЦНИАХИ, и до сих пор достигнутое дает достаточные основания к проведению разработанных методов в советскую промышленность.

Химическая прессованная древесина применяется и может быть применена в производстве деталей и приспособлений для машин, в мебельном производстве, в качестве строительных материалов, для изготовления предметов широкого потребления и т. п. При изготовлении мелких деталей и ширпотреба могут быть использованы крупные отходы деревообрабатывающей промышленности.

Технологический процесс сводится к следующему:

1) Древесина разделяется на размеры, отвечающие изделию, с некоторыми допусками.

2) Разделанная древесина подвергается искусственной сушке, которая проводится очень тщательно во избежание трещин.

3) Высушенная древесина пропитывается различными химикатами в течение около 1—2 час. как при атмосферном, так и повышенном давлениях.

4) После пропитки древесина подвергается новой, ускоренной сушке, и затем бруски обрабатываются на механических станках для посадки в формы.

5) Прессование производится при температурах от 130 до 180°С максимум под давлением 300—250 кг/см.² Охлаждение совершается под давлением, отвечающим его максимуму. Весь цикл пьезотермической обработки занимает около 3 час.

6) Спрессованная древесина обрабатывается на механических станках до конечных размеров готового изделия.

Все оборудование, необходимое для производства прессованной древесины, изготавливается на заводах СССР. Расход пара составляет около 15 т на 1 т изделий; расход электроэнергии близок к 400 квт/час. Выход составляет при готовых брусках примерно 90%. Прессованные бруски далее поступают на механическую обработку соответственно форме конечного изделия, и эти потери в данном случае не учитываются.

Необходимо указать, что бруски, пропитанные альдегидными погонами, полученными проф. Бобровым при перегонке в токе перегретого пара, дали очень хорошие показатели. Таким образом возможно предполагать, что пропиточным материалом могут быть дистилляты, получаемые из тех же древесных ресурсов.

Облагораживание древесины в узком смысле лишь косвенно связано с пластической обработкой. Так, если пластическая обработка имеет в своей основе химически активную пропитку, то механически и методологически было бы целесообразным объединить обе эти отрасли в одну дисциплину, а в условиях промышленности в один комбинат.

В ранние годы пропиточной индустрии пропитка ставила себе задачей консервирование древесины против плесеней. В дальнейшем начали изыскивать меры к повышению огнестойкости, и лишь в новейшее время на древесину стали смотреть как на материал общего и химического машиностроения, и в круг коррозионных проблем была включена коррозия древесины, что практически приводит к вопросу о получении химически стойкой древесины.

Литература по этому предмету отличается исключительной бедностью: отметим работы Хаузера и Бальмаша,¹ давших качественные показатели, часто несогласные с общими данными по химии древесины и с практикой.

Между тем применение дерева для изготовления химической аппаратуры было и оставалось значительным.

Когда древесина была дешевой, не было повода изучать ее свойства по линии коррозии, но в последние послевоенные годы рост цен на древесину и повышение технических требований к продуктам, перерабатываемым в деревянной аппаратуре, поставили ряд серьезных задач в этом направлении.

Всесоюзный Институт химического машиностроения предпринял обследование по выяснению роли и поведения деревянной аппаратуры в химических производствах. Оказывается, что отдельные производства, например Анилтрест, применяют деревянную аппаратуру в очень широких размерах и с определенным техническим успехом. Как и следовало ожидать, отдельные процессы требуют или специальной обработки древесины, или своей специфической для каждого данного случая древесной породы. Но что существенно по сути настоящего доклада, наибольшее значение в деле изготовления химической аппаратуры имеет лиственница. Роль древесного кедра и пихты не меньшая, чем роль дуба или клена, и вопрос о тщательном изучении свойств этих древесин в отношении воздействия на них различных химикатов сделался весьма актуальным.

Что эти древесины, а особенно лиственница, надлежащим образом обработанные, могут быть объектом широкого экспорта, это не вызывает сомнений, и весь вопрос заключается в методах обработки. К сожалению, этот вопрос остается совершенно открытым.

Согласно патентной литературе и технологическим методам облагораживание древесины распадается на следующие виды:

- 1) Антисептическая пропитка в жидкой среде.
- 2) Огнестойкая пропитка в жидкой среде.
- 3) Химически стойкая пропитка в жидкой среде.
- 4) Пропитка в различных средах с последующим образованием продуктов конденсации или иных химических образований.

¹ Chem. Met. Eng., 28, 159, 1923.

- 5) Наружные покрытия.
- 6) Металлизация древесины как по методу пульверизации, так и по методу глубокой пропитки и по электролитическому методу.
- 7) Вулканизация древесины.
- 8) Обработка древесины газами, обычно в условиях термо-химического процесса.

Число патентов в указанных отраслях достаточно велико, но ими упускается из виду, что каждая отдельная порода ведет себя по разному в отношении того или иного воздействия. Например Хаузер и Бальман утверждают, что кипарисная и сосновая древесина противостоит действию сернокислых растворов до концентрации 25%, а свыше этой концентрации происходит разрушение. Между тем наша сосна, по данным Анил-треста, применяется для аппаратуры, работающей с концентрациями серной кислоты до 42%, при комнатной температуре без видимых следов разрушения в течение обычного времени службы аппаратурной древесины. Бочарные изделия из лиственницы в большинстве случаев ведут себя весьма удовлетворительно в отношении кислотных жидкостей. Упомянутый выше Институт, поставив себе целью систематизировать имеющийся материал по химической выносливости древесины и условий ее коррозии, должен был констатировать, что в отношении советского дерева надо начинать работу с самого начала.

Среди бумажных изделий и изделий из молотой целлюлозы получило большое распространение производство растительного пергамента, изготовляемого обычно из мягкой сульфитной беленой целлюлозы и требующего на обработку в сернокислотном процессе (или в хлористом цинке в случае фибры) очень небольшого расхода энергии. К той же группе мало электроемких относятся процессы по изготовлению эфиров целлюлозы, из которых только нитроцеллюлоза получается в последнее время из древесины лиственных целлюлоз (H. Soc. Chem. Industry, 1907, 26, pp. 443, 450).

Производство из древесного волокна прессованных масс со связующими веществами выходит за пределы этого обзора.

Методы пропитки довольно однообразны. Они проводятся или в виде глубокой пропитки под вакуумом и давлением, или в виде горячих и холодных ванн при атмосферном давлении, или по способу Рюпинга в виде обработки воздухом под давлением с последующей частичной пропиткой.

Методы металлизации, а сюда относятся и силикатирование по способу того же Шопа, пока не получили широкого распространения хотя бы потому, что в присутствии большинства металлов древесина легче поддается окислительному разрушению.

Методы силикатирования жидкой кремнекислотой не разработаны, но принципиально они представляют большой интерес.

Все остальные методы настолько молоды и не стандартизованы, что применение их должно еще проходить лабораторную проработку. Вулка-

низация и поверхностные покрытия вроде бакелитирования имеют существенную ценность, но область их применения не столь широка.

Какие бы методы ни применялись по облагораживанию древесины, они должны быть изучены в специфических условиях данных лесных насаждений и данных пород древесины. Древесные породы СССР в этом отношении заслуживают преимущественно внимания еще и потому, что проблема облагораживания их связана с интересами экспорта.

Мокрое облагораживание вдвое менее энергоемко, чем производство лигностона.

IV. МЕХАНИЧЕСКОЕ ДЕРЕВООБДЕЛОЧНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

Все виды механической переработки древесины составляют несколько обособленную группу производств, вполне обеспеченную внутренними энергетическими ресурсами. В лесопильных производствах количество отходов древесины, служащих топливом для паросиловых установок и реже для газогенераторов, значительно меньше, чем в мебельном или бочарном. Чем разнообразнее и чище сортимент изделий из дерева, тем количество отходов выше. Для лесопильных производств это количество достигает 48%, из которых не менее 20% падает на опилки, а остальное относится к крупным видам, вроде торцов, реек, горбылей, обрезных досок и т. п. Как правило, энергоемкость лесопильных заводов немногим превышает 50% потенциальной энергии отходов. Подробное исследование использования отходов было сделано в Финляндии в 1930 г.¹

	М ³	в %
Топливо	4 338 200	78.4
Сульфатная целлюлоза	485 600	8.3
Уголь	95 800	1.7
Другие цели	37 900	0.7
Невыяснено	605 000	10.9
Итого	5 562 500	100 %

Если лесопильный завод не подвергает своих изделий искусственной сушке, то использование отходов на энергетические цели падает ниже 50%.

Согласно А. Келлеру,² заводские отходы САСШ составляют от 39.9% до 53%. По отдельным видам механической обработки леса отходы распределяются следующим образом:

Строительная промышленность	15 %
Тара	18 „
Вагоностроительная промышленность	11 „
Окна и двери	25 „
Клееный товар	25 „

¹ Результаты этого исследования приводятся в Metsäte teelisen Tutkimuslaitoksen Julkaisaija, 1931, Bd. 16, S. 70.

² A. Keller. The properties and uses of wood, p. 278.

По данным Национальной Компании охраны лесов (Senate Document, № 676 около 50% древесины в среднем становится достоянием отходов лесопильной переработки леса, 30% отходов идет на топливо. Эти данные находятся в кажущемся противоречии с данными Финляндии, где свыше 78% отходов используются в качестве горючего. Столь высокий расход объясняется тем, что при комбинировании механической и химической переработки леса расход горючего возрастает прогрессивно, тогда как часть отходов используется в качестве сырья для химической переработки. Но как бы то ни было, при механической переработке получается столь избыточное количество ресурсов потенциальной энергии, что едва ли можно допустить такую систему хозяйства, при которой было бы выгодным получить энергию от централей со стороны, как бы ни дешева была эта энергия.¹

Одна английская фирма Тэнги сделала подсчет относительной выгоды получения энергии на лесопильном заводе от разных источников. Как и следовало ожидать, наиболее выгодной оказывается газификация отходов, и тогда стоимость энергии становится дешевле в 7 раз, чем энергия от централи при цене ее в 2 фартинга за квт/час.

По данным шведской практики стоимость 1 квт/час. при работе на двигателе внутреннего сгорания питания дровяным газогенератором составляет на валу двигателя, считая все цеховые и заводские расходы, около 0.9 коп.

Таким образом, любая отрасль деревообделочной промышленности, с одной стороны, является вполне обеспеченной дешевой потенциальной энергией, заключенной в отходах древесины, а с другой, обладая избытком этих отходов, вынуждена пользоваться именно этим энергетическим ресурсом, так как образующийся избыток становится источником значительного денежного расхода по его уничтожению. Снижение избытка за счет создания ряда новых отраслей, организованных на базах отходов, как, например, производство древесной массы по сульфатному или полухимическому способам, производство древесной муки, строительных материалов вроде фибролита и т. п., будет идти только за счет избытка, тем более, что простейшие меры по рационализации энергетического хозяйства деревообделочных заводов могут сильно повысить указанный избыток в отходах. Достаточно отметить, что в условиях рационального котельного хозяйства на 1 HP расходуется в топке от 3 до 5 кг древесных отходов, тогда как в обычных условиях расход древесины в газогенераторе не превышает 1.8 кг. Один лишь переход на рациональные способы энергетического хозяйства может увеличить избыток отходов до 50%. Наконец, надо иметь в виду, что часть отходов, как, например, опил-

¹ При условии развития химической промышленности на отходах и при наличии дешевой электроэнергии централи это утверждение автора должно быть ослаблено.

Прим. ред.

ки на большинстве децентрализованных лесопильных заводов не могут найти иного применения, так только в качестве горючего.

В современной механической технообработке леса устанавливается точка зрения, что наиболее выгодный тип лесопильного завода — это 4-рамный завод. При большем числе машин стоимость подачи бревна начинает расти настолько быстро, что снижение себестоимости за счет заводской рационализации лесопильных заводов и проблемы их комбинирования с другими производствами, по преимуществу с целлюлозно-бумажными, подлежит особой ревизии. Возможно, что наиболее удачной комбинацией было бы присоединение механического цеха, как вспомогательного, хотя в отдельных случаях возможно ожидать равновесного комбината для механической и химической обработки дерева. Создание такого комбината становится рациональным в условиях сплошного использования лесосек и концентрирования перевозок леса. Эта возможность особенно сильна в случае комбинирования целлюлозно-бумажного и лесопильного производств.

Обычно ассортимент лесопильных заводов довольно несложен. Он состоит из рамных пиловочных машин, являющихся основным заводским оборудованием, около которого группируется ряд вспомогательных станков в виде циркульных пил, балансирных и маятниковых пил и строгательных станков. Последние редко входят в состав лесопильных заводов, чаще всего составляя оборудование деревообделочных заводов, для которых главной массой сырья служит пиленный лес.

В САСШ рамные пилы почти неизвестны, вместо них применяются ленточные пилы, до сих пор не вошедшие в европейскую практику.

Пиловочные станки обслуживаются передаточными механизмами очень разнообразного назначения и конструкции. Наиболее часто применяются лесотаски, служащие для подъема бревен из воды и обычно требующие от 5 до 10 HP на установку; толкачи для сбрасывания бревен с лесотасок и для подачи в кабель-краны и т. п., требующие от 1 до 3 HP на установку; цепные сортировочные для досок транспортеры с тихоходными моторами, мощностью от 15 до 25 HP; ленточные транспортеры при мощности моторов 6—10 HP. Вместо цепного сортировочного транспорта применяют канатный, который требует значительно меньше энергии, чем шагающий транспортер-сортировка Болиндера (мощностью около 20—30 HP). Далее идут: элеватор для бревен при мощности от 8 до 15 HP, кабельные краны, употребляемые для выгрузки бревен из водоемов грузоподъемностью от 3 до 14 т; поворотные самодвижущиеся железнодорожные краны с электромоторами, применяемые в Ленинградском порту; автовозы, получившие широкое распространение и достигающие производительности до 30 стандартов в смену. Завод „Красный Металлист“ строит элеваторы для укладки досок в штабели. Установки эти снабжены моторами в 5 HP. При ленточных пилах в широком ходу при-

меняются роликовые транспортеры, требующие энергетического расхода в среднем столько же, сколько и ленточные транспортеры.

Силовой расход на валу пил зависит прежде всего от производительности, породы древесины, влажности, пропила и т. п. факторов. Для круглых пил характеристикой могут служить следующие показатели:

Производительность в м ³	Расход энергии в НР
5.12	24
15.36	72
34.50	104
49.50	136

или от 4.6 НР на 1 м³ и до 2.7 НР/час. Установочная мощность круглых пил колеблется от 2 до 30 НР на одну пилу, ленточных от 2 до 250 НР, строгальных от 2 до 75 НР. Станки, применяемые в деревообделочном деле, расходуют на станок от 1 до 8 НР. Что касается лесопильных рам, то требуемая для них мощность достигает 50 НР для двухэтажных рам, (450 бревен, каждое в среднем 16 куб. футов, в 24 часа), до 6—14 НР для одноэтажных рам. В среднем, учитывая работу всех станков и транспортных сооружений завода, можно принять на 1 м³ расход энергии в 9—12 НР.

При непрерывной неделе в настоящее время принимают число рабочих дней в год 345 при 3 сменах в день и число минут в смену 420. Так как через каждые девять рамосмен рамы останавливаются на одну смену, то на одну раму в течение года приходится 932 рамосмены.

На заводах новейшего типа при выработке до 80% чистобревных досок выход при среднем диаметре бревна от 24 до 25 см составляет:

Досок и др. пиломатериалов . . .	63 %
Мелкого горбыля и проч.	4 „
Итого	67 %
Усушка	6 %
Опилки	10 „
Щепа, торцы и другие отбросы . .	17 „

На крупных деревообделочных заводах транспорт отходов создает сложную задачу. Последнее время нашел широкое применение пневматический транспорт.¹ Энергоемкость этого способа не выше обычного конвейерного (см. дальше о древесной муке).

Показатели механической обработки леса по трестам СССР за 1930 г. дают данные, указанные в табл. 5.

Один из наиболее благоустроенных заводов, занятый производством экспортных досок, при работе на три смены и силовой станции, мощностью в 360 НР, распиливает до 15000 стандартов в год, работая на 6 рамах.

¹ Клячко. Пневматический транспорт отходов.

Таблица 5

ХОЗУЧРЕЖДЕНИЯ	Выход пиломате- риалов (в %/д/б)	Выработано пиломатериалов в одну рамо- смену (в м³)	Число рабочих на 1 м³ пилома- териалов
1	2	3	4
Северолес	57.2	24.7	1.08
Кареллес	57.6	24.6	1.00
Севзаплес	64.8	30.4	0.75
Дальлес	65.0	28.7	1.01
Волголес	62.0	19.2	1.24
Средлес	70.0	30.1	0.66
Мослеспром	63.2	21.5	0.83
Волгокаспийлес	74.2	31.4	0.67
Западлес	65.9	18.0	1.10
Сиблестрест	59.1	29.2	0.64
Севостлес	62.5	20.4	1.12
Южураллес	69.5	22.7	0.97
Лесбел	66.8	23.4	0.76
Заплесбумтрест	60.1	18.3	1.53

Работа на ленточных пилах немногим изменяет энергетику производства, но, по мнению многих специалистов, увеличивает выход мелких отходов и несколько снижает выход крупных, причем общее количество отходов при ленточном пилении выше, чем при рамном. Основной чертой лесопильного процесса является увеличение сети транспортных сооружений, автоматизация подачи бревен к станкам и увеличение мощности и тем самым скоростей рамных пил. Как указано выше, в последнее время Болиндер довел мощность рамного станка до 50 НР при 350 оборотах в минуту, но в этом отношении далеко еще до последнего слова техники.

Современное лесопильное дело обращает большое внимание на искусственную сушку дерева и особенно пиломатериалов, как на средство консервации древесины. Дать какие-либо средние показатели для этой сушки едва ли возможно. В виде примера¹ можно указать, что при пропуске через сушила 24 130 м³ пиломатериалов различных размеров с начальной

¹ Минович. Искусственная сушка дерева.

влажностью от 67% до конечной в 18% максимальный часовой расход пара может быть сведен к 2500 кг. Однако, разница в расходе в тепле может быть чрезвычайно велика и, в частности, в зависимости от воздушного режима. Условно примем, что на 1 м³ пиломатериалов при искусственной сушке расходуется пара при 4 атм. маном. (345 раб. дней) около 0.35 т.

Перевалочные базы представляют собою чисто энергетическое хозяйство. Применяемые в этом случае транспортные машины те же, что и на лесопильных заводах, с тем, однако, различием, что все транспортные сооружения принимают более значительные масштабы. На Сталинградской перевалочной базе, работающей в условиях исключительно тяжелых (высота подъема, расстояние штабелей от линии выгрузки и т. п.), расход энергии высчитан около 2 квт/час. на 1 м³, тогда как, по заключению НТЭС, в среднем этот расход не должен превышать 0.7—1.0 квт/час. на 1 м³.

В цикле механических производств производство древесной муки является одним из энергоемких. Современная схема производства состоит в следующем:

1) Сырье в виде опилок и стружек пневматическим способом передается к циклону для отделения от пыли и оттуда передается в бункер.

2) Из бункера сырой материал поступает в предварительный размол для дезинтеграции крупных кусков. Предварительная мельница относится к типу ударно-дробильных мельниц.

3) Пневматическим способом дезинтегрированный материал проходит циклон, из которого отделившаяся мука поступает на склад, а крупные частицы (до 80%) передаются в бункер, соединенный с питательным аппаратом (направляющим бункером), переходящим непосредственно в питательный шнек, питающий сушильные барабаны.

4) Сушильные барабаны отдают через циклон часть в виде муки на складе и часть в виде крупного материала в шнек и через норию в бункер, расположенный над сортировкой (буратом), из которой часть идет в мельницу для крупносортового материала например, типа Строуда, а часть для мелкосортового через распределительные шнеки и ряд мельниц ударно-дробильного типа (Альпине, Бауермайера и др.).

5) Из мельниц мука проходит через циклон—фильтр—склад, или циклон—сепаратор—мельницы, или циклон—сепаратор—нория—склад.

Расход энергии в среднем составляет на 1 т муки около 361 квт/час. и расход пара около 2.2 т (1 атм. маном.).

Мука изготавливается из мелких отходов хвойных и мягких лиственных пород. Содержание смолы в древесине не должно превышать 1.8%. Нормальная влажность муки определяется в 3%, выход около 96%. Предельная тонкость помола достигает 30/200, где числитель показывает % неотсеиваемого остатка, а знаменатель число нитей на погонный дюйм.

Сделанный перечень далеко не исчерпывает всех видов механической обработки дерева. Однако, отдельные отрасли этой производственной области приблизительно одинаково электроемки и из них наиболее и даже исключительно электроемкими являются производства древесной муки. Тонкие сорта муки находят за последние годы все нового и нового потребителя, и расширение его в будущем не вызывает сомнений.

К энергоемким же производствам относится и брикетирование опилок для получения топлива. Однако, энергоемкость их настолько велика, что при любой цене на энергию производство их будет находиться на границе рентабельности. При применении к этому производству высоких давлений и значительного нагрева получают продукты, имеющие качества пластических масс. Эти качества не настолько высоки, чтобы продукты могли конкурировать с массами из искусственных смол, в которых опилки и особенно мука являются основной по объему массой, служа наполнителем, прочно адсорбирующим связывающие вещества.

ОСАХАРИВАНИЕ ДРЕВЕСИНЫ И ПРОИЗВОДСТВО ЭТИЛОВОГО СПИРТА ИЗ ДРЕВЕСИНЫ И СУЛЬФИТ-ЦЕЛЛЮЛОЗНЫХ ОТРАБОТАННЫХ ЩЕЛОКОВ

Выше было указано, что осахаривание древесины относится к числу производств с небольшой или даже ничтожной энергоемкостью. Из получивших реальное, хотя и ничтожное по размерам, значение следует отметить два процесса: сернокислотный и солянокислый. Первый из них дает хорошие технические результаты, но он экономически мало выгодный. Наилучшие результаты были получены при осахаривании крепкой серной кислотой. Феркелнус¹ сообщил, что при обработке древесины 70-процентной серной кислотой он получил 67% сахаров из расчета на углеводное содержание древесины, из которых 70% были бродящими. Хегтланд дал при тех же условиях следующие показатели (табл. 6):

Таблица 6

Время в часах	Температура (в гр. С)	Сахаров по весу сухой древесины (в %)	Спирта на 1 т опилок (в л)
48	18	54.8	158
3	40	29.1	120
5	40	34.9	125

Этот способ был бы экономически приемлем, если бы только было возможно регенерировать серную кислоту дешевым способом. Обычный

¹ Wochenblatt Papier-Fabr., 1911, 42, S. 852.

путь удаления кислоты — нейтрализация ее мелом с образованием загрязненного гипса. В 1922 г. Будников и Золотарев опубликовали,¹ что ими был применен электролитический способ удаления кислоты. При этом 91.5% кислоты регенерировалось в анодном отделении при расходе 7.215 квт/час. на 1 кг кислоты. До последнего времени этот способ имел лишь лабораторное значение, но с появлением, с одной стороны, дешевой электроэнергии, а с другой, при учете стоимости глюкозы, серной кислоты и этилового спирта, на востоке Сибири этот метод может стать совершенно актуальным. Способ Бергиуса в тех же самых условиях едва ли найдет широкое применение хотя бы потому, что получающиеся по его способу сахара практически являются небродящими. Те же Будников и Зворыкин² регенерировали электротоком и соляную кислоту в количестве 98.74%, пользуясь платиновыми электродами, но при этом получался бедный сахарами раствор, чего не наблюдалось в сернокислотном способе регенерации. Кроме того, даже следы соляной кислоты действуют ядовито на дрожжи, равно как и их соли вроде хлористого кальция.³

Если считать, что расход брутто при сернокислотном способе составит 8 квт/час. и что стоимость их будет порядка 4 коп., то при накидке 50% на все остальные расходы стоимость тонны кислоты обойдется около 60 руб., что приемлемо не только в районе Ангары, но и на европейском Севере.

При производстве сульфитной целлюлозы получают щелока с содержанием в них сахаров (гексозы и пентозы) в среднем до 3.5% по весу щелока, обычно имеющего плотность около 1.04. Из этих сахаров не свыше 2.2% являются бродящими, обычно же около 1.50%. Эти щелока применяются для получения дубильных экстрактов, этилового спирта и целльпека (сульфитной смолы), а равно и других продуктов, имеющих пока проблематические перспективы.

Производство сульфитного спирта ориентировочно требует при выходе 45—70 л 98-процентного спирта:

- а) расход пара 120—160 кг 0.5 атм. маном. на 1 м³ сброженного щелока
- б) расход энергии 4—4.5 квт/час. на 1 м³ щелока.

Расход энергии при производстве⁴ целльпека с содержанием сухого остатка от 90 до 92% составляет:

- а) пара при выпарителях низкого давления от 2.60 до 4.17 кг из расчета на 1 кг целлюлозы при содержании 10% органического остатка в щелоке;
- б) при выпарителях высокого давления 1.97—3.16 кг.

Механической энергии расходуется при том же расчете 0.0016 НР для белимой целлюлозы и около 0.001 НР при небелимой.

¹ Ztschr. f. angew. Chemie, 1923, 36, SS. 326—328 (см. также Chem. Zentr., 1922, 93, IV, S. 324 и Изв. Ин.-Вознес. И.-та).

² Ztschr. f. angew. Chemie, 1922, 35, S. 677.

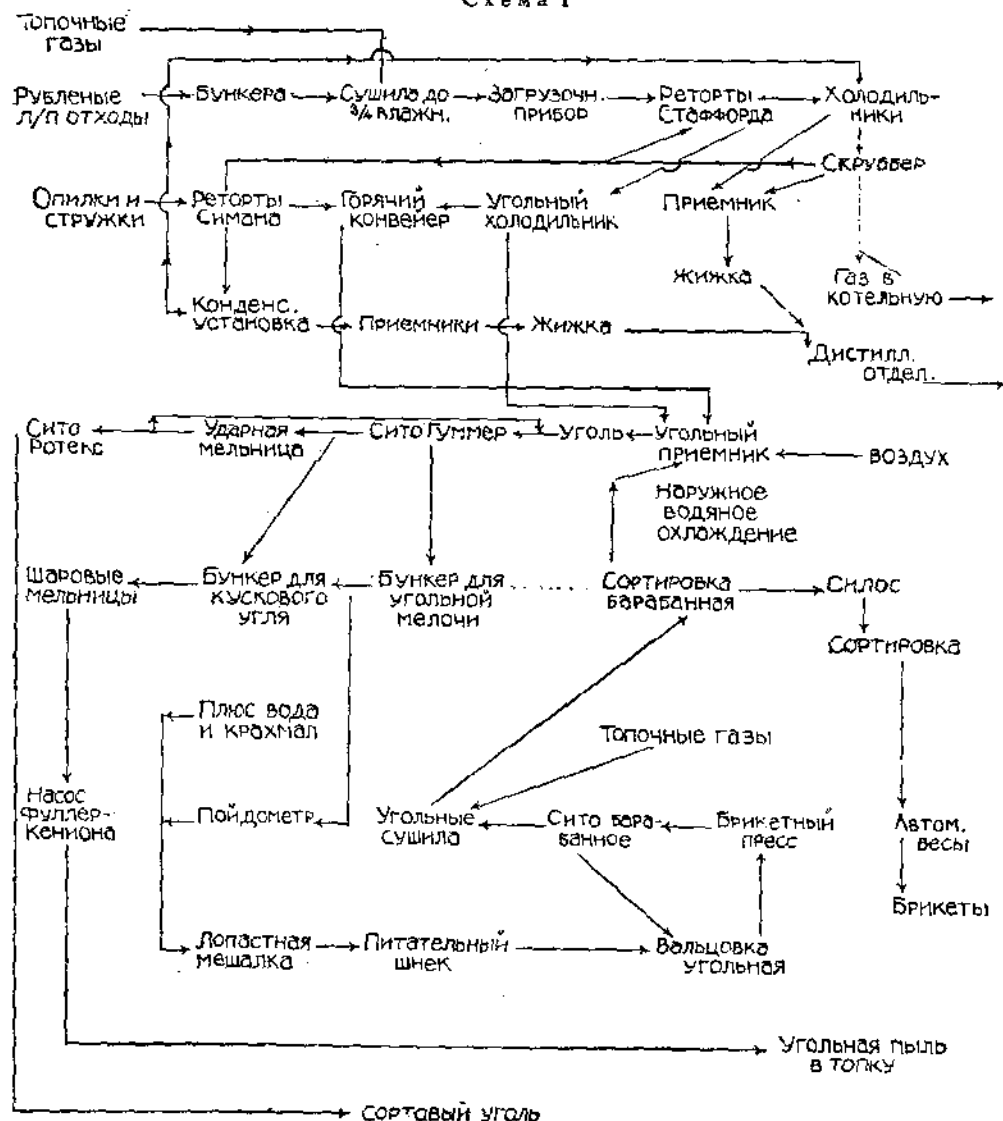
³ Автор этой главы экспериментально доказал возможность ассимиляции к этим солям обычных дрожжей, однако, их жизнедеятельность оказалась замедленной.

⁴ Hägglund. Die Sulphite Ablauge.

СУХАЯ ПЕРЕГОНКА, ЭКСТРАГИРОВАНИЕ СМОЛ И МАСЕЛ И ДР. ПРОЦЕССЫ

Обычные методы сухой перегонки, принятые до сих пор в СССР, не энергоемки. Новейшие циркуляционные печи потребляют относительно много энергии на конвейеры, холодильные установки, перегонные и ректификационные установки. Максимум энергетического расхода до сих пор принадлежал установкам типа Стаффорда, которые мыслимы при мощных деревообрабатывающих комбинатах. Сущность процесса Стаффорда видна из прилагаемых схем I и II.¹

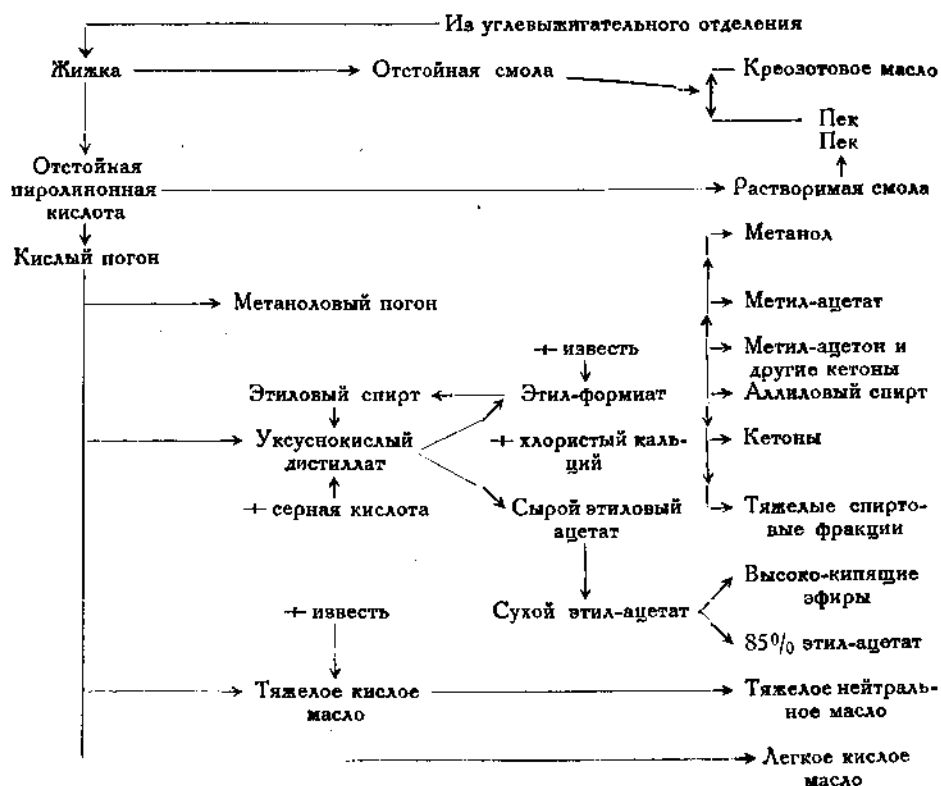
Схема I



¹ Эти схемы заимствованы мною из статьи Нельсона (Ind. Engin. Chemistry, 1930, 22, 4, pp. 312—315).

Схема II

Установки для улавливания жидких продуктов сухой перегонки



По данным Форда, выходы дистиллатов таковы:

Древесного угля (в кг)	278.8	—	300.0
Метилового спирта (в л)	13.275	—	20.85
Аллилового спирта (в л)	—	—	0.430
Ацетона (в л)	5.942	—	4.170
Пека (вара) (в кг)	28.8	—	21.0
Безводной смолы (в кг)	—	—	96.0
Древесного масла (в кг)	16.69	—	20.86
Газа ретортного м ³	189.2	—	165.3
Уксусной кислоты как ацетата кальция (80%) (в кг)	67.88	—	75.0

Емкость первой из реторт Стаффорда на заводе Форда — 42 м³. Суточная производительность их достигала 150 т древесины, высушенной до 1—2% влажности (437 м³). Производительность реторты составляла на 1 м³ объема реторты 10.4 м³ древесины или около 3.57 т. В час пропускная способность достигала 6,25 т или 18 м³. В среднем

(по Нельсону) количество горючих газов достигает на 1 т древесины 140 м³ с теплотворной способностью в 2600 кал. на 1 м³. Сырьем служат отходы деревообрабатывающих мастерских, перерабатывающих преимущественно лиственные породы. На установке работает до 60 моторов, мощностью от 5 до 100 НР. Общая линия конвейеров достигает 305 м. Установочная силовая мощность составляет около 1000 НР. Реторта имеет в высоту 12 м и в диаметре около 3 м.

Не менее механизированная установка Симана, но значительно меньших размеров, при той же эффективности (на 1 м³ объема реторты пропускная способность около 90 м³ опилок) работает только с опилками и требует почти одинакового силового расхода.

Расход энергии при сухой перегонке в циркуляционных печах по общим указаниям Хоули¹ несколько ниже, чем в установке Стаффорда или Симана.

Две эти установки сопряжены с производством древесноугольных брикетов, которые в связи с проблемой перевода тракторов и автомобилей на газогенераторное топливо начинают играть исключительно большую роль не только как местное горючее, но и как транспортируемое. Специфическими условиями прессованного древесного угля на смоляной связи (до 20%) являются:²

Средняя теплотворная способность	7500 кал.
Теплотворная способность газовой воздушной смеси на 1 м ³ . .	≈ 1400 "
Сопротивление на раздавливание	> 400 кг/см ²
Гигроскопичность в 100% относительной влажности (7 дней) . .	≈ 2.4%

Проф. Беляничков дает исчерпывающие характеристики прессованного угля для автогазогенераторов в своей книге „Автомобильные Газогенераторы“. Еще более интересную работу в том же направлении опубликовал Дюпон,³ в которой он определяет теплотворную способность газа углей при разной степени жжения в пределах от 1050 до 1515° С на 1 м³.

Сущность процесса состоит в размельчении угля, в смешивании его с смоляной или целлюлозной связью, в брикетировании и, главное, в карбонизации брикетов без доступа воздуха при температурах порядка 300—500° С. По данным Machinery Briquetting Co, New-York, общий силовой расход составляет на тонну брикетов около 22 НР. По своим физическим и химическим свойствам карбонизированные брикеты могут быть пригодны не только для автогазогенераторов, но и для доменных печей, вагранок и кузниц, так как в пламенном состоянии они не теряют своей прочности и не рассыпаются.

Экстрагирование скипидара и смол из пневого осмола и из смолистых древесин неэнергоемко, поскольку оно не связано с производством цел-

¹ Howley. Distillation of wood.

² Ив. Брикетирование древесной угольной мелочи.

³ Bull. Institut du Pin, 1931, цит. выше.

люлозы из охолощенной щепы. Кроме того, эти производства обычно удалены от центров потребления энергии и в указанных условиях страдают от избытка топлива в виде холостой щепы, образующей горы вокруг таких заводов. Поскольку же они образуют единый цикл с целлюлозным производством, постольку энергетическая характеристика дана выше.

Остальные лесохимические способы здесь не рассматриваются вследствие ничтожной их роли в общих масштабах производства и еще более ничтожной энергоемкости и децентрализованности.

СОДЕРЖАНИЕ

	Стр.
От Бюро Ангара-Енисейской проблемы Гидроэлектропроекта	3
От редакции	4
<i>Н. П. Асеев</i> . Мировая добыча и электроемкость цветных металлов	5
<i>Н. П. Асеев</i> . Полиметаллы	19
<i>П. Ф. Антипин</i> . Отдельные цветные металлы	57
<i>М. С. Максименко</i> . Ферросплавы и графитовые электроды (с 2 фиг.)	99
<i>В. А. Кинд и С. Д. Окороков</i> . Силикатная промышленность	113
<i>Н. Д. Веселовский</i> . Портланд-цемент (с 4 фиг.)	119
<i>А. Г. Елисеев</i> . Глиноземистый цемент (с 5 фиг.)	153
<i>М. А. Безбородов</i> . Стекольная промышленность	167
<i>А. К. Фреберг</i> . Керамическая промышленность	203
<i>Б. Т. Ив.</i> Лесохимическая промышленность	235
