И.Н. ПЛАКСИН

МЕТАЛЛУРГИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Металлургиздат 1943

ДЕП

Проф. докт. И. Н. ПЛАКСИН

МЕТАЛЛУРГИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Допущено ВКВШ при СНК СССР
в качестве учебника для втузов

1282058

РЕСПУБЛИКАНСКАЯ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА

ГОСУДАРСТВЕННОЕ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ЛИТЕРАТУРЫ ПО ЧЕРНОЙ И ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ
Москва 1943

Редактор Е. А. Маренков

Подписано к печати 26/X 1943 г. Уч.-изд. л. 32
Печ. л. 26¼ + 2 вкл. Зн. в 1 п. л. 58400
Л76077 Тираж 3000 Зак. 48 Цена 25 руб.

Типография Металлургиздата, Москва, Цветной бульвар, д. 30

ПРЕДИСЛОВИЕ

Задачей книги является систематическое изложение курса металлургии благородных металлов в объеме, соответствующем учебному плану металлургической специальности втузов и факультетов цветной металлургии. В то же время она представляет учебное пособие для студентов других специальностей, изучающих данную дисциплину, как раздел общего курса и как альтернативный или факультативный курс.

В отличие от книг, опубликованных ранее автором по той же дисциплине, данный курс охватывает как металлургию, так и аффинаж благородных металлов. Работы последних лет дали возможность значительно полнее изложить физико-химические основы данной дисциплины и характеризовать вещественный состав руд, определяющий условия извлечения металлов.

Ввиду отсутствия особого курса по гидрометаллургическим процессам и аппаратам в книге излагаются некоторые общие вопросы гидрометаллургии.

В книге уделено особое внимание процессам, имеющим большое значение в условиях Отечественной войны (гравитационные методы обогащения, металлургия платины, заменители дефицитных реагентов и др.).

Для удобства читателя литература приводится в конце книги с подразделением по главам [1]. В список включены только те книги и статьи, которые могут быть полезны изучающему данную дисциплину, а не полная библиография по ней.

Таблицы экономических показателей и два параграфа (2 и 3) первой главы составлены в значительной части доц. канд. экономических наук С. Я. Рачковским. Всем лицам, принявшим участие в просмотре и рецензировании рукописи, автор приносит свою благодарность.

И. Плаксин

Москва, май 1946 г.
Московский институт
цветных металлов и золота
им. М. И. Калинина.

---

[1] Ссылки на литературу в тексте обозначены порядковым номером в скобках, соответствующим списку литературы в конце книги.

ГЛАВА ПЕРВАЯ

ВВЕДЕНИЕ

§ 1. Исторический очерк развития металлургии золота

Металлургия благородных металлов представляет научную дисциплину, изучающую методы извлечения и аффинажа золота, серебра и металлов платиновой группы и указывающую при этом дальнейшие пути развития данной отрасли техники.

Возникновение добычи золота относится еще к доисторическим временам. Золото является одним из немногих металлов, находимых в природе в самородном состоянии. Зерна, а иногда и крупные самородки этого металла, отличающиеся своим цветом и блеском, не могли не привлечь внимания человека еще в каменный век. Это предположение подтверждается рядом фактов. Так, в Каирском музее сохранился каменный нож, украшенный золотой пластиной (с гравировкой).

Более подробные сведения по истории добычи золота относятся к древним векам. Известно, что золото в значительном количестве добывалось ассирийцами, вавилонянами, египтянами, греками и римлянами.

По Марксу «экономические эпохи различаются не тем, что производится, а тем, как производится, какими средствами труда»[1]. Соответственно этому развитие и состояние техники добычи золота в различные эпохи отражает состояние развития производительных сил отдельных общественно-экономических формаций.

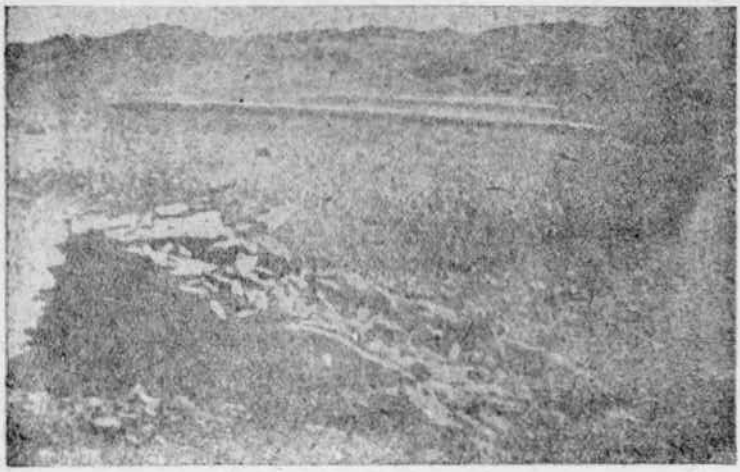
Добыча золота в древности по своим техническим приемам отражает исключительную роль применения физического труда. Действительно, добыча металлов в эту эпоху представляла одну из отраслей рабовладельческого хозяйства, в которой использовалось громадное количество рабочей силы для выполнения несложных, но трудоемких производственных операций, каковыми являлись промывка золотоносных песков, толчение и истирание золотых руд с последующей их промывкой.

Наличие дешевой (даровой) рабочей силы не могло стимулировать сколько-нибудь значительных технических усовершенствований в добыче золота. Из числа технических достижений указанного периода, дошедших до нашего времени, можно отметить процесс купелирования, служащий для выделения золота и серебра из сплава со свинцом; тогда же было открыто избирательное всасывание окислов свинца (при окислительной плавке веркблея) на поверхности сосуда из костяной золы. В гробницах египетских фараонов были найдены золотые корольки, полученные, повидимому, в результате применения последнего способа. Кроме того был известен способ разделения сплавов золота и серебра действием кислот.

---

[1] К. Маркс «Капитал», т. I, стр. 136, изд. 1930 г.

Технических усовершенствований в процессах обработки руд было немного. Известно, что в древности производили примитивное дроб-



Фиг. 1. Остатки древнего промывочного шлюза, сложенного из камня (Ум Набарди, Египет)

ление и толчение золотых руд с последующим истиранием их между жерновами из твердых горных пород.

Греческий историк Диодор Сикулус дал детальное описание методов извлечения золота из кварцевой руды, применявшихся в Верхнем Египте за 100 лет до нашей эры. По этому способу руда грубо измельчалась в ступах, а затем тонко истиралась в ручных мельницах и подвергалась промывке. На фиг. 1 приведена фотография остатков старинного промывочного шлюза, сложенного из камня. Контроль измельчения руды и грохочение песков при промывке производились египтянами на ситах.



Фиг. 2. Изображение плавки и отливки золота в древнем Египте

На фиг. 2 показаны дошедшие до нас изображения плавки и отливки золота в Древнем Египте.

Начало применения ртути для извлечения золота точно неизвестно. Сведения о самой ртути приводятся уже у Аристотеля. Во всяком случае, есть серьезные основания считать, что амальгамация, как производственный процесс, применялась более 2000 лет назад.

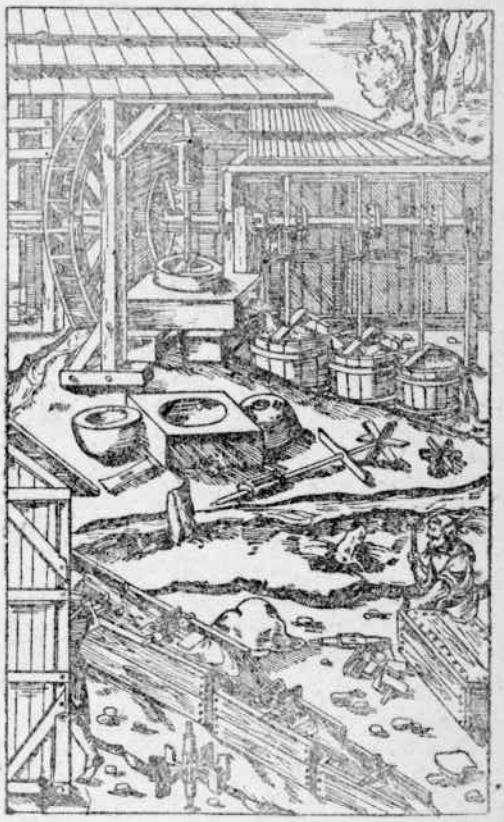
Точными сведениями о размерах добычи золота в древности мы не располагаем, но, повидимому, они были довольно велики. Так, известно, что дань, взимавшаяся с побежденных государств, доходила до 6 и больше *т* золота.

Основными центрами добычи золота в древности были: Африка (Верхний Египет, Нубия), Испания (римские рудники), Кавказ (Колхида), территория современной Венгрии и отчасти Румынии, Богемии и Галиции; кроме того имеются сведения о добыче золота в Китае и Америке.

Интересно отметить, что настоящей причиной возникновения войны Греции с Троей являлась борьба за торговые пути в страны, которые были особенно богаты золотом. Известно, что большое количество золота греки получили из Малой Азии в результате войн Александра Македонского.

После распада Римской империи, в Средние века, хозяйство приняло снова в большинстве случаев натуральный характер, и обмен в значительной степени устратил свое значение. Соответственно этому значительно понизилась добыча золота и серебра. В течение многих столетий этого периода техника находилась на старом уровне, а в ряде случаев оказались забытыми даже старые способы работы. В это время, благодаря работам алхимиков, пополнились лишь химические сведения о золоте.

Некоторые крупные сооружения для добычи золота гидравлической промывкой россыпей были созданы в эпоху Возрождения.



Фиг. 3. Обработка золотых руд в XV—XVI вв. по Агрикола

О состоянии металлургической и горной техники в XV—XVI вв. можно судить по известному труду Агриколы (Георгиус) «De re Metallica». В нем мы находим детальное описание ряда процессов извлечения золота. Большим достижением в обработке золотых руд явилось введение в XV—XVI вв. толчей, причем за мокрым дроблением в толчее (приводимой в действие водяным колесом) следовали измельчение, промывка и окончательное извлечение золота путем амальгамации (с последующей отжимкой избытка ртути).

На фиг. 3 приводится иллюстрация из труда Агриколы, где в левом верхнем углу представлена толчея; направо от нее видна мельница для мокрого измельчения руды, которая далее поступала в три последовательно расположенных чана с механическими мешалками для отмучивания. Собранный тяжелый осадок подвергался амальгамации, а хвосты из чанов направлялись для промывки на шлюз, показанный в левом нижнем углу иллюстрации. На фиг. 4 изображено старинное устройство, применявшееся в Моравии при извлечении россыпного золота промывкой на шлюзе.

Время, к которому относятся описываемые первые усовершенствования в обработке руд, совпадает с началом непрерывного роста добычи золота и серебра в XVI в. — после открытия Америки.

Начало значительного роста добычи относится к периоду с 1681 по 1760 г., когда были открыты богатейшие россыпи в Бразилии, которые истощились за время с 1720 по 1820 г. (фиг. 5). Развитие торгового капитала и начало развития промышленности предъявляют большой спрос на драгоценные металлы, в связи с чем каждый новый золотоносный район вызывает большой прилив капиталов, вкладываемых в предприятия для его эксплоатации.

Следующий период расцвета добычи золота наступает в двадцатых годах XIX в. в связи с началом разработки богатых месторождений Урала и Сибири. Это время — начало развития золотопромышленности в России. Рост капиталистического хозяйства, развитие различного вида путей сообщения, крупнейший промышленный переворот, созданный широким введением паровых двигателей в промышленности и транспорте, вызвали оживление торговых отношений и большой спрос на драгоценные металлы вообще и особенно на золото. Это повело к открытию богатейших россыпей (и затем рудных месторождений) Калифорнии (с 1848 г.) и Австралии (с 1851 г.), которое вызвало повышение добычи золота, еще не имевшее прецедента в истории золотопромышленности до указанного времени.



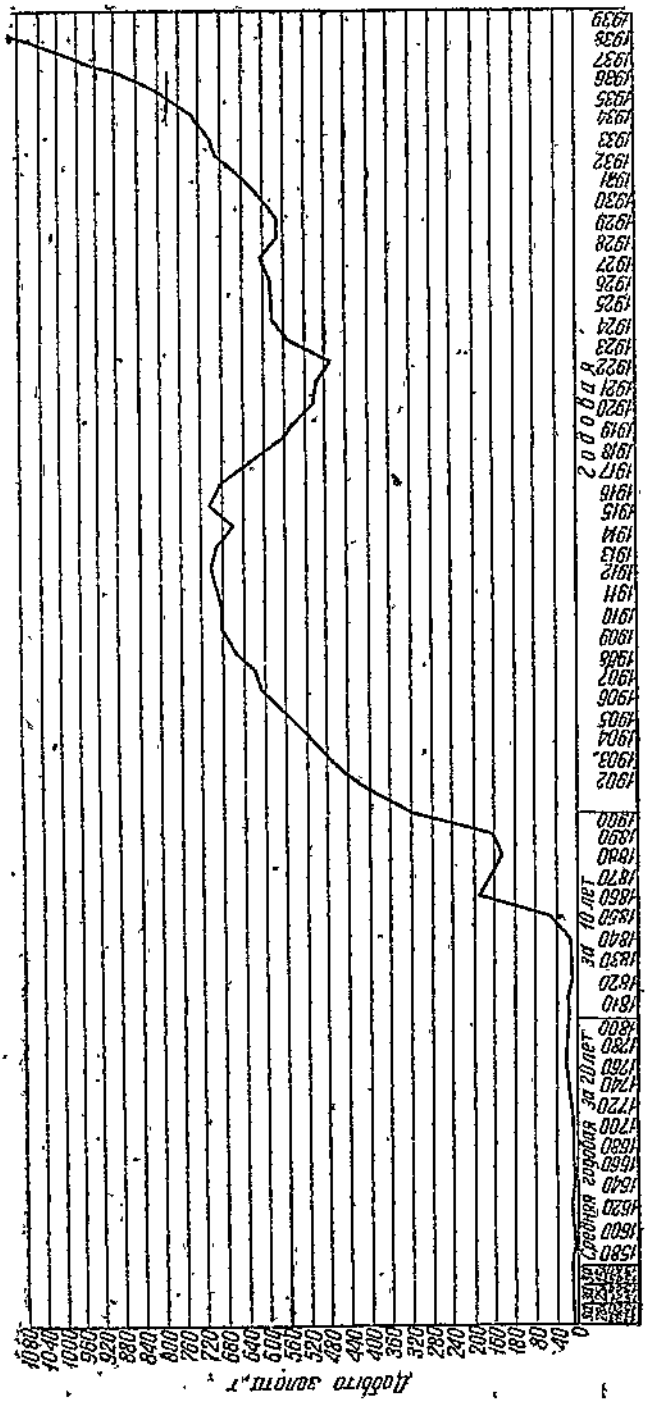
Фиг. 4. Старинное устройство для извлечения россыпного золота промывкой по Агрикола

После быстрого подъема наступает депрессия, в результате выработки богатых россыпей золота нехватает, наступают опасения «золотого голода».

В этот период начинают широко вводиться всевозможные технические усовершенствования. Механизация добычи и промывки россыпного золота позволяет включить в эксплоатацию бедные россыпи, считавшиеся ранее непромышленными. Строятся механизированные толчейные (амальгамационные) фабрики для обработки золотых руд. Сульфидные руды и концентраты, не поддающиеся обработке амальгамацией, подвергаются обжигу, и золото извлекается хлоринацией. К некоторым сульфидным рудам, содержащим золото, применяют плавку на бедный штейн с последующей обработкой последнего.

Исключительный по масштабу расцвет золотопромышленности наступает с 1890 г., после открытия единственных по своим мощным запасам, но небогатых по содержанию, золотоносных конгломератов Южной Африки (Трансвааль), которые начали давать более 50% мировой добычи золота. Одновременно с этим были открыты, хотя и меньшие по запасам, но все же значительные месторождения золота в

Индии (1888 г.), на Аляске (1890 г.) и почти одновременно с последней в Клондайке.



Фиг. 5. Мировая добыча золота с конца XV в. (без России и СССР) в т

Открытие грандиозных запасов рудного золота в результате упорных разведок, вызванных спросом на этот металл, потребовало разработки новых, более совершенных методов извлечения золота из руд.

В середине XIX в. исследованиями Багратиона (1843 г.), Эльснера (1846 г.) и Фарадея (1856 г.) были установлены условия растворения золота в щелочных цианидах в присутствии кислорода.

Открытию цианистого процесса мы обязаны в значительной мере работам нашего соотечественника Петра Багратиона, опубликованным во втором томе Бюллетеней Петербургской Академии наук за 1843 г.

Багратион первый с полной ясностью доказал растворение металлических золота, серебра и меди в водных растворах щелочных цианидов. При этом он констатировал влияние воздуха и повышения температуры на ускорение реакции.

Попытки использования этого процесса в промышленности в семидесятых и начале восьмидесятых годов не увенчались достаточным успехом, и только в 1887 и 1888 гг. Мак-Артуром и братьями Форрест были взяты патенты на извлечение золота из руд обработкой последних разбавленными щелочными цианистыми растворами и на осаждение золота из этих растворов металлическим цинком.

Установленные на опытном заводе показатели нового процесса были настолько благоприятны, что на руднике «Робинзон» (Иоганнесбург) в конце 1890 г. был построен первый завод в масштабе промышленного предприятия. В России цианистый процесс впервые был введен в 1897—1898 гг. на березовском и кочкарском предприятиях (Урал). Затем процесс начал применяться на Сибирских золотых промыслах. В начале XX в. в Америке работали уже большие промышленные предприятия, обрабатывавшие золотые руды цианистым процессом. Вскоре этот процесс стали широко применять для извлечения серебра из руд.

Для характеристики быстрого развития цианистого процесса извлечения золота можно указать, что в 1889 г. было произведено не более 50 *т* употребляемого для этого процесса цианистого калия, а в 1905 г. производство цианидов достигло 10 000 *т* в год. Из этого количества на Трансвааль приходилось не менее третьей части.

С этого времени золотая промышленность начала неуклонно развиваться, так как она получила достаточно постоянные и значительные по запасам сырьевые ресурсы в виде коренных месторождений золота и усовершенствованные способы извлечения его.

С 1886 по 1896 г. мировое производство золота удвоилось; такое же удвоение добычи произошло с 1896 по 1906 г. Это объясняется в значительной степени введением новых металлургических процессов, среди которых наибольшее значение имело цианирование.

Неуклонное развитие[1] добычи золота вплоть до первой мировой империалистической войны[2] все же не могло удовлетворить капиталистическое хозяйство по количеству добываемого металла. Вследствие этого, несмотря на потрясения, испытанные золотой промышленностью в военные годы, и упадок, вызванный послевоенной экономической депрессией (товары стали дороже на 20—30%, а золото осталось в той же цене), добыча золота начиная с 1922 г. стала опять увеличиваться.

Особого развития в капиталистических странах золотая промышленность достигла в годы последних экономических кризисов капи-

---

[1] Некоторая задержка увеличения добычи золота в начале XX в. совпадает по времени с войной англичан с бурами на территории Трансвааля.

[2] Максимальная добыча золота перед снижением, вызванным войной, была достигнута в 1915 г., когда мировое производство составило 708 *т*.

талистического хозяйства, когда она оказалась единственной (если не считать военную) отраслью промышленности, не испытавшей ударов кризиса, а, наоборот, развившейся вследствие притока капиталов из других отраслей. В результате этого в 1932 г. суммарная годовая добыча золота во всех странах оказалась наибольшей за все время существования и достигла[1] 680 *т*, после чего она стала неуклонно увеличиваться. Рост добычи золота за последние годы характеризуют следующие цифры мирового производства (без СССР): 1938 г. — 975 *т*, 1939 г. — 1069,8 *т*, 1940 г. — 1092 *т*, 1941 г. — 1101 *т*. Рост добычи по отношению к предыдущему году составлял: в 1938 г. — 9,1%, в 1939 г. — 9,7%, в 1940 г. — 2,1% и в 1941 г. — 0,7%.

§ 2. Мировая добыча золота в настоящее время

Особые свойства золота, его рассеянность в природе, значительная трудоемкость добычи (вследствие чего в небольших количествах сосредоточивается значительная стоимость), красивый блеск, химическая и коррозионная устойчивость, возможность разделения его на любые количества без потери ценности и другие факторы обусловили превращение золота во всеобщую меру стоимости, в особенности в сфере международного обращения.

«В условиях капитализма основная функция золота, — пишет К. Маркс, — состоит в том, чтобы доставить товарному миру материал для выражения его стоимости, т. е. для того, чтобы выразить стоимость товаров, как одноименные величины, качественно одинаковые и количественно сравнимые и только в силу этой функции золото... делается деньгами»[2].

До золота функцию мировых денег в основном выполняло серебро. Победа золота над серебром произошла в значительной степени в результате чрезвычайного развития денежного обращения. Большую роль в снижении цены серебра сыграл также рост производительности труда в его добыче.

Промышленное значение золота весьма ограничено. В сплаве с платиной оно употребляется для изготовления химической посуды, отчасти золото применяется в медицине в качестве химических препаратов и, главным образом, для ювелирных изделий.

Всего на промышленные цели расходуется до 20% добываемого золота.

В СССР отношение к золоту принципиально иное, чем в капиталистических странах. Лучше всего это охарактеризовано В. И. Лениным[3].

Мировая добыча золота с 1493 г. (время открытия Америки) по 1939 г. составляет около 383 млн. *кг* золота. В табл. 1 показано распределение мировой добычи золота по странам в 1936 и 1939 гг. в сопоставлении с 1913 г. (без СССР). Наибольший удельный вес в мировой добыче золота занимает Африка, в особенности Трансвааль. По сравнению с 1913 г. добыча в Трансваале в 1939 г. увеличилась на 45%. Однако в связи с тем, что мировая добыча за этот же период возросла на 63%, удельный вес Трансвааля снизился с 41,7% в 1913 г. до 37,42% в 1939 г. Значительно повысилась за эти годы

---

[1] Без Советского Союза.

[2] К. Маркс «Капитал», т. I, Соцэкгиз, 1931, стр. 29—30.

[3] В. И. Ленин, О значении золота теперь и после полной победы социализма, т. 27 (1921—1923 гг.), 79.

добыча золота в других районах Африки (Конго, Мадагаскар и др.). Больше всего выросла добыча золота в Канаде (увеличение в 6,3 раза). Соответственно этому удельный вес Канады в мировой добыче возрос с 3,82% в 1913 г. до 14,88% в 1939 г.

Таблица 1

Мировая добыча золота

(в *т*)

Страны	Годы			Удельный вес в %	
	1913	1936	1939	1913 г.	1939 г.
США (включая Филиппины)	133,7	139,9	175,2	20,65	16,44
Мексика	28,9	23,4	26,2	4,42	2,46
Канада	25,0	116,6	158,5	3,82	14,88
Ньюфаундленд	—	0,5	—	—	—
Центральная Америка	4,1	4,3	5,5	0,62	0,52
Южная Америка	19,1	36,9	49,5	2,92	4,64
Трансвааль	273,7	352,6	398,8	41,7	37,42
Родезия	21,5	24,8	24,7	3,20	2,32
Конго и Мадагаскар	8,3	26,7	32,3	1,27	3,02
Западная Африка	12,8	16,3	25,8	1,95	2,42
Вся Африка	316,3	420,4	481,6	48,12	45,18
Европа (без СССР)	7,2	16,3	18,7	1,1	1,75
Британская Индия	16,8	10,4	12,9	2,57	1,21
Япония и Корея	11,3	42,5	56,8	1,73	5,33
Китай и др.	12,1	14,1	12,7	1,85	1,19
Вся Азия без Сибири	40,2	66,8	82,4	6,19	7,73
Австралия	79,8	48,8	68,1	12,20	6,4
Мировая добыча (без СССР)	654,3	873,9	1069,8	100,0	100,0

Примечание. В таблицу не включены данные о добыче в Абиссинии, Боливии, Тан, Египте, Болгарии, Испании, Норвегии, Венгрии и Англии. Абсолютная добыча и удельный вес этих стран в мировой добыче золота весьма незначительны.

Абсолютно и относительно снизилась добыча золота в Австралии. Большая часть золота добывается в юго-западной Австралии, в районе Калгурли-Кулгарди. Второе крупнейшее золотопромышленное предприятие в Австралии (Лэк Вью энд Стар) расположено примерно в 500 *км* к северу от района Калгурли. Месторождения Виктории, игравшие ранее значительную роль в добыче золота в Австралии, сейчас потеряли свое значение и дают едва несколько тонн металла в год.

Третье место в мировой добыче золота занимают США (вместе с Филиппинскими островами). Наибольший удельный вес имеют штаты Калифорнии, Аляска, Южная Дакота, Колорадо, Аризона и Филиппинские острова; на долю этих районов падает около 80% всей добычи США. Основная масса золота в США получается из золотых руд; однако добыча россыпного золота продолжает играть крупную роль и составляет около 25% от общей добычи (табл. 2).

В табл. 3 показано значение различных методов получения золота в США.

Таблица 2

Добыча золота в США из различных источников
(в %)

Источники получения золота	Годы			
	1929	1932	1935	1938
Россыпи	19,8	23,4	23,7	27,9
Золотые руды	52,2	69,5	66,8	62,1
Итого	72,0	92,9	90,5	90,0
Медные руды	22,2	4,2	7,0	8,0
Полиметаллические руды	5,8	2,9	2,5	2,0
Итого попутно	28,0	7,1	9,5	10,0
Всего	100,0	100,0	100,0	100,0

Таблица 3

Получение золота в США различными методами
(в %)

Технологические методы	Годы			
	1929	1932	1935	1938
Промывка россыпей	19,8	23,4	23,7	27,9
Амальгамация	29,6	36,5	28,7	23,1
Цианирование	15,8	13,7	18,8	22,6
Выплавка [1] с цветными металлами	34,8	21,4	28,7	26,4
Итого	100,0	100,0	100,0	100,0

Из других американских стран в первую очередь следует упомянуть Мексику, где за последние годы добывается около 25 *т* золота в год. Большая часть мексиканского золота получается попутно из богатых месторождений золото-серебряных, свинцовых, цинковых и медных руд.

[1] Значительное снижение удельного веса плавки в 1932 г. объясняется экономическим кризисом, что привело к уменьшению выплавки меди, а в соответствии с этим и попутно получаемого золота.

В странах Южной Америки наибольшее значение имеет добыча золота в Колумбии, которая дает за последние годы около 15 *т* в год. В Чили золото добывается как побочный продукт при извлечении меди. Добыча составляет около 8—9 *т* в год. Перу, Бразилия и Венецуэла дают за последние годы около 16 *т* золота в год.

Добыча золота в Европе (без СССР) сосредоточена, главным образом, в Швеции, Румынии, Югославии и Франции.

Таблица 4

Изменение соотношения в мировой добыче рудного и россыпного золота с 1493 по 1930 г.

Годы	Добыто золота, в тыс. *т*	В том числе, в %	
		россыпное	рудное
1493—1850	4,8	100	—
1851—1875	4,3	88	12
1876—1890	2,4	54	46
За 400 лет	11,5	86	14
1891—1905	5,6	30	70
1906—1920	9,7	12	88
1921—1930	5,8	7	93
За 40 лет (с 1891 по 1930 г.)	21,1	16	84
За 440 лет	32,6	41	59

Основными районами добычи золота в Азии являются: Япония, Корея, Британская Индия и Западная Индия. На долю Японии в 1934 г. падает около 25 *т* добычи и на долю Кореи около 30 *т*. Наибольшее значение в золотодобыче Японии имеет остров Кю-Сю. В Корее золото добывается, главным образом, в северо-западной части полуострова, севернее реки Тэдон.

Важнейшим источником золотодобычи в настоящее время являются золотые руды (табл. 4).

В СССР россыпное золото имеет еще большое значение ввиду наличия обширных естественных ресурсов и возможности правильно поставить добычу песков и извлечение металла. Этих условий для развития золотодобычи из россыпей не имеет ни одна другая страна.

§ 3. Золотая промышленность Советского Союза

Добыча золота на территории СССР производилась еще в весьма отдаленные времена. Об этом свидетельствуют так называемые «Монгольские сплески» в киргизских степях, которые даже в последние годы служат объектами добычи золота, а также следы древних разработок на территории Казахской ССР. Однако достоверных данных об этом периоде не сохранилось. Считают, что впервые золото было открыто в России в 1732 г. в Олонецком крае у дер. Воицы. В 1744 г. золото было обнаружено на Урале, на березовских промыслах, функционирующих до настоящего времени.

По данным Горного департамента, до 1813 г. в России было добыто около 20 000 *кг* (в среднем около 320 *кг* в год). Начиная с 20-х годов, размеры добычи резко возрастают.

Несмотря на то что по своим запасам золота Россия занимала первое место в мире, добыча его в 1913 г. составляла только 10% от мировой, и Россия занимала четвертое место среди других стран.

Добыча золота в России носила кустарный, хищнический характер, золото получалось преимущественно из россыпей (табл. 5).

Россыпное золото добывалось, главным образом, ручным способом. Методы обработки золотых руд были крайне несовершенны. Крупных фабрик и заводов с законченным циклом обработки почти не существовало. Руда обрабатывалась преимущественно в бегунных

Таблица 5

Добыча золота в России в 1913 г. по районам

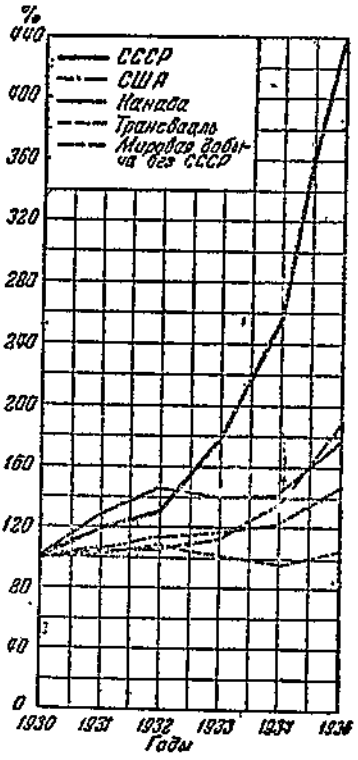
Район	Рудное золото		Россыпное золото	
	кг	%	кг	%
Урал	5454,5	51,0	5290,7	49,0
Западная Сибирь	1801,8	55,0	1474,2	45,0
Восточная Сибирь	855,4	1,8	45 995,0	98,2
Всего . .	8111,7	13,3	52 759,9	86,7

чашах методом амальгамации. Даже летние эфельные и иловые заводы были далеко не на всех предприятиях.

В период империалистической войны и в последовавшие затем годы гражданской войны и интервенции добыча золота резко упала.

С 1921 г., после окончания гражданской войны и изгнания интервентов, начинается подъем всего народного хозяйства, а также и золотой промышленности. Особенно больших успехов добилась золотая промышленность в годы сталинских пятилеток.

Товарищ Сталин в 1934 г. следующим образом охарактеризовал состояние золотой промышленности СССР: «Наша продукция уже вдвое превысила продукцию царского времени и дает сейчас более 100 млн. руб. в год». «Мы могли бы в короткое время учетверить добычу золота, если бы имели больше драг и других машин»[1]. Это задание золотой промышленности быстро выполняется. За годы сталинских пятилеток разведаны и сданы в эксплоатацию крупнейшие месторождения, имеющие мировое значение (Балей, Алдан, Аллах-Юнь, Майкаин и др.), ряд старых предприятий реконструирован и расширен (Минуса, Коммунар, Березовск, Джетыгара и др.). Построено много заводов с законченным циклом обработки и флотационных фабрик, большое число амальгамационных фабрик, эфельных и иловых заводов, электрических и паровых драг и крупных электростанций.



Фиг. 6. Темпы роста золотодобычи в СССР по отношению к уровню 1930 г.

[1] «Правда», 4 января 1934 г.; № 4 (5890).

Золотая промышленность из кустарного промысла, какой она была в царской России, превращена в одну из важнейших отраслей промышленности, способствующую укреплению экономической независимости и обороноспособности нашей страны.

Диаграмма, приведенная на фиг. 6, ярко характеризует темпы относительного роста добычи золота в СССР по сравнению с основными золотодобывающими странами капиталистического мира.

§ 4. Мировая добыча серебра

Начало добычи серебра так же, как и золота, относится к древним временам. Некогда серебро широко применялось для производства предметов домашнего обихода и предметов украшения, а также в денежном обращении. В последнем серебро играло одно время (XVI в.) главную роль. В эпоху господства системы двух металлов (биметаллизма) оно фигурировало в качестве второго монетного металла. В начале XX в. потребление серебра сильно сократилось вследствие вытеснения его из промышленного производства другими металлами и перехода большинства стран на золотую валюту.

В последнее время в технике найдены новые пути применения серебра. Например, оно применяется для антифрикционных и авиационных сплавов, а также для покрытия (горячего и гальванического) многих аппаратов (в частности, котлов), имеющих большое производственное значение [31]. Кроме того серебро применяется для изготовления электрических контактов, химических катализаторов, очистки воды и других целей.

С 1493 по 1939 г. мировая добыча серебра составила 528 127 *т*. Распределение добычи серебра по отдельным странам за последние годы характеризуется данными, приведенными в табл. 6.

Серебро добывается преимущественно в США и Мексике. На долю этих двух стран в 1939 г. падало свыше 55% всей добычи. Серебро в США и Мексике получается, в основном, в качестве побочного продукта при обработке полиметаллических и медных руд. На долю чисто серебряных руд падает около 25% всей добычи.

Из других районов добычи серебра заслуживают упоминания Канада, Перу и Австралия.

В Европе серебро добывается, главным образом, и Испании (около 300 *т* в год).

§ 5. Добыча металлов платиновой группы

К группе платиновых металлов относятся: рутений, родий, палладий, осмий, иридий и платина.

Платина была известна человеку в глубокой древности. Самородки платины находились вместе с золотом. Ее называли «белым золотом» (Египет, Испания, Абиссиния), «лягушачьим золотом» (о. Борнео), «свинцом» (Восточная Сибирь).

Платина долго не находила себе применения. В Колумбии, где добыча платины была начата в 1735 г., в том же году был издан декрет, предписывающий уничтожать всю платину, добываемую с золотом из россыпей, чтобы предупредить возможность «портить» ею золотые и серебряные изделия и монеты.

В дальнейшем, по мере развития науки и техники, металлы платиновой группы стали находить широкое применение.

Наиболее ценные свойства металлов платиновой группы — вы-

сокая температура плавления, электропроводность и химическая стойкость.

Платина является не только катализатором при производстве серной и азотной кислот, но также почти незаменимым металлом во всех тех изделиях, которые должны противостоять действию элек-

Таблица 6

Мировая добыча серебра (в *т*) [1]

Страны	Годы			Уд. вес в 1939 г. в % от итога	1940 г.	1941 г.
	1935	1937	1939			
Африка	160,7	161,0	170,0	2,14	121,8	—
В том числе:						
Бельгийское Конго	117,9	92,0	87,6	1,11	—	—
Северная Америка	2061,0	2980,7	2749,3	34,5	—	—
В том числе:						
Канада	516,9	714,7	720,4	9,08	714	601,3
США	1509,1	2221,0	1984,9	24,92	2010	2055
Ньюфаундленд	35,0	45,0	44,0	0,5	510	540
Прочие американские страны	—	—	—	—	510	540
Центральная Америка	2460,0	2749,0	2500,0	31,5	—	—
В том числе:						
Мексика	2351,0	2633,9	2359,8	29,6	2480	2430
Южная Америка	772,6	900,1	856,0	10,8	—	—
В том числе:						
Боливия	193,6	294,1	225,2	2,8	—	—
Перу	532,0	542,9	584,8	7,2	570	570
Азия (без СССР)	510,0	628,2	695,0[2]	8,75	660	660
Европа (без СССР)	426,0[2]	460,0[2]	482,0[2]	6,04	660	—
Австралия	375,0	454,1	500,0	6,27	468	—
Мировая добыча (без СССР)	6766,7[2]	8333,1[2]	7952,3[2]	100,0	8211	8229

[1] В таблицу не включены данные о ряде стран с небольшой добычей: Золотой берег, Кения, Танганайка, Венгрия, Португалия, Порто-Рико, Бразилия, Фед. Малайские штаты, Индо-Китай и др.

[2] Приблизительные данные.

тричества, сильнейших химических реагентов (например, нерастворимые аноды) и в то же время выдерживать высокую температуру.

Кроме того из платины изготавливаются фильеры для производства искусственного волокна и стеклянной ваты.

Из числа платиновых металлов большое значение в технике имеет родий, употребляемый в сплаве с платиной в качестве катализатора при производстве азотной кислоты из аммиака и для родирования.

В последнее время также большое значение имеет иридий, применяющийся для изготовления контактов для магнето в двигателях

РЕСПУБЛИКАНСКАЯ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА

внутреннего сгорания (для авиации и автотранспорта). Возрастает значение палладия в качестве катализатора для многих химических процессов, в частности, при гидрогенизации жиров и при производстве органических соединений для витаминной терапии. Весьма интересна для техники специфическая проницаемость палладия по отношению к водороду при высоких температурах. Палладиевый катализатор позволяет осуществлять процессы при более низких температурах и давлениях, чем катализаторы из других металлов.

Часть платины и ее спутников расходуется для производства ювелирных изделий (табл. 7). Иридий в этих изделиях заменяется рутением (5%-ный сплав с платиной).

Таблица 7

Потребление платиновых металлов по отраслям промышленности в США в 1938 г.
(в *кг*)

Отрасли промышленности	Платина	Иридий	Палладий	Прочие	Итого	В % от итога
Химическая	445,0	4,5	12,4	5,0	466,9	11,8
Электротехника	176,0	19,2	325,0	7,2	527,4	13,4
Ювелирное дело	1383,0	73,2	166,0	9,6	1631,8	41,5
Зубоврачебное дело	382,0	4,6	578,0	1,1	965,7	24,5
Прочие	330,0	1,0	1,1	19,6	351,7	8,8
Всего	2716,0	102,5	1082,5	42,5	3943,5	100,0

Таблица 8

Мировая добыча платины и платиновых металлов (без СССР)
(в *кг*)
(В знаменателе—добыча всех металлов платиновой группы)

Страны	Годы							
	1914	1921	1928	1932	1938	1939	1940	1941
Канада	—	168	390	850	5020 / 9090	4631 / 8840	4821	4977
Колумбия	507	1057	1415	1260	1075	1215	1555	1555
Южная Африка	—	—	790	214	1310 / 1825	1400 / 2060	1648	1555
США	46	90	190	86	1393 / 1500	1256 / 1280	1350	1250
Абиссиния	—	—	240	150	—	155	109	109

Общая добыча металлов платиновой группы по всем странам	1928	1936	1937	1939
	11 100	11 600	13 600	13 400

До 1915 г. платина добывалась главным образом в России, где добыча началась с 1824 г. на Урале. На долю России приходилось до 90% всей добычи, Колумбии — 6—7% и остальных районов — 3—4%.

До 1915 г. 95% платины добывалось из россыпных месторождений, а остальное количество получалось при рафинировании меди и золота.

Среди россыпных месторождений первое место занимают Уральские, за ними следуют месторождения Колумбии и Абиссинии. Добыча платиновых металлов из руд коренных месторождений Южной Африки в 1938 г., составила: платины — 1325 *кг*, осмистого иридия — 466 *кг*.

На самой крупной фабрике в Рустенбург в сутки обрабатывается (гравитационным обогащением и амальгамацией) 700 *т* руды. Осмистый иридий извлекается совместно с золотом на ворсистых шлюзах, широко применяемых на золотоизвлекательных (цианистых) заводах.

В Трансваале наряду с дунитовыми месторождениями известны значительные первичные месторождения рудной платины в сульфидных норитовых рудах (в округах Поджиетерсруст и Рустенбург). В этих рудах платина и палладий присутствуют в разных количествах при подчиненном содержании других платиновых металлов.

Начиная с 1932 г. весьма значительное количество платиновых металлов получается попутно с медью и никелем из руд Канадского месторождения в Седбери. Платина и палладий содержатся приблизительно в равном количестве. Значительная часть платины находится в соединении с мышьяком (в форме сперрилита). На каждую тонну никеля, получаемого из этих руд, извлекают 53 *г* платины и 43 *г* палладия. По 1940 г. Канада дала около 26 *т* платины. Платиновые шламы из Канады и концентраты из Южной Африки поступают на крупнейший аффинажный завод в Актоне (близ Лондона), имеющий годовую производительность около 8 *т* чистых платиновых металлов.

ГЛАВА ВТОРАЯ

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ЗОЛОТА, СЕРЕБРА, МЕТАЛЛОВ ПЛАТИНОВОЙ ГРУППЫ И ИХ СОЕДИНЕНИЙ

§ 6. Положение благородных металлов в периодической системе элементов

Золото и серебро вместе с платиновыми металлами принадлежат к группе благородных металлов. Основанием для этого объединения является их химическая инертность, которая особенно проявляется в отношении образования кислородных соединений.

Химическая инертность обусловливает применение благородных металлов и определяет их поведение во многих металлургических процессах (например, купелирование).

Для характеристики свойств благородных металлов приведем теплоты образования окислов серебра, золота, платины, палладия, а также и свинца (табл. 9).

Таблица 9

Теплоты образования окислов благородных металлов и свинца

Окисел	Теплота образования 1 г молекулы окисла, *кал*			Наиболее вероятное значение теплоты образования окисла, отнесенное к 1 г атома O_2, *кал*
	по Ландольт-Бернштейну	по «Internat. Critical Tables»	на основании данных Гофмана (1912 г.) и Коппеля (1929 г.)	
Au_2O_3	— 12 300	— 12 900	{ — 11 500 — 12 300	—4 150
Ag_2O	6 500	6 950	{ 7 000 6 500	6 700
PtO	—	—	{ 17 000 19 200 [для $Pt(OH)_2$]	18 000
PdO	—	21 500	21 000	21 500
PbO	52 900	52 500	52 700	52 700

На основании сравнения теплот образования (отнесенных к одинаковому весовому количеству кислорода) очевидна последовательность окисления металлов в процессах плавки, а также инертность по отношению к кислороду.

Благородные металлы входят в две группы периодической системы элементов.

Две триады платиновых металлов: 1) рутений, родий и палладий (легкие) и 2) осмий[1], иридий и платина (тяжелые) — входят в VIII группу периодической системы вместе с железом, кобальтом и никелем.

Золото вместе с серебром и медью принадлежит ко второй подгруппе I группы; оно входит в число элементов четвертого большого периода. Характерный окисел для элементов I группы соответствует общей формуле R_2O, которой в случае золота отвечает окисел Au_2O.

Золото занимает по отношению к тяжелым платиновым металлам (осмий, иридий, платина) такое же положение, как серебро по отношению к легким (рутений, родий, палладий) или медь по отношению к железу, кобальту и никелю. Золото, серебро и медь являются переходными элементами от VIII группы соответственно к ртути, кадмию и цинку. Например, данные металлы по температуре плавления занимают промежуточное положение между VIII группой и второй подгруппой II группы периодической системы.

Подобно осмию, иридию и платине, золото имеет высокий удельный и атомный вес и образует окислы, которые отличаются амфотерностью. Наряду с этим золото так же, как серебро и медь, образует соединения типа RX, отличающие их от металлов VIII группы; в то же время перечисленные металлы по свойствам весьма сходны между собой.

Соли окиси серебра и закиси меди во многом сходны; хлориды их нерастворимы в воде, легко образуют соединения с аммиаком и растворяются в нем, а также в крепкой соляной кислоте, гипосульфите и в растворах цианидов щелочных металлов.

Окислам серебра Ag_2O и меди Cu_2O соответствуют сульфиды Ag_2S и Cu_2S. Последние кристаллизуются в кубической системе, и в природе встречается их изоморфная смесь, которая представляет собой серебряно-медный блеск, сохраняющий кристаллографическую форму медного блеска при переменных отношениях между серебром и медью.

В связи с положением золота в периодической системе следует отметить, что его высшие галоидные соединения легко теряют часть галоидной составляющей и переходят в низшую форму; это является общим свойством элементов четного ряда четвертого большого периода. Указанное свойство легко видеть из следующих реакций, изображенных в общем виде:

$$AuX_3 \rightarrow AuX + X_2;$$
$$PtX_4 \rightarrow PtX_2 + X_2;$$
$$2HgX_2 \rightarrow Hg_2X_2 + X_2;$$
$$TlX_3 \rightarrow TlX + X_2;$$
$$PbX_4 \rightarrow PbX_2 + X_2.$$

Высший окисел золота обладает амфотерными свойствами. В низших степенях окисления медь, серебро и золото являются основаниями, причем свойства, характерные для оснований, более слабо выражены у золота. Параллельно с этим при увеличении атомного веса понижается сродство к кислороду. Осаждение из растворов также происходит тем легче, чем выше атомный вес элемента.

[1] Надо заметить, что осмий по своим свойствам резко отличается от других элементов данной группы, так как обладает многими свойствами металлоидов. Другие его химические свойства и нахождение в природе сближают с платиновыми металлами.

Так, например, ряд восстановителей дает металлические осадки золота и серебра, в то время как другие — до металлического состояния — восстанавливают только золото (сероводород). Понижение химической активности металлов I и VIII групп периодической системы идет параллельно с изменением их положения в электрохимическом ряде напряжений.

Атомный объем всех благородных металлов относительно мал и приближается к минимальному значению для атомных объемов, что особенно ясно при рассмотрении кривой, показывающей изменение атомных объемов как периодической функции атомного веса элементов. Максимальное значение атомного объема на кривой для щелочных металлов (первой подгруппы I группы) соответствует их высокой химической активности, в то время как минимальное значение его, характерное для золота, серебра и металлов платиновой группы, соответствует их химической пассивности.

§ 7. Физические свойства золота и серебра

Золото является единственным металлом, который в химически чистом виде обладает в слитках чистым желтым цветом. Уже небольшие количества примесей или лигатуры резко изменяют цвет золота. Примесь серебра в малых количествах ослабляет желтый цвет золота, а медь, наоборот, усиливает его. Коллоидное золото, в зависимости от степени дисперсности и структуры частиц, имеет самые разнообразные цвета, начиная от пурпурного и кончая синевато-фиолетовым. Иногда золи золота имеют коричневато-пурпурную и даже черную окраску.

Золото обладает чрезвычайно высокой ковкостью, оно расплющивается и прокатывается в весьма тонкие листочки. В тонких листках золото просвечивает и в проходящем свете кажется зеленым, в то время как в отраженном кажется желтым. При холодной обработке золота сказывается влияние наклепа, легко устранимое путем отжига.

Золото (так же, как серебро и платина) кристаллизуется в кубической системе. Кристаллические решетки золота, серебра, нескольких металлов платиновой группы и меди представляют куб с центрированными гранями (см. далее табл. 11).

Серебро в весьма чистом виде обладает блестящим белым цветом. Оно прекрасно поддается полировке и обладает высокой способностью отражать как световые, так и тепловые лучи. Неполированное серебро сильно поглощает свет. В мелких обрезках или кусках оно приобретает желтый цвет. Сосуды из серебра обладают способностью долго сохранять тепло. По твердости оно занимает промежуточное положение между золотом и медью. Его теплопроводность составляет 0,973 теплопроводности золота. Электропроводность меди составляет 0,915 электропроводности серебра. Из других свойств следует отметить высокую ковкость и звучность.

§ 8. Галоидные соединения золота

Соединения золота подразделяются на две группы, отвечающие[1] общим формулам: AuR и AuR_3.

[1] Некоторые авторы допускают существование немногих соединений, отвечающих другим составам (AuR_2, AuR_4, AuR_5). За исключением интерметаллических соединений, существование их недостоверно, и (если не говорить о сплавах) практического интереса они не представляют.

Галоидные соединения золота разделяются на группы AuCl и $AuCl_3$. Устойчивость галоидных соединений характеризуется теплотами образования, приведенными в табл. 10.

Таблица 10

Теплоты образования галоидных соединений золота

(в *кал*)

Тип соединения	Хлорид	Бромид	Иодид	Примечание
AuCl	+ 5,81	— 0,08	— 5,52	В расчете на твердую соль
$AuCl_3$	+ 22,82	+ 8,85	—	

Важнейшими галоидными соединениями золота являются хлористое и хлорное золото.

Хлористое золото отвечает формуле AuCl; оно не летуче, не изменяется при комнатной температуре и атмосферном давлении, даже на свету. По внешнему виду представляет собой лимонно-желтый аморфный порошок. В воде при комнатной температуре хлористое золото медленно разлагается по реакции:

$$3AuCl \rightarrow 2Au + AuCl_3$$

с образованием хорошо растворимого хлорного золота и с выделением порошкообразного металлического золота. Эта реакция значительно быстрее протекает при подогревании.

Хлористое золото в воде нерастворимо. Оно растворяется в водном растворе аммиака; соляная кислота осаждает из этого раствора соединение, отвечающее формуле $AuNH_3Cl$.

Хлористое золото может быть получено в лаборатории следующим путем:

1) нагреванием хлорного золота $AuCl_3$ до 190° в атмосфере воздуха в течение 10 часов;

2) вливанием раствора хлорного золота[1] в водный раствор сернистого газа, взятый в избытке, по реакции:

$$SO_2 + AuCl_3 + 2H_2O \rightarrow AuCl + 2HCl + H_2SO_4.$$

Хлорное золото $AuCl_3$ существует как в безводной форме, так и в виде гидрата $AuCl_3 \cdot 2H_2O$, имеющего вид оранжево-красных кристаллов. При нагревании последних сначала выделяется гидратная вода, затем хлорное золото разлагается с образованием хлористого по реакции:

$$AuCl_3 + 2H_2O \rightarrow AuCl + 2HCl + H_2O_2$$

или

$$AuCl_3 \rightarrow AuCl + Cl_2.$$

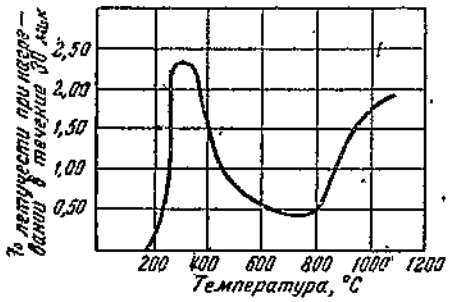
Хлористое золото при дальнейшем нагревании разлагается с об-

[1] Хлорное золото при этом может быть заменено солями золотохлористоводородной кислоты, а сернистый газ — другим восстановителем (например, мышьяковистокислым натрием). Избыток сернистого газа легко восстанавливает $AuCl_3$ до металлического Au. Поэтому AuCl при обычном пропускании сернистого газа через раствор $AuCl_3$ не образуется.

разованием металлического золота. Образующееся при этом хлорное золото сублимируется в более холодных частях аппарата:

$$3AuCl \rightarrow AuCl_3 + 2Au.$$

При нагревании порошка золота в токе хлора до 140—150° образуется хлорное золото, при нагревании до 180° образуется хлористое золото (по Крюссу). Последнее полностью разлагается при 220°, оставляя порошок металлического золота; при этой температуре сублимируется небольшое количество $AuCl_3$. При 300° остается чистое золото, почти не реагирующее с хлором[1].



Фиг. 7. Летучесть золота в хлоре (по Розе)

Скорость разложения хлорного золота при нагревании изменяется в зависимости от температуры. Так, при 160° разложение происходит в течение пяти дней, а при 190° — в течение 10 часов[2].

Хлорное золото восстанавливается до металла под действием целого ряда восстановителей, из числа которых отметим: сернистый газ, уголь, сернокислое закисное железо, хлористое олово, теллур, гидразин и щавелевую кислоту.

Сернистый газ имел применение в практике осаждения золота при хлорировании руд и применяется в лабораторной практике для получения химически чистого золота, а также в аналитических операциях:

$$2AuCl_3 + 3SO_2 + 6H_2O \rightarrow 2Au + 6HCl + 3H_2SO_4.$$

При нагревании в присутствии воды хлорное золото восстанавливается углеродом по реакции:

$$4AuCl_3 + 6H_2O + 3C = 4Au + 12HCl + 3CO_2.$$

Сернокислая соль закисного железа применялась в заводской практике и в настоящее время употребляется в лабораторных работах для осаждения золота:

$$AuCl_3 + 3FeSO_4 \rightarrow Au + Fe_2(SO_4)_3 + FeCl_3.$$

Последняя реакция может служить для колориметрического определения золота в растворах хлорного золота, разбавленных до соотношения 1 : 720000 и больше.

Еще более чувствительна реакция получения ярко окрашенного коллоидного золота, называемого кассиевым пурпуром[3], при восстановлении солей золота раствором хлористого олова:

$$2AuCl_3 + 3SnCl_2 \rightarrow 2Au + 3SnCl_4.$$

Тонко измельченный порошок теллура легко восстанавливает золото при обыкновенной температуре. При этом золото покрывает поверхность частиц

[1] По данным Дебрэй, хлорное золото образуется при нагревании металлического порошка золота в струе хлора при 300° в стеклянной трубке. Очевидно, в этих условиях хлорное золото образуется по вышеприведенной реакции разложения $AuCl$ и при сильном токе газа. Под влиянием последнего часть хлорного золота сублимируется в более холодной части трубки.

[2] Относительно образования и летучести хлорного золота при высоких температурах в литературе имеются различные мнения. Розе утверждает, что количество хлорного золота, испаряющегося в течение 30 мин., возрастает с 0,007% при 150° до 0,85% при 250°, с достижением максимума при 300°, равного 2,32%. При дальнейшем повышении температуры эта величина падает до 0,58% при 590° и затем снова поднимается до 1,93% при 1100° (фиг. 7).

[3] О кассиевом пурпуре см. § 15.

теллура плотной пленкой, вследствие чего осаждение наиболее эффективно в случае большой поверхности тонко измельченного порошка теллура.

Восстановление золота теллуром может быть представлено следующей реакцией:

$$4AuCl_3 + 3Te \rightarrow 4Au + 3TeCl_4.$$

Аналогично золото восстанавливается теллуридами серебра и другими теллуридами, встречаемыми в природе в виде минералов; калаверита, сильванита, калгурлита, нагиагита, колорадонта, гессита и креннерита.

Сера, селен, фосфор и мышьяк также восстанавливают золото из растворов хлорной соли.

Сероводород осаждает из кислых и нейтральных растворов осадок сульфида золота.

Мышьяковистый, сурьмянистый и фосфористый водород осаждают из растворов металлическое золото.

Щавелевая кислота выделяет металлическое золото из растворов хлорной соли, чем пользуются в аналитической практике, а также для получения химически чистого золота.

Гидразин является весьма хорошим восстановителем хлорного золота, и им пользуются как в аналитической практике, так и при получении химически чистого золота. С этой целью лучше применять солянокислый, чем сернокислый гидразин. В случае солянокислого гидразина реакция протекает следующим образом:

$$4AuCl_3 + 3(NH_2 \cdot NH_2 \cdot HCl) \rightarrow 4Au + 15HCl + 3N_2.$$

Хлорное золото при выпаривании в присутствии соляной кислоты образует соединение, отвечающее формуле $HAuCl_4$. При выпаривании в вакууме образуются длинные желтые иглы гидрата, соответствующие[1] формуле $HAuCl_4 \cdot 3H_2O$. Ввиду того, что хлорное золото легко образует двойные соли с другими хлоридами, соединение $HAuCl_4$ рассматривают как кислоту (золотохлористоводородную), соответствующую этим солям.

Соли золотохлористоводородной кислоты (хлороаураты) соответствуют общей формуле $M^1AuCl_4(AuCl_3 \cdot MCl)$, где M^1 — одновалентный металл. Эти соли представляют хорошо растворимые, довольно легко разлагающиеся вещества. Натриевая соль золотохлористоводородной кислоты $NaAuCl_4 \cdot 2H_2O$ употребляется в фотографии (тонирование).

Из других аналогичных солей следует отметить:

$$KAuCl_4 \cdot 5H_2O;\ NH_4AuCl_4 \cdot H_2O \text{ и } Mg(AuCl_4)_2 \cdot 2H_2O.$$

Свойство образовывать комплексные соли с хлоридами одновалентных и двувалентных металлов сближает хлорное золото с хлорной платиной ($PtCl_4$). Золотохлористоводородная кислота может также рассматриваться как частный случай соединений данного типа.

Другие галоидные соединения золота имеют меньшее значение для металлургических процессов.

Соединения золота с бромом весьма сходны по свойствам с рассмотренными выше соединениями золота с хлором. Кроме соединений с бромом золото дает соединения с иодом и с фтором.

§ 9. Кислородные и некоторые другие соединения золота

Кислородные соединения золота малоустойчивы и легко разлагаются с выделением тепла. Они могут быть получены косвенным путем из хлоридов. Для химических свойств золота кислородные соединения весьма характерны.

[1] Повидимому, эта кислота образует также и другой гидрат, отвечающий формуле $HAuCl_4 \cdot 4H_2O$.

Закись золота Au_2O получается разложением хлористого золота поташом или содой по следующим реакциям:

$$2AuCl + K_2CO_3 + 2H_2O = \underline{2AuOH}\downarrow + H_2CO_3 + 2KCl;$$

$$2AuOH = Au_2O + H_2O;$$

$$H_2CO_3 = H_2O + CO_2.$$

Закись золота представляет собой фиолетовый осадок, принимающий при высушивании черноватый или сероватый цвет. Свежеосажденная закись золота растворяется в щелочах с образованием индигово-синего раствора аурита данной щелочи. При нагревании последнего осаждается гидрат закиси по реакции

$$KAuO + H_2O = \underline{AuOH}\downarrow + KOH.$$

При 250° закись золота распадается на металлическое золото и кислород[1].

Окись золота Au_2O_3 (в безводной форме) образуется в виде черного порошка. Ее получают из хлорной соли действием на последнюю едкой щелочью, углекислой солью щелочного металла и гидратами окисей щелочноземельных металлов и цинка.

Лучшим способом получения окиси золота является постепенное прибавление раствора углекислого калия к теплому раствору хлорного золота до появления желтого осадка гидрата окиси золота по реакции:

$$2AuCl_3 + 3K_2CO_3 + 6H_2O = 2Au(OH)_3 + 3H_2O + 3CO_2 + 6KCl.$$

Гидрат окиси золота растворяется в избытке щелочи с образованием щелочного аурата по реакции:

$$Au(OH)_3 + KOH = KAuO_2 + 2H_2O.$$

Гидрат окиси золота можно также получить действием гидрата окиси магния на хлорное золото:

$$2AuCl_3 + 3Mg(OH)_2 = 2Au(OH)_3 + 3MgCl_2.$$

Получаемый порошкообразный осадок в зависимости от степени дисперсности имеет желтый, оливково-серый или коричневый цвет; при высушивании он переходит в черный или коричневый. При 100° гидрат окиси золота теряет воду и переходит в окись. При 110° начинается его разложение с выделением кислорода, а при 160° он переходит в закись золота. При нагревании выше 250° получается металлическое золото.

Окись золота легко растворяется в соляной кислоте, а также при кипячении — в концентрированных серной и азотной кислотах. Она легко восстанавливается в струе водорода и окиси углерода при слабом нагревании.

При взаимодействии едких или углекислых щелочей с гидратом окиси золота, последнее переходит в раствор в виде соответствующего аурата. Щелочные аураты можно представить в виде следующей общей формулы:

$$Au_2O_3 \cdot R^I_2O \text{ или } R^1_2\,Au_2O_4.$$

[1] Концентрированная соляная кислота разлагает закись золота на металлическое и хлорное золото по реакции:

$$3Au_2O + 6HCl = 2AuCl_3 + 4Au + 3H_2O.$$

Аураты золота легко растворимы, кристаллизуются из растворов. Они образуются из хлорного золота при действии на него избытка щелочи. С некоторыми органическими веществами они образуют взрывчатые смеси.

Гремучее золото представляет собой соединение окиси золота и аммиака, обычно соответствующее формуле $Au_2O_3 \cdot (NH_3)_4$. Его получают обработкой раствора хлорного золота аммиаком или углекислым аммонием. Другой метод получения гремучего золота состоит в обработке окиси золота аммиаком. Гремучее золото представляет собой сероватое вещество переменного состава, нерастворимое в воде. Гремучее золото — сильно взрывчатое вещество, мгновенно разлагающееся с большой силой при нагревании до 145°, а иногда — даже неожиданно, от неизвестных причин. Гремучее золото растворяется в цианистых щелочах и разлагается (без взрыва) сероводородом и хлористым оловом.

Кроме описанных существует целый ряд других полученных и употребляемых в технике соединений золота. К их числу относятся: сернистокислая, серноватистокислая, хромовокислая и селеновокислая соли, а также арсениды, алкильные хлориды и ряд органических соединений золота. Некоторые из них употребляются в фотографии, керамике, стекольном производстве и при окрашивании тканей.

Карбид золота отвечает формуле Au_2C_2. Его можно получить путем пропускания ацетилена через раствор тиосульфата золота. В сухом состоянии это соединение взрывается.

§ 10. Золото в силикатах

До настоящего времени вопрос о существовании силикатов золота недостаточно выяснен. Для извлечения из руд этот вопрос не является актуальным, так как золото, встречающееся в кварцевых или силикатных рудах, извлекается довольно полно, без особых затруднений.

Наличие силикатов золота в горных породах вызывает сомнение, но роль их в геохимических процессах образования рудных месторождений очевидна.

Силикаты золота образуются при смешении раствора окиси золота в едкой щелочи с растворимым стеклом Na_2SiO_3, они устойчивы только в присутствии свободной щелочи. Силикаты золота разлагаются кислотами, причем выделяющийся гель кремнекислоты увлекает некоторое количество выделившегося металлического золота. Данный процесс разложения может быть также осуществлен нацело при действии на силикаты углекислого газа под давлением. Кроме указанного способа, силикаты могут быть разложены действием паров воды при температуре красного каления, при этом появляется розовое окрашивание — признак образования коллоидного золота.

Исследованием рубиновых стекол ультрамикроскопическим путем при высокой температуре нельзя установить отдельных коллоидных частиц золота. Исходя из этого, можно считать, что металлы не растворяются в стеклах и различных расплавленных солях ни с образованием коллоидных, ни молекулярных (в смысле истинных) растворов. Растворение связано с химическими реакциями и ведет к образованию неустойчивых соединений, которые диссоциируют при затвердевании расплава и образуют коллоидное золото.

Вычислением найдено, что коллоидные частицы золота, невидимые даже в ультрамикроскоп, должны окрашивать стекло в красный цвет. Так как стекло, содержащее золото, в процессе плавки бывает бесцветным, то можно допустить существование силиката золота.

Также установлено равновесие между золотосодержащим стеклом и серебром. При этом показано, что из золотосеребряного сплава при 1000—1500° золото и серебро переходят в расплавленный силикат и растворяются в нем.

Имеются основания предполагать, что платина в небольших количествах может переходить в состав расплавленной массы щелочных силикатов.

§ 11. Сульфиды золота

При непосредственном сплавлении золота с серой сульфиды не образуются. Между тем при действии на металлическое золото кипящей смеси серы со щелочным сульфидом происходит некоторое растворение золота, связанное, повидимому, с образованием сульфидного соединения. Кроме того, можно отметить, что при кипячении пластинки золота в воде с порошком серы поверхность пластинки покрывается слоем сульфида.

Сульфиды золота могут быть получены при пропускании струи сероводорода через раствор хлорного золота. В зависимости от условий осаждения получают смесь сульфидов закисного (Au_2S) и окисного (Au_2S_3) золота и свободной серы в тех или иных соотношениях.

Получение химически чистых, индивидуализированных сульфидов представляет довольно сложную задачу.

Для получения сульфидов золота в чистом виде предложены следующие методы.

Сульфид закисного золота Au_2S получается пропусканием сероводорода через подкисленный раствор хлорида или цианида золота. Он представляет собой коричневый или черный порошок, растворимый в воде, если он предварительно не подвергался сушке.

Сульфид окисного золота Au_2S_3 получают, обрабатывая сероводородом при 10° двойной хлорид золота и лития. Сульфиды при нагревании разлагаются с выделением золота и серы, причем разложение соединения Au_2S_3 происходит в интервале 197—200°. Окончательное разложение сульфидов золота, повидимому, происходит при 240°.

Сульфиды золота при обыкновенной температуре растворяются в цианистом калии; ртуть слабо действует на них, частично разлагая, с образованием сернистой ртути.

Двойные сульфиды золота и калия, употребляемые в качестве краски, получают при нагревании порошка золота с серой и поташом.

Весьма существенным для понимания химических процессов образования месторождений золота является растворение золота в гидросульфидах щелочных металлов [37]. При действии на золото гидросульфида натрия или калия образуется сульфаурит щелочного металла $MeAuS$. Растворение золота в растворах щелочных гидросульфидов значительно увеличивается при температуре выше 50°.

§ 12. Цианиды золота

Золото образует два простых цианистых соединения, соответствующих одновалентным и трехвалентным его соединениям; им отвечают два комплексных цианистых соединения.

Цианид одновалентного золота AuCN может быть получен разложением комплексного цианида действием соляной или серной кислоты:

$$KAu(CN)_2 + HCl = HAu(CN)_2 + KCl.$$

Раствор после подкисления остается прозрачным при обыкновенной температуре, но при нагревании до 50° мутнеет вследствие выделения AuCN:

$$HAu(CN)_2 \rightarrow \underset{\downarrow}{AuCN} + \overset{\uparrow}{HCN}.$$

Осажденный при нагревании цианид золота фильтруют и промывают водой.

Цианистое золото представляет кристаллический лимонно-желтый порошок, который не изменяется на воздухе, не имеет вкуса и запаха, в сухом виде на свету не изменяется (во влажном состоянии на свету зеленеет), нерастворим в воде.

При нагревании цианистое золото разлагается на металлическое золото и циан, при быстром накаливании сгорает, оставляя металлическое золото.

Большая часть кислот не разлагает цианистое золото даже при нагревании до кипения. Оно также не разлагается сероводородом. Цианистое золото медленно растворяется, будучи нагрето до кипения в серной кислоте и в царской водке; растворяется в аммиаке и сернистом аммонии. Из раствора последнего при подкислении осаждается сернистое золото. Цианистое золото легко растворяется в щелочных цианидах, а также в гипосульфите. При нагревании с едкой щелочью (до кипения) образуется комплексный щелочной цианид золота, и часть золота выделяется в металлическом виде.

Цианид трехвалентного золота, как и его производные, мало устойчив и редко встречается в практике.

§ 13. Комплексные цианистые соли золота

Цианид одновалентного золота образует ряд комплексных соединений, из числа которых отметим следующие:

$NaAu(CN)_2$; $KAu(CN)_2$; $Ca[Au(CN)_2]_2$;
$NH_4Au(CN)_2$; $Zn[Au(CN)_2]_2$; $AgAu(CN)_2$.

Наибольший интерес представляют первые три соединения, так как с их образованием связан весь цианистый процесс извлечения золота из руд. Комплексные соли

$$NaAu(CN)_2,\ KAu(CN)_2,\ Ca[Au(CN)_2]_2 \text{ и } NH_4Au(CN)_2$$

получают растворением металлического золота в растворах цианидов щелочных металлов в присутствии кислорода воздуха. Следующая реакция является основной для цианистого процесса извлечения золота из руд:

$$2Au + 4NaCN + {}^1/_2O_2 + H_2O = 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH.$$

Комплексный цианид получается растворением цианистого золота в растворе цианида щелочного металла:

$$AuCN + NaCN = NaAu(CN)_2.$$

Его получают также прибавлением цианистого калия к кислому раствору хлорного золота[1].

Комплексные цианистые соли золота представляют собой кристаллические бесцветные пластинки. 1 вес. ч. калиевой золотосинеродистой соли $KAu(CN)_2$ растворяется в 4 ч. холодной и 0,8 ч. горячей воды; эта соль слабо растворима в спирте. На воздухе она не изменяется. Натриевая золотосинеродистая соль $NaAu(CN)_2$ менее растворима в воде и весьма слабо растворима в алкоголе; кристаллизуется она в безводной форме и разлагается при 200°.

Указанные комплексные щелочные цианиды $KAu(CN)_2$ и $NaAu(CN)_2$ обладают следующими свойствами:

1) при нагревании разлагаются с выделением золота, цианида и KCN (или NaCN);

2) не разлагаются сероводородом;

3) разлагаются сулемой с образованием двойной соли по реакции:

$$HgCl_2 + NaAu(CN)_2 = NaCl \cdot HgCN + AuCN + Cl;$$

[1] Другим методом получения является растворение окиси золота в цианиде щелочного металла.

4) присоединяют галоиды, образуя соединения следующего типа:

$$KCN \cdot AuCN \cdot Gl_2 \cdot nH_2O,$$

где $Gl = Cl$, Br и I;

5) разлагаются кислотами с образованием при нагревании HCN и выделением осадка AuCN;

6) образуются по обменной реакции между бариевой солью и сульфатом:

$$Na_2SO_4 + Ba[Au(CN)_2]_2 = BaSO_4 + 2NaAu(CN)_2;$$

7) сернокислое закисное железо не действует на комплексную соль, но сернистая кислота, щавелевая кислота и каломель осаждают из горячих растворов цианистую соль закисного золота.

Комплексные цианистые соли трехвалентного золота не имеют сколько-нибудь большого практического значения, но должны быть упомянуты в общем обзоре цианистых соединений золота.

Комплексную калиевую соль трехвалентного золота $KAu(CN)_4$ получают действием концентрированного раствора цианистого калия на смесь металлического и хлорного золота. Продукт реакции выкристаллизовывается из раствора в виде бесцветных кристаллов, содержащих кристаллизационную воду. При нагревании эта соль плавится с образованием коричневой жидкости и распадается при этом на $KAu(CN)_2$ и $(CN)_2$. Медленно разлагается кислотами.

§ 14. Тиокарбамиды золота, серебра и других благородных металлов

Известны соединения тиомочевины $CS(NH_2)_2$ с золотом и другими благородными металлами.

Тиокарбамиды платины и палладия были детально изучены Н. С. Курнаковым. Для тиокарбамида золота установлена формула $AuCl \cdot 2CS(NH_2)_2$. (И. С. Рейнольдс), а для соединения серебра $AgNO_3 \cdot nCS(NH_2)_2$. (Н. С. Курнаков).

Золото, серебро и их сплавы могут растворяться в присутствии окислителей в слабокислых растворах тиомочевины небольшой концентрации (0,3—1%). Это свойство благородных металлов (установленное в 1940 г.) может представить интерес для гидрометаллургии. В качестве окислителя в этой реакции наилучшие результаты дают перекись водорода, хлорное железо, кислород [16].

§ 15. Коллоидное золото

Первые препараты коллойдного золота были получены весьма давно, в то время, когда еще не существовало представления о коллоидном состоянии. В 1683 г. Кассиусом из Лейдена был получен кассиев пурпур, представляющий смесь золота с гидратом окиси олова и нашедший себе применение для окраски керамических изделий. По составу кассиев пурпур представляет адсорбционное соединение коллоидов: золота и оловянной кислоты. Он может быть получен: 1) действием хлористого олова на раствор соли золота; 2) смешением готовых коллоидных растворов золота и оловянной кислоты. При небольшом подкислении раствора, полученного по второму способу, выпадает осадок кассиева пурпура, идентичный полученному по первому способу.

Ультрамикроны его могут быть символически представлены в виде адсорбционного соединения:

$$\boxed{[Au \mid SnO_2}$$

При действии щелочей на кассиев пурпур образуются станнаты, анионы которых адсорбируются ультрамикронами пурпура и переводят последние в состояние золя. Этот процесс пептизации происходит по следующей схеме:

$$\boxed{[Au \mid SnO_2}] + SnO_3'' \rightarrow \boxed{[Au \mid SnO_2}]\ SnO_3''.$$

Для приготовления чистого препарата коллоидного золота одним из лучших является метод (Зигмонди) получения чистых яркокрасных золей золота путем восстановления его формальдегидом из раствора хлорного золота (условное обозначение Au_F).

Коллоидные растворы золота путем диализа могут быть доведены до концентрации в 0,12%. Они безвкусны, не ядовиты, коагулируют при добавлении нейтральных солей, кислот и щелочей, при этом цвет их переходит в синий и выделяется металлическое золото. Осторожное прибавление цианистого калия

или натрия в разбавленные растворы не вызывает коагуляции, а приводит к ослаблению окраски.

Золь золота осаждается коллоидами противоположного заряда, как например, окисью железа, глиной, окисью циркония и др. (при наличии известного оптимума концентраций).

Золото в гидрозолях почти не амальгамируется ртутью. Только весьма продолжительный (многонедельный) контакт со ртутью (сопровождаемый встряхиванием) приводит к некоторому изменению коллоидного раствора.

П. П. Веймарн нашел, что хлорное золото слабо восстанавливается натриевой солью кремниевой кислоты в отсутствии других восстановителей. Неустойчивый силикат золота разлагается, вследствие чего золото постепенно восстанавливается с изменением степени дисперсности и цвета — от желтого или бесцветного до розового, фиолетового и синего. Гель кремнекислоты, полученный после стояния в течение года, содержал частицы золота весьма высокой степени дисперсности.

§ 16. Химия серебра

Серебро по своим свойствам близко к металлам, входящим во вторую подгруппу I группы периодической системы элементов, т. е. к золоту и меди. Наряду с этим имеются и существенные отличия.

Серебро обладает более резко выраженными свойствами металла, чем золото. Это сказывается прежде всего в том, что оно не образует амфотерных гидратов кислородных соединений. Между тем по сравнению с медью металлические свойства серебра выражены менее резко. Окись и гидрат окиси серебра представляют малоустойчивые соединения; непосредственным окислением окись серебра не может быть получена, а при нагревании она легко разлагается.

Другим коренным отличием химических свойств серебра от золота является отсутствие сколько-нибудь устойчивого высшего окисла, образующего производные соединения. Единственным хорошо известным, хотя и мало устойчивым, кислородным соединением является о к и с ь с е р е б р а, отвечающая формуле одновалентного окисла Ag_2O. Другие окислы серебра малоустойчивы, и формулы, отвечающие их составу, в недостаточной степени проверены [1].

Окись серебра Ag_2O легко выделяет кислород при нагревании. Уже при 300° упругость диссоциации данного окисла несколько выше 10 *ат;* окись серебра существует при этой температуре только под давлением 15 *ат.* С этим свойством серебра связана его малая способность окисляться на воздухе. Несмотря на указанную неустойчивость окиси серебра, она при высокой температуре в расплавленном состоянии обладает способностью растворять кислород, причем растворимость последнего изменяется пропорционально квадратному корню из давления.

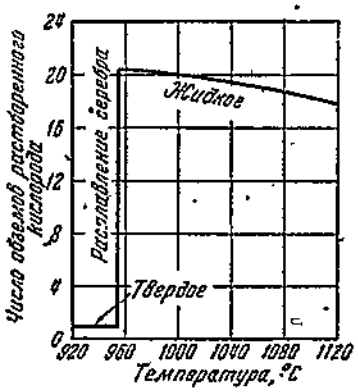
При затвердевании серебра кислород из него выделяется. В случае, если охлаждение происходит быстро, на поверхности серебра образуются наросты, вздутия и происходит разбрызгивание расплавленного металла. Для сравнения следует отметить нерастворимость кислорода в золоте и высокую растворимость его в форме закиси в расплавленной меди. Из расплавленной меди выделяется твердая закись вследствие того, что последняя устойчива при высокой температуре плавления меди. Для растворения кислорода в металлическом золоте, вероятно, необходимо чрезвычайно высокое давление кисло-

[1] Так, для высшего, весьма неустойчивого окисла дают формулу Ag_2O_3 или AgO, хотя некоторые исследователи (М. Бертело) раньше принимали для него формулу Ag_2O_3. Для закиси серебра дают формулу Ag_4O, хотя также следует отметить, что существование последнего соединения еще полностью не установлено.

рода, так как вследствие высокого значения упругости диссоциации окиси золота кислород при атмосферном давлении в золоте не растворяется.

Свойство серебра в расплавленном состоянии растворять кислород послужило основанием для двух предположений: по первому из них кислород в атомном состоянии обладает высокой растворимостью в расплавленном серебре; по второму окись серебра может существовать в форме раствора в расплавленном металлическом серебре даже при довольно высокой температуре.

На фиг. 8 представлено изменение растворимости кислорода в серебре в зависимости от температуры; как видно, при температуре плавления металла растворимость резко повышается (в десятки раз), но при дальнейшем нагревании она немного уменьшается (с 20 объемов при 962° до 18 объемов при 1100°). Часть кислорода, удерживаемого после затвердевания, может быть выделена нагреванием в вакууме при 400—500°.



Фиг. 8. Растворимость кислорода в серебре

В последнее время химизм растворения кислорода в серебре в значительной степени разъяснен исследованием Вартенбергера, показавшего, что в расплавленных металлах двуатомные газы растворены в форме химических соединений. Эти соединения, будучи растворены в металлах, находятся в равновесии с газовой атмосферой. Существование раствора Ag_2O в серебре подтверждается определением молекулярного веса растворенного вещества по понижению температуры плавления серебра, содержащего растворенный кислород, и термодинамическим изучением реакции взаимодействия серебра с атомарным кислородом [18].

В связи со свойством окиси серебра разлагаться при нагревании находится свойство серебра восстанавливаться до металла при плавке его солей с содой, чем широко пользуются в практике.

При непосредственном воздействии кислорода серебро не окисляется ни в присутствии щелочей, ни при высокой температуре, но окисляется озоном. Окись серебра получают нагреванием гидрата, который осаждается из растворов солей серебра действием щелочей, например, по реакции:

$$AgNO_3 + KOH = AgOH + KNO_3.$$

При нагревании гидрата окиси серебра в водной среде до 60° или при высушивании образуется окись серебра по реакции:

$$2AgOH \rightarrow Ag_2O + H_2O.$$

При нагревании свыше 100° окись серебра разлагается:

$$Ag_2O \longrightarrow Ag + {}^1/_2O_2.$$

Восстановление Ag_2O водородом возможно при температуре 80°.

Характерной особенностью солей серебра является разложение их на свету. Почти все они имеют металлический вкус и бесцветны. Галоидные соединения серебра нерастворимы в воде. Углекислые со-

ли осаждают из растворов нерастворимое в воде углекислое серебро. Почти все нерастворимые в воде соли серебра растворяются в водных растворах аммиака; при этом серебро образует с аммиаком комплексный катион $Ag(NH_3)_2^+$ (сначала выпадает гидрат окиси серебра, растворяющийся в избытке реактива).

В производственной практике пользуются восстановлением серебра из его солей железом и цинком. Для приготовления в лаборатории коллоидных растворов серебра широко пользуются восстановлением серебра рядом органических веществ (таннином, формалином).

Цианистые соединения серебра разделяются на две группы: простые и комплексные. Характерной особенностью этих цианидов является то, что все они являются производными одновалентного серебра.

Цианистое серебро AgCN можно получить прибавлением раствора азотнокислого серебра к раствору цианистой соли щелочного металла. Комплексная соль, образующаяся в избытке цианида, разлагается при действии азотнокислого серебра с осаждением цианистого серебра по реакции:

$$NaAg(CN)_2 + AgNO_3 = NaNO_3 + 2AgCN.$$

Таким путем можно получить весьма чистый препарат цианистого серебра. Другим методом получения AgCN является подкисление раствора комплексного цианида с одновременным его нагреванием:

$$NaAg(CN)_2 + HNO_3 = NaNO_3 + HCN + AgCN.$$

Белый порошок цианистого серебра по внешнему виду похож на хлористое серебро. Он нерастворим в воде; растворим в аммиаке, в аммиачных, серноватистых и железистосинеродистых солях; умеренно растворяется в концентрированных кислотах и на свету становится коричневым. Горячие кислоты, например 50%-ная H_2SO_4, разлагают цианистое серебро с выделением HCN; оно разлагается в горячих растворах KCl.

При растворении цианистого или металлического серебра в растворах цианидов щелочных металлов образуется комплексный цианид серебра. Он может быть легко получен из других нерастворимых соединений серебра при действии на них цианидов щелочных металлов. Так, в цианистых растворах легко растворяется AgCl и в более крепких — Ag_2S.

При действии цианидов щелочных металлов на сернистое серебро происходит обратимая реакция:

$$Ag_2S + 4NaCN \rightleftarrows 2NaAg(CN)_2 + Na_2S.$$

Сернистый натрий и сероводород, взятые в избытке, осаждают сернистое серебро из цианистых растворов.

Комплексный цианид серебра разлагается кислотами с образованием цианистой соли. Серебро из нее восстанавливается рядом металлов. Практическое значение имеет цементация серебра из цианистого раствора цинком и алюминием.

Комплексный цианид калия $KAg(CN)_2$ кристаллизуется в бесцветных правильных кристаллах октаэдрического габитуса со вдавленными гранями. 1 вес. ч. его растворяется в 8 вес. ч. холодной и в 4 вес. ч. теплой (при 20°) воды; 1 ч. растворяется в 1 ч. кипящей воды.

Другие свойства серебра приведены в табл. 11.

Таблица 11

Свойства благородных металлов

Металл	Атомное число	Атомный вес A	Удельный вес D	Атомный объем A/D	Температура плавления, °С	Твердость по Бринелю (отожженного)	Твердость по Моосу	Параметр кристаллической решетки Å	Система кристаллической решетки	Цвет
Рутений	44	101,7	12,20	8,33	2450	220	6,5	2,6987	Гексагональная с плотной упаковкой	Серебристо-белый (очень сходен с платиной)
Родий	45	102,91	12,41	8,30	1966	139	—	3,7957	Кубическая с центрированными гранями	Сходен с алюминием, слегка голубоватый
Палладий	46	106,7	12,16	8,77	1553	49	4,8	3,8824		Серебристо-белый
Серебро	47	107,88	10,49	10,21	960,5	50	2,7	4,077		Белый
Осмий	76	191,5	22,48	8,52	2700	—	7,0	2,7304	Гексагональная с плотной упаковкой	Оловянно-белый с серо-голубым оттенком
Иридий	77	193,1	22,42	8,61	2454	172	6,5	3,8312	Кубическая с центрированными гранями	Средний между серебром и оловом, слегка сероватый
Платина	78	195,23	21,40	9,12	1773,5	47	4,3	3,9158		Серебристо-белый
Золото	79	197,2	19,26	10,11	1063	45	2,5	4,070		Желтый

§ 17. Платина и ее спутники

Платиновые металлы (платина, палладий, иридий, родий, осмий и рутений) имеют общие физические и химические свойства и объединяются своим положением в периодической системе элементов. Их характерными общими свойствами являются: сходство в цвете, высокая температура плавления и большой удельный вес. Кроме того, все они, за исключением палладия, трудно поддаются растворению. По внешнему виду платиновые металлы серебристо-белые с металлическим блеском (так же, как и серебро) и сохраняют блеск в сухом воздухе.

Наряду с этим, по своим атомному числу, атомному весу и удельному весу они разделяются на две подгруппы благородных металлов: 1) легких (совместно с серебром) и 2) тяжелых (совместно с золотом).

Основные физические свойства платиновых металлов приведены в табл. 11.

Вследствие сходства в цвете трудно отличить по внешнему виду фабрикаты или полуфабрикаты платиновых металлов. Платину и палладий можно различить при помощи капли азотной кислоты или царской водки. На холоду последняя слабо действует на платину и не оставляет на ее поверхности никаких следов, но легче растворяет палладий, и на поверхности его образуется коричневое окрашивание.

Удельный вес металлов платиновой группы изменяется в зависимости от условий обработки. Так, удельный вес литой платины — 21,5, прокаленной проволоки — 21,43, подвергнутой механической обработке — 21,39.

Платиновые металлы даже при высоких температурах не вступают в химические реакции с кислородом, за исключением осмия, который сгорает в четырехокись и улетучивается. Палладий и рутений окисляются с поверхности при нагревании.

Платина и палладий в расплавленном состоянии так же, как и серебро, поглощают кислород, вследствие чего при затвердевании их может происходить разбрызгивание.

Платина и палладий обладают значительной ковкостью и тягучестью. Они хорошо прокатываются в виде тонких листов, протягиваются в виде тонкой проволоки и поддаются штамповке. Палладий обладает этими свойствами в меньшей степени, чем платина. При белом калении платина и палладий свариваются. В результате механической обработки они твердеют и при последующем отжиге опять делаются более мягкими. Температура отжига: для чистой платины 650°, для торговых сортов платины 1000° в течение 10 мин., для палладия — при красном калении.

Другие металлы этой группы хрупки. Иридий и родий при накаливании докрасна обладают некоторой ковкостью.

Платина имеет низкую электропроводность. Коэфициент расширения ее низок и близок к коэфициенту расширения стекла, что делает ее весьма удобной для впаивания в стеклянные приборы.

Металлы платиновой группы трудно поддаются действию кислот и других реагентов (за исключением палладия, растворяющегося в горячей азотной кислоте).

Платина и палладий хорошо растворяются в царской водке, но последняя слабо действует на рутений и в малой степени действует на родий и иридий, растворяя их в виде черни или сплавов. Родий и

иридий растворяются после сплавления с кислым сернокислым калием или с перекисью натрия, а также после спекания с перекисью бария. Платина и некоторые платиноиды после сплавления со значительным количеством серебра переходят в раствор при обработке этого сплава азотной кислотой.

После сплавления с цинком и растворения избытка цинка в соляной кислоте платина, рутений и родий дают порошки, производящие воспламенение. Платина и палладий в тонко измельченном состоянии широко применяются в качестве катализаторов. Многие соли платиновых металлов применяются в промышленной практике [20].

Соединения платины с кислородом соответствуют формулам: PtO, Pt_2O_3 и PtO_2. Первое из этих соединений предетавляет закись платины — фиолетовый порошок, разлагающийся при нагревании с образованием металлической платины. Этому окислу соответствует гидрат закиси, получаемый при действии щелочи на хлористую платину:

$$PtCl_2 + 2KOH + nH_2O = Pt(OH)_2 \cdot nH_2O + 2KCl.$$

При высушивании гидрат, теряя воду, переходит в закись.

Закись и окись платины PtO_2 в противоположность полуторной окиси Pt_2O_3 представляют собой устойчивые соединения.

Закись платины переходит в окись при кипячении гидрата ее с избытком щелочи:

$$2Pt(OH)_2 = PtO_2 + Pt + 2H_2O.$$

Гидрат окиси платины $Pt(OH)_4$ представляет собой амфотерное соединение и получается действием щелочи на хлорную платину $PtCl_4$ или на платинохлористоводородную кислоту.

Соединения платины с галоидами соответствуют трем степеням валентности. Наибольшее значение представляют соединения с хлором: $PtCl_2$, $PtCl_3$ и $PtCl_4$.

При температурах до 370° устойчивым соединением при нормальном давлении является хлорная платина $PtCl_4$. При нагревании до температуры, выше указанной, эта соль теряет хлор, переходя в треххлористую платину $PtCl_3$, а затем, при нагревании выше 435°, — в хлористую. При температурах выше 582° происходит окончательное разложение с образованием металлической платины.

Хлористая платина $PtCl_2$ растворяется в слабой соляной кислоте с образованием платинистохлористоводородной кислоты:

$$PtCl_2 + 2HCl = H_2PtCl_4.$$

Аналогично получаются соли этой кислоты, называемые хлороплатинитами:

$$PtCl_2 + 2KCl = K_2PtCl_4.$$

Хлороплатинит аммония представляет собой желтую, а хлороплатинит калия — оранжево-красную соли, растворимые в воде.

Хлорная платина $PtCl_4$, имеющая ржаво-коричневый цвет, растворима в воде и кристаллизуется в виде $PtCl_4 \cdot 8H_2O$. Растворяясь в соляной кислоте, она образует платинохлористоводородную кислоту.

$$PtCl_4 + 2HCl = H_2PtCl_6.$$

Этой кислоте соответствует ряд солей, называемых хлороплатинатами. Из числа последних особое значение имеет хлороплатинат аммония, представляющий яично-желтые кристаллы, мало растворимые в воде и нерастворимые в крепких растворах хлористого аммония. Аналогичными свойствами обладает хлороплатинат калия.

При восстановлении хлороплатинатов, в зависимости от силы применяемого восстановителя, получают или хлороплатинаты или металлическую платину.

Для распознавания платиновых металлов служат цветные реакции хлористых солей с иодистым калием:

1) при получении иодистой платины раствор окрашивается в красный цвет:

$$PtCl_2 + 2KJ = PtJ_2 + 2KCl;$$

при получении иодной платины по реакции $PtCl_4 + 4KJ = PtJ_4 + 4KCl$ раствор окрашивается в розовый цвет, переходящий при высоких концентрациях в вишневый;

2) при добавлении иодистого калия к раствору хлористого палладия по аналогичной реакции образуется черный хлопьевидный осадок[1], представляющий собой иодистый палладий PdJ_2;

3) в случае кипячения раствора иодистого калия с хлоридом родия получают черный осадок иодистого родия:

$$RhCl_3 + 3KJ = RhJ_3 + 3KCl;$$

4) при действии иодистого калия на раствор треххлористого иридия, окрашенный в темнозеленый цвет, получают обесцвечивание раствора вследствие образования иодистого иридия;

5) в дополнение к сказанному о реакциях с иодистым калием следует заметить, что трехиодистый рутений RuJ_3 представляет бархатисто-черный порошок, получаемый действием иодистого водорода на гидрат окиси (трехвалентного) рутения.

Цианистые соединения платины с трудом образуются при непосредственном действии цианистых солей на металлическую платину. Платина только в небольшой степени растворяется в нагретых цианистых растворах.

Наиболее простым способом получения комплексной синеродистой соли платины $Me_2Pt(CN)_4 \cdot nH_2O$ является добавление хлористой платины к раствору цианистой соли щелочного металла. В случае растворения в цианистом калии получается калиевая комплексная соль, кристаллы которой $[K_2Pt(CN)_4 \cdot 3H_2O]$ в проходящем свете имеют желтый, а в отраженном — голубой цвет.

В состав большей части комплексных синеродистых соединений платина входит в форме двухвалентного металла. Наряду с этим известны синеродистые соединения того же типа, отвечающие трехвалентной и четырехвалентной платине. Комплексные синеродистые соединения, соответствующие трехвалентной платине, получаются из солей двухвалентной путем окисления последних (например, хлором или слабой азотной кислотой).

Соединения палладия соответствуют двум степеням валентности: двухвалентному и четырехвалентному палладию. Так, например, с хлором палладий дает хлористый палладий, образующий с соляной кислотой палладохлористоводородную кислоту H_2PdCl_6. При нагревании последней образуется палладистохлористоводородная кислота, соответствующая хлористой соли двухвалентного палладия $PdCl_2$.

Хлористые соединения палладия с соляной кислотой образуют комплексные кислоты H_2PdCl_4 и H_2PdCl_6, дающие ряд производных солей.

Надо отметить, что хлоропалладиты аммония и калия в противоположность хлоропалладатам легко растворимы не только в воде, но также и в растворах хлористого аммония. Хлоропалладат аммония $(NH_4)_2PdCl_6$ представляет нерастворимые в крепких растворах хлористого аммония буровато-красные кристаллы.

---

[1] Растворим в значительном избытке иодистого калия, а также в роданистых солях щелочных металлов.

Действием аммиака (в точно взятом отношении) на хлороплатинит щелочного металла получают соль Пейроне:

$$(NH_4)_2PtCl_4 + 2NH_4OH = Pt(NH_3)_2Cl_2 + 2NH_4Cl + 2H_2O.$$

Эта соль представляет цисдиаминплатохлорид.

Она может быть получена в состоянии высокой чистоты, вследствие чего применена И. И. Черняевым (1930 г.) для получения химически чистой платины.

Из числа кислородных соединений палладия известны окислы, отвечающие только двум низшим степеням валентности: PdO и Pd_2O. Закись палладия образуется при нагревании окиси. Гидрат окиси получается в результате прибавления щелочи к хлористой соли палладия.

Из числа аммиачных соединений палладия следует отметить хлористую соль палладозамина[1] $Pd(NH_3)_2Cl_2$, в виде которой палладий может быть осажден при аффинаже. Осадок хлоропалладозамина имеет вид тонких желтых игл.

Следует отметить диоксимин, который представляет нерастворимое в воде и кислотах соединение, образующееся при действии диметилглиоксима $(CH_3)_2C_2N_2O_2H_2$ на подкисленный раствор соли палладия.

Иридий аналогично платине образует три хлорида: $IrCl_2$, $IrCl_3$ и $IrCl_4$, но наряду с ними образуются и другие, причем наиболее прочными являются $IrCl_3$ и $IrCl_4$.

При действии соляной кислоты на хлорид четырехвалентного иридия образуется иридохлористоводородная кислота, дающая производные соли-хлороиридаты, соответствующие общей формуле M_2IrCl_6. При действии восстановителей (щавелевой кислоты, сероводорода, сернокислой соли закисного железа, сахара и др.) из хлороиридатов получают хлороиридиты M_3IrCl_6. Это свойство отличает соединения иридия от хлороплатинатов и используется в заводской практике аффинажа. Хлороиридат аммония осаждается в виде черного кристаллического осадка при действии хлористого аммония, взятого в избытке. Нерастворимость этого соединения в крепких растворах хлористого аммония используется в аффинаже платиновых металлов.

Из свойств химических соединений осмия и рутения следует отметить летучесть их окислов. Вследствие легкой окисляемости этих элементов могут быть получены высшие кислородные соединения OsO_4 (четырехокись осмия или осмиевый ангидрид) и RuO_4 (четырехокись рутения). Эти кислородные соединения могут быть получены при действии сильного окислителя. В качестве такового в производственной практике пользуются хлором, что дает возможность отделять летучие окислы этих металлов при нагревании раствора.

Характерным признаком для качественного определения этих элементов является интенсивное окрашивание раствора, получаемое при действии тиомочевины $CS(NH_2)_2$. В присутствии соляной кислоты тиомочевина окрашивает раствор с солями осмия в интенсивно-красный, а с солями рутения — в синий цвет.

Из свойств химических соединений родия для практических целей представляет интерес малая растворимость триаминхлорида $Rh(NH_3)_3Cl_3$ и пентаминхлорида $[Rh(NH_3)_5Cl]Cl_2$ родия, в виде которых родий выделяют в процессе аффинажа [19].

---

[1] Представляющий цисдиаминпалладохлорид: $\left[\begin{matrix}Cl\\Cl\end{matrix}\right\rangle Pd \left\langle\begin{matrix}NH_3\\NH_3\end{matrix}\right]$

ГЛАВА ТРЕТЬЯ

СПЛАВЫ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

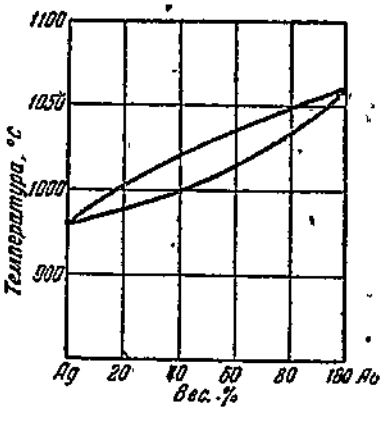
Многие сплавы золота, серебра и платиновых металлов изучены весьма детально; некоторые из этих исследований представляют блестящие образцы применения различных методов физико-химического анализа.

В данной главе мы рассмотрим те сплавы, которые имеют значение для понимания процессов извлечения и аффинажа благородных металлов.

§ 18. Система золото-серебро

Сплавы золота с серебром представляют значительный интерес для металлургии золота, так как почти все золотосодержащие руды и россыпи содержат вкрапления золота с примесью серебра. Не все возможные отношения этих металлов имеются в природе, но один из интервалов этих сплавов представляет наиболее распространенную форму нахождения самородного золота.

Золотосеребряные сплавы образуют во всех отношениях в жидком и твердом состояниях непрерывный ряд твердых растворов с непрерывным изменением свойств между этими чистыми металлами. Согласно диаграмме состояния системы (фиг. 9), добавление серебра к золоту в известных пределах не понижает заметно температуры плавления[1].



Фиг. 9. Диаграмма состояния системы золото-серебро (по совокупности работ)

Как известно, золото и серебро образуют одинаковую кристаллическую решетку, элементарной ячейкой которой является куб с центрированными гранями; параметры этих решеток составляют: для золота — 4,070 Å, а для серебра — 4,078 Å.

Температура плавления сплавов, как можно видеть из диаграммы на фиг. 9, непрерывно возрастает от чистого серебра (960,5°) до чистого золота (1063°). Температуры затвердевания золотосеребряных сплавов (по данным Енекке) приведены в табл. 12.

---

[1] Благодаря этому золото 999 пробы может быть употреблено для градуирования при испытании пирометров путем определения точек плавления и дает при этом лишь весьма малую ошибку.

Таблица 12

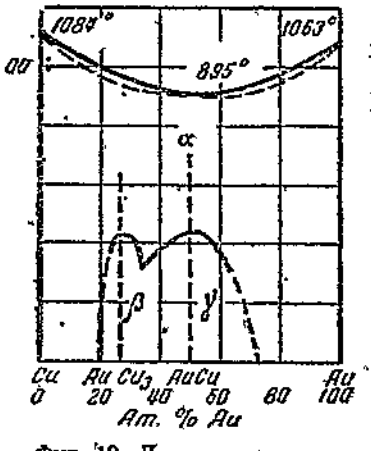
Температуры затвердевания золотосеребряных сплавов

Состав сплава, %		Начало затвердевания, °С	Конец затвердевания, °С
Au	Ag		
100,0	—	1063	—
94,0	6,0	1060	1053
88,5	11,5	1054	1042
81,5	18,5	1047	1035
73,5	26,5	1036	1026
69,5	30,5	1031	1018
54,5	45,5	1015	1003
43,5	56,5	1007	997
32,0	68,0	993	982
18,0	82,0	977	970
—	100,0	960,5	—

При изучении микроструктур золотосеребряных сплавов, содержащих 80% Au, встретились значительные затруднения в связи с тем, что до сих пор не найдены травители для этих сплавов. В таких случаях оказалось возможным изучать контуры кристаллитов благодаря штриховке, появляющейся на поверхности шлифов при слабой деформации (линии скольжения).

Рентгенографическое исследование этой системы показывает несколько более плотное строение кристаллической решетки, образованной золотом и серебром, чем следовало бы ожидать согласно линейной функции закона аддитивности Вегарда.

При обычной скорости охлаждения, как и в случае золотомедных сплавов (где это явление значительно резче выражено), золотосеребряные сплавы образуют слитки с меньшим содержанием золота на периферии и с большим содержанием внутри.



Фиг. 10. Диаграмма состояния системы золото-медь (по Н. С. Курнакову, С. Ф. Жемчужному и Н. В. Агееву)

Цвет сплавов изменяется при переходе от золота к серебру. Сплавы, содержащие 20—40% Ag, приобретают зеленовато-желтую окраску. При содержании 50% Ag сплав имеет желтовато-белый цвет, а при 60% Ag — белый с едва желтовато-зеленым оттенком. В интервале между 60 и 70% Ag желтый цвет сплава совершенно исчезает.

Золотосеребряные сплавы характеризуются мягкостью, ковкостью и относительной гомогенностью.

§ 19. Система золото-медь

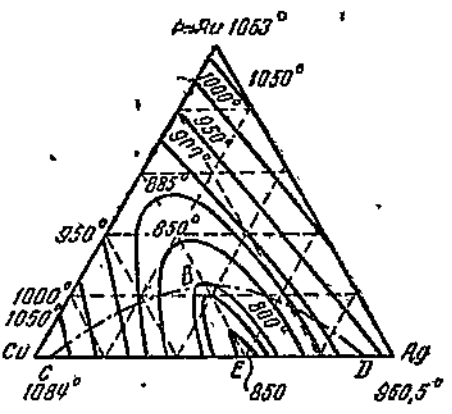
Сплавы золота с медью реже встречаются в самородном состоянии, чем сплавы золота с серебром. Медь так же, как и серебро, вводится в состав лигатуры сплавов, употребляемых для изготовления золотых изделий.

Работами Н. С. Курнакова и других авторов [21, 22] установлено (фиг. 10), что золото с медью образуют непрерывный ряд твердых растворов, причем твердый раствор с понижением температуры переходит в два химических соединения: AuCu и $AuCu_3$. Эти соединения образуются при 425—450°; твердые растворы, образованные ими, имеют довольно значительное распространение в обе стороны от ординат соединений.

Как показывает диаграмма состояния (фиг. 10), соединение AuCu образует твердые растворы в пределах 42,5—70% (атомных) Au, а соединение $AuCu_3$ образует твердые растворы в пределах 22—40% (атомных) Au.

Образование соединений золота с медью из твердого раствора можно задержать быстрым охлаждением, причем это свойство более резко проявляется при образовании соединения $AuCu_3$. Указанное свойство образовывать сплавы, находящиеся в переохлажденном, неравновесном состоянии, еще более сказывается в интервале диаграммы, лежащем между обоими соединениями.

Твердый раствор α представляет пластичное, мягкое вещество, которое прокатывается и вытягивается в проволоку, в то время как фаза γ (соединение AuCu) — твердое и хрупкое вещество, к которому неприменимы операции прокатки и волочения. Следовательно, для золотомедного сплава с 50% (атомн.) Au (75,62 вес. %) закалка и отжиг оказывают обратное влияние на свойства, по сравнению с другими металлами: отжиг придает данному сплаву твердость и хрупкость, в то время как закалка делает его мягким и пластичным.



Фиг. 11. Диаграмма состояния системы золото-серебро-медь (по Енекке)

Все сплавы золота с медью менее ковки, но более тверды и упруги, чем чистое золото. Эти сплавы имеют красноватую окраску. Сплавы, содержащие более 12% Cu, с трудом поддаются обработке вследствие их твердости. При сплавлении компонентов не происходит изменения общего объема.

Сплавы золота с медью зеленеют на воздухе вследствие окисления меди; при нагревании они покрываются черной пленкой окиси меди.

Пленка окиси меди может быть удалена обработкой поверхности сплава разбавленной кислотой, после чего поверхность сплава становится блестящей.

Действие азотной и серной кислот на данные сплавы аналогично действию на золотосеребряные сплавы.

При содержании менее 6,5% Cu сплавы золота не поддаются действию этих кислот. При малом содержании золота в сплаве часть его растворяется в азотной кислоте вместе с медью, и закалка сплавов влияет на скорость их растворения в азотной кислоте. Все золотомедные сплавы полностью растворяются в царской водке.

§ 20. Сплавы золота, серебра и меди

Диаграмма состояния тройной системы золото-серебро-медь (для верхних точек) представлена на фиг. 11 в виде изотерм плавкости тройной системы. Пунктирная линия *CBD* показывает границу между областью существования твердых растворов и областью смешанных кристаллов. На диаграмме показана также линия, определяющая геометрическое место наиболее легкоплавких сплавов; она сое-

диняет низшую точку кривой плавкости бинарной системы Au — Cu с эвтектической точкой системы Cu — Ag.

Уже после исследования Енекке были произведены изложенные выше работы, установившие наличие двух химических соединений золота с медью. Полного исследования данной тройной системы до настоящего времени не сделано. Некоторыми авторами делались попытки графически комбинировать последние исследования бинарных систем с диаграммой плавкости тройной системы.

Таблица 13

Распределение золота и серебра в медленно-охлажденной меди, содержащей благородные металлы

(по Д. М. Лидделлю)

Участок слитка	Au, *г/т*	Ag, *г/т*
Верхняя часть	182,2	1652,6
Средняя часть с края .	181,0	1650,7
Средняя часть в центре	192,2	1863,5
Нижняя часть	208,9	2163,9

В сплавах с преобладанием меди наблюдается весьма неравномерное распределение золота и серебра; последние собираются преимущественно в нижней части слитка.

Распределение золота и серебра в медном слитке после затвердевания показано в табл. 13.

Как можно видеть из приводимых данных, золото и серебро в большом количестве присутствуют в тех частях слитка, которые затвердевают последними.

§ 21. Система золото-свинец

Данная система представляет значительный практический интерес, так как знание ее необходимо для полного представления о составе веркблея и рейхблея, а также для изучения процесса купелирования.

Следует отметить, что данные сплавы при затвердевании подвергаются значительному переохлаждению, которое в лабораторных условиях достигает 30—50°.

Как видно из диаграммы состояния (фиг. 12), компоненты этой системы образуют два химических соединения $AuPb_2$ и Au_2Pb, последовательно распадающиеся ниже температур их плавления при нагревании до 254 и 418°. Свинец не дает твердых растворов в золоте. Соединение $AuPb_2$ образует с чистым свинцом эвтектику, содержащую 14,8% Au, с температурой плавления, равной 215°. Соединение $AuPb_2$ имеет полиморфное превращение при 211°. На представленной диаграмме кривая плавкости, соединяющая эвтектическую точку с температурой плавления чистого золота, имеет две переходные точки, разделяющие кривую растворимости золота в свинце на три участка. Горизонтальные прямые, проходящие через эти точки, соответствуют температурам разложения интерметаллических соединений.

Из числа всех сплавов данной системы наибольшей хрупкостью обладают сплавы, соответствующие соединению Au_2Pb.

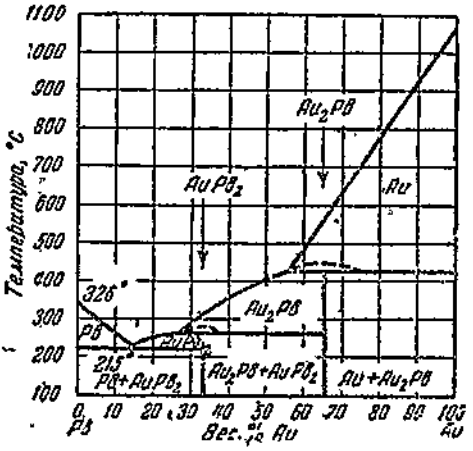
Даже небольшие примеси свинца вызывают хрупкость золота; так, хрупкость появляется при добавлении к чистому золоту 0,15% Pb; в присутствии других примесей влияние свинца начинает сказываться с 0,02%. Пары свинца (так же, как и висмута), поглощаются золотом с образованием хрупкого сплава.

Свойства золотосвинцовых сплавов лежат в основе трех металлургических процессов:

1) извлечения золота из руд и различных продуктов путем смачивания свинцом металлических вкраплений золота и его сплавов[1], содержащихся в плавящейся шихте, с образованием сплава, в состав которого входят соединения золота со свинцом;

2) избирательного окисления свинца и других неблагородных металлов, входящих в состав веркблея; в случае лабораторного купелирования получаемый в результате окисления жидкий сплав окислов избирательно всасывается по капиллярным канальцам в тело капели вследствие смачивания вещества последней;

3) при кристаллизации свинца из расплавленного веркблея последний обогащается золотом до момента, пока содержание золота не будет соответствовать составу эвтектики (14,8% Au); такого рода обогащение свинца золотом лежит в основе процесса паттинсонирования.



Фиг. 12. Диаграмма состояния системы золото-свинец (по Фогелю)

При медленном затвердевании свинцовых слитков примеси, входящие в их состав, за исключением золота и серебра, обычно собираются в верхней части слитка. Золото и серебро, особенно при быстром охлаждении, собираются преимущественно в нижней части. В зависимости от состава сплава могут наблюдаться и несколько иные случаи распределения.

§ 22. Амальгамы (общие сведения)

Амальгамы представляют собой такие системы, в состав которых в качестве одного из компонентов входит ртуть. По существу, амальгамы не отличаются от других металлических сплавов, хотя применение такого термина, на первый взгляд, кажется не совсем обычным. Это объясняется тем, что ртуть при обыкновенной температуре окружающей нас среды находится в жидком состоянии, и поэтому амальгамы, содержащие свободную ртуть, представляют полужидкие смеси.

Щелочные и щелочноземельные металлы образуют целый ряд соединений со ртутью и удерживают в них большое число атомов ртути; при этом следует заметить, что реакция образования этих соединений протекает со значительным выделением тепла. Последнее уже нельзя сказать о наиболее интересной (с металлургической точки зрения) второй подгруппе I группы периодической системы, включающей медь, серебро и золото. Реакции, по которым металлы этой подгруппы образуют с ртутью химические соединения, отличаются весьма малыми термическими эффектами, а соединения, получающиеся при этом, легко разлагаются ниже температуры плавления с выделением избытка ртути. Диаграммы состояния систем, образуемых этими металлами со ртутью, не имеют

[1] Как показывают экспериментальные работы (Плаксин), смачивание свинцом серебра происходит интенсивнее, чем золота. Сплавы золота с серебром смачиваются тем интенсивнее, чем больше в них содержится серебра. Присутствие неблагородных металлов в составе веркблея несколько замедляет смачивание [187].

максимумов, а имеют переходные точки, соответствующие разложению химических соединений.

Ртуть уже не дает соединений с металлами второй подгруппы II группы периодической системы, к которым принадлежит и она сама; с кадмием она образует твердые растворы, а с цинком — механическую смесь.

Амальгамы свинца представляют твердые растворы. В системе олово-ртуть имеются фазы: α, β, γ и δ, причем фаза δ образована соединением $HgSn_3$. Амальгамы висмута представляют механическую смесь. За исключением системы цинк-ртуть, где в состав эвтектики входит 2,5% цинка, во всех остальных системах эвтектическая точка практически неотделима от температуры плавления ртути.

Другие металлы амальгамируются с большим трудом и только в особых условиях. Это объясняется в значительной мере состоянием их поверхности, покрытой весьма тонкой пленкой окислов.

Особенно ясно это можно видеть на примере металлов восьмой группы.

Железо непосредственно при соприкосновении со ртутью амальгамируется только при соблюдении специальных условий. Для этого прежде всего необходимо, чтобы поверхность его кристаллитов или их излом были совершенно свободны от тончайшей пленки окислов, пассивирующей даже блестящую поверхность железа и образующейся при соприкосновении с воздухом (или тем более с водой). Так, например, если сломать в ртути иглу, то поверхность излома окажется амальгамированной. Смачивание никеля и алюминия также происходит на поверхности излома, полученного в ртути.

То же в значительной степени относится и к амальгамам платиновых металлов, которые получаются только в особых условиях.

Сопоставление диаграмм состояния систем, образуемых ртутью с золотом, серебром и платиной, с диаграммами других металлических систем, образуемых ртутью, позволяет объединить первые в одну группу (к которой в некоторой степени приближается система ртуть-олово).

Во всех этих системах благородных металлов можно констатировать следующие особенности: 1) ртуть образует в этих металлах твердые растворы, причем граница растворимости в платине выше, чем в золоте, и ниже, чем в серебре; 2) растворимость этих металлов в ртути весьма мала, при этом растворимость платины ниже, чем серебра и золота; 3) во всех системах компоненты образуют интерметаллические соединения, часть которых образует со своими компонентами фазы; 4) число этих соединений меньше в системе серебро-ртуть, чем в двух других системах; 5) во всех указанных системах соединения компонентов разлагаются ниже температуры плавления, в связи с чем кривая растворимости металлов в ртути разделяется на уровне перитектических превращений на несколько ветвей; 6) все химические соединения в этих трех системах образуются с весьма малыми термическими эффектами.

Амальгамы, получаемые в заводской практике, представляют дисперсные системы, содержащие кроме золота также и другие элементы, хотя обычно ртуть и золото являются основными (в количественном отношении) элементами, из которых образована амальгама. Поэтому, не упуская из виду наличия других элементов, входящих в состав промышленных амальгам золота, остановимся, в первую очередь, на физико-химических отношениях, существующих между золотом и ртутью [23].

§ 23. Система золото-ртуть

Диаграмма состояния этой системы показана на фиг. 13. Ртуть образует с золотом три соединения: $AuHg_2$ (фаза δ); Au_2Hg (фаза γ) и Au_3Hg (фаза β) и твердый раствор ртути в золоте максимальной концентрации 16,7% (атомн.) Hg (фаза α).

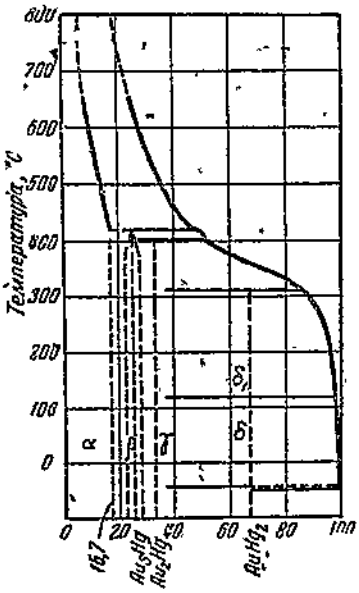
Растворимость золота в ртути при обыкновенных температурах (10—30°) находится в пределах 0,15—0,20% Au. Эвтектическая точка (вследствие столь малой растворимости золота) лежит вблизи ординаты чистой ртути, и температура ее почти совпадает с температурой плавления чистой ртути.

Соединение с максимальным содержанием ртути ($AuHg_2$) существует до верхнего температурного предела в 310°. Выше этой температуры происходит разложение его (ниже температуры плавления) с образованием второго соединения (Au_2Hg) и жидкой фазы, представляющей раствор этого соединения в выделившейся ртути. При 402° происходит диссоциация второго соединения (Au_2Hg) с образованием соединения Au_nHg и жидкой фазы. Последнее соединение образует со своими компонентами фазу (β) заметной протяженности на диаграмме состояния (от 78,0 до 72,5% Au).

При 420° происходит диссоциация третьего соединения (Au_3Hg) с выделением твердого раствора ртути в золоте (фаза α) и жидкого расплава.

Соединение $AuHg_2$ имеет полиморфные превращения при 122° и при —36°, обусловленные, вероятно, изменением его кристаллической решетки.

Сопоставляя свойства амальгам золота со способом их обработки на золотоизвлекательных фабриках, отметим следующие особенности, определяющие условия извлечения золота из амальгам.



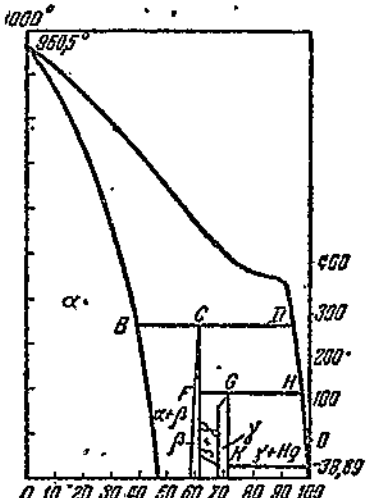
Фиг. 13. Диаграмма состояния системы золото-ртуть (по Пиаксину)

Амальгамы, полученные в результате съемки с аппаратов, отвечают составу, находящемуся в интервале между чистой ртутью и амальгамой, содержащей 33% Au; следовательно, они представляют гетерогенные твердо-жидкие смеси, которые могут быть разделены путем фильтрации (отжимкой) с получением твердой фазы, остающейся на фильтре, и жидкой, представляющей ртуть. В последней растворено весьма небольшое количество золота, составляющее при обыкновенной температуре 0,15—0,17%. Следовательно, золото извлекается в форме твердой фазы, а не в форме раствора. Насыщенный раствор золота в ртути (0,17%) после фильтрации поступает в оборот и не способен больше растворять золото, но активность в смысле улавливания золотых частиц у такого раствора, как будет выяснено в дальнейшем, возрастает. Следует заметить, что в ртути, употреблявшейся в процессе амальгамации и отделенной путем отжимки, на 1 *кг* содержится 1,5—2 *г* золота. При нагревании амальгамы с целью отгонки ртути происходит последовательно разложение соединений. В результате образуется твердый раствор ртути в золоте и выделяется свободная ртуть. Ввиду этого первый период нагревания амальгамы в реторте следует производить постепенно, избегая резкого повышения температуры, вследствие образования значительного количества паров ртути. После первого периода нагрева дальнейшее повышение температуры производят быстрее и доводят ее до 800°. В течение этого

периода происходит удаление ртути, содержащейся в форме твердого раствора в золоте. Ввиду высокой упругости паров ртути при нагревании до 800° возможно удаление в результате перегонки значительно большего количества ее, чем разность между ее содержанием в амальгаме и количеством, которое согласно диаграмме состояния остается в форме твердого раствора при 800°. Несмотря на выделение ртути из твердого раствора при нагревании, все-таки небольшое количество ее, составляющее десятые доли процента, может быть удалено только при расплавлении золота; это количество увеличивает сумму потерь в процессе амальгамации.

§ 24. Система серебро-ртуть

Диаграмма состояния этой системы [24] представлена на фиг. 14. На ней показаны превращения в пределах от температуры плавления серебра и до —50°.



Фиг. 14. Диаграмма состояния системы серебро-ртуть (по Мэрфи)

Диаграмма данной системы аналогична диаграмме системы золото-ртуть. Ртуть образует твердый раствор в серебре (α-фаза) с предельной концентрацией в 55% (вес.) Ag при 276°; растворимость ртути в серебре несколько повышается при более низких температурах. Серебро образует с ртутью две фазы переменного состава (имеющие на диаграмме весьма ограниченное протяжение): β-фазу, которая содержит 40% Ag и диссоциирует при нагревании до 276° с образованием α-фазы (т. е. твердого раствора) и выделением ртути. γ-фаза содержит 29—30% Ag и диссоциирует при 127° с образованием β-фазы и выделением ртути. Химическому соединению, образующему γ-фазу, соответствует формула Ag_8Hg_4. Свободная ртуть входит в состав гетерогенных полужидких амальгам на протяжении от 0 до 29% Ag.

Прибавление ртути к серебру вызывает непрерывное понижение температуры начала затвердевания вплоть до температуры затвердевания ртути (—38,89°).

§ 25. Система платина-ртуть

Как можно видеть на диаграмме (фиг. 15), система платина-ртуть [24] в значительной степени повторяет общие свойства двух рассмотренных выше систем. В ней можно констатировать наличие твердого раствора (фаза α) ртути в платине и трех интерметаллических соединений (фазы β, γ и δ). Растворимость платины в ртути при обычной температуре (17°) составляет 0,02%. Она растет с увеличением температуры и достигает 1,2% (вес.) платины при 172° и 1,7% при 200°. Граница твердого раствора ртути в платине составляет 23% Hg.

Химические соединения δ (PtHg) и γ (Pt_2Hg) разлагаются при нагревании до температуры 159° и 236°,5, с выделением жидкой фазы

и образованием соединения с меньшим содержанием ртути. Соединение β (Pt_3Hg) при нагревании до 486°,1 дает твердый раствор и соответствующую жидкую фазу.

§ 26. Системы золото-теллур и серебро-теллур

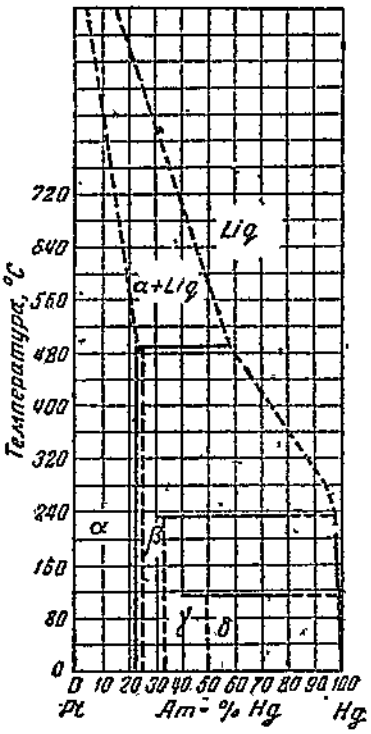
Сплавы золота с теллуром интересны для металлурга, так как теллуриды золота представляют единственное соединение золота, встречаемое в природе в промышленных количествах, кроме того теллур нередко содержится в составе сплавов золота и серебра, поступающих в аффинаж.

Диаграмма состояния системы золото-теллур представлена на фиг. 16.

Компоненты этой системы образуют одно химическое соединение $AuTe_2$, которому по своему составу соответствует минерал калаверит; оно содержит 44% золота и плавится при 470°. Это соединение образует с чистым золотом эвтектику, содержащую 39% Te и плавящуюся при 450°; другая эвтектика содержит 79% Te и имеет температуру плавления 416°.

Растворимость теллура в кристаллах золота весьма мала.

Присутствие в золоте уже 0,025% Te делает золото чрезвычайно хрупким. По-видимому, при высокой температуре некоторое количество теллура растворяется в кристаллах золота. Соответственно этому отжиг при темнокрасном калении повышает хрупкость золота, содержащего теллур. Нагревание сплавов золота с теллуром при доступе воздуха вызывает окисление с поверхности части теллура, содержащегося в сплаве.



Фиг. 15. Диаграмма состояния системы платина-ртуть (по Плаксину и Суворовской)

В химическом отношении теллуриды золота являются весьма непрочными соединениями. Азотная кислота на холоду целиком растворяет теллур, находящийся в теллуридах, причем в осадке остается металлическое золото.

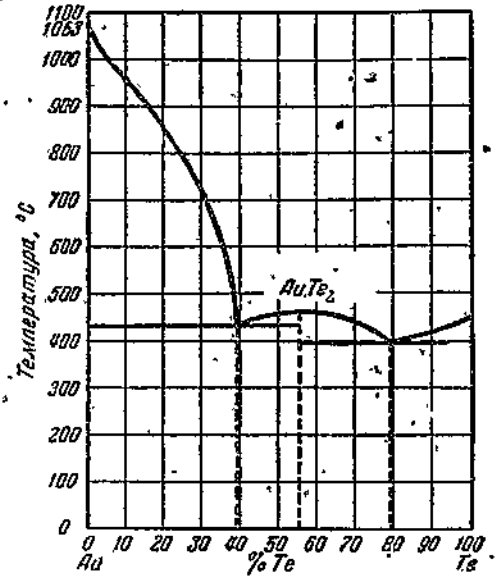
Система серебро-теллур (по Шикашиге и Саито) в отличие от системы золото-теллур образует два соединения, из которых одно разлагается ниже температуры плавления (фиг. 17).

§ 27. Система золото-платина

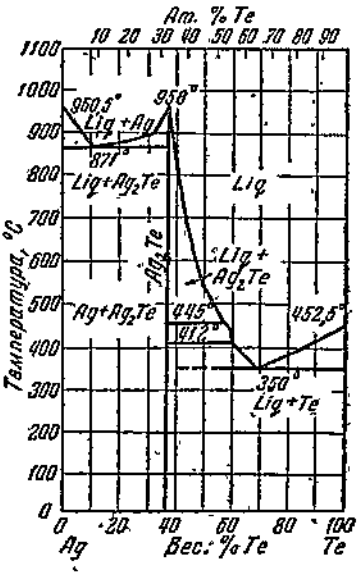
Диаграмма состояния системы золото-платина приведена на фиг. 18 [26]. Сплавы с содержанием до 25 вес. % Pt представляют твердые растворы платины в золоте, а сплавы с содержанием выше 80% Pt представляют твердые растворы золота в платине.

Сплавы, содержащие более 25% и менее 80% Pt, при температуре выше 1000° представляют смесь двух твердых растворов. Из этой

смеси при температуре ниже 1000° выделяется однородная фаза; возможно, что последняя представляет химическое соединение.



Фиг. 16. Диаграмма состояния системы золото-теллур (по Розе)



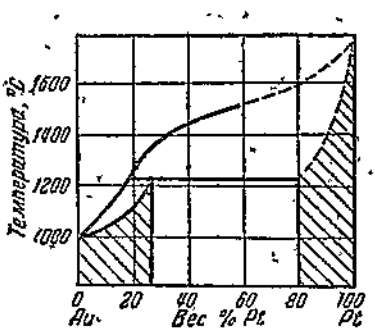
Фиг. 17. Диаграмма состояния системы серебро-теллур (по Шикашиге и Санто)

Сплавы платины с золотом (обычно с добавлением других металлов, например серебра) находят применение в электротехнической промышленности для изготовления частей аппаратуры.

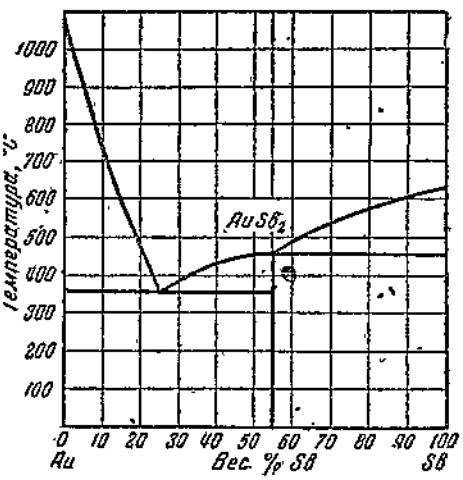
§ 28. Система золото-сурьма

Диаграмма состояния этой системы представлена на фиг. 19 [27]. Она указывает на существование одного химического соединения $AuSb_2$, которое разлагается при 460°; при содержании 24% Sb оно образует с золотом эвтектику. Возможно существование твердых растворов с весьма небольшой концентрацией золота в сурьме и сурьмы в золоте.

Сплавы золота с 0,1% Sb совершенно непригодны для обработки, и последняя возможна лишь начиная с содержания меньше 0,1% Sb.



Фиг. 18. Диаграмма состояния системы золото-платина (по А. Т. Григорьеву)

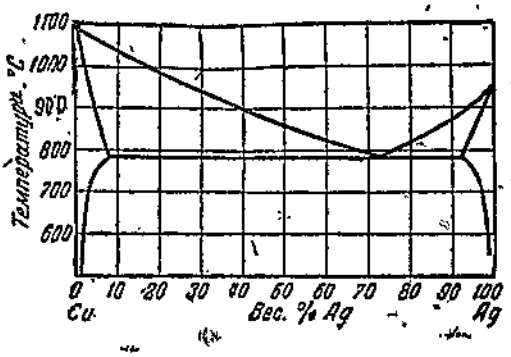


Фиг. 19. Диаграмма состояния системы золото-сурьма (по А. Т. Григорьеву)

§ 29. Система серебро-медь

Как показывает диаграмма состояния системы серебро-медь (фиг. 20), растворимость в твердом состоянии меди в серебре и серебра в меди весьма ограничена [29]. Так, серебро растворяет до 9,7% (атомн.) Cu, а медь растворяет до 3,6% (атомн.) Ag. Указанные два вида кристаллов образуют эвтектику при содержании 39,8% (атомн.) Cu и 72% (вес.) Ag, которая плавится при 788°. Линии начала затвердевания сплавов представляют прямые, соединяющие точки плавления серебра (960°,5) и меди (1084°) с эвтектической точкой. Пределы существования твердых растворов понижаются с температурой.

Рентгенограммы сплавов показывают, что в пределах твердого раствора параметр меняется по некоторой кривой, близкой к прямой линии; эвтектика дает решетки насыщенных растворов меди в серебре и серебра в меди. Для сплавов, находящихся в пределах твердых растворов, происходит смещение линий на рентгенограммах; в пределах существования эвтектики линии на рентгенограммах остаются на одном месте. С понижением температуры из насыщенного твердого раствора, переходящего в пересыщенный, выделяется избыток растворенного компонента, соответственно этому изменяется параметр решетки.



Фиг. 20. Диаграмма состояния системы серебро-медь (по Н. В. Агееву и Заксу)

Сплавы серебра с медью имеют практическое применение, так как медь придает твердость этому сплаву. Они, например, широко применяются для изготовления разменной монеты.

Присутствие меди вызывает значительную ликвацию серебряного слитка, что следует иметь в виду при опробовании и разделении слитка на части.

§ 30. Проба сплавов благородных металлов

Благородные металлы для практических целей часто применяются в виде сплавов.

Металлы, входящие в сплав с благородным металлом, называют л и г а т у р о й. Введение лигатуры в торговые и технические сплавы благородных металлов вызывается стремлением придать этим сплавам определенные физические свойства (в большинстве случаев — твердость) или коммерческими соображениями.

П р о б а с п л а в о в з о л о т а, с е р е б р а и п л а т и н ы определяет достоинство сплава, из которого изготовляются изделия, а также слитки, полосы, золотые и серебряные листы. Согласно французской системе, проба выражается в цифрах, указывающих число частей чистого золота, серебра или платины на 1000 весовых частей сплава. Все части золотых и серебряных изделий должны быть не ниже установленной пробы. Исключение из данного правила допускается в случаях, когда необходимо придать изделиям соответствующие механические качества.

В СССР установлены следующие пробы: 1) для золотых изде-

лий — 583, 750 и 958; 2) для золотобойного производства — от 910 до 1000; 3) для так называемого зеленого золота — 750; 4) для серебряных изделий — 800, 875 и 916; 5) для платиновых изделий — 950.

Ранее практиковалась оценка достоинства сплава, из которого готовятся выпускаемые в продажу изделия, посредством пробы, устанавливающей число золотников чистого благородного металла в лигатурном фунте, т. е. в 96 золотниках сплава. Для золотых изделий по этой системе установлены следующие пробы: 56, 72 и 92; для серебряных: 76, 84, 88; для изделий золотобойного производства: от 87 до 96; для зеленого золота: 72.

В Англии и Америке вес драгоценных металлов обычно выражается в пробирных унциях (troy Ounces). В других странах для этой цели применяется метрическая система мер.

Пробы лигатурных сплавов в Англии и Америке выражаются также в каратах ($^1/_{24}$ ч.) или тысячных частях, т. е. чистое золото имеет 24 карата, или 1000 проб. Стандартное монетное золото в США имеет 900 проб, что в унциях соответствует 430. Стандартное британское монетное золото имеет 916 проб, что составляет 22 карата, или в унциях — 440. Серебряная монета в США имеет 900 проб. Британская серебряная монета в течение долгого времени отвечала 925 пробе, но с 1920 г. снижена до 500.

ГЛАВА ЧЕТВЕРТАЯ

МИНЕРАЛЫ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

§ 31. Состав и структура минералов самородного и теллуристого золота

Самородное золото в рудах, как правило, встречается в виде металлических зерен, листочков и других включений различной формы и степени дисперсности. За редкими исключениями, оно химически не связано с другими элементами и с соответствующими металлами образует самородные сплавы своеобразного (в большинстве случаев водного) происхождения с неоднородными составом и структурой [34—1]. Из химических соединений золота в виде минералов встречаются теллуриды. Реже встречаются селениды золота [40].

Самородное золото (за немногими исключениями) всегда содержит большее или меньшее количество серебра (до 40%) и меди, а также иногда незначительное количество железа, платины и других металлов.

Минералы, представляющие самородное золото, существенно отличаются от искусственно приготовленных сплавов золота того же состава своеобразной структурой и неоднородностью, так как они в большинстве случаев образовались путем осаждения из водных растворов, а не в процессе затвердевания расплавленного вещества [43].

Изучение состава и структуры природного золота имеет большое значение для процессов его извлечения из руд, а также и для аффинажа шлихового металла.

Составы самородного золота и серебра, а также и других минералов, содержащих самородные металлы, представлены в табл. 14.

Среди примесей, входящих в состав самородного золота, довольно редко находят свинец, олово, сурьму и цинк.

Содержание серебра в золоте достигает 50%. Наиболее обычным интервалом, отвечающим природным разностям золота, является 5—30% Ag. В весьма редком минерале кюстелите содержится 72—80% Ag, в самородном серебре — не больше 1% Au, а в электруме 30—50% Ag.

Как сравнительно мелкие включения золота, которые содержатся в кварцево-сульфидных жилах, образованных гидротермальным путем, так и крупные самородки являются продуктами, образованными в коренном месторождении путем выпадения или осаждения из растворов. Таково же в значительной степени первоначальное происхождение золота, перешедшего в состав россыпи в результате элювиального и делювиального разрушения коренного месторождения.

Микрографическое исследование и определение твердости самородков привели к заключению, что они не выделялись из расплавленной магмы, а образовались, вероятно, путем кристаллизации из золотосодержащих водных растворов. Одним из возможных растворителей золота являются продукты окисления колчеданов (может быть

Таблица 14

Состав самородных минералов золота и серебра

(в %)

Наименование минерала	Au	Ag	Fe	Cu	Hg	Pb	Bi	Pd	Pt	Zn	Os	Ir	Rh
Золото	70—100	Следы—30	0—1,0	0—1,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Электрум	57—70	30—43	0—1,0	0—1,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Кюстелит	20—28	72—80	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Серебро	0—0,8	98—100	0—0,1	0—0,01	0—1,1	—	—	—	—	—	—	—	—
Медистое золото	74,3—80,1	2,3—20	—	9—20,4	—	—	0—0,26	—	—	—	—	—	—
Порпецит	85,98	4,17	—	0,1	—	—	—	8,2—11,6	—	—	—	—	—
Мольдонит	64,5	—	—	—	—	—	35,5	—	—	—	—	—	—
Золотые амальгамы	34,2—41,6	0—5,0	—	—	57,4—61,0	—	—	—	0—0,1	—	—	—	—
Медистое серебро	—	90—99	—	1—10	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Серебряные амальгамы	Следы—0,8	15,8—95,3	—	0—0,2	4,7—74,5	0—0,4	—	—	—	—	—	—	—
Цинковое серебро	—	97,84	1,04	—	—	—	—	—	—	1,12	—	—	—
Платинистое золото	86	3,0	—	—	—	—	—	—	10,5	—	—	—	—
Иридистое золото	62,1	2,1	0,6	0,6	—	—	—	Следы	3,8	—	—	30,0	—
Родистое золото (родит)	88,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	11,6

сернокислые соли щелочных металлов или сульфат окиси железа).

Наряду с этими процессами в глубинах земной коры в присутствии перегретой воды и газов, растворенных в ней под высоким давлением, могли создаться еще более благоприятные условия для растворения золота и серебра.

Осаждение золота из природных растворов, несомненно, связано с восстановлением и с адсорбцией его коллоидной кремнекислотой. Надо заметить, что последняя не только поглощает коллоидное золото, но и восстанавливает золото, находящееся в форме химических соединений.

Согласно новейшим воззрениям, одним из возможных растворителей золота (в условиях образования гидротермальных месторождений) являются гидросульфиды щелочных металлов.

Гидросульфиды образуются при высокой температуре в результате действия воды на сульфиды. В присутствии кремнекислоты это может происходить по следующим реакциям:

$$Me_2S + H_2O \rightleftharpoons MeHS + MeOH$$
$$2MeOH + SiO_2 = Me_2SiO_3 + H_2O.$$

Гидросульфид при температуре выше 50° весьма значительно растворяет золото [37]. При понижении температуры растворов происходит выделение золота (в большинстве случаев одновременно с сульфидами и кремнекислотой). Образующееся коллоидное золото адсорбируется сульфидными минералами и кремнекислотой. Особенно энергично осаждает золото из коллоидных растворов пирит, а также галенит, халькопирит и арсенопирит.

Из растворов $NaAuCl_4$ золото восстанавливается до металлического состояния под действием окиси железа, кремнекислоты, сульфидов, графита и угля.

Самородное золото россыпей считают в большинстве случаев более высокопробным, чем золото коренных месторождений. Возможно, что эта разница создается вследствие различий в методах их извлечения. В то время как золото из россыпей извлекается путем промывки, извлечение рудного золота связано с изменением его состава и загрязнением в процессах цианирования, амальгамации, хлоринации и иногда плавки.

Наряду с этим не исключена возможность повышения пробы россыпного золота вследствие выщелачивания некоторых примесей в результате действия циркулирующих вод и даже перекристаллизации золота с вторичным выпадением из растворов на поверхности новых центров кристаллизации.

Исследование самородков золота, найденных в россыпях, показывает, что хотя не исключена возможность образования их в самой россыпи, но все-таки основным местом образования самородков следует считать коренные месторождения.

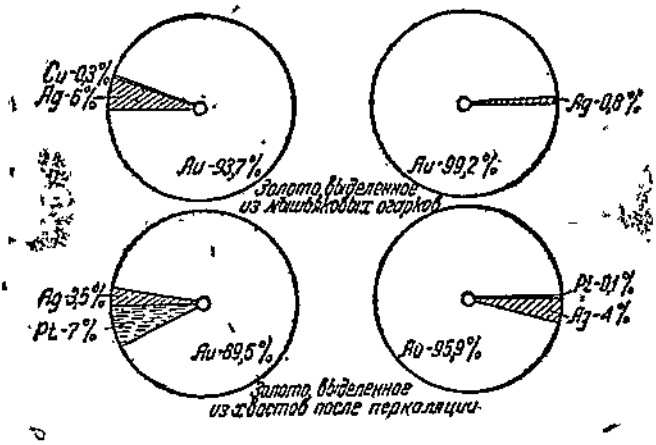
Особый вид самородного золота представляют вкрапления его в породах магматических месторождений, образовавшихся путем затвердевания магмы. Золото в них находится в виде весьма мелких зерен, состав которых почти не изучен.

Кроме широко распространенного в природе серебристого золота в некоторых месторождениях встречается медистое золото.

Состав медистого золота обычно колеблется в следующих интервалах: 74,3—80,2% Au, 2,3—16% Ag и 9—20,4% Cu.

Состав золота довольно значительно колеблется не только в пре-

делах одного месторождения, но даже в пределах одной пробы и одного куска руды. Это является одной из причин того, что часть золота извлекается при обработке руды, а другая теряется с хвостами (гидрометаллургического или флотационного процесса). На фиг. 21 показано, как колеблется состав частиц золота, выделенных из продуктов обработки руды Кочкарского месторождения.

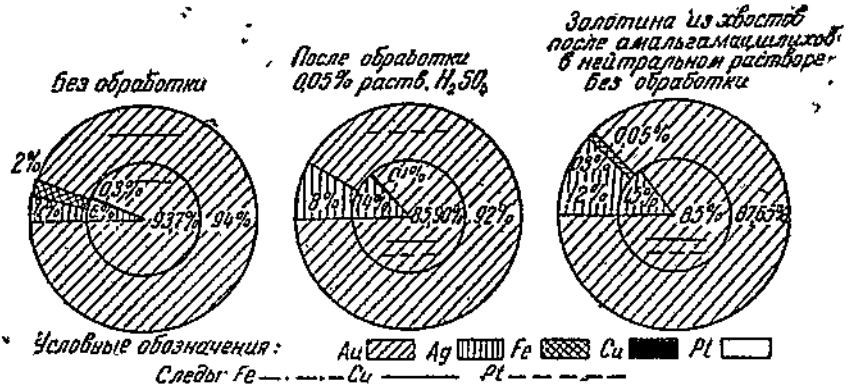


Фиг. 21. Состав частиц золота, выделенных из продуктов обработки кочкарской руды

Характерной особенностью самородного золота (как в случае крупных самородков, так и мелких частиц рудного золота) является зональность структуры, приводящая к неравномерному распределению элементов в различных частях золотины или самородка [3].

Зональность состава частиц золота показана на фиг. 22. Как видно на этих диаграммах, внутренняя часть золотин обогащена серебром, платиной, в некоторых случаях — медью, а внешняя часть обогащена железом.

Поверхность самородных частиц благородных металлов в ряде случаев покрыта пленками окислов, затрудняющими процесс извле-



Фиг. 22. Зональность состава частиц золота

чения золота. Пример аргентитовой оболочки показан на фиг. 23, представляющей микрофотографию золотины, выделенной из лениногорской руды [36, 41].

Частицы золота, остающиеся в хвостах вследствие того, что они покрыты пленками или оболочками (в «рубашке»), могут быть (по Хэду) классифицированы следующим образом:

I группа. Частицы, поверхность которых покрыта пленкой окиси железа.

II группа. Частицы, поверхность которых покрыта слоем впрессованных мелких частиц руды.

III группа. Золотины, затемнение поверхности которых сравнительно невелико и может быть установлено путем сравнения с чистой поверхностью золота.

IV группа. Частицы с весьма слабо затемненной поверхностью, которая выделяется только при сравнении с исключительно чистой золотой поверхностью. Такие частицы составляют большую часть золотин в руде, а в хвосты переходят в относительно меньшем количестве.



Фиг. 23. Пленка толщиной в 3 μ на золоте из продукта обработки лениногорской руды, × 1600 (по Плаксину и Цукерман)

Теллуриды золота являются почти единственным (если не считать селенидов) химическим соединением золота, встречающимся в рудах и имеющим промышленное значение. Эти соединения золота встречаются как в виде самостоятельного минерала[1] — калаверита $AuTe_2$, так и в виде изоморфной смеси с теллуридами серебра (сильванит и др.) или свинца (нагиагит). Наряду с этим встречается самостоятельный теллурид серебра — гессит Ag_2Te. Теллуридам благородных металлов иногда сопутствует самостоятельный теллурид свинца — алтаит PbTe.

Следует заметить, что далеко не все золото, содержащееся в теллуристых рудах, представляет соединение золота с теллуром. Наличие самородного металла в этих рудах может быть связано со способностью теллуридов восстанавливать на своей поверхности металлическое золото из водных растворов его солей.

Весьма возможно, что образование теллуристых минералов, в состав которых входят золото и серебро, связано со смешением растворов благородных металлов с растворами теллуридов и сульфидов. В результате этого могли образоваться хорошо известные теллуристые месторождения сульфидных золотых руд.

В природных теллуридах золота нет постоянства состава и полного соответствия определенным химическим формулам. Отклонение их состава от известных соединений весьма значительно даже в случае наиболее чистых образцов. В геохимических процессах как теллуриды, так и свободный теллур по отношению к золоту являются минерализаторами и цементируют его из золотосодержащих растворов. Этим можно объяснить изменяющийся состав теллуристых минералов, содержащих золото.

Встречаются образцы самородного золота, находящиеся в непосредственном контакте с теллуридами, а также золотая инкрустация,

[1] С небольшим содержанием серебра.

имеющая вид пленки на поверхности кристаллов теллуридов. На фиг. 24 показана микрофотография зерна металлического золота, окруженного оболочкой теллурида и вкрапленного в пирротин.

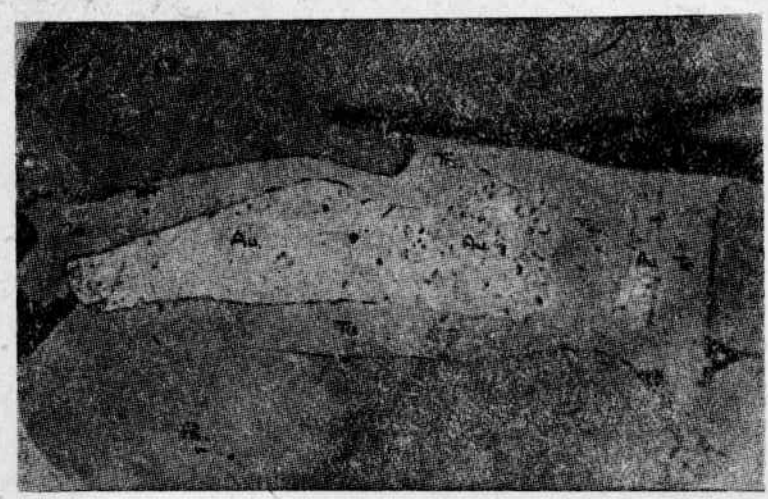
Среди месторождений золотых руд теллуристые руды занимают довольно значительное место. Их месторождения известны в Австралии, США и Канаде. Большое промышленное значение имели и отчасти имеют в настоящее время месторождения Калгурли и Кулгарди в Западной Австралии, Крипл Крик (Колорадо), Лэк Шор и Тэк-Юз в округе Кирклэнд Лэк (Канада).

В последнее время установлено присутствие теллуридов в рудах некоторых месторождений Советского Союза. Кроме полиметаллических месторождений Алтая теллуриды найдены в рудах Джеламбета, Степняка, Благодатного и Миндяка [34—II].

Кроме теллуридов нашими работами последних лет установлены случаи распространения селенистого золота, зерна которого изучены микроскопическим путем в руде майкаинского месторождения и в некоторых других рудах.

§ 32. Размеры и форма минералов самородного золота и серебра

Условия извлечения благородных металлов определяются формой нахождения их в рудах, которая характеризуется:



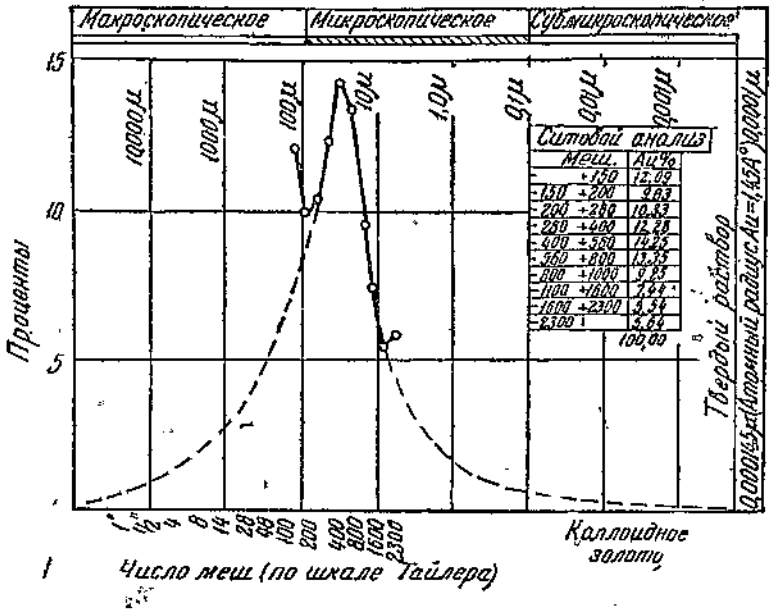
Фиг. 24. Золото (Au), полностью заключенное в оболочку теллурида золота (Te) и включенное в пирротин (Po), × 950 (по Мак-Лачлану)

1) размером минеральных зерен, 2) геометрической формой, 3) составом, 4) структурой и 5) ассоциацией с рудообразующими минералами.

Основным условием, определяющим извлечение при любом процессе обработки руды, является величина частиц золота.

Основная часть самородных минералов золота и серебра в руде обычно представлена мелкими зернами. На фиг. 25 приведена обобщенная кривая, построенная (Хейкокком) на основании изучения размера вкраплений золота в рудах нескольких крупных месторождений Канады. По этой кривой, изображающей зависимость процентного содержания частиц от их размера, можно легко видеть особенности распределения частиц по крупности. Наибольшее число золотых ча-

стиц относится к области микроскопической видимости. В среднем можно считать, что около 75% золота находится в пределах от 100 до 0,1 μ. В мелкой фракции микроскопической области содержится



Фиг. 25. Обобщенная кривая распределения золота по крупности в рудах пяти месторождений Канады (по Хейкокку)

относительно небольшое число частиц. В большинстве случаев частицы размером меньше 10 μ составляют не более 20% общего количества золота.

Для характеристики распределения золота по крупности рассмотрим в качестве примера л е н и н о г о р с к у ю п о л и м е т а л л и ч е с к у ю р у д у. Размер золотин в ней колеблется в широких пределах: от десятых долей микрона до 150 μ, а в отдельных случаях и выше [35—1].

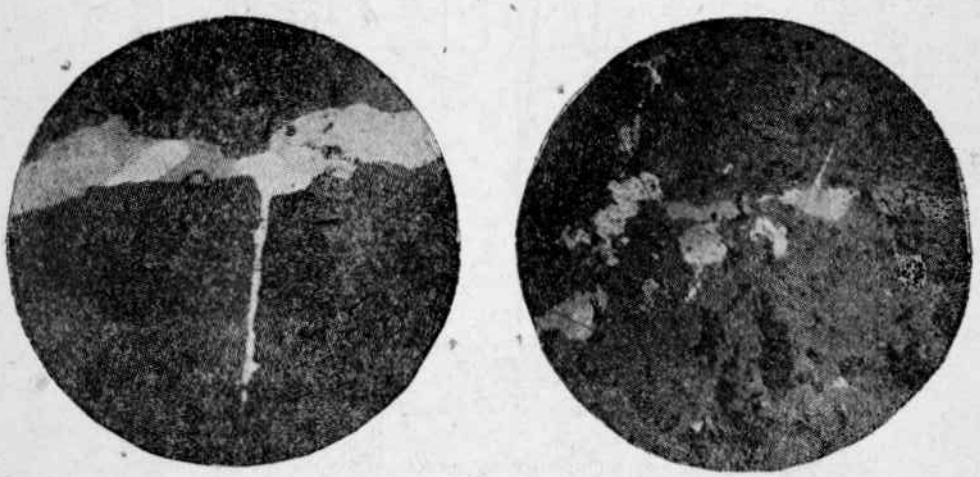
Подсчет количества золота, находящегося в различных классах, по крупности показывает значительное количество металла в наиболее крупных зернах (с поперечником в 100—150 μ). Из практики работы лениногорских обогатительных фабрик известно наличие крупного золота размером в 5 *мм* и больше. В микроскопической области установлено преобладание золота размером 50—80 μ. Это указывает на преобладание более крупной фракции микроскопического золота и на сдвиг максимума кривых гранулометрического распределения золота в направлении к наибольшему пределу, характеризующему распределение золота в рудах [36, 41].

Таким образом при наличии в руде значительного количества довольно крупного золота большая часть его, как и обычно в рудах, находится в пределах микроскопической видимости. По числу золотин (а не по весовому количеству золота) наибольшее количество встреченных металлических вкраплений относится к размерам от 3 до 5 μ. Это обстоятельство интересно в том отношении, что данная часть металла с трудом освобождается от связи с сульфидными минералами. На фиг. 26 показаны весьма мелкие золотины, ассоциированные с зернами сульфидных минералов.

Для характеристики значения размера частиц золота для условий извлечения поучительны примеры из области гравитационного обогащения и амальгамации. Здесь размер частиц золота имеет совершенно обратное значение, чем для цианирования, флотации и хлорирации. Крупная фракция при цианировании может вызвать такое же недоизвлечение, какое вызывает мелкое золото в гравитационных процессах и амальгамации. Введение специальных процессов для выделения

крупного золота перед цианированием имеет столь же существенное значение, как и извлечение мелкого золота в дополнение к гравитационному обогащению или амальгамации.

Геометрическая форма частиц золота довольно разнообразна [3, 35—2]. По этому признаку золотины могут быть подразделены на две группы: 1) недеформированные, характерные для первичной формы золота в руде, и 2) деформированные в процессе измельчения, выделяемые из продуктов обработки руды.



а *б*

Фиг. 26. Ассоциация мелкого золота с сульфидными минералами в лениногорской руде (по Плаксину и Цукерман)

а — прожилок галенита с золотом в сфалерите; тонкая жилка золота пролегает по спайности сфалерита, × 510; б — галенито-золотой прожилок в сфалерите, × 180

Для классификации частиц золота невидоизмененных по форме можно установить следующие основные группы: 1) листочкообразные и пластинчатые, 2) конкрециоидальные, 3) сфероидальные и 4) палочковидные (фиг. 27). Значительно реже встречаются частицы золота, образовавшиеся в форме правильно развитых кристаллов.

При флотации легче извлекаются листочкообразные и пластинчатые частицы, они же быстрее растворяются при выщелачивании. В гравитационных процессах обогащения и при амальгамации эти частицы труднее извлечь, чем сфероидальные и другие.

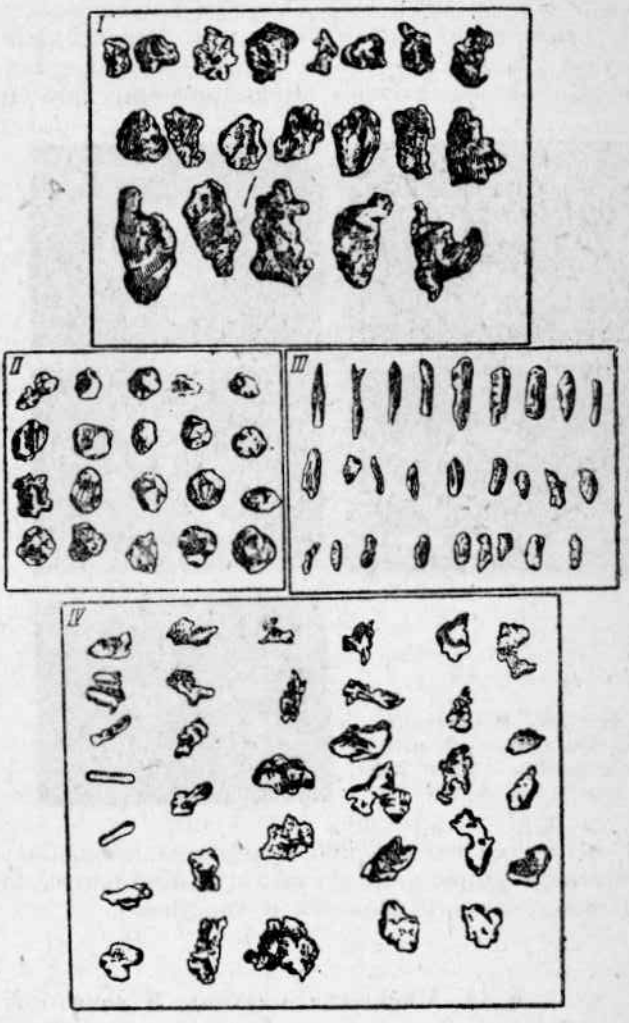
Во флотационном концентрате преимущественно находят золотины, имеющие форму листочков и дендритов (а также весьма мелкие округлой формы). В хвостах флотации встречаются преимущественно частицы округлой формы. Сравнение распределения частиц золота между сливом классификатора и песками, возвращающимися в мельницу, показывает наличие в сливе преимущественно частиц, близких по форме к частицам флотационного концентрата, а в циркуляционной нагрузке — более округлых и однородных по размерам.

Деформации частиц золота могут быть подразделены на следующие группы: 1) смятие, 2) разрыв, 3) разлом, 4) периферическое закатывание, 5) продольное закатывание, 6) загиб, 7) сфероидальное закатывание (фиг. 28). С этими видами деформации тесно связано

впрессовывание мелких, остроугольных частиц рудных минералов в поверхность относительно более мягкого металла, весьма понижающее флотируемость и извлечение при амальгамации.

Кристаллические образования самородного золота и серебра, встречаемые иногда в рудах, представляют интерес для минералогической характеристики этих металлов.

В природе кристаллы золота и электрума чаще встречаются в виде двойниковых и параллельных сростков, чем в виде простых кристаллических многогранников. Так, нередки древовидные сростки, отдельные индивидуумы которых вытянуты по оси симметрии второго и третьего порядка. Простые формы в виде кубов или октаэдров обычно также бывают вытянуты[1].



Фиг. 27. Основные типы (формы) недоформированных золотых частиц: пластинчатые, конкрециоидальные, сфероидальные, палочковидные

§ 33. Минералы серебра

Подобно золоту серебро встречается в самородном виде, но наряду с этим чаще встречаются руды, которые содержат минералы серебра, представляющие химические соединения [34].

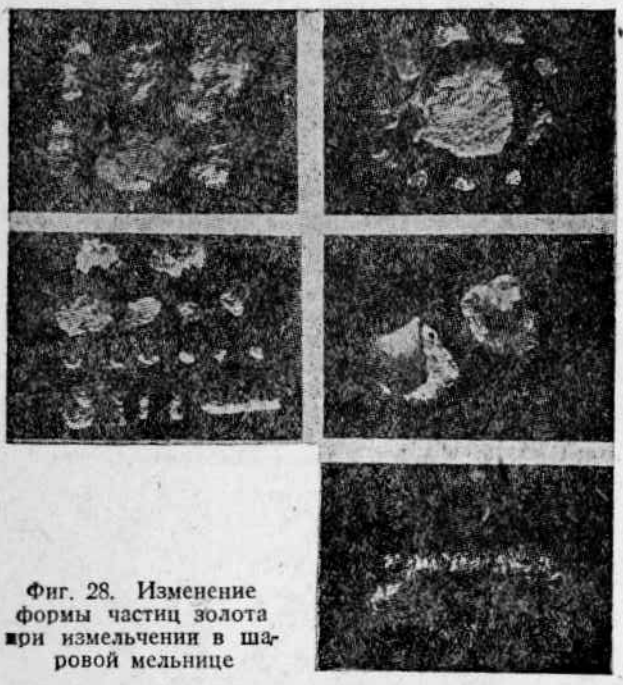
Основным видом нахождения серебра являются сернистые соединения — в виде сульфосолей или в виде высокодисперсных включений сернистого серебра в кристаллы свинцового блеска [34—II].

Самородное серебро в отличие от золота с поверхности подвергается довольно значительным видоизменениям. Под влиянием света и окислителей оно бывает нередко покрыто тонкой черной пленкой, состоящей из окиси и гидрата окиси серебра или из дисперсного ме-

[1] Встречаются нити длиной 20 *см* и более, представляющие кристаллы кубической системы, вытянутые по оси симметрии четвертого порядка и имеющие вид волоса.

таллического серебра, образующегося при распадении химических соединений. В некоторых случаях эта пленка весьма тонкая и придает серебру желтоватый, золотистый оттенок.

Из числа минералов серебра, представляющих химические соединения, надо отметить следующие: 1) роговое серебро, или кераргерит AgCl, встречается в окисленных рудах и легко поддается извлечению цианированием и амальгамацией; 2) серебряный блеск или аргентит Ag_2S, встречается в сульфидных рудах и поддается извлечению цианированием при соблюдении специальных условий; 3) ряд сульфидных минералов: стефанит $5Ag_2S \cdot Sb_2S_3$, пираргирит $3Ag_2S \cdot Sb_2S_3$, прустит $3Ag_2S \cdot As_2S_3$ и дискразит Ag_3Sb, образуют значительные рудные месторождения серебра, которые с трудом поддаются извлечению цианированием; 4) полибазит $9(Ag_2Cu)S \cdot (Sb, As)_2S_3$ и тетраэдрит $4Cu, Fe, Ag_2(Hg, Zn) . (Sb, As)_2S_3$ не поддаются непосредственному цианированию (без обжига); 5) аргентоярозит $Ag_3Fe_6(OH)_{12}(SO_4)_4$, встречается в рудах вторичного происхождения (железные шляпы и др.) и поддается извлечению путем цианирования только после предварительного хлорирующего обжига; при флотации он, повидимому, в значительной части теряется в хвостах.



Фиг. 28. Изменение формы частиц золота при измельчении в шаровой мельнице

§ 34. Минералы платины и некоторых платиноидов

Из минералов, относящихся к группе самородной платины, наиболее распространена ферроплатина, разновидностью которой является поликсен, и также палладистая платина [34].

Содержание платиновых металлов в ферроплатине обычно составляет 80—82%; содержание железа в ней — около 12—13%, достигает 16—17% и больше [до 20%].

Ферроплатина (и поликсен) встречаются в дунитовых месторождениях, образованных ультраосновными породами (Уральские и Южноафриканские месторождения коренной платины).

Поликсен представляет разновидность ферроплатины с более низким содержанием железа (5—11%) и более высоким содержанием платины (80—88%).

Палладистая платина ассоциируется обычно с такими сульфидными минералами, как пирротин, пентландит и халькопирит. Совместно с нею в месторождениях встречаются сульфидные и мышьяковистые соединения платиновых металлов: сперрилит $PtAs_2$, куперит PtS, брагит (Pt, Pd, Ni)S и стибиопалладинит Pd_5Sb.

Палладистая платина и перечисленные минералы в промышленном количестве встречаются в таких основных породах, как габбро, нориты и базальты.

Иногда встречаются минералы платины, содержащие в своем составе кроме железа и другие неблагородные металлы. Так, например, купроплатина содержит от 5 до 13% Cu при содержании в ней 13—17% Fe; никелистая платина содержит около 3% Ni при содержании 13,6% Fe.

К числу окислов относится палладинит, представляющий окись палладия PdO. Он образуется в результате окисления палладия и палладистой платины и встречается в виде бурой охристой массы [38].

Минералы группы осмия — рутения в меньшей степени распространены в месторождениях, чем минералы группы самородной платины. Наибольшее распространение из них имеют осмистый иридий (невьянскит) и иридистый осмий (сысертскит).

Одним из источников получения осмистого иридия являются золотые руды месторождений Рэнда, из которых он извлекается концентрацией на ворсистых покровах. Он представляет весьма твердый и вязкий минерал, содержащий 25—75% Ir, 20—45% Os, от следов до 20% Pt, от следов до 10% Ru и от следов до 3% Rh.

Как можно видеть из обзора платиновых минералов, платина в природе обычно встречается в виде самородного сплава с другими металлами. Этот сплав встречается в форме весьма мелких вкраплений, имеющих вид конкрециоидальных или пластинчатых зерен. Иногда платина встречается в виде самородков неправильной формы и еще реже в виде небольших кубических кристаллов. В некоторых случаях зерна платины бывают покрыты пленкой окислов железа, которая может оказаться магнитной. Основной причиной магнитности платины является присутствие в ней железа. Особенно сильно магнитна ферроплатина, содержащая до 20% Fe [39].

В медно-никелевых сульфидных рудах зерна платины встречаются в виде четко образованных многогранников. Кроме того платина находится в них в виде куперита и иногда сперрилита. В этих месторождениях платина бывает также вкраплена в породы, образующие рудную часть. Палладий встречается в виде твердого раствора в сульфидных минералах (например в пентландите) и отчасти в виде стибиопалладинита.

ГЛАВА ПЯТАЯ

АМАЛЬГАМАЦИЯ

§ 35. Физико-химические условия амальгамации золота и серебра

Амальгамация представляет металлургический процесс, заключающийся в извлечении частиц металлов ртутью из рудной пульпы. При этом ртуть, соприкасаясь с частицами металла, избирательно смачивает их на границе раздела с водной фазой. Таким образом, первый момент улавливания металла состоит в смачивании ртутью или прилипании к ней. За этим следует образование амальгамы вследствие диффузии ртути в частицы извлекаемого металла.

Из числа всех металлов легче всего амальгамируется золото. Большая часть неблагородных металлов непосредственно не амальгамируется. Серебро и затем платина занимают промежуточное положение между золотом и большей частью неблагородных металлов. Некоторые неблагородные металлы (например, медь) легче амальгамируются, чем платина. Для характеристики условий амальгамации золота, серебра и других металлов следует выяснить различие между металлами амальгамирующимися и неамальгамирующимися.

Способность металла смачиваться ртутью определяется свойствами оксидных пленок, образующихся на его поверхности в результате действия кислорода. Последний пассивирует поверхность металла, находящуюся в контакте с воздухом и водой. Оксидная пленка, покрывающая поверхность золота, является наиболее тонкой по сравнению с другими металлами и может быть установлена только при помощи специальных методов исследования [3]. После удаления этой пленки посредством восстановления водородом или анодного растворения она снова образуется при действии кислорода, но значительно медленнее, чем на поверхности других металлов.

Изучение процесса растекания капли ртути по поверхности серебра показывает наличие невидимой твердой пленки, которая замедляет распространение ртути. Первая стадия ее распространения состоит в проникновении через пленку. При этом первоначальная чечевицеобразная форма капли, нанесенной на поверхность пластинки серебра, начинает изменяться. Затем вокруг чечевицеобразной шляпки образуется тонкая кольцевая пленка ртути (венец), имеющая матовый вид в своей периферической части. Эта особенность показывает, что диффузия ртути происходит под пленкой, покрывающей поверхность металла. Некоторые растворители (например, разбавленные кислоты) удаляют в той или иной мере оксидную пленку, увеличивая тем самым скорость распространения ртути. На поверхности платины имеется более плотная пленка, удаляемая только активацией водородом. Еще труднее удалить пленку с поверхности неблагородных металлов, которые непосредственно ртутью не смачиваются.

При разламывании некоторых металлов под ртутью обнажается свежая поверхность кристаллитов, которая тотчас же амальгамируется. Аналогичные явления наблюдаются при разрезании в ртути натрия или калия, окисленных с поверхности. При образовании амальгамы щелочного металла выделяется значительное количество тепла, вследствие чего происходит вспышка. Амальгама натрия способна энергично амальгамировать многие металлы вследствие активации (выделяющимся водородом) поверхностей, в контакте с которыми она находится. Образование амальгамы цинка происходит при растирании его со ртутью (при этом обнажается чистая поверхность металла, свободная от пленки окиси цинка).

Скорость образования и толщина пленок изменяются для различных металлов. Свежеочищенная поверхность железа становится пассивной в течение всего 8 сек., а образование первой грани решетки окисла при 20° измеряется для железа 0,05 сек., а для никеля — 0,95 сек. Для таких трудноамальгамируемых металлов, как железо, никель и алюминий, толщина пленки, пассивирующей поверхность, составляет около 70 μμ.

Исследование системы золото-ртуть приводит к заключению о существовании соединений золота с ртутью и твердого раствора ртути в золоте с концентрацией 16,7% Hg. Характерной особенностью, установленной изучением этой системы, является малая растворимость в ртути золота, или, вернее, димеркурида золота, не превышающая при обыкновенных температурах 0,2%. В производственных условиях обычно получаются жидкие или полужидкие амальгамы, в которых ртуть содержится в избытке и процентное содержание золота значительно меньше, чем в соединении $AuHg_2$.

Если металл под действием какой-либо силы или под действием собственной тяжести погружается ниже поверхности ртути, то с практической точки зрения для образования сплава не имеет большого значения, что произошло раньше: смачивание твердого металла жидким или начало диффузии второго в первый.

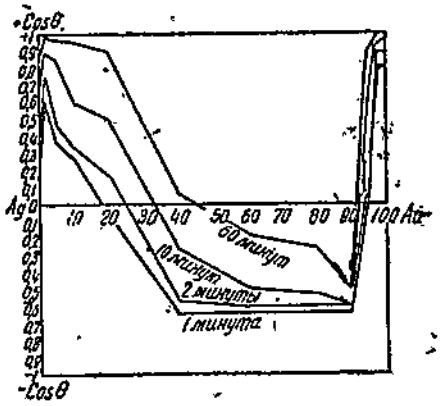
Иначе обстоит дело, когда мелкие частицы золота несутся вместе с водой и измельченной рудой по амальгамированной поверхности или — на сравнительно короткое время — соприкасаются с поверхностью ртути внутри измельчающих или амальгамационных аппаратов. В этом случае в значительно большей степени сказывается роль смачивания ртутью или, вернее, полужидкой амальгамой поверхности металлических частиц на границе с водой. Наличие водной фазы является существенным фактором, определяющим в данном случае условия смачивания. Если частицы смачиваются ртутью, то их извлечение вследствие прилипания к ртутной фазе после смачивания в значительной степени обеспечено. Если смачивания не происходит, то частицы легко уносятся. В таком случае только более длительное погружение частиц золота в ртуть с одновременным перетиранием (например, при измельчающем действии стержней или шаров мельницы) может обеспечить начало амальгамации.

Смачивание золота, а также его сплавов и самородных металлов определяется краевым углом смачивания, который обычно выражается через величину косинуса. При этом угол измеряется со стороны ртути, являющейся, в большинстве случаев, более полярной фазой.

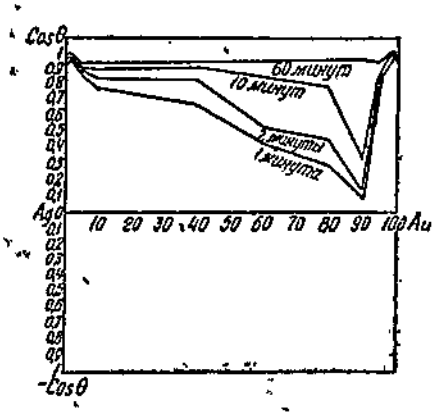
Для золота и его сплавов с серебром краевой угол изменяется в зависимости от состава смачиваемого металла и от состава жидкой фазы. При этом наибольшая смачиваемость наблюдается у чи-

стого золота. Для смачивания чистого серебра необходим двухминутный контакт. Введение в сплав с золотом 10% серебра значительно понижает смачиваемость такого сплава. Часть высокосеребристых сплавов золота легко пассивируется и не смачивается ртутью без активации поверхности (фиг. 29 и 30).

Как показывают экспериментальные работы, косинус краевого угла и время смачивания представляют функции не только состава сплава, но также и условий подготовки его поверхности, определяющей степень пассивирования. На диаграмме фиг. 29 показано изменение косинуса краевого угла смачивания ртутью в зависимости от состава сплава при подготовке металла полированием под водой.



Фиг. 29. Смачивание ртутью сплавов золота и серебра при подготовке их поверхности под водой



Фиг. 30. Смачивание ртутью сплавов золота и серебра при подготовке их поверхности под бензолом

Как показывает диаграмма, при переходе от чистого золота к его сплавам с серебром происходит понижение косинуса краевого угла смачивания. Когда подготовка сплавов перед смачиванием ртутью производится путем полирования поверхности под бензолом, такого резкого снижения краевого угла смачивания не наблюдается (см. фиг. 30).

Сопоставление двух приведенных диаграмм позволяет уяснить, в какой мере более интенсивно смачиваются сплавы золота с серебром при соприкосновении со ртутью непосредственно после обнажения поверхности металла (не подвергавшейся воздействию кислорода).

Изучение условий смачивания золотин ртутью показывает результаты, в общем согласные с характеристикой смачивания в зависимости от состава сплава. Различия при амальгамации самородного золота вызваны зональным распределением компонентов, входящих в состав золотин, и наличием на их поверхности пленок, состоящих преимущественно из водной окиси железа и некоторых других соединений.

Вследствие указанного наблюдаются некоторые различия в условиях смачивания самородного золота, которые, впрочем, не изменяют общих основ теории, разработанной на чистом металле и искусственно приготовленных сплавах.

Улавливание самородных (а также поверхностно амальгамированных) частиц золота и серебра в

процессе амальгамации измельченных руд или песков происходит в результате избирательного смачивания ртутью на границе раздела частиц извлекаемого металла и двух жидких фаз: ртути и воды. При этом все факторы, влияющие на процесс смачивания, сказываются на результатах извлечения амальгамацией. Другие минеральные частицы не смачиваются ртутью, и в силу этого в ртутную фазу переходят только частицы благородных металлов.

На основании этого положения нетрудно разъяснить целый ряд особенностей процесса амальгамации. В предыдущей главе были рассмотрены случаи деформации и затирания частиц золота, происходящие в результате измельчения руды. Как показывают наблюдения над золотинами, в которые с поверхности впрессована минеральная пыль, смачивание их ртутью не происходит или происходит весьма медленно. Таким образом следует считать, что все процессы, вызывающие впрессовывание минеральной пыли в поверхность частиц золота, приводят к ухудшению смачивания золота ртутью и понижают процент извлечения металла. Из лабораторной практики известно, что амальгамация дает более низкое извлечение после сухого измельчения, чем после мокрого.

В случае сочетания амальгамации с измельчением в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с классификатором, предварительное измельчение, хотя бы и мокрое, но заканчивающееся до поступления руды в амальгамационные аппараты, вызывает пониженное извлечение. Наоборот, амальгамация, происходящая одновременно с измельчением, оказывается значительно эффективнее в результате действия ртути на свежеобнаженные поверхности золотых частиц.

Золото, прокованное до хрупкого состояния, не поддается амальгамации. Исследования показали, что это понижение смачиваемости золота ртутью связано не с деформациями кристаллитов, а с впрессовыванием хотя бы мельчайших частиц пыли.

Косинус краевого угла смачивания и скорость смачивания в случае чистого серебра значительно меньше, чем в случае золота. Это в значительной мере объясняется большим пассивированием поверхности серебра (и еще большим — меди), как металла менее благородного, чем золото.

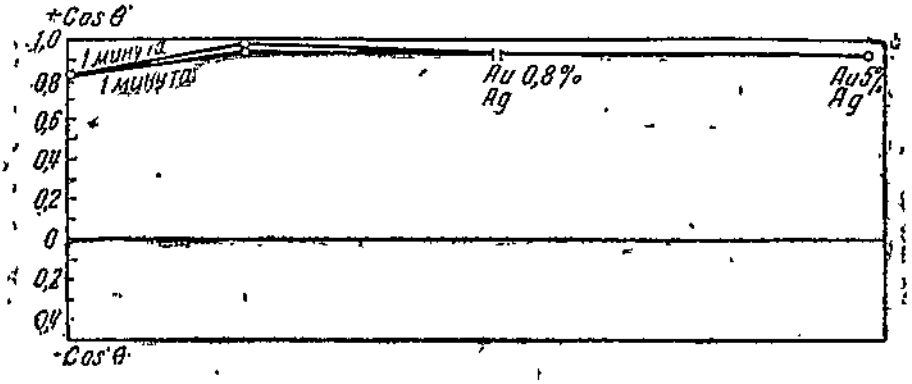
Тонкая пленка, состоящая из адсорбированного кислорода и окислов самого металла или из других соединений, всегда покрывает частицы самородных серебра и меди. Она отсутствует только на свежеобнаженной поверхности металла, полученной в результате разлома или восстановления. Серебро и медь несравненно легче, чем в обычных условиях, амальгамируются в момент восстановления химическими реагентами. Последнее свойство использовалось в прежнее время с целью осуществления интенсивных форм амальгамации серебряных руд. В случае меди эта особенность иногда вызывает расстройство процесса на амальгамационной фабрике вследствие перехода меди в состав амальгамы (см. ниже).

Вследствие указанных свойств серебра для извлечения его почти не применялась амальгамация, основанная на улавливании путем смачивания металлических зерен. Если в таких процессах серебро извлекается, то лишь попутно с золотом — преимущественно в каче-

стве лигатуры зерен самородного металла. В тех случаях, когда амальгамация применялась к серебру в качестве эффективного, а иногда и единственного процесса, она осуществлялась по иным, специально разработанным методам.

По своей структуре амальгама, получаемая в производственных условиях, представляет дисперсную систему. Жидкая фаза последней образована раствором различных металлов в ртути (весьма невысокой концентрации). В ней диспергирована твердая фаза, состоящая из лигатурных металлических частиц, полностью или частично образовавших химические соединения со ртутью.

Количественный состав твердой фазы амальгам, получаемых в заводской практике, в значительной степени зависит от размеров частиц амальгамируемого самородного металла.



Фиг. 31. Изменение косинуса краевого угла при смачивании золота золотыми и золотосеребряными амальгамами

Состав твердой части амальгамы, получаемой в результате отжимки, колеблется в широких пределах. Нередко средние цифры амальгамационных фабрик дают отношение золота к ртути в твердой части амальгамы, приближающееся к 1 : 2. Между тем лигатурный состав и размеры частиц извлекаемого металла вызывают значительные отклонения в ту и другую стороны от указанного отношения.

Амальгамы, образованные мелкими частицами золота, содержат больше ртути, так как мелкие частицы удерживают значительное количество ртути на большой поверхности дисперсной фазы.

В случае амальгамации крупных частиц золота процесс диффузии не успевает полностью дойти до центра частиц. Вследствие этого ядро частиц отличается по своему составу от периферической зоны.

С увеличением серебристости золота повышается содержание ртути в отжатой амальгаме. В связи с этим интересно сопоставить соединение $AuHg_2$, содержание ртути в котором составляет 67,05% (вес.), и соединение Ag_3Hg_4, содержащее 71,26% ртути (вес.).

Состав и состояние поверхности ртутной фазы оказывает большое влияние на скорость смачивания ртутью, а следовательно, и на процент извлечения золота при амальгамации.

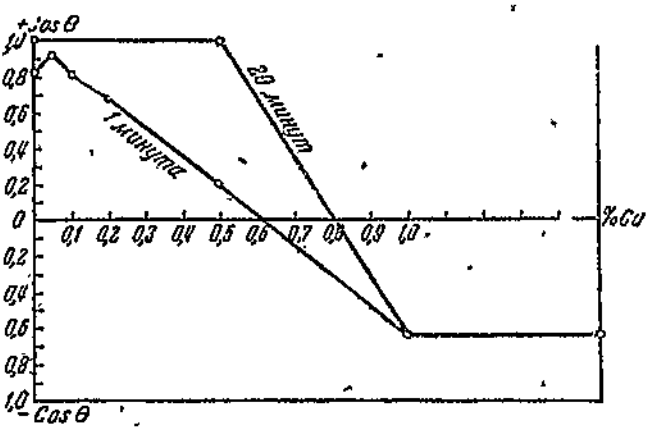
В связи с этим отметим следующие положения:

1. Химически чистая ртуть слабее амальгамирует, чем ртуть, содержащая золото и серебро. При этом играют роль два фактора:

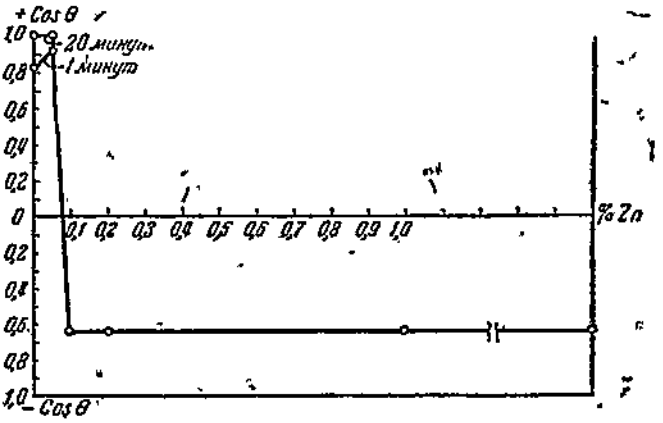
а) Небольшие количества золота и серебра, растворенные в ртути, улучшают смачивание (фиг. 31). Практически этот факт находит се-

бе приложение в случае серебрения медных амальгамационных листов перед натиркой их ртутью. При этом происходит не только улучшение смачивания частиц улавливаемого металла; серебро, заменяя в амальгаме медь, предотвращает образование поверхностной пленки окислов меди или других неблагородных металлов, входящих в состав непосеребренных листов. Избыток благородных металлов (свыше их растворимости) не вызывает улучшения смачивания.

б) Наличие определенной плотности распределения амальгамированных частиц в общей массе ртути ухудшает условия поглощения отдельных смачиваемых ртутью и поверхностно амальгамированных частиц. Это ясно видно на фиг. 31 при содержании в амальгаме 5% благородных металлов. При значительном повышении этой плотности частицы металла плохо смачиваются, а приставшие к поверхности ртути медленно или совершенно не поглощаются и создают плотные неровности амальгамы, которые могут быть сорваны и унесены пульпой; они же являются защитным слоем, не допускающим на определенных участках поверхности улавливания металлических частиц, извлекаемых из руды.



Фиг. 32. Изменение косинуса краевого угла при смачивании золота в зависимости от содержания меди в амальгаме



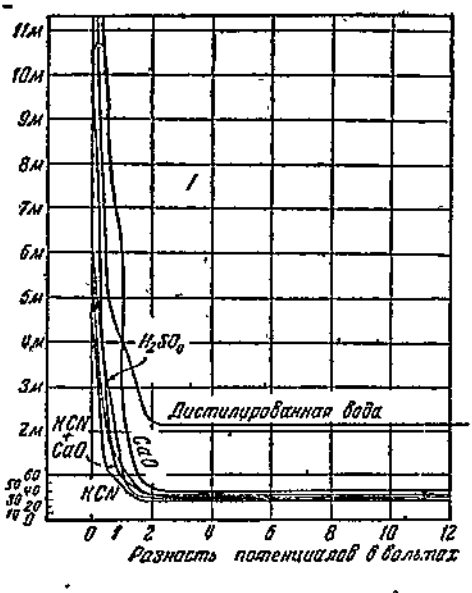
Фиг. 33. Изменение косинуса краевого угла при смачивании золота цинковыми амальгамами (в воде)

2. Малые количества свинца и меди способствуют амальгамации (фиг. 32). Цинк улучшает смачивание только в том случае, если амальгамация происходит в кислом растворе; в других случаях пленка окиси цинка сильно мешает смачиванию (фиг. 33).

При содержании выше 0,1% меди или свинца ртуть делается мало пригодной для амальгамации. Это обстоятельство уясняет роль примесей, присутствующих в ртути, и состояния поверхности ртутной фазы, которая может покрываться пленками загрязнений, состоящих из окислов металлов.

Приведенные диаграммы (фиг. 31—33), определяя влияние примесей и времени на величину краевого угла, дают возможность объяснить явления, происходящие при смачивании извлекаемого металла ртутью, содержащей примеси.

Улучшение смачивания до указанного предела содержания примеси объясняется увеличением косинуса краевого угла смачивания вследствие понижения поверхностного натяжения ртути при введении в нее примеси. При дальнейшем увеличении содержания примесей в ртути введение благородных металлов естественно не вызывает сопутствующего образования пленки окислов. Присутствие тяжелых металлов в количестве выше небольшой доли процента приводит к образованию пленки окислов, ухудшающей смачивание.



Фиг. 34. Зависимость скорости смачивания золотин ртутью от разности потенциалов

Этим объясняется понижение извлечения золота в случае присутствия цинка в амальгаме в нейтральном и щелочном водном растворе. В результате сколько-нибудь значительного содержания цинка на поверхности амальгамы образуется слой окислов, препятствующий смачиванию. Между тем в кислом растворе, когда слой окислов удаляется с поверхности ртути путем растворения в кислоте или в цианистом растворе, цинковая амальгама хорошо смачивает частицы золота[1].

Измерение краевого угла и времени полного смачивания при поляризации металлических поверхностей показывает значительное улучшение смачивания в случае поляризации поверхности ртутной фазы [52]. Изменение времени смачивания золотин в зависимости от отрицательной поляризации поверхности ртути и средние значения, выведенные для одинаковых условий, изображены на диаграмме фиг. 34.

Как видно, быстрое возрастание скорости смачивания и, соответственно, уменьшение времени смачивания происходит при изменении разности потенциалов в пределах от 0 до 1 *в*. Чистая вода дает наименее благоприятные условия смачивания при поляризации поверхности ртути по сравнению с растворами электролитов. Это соотношение кривых, построенных для характеристики скорости смачивания при различных условиях поляризации, находится в соответствии с представлениями, установленными для электрокапиллярных явлений. Перенапряжение водорода на ртутной поверхности достигает довольно значительной величины. При соприкосновении частицы золота с ртутью происходит восстановление водорода на поверхности золота и соприкасающейся с ним ртути. Вследствие этого поверхность золота активируется, и к частице золота в результате из-

[1] К указанному фактору добавляется активирующее действие водорода, выделяющегося при растворении цинка в кислоте.

менения поверхностного натяжения на участке соприкосновения с золотом притекает ртуть со стороны окружающих участков. Присутствие в водном растворе ионов электролитов, адсорбирующихся на заряженной поверхности ртути, вызывает смещение максимума электрокапиллярной кривой и понижение поверхностного натяжения ртути. Влияние электролитов на время полного смачивания золотин состоит в том, что присутствие в водном растворе KCN, NaCl, $KCN + Ca(OH)_2$, H_2SO_4 и $Ca(OH)_2$ вызывает при поляризации ртутной поверхности значительно большее ускорение смачивания в том случае, если разность потенциалов двух электродов превышает 1 *в*.

Начиная с разности потенциалов, равной 2 *в*, скорость остается постоянной при дальнейшем возрастании поляризации.

Указанные особенности следует объяснить тем, что до разности потенциалов в 2 *в* на смачивание влияет как активация поверхности золота, возникающая вследствие соприкосновения частиц золота с амальгамированной пластинкой, так и разница в поверхностном натяжении участка поверхности, соприкасающегося с золотиной, и остальной ее части. При поляризации, равной 2 *в*, достигается максимальная скорость активации поверхности золота. Влияние различных электролитов на поверхностное натяжение при достаточной разности потенциалов мало отличается. Ввиду этого для скорости смачивания при разности потенциалов выше 2 *в* имеются две характерные горизонтальные прямые: вокруг одной группируются соответствующие участки кривых «время смачивания — потенциал» для растворов электролитов, а другая соответствует скорости смачивания в чистой воде.

Наиболее пассивное состояние поверхности золота соответствует щелочной среде (особенно в присутствии извести) и в чистой воде. В этих средах при малом потенциале поверхности ртути золото медленнее всего активируется и в результате — медленнее смачивается ртутью.

Причина наибольшей скорости смачивания в растворе KCN состоит в следующем: благодаря растворению KCN с поверхности золота в значительной степени удаляется оксидный фильм. Если после этого остается пленка адсорбированного кислорода, то удаление ее, обеспечивающее более интенсивное смачивание, происходит быстрее, чем в случае поверхности золота, несущей на себе относительно плотный оксидный фильм. Раствор серной кислоты в некоторой степени удаляет оксидный фильм и вследствие этого создает лучшие условия для электрокапиллярной амальгамации, не говоря уже о том, что в обоих последних случаях происходит более интенсивная адсорбция ионов, образующих обкладку двойного слоя на поляризованной поверхности.

Медь в сколько-нибудь значительных количествах, а также и железо являются вредными составными частями заводской амальгамы, и случаи их перехода в амальгаму следует рассматривать как ненормальный ход процесса, приводящий к осложнениям.

Непосредственно медь довольно трудно амальгамируется, но этот процесс чрезвычайно ускоряется в случае восстановления меди из ее соли.

Так, при восстановлении меди металлическим железом из водного раствора медного купороса в присутствии ртути медь весьма быстро амальгамируется и образуется медная амальгама.

Возможность этого явления следует иметь в виду при употреблении для амальгамации рудничной воды или при амальгамации руд, содержащих растворимые соли меди.

При ведении амальгамации в такого рода условиях и при нейтральной или кислой реакции пульпы происходят следующие реак-

ции с металлическим железом (как дробящих поверхностей, так и присутствующим в мелкоизмельченном виде):

$$Cu^{++} + Fe = Cu + Fe^{++},$$

$$Cu + Hg = CuHg.$$

В результате указанных реакций происходит образование свежевосстановленной меди, которая быстро амальгамируется с образованием медной амальгамы, являющейся одной из причин потери ртути (а с ней и некоторого количества золота).

Введение извести (или другой щелочи) приводит к удалению из воды ионов меди и исключает возможность образования медной амальгамы.

Переход железа в амальгаму представляет другое ненормальное явление, связанное с вышеописанным и представляющее один из случаев расстройства работы золотоизвлекательных фабрик.

На амальгамационных фабриках известны случаи образования «железных амальгам». Иногда наблюдаются амальгамы, сильно притягивающиеся магнитом и затрудняющие (вследствие содержания железа) последующий процесс выделения золота и его очистки.

В химической литературе магнитной амальгаме, образующейся в указанных условиях, почти не уделено внимания.

Образование магнитной амальгамы происходит вследствие питания аппаратов для измельчения и амальгамации минерализованной водой, содержащей ионы меди. При этом происходят восстановление меди железом и одновременная амальгамация восстановленной меди. На поверхности отдельных частиц железа образуется фильм восстановленной меди, которая тотчас амальгамируется. Таким образом при восстановлении меди тонко раздробленным железом и при одновременной амальгамации восстановленной меди образуется суспензия железа в медной амальгаме.

В щелочном растворе рассмотренный процесс не происходит, ввиду чего лучшим противодействием является слабощелочная реакция воды.

§ 36. Физико-химические условия амальгамации платины

Поверхность платины пассивируется в большей степени, чем поверхность золота и серебра, но в то же время она может быть легче активирована, чем поверхность железа. Поверхность платины, вполне свободная от пленки адсорбированного кислорода и окислов, легко смачивается ртутью.

Водород, выделяющийся при электролизе на поверхности платинового катода, быстро делает ее способной смачиваться ртутью как в условиях активации водородом в момент соприкосновения со ртутью, так и в случае, если после активации (без извлечения из раствора) производится погружение в слой ртути, налитой на дно ванны.

Аналогично известному примеру с амальгамацией излома стальной иглы можно произвести амальгамацию поверхности излома науглероженной (хрупкой) платиновой проволоки, если последнюю сломать под поверхностью ртути.

В лабораторных условиях амальгама платины может быть получена при действии 1%-ной натриевой амальгамы на нейтральный концентрированный раствор хлорной платины.

В промышленной практике существуют два основных метода амальгамации платины:

1) амальгамация в кислой среде цинковой амальгамой (причем в раствор иногда вводят сернокислую медь);

2) амальгамация в хлорной воде той же цинковой амальгамой с последующей регенерацией (путем электролиза) раствора, выходящего из амальгамационных аппаратов.

Первый метод был предложен в комбинации с сернокислой медью в 1918 г. Захером и применялся на ряде фабрик в Южной Африке, а также на уральских фабриках.

Платиновый концентрат обрабатывается при перемешивании в бочке с цинковой амальгамой в разбавленном растворе серной кислоты (и иногда — сернокислой меди). При этом переход цинка в раствор вызывает выделение водорода на поверхности платины.

Поверхность платины в обычных условиях загрязнена весьма тонким слоем окислов, адсорбированного кислорода и других загрязнений. Уже при растворяющем действии серной кислоты удаляются некоторые окислы неблагородных металлов (например, железа) и в небольшой степени часть окисленной пленки платины. Водород, выделяющийся на поверхности, активирует ее, удаляя адсорбированный кислород и тонкую пленку окиси. В случае применения цинковой амальгамы реакции могут быть представлены следующим образом:

$$Zn \rightarrow Zn^{++} + 2\ominus,$$
$$2H^{+} + 2\ominus \rightarrow 2H.$$

Первая реакция протекает на поверхности цинковой амальгамы, а вторая — на поверхности платиновых частиц.

Вслед за смачиванием поверхности платины происходит пропитывание платиновых частиц ртутью. При этом образуются интерметаллические соединения, рассмотренные выше при описании системы платина-ртуть. Диффузия ртути в платину происходит довольно медленно, и вследствие этого многие частицы остаются только поверхностно амальгамированными. При амальгамации платина в еще меньшей степени растворяется в ртути, чем золото. При обыкновенной температуре растворимость платины в 8 раз меньше, чем золота [53]. На 1 *кг* ртути, отжатой от платиновой амальгамы, остается около 0,2 *г* платины в растворенном состоянии.

В промышленной и в лабораторной практике амальгамации для повышения извлечения иногда считают целесообразным вводить в процесс сернокислую медь. Последняя при действии электрохимической пары образует слой цементной меди на активированной и, возможно, на трудно поддающейся активации поверхности платины по реакциям:

$$Zn \rightarrow Zn^{++} + 2\ominus,$$
$$Cu^{++} + 2\ominus \rightarrow Cu.$$

Пленка свежевосстановленной меди легко поддается амальгамации, как это было указано выше при рассмотрении условий образования медной амальгамы. Этот процесс дополняет первый, что существенно для некоторых разностей платиновых зерен, трудно поддающихся амальгамации.

Могут возникнуть осложнения при амальгамации железистой платины (которая характерна для ряда месторождений Урала). Эти осложнения, состоящие преимущественно в понижении извлечения, устраняются путем предварительной (перед амальгамацией) кислотной обработки для удаления слоя окислов железа [54].

Концентраты, содержащие зерна железистой платины (ферроплатина — по классификации акад. В. И. Вернадского), дают относительно низкое извлечение, в пределах от 50 до 60%, если к ним не применяется предварительная обработка слабым (около 0,5%) раствором серной кислоты. В результате их обработки данным раствором перед амальгамацией можно достигнуть извлечения платины до 98%.

Тот же принцип — активация поверхности частиц, которая приводила бы к смачиванию ртутью, лежит в основе второго метода амальгамации платины. Хотя этот метод предложен еще в 1928 г. (Энзлином и Эклундом), но до настоящего времени применяется в весьма ограниченных размерах.

§ 37. Общие условия, определяющие образование амальгам

К процессам, определяющим переход металлов в амальгаму вследствие смачивания ртутью, относятся:

1) обнажение свежих поверхностей частиц металла, вкрапленных в руду, и немедленное приведение их в соприкосновение со ртутью;

2) обработка загрязненных поверхностей металлов специальными реагентами с целью снятия пленки, мешающей смачиванию;

3) активация поверхностей металлов путем удаления с них адсорбированного кислорода и восстановления пленки окислов, которая в той или иной степени имеется на поверхности всех металлов и сплавов;

4) образование на поверхности частиц вспомогательных пленок свежевосстановленного металла, легко поддающегося смачиванию ртутью.

Наряду с указанными условиями существенное значение имеет стабильность образующейся дисперсной системы, так как отдельные частицы извлекаемого металла не только должны быть увлечены под уровень поверхности ртути, но они должны быть также удержаны в ней путем образования достаточно стабильной дисперсной системы.

Для выполнения последнего условия необходимо химическое взаимодействие между ртутью и амальгамируемым металлом или поверхностным металлическим слоем. Указанное взаимодействие в изученных случаях образования амальгам приводит к образованию химических соединений или твердых растворов.

Резюмируя все условия, определяющие переход металлических частиц в ртутную фазу, можно сформулировать следующее правило осуществления амальгамации: частицы самородных металлов (или другие металлические частицы), поступающие в амальгамационные аппараты, переходят в амальгаму в том случае, если они подготовлены к смачиванию путем обнажения свежих поверхностей, очищением, активацией или осаждением слоя другого металла. Изученные случаи амальгамации дают возможность притти к выводу, что смачивание ртутью сопровождается образованием смачиваемым металлом амальгам, отвечающих по своему составу химическим соединениям или твердым растворам.

§ 38. Методы амальгамации

Улавливание золота ртутью или амальгамированной поверхностью металла осуществляется различными способами, которые могут быть подразделены на следующие группы:

1) внутренняя амальгамация, при которой процесс улавливания происходит внутри измельчающих аппаратов одновременно с процессом измельчения (в бегунных чашах, толчеях, шаровых и галечных мельницах);

2) наружная (или внешняя) амальгамация, при которой процесс улавливания золота происходит вне измельчающих аппаратов (на шлюзах, в амальгаматорах); этот вид амальгамации может применяться в цикле измельчения, если амальгамационные аппараты устанавливаются между мельницей и классификатором.

В настоящее время амальгамация, как самостоятельный метод улавливания золота из измельченной руды, утрачивает свое значение. Это объясняется прежде всего развитием цианистого процесса и методов гравитационного извлечения золота из измельченной руды. Кроме того бегуны и толчеи, широко применявшиеся как измельчающие аппараты при обработке золотых руд, в настоящее время в значительной мере вытеснены шаровыми мельницами, являющимися более совершенными измельчающими аппаратами. Непосредственная амальгамация заменяется обогащением золотых руд на шлюзах с последующей обработкой богатых концентратов амальгамацией в бочках или чанах. Применение гидравлических ловушек и отсадочных машин в цикле измельчения перед цианированием позволяет извлекать не только свободное золото, но также и сульфиды. Это облегчает последующий процесс цианирования.

Как главный процесс, амальгамация удержалась только на мелких предприятиях при извлечении золота из чисто кварцевых и окисленных руд.

§ 39. Внутренняя амальгамация

Внутренняя амальгамация осуществляется в следующих аппаратах: 1) бегунных чашах, 2) толчеях, 3) галечных, стержневых и, редко, в шаровых мельницах.

К внутренней амальгамации также относится извлечение золота растиранием концентрата в бочках (баррелях) и чанах-амальгаматорах.

Процесс внутренней амальгамации заключается в непосредственном улавливании частиц золота поверхностью ртути в момент обнажения золота от минеральной оболочки.

При внутренней амальгамации ртуть чаще всего заливается в аппарат. В некоторых случаях внутри бегунных чаш или других аппаратов подвешиваются амальгамированные медные листы.

Количество заливаемой ртути и промежутки времени между заливками определяются характером руды, содержанием золота и условиями ведения процесса. Для каждой руды эти факторы устанавливаются преимущественно по данным практики ее обработки и лишь отчасти по результатам исследований. Количество заливаемой ртути по отношению к содержанию золота в обрабатываемой руде обычно находится в пределах от 3 : 1 до 6 : 1, а иногда и выше.

При обработке руд, вызывающих значительную потерю ртути вследствие пемзования (например, сурьмянистых, мышьяковистых), последнюю заливают небольшими порциями и съемку амальгамы доводят до 2—3 раз в сутки. При заливке ртути большими порциями и при более редкой съемке ртуть, а с ней и амальгамированное золото выносятся из аппарата. Вследствие значительных интервалов в подаче ртути амальгамация по истечении некоторого времени почти прекращается впредь до следующей заливки. Перед заливкой

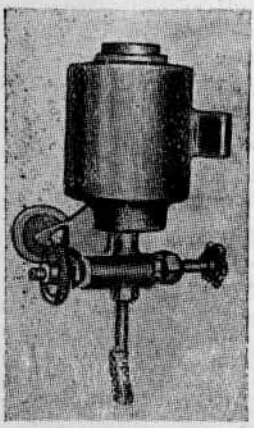
производится отвешивание ртути в тарированном сосуде на весах типа Беранже. Заливку производят через интервалы от 1 до 2 час.; иногда этот интервал понижается до ¼ часа или увеличивается до 3 час.

Обычно количество заливаемой ртути берут от двух до пяти раз больше того, которое остается в отжатой амальгаме. Для амальгамации крупного золота следует заливать ртуть в соотношении к золоту 4 — 6 : 1, а для мелкого 6 — 10 : 1.

Более равномерная заливка ртути в измельчающий аппарат дает лучшие результаты амальгамации и уменьшает вынос амальгамы на шлюз или в ловушку.

Для успешного улавливания золота консистенция амальгамы не должна изменяться в значительных пределах.

В американской практике в последние годы для автоматической подачи ртути применяется питатель фирмы Гибсон (фиг. 35). Этот питатель имеет форму закрытого цилиндрического сосуда с краном внизу, вращающимся от червячной передачи, приводимой в движение от общей трансмиссии или от специального моторчика.



Фиг. 35. Питатель ртути (типа Гибсон)

При внутренней амальгамации для улавливания золота также применяются амальгамированные медные бортовые листы, подвешиваемые на края бегунной чаши или устанавливаемые на внутренних поверхностях корпуса толчеи. Листы устанавливаются в целях создания большей поверхности соприкосновения со ртутью, понижения выноса ртути из рабочего пространства и повышения производительности измельчающего устройства за счет более интенсивной его эксплоатации и сокращения времени, затрачиваемого на выхаживание чаши перед съемкой амальгамы.

Сполоск или съемка амальгамы производится по накоплении ее в амальгамационном аппарате. Перед сполоском прекращают подачу руды и начинают выхаживать чашу или корыто, т. е. по возможности промалывают и удаляют оставшуюся в них руду. Затем останавливают бегуны (или песты в толчее) и выбирают в ведра или в ендовы смесь амальгамы и песка.

Иногда эту смесь, оставшуюся на дне аппарата, смывают струей воды на амальгамационный шлюз. После сполоска производится отмывка амальгамы от песка на небольшом ручном вашгерде. На больших амальгамационных фабриках устанавливаются специальные промывочные чаши, называемые батеа или механическими вашгердами, устройство которых описывается ниже.

§ 40. Устройство бегунных чаш и амальгамация в них

Бегунные чаши и толчеи являются измельчающими приборами, но устройство и работа их должны рассматриваться в связи с процессом амальгамации, так как в настоящее время в золотой промышленности их применяют исключительно при извлечении золота амальгамацией.

Бегунные чаши (или чилийские мельницы) представляют приборы, принцип работы которых состоит в измельчении руды цилиндрической поверхностью тяжелого бегуна (жернова), катящегося по горизонтальной поверхности вкладышей. В одном агрегате устанав-

ливается от 2 до 6 бегунов. Измельчение, таким образом, производится одновременно дроблением (при качении) между двумя сближающимися поверхностями и истиранием при скольжении одной поверхности по другой. Вследствие скольжения и происходящего поэтому переизмельчения образуется значительное количество тонких классов, и гранулометрическая характеристика продукта измельчения в бегунной чаше представляет кривую, круто падающую к оси абсцисс.

На предприятиях СССР встречаются следующие три типа двухбегунных тихоходных чаш: 1) кочкарские — ось вращается с бегуном, неподвижно укрепленным на ней; 2) березовские — с неподвижной осью, на которой вращается бегун; 3) чаши Бейльдона, представляющие утяжеленные бегунные чаши, по конструкции весьма близкие к кочкарскому типу. Характеристика бегунных чаш дана в табл. 15.

По конструкции привода различают бегунные чаши с нижним и с верхним приводом. Для целей амальгамации вторые малопригодны и поэтому в золотой промышленности встречаются как исключение. Хотя верхний привод более доступен ремонту и наблюдению и не вызывает необходимости увеличивать фундамент, как это имеет место при нижнем приводе, но с него в чашу попадает смазочное масло, что вызывает усиленный снос ртути и понижение извлечения золота.

Наряду с двухбегунными тихоходными чашами, преимущественно в заграничной практике, встречаются трехбегунные быстроходные чаши («чилийские мельницы») и шестибегунные чаши (Лэнна).

Для внутренней амальгамации более пригодны тихоходные бегуны. Это объясняется тем, что тихоходные бегуны значительно меньше разбивают ртуть на шарики; последнее предотвращает ее пемзование, а следовательно, и снос. В отношении ритма в работе машины и производительности трехбегунные и шестибегунные чаши стоят выше двухбегунных, так как у них более равномерно распределяется давление отдельных бегунов и усилия, действующие на них от привода. Вследствие этого получается более эффективный размол на единицу площади.

Бегунная чаша Бейльдона показана на фиг. 36. Эта утяжеленная чаша (вес одного бегуна 5 т) отличается высокой производительностью (чаша обрабатывает в сутки 40 т руды и больше). Название чаше дано по имени бывшего главного инженера Кочкарской английской компании (Beyldon), предложившего употреблять бегуны утяжеленного типа с устройством каретки, принятым на кочкарском предприятии. На вновь монтируемых бегунных фабриках СССР почти исключительно устанавливаются чаши, представляющие дальнейшее развитие конструкции чаши Бейльдона. На фиг. 37—40 показана современная конструкция их и отдельных деталей.

На фиг. 37 показана выпускная сетка, рама которой укрепляется при помощи заклинки в прорезе борта чаши. Измельчение руды производится на поверхности стальных вкладышей (см. фиг. 40), которые состоят из 4—8 секторов, укрепляемых заклинкой на дне чаши.

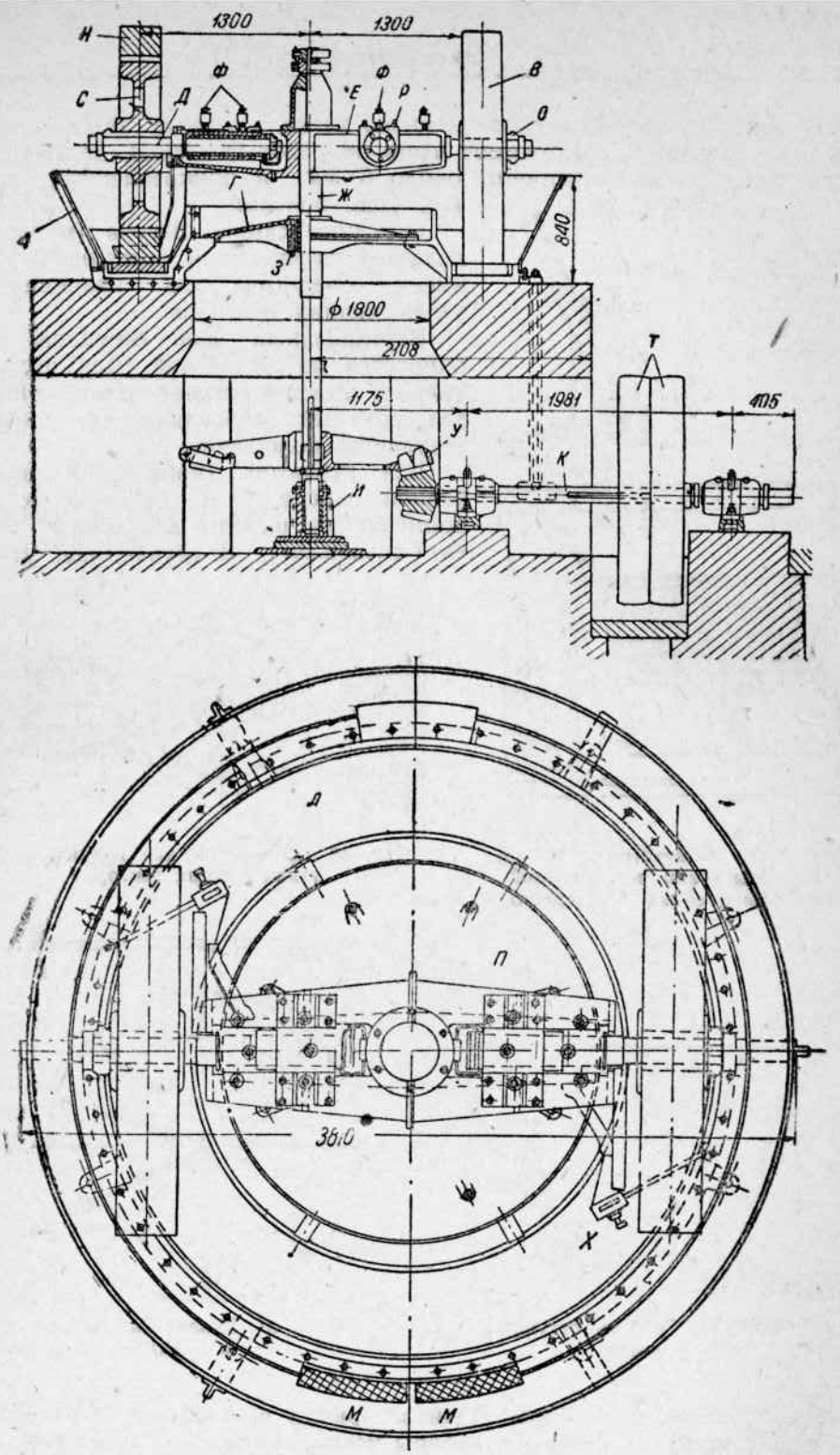
Укрепление стальных бандажей на бегунах производится при помощи деревянных расклинок.

Чаша отливается из чугуна. При больших размерах она делается разъемной. Выгрузка чаши может производиться через специальный

Таблица 16

Характеристика бегунных чаш

Показатели	Тип чаши					
	Березовский		Кочкарский		Бейльдона	
	старый	новый	старый	новый крупный	легкий	тяжелый
Число бегунов	2	3	2	2	2	2
Диаметр бегуна, *мм*	1980	1620	1320	1830	1770	1830
Ширина бандажей, *мм*	305	305	254	305	250	305
Толщина бандажей, *мм*	152	152	200	225	200	200
Радиус вращения, *м*	1,190	1,090	1,127	1,300	1,300	1,300
Ширина вкладыша, *м*	0,450	0,382	0,500	0,400	0,340	0,400
Толщина вкладыша, *м*	0,090	0,090	0,075	0,090	0,090	0,090
Полный вес 1 бегуна, *кг*	4900	3300	1800	4000	3000	3600
Число об/мин	11	15—16	12—13	12	13—14	13—14
Общая длина сеток, *мм*	2700	3650	—	1160	3750	2250
Высота порога, *мм*	180	295	—	225	125	125
Характер руды	Кварцевая	Охристая	Кварцевая, охристая и колчеданная			
Характеристика предварительного дробления	Без предварительного дробления, куски в 50—150 *мм*		руда, предварительно дробленая до 50 *мм*			
Мощность двигателя, *квт*	7,5	10,7	6—7	13	10,7	13—15
Средняя суточная производительность, *т*	18	25	16	34	30—40	45—65
Изнашивание на 1 *т* бандажей руды, *кг*	0,5	—	—	0,5	—	—
вкладышей	0,6	—	—	0,8	—	—



Фиг. 36. Бегунная чаша утяжеленного типа (Бейльдона)

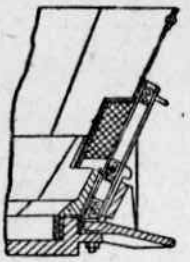
А — чаша; В — собственно бегун (или жернов); Г — крестовина; Д — ось бегуна; Е — каретка; Ж — вертикальный вал; З — стакан (подшипник) вертикального вала; И — подпятник; К — приводной вал; Л — вкладыш; М — отверстия для выгрузки, закрытые сетками; Н — бандаж бегуна; О — упорные кольца, надеваемые на конец оси; П — поперечные цапфы, которыми муфта, надеваемая на ось бегуна, ложится в неподвижные подшипники каретки; Р — подшипник (подвижной) каретки, внутри которого вращается ось; С — отверстие для навинчивания секторов, утяжеляющих бегун; Т — шкивы для привода от двигателя; У — зубчатая коническая шестеренная передача горизонтального вала к вертикальному; Ф — масленки; Х — гребни (в увеличенном размере показаны на фиг. 39).

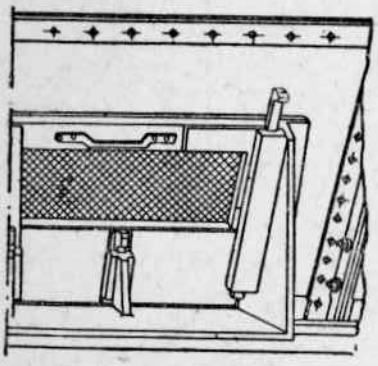
люк, расположенный противоположно сетке. Съемные борты чаши, предохраняющие содержимое чаши от разбрызгивания, делаются из листового железа толщиной около 6 *мм* и прикрепляются к самой чаше болтами.

Середина самого бегуна (медведка) делается из чугунной отливки, которая имеет отверстия для навинчивания утяжеляющих секторов.

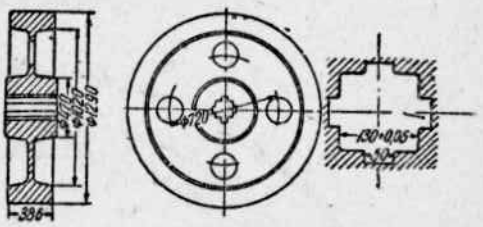
Вертикальный вал бегунной чаши опирается на подпятник. Для подъема каретки имеется установительный штурвал, который закрепляется в соответствующем положении.

Для зубчатой (конической) шестеренной передачи в бегунных чашах применяются наборы деревянных зубьев («кулачьев»). В случае чаш утяже-

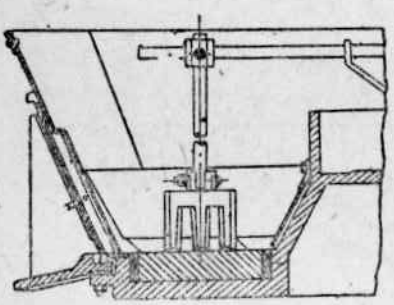




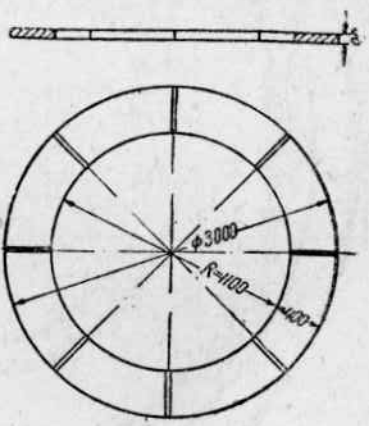
Фиг. 37. Отверстие с сеткой для выгрузки из бегунной чаши (вид сбоку и спереди)



Фиг. 38. Отверстия для навинчивания утяжеляющих секторов



Фиг. 39. Гребень бегунной чаши



Фиг. 40. Вкладыши (разрез и план)

ленного типа эти наборы устанавливаются в два ряда (фиг. 36, *У*). В чашах меньших размеров наборы устанавливаются в один ряд. Для нормальной работы бегунных чаш большое значение имеет качество зубьев. Они должны изготовляться из твердых сортов дерева и провариваться в масле.

Характеристика типизированных бегунных чаш (Бейльдона) приведена в табл. 16.

Таблица 16

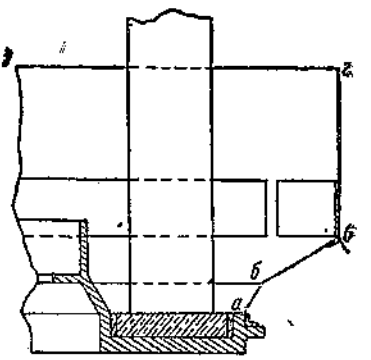
Типизированные бегунные чаши Бейльдона

Диаметр чаши, *мм*	Диаметр и толщина бегуна, *мм*	Число оборотов в мин.	Потребная мощность *квт*	Вес, *т*	Габариты, *мм*		
					длина	ширина	высота
1800	900 × 200	16	4	3	3500	2500	2600
2400	1300 × 250	14—16	6,2	11,6	4400	3000	3500
3600	1800 × 300	12—16	13	24,8	5600	3800	4100

Фундаменты бегунных чаш делаются из бетона, кирпича, камня или дерева.

Наряду с двухбегунными чашами в практике советской золотой промышленности применяются трехбегунные чаши, делающие большее число оборотов, чем двухбегунные, но меньше, чем быстроходные трехбегунные чилийские мельницы. Такие чаши могут работать при 17—18 оборотах, и в случае применения для амальгамации бортовых листов суточная производительность их доходит до 55—60 *т*.

На фиг. 41 показано устройство каретки трехбегунной чаши. В трехосевой каретке размеры осей, устройства для присоединения их к каретке и другие детали совпадают с соответствующими деталями в двухбегунных чашах. Наряду с этим необходимо установить зубья большой шестерни, рассчитанные на передачу большего усилия. Как показывает опыт работы трехбегунных чаш на золотоизвлекательной фабрике им. Орджоникидзе в Степняке, амальгамация руд в них дает более высокие результаты как по производительности, так и по проценту извлечения золота (см. табл. 17).



Фиг. 41. Каретка трехбегунной чаши; схематический вид в плане (по И. И. Рутковскому)

Таблица 17

Сравнительная характеристика трех- и двухбегунных чаш на заводе им. Орджоникидзе

(по И. С. Стахееву)

Тип бегунной чаши	Производительность чаши, *т/час*	Коэфициент машинного времени	% извлечения золота амальгамацией к показателю трехбегунной чаши, принятому за 100	Количество заливаемой ртути на 1 *г* извлеченного золота, *г*
Трехбегунная	2,06	0,740	100,0	5,01
Двухбегунная . . .	1,53	0,766	88,0	6,10

Производительность бегунов зависит от характера обрабатываемой руды, размеров ее кусков, числа оборотов в единицу времени, веса бегунов, их размеров, размеров площади вкладышей, величины и формы отверстий сетки, количества поступающей воды и способа подачи руды.

Для повышения производительности бегунных чаш необходимы предварительное дробление руды и регулярная подача руды и воды в чашу. Кроме того, необходимо следить за тем, чтобы число оборотов бегунов не было ниже допустимого и соответствовало конструкции данной чаши и ее состоянию (степени изношенности). Тихоходные бегуны (бейльдоны, кочкарские и березовские) делают до 14—16 об/мин; быстроходные бегуны имеют скорость вращения до 30 об/мин, а иногда и выше.

Введение подвесных (на бортах чаши) амальгамированных листов дает возможность значительно повысить скорость вращения бегунов и увеличить производительность без опасения за снос ртути, который наблюдается при заливке в чашу.

Надо заметить, что не всегда подвесные листы дают хорошие результаты, так как в некоторых случаях происходит значительное сдирание ртути с поверхности листов.

До развития стахановского движения на предприятиях золотой промышленности была распространена неверная точка зрения, что условия осуществления амальгамации противоречат дальнейшему повышению производительности бегунных чаш. Достижения стахановцев опровергли эту точку зрения. Так, применение предварительного дробления и стахановских методов работы дало возможность при питании чаши рудой размером 25—15 *мм* достигнуть увеличения производительности на 20—30%.

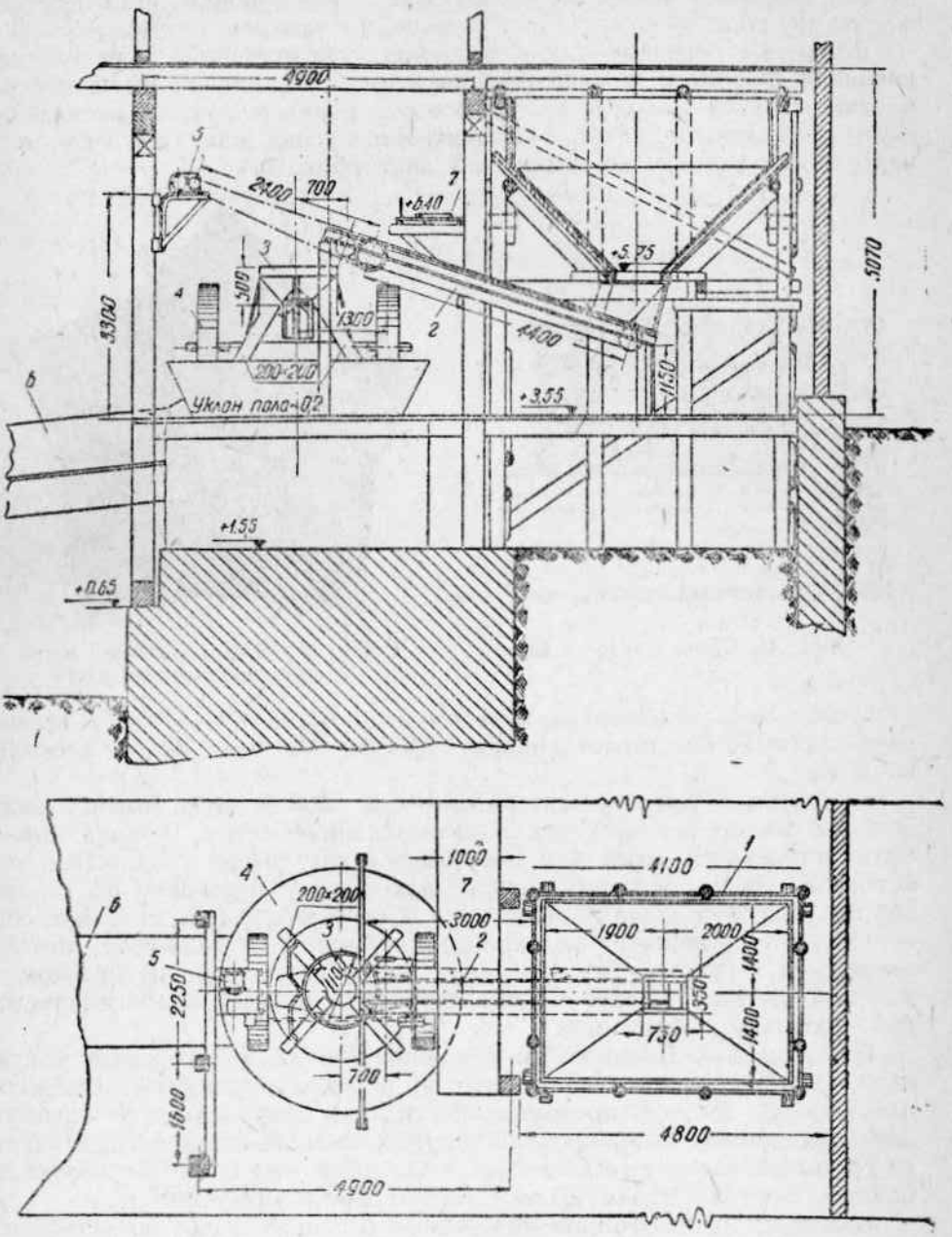
В последнее время на бегунных фабриках стахановцами достигнуто увеличение производительности двухбегунной (бейльдоновской) чаши до 60 *т* в результате предварительного дробления руды до 5 *см* и увеличение числа оборотов бегунов до 16 (при обычной крепости кварцевой руды). Для достижения наивысшей производительности имеет большое значение поддержание оптимального значения толщины слоя руды на поверхности вкладышей чаши.

Производительность чаш в Миассзолото в 1938 г. достигла в среднем 2,3 *т/час*, производительность составляла 70 *т/сутки*, а в отдельных случаях достигала даже 90 *т/сутки*. Общее количество воды, поступающей как в чашу, так и на листы, по отношению к руде обычно составляет от 10 : 1 до 14 : 1. Оно зависит от свойств руды и от конструкции чаши. Для обеспечения постоянного и равномерного поступления воды следует подавать ее из напорного чана с дренажным спуском.

При глинистых рудах и при рудах, содержащих тяжелые минералы, берут большее количество воды, чем при кварцевых.

Загрузка руды в бегунные чаши производится автоматически питателями или вручную. Для подачи руды в бегунную чашу употребляются питатели обычного типа (например, Челленджа). Недостатком их является подача руды в одно место. Более целесообразным устройством можно признать центральный питатель. Он устанавливается на каретке чаши и состоит из коробки и представляет собой воронку с широкими трубами, по которым руда поступает под каждый бегун. В воронку руда подается из бункера ленточным питателем. Коробка с трубами вращается вместе с кареткой, благодаря чему до-

стигается равномерная загрузка руды в чашу. Этим повышается производительность чаши и снижается износ рабочих поверхностей, устраняется необходимость ремонта каретки. Центральный питатель



Фиг. 42. Установка центрального питателя

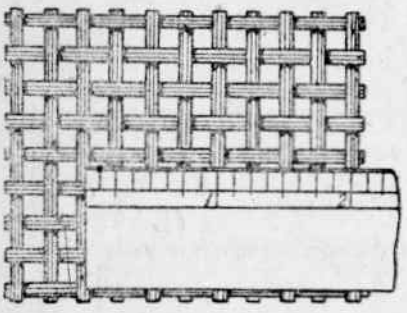
1 — бункер; 2 — ленточный питатель; 3 — центральный питатель; 4 — бегуны Бейльдона; 5 — мотор для питателя; 6 — амальгамационный шлюз; 7 — площадка

и коробка в практике заграничных предприятий устанавливаются на трехбегунных и шестибегунных чашах.

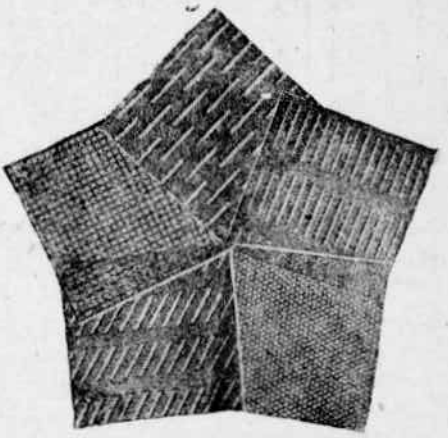
На фиг. 42 показана установка центрального питателя на бегунной фабрике (Центр. рудник Запсибзолото). Руда из бункера подает-

ся в воронку центрального питателя при помощи ленточного питателя. Для предохранения воронки от ударов над центром ее установлен вершиной вверх железный конус. Из воронки, смонтированной на каретке, руда поступает в чашу по четырем патрубкам.

Разгрузка бегунной чаши происходит механически в результате волнения пульпы и повышения при этом ее уровня выше порога в чаше. Пульпа выходит из чаши через порог и сквозь металлическую проволочную сетку, установленную над ним (фиг. 43), или через проштампованный железный лист (фиг. 44).



Фиг. 43. Проволочная сетка



Фиг. 44. Штампованные листы и одна проволочная сетка

Живое сечение штампованной сетки составляет 20—40%, в проволочных сетках оно может доходить до 80%, но чаще бывает несколько ниже.

В бегунных чашах устанавливают как проволочную (имея в виду большее живое сечение), так и штампованную сетку. В чаше может быть установлена одна или несколько сеток. Высота порога, над которым устанавливается сетка, находится в пределах от 125 до 300 *мм*. Мусор и щепа, попадающие в бегунные чаши, засоряют сетку чаш, что понижает их производительность и вызывает потери амальгамы и золота. Во избежание этого сетку очищают сачком и жесткой щеткой. Мусор и щепа сжигаются и зола амальгамируется (или плавится с флюсами).

По сравнению с шаровыми мельницами и даже с толчеями бегунные чаши расходуют больше энергии и воды и занимают большую площадь. В золотой промышленности они применяются в качестве амальгамационных приборов, в которых амальгамация осуществляется одновременно с измельчением, в то время как шаровые мельницы используются по преимуществу только для измельчения руд.

В советской золотопромышленности бегунные чаши представляют самый распространенный аппарат для амальгамации рудного золота на предприятиях небольшой производительности.

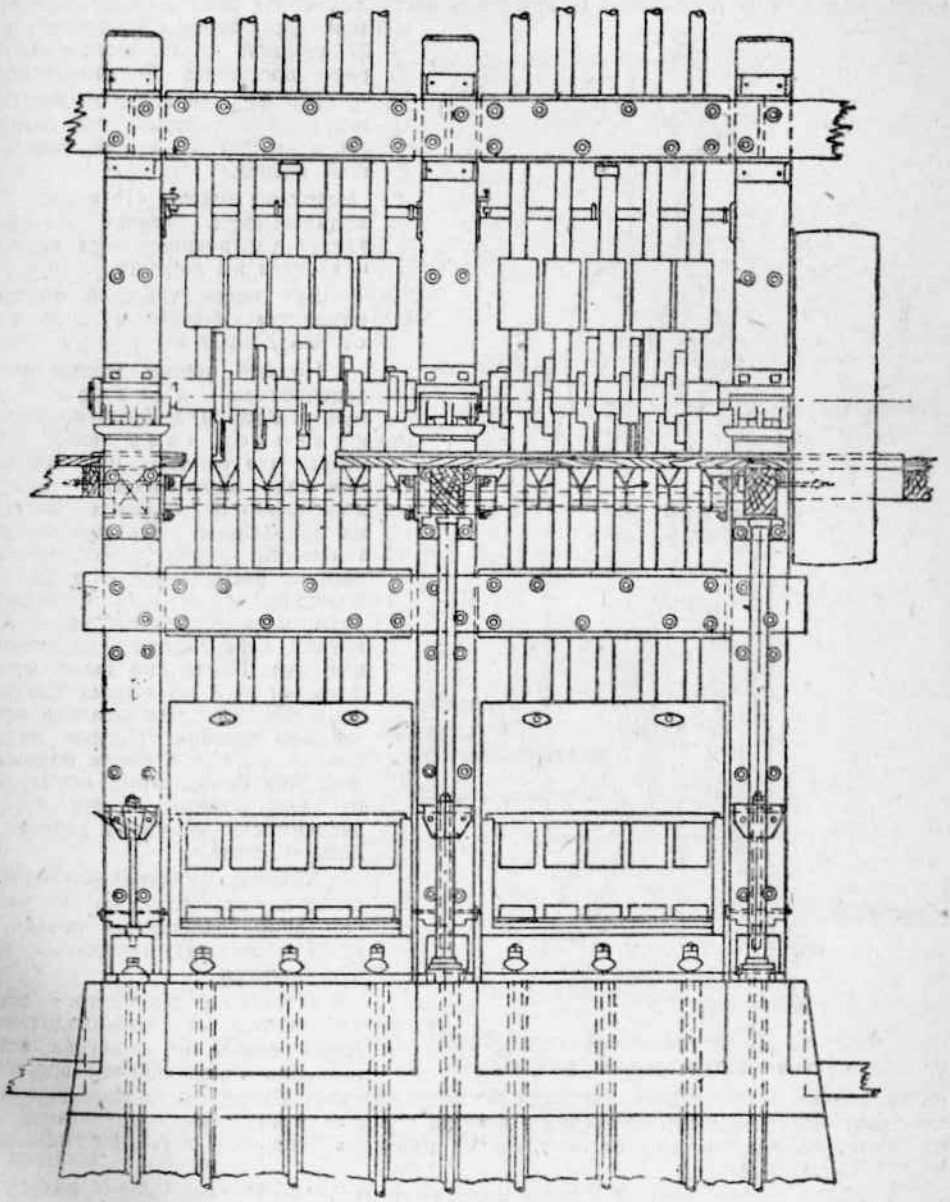
41. Толчеи и амальгамация в них

В начале двадцатого века в Южной Африке, Америке и в некоторых других странах толчейные ставы представляли наиболее распространенный агрегат для измельчения и амальгамации золотых руд.

В настоящее время на многих предприятиях указанных стран еще действуют толчейные фабрики, но при постройке новых фабрик обычно устанавливаются

другие измельчительные аппараты; при реконструкции толчеи заменяются шаровыми мельницами.

На небольших предприятиях в Канаде считают, что толчеи удобнее других аппаратов, так как дают малый выход тонких классов, что облегчает извлечение золота гравитационными методами обогащения, дополняющими амальгамацию.



Фиг. 45. Десятипестовый толчейный став (вид спереди)

В настоящее время в СССР толчеи можно встретить только на нескольких предприятиях (в Приморье и Забайкалье).

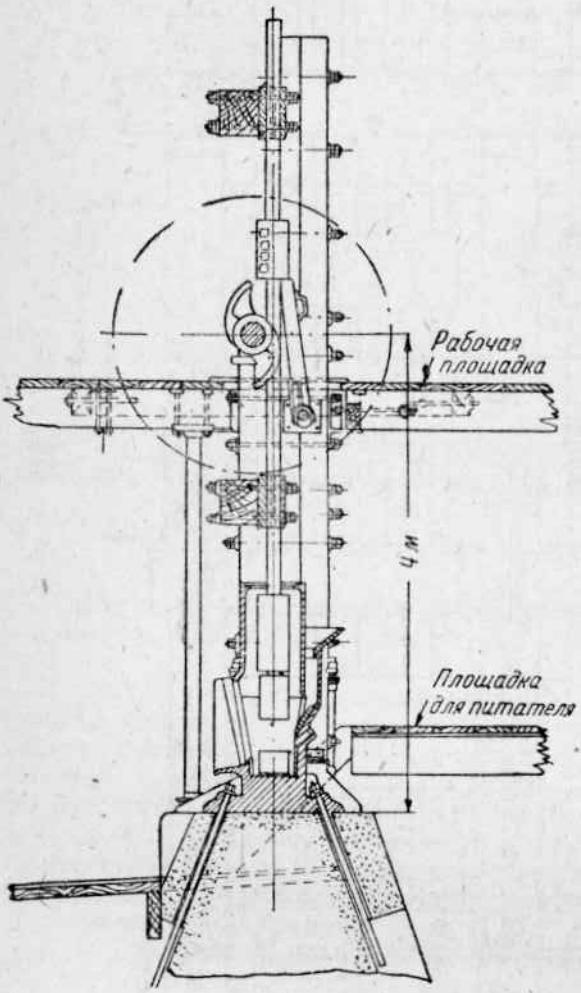
Широкое распространение толчей за границей объясняется большей производительностью их по сравнению с бегунными чашами, особенно в случае, если измельчение производится при сетках с отверстиями 8 *мм* и более крупных.

В толчеях измельчение руд происходит от падения песта, который ударяется бойком о слой руды, находящийся на поверхности наковальни (стула). При па-

дении пест повертывается на некоторый угол около своей оси, что производит небольшое истирающее действие.

Толчеи являются весьма старым аппаратом для мелкого дробления руд. Во второй половине XIX в. были сделаны значительные усовершенствования толчей (в Калифорнии и Трансваале).

К этим усовершенствованиям следует отнести: 1) введение круглой формы наковальни, бойка и головки; 2) вращение песта для более равномерного истирания дробящих поверхностей; 3) двойной кулак, форма которого построена по эвольвенте.



Фиг. 46. Десятипестовый толчейный став (вертикальный разрез)

На фиг. 45 показан десятипестовый толчейный став спереди, а на фиг. 46 его вертикальный разрез.

Нетрудно видеть, что производительность толчеи возрастает с увеличением веса пестов и высоты их падения.

Вес песта тяжелой толчеи находится обычно в пределах от 563 до 900 *кг*.

Подъем пестов достигается зацеплением кулаков за муфту. Кулаки располагаются на кулачном валу таким образом, что создают при вращении вала определенную последовательность падения пестов на наковальни. Эта последовательность гарантирует равномерное распределение руды на поверхности стульев и создает равномерное распределение нагрузки, передающейся на кулачный вал. Последний имеет продольный паз, служащий для укрепления на нем кулаков при помощи шпонок. Кулаки надеваются на вал в таком положении, что между ними образуется угол, равный 18 или 36° (в зависимости от числа пестов в данном ставе).

Контуры кулаков вычерчиваются по развертке круга, причем линия зацепления кулака с муфтэй должна находиться на оси стержня.

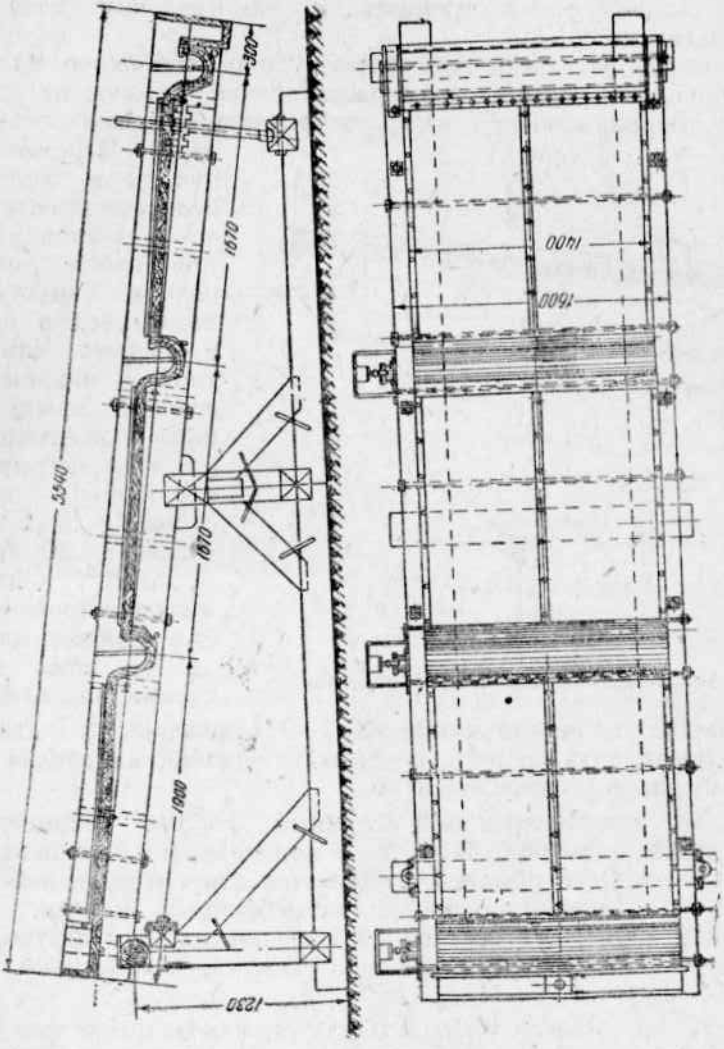
Высота падения песта определяет производительность става, но в случае превышения определенного предела не позволяет осуществлять внутреннюю амальгамацию. Ввиду этого уже довольно давно большая часть толчейных фабрик перешла с внутренней амальгамации на использование толчей для измельчения руды, поступающей затем на амальгамационные шлюзы.

В американских толчеях высота падения пестов 15—27 *см*. Число падений в минуту 88—104. Производительность на один пест составляет 2,3—10 *т/сутки* (при весе песта 380—680 *кг*).

Стулья (наковальни) устанавливаются внутри толчейного корыта. Последнее отливается цельным или делается разъемным из чугуна и облицовывается внутри стальными плитами. Между бункером и корытом устанавливается питатель Челленджа или другой аналогично действующий. В случае внутренней амальгамации корыто делают более широким. Измельченная руда увлекается водой (или раствором), поступающей по трубе в корыто, и пульпа переливается через порог сквозь сетку.

§ 42. Наружная (внешняя) амальгамация на шлюзах. Ловушки

Извлечение золота наружной амальгамацией производится обычно на амальгамированной поверхности медных листов, монтированных на наклонных деревянных столах, называемых шлюзами (фиг. 47). Наружная амальгамация встречается в современной практике



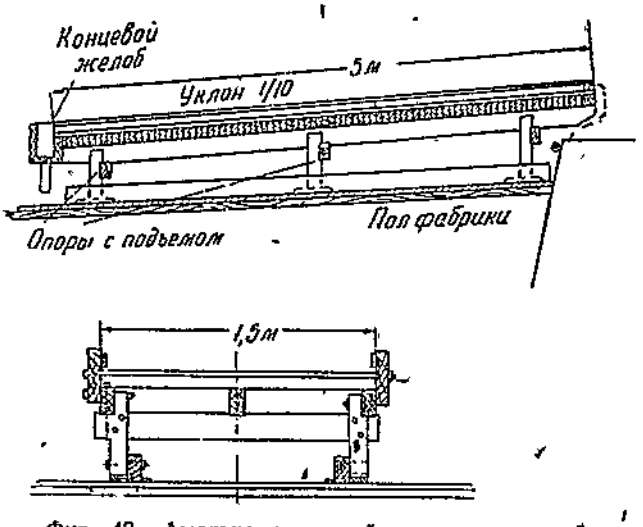
Фиг. 47. Амальгамационный шлюз малого размера (с уступами)

значительно чаще внутренней. При внутренней амальгамации наружная амальгамация на шлюзах обычно ей сопутствует. В этом случае пульпа, выходящая из аппаратов для внутренней амальгамации, поступает на поверхность амальгамационных шлюзов.

Амальгамационные шлюзы имеют закраины, не дающие пульпе переливаться. Шлюзы могут быть сплошные или с несколькими уступами. В конце шлюза обычно помещают ловушку для ртути и амальгамы. На бегунных фабриках между уступами шлюзов помещают промежуточные ловушки. Промежуточные ловушки имеют боковые люки, закрывающиеся крышками. Шлюзы ставятся или непосредственно за измельчающими аппаратами (при бегунных чашах и толчеях)

или на некотором расстоянии от них (при шаровых и стержневых мельницах). В последнем случае пульпа подается по трубам через распределитель. Шлюзы покрываются амальгамированными листами (обычно медными), длина[1] которых 1,5—2 *м*, а ширина 0,7—1 *м*. На больших предприятиях в настоящее время применяются сплошные шлюзы (фиг. 48), а также ступенчатые без промежуточных ловушек. Многоступенчатые шлюзы с промежуточными ловушками устанавливают в тех случаях, когда стремятся к максимальному извлечению золота амальгамацией.

Пороги между уступами способствуют перемешиванию пульпы и тем предотвращают возможное ее расслаивание, которое не дает части пульпы соприкасаться с амальгамированной поверхностью листов. Перемешивание пульпы в момент переливания ее с верхнего уступа на нижний способствует переходу золотин, находящихся в верхних и средних слоях потока, в нижние. Расстояния между уступами делаются до 0,7 *м*, и высота падения пульпы с верхней ступени уступа составляет 40—50 *мм*. Более длинные амальгамированные листы удобнее для ухода за ними и для съемки амальгамы.



Фиг. 48. Амальгамационный шлюз сплошной

Часто шлюзы делят по длине на 2—3 отделения, что дает возможность производить сполоск с одних отделений, направляя в это время пульпу по другим отделениям.

В качестве стандартных для бегунных фабрик рекомендуются шлюзы, указанные на фиг. 47, с 2—3 поперечными карманами, вделанными в шлюз. Особенностью их является относительно небольшая длина, 4—6 *м*, а также применение посеребренных медных листов (с наложением 150—300 *г* серебра на 1 $м^2$ поверхности листов). Размеры основных четырех типов шлюзов с их характеристикой приводятся в табл. 18.

Последние два размера пригодны для установки после чаш Бейльдона, а первые два для небольших (разведочных) чаш. Ртуть натирают на листы из электролитной меди или на посеребренные медные листы[2].

Медные листы имеют толщину около 3 *мм*. Более тонкие листы гнутся и вследствие этого не дают возможности создавать на погнутой поверхности ровный слой пульпы. Листы, помещаемые внутри из-

[1] Размеры листов — для советских фабрик. На иностранных (для широких шлюзов) эти размеры удваиваются.

[2] В некоторых случаях употребляют листы из сплава Мунца (60% меди и 40% цинка), обладающие большой жесткостью.

мельчающих аппаратов, ввиду происходящего истирания их поверхности делаются большей толщины (около 6 *мм*).

Обычный наклон шлюзов находится в пределах $^1/_6$—$^1/_{12}$ и в редких случаях понижается до $^1/_{24}$. Он связан с характером руды и отношением Ж : Т в пульпе. Основные условия правильной работы шлюза создаются регулированием: 1) наклона шлюза и 2) количества поступающей воды.

Таблица 18

Основные типы амальгамационных шлюзов

(Гипрозолото)

Тип шлюза	Рабочие размеры			Число карманов	Вес металлических деталей, *кг*	Объем дерева $м^3$	Габариты, *мм*		
	ширина, *м*	длина, *м*	площадь, $м^2$				ширина	длина	высота
Одинарный	1	4	4	2	300	1,7	1200	5060	1600
»	1,4	4,2	5,8	3	400	2	1600	5540	1600
Двойной	2	4	8	3	500	2,2	2200	5060	1900
»	2	6	12	3	700	2,8	2200	7330	1900

При обработке глинистых руд требуется большее количество воды при меньшем уклоне шлюза. В случае значительного содержания в руде сульфидов и других тяжелых минералов необходимы больший уклон шлюзов и большее разжижение пульпы.

Для установления режима амальгамации конструкция шлюзов должна давать возможность изменения уклона и регулирования подачи воды, поступающей на шлюз.

При выборе уклона шлюза всегда следует учитывать свойства пульпы, так как при уклоне шлюза выше некоторого значения, зависящего от минералогического и гранулометрического состава пульпы, начинается повышенный снос ртути. Поэтому при повышенном уклоне шлюза следует ставить более развитые ловушки.

Условия течения потока пульпы не должны допускать образования отложений твердой части пульпы, создающих з а и л и в а н и е. Наряду с этим разжижение пульпы должно обеспечивать опускание частиц золота до поверхности шлюза и свободное соприкосновение с амальгамированной поверхностью. Весьма высокое разжижение при пульпах сложного минералогического состава вызывает расслаивание их на компоненты. Оптимальное (а не максимальное) разжижение не должно допускать быстрого расслаивания пульпы, так как последнее приводит к оседанию частиц тяжелых минералов на поверхности амальгамационных листов.

Минимальное количество воды, обеспечивающее нормальную работу шлюзов, можно принять равным 4 : 1. Иногда работают и при меньшем отношении с более крутым уклоном шлюзов, но это не дает равномерного распределения пульпы на поверхности шлюза.

Площадь амальгамационных шлюзов на фабриках обычно составляет 0,25—0,50 $м^2$ на 1 *т* суточной производительности. Этому соот-

ветствует производительность шлюзов, равная 4—2 *т/сутки* на 1 *м²* поверхности листов.

В тех случаях, когда амальгамация предназначается только для извлечения крупного золота, перед последующими процессами, например, перед цианированием или флотацией, площадь амальгамированной поверхности может быть сокращена до 0,1—0,2 *м²/т* в сутки.

Осуществление внешней амальгамации возможно при измельчении руды, меньшем 8 меш. Более крупные частицы царапают амальгамированную поверхность медных листов и мешают улавливанию золота.

Перед натиркой ртутью поверхность медных листов должна очищаться. Это производится посредством тщательного протирания рабочей поверхности листов мокрым мелким речным песком, к которому для удаления налетов окислов и карбонатов меди добавляется хлористый аммоний. Иногда очистку поверхности производят слабой азотной кислотой. Листы после протирки обмывают водой и после этого 2,5%-ным раствором цианистого натрия (давая этому раствору некоторое время задержаться на поверхности). После обмывки следует натирка листов ртутью. Иногда натирка ртутью производится растиранием последней с песком, смоченным слабым цианистым раствором. Медные листы также могут быть легко наамальгамированы с помощью пасты, состоящей из влажного хлористого аммония (20% влаги), смешанного с тонко раздробленной ртутью.

Лучшие результаты как в части покрытия ртутью, так и в отношении улавливания золота получаются при применении посеребренных листов. Серебрение значительно понижает образование цветных налетов окиси меди и ее производных (гидраты и карбонаты) и, понижая поверхностное натяжение ртути, увеличивает косинус краевого угла смачивания золота, что повышает извлечение последнего при амальгамации. Кроме того медные листы с посеребренной поверхностью аккумулируют золото в меньшей степени.

Для серебрения медных листов пользуются следующими способами: 1) серебрение электролизом в цианистом растворе хлористого серебра, 2) осаждение серебра из растворов формалином или глюкозой, 3) натирка серебряной амальгамой.

Наилучшим по извлечению является первый способ, который, однако, требует предварительной подготовки и обработки листов. Второй процесс осуществим легче. Для серебрения вторым способом поверхность листа подвергается предварительной очистке (от окислов, жиров и др.). Листы вкладывают в деревянную рамку (для удержания раствора) и последовательно три раза наливают на поверхность листа: 1) раствор 2%-ного азотнокислого серебра в 5%-ном растворе аммиака и 2) 2%-ный раствор формалина. При наливании на лист получают слой жидкости толщиной 5—10 *мм*.

После первичного амальгамирования таким способом производят втирание серебряной амальгамы в поверхность листа.

На амальгамационных фабриках Алтая достигнуты хорошие результаты по серебрению листов путем восстановления серебра на их поверхности глюкозой.

Значительные затруднения возникают иногда вследствие образования цветного налета из окислов, карбонатов или других (нерастворимых в воде) соединений меди, а также из-за разъедания листов кислой водой и продуктами окисления обрабатываемой руды. Помимо серебрения листов, натирки их серебряной амальгамой

и применения натриевой амальгамы для радикального удаления налетов останавливают измельчающие устройства, из которых поступает пульпа, споласкивают поверхность листов и очищают их нашатырем, цианистым раствором или соляной кислотой. На некоторых фабриках устраивают подачу цианистого раствора каплями на головную часть шлюза. Применение цианистого раствора во избежание потерь золота должно производиться с осторожностью.

Указанные затруднения отпадают при амальгамации в цианистом растворе. В этом случае возникают другие затруднения, состоящие в том, что амальгама становится твердой, трудно счищается и частицы золота плохо смачиваются. Это явление связывают с действием извести, содержащейся в растворе в качестве защитной щелочи. Такое объяснение не является исчерпывающим, так как известь нередко вводится в неменьшей концентрации при амальгамации в воде.

Некоторое понижение извлечения золота при высокой концентрации щелочи объясняется образованием пленок как на поверхности золота, так и на амальгамированной поверхности. Образование пленки на поверхности амальгамационных листов затрудняет прилипание к ним ртути при натирке.

Ввиду этого следует более тщательно нормировать щелочь при амальгамации, чем это делается теперь на золотоизвлекательных фабриках. Известь необходимо периодически анализировать на содержание в ней CaO и загружать из расчета, чтобы концентрация щелочи в воде (в случае если амальгамацию ведут в щелочном растворе) составляла около 0,03% CaO. Некоторое количество извести, вводимой в пульпу, может улучшить условия амальгамации мелкого золота, повидимому, коагулируя последнее.

Улучшение извлечения золота на шлюзах при амальгамации в цианистом растворе может быть достигнуто после введения учащенной натирки ртутью и съемки амальгамы.

В некоторых случаях на листах наблюдаются темнобурые налеты, нерастворимые в перечисленных реактивах. Они состоят из мелких частиц пирита, которые прилипают к ртути вследствие соприкосновения с ней весьма мелких частиц золота, вкрапленных в пирит. Такие налеты могут быть удалены протиранием листов щеткой.

Иногда при действии сульфидов могут образовываться черные налеты сернистой ртути.

Для удаления с поверхности листов жира применяют соду.

Амальгамированные листы периодически один раз в 6 или 12 час. натираются ртутью, а в промежутках между натирками производят обрызгивание ртутью поверхности листов.

Съемку амальгамы с листов правильнее всего производить кусками резины, которыми счищают накопившийся слой. В некоторых случаях прибегают к деревянным скребкам и стальным ножам, что портит поверхность листов (царапание и образование выбоин) и вызывает излишнее снятие амальгамы с поверхности листа.

Перед съемкой амальгамы (перед сполоском) листы должны быть предварительно натерты добавочным количеством ртути. Этим достигается размягчение амальгамы и предотвращается возможность потерь ее во время сполоска.

Съемка амальгамы с листов производится, в зависимости от содержания золота в руде и условий ведения амальгамации, через 1—2 суток.

При амальгамации на шлюзах в цианистом растворе натирку ртутью и съемку амальгамы следует производить чаще, чтобы не допускать излишнего ее затвердевания.

Значительные улучшения амальгамации достигнуты стахановцем-амальгаматорщиком Е. Монаковым в 1936 г. на Кочкарском золотоизвлекательном заводе им. Артема путем ухода за листами. Им применялись более частые натирки листов ртутью — шесть раз в сутки, вместо двух, применявшихся ранее. Этим путем было достигнуто повышение извлечения почти в два раза.

Как указывалось выше, сполоск и выхаживание самой чаши требуют длительного времени, и поэтому сполоск может производиться выпусканием содержимого чаши на специальный подшлюзок, на котором производится отмывка амальгамы от рудного остатка. Обычно содержимое чаши смывается через шлюз. В последнем случае снимается сетка с порогом, в чашу подается увеличенное количество воды, и рабочие (обычно вдвоем) метлами вычищают чашу, переводя содержимое ее на шлюз.

При съемке амальгамы с поверхности листов посредством стирания резиной не следует производить полного удаления накопившегося слоя. Полное удаление слоя амальгамы влечет затруднения при последующей натирке ртутью и ухудшает извлечение золота. Слой амальгамы постепенно возрастает и периодически соскабливается после предварительного размягчения амальгамы посредством обработки паром.

Обработку паром производят в специальном железном чанке, в который помещают листы, наливают воду и подводят пар. После пропаривания амальгаму снимают деревянными скребками.

Иногда по истечении ряда лет для полного удаления с листов поверхностного слоя меди, пропитанного вследствие диффузии золотом, производят слабое нагревание, в результате которого поверхность листов покрывается тонким слоем окиси меди. Последний может быть легко счищен и направлен для переработки с целью получения золота.

Изнашивающиеся медные листы должны рассматриваться как золотосодержащие, и поэтому их после контрольного опробования сдают в переработку на электролитные заводы.

Для удержания ртути и амальгамы (а с ними и золота), сносимых со шлюзов, применяют промежуточные и концевые ловушки.

Промежуточные ловушки представляют длинные и узкие ящики или колоды, расположенные поперек шлюза в тех местах, где последний имеет уступ (см. фиг. 47).

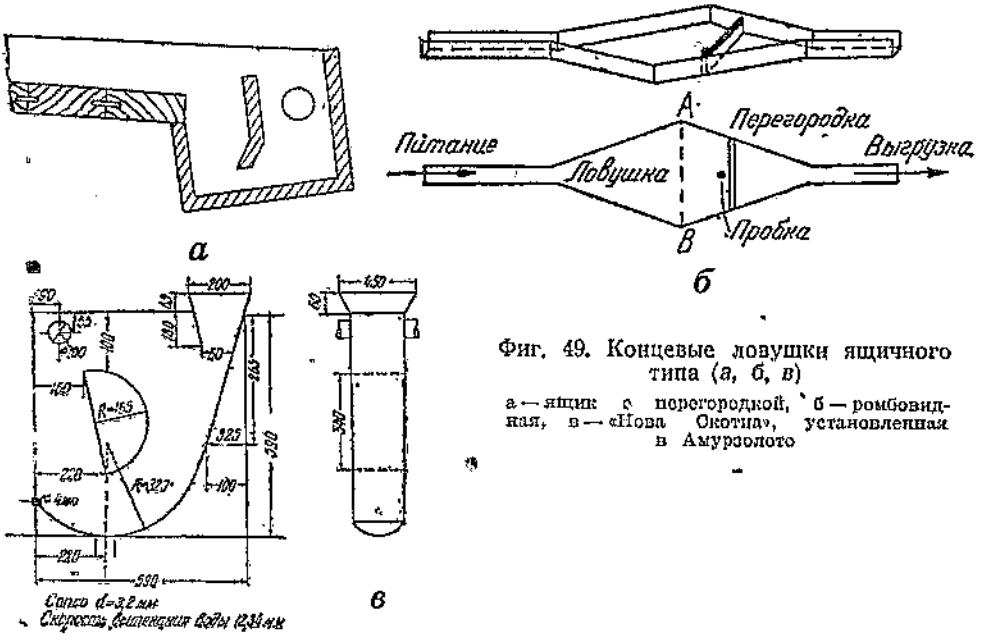
По длине шлюза в поперечном направлении устанавливают 2—3 промежуточные колоды, врезаемые заподлицо поверхности шлюза. В эти ловушки нередко вставляют в направлении, перпендикулярном движению пульпы, медные амальгамированные листы, предназначенные для более эффективного действия ловушки и для улавливания пловучего (весьма мелкого или пластинчатого) золота. С торца ловушки имеется выпускное отверстие, закрывающееся металлической крышкой или деревянной пробкой. При амальгамации крупного или тяжелого материала применение промежуточных ловушек нецелесообразно.

В случае применения сплошных шлюзов ограничиваются одними концевыми ловушками (фиг. 49 и 50), которые устанавливаются и на ступенчатых шлюзах.

Концевые ловушки представляют ящики (фиг. 49) или круглые сосуды (фиг. 50), в которые попадает рудная пульпа после прохождения по амальгамированным листам.

Работа ловушки зависит от скорости восходящей струи. Для расчета следует выбрать скорость в пределах от 3 до 6 *см/сек*. Скорость должна быть тем больше, чем выше отношение Ж : Т в пульпе и чем больше скорость падения частиц максимальных размера и удельного веса.

В некоторых случаях для улавливания амальгамы с успехом могут быть применены гидравлические ловушки с восходящей или пульсирующей струей.



Фиг. 49. Концевые ловушки ящичного типа (*а, б, в*)

а — ящик с перегородкой, б — ромбовидная, в — «Нова Скотиа», установленная в Амурзолото

Концевые ловушки ящичного типа состоят из узкого ящика с продольной вертикально поставленной перегородкой; длина ящика обычно равна ширине шлюза (фиг. 49, *а*).

Выгрузка ртути, амальгамы и осевших с ними тяжелых минералов производится через боковое отверстие. Ввиду того что применение ловушек не всегда обеспечивает полное улавливание ртути и амальгамы, отводящие пульпу желоба застилают сукнами и матами. Правильная конструкция концевых ловушек и наблюдение за их работой имеют большое значение для снижения потерь ртути и золота.

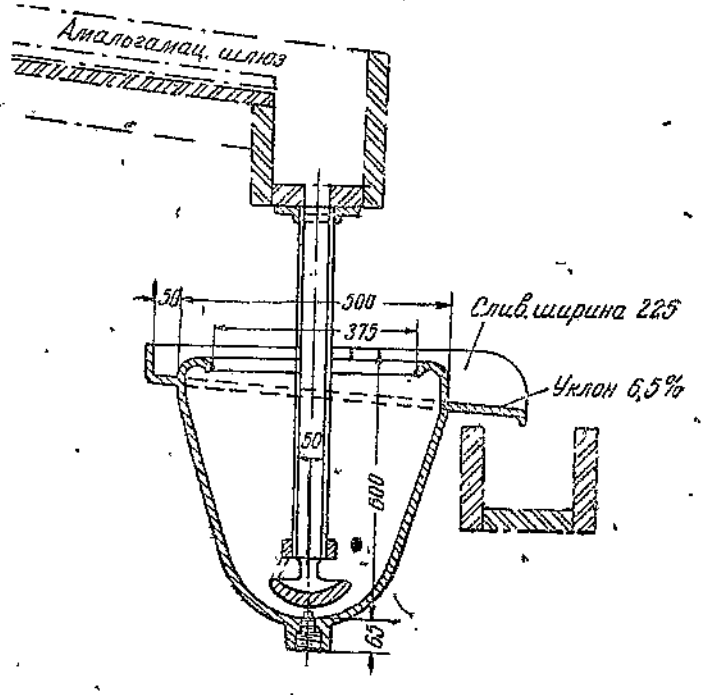
Другой тип ящичной ловушки представляет ловушка с перегородками (типа Аллена).

Она состоит из длинного, глубокого ящика, устанавливаемого с наклоном. Пульпа зигзагообразно протекает между вертикально поставленными амальгамационными листами. Для более полного улавливания ртуть заливают также на дно ящика.

Тип ловушки, известной по практике американских предприятий, показан на фиг. 49, *б*. Она состоит из ромбовидной коробки, в которой происходит расслаивание материала, движущегося в плоском потоке с переменной скоростью (наклон 10—15%). В суживающейся части устанавливается перегородка такой высоты, чтобы песок распо-

лагался не далее линии *АВ*. Амальгама периодически выпускается через отверстие, закрываемое пробкой. На фиг. 49, *в* показан новый тип ловушки, введенный на предприятии «Новая Скотиа» и с успехом примененный на Джалиндо-Урканском прииске Верхамурзолото

Сотрясающиеся (пульсирующие) амальгамационные шлюзы употребляются преимущественно при амальгамации руд, которые содержат тяжелые минералы (пирит, магнетит, барит и другие тяжелые минералы), покрывающие тяжелой пленкой амальгамированную поверхность и затрудняющие тем самым амальгамацию остальной ча-



Фиг. 50. Круглая концевая ловушка

сти руды. Кроме того они применяются в случае ограниченного разбавления пульпы (в цикле измельчения, при амальгамации в цианистом растворе).

§ 43. Потеря ртути и золота и зеленение листов при амальгамации

Для успешного осуществления амальгамации необходимо: поддержание чистой поверхности амальгамационных листов, предотвращение сноса ртути (а вместе с нею и золота), чистота ртути и отсутствие вредных примесей в воде.

Сколько-нибудь заметные примеси (более 0,1%) меди, цинка, свинца и других неблагородных металлов делают ртуть малопригодной для амальгамации. Загрязнение ртути происходит вследствие пользования минерализованной водой и обработки сульфидных и особенно сурьмянистых руд. При этом не только уменьшается косинус краевого угла смачивания ртутью золота и понижается скорость смачивания, но также весьма легко происходит разбивание ртути на мелкие шарики, покрывающиеся пленками окислов. Эти шарики уже не могут легко слипнуться с образованием более крупных капель и не прилипают к амальгамированной поверхности листов. Вследствие

этого ртуть в диспергированном состоянии, а с ней и золото уносятся из амальгамационных аппаратов. Образование мельчайшей мучнистой ртути называется пемзованием (flouring). Ухудшение свойств ртути, загрязненной примесями, носит название заболевания ртути (sickening). Это явление, приводящее к пемзованию, происходит вследствие: 1) плохой очистки ртути, 2) присутствия примесей в воде и 3) неблагоприятного для амальгамации состава руды.

Пемзованию ртути могут способствовать механические причины, вызывающие ненормальности процесса амальгамации. При внутренней амальгамации слишком интенсивная работа бегунов, толчен и, особенно, шаровой мельницы может вызвать усиленный вынос ртути в пемзованном состоянии. Этому способствует значительная величина относительной поверхности ртути, легко подвергающейся заболеванию. Снос ртути усиливается при недостаточной площади шлюзов и при неудовлетворительном устройстве ловушек, следующих за шлюзами.

В случае присутствия меди в форме растворимого соединения происходит восстановление ее железом до металла и образование легкой медной амальгамы, плохо смачивающей золото и весьма подверженной пемзованию. Это является широко распространенной причиной ненормальностей при амальгамации. При своевременной констатации этой причины расстройство процесса может быть устранено посредством предварительной нейтрализации воды известью. Повышенное пемзование ртути вследствие пользования кислыми рудничными водами вызывало потерю ртути на Аскольдской фабрике (в 1925 г.) до 160 *г/т* и на одной из бегунных фабрик Алтайзолото (в 1933 г.) до 400 *г/т*.

В некоторых случаях физический характер руды способствует значительному пемзованию. Например, графитистые руды иногда делают невозможным процесс амальгамации, так как шарики ртути прилипают к чешуйкам графита и уносятся последними.

Мышьяковистые и сурьмянистые руды также вызывают затруднения при амальгамации вследствие повышенного пемзования.

Кроме того следует остерегаться попадания в воду машинного масла.

Расход ртути при амальгамации зависит: 1) от рассмотренных химических причин, порождающих заболевание ртути; 2) от слишком интенсивной работы аппаратуры (в которую производится заливка ртути); 3) от механических дефектов в работе измельчающей аппаратуры и шлюзов, несоответствия их обрабатываемой руде и отсутствия ловушек; 4) от неправильной заливки и недостатков в регулировке аппаратов; 5) от дефектов в обработке и отгонке амальгамы; 6) от небрежности в работе.

При одной внешней амальгамации удается снизить расход ртути до 2—3 *г/т* обработанной руды.

В Хомстэке расход ртути составляет 2—5 *г/т*, в Южной Африке в среднем он составлял (в период широкого применения амальгамации) 5—6 *г/т;* в Тредвелле — 2,0—2,5 *г/т*. На бегунных фабриках Советского Союза расход ртути в 1937 г. составлял 6—10 *г/т*, опускаясь при применении только внешней амальгамации до 4 *г/т*. Выше приводились примеры высокой потери ртути в случаях расстройства процесса амальгамации. В табл. 19 показаны ориентировочные данные по расходу ртути в случае амальгамации руд разного состава.

Для улавливания сносимой ртути кроме ловушек могут быть весьма полезны ворсистые шлюзы, устанавливаемые после амальгамационных шлюзов преимущественно с целью улавливания золотосодержащих колчеданов и золота, покрытого слоем окислов (рубашкой) (табл. 19).

Таблица 19

Ориентировочный расход ртути при амальгамации руд и концентратов различного состава

Характер руды	Расход ртути, *мг/т* руды при		
	амальгамации всей руды		амальгамации гравитационного концентрата
	измельчение		
	тонкое	грубое	
Кварцевая окисленная	2—4	4—6	0,5—1,0
Кварцевая с незначительным количеством сульфидов	3—6	8—10	0,7—1,5
Руда со значительным количеством сульфидов	5—9	10—12	1,0—2,0
Руда с присутствием сурьмянистых и мышьяковистых минералов	10—15	12—20	2,0—3,0

Примечание. Минимальные цифры относятся к бедным по свободному золоту рудам (извлечение менее 2 *г/т*), максимальные—к богатым (извлечение более 5 *г/т*).

Заболевание ртути легко может быть замечено по изменению ее вида. При заболевании ртути капли не собираются в правильно очерченные сферы, а имеют продолговатую или неправильную форму с вялой поверхностью, покрытой черной пленкой. Эта пленка после удаления опять быстро образуется. Она состоит преимущественно из окислов тяжелых металлов, содержащихся в ртути, а отчасти из прилипших мелких частиц минералов, содержащихся в пульпе. Нередко эту пленку не удается удалить фильтрацией ртути через замшу.

Очистка загрязненной ртути производится взбалтыванием ее с соляной или азотной кислотами, щелочью или с цианистым раствором. В случае употребления азотной кислоты последнюю разбавляют в отношении 1 : 3. Азотная кислота удаляет медь и свинец, растворяя часть ртути. Соляная кислота удаляет цинк и в некоторой степени другие примеси.

В случае присутствия таких летучих примесей, как мышьяк или сурьма, и в случае, когда обработка кислотами недостаточно очищает ртуть, прибегают к перегонке ее в реторте под слоем негашеной извести или в присутствии железных стружек.

Для оживления ртути иногда прибавляют к ней металлический натрий в количестве 2—3 *г/кг* ртути.

Надо заметить, что потеря ртути является одной из причин потери золота, так как амальгамированные частицы золота всегда медленно растворяются в цианистых растворах и далеко не всегда извлекаются флотацией. Ввиду этого снос золота с пемзованной ртутью является не только причиной недоизвлечения при амальгамации, но и причиной снижения процента извлечения металла другими методами из хвостов после амальгамации.

Ртуть, сносимая со шлюзов, содержит от 3 до 14%.

Сильное пемзование ртути при амальгамации в бочке или чане (см. ниже) происходит при обработке сульфидных (пиритных) концентратов. Практика выработала способ борьбы с пемзованием ртути в этих случаях путем добавки плюмбита натрия (Na_2PbO_2), получаемого смешением растворимой свинцовой соли, например, уксуснокислого свинца, с раствором едкого натра.

Другим существенным затруднением, возникающим при амальгамации, как упоминалось выше, является цветение поверхности амальгамированных листов.

Различные соли меди после образования на поверхности амальгамы легко гидролизуются и выделяются в форме основных углекислых, сернокислых и хлористых соединений меди, разлагающихся с образованием гидрата окиси и карбоната.

Обычными средствами предупреждения цветения поверхности шлюзов являются: 1) удаление вредных примесей из состава воды и нейтрализация их в руде путем добавления известкового молока или гашеной извести; 2) оставление достаточного слоя амальгамы, насыщенной благородными металлами, для чего золотая амальгама счищается не до конца или, как указано выше, создается слой серебряной амальгамы посредством втирания ее или предварительного серебрения поверхности листов.

Достаточная консистенция амальгамы на шлюзах, не допускающая сноса ртути, узнается по надавливанию на поверхность ее. Если при этом образуется небольшое углубление, но не происходит выдавливания капель жидкой ртути, то можно считать натирку листов произведенной правильно.

При обработке некоторых охристых и глинистых руд добавление извести затрудняет извлечение амальгамацией, так как частицы охры и глины коагулируют и оседают на поверхности золотин, содержащихся в пульпе, чем затрудняют смачивание последних ртутью.

§ 44. Амальгаматоры

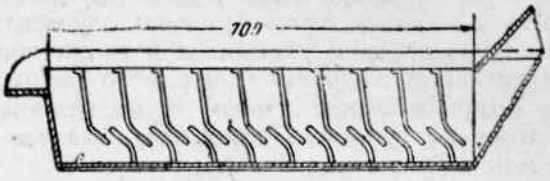
Амальгаматоры представляют аппараты, предназначенные для извлечения золота амальгамацией с применением более интенсивных методов, чем обычные способы амальгамации. Интенсивному действию амальгаматоров способствуют следующие факторы: 1) большая поверхность соприкосновения со ртутью; 2) большая длительность обработки; 3) растирающее действие, производящее удаление пленок с поверхности золотых частиц, а также производящее дополнительное измельчение.

Хотя амальгаматоры по характеру своего действия во многом отличны от других аппаратов для внешней амальгамации, но тем не менее амальгамацию в них обычно рассматривают как один из видов внешней амальгамации. Это не во всех случаях правильно, так как в некоторых амальгаматорах производится также доизмельчение амальгамируемого материала.

Ввиду указанного мы подразделяем амальгаматоры на две группы. К первой из них относятся амальгаматоры, работающие по принципу улавливания только при соприкосновении со ртутью. Ко второй относятся аппараты, в которых происходит растирание материала. Последнее всегда в той или иной степени сопровождается дополнительным измельчением и обнажением свежих поверхностей частиц золота. Ко второй группе мы относим также и амальгамацион-

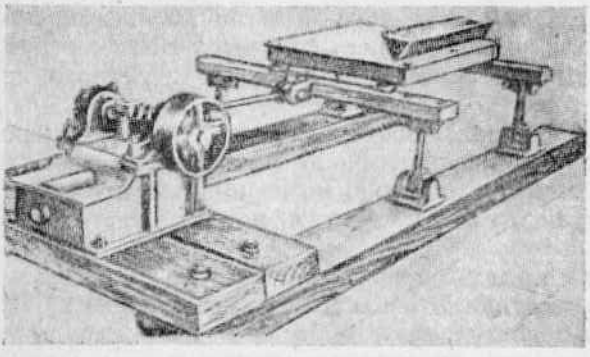
ные бочки, служащие для извлечения золота из рудных и шлиховых концентратов.

Амальгаматор Пирса предназначается для улавливания мелкого золота на поверхности вертикально поставленных амальгамированных медных листов, снабженных иногда промежуточными карманами с залитой в них ртутью. Он представляет железный или деревянный длинный ящик, внутри которого подвешен целый ряд чередующихся амальгамированных пластин, часть которых не доходит до дна, а другая — не доходит доверху (фиг. 51).

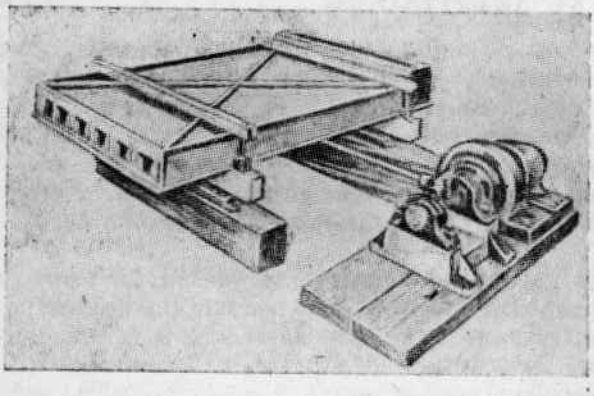


Фиг. 51. Разрез амальгаматора Пирса

Пульпа проходит зигзагообразный путь между этими пластинами, оставляя на амальгамированной поверхности часть весьма мелкого золота, которое с трудом опускается книзу, а потому не может быть уловлено на обыкновенных шлюзах, применяемых при внешней амальгамации. Данный аппарат отличается весьма большой компактностью при большой амальгамированной поверхности.



а



б

Фиг. 52. Амальгаматор Гибсона со скользящими опорами
а — на рычажных опорах; б — на скользящих опорах

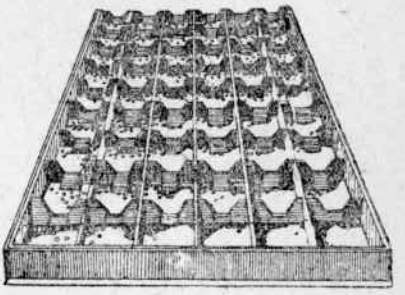
Перегородки имеют общую длину 3,5—4 *м* при общей площади, занимаемой амальгаматором, 0,2—0,8 *м*². Производительность амальгаматоров достигает 150—200 *т/сутки*.

Амальгаматор Пирса может быть включен после амальгамационных шлюзов с целью дополнения их или может быть установлен как самостоятельный аппарат для амальгамации продукта, выходящего из шаровой мельницы. В последнем случае на горловину мельницы надевается барабанный сетчатый грохот для отделения более крупного материала, а более мелкий продукт, проходящий через сетку, поступает в амальгаматор Пирса.

К недостаткам его следует отнести возможность забивания бо-

лее крупной и тяжелой фракцией руды. Кроме того съемка амальгамы требует большего времени, чем при амальгамации на шлюзах.

Ударный амальгаматор (типа Гибсона). Ударный (сотрясающийся) амальгаматор, сконструированный фирмой Гибсон, представляет (фиг. 52) железную коробку, которая закрывается крышкой и соединяется с механизмом, приводящим ее в непрерывное колебательное движение (120 сотрясений в минуту). Вследствие последнего пульпа, наполняющая коробку, находится в непрерывном волнении и ударяется о медные амальгамированные листы, поставленные вертикально и перпендикулярно направлению сотрясений. Для установки перегородок и для сообщения пульпе зигзагообразного движения между перегородками в коробку вставляется резиновое вкладное днище с бортами по краям, которое имеет углубления и перегородки с узкими прорезами для вставления листов и широкими — для движения пульпы (фиг. 53). Против прорезов, через которые движется пульпа, расположены щитки, предназначенные для сообщения зигзагообразного движения пульпе, обтекающей щитки после удара о них. Во время сполоска, после того как амальгамированные листы вынуты из прорезов, вкладное резиновое днище вынимается из коробки, и ртуть вместе с амальгамой осторожно переводится в приемник. Резиновые вкладные днища амальгаматора делаются из мягкой резины, устойчивой против изнашивания.



Фиг. 53. Внутреннее устройство коробки амальгаматора Гибсона (с шариками)

Перегородки, имеющиеся на дне резиновой вкладной части, понижаются в направлении к разгрузочному концу.

Амальгаматор ударного действия приводится в движение от специального устройства, показанного на фиг. 53.

Иногда коробки амальгаматоров 25-тонной производительности устанавливаются на головной части столов Вильфлея для улавливания не только крупного, но и мелкого золота; в этом случае по понятной причине специального устройства для приведения в движение не требуется. Для приведения в движение амальгаматоров большего размера (а в некоторых случаях и 25-тонных) устанавливается движущий механизм, дающий двусторонний удар, что сообщает пульпе соответствующее движение с ударом о вертикально поставленные листы амальгаматора.

Следует отметить, что в амальгаматоре механическим путем улавливаются золото в рубашке, некоторое количество платины и небольшие самородки. В результате длительного трения некоторые из зерен, покрытые окислами, очищаются и амальгамируются. Для усиления указанного действия в амальгаматор загружают стальные шарики диаметром в 1 *см* (из шарикоподшипников) в количестве 1600 на амальгаматор или 30 штук на отделение. Мелкие шары сильно способствуют очищению поверхности золота.

Ртуть, заливаемая на днище амальгаматора, создает непрерывное смачивание амальгамационных листов. Последние оказываются амальгамированными через несколько минут после приведения амальгаматора в движение.

Коробка амальгаматора может двигаться на рычажных или на скользящих опорах. Последнее устройство не допускает бокового

расшатывания, дает более сильные удары и в меньшей степени изнашивается. Длина хода амальгаматора составляет 90 *мм*.

Разжижение пульпы, необходимое для осуществления амальгамации, находится в пределах от 1½- до 3-кратного количества воды от веса руды и в среднем составляет 2 : 1, что требует весьма небольшого расхода воды по сравнению с другими амальгамационными аппаратами. Амальгаматор допускает обработку более крупного материала, чем тот, который по своей характеристике измельчения соответствует условиям амальгамации на шлюзах. В большинстве случаев крупность питания его не должна превышать 10 меш.

В табл. 20 приводится характеристика трех применяемых у нас стандартизированных размеров амальгаматора (по проекту Гипрозолото).

Таблица 20

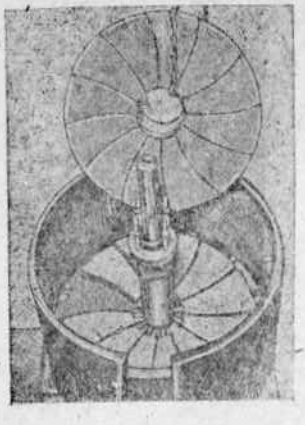
Стандартные амальгаматоры ударного действия (Гибсона)

Размер кожуха *мм*	Число секций	Производительность *т/сутки*	Площадь листов, *м²*	Потребная мощность *л. с.*	Вес, *г*	Габариты, *мм*		
						ширина	длина	высота
900 × 1500	1	50	1,45	1,5	720	1520	2400	1350
1800 × 1500	2	100	2,9	2	1150	1520	3370	1350
3600 × 1500	4	200	5,8	2,5	1700	1520	5185	1350

Ударный амальгаматор применяется на фабрике Сиско (Канада) для амальгамации концентратов (см. фиг. 78).

§ 45. Чаны-амальгаматоры и чаны-сетлеры

Амальгамация в чанах основана на извлечении металла при растирании руды, концентратов или отходов со ртутью. В некоторых случаях для более полного извлечения применяется добавка специальных реагентов. Конструкция этих чанов имеет целью одновременное осуществление истирания и амальгамации.



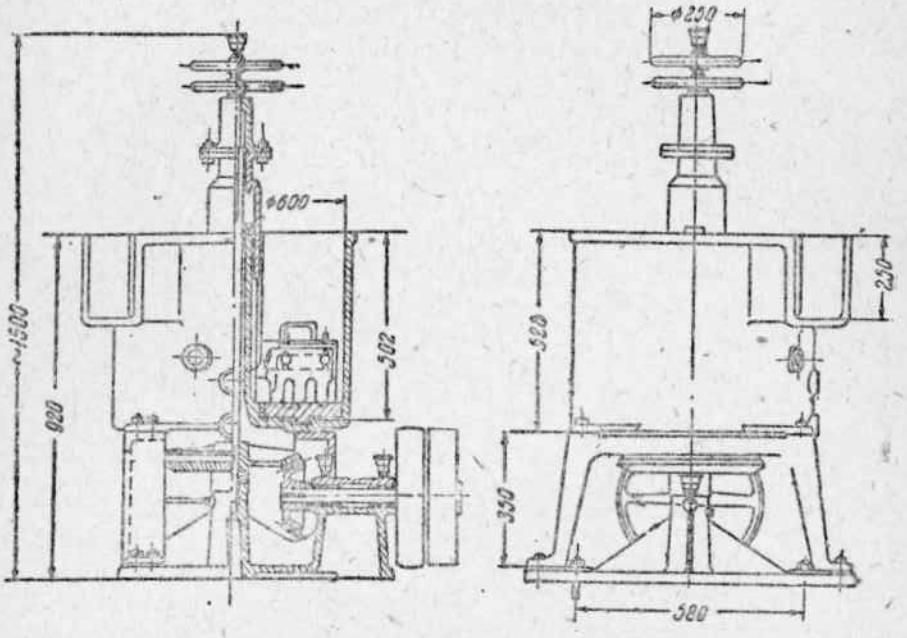
Фиг. 54. Общий вид чана-амальгаматора (типа Денвер)

Устройство чана показано на фиг. 54. На днище цилиндрического чана укрепляется неподвижный стальной или чугунный диск, состоящий из секторов (вкладышей), другой диск может подниматься и опускаться на вертикальном валу, который получает вращение снизу от горизонтального вала. Горизонтальный диск или башмак поднимается и опускается от штурвала. Установка на определенном уровне достигается законтрагаиванием штурвала (маховичка) подъемного винта, закрепляемого установочным нижним (стопорным) маховичком.

Самые чаны делаются из деревянной бортовой клепки или с бортами из листового железа.

На фиг. 55 показан амальгамационный чан конструкции Гипрозолото. Емкость этого чана около 25 *л*, а вес башмака 45 *кг*, при общем весе всего амальгаматора 100 *кг*. Вертикальный вал делает 60, и приводной вал 120 об/мин. Для приведения в действие требуется 3 *л. с.*

Нагрузка чанов колеблется в зависимости от их размеров в широких пределах — от 350 до 2000 *кг*. Если обработке в чане непосредственно предшествует измельчение в воде, то материал предварительно сгущается, а затем поступает в чан. Затем башмаки опускаются, и нагрузка растирается в течение 1—3 час.



Фиг. 55. Амальгамационный чан конструкции Гипрозолото

В случае необходимости подогрева в камеру под днище или непосредственно в пульпу через рукав подводится пар. Затем прибавляется ртуть, количество которой составляет до 10% от веса сухой части пульпы (нередко сразу вводится до 150 *кг*). После этого растиратель поднимается над вкладышами на высоту 1,5—2 *см* и вращается 3—4 часа (при 60 об/мин).

Растирающие диски имеют косые каналы, предназначенные для создания движения пульпы от центра к периферии чана. Муть поднимается по стенкам чана, встречает изогнутые дефлекторные перегородки и отклоняется к центру, где опять увлекается под диск вследствие всасывающего действия каналов. Характеристика стандартных чанов-амальгаматоров приводится в табл. 21.

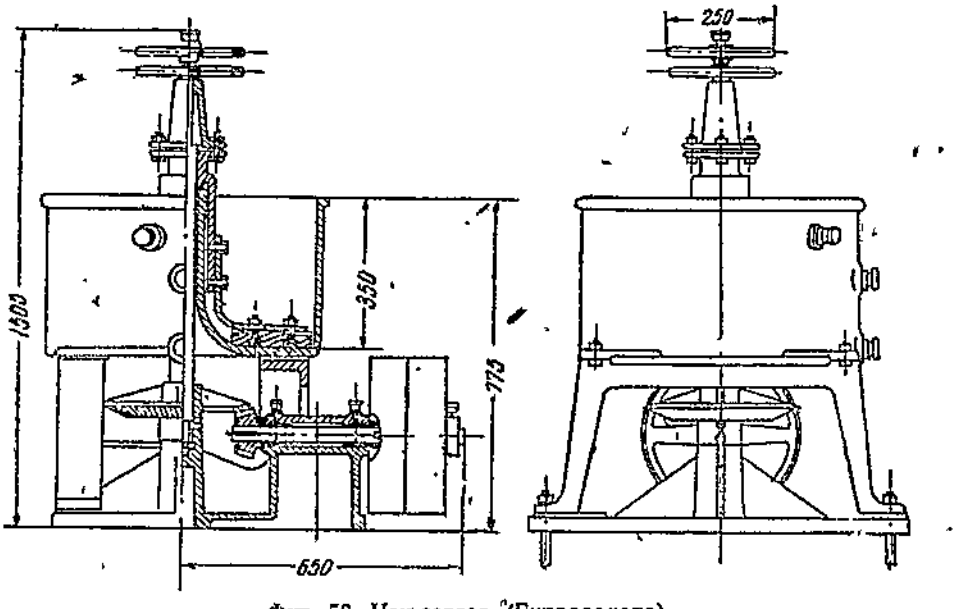
По окончании амальгамации пульпа разбавляется водой и поступает через отверстие (закрываемое пробкой) для отстаивания в чан-сетлер (фиг. 56), представляющий неглубокий чан-сепаратор, предназначенный для отделения твердой части амальгамы с избытком ртути. Через центр его проходит вал, на котором укреплены четыре радиальные мешалки, вращающиеся со скоростью не больше 15 об/мин.

Таблица 21

Стандартные чаны-амальгаматоры и чан-сетлер

Аппарат	Рабочие размеры, *мм*		Производительность *т/сутки*	Число оборотов в мин.	Потребная мощность *л. с.*	Вес, *кг*	Габариты, *мм*		
	диаметр	высота					ширина	длина	высота
Амальгаматор	600	500	2—3	60—75	3	700	850	900	1500
»	900	600	3—5	50—60	5	1300	1250	1300	1600
»	1500	900	5—7	40—50	7,5	2000	1750	1900	1800
Чан-сетлер	500	350	2—4	40	0,5	362	900	1100	1500

В сетлере амальгама и избыток ртути отстаиваются и отводятся сифонной трубкой. Отстаивание амальгамы продолжается около



Фиг. 56. Чан-сетлер (Гипрозолото)

4 час. Затем пульпа декантируется через отверстия в боковой стенке чана, а оставшаяся ртуть выпускается в приемник по трубке, укрепленной в дне чана.

§ 46. Амальгамационные бочки

Амальгамационные бочки предназначаются для извлечения золота (и платины) из концентратов, шлихов и различных обогащенных золотом (или платиной) продуктов амальгамационных и концентрационных фабрик или промывочных устройств и из песков россыпных месторождений.

Все указанные материалы, богатые по содержанию металла, для извлечения последнего требуют дополнительного измельчения — до 150—200 меш или, во всяком случае, весьма интенсивного перетирания.

В этих бочках можно также осуществлять доводку и очистку амальгамы, получаемой в результате сполоска амальгамационных аппаратов.

В практике амальгамационно-концентрационных фабрик с указанной целью преимущественно применяются: 1) цилиндрические амальгамационные бочки и 2) амальгамационная реповидная мельница (типа Дом Майн).

Амальгамационные бочки состоят из цилиндрического корпуса, который может изготовляться: 1) литым из чугуна, 2) сварным или клепаным из толстого листового железа. У литого корпуса на концах имеются кольцевые приливы, к которым, как к фланцам, притягиваются болтами боковые стенки с закладкой между ними чугунных дисков, представляющих футеровку боковых (торцовых) стенок.

В середине цилиндрического корпуса устраиваются два диаметрально противоположных отверстия — люки для загрузки и выгрузки обрабатываемого материала и шаров. Эти отверстия закрываются крышками, которые притягиваются барашками на стальных шпильках, укрепленных на корпусе бочки. Во время выгрузки крышка выгрузочного отверстия заменяется решеткой, через которую обработанный материал вымывается из бочки в разгрузочный жолоб. Между крышками и корпусом вводятся кожаные или резиновые прокладки. В последнее время введена резиновая футеровка внутренней поверхности бочки (например, на руднике Лейч в Онтарио), значительно увеличивающая продолжительность работы последней.

По оси бочки, в центре торцовых стенок, вставляются и закрепляются стальные полуоси, на которых бочка лежит в подшипниках, установленных на деревянной станине.

Бочка приводится в действие от ременной передачи, для которой на конце одного из валов устанавливаются рабочий и холостой шкивы.

Перед началом амальгамации в бочку через одно из отверстий загружаются стальные шары, концентрат, известь, вода и ртуть. Количество последней берут 8—15-кратным от предполагаемого веса золота, содержащегося в материале.

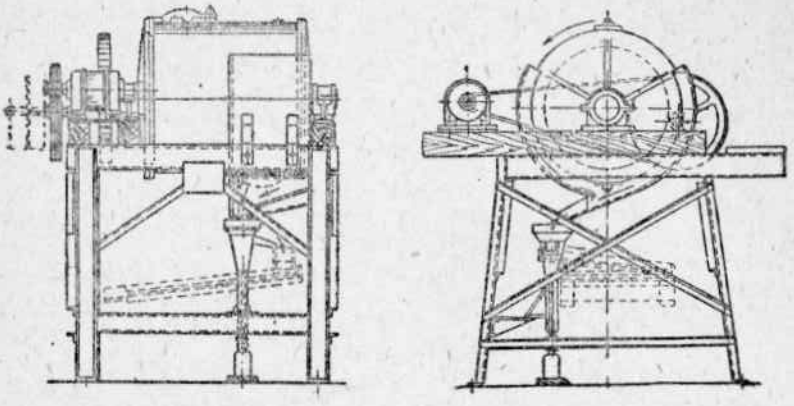
В случае, если необходимо предварительное доизмельчение материала, ртуть сразу не загружают, а сначала пускают бочку с большей скоростью для ускорения доизмельчения материала (что требует иногда около 3 час.). После этого заливают ртуть и переводят бочку на пониженную скорость вращения, соответствующую условиям амальгамации (во избежание значительного пемзования ртути). Для такого перевода скорости трансмиссия снабжается ступенчатым шкивом.

Продолжительность амальгамации изменяется в зависимости от свойств обрабатываемого материала; в среднем она может быть принята равной 3—4 час.

По окончании амальгамации содержимое бочки выпускают через приемный жолоб в воронку, в которую через боковую трубку пускают струю воды, отмывающую амальгаму. Хвосты из воронки выносятся водой и поступают на подшлюзок, на котором происхо-

дит дополнительное улавливание сносимой амальгамы. Общий вид такой установки показан на фиг. 57.

Амальгама периодически выпускается из воронки через нижний кран и поступает в дальнейшую обработку.



Фиг. 57. Амальгамационная бочка (Денвер) с ловушкой и ворсистым подшлюзком

В амальгамационной бочке, имеющей размер 800×1200 *мм*, в сутки можно обрабатывать 2,5—5 *т* концентрата.

Характеристика стандартных амальгамационных бочек четырех размеров и реповидной мельницы приведена в табл. 22.

Таблица 22

Стандартные амальгамационные бочки

Тип бочки (мельницы)	Рабочие размеры			Производительность за операцию *кг*	Число оборотов в мин	Потребная мощность *л. с.*	Вес шаров, *кг*	Вес бочки, *кг*
	диаметр, *мм*	длина, *мм*	объем, $м^3$					
Реповидный	460	180	0,025	10—15	27—37	0,25—0,5	15—30	207
Легкий	700	800	0,3	100—150	20—22	0,75—1,5	10—20	420
Тяжелый	600	800	0,223	100—150	32—38	1,5—3	150—300	1500
»	780	900	0,4	200—300	21—36	2,5—5	300—600	2000
»	800	1200	0,6	300—450	20—33	4—8	500—1000	2600

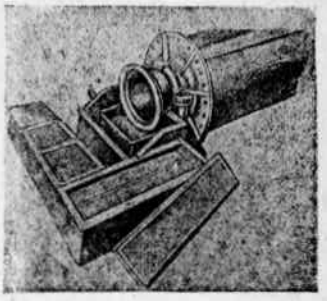
Для извлечения золота амальгамацией из шлиховых концентратов, получаемых при обогащении россыпей, применяется амальгаматор бочечного типа «Титан». Он представляет вращающийся цилиндрический барабан, внутри которого на оси (не доходящей с одной стороны до торцовой части) устанавливается ряд радиально расположенных медных амальгамированных листов.

§ 47. Амальгамация в цикле измельчения. Активная амальгамация и электроамальгамация

Выше указывалось, что амальгамация происходит тем интенсивнее, чем скорее произойдет соприкосновение со ртутью свежеобнаженной частицы металла. Эта особенность объясняется пассивированием поверхности металла при длительном соприкосновении с воздухом или водой.

Наряду с указанным фактором еще более неблагоприятное влияние на условия смачивания зерен металла ртутью оказывают: 1) переизмельчение их; 2) изменение состояния поверхности, вызываемое впрессовыванием пыли, состоящей из осколков минералов; 3) деформация поверхности.

Золото тем лучше извлекается амальгамацией, чем скорее частицы его после обнажения в процессе измельчения приходят в соприкосновение со ртутью. Из указанных условий, определяющих успех извлечения амальгамацией, является очевидным, что внутренняя амальгамация, как метод извлечения, имеет значительное преимущество перед внешней. Наряду с этим внутренняя амальгамация имеет существенный недостаток, состоящий в пемзовании ртути и в выносе из аппаратов частиц золота вместе с пемзованной ртутью.



Фиг. 58. Общий вид устройства для амальгамации в мельнице

Если за амальгамацией следует цианирование, то выносимое поверхностно амальгамированное золото с трудом растворяется в цианистом растворе и в значительной мере уносится в хвосты.

Ввиду этого в современной практике применяют амальгамацию для извлечения золота в цикле измельчения, но далеко не всегда производят заливку ртути в аппараты для измельчения.

Заливка ртути непосредственно в мельницы, работающие в замкнутом или в открытом цикле с классификатором, применяется довольно редко. Из немногих известных случаев заливки ртути в мельницу можно указать на заливку в стержневую мельницу, применяемую в Хомстэке (на фабрике Южной). С 1933 г. установлен амальгаматор Клэрк-Тодда, в который направляется пульпа из стержневой мельницы (фиг. 58). Пульпа по выходе из мельницы поступает на сетку первого ящика амальгаматора (представляющую гидравлическую ловушку) и промывается через сетку дополнительной водой, поступающей в восходящем направлении. Первое отделение так же, как и следующие два, представляет ящик. Эти три ящика поставлены взаимно перпендикулярно и закрываются на замок. Внутри них установлены амальгамированные медные листы.

Амальгама, выносимая из мельницы, в значительной части оседает в первом, а частично улавливается в последующих отделениях. Это устройство удобно для присоединения к мельницам в случае заливки в них ртути.

Заливка ртути в шаровые мельницы применялась в Западной Сибири на Сарылинской и на Минусинской золотоизвлекательных фабриках, но при этом наблюдались пемзование ртути и снос амальгамы.

В последнее время (1940 г.) положительные результаты при заливке ртути в мельницы достигнуты на предприятии «Коммунар».

Ввиду всего указанного заливка ртути в мельницы должна производиться с большой осторожностью и при тщательном контроле за сносом ртути. Лучшие результаты получаются в стержневых мельницах.

На золотоизвлекательной фабрике в Степняке в цикле измельчения шаровой мельницы установлен небольшой шлюз с карманами, залитыми ртутью.

Активная амальгамация представляет один из методов амальгамации, которой предшествует подготовка поверхности металла к смачиванию ртутью посредством восстановления водорода на поверхности зерен. В настоящее время активная амальгамация осуществляется путем обработки руды или концентрата в бочках или на шлюзах с введением цинковой амальгамы и серной кислоты. В некоторых случаях перед этим производится обработка пульпы слабым раствором серной кислоты для удаления пленок окислов с поверхности металла.

На поверхности золота в ряде случаев имеются прочные пленки, которые не могут быть сняты активацией водородом. В таких случаях при обработке концентратов и шлихов применяют другие виды интенсивной амальгамации, из числа которых наиболее применима амальгамация в кислом растворе. Могут быть рекомендованы следующие виды интенсивной амальгамации: 1) в слабом растворе серной кислоты, 2) в аммиачном растворе и 3) в присутствии соединений свинца.

При амальгамации концентратов, содержащих сульфидные минералы, возникают затруднения вследствие образования растворимых сульфидов. В этих случаях лучшие результаты получаются при амальгамации в присутствии небольшого количества щелочного плюмбита (Na_2PbO_2), связывающего серу и предотвращающего возможность сульфидизации и пемзования ртути. Хорошие результаты могут быть в этом случае также получены при одновременном употреблении натриевой амальгамы (с целью активации).

Кроме того при амальгамации сульфидных концентратов в бочках применяются и другие добавки. К числу таковых относятся: хлористый аммоний (в Сил Харбор), марганцовокислый калий (добавленный за 20 мин. перед заливкой ртути) и бихромат калия (в количестве 200 *г/т*).

Бихромат калия добавляется (на фабрике Бендиго) одновременно со ртутью и гашеной известью для амальгамации золота, покрытого пленкой окислов железа.

Упомянутые окислители удаляют сульфидные пленки с поверхности извлекаемого металла, а также окисляют сульфиды, переходящие в раствор.

Кроме указанных выше пленок в условиях обработки руды нередко приходится учитывать пассивирование поверхности металла — явление более обычное и широко распространенное.

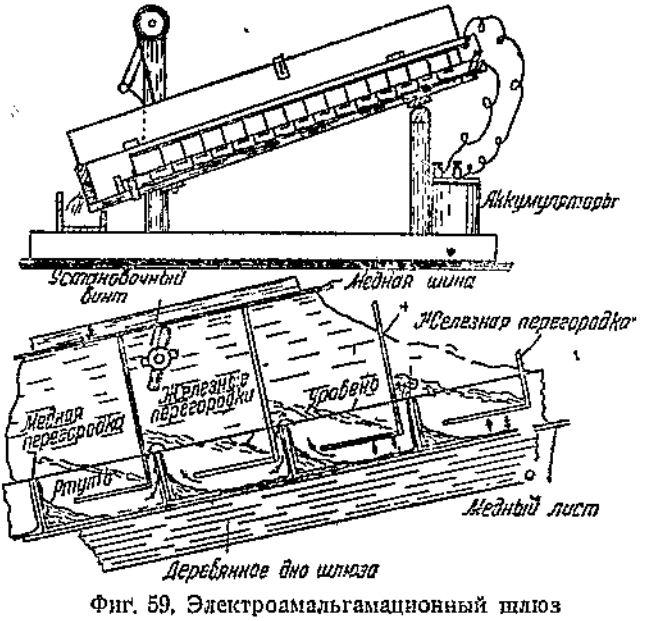
В производственной практике активная амальгамация преимущественно применяется для извлечения платины [58]. Для этого в амальгамационную бочку загружают концентраты (450 *кг*), цинковую амальгаму и в два приема заливают серную кислоту с медным купоросом. Цинковая амальгама и медный купорос тщательно дозируются

во избежание загрязнения медью и цинком получаемого продукта[1]. Для перетирания в бочку загружают шары и производят вращение бочки в течение двух часов, после чего содержимое нейтрализуют едким натром, смывают в промывочную чашу (батея), слив которой поступает на концентрационный стол. Полученную амальгаму отмывают вручную и загружают в небольшую бочку, в которой повторно обрабатывают цинковой амальгамой, серной кислотой, медным купоросом и ртутью в течение получаса. Затем амальгаму нейтрализуют, выгружают и отмывают в промывочной чаше.

Полученную таким образом амальгаму отжимают и твердую часть обрабатывают в течение 24 час. в растворе 10%-ной серной кислоты для растворения содержащихся в ней цинка и железа. Полученный после этого раствор отстаивается для осаждения частиц шламов и затем декантируется и фильтруется, а отстоявшиеся шламы с содержанием около 3% платины направляются для дальнейшей обработки[2]. Амальгама после обработки кислотой тщательно промывается водой (не содержащей свободной щелочи).

После обработки кислотой амальгама опять делается жидкой и подвергается отжимке.

По принципу своего действия к активной амальгамации приближается электроамальгамация, которая в последние годы начала испытываться в производственной практике. Как было показано выше, поверхность ртути, соединенная с отрицательным полюсом источника электричества, более интенсивно смачивает частицы золота [52].



Фиг. 59. Электроамальгамационный шлюз

Улучшение смачивания золотин при отрицательной поляризации поверхности ртути дает основания для осуществления в производственных условиях нового метода — электроамальгамации или электрокапиллярной амальгамации [59].

Для применения электроамальгамации наиболее удобным типом аппарата является специальный коробчатый амальгаматор с перегородками, поставленный наклонно по типу шлюза (фиг. 59). К амальгамированным частям, содержащим также заливаемую в них жидкую ртуть, подводится отрицательный полюс, в то время как положительный присоединяется к специальным железным электродам, выполняющим также функции перегородок, устанавливаемых сверху и не соприкасающихся с поверхностью шлюза [I—II].

[1] Содержание меди в получаемом металле не должно превышать 5%.

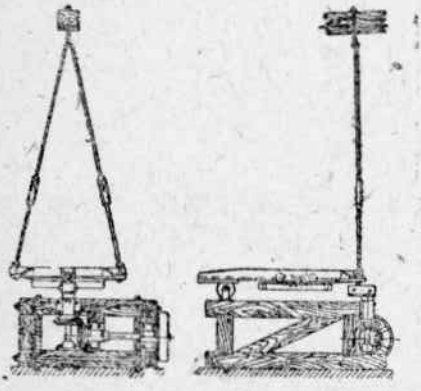
[2] Шламы после декантации подвергаются обжигу в муфеле и обработке соляной кислотой для повышения содержания в них платины с 3 до 70%.

Электроамальгамация применялась на Исовской шлиховой фабрике для извлечения платины из шлихов. Для этого был установлен электрошлюз с угольными электродами над его поверхностью.

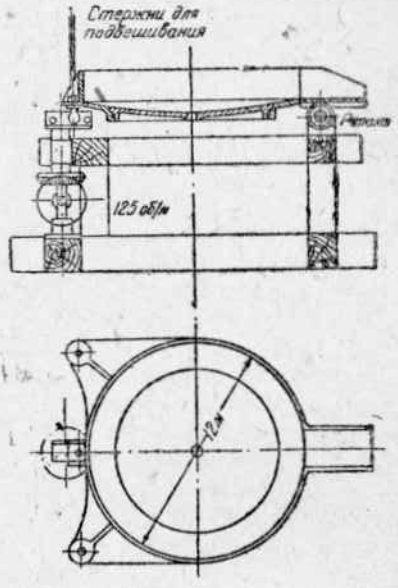
§ 48. Обработка амальгамы. Меры по технике безопасности при работе со ртутью. Показатели работы амальгамационных фабрик

Полужидкая амальгама после съемки с аппаратов подвергается промывке для отделения песка, железа, частично амальгамированных обломков меди, сульфидов и других запутавшихся в ней инородных примесей. Отделение железа производится при помощи магнита.

В случае образования магнитной амальгамы, содержащей железо, отделение последнего магнитом становится затруднительным, так как вместе с железом будет отделяться некоторое количество приставшей к нему амальгамы. В таком случае амальгаму оставляют до тех пор, пока не произойдет распад зерен амальгамированного железа (вследствие удаления меди с его поверхности в результате диффузии), или подвергают ее обработке серной кислотой.



Фиг. 60. Промывочная чаша (батея), общий вид



Фиг. 61. Промывочная чаша (детали)

Амальгама, извлекаемая со дна амальгамационных аппаратов и особенно из ловушек, смешана со значительным количеством тяжелых шлихов. Для отделения последних амальгаму промывают в промывочной чаше, называемой механическим вашгердом. Устройство этой чаши показано на фиг. 60 и 61. На небольших фабриках отмывку амальгамы от смеси с песком и с шлихами производят на стационарном вашгерде (представляющем короткий деревянный шлюз).

Иногда для обработки амальгамы пользуются бочками, чашами Бердана (фиг. 62) или Нокса.

После обработки в бочке смесь обычно выпускают через гидравлическую ловушку на подшлюзок или в промывочную чашу. Последняя приводится в колебательно-вращательное движение от нижней зубчатой конической передачи. Чаша имеет в центре отверстие, закрываемое пробкой, через которое выпускается отмытая амальгама.

Смываемые частицы удаляются водой через сливной жолоб, чему способствует движение чаши. Такие чаши широко распространены на южноафриканских фабриках. Стандартные размеры промывочной чаши приведены в табл. 23.

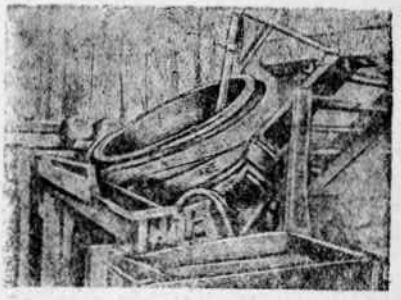
Таблица 23

Стандартные размеры промывочной чаши

Тип аппарата	Рабочие размеры, *мм*		Производительность *т*/*сутки*	Число оборотов в мин.	Потребная мощность *л. с.*	Вес, *кг*	Габариты, *мм*		
	диаметр	высота					ширина	длина	высота
Промывочная чаша (батея)	1200	200	2—4	60	1,5	730	1700	2000	3500

После отмывки амальгамы или непосредственно после съемки со шлюзов производится очистка ее от запутавшихся примесей. К амальгаме добавляют ртуть и очищают ее поверхность от пленок и пенок. Примеси и избыток воды с поверхности амальгамы собираются губкой.

Окончательную промывку амальгамы производят в чугунных фарфоровых чашах или ступках. Для более легкого отделения запутавшихся примесей применяют растирание в чаше с горячей водой. В результате нагревания амальгама разжижается, благодаря чему облегчается удаление примесей.



Фиг. 62. Чаша Бердана

Очищенную и промытую амальгаму подвергают отжимке.

Амальгама отжимается в винтовом прессе. Реже, в случае малого масштаба производства, применяют рычажный пресс или ручную отжимку в замше или плотной (полотняной) материи. При ручной отжимке пользуются большими шарами.

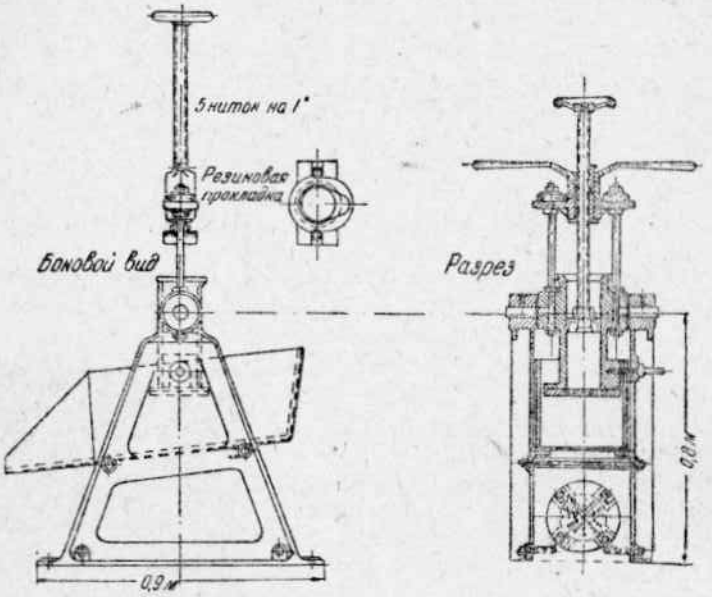
На фиг. 63 показана конструкция пресса для отжимки амальгамы (применяемого на предприятиях Рэнда).

Содержание золота в твердой (или вернее — пластичной) части амальгамы зависит: 1) от размера амальгамируемых частиц, 2) от времени пропитывания их ртутью (промежутки времени между отдельными сполосками изменяются по своей продолжительности), 3) от способа отжимки и величины давления, применяемого при этом, 4) от температуры, при которой производится отжимка, 5) от состава амальгамируемых частиц[1].

Отгонка (отпарка) ртути из амальгамы производится путем дестилляции в специальных цилиндрических или котелковых (грушевидных) ретортах. На фиг. 64 показана конструкция печи и

[1] Высокосеребристые частицы удерживают больший весовой процент ртути.

реторты (по проекту Гипрозолото). В ретортах (большого и среднего размера) отвод паров ртути производится с конца, противоположного загрузочному отверстию. Последнее закрывается крышкой, плотно прилегающей к краям реторты и завинчивающейся посредством упорного винта или скобы. Печное отверстие закрывается плотной чугунной крышкой. Сама реторта делается чугунной и имеет цилиндрическую форму, суженную с одного конца. Этот конец выходит из печи и соединяется с трубкой, на которую надет холодильник, охлаждаемый по принципу противотока холодной водой. Нагрев реторт производится сжиганием топлива на колосниках, распо-



Фиг. 63. Винтовой пресс для отжимки амальгамы (большой производительности)

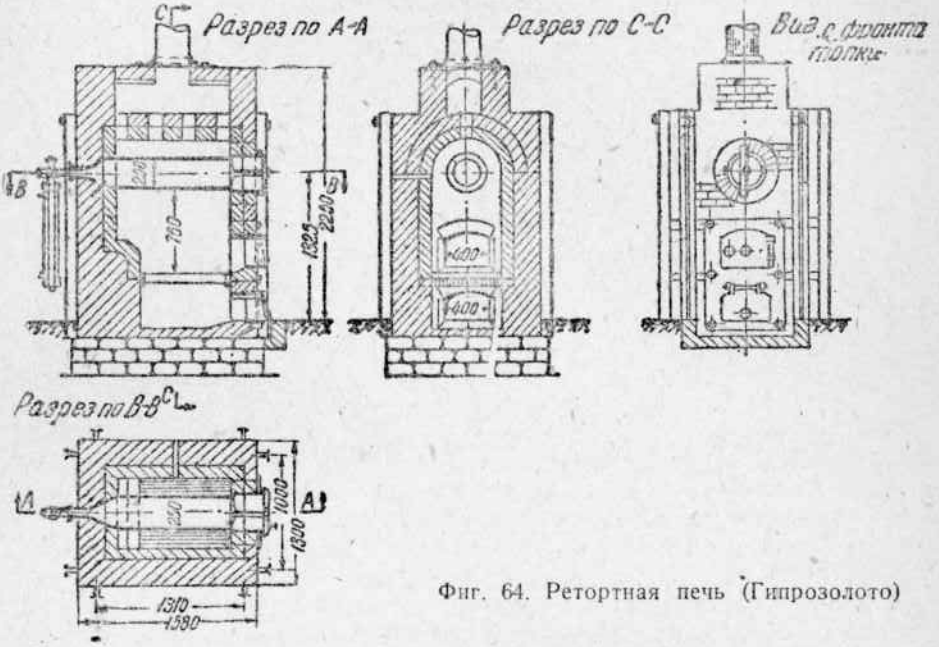
ложенных под ретортой. Реторта устанавливается в печи на трубчатых опорах или вмазывается в печную кладку. Первый способ установки реторты более практичен, так как он допускает более легкое извлечение ее из печи и не создает опасности расшатывания кладки печи вследствие расширения реторты при нагревании.

Отвод паров ртути из цилиндрических реторт малого размера производится по трубке, вмазанной в печь и присоединенной снизу к отверстию в цилиндрической стенке реторты ниже ее дверок. В этом случае иногда обходятся без холодильника, лишь опуская отводную трубку в ведро с холодной водой. При отпарке нужно следить за достаточно низким уровнем воды (или ртути) по отношению к нижнему обрезу отводной трубки. При попадании воды или ртути в раскаленную реторту в результате засасывания (при охлаждении) возможен взрыв. На случай выделения из реторты паров ртути над ее крышкой устраивают колпак, соединенный с тягой.

В цилиндрические реторты отжатая амальгама помещается в железных коробках, которые предварительно смазываются изнутри взмученной в воде окисью железа, мелом, графитом или тальком, а в некоторых случаях смесью огнеупорной глины с древесной золой. Сверху их рекомендуется покрывать сеткой или перфорирован-

ной пластинкой. Широко распространенное в практике обвертывание кусков амальгамы бумагой следует считать нецелесообразным, так как ртуть загрязняется продуктами сухой перегонки, которые при дальнейшем употреблении ртути вызывают пемзование.

При слишком большом количестве амальгамы, введенной в реторту, и при высокой температуре в начале отпарки может произойти разбрызгивание амальгамы, и отводная трубка будет залеплена золотом, что также может явиться причиной взрыва реторты.



Фиг. 64. Ретортная печь (Гипрозолото)

Температуру в начале процесса отгонки следует поднимать постепенно, так как химическое соединение ртути с золотом ($AuHg_2$) разлагается при температуре 310°, а ртуть, выделяющаяся при этом, кипит при 356°. После того, как большая часть ртути отогнана, повышают температуру так, чтобы она достигла внутри реторты 750—800°. В течение этого периода удаляют последние следы ртути, содержащиеся в сплаве в виде твердого раствора. Наивысшую температуру отпарки в реторте поддерживают в течение получаса. На небольших установках вся операция продолжается около 3 час., на больших — 4—6 час. Длительность операции зависит от степени заполнения реторты амальгамой.

Для испытания металла на полноту отпарки до его поверхности дотрагиваются полированным концом металлического пробника. Отсутствие налета указывает на окончание операции.

При соблюдении всех правил отгонки ртути потери золота бывают ничтожны; они наблюдаются лишь в случае разбрызгивания амальгамы. Потери ртути при плотно закрывающихся ретортах составляют десятые доли процента; весьма небольшое количество ее остается в золоте и теряется при последующей плавке. На фабрике Аляска Джюно потеря ртути при обработке амальгамы составляет 1%.

Помещение, в котором производится отгонка ртути, должно хорошо вентилироваться. В сравнительно редких случаях реторту соединяют с вакуумом (через сосуд, являющийся приемником) и внутри ее поддерживают разрежение. Этим совершенно устраняется про-

сачивание паров ртути в окружающую атмосферу. На фиг. 65 показана реторта с присоединением вакуума (по проекту Гипрозолото).

В табл. 24 приведены данные о стандартных аппаратах для обработки амальгамы.

Таблица 24

Стандартные аппараты для обработки амальгамы

Наименование аппарата	Рабочие размеры, *мм*		Производительность за операцию, *кг*	Вес, *кг*
	диаметр	длина		
Пресс для ручной отжимки амальгамы . .	96	300	20	55
То же	150	400	60	110
Реторта для отпарки, котелковая	125/150	200	3—5	38
То же, цилиндрическая	200	560	15	70

Отравление ртутью может происходить вследствие вдыхания ее паров, проникновения ртути через кожу и от попадания солей ртути в органы пищеварения. При отравлении наблюдаются раздражение десен, повышенное отделение слюны и головная боль. В случае более острой формы отравления — головокружение, нарушение нормальной работы сердца, дрожание рук и общая слабость.

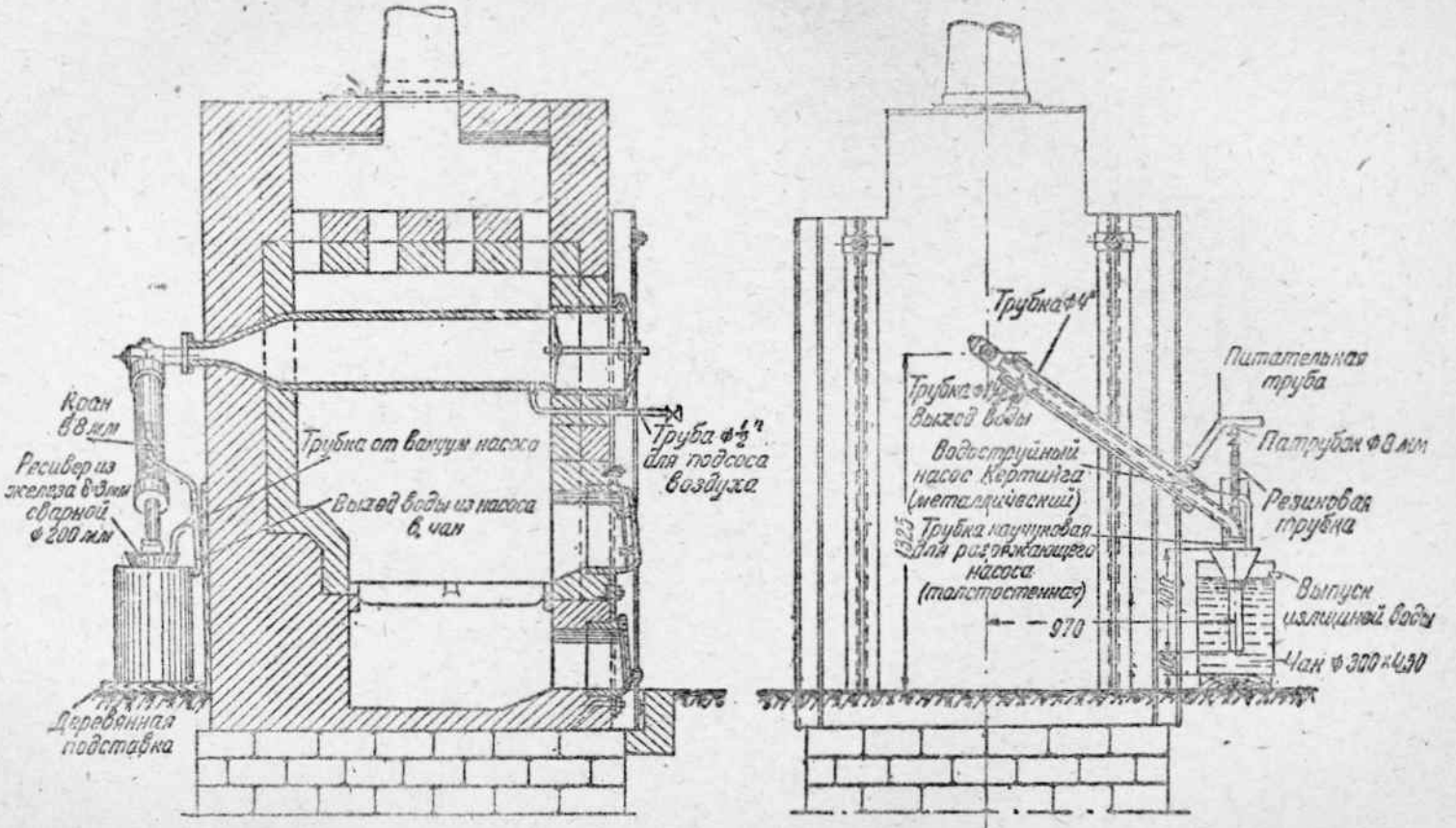
Первые меры помощи состоят в промывании желудка или применении рвотного и в приеме питья с белком. Систематическое лечение состоит в пребывании на свежем воздухе, полоскании таннином и горячих ваннах, по указанию врача.

Работы со ртутью должны производиться в резиновых перчатках или рукавицах, а сама ртуть должна храниться в герметически закрытых сосудах. В рабочих помещениях нельзя допускать хранения запаса ртути больше однодневного. В качестве профилактических мероприятий необходимо следить за наличием умывальников в отпарочных помещениях и в амальгамационных фабриках.

В амальгамационных отделениях следует применять профилактическое полоскание рта раствором бертолетовой соли (1—2%) или марганцовокислого калия.

Плавка чернового золота после отгонки ртути производится в графитовых тиглях. Золото, загруженное в тигель, посыпают слоем смеси флюсов, состоящей из плавленой буры, соды и в некоторых случаях — селитры. Сначала вводят в нагретый тигель часть золота и большую часть флюсов. По мере расплавления добавляют золото и остающуюся часть флюсов. Тигель наполняют не более чем на 75% его объема.

Для плавки обычно применяют следующую смесь флюсов: буры 100 частей, соды 50, селитры 3. При сильно загрязненном золоте в шихту прибавляют кварц (в виде песка). Количество селитры не должно быть избыточным во избежание повышенного расхода тиглей. Необходимо следить за качеством шлака: густой шлак уносит корольки золота. Для лучшего окисления примесей (особенно сур-



Фиг. 65. Реторта с присоединением вакуума (Гипрозолото)

Таблица 25

Основные техно-экономические показатели амальгамационных и амальгамационно-концентрационных фабрик
(С. Я. Рачковский)
(ориентировочные средние цифры по данным практики и проектам предприятий СССР)

Схема процесса	Извлечение металла, %	Производительность, *т*/24 часа	Основные показатели на 1 *т* суточной производительности							
			кубатура зданий, м³	заводская стоимость оборудования, т. р.	стоимость зданий и сооружений, т. р.	прочие затраты, т. р.	общие капитальные затраты, т. р.	производительность труда, *т*/*см*	расход энергии, *кв*/*ч*	стоимость обработки (в условных единицах) [1]
Амальгамация и концентрация (с обработкой концентрата)	70—85	50	50	3,5	2,7	1,0	7,2	2,5	25	100
		100	40	3,0	2,2	0,8	6,0	3	20	80
		250	35	2,7	1,8	0,7	5,2	4	16	68
		500	30	2,4	1,5	0,6	4,5	5	14	60
		1000	20	2,2	1,2	0,5	3,9	6	12	52
Амальгамация (бегунные фабрики)	50—70	50	40	3,0	2,0	0,8	5,8	2,5	13	72
		100	30	2,5	1,5	0,7	4,7	3	15	68
		250	20	2,0	1,2	0,6	3,8	4	12	60

[1] За 100 единиц принята стоимость обработки руды на амальгамационно-концентрационной фабрике с суточной производительностью 50 *т*.

фидов) во время плавки производят перемешивание содержимого тиглей железным прутом.

Отливку производят в предварительно подогретые чугунные изложницы, которые смазывают стеарином, окисью железа или графитом. По охлаждении изложницы опрокидывают и от слитков отбивают шлак (а в некоторых случаях и штейн). Слиток очищают

Таблица 26

Структура себестоимости обработки 1 *т* руды на амальгамационно-концентрационных фабриках по элементам затрат

(С. Я. Рачковский)

Наименование фабрик и их характеристика	Элементы себестоимости в долларах на 1 *т*									
	Материалы		Энергия		Рабсила		Прочие		Всего	
	абсол.	%	абсол.	%	абсол.	%	абсол.	%	абсол.	%
Поркупайн-Голд (Канада) производительность 25 *т/сутки* содержание золота 18 *г/т* . .	0,41	20,0	0,45	22,0	1,18	58,0	—	—	2,04	100,0
Аргонаут (США)—производительность 230 *т/сутки*	0,11	18,4	0,14	23,4	0,30	50,0	0,05	8,2	0,60	100,0

щетками и иногда опусканием в раствор серной кислоты. Вес слитков обычно составляет 6—8 *кг*. Для опробования высверливают дрелью стружку с обеих сторон слитка, располагая в направлении диагонали по три отверстия глубиной 0,6—1 *см*.

Техно-экономические показатели для амальгамационных и амальгамационно-концентрационных фабрик приводятся в табл. 25 и 26.

ГЛАВА ШЕСТАЯ

СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ. КОНЦЕНТРАЦИОННО-АМАЛЬГАМАЦИОННЫЕ ФАБРИКИ

§ 49. Применение мягких покровов при улавливании золота на шлюзах

В современной практике обработки руд амальгамация все чаще применяется для извлечения золота и платины не непосредственно из руды, а из концентрата, получаемого на концентрационных устройствах, из числа которых чаще всего применяются следующие: 1) шлюзы с мягким (матерчатым или резиновым) покровом, 2) шлюзы рифленые или с трафаретами, 3) концентрационные столы, 4) гидравлические ловушки и 5) отсадочные машины.

Шлюзы с трафаретами, работающие при глубоком наполнении, и отсадочные машины также широко распространены для извлечения золота из россыпей. Шлюзы с мягкими покровами весьма распространены для концентрации перед последующей обработкой полученных концентратов амальгамацией или другими методами.

В ряде случаев амальгамация сочетается с ворсистыми шлюзами не только с целью извлечения золота из концентрата, но как процесс обработки руды, проходящей последовательно через амальгамационные и концентрационные устройства. Значительное распространение получил особый тип золотоизвлекательных фабрик, называемых амальгамационно-концентрационными.

Шлюзы с мягкими покровами из ворсистой или рифленой материи или из рифленой резины стали применяться для извлечения золота сравнительно недавно. Тем не менее принцип улавливания золота на поверхности стационарных шлюзов является основой наиболее старых методов извлечения золота, известных еще в древности.

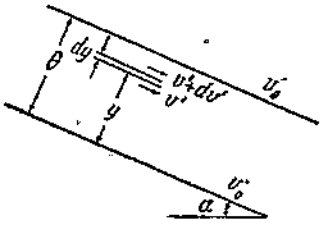
Применение тканевых ворсистых покровов было в достаточной степени известно в средние века. В новейшее время указанные методы также применялись, но затем в условиях обработки рудного золота были оставлены за исключением некоторых случаев застилки сукнами или другими покровами желобов или узких шлюзов, по которым пульпа уходила с амальгамационных фабрик.

Применение плиса и кордероя для улавливания золота на шлюзах в последнее время началось с введения в 1918 г. этого способа вместо амальгамации на предприятиях Рэнда (Южная Африка). На этих предприятиях шлюзы с мягкими покровами вытеснили амальгамацию как метод первичного улавливания золота перед последующим цианированием. Амальгамация на южноафриканских предприятиях теперь применяется как процесс для извлечения золота из концентрата, полученного на мягких шлюзах.

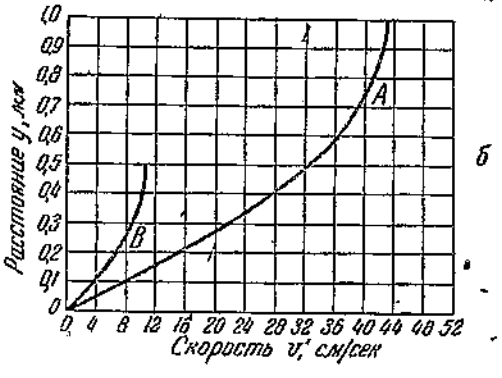
В последующие годы мягкие шлюзы получили развитие в Австралии и в Канаде, а затем и в США. В настоящее время они введены на предприятиях Советского Союза (Сарала, Балей, Кочкарь и др.)

§ 50. Теоретические принципы, лежащие в основе извлечения золота, платины и других тяжелых минералов на поверхности шлюзов

Принцип действия шлюзов основан на разнице скоростей движения различных минеральных зерен в струе воды, текущей по наклонной плоскости. При этом весьма важными факторами, определяющими результаты извлечения, являются: 1) различная скорость падения в воде минеральных зерен, отличающихся по удельному весу и по размерам; 2) расслоение материала, происходящее в струе воды; 3) трение движущихся частиц о поверхность шлюза; 4) давление струи воды, производимое на поверхность минеральных зерен и приводящее к смыванию некоторых частиц.



Скорость воды в шлюзе, необходимая для уноса различного материла с поверхности шлюза (по Ван-Уагенену), составляет: для тонкой глины 0,08 *м/сек;* для мелкого песка, 0,15 *м/сек,* для песка с частицами до 1,6 *мм* 0,20 *м/сек.*



Фиг. 66.

а — скорость движения (на расстоянии y от поверхности шлюза) в поперечном сечении (толщиной θ) водного потока, текущего по наклонной плоскости (при ламинарном движении)

б — скорость на различной глубине двух слоев воды при $\alpha = 5°$ и $t = 20°$ С: А) толщина слоя $\theta = 1$ мм, В) $\theta = 0{,}5$ мм (по A. M. Gaudin)

Распределение скоростей по глубине водного потока, движущегося по ровной поверхности (при ламинарном движении), можно представить кривой, изображенной на фиг. 66. Это распределение скоростей является результатом внутреннего трения слоев жидкости и показывает значительное падение скоростей в слоях, прилегающих к рабочей поверхности шлюза. Непосредственно у самой поверхности вследствие прилипания жидкости скорость движения жидкости равна нулю, но уже на небольшом расстоянии от поверхности шлюза эта скорость достигает довольно значительной величины. При дальнейшем удалении от поверхности возрастание скорости происходит значительно медленнее.

Скорость жидкости в различных слоях (исходя из представления о ламинарном движении [60]) может быть найдена из (фиг. 67) следующего выражения (в системе *г-см-сек*):

$$v' = \frac{\Delta' \cdot g \cdot \sin\alpha}{2\mu} (2\theta - y) \cdot y,$$

где y — высота слоя от поверхности стола (по нормали),

v' — скорость жидкости,

Δ' — удельный вес жидкости,

θ — толщина слоя жидкости,

α — угол, образованный поверхностью шлюза с горизонталью.

Для определения объема жидкости W, протекающей по шлюзу в течение 1 сек., можно написать следующее выражение для вычисле-

ния элементарного объема (выраженного в $см^3$) при ширине 1 $см$ и толщине dy;

$$dW = v' \cdot dy = \frac{\Delta' \cdot g \cdot \sin\alpha}{2\mu} (2\theta - y) \cdot y \cdot dy.$$

Интегрируя, находим объем жидкости, протекающей в 1 сек. через сечение 1 $см^2$,

$$W = \frac{\Delta' \cdot g \cdot \sin\alpha}{3\mu} \cdot \theta^3,$$

откуда толщина слоя жидкости, текущей по наклонной поверхности,

$$\theta = \left[\frac{3\mu \cdot W}{\Delta' \cdot g \cdot \sin\alpha}\right]^{1/3}.$$

Это выражение показывает, что глубина слоя жидкости, текущей по наклонной поверхности, пропорциональна корню кубическому из объема жидкости и обратно пропорциональна корню кубическому из синуса угла наклона поверхности.

Для иллюстрации указанного положения найдем объем воды, необходимый для удержания на поверхности частиц платины размером крупнее 0,1 *мм* (при условии смыва частиц пустой породы).

Как будет показано ниже (табл. 27), для этого следует принять угол наклона поверхности 2° (при удельном весе частиц не менее 19) при отношении толщины слоя воды к диаметру частиц, равному 10. Следовательно, объем воды при температуре 20° для образования слоя глубиной 1 *мм* (θ =0,1 *мм*×10) и при угле наклона поверхности 2°

$$W = \frac{1 \times 980 \times 0{,}0349}{3 \times 0{,}0100} \times (0{,}1)^3 = 1{,}15 \text{ } см^3/сек \text{ на 1 } см.$$

Угол наклона поверхности при концентрации на ней частиц минералов определяется, исходя из представления о силах, действующих на эти частицы.

Согласно представлениям о движении смываемых частиц на зерно минерала действуют следующие три слагающие силы:

1. Слагающая силы тяжести

$$F_1 = {}^4/_3 \pi \cdot r^3 \cdot \sin\alpha \cdot (\Delta - \Delta') \cdot g,$$

где Δ — удельный вес тела, а Δ' — удельный вес жидкости;

2. Сила трения

$$F_2 = -{}^4/_3 \pi \cdot r^3 \cdot \Phi \cdot \cos\alpha \cdot (\Delta - \Delta') \cdot g,$$

где коэфициент трения $\Phi = f(v)$, который при движении равен Φ_D, а при неподвижном состоянии равен Φ_s (в частном случае равен 0).

3) Давление жидкости

$$F_3 = -{}^9/_2 \pi \cdot k \cdot \Delta' \cdot g \cdot \sin\alpha \cdot r^3 + 6\pi \cdot k \cdot \Delta' \cdot g \cdot \sin\alpha \cdot \theta \cdot r^2 - 6 \cdot \pi k \cdot \mu \cdot r \cdot v$$

Согласно второму закону движения $m \cdot j = \Sigma\delta F$ и, следовательно,

$${}^4/_3 \pi \cdot r^3 \cdot \Delta \cdot \frac{dv}{dt} = {}^4/_3 \pi \cdot r^3 (\Delta - \Delta') \cdot g \cdot \sin\alpha - {}^4/_3 \pi \cdot r^3 \cdot (\Delta - \Delta') \cdot g \cdot \Phi \cdot \cos\alpha - 6\pi \cdot \mu \cdot k \cdot r \cdot v + 6\pi \cdot k \cdot \Delta' \cdot g \cdot \sin\alpha \cdot \theta \cdot r^2 - {}^9/_2 \pi \cdot k \cdot \Delta' \cdot g \cdot \sin\alpha \cdot r^3.$$

После упрощений можно найти следующее выражение для скорости движения частицы минерала в водном потоке:

$$\frac{dv}{dt} = \frac{\Delta - \Delta'}{\Delta} \cdot g \cdot (\sin\alpha - \Phi \cdot \cos\alpha) - {}^9/_2 \mu \cdot k \cdot \frac{v}{\Delta \cdot r^2} + {}^9/_2 k \cdot \frac{\Delta'}{\Delta} \cdot g \cdot \sin\alpha \cdot \frac{\theta}{r} - \frac{27}{8} k \cdot \frac{\Delta'}{\Delta} \cdot g \cdot \sin\alpha.$$

Критический угол наклона определяется из условия равновесия действующих сил, т. е. $\alpha_{крит}$ соответствует $\frac{dv}{dt} = 0$.

Исходя из этого условия, находим, что величину критического угла можно определить из следующего выражения

$$\operatorname{ctg} \alpha_{крит} = \frac{{}^{9}/_{2}\, k \cdot \frac{\Delta'}{\Delta - \Delta'} \cdot \frac{0}{r} - \frac{27}{8} k \frac{\Delta'}{\Delta - \Delta'} + 1.}{\Phi_s}.$$

Последовательность расположения минеральных частиц в движущемся слое жидкости следующая: 1) мелкие — тяжелые, 2) крупные — тяжелые и мелкие — легкие; 3) крупные — легкие.

Интересно отметить, что последовательность расположения минеральных частиц в движущемся слое жидкости обратная по отношению к расслаиванию при классификации в части совместного нахождения тяжелых — крупных и легких — мелких частиц.

Это вызывает целесообразность применения классификации пульпы, поступающей для концентрации в слое текущей жидкости.

Таблица 27

Критические углы наклона, при которых частицы минералов остаются несмытыми слоем воды на гладкой поверхности

Удельный вес минерала	Отношение толщины слоя (θ) к диаметру ($2r$) частицы			
	1	2	5	10
2,65—кварц . .	3°26′	1°30′	0°33′	0°16′
4,0—сфалерит .	5°26′	2°33′	0°59′	0°29′
7,5—галенит .	8°48′	4°46′	2°0′	1°1′
19—золото, лигатурная платина . .	13°14′	9°5′	4°40′	2°35′

Расположение частиц на шлюзе видоизменяется под влиянием формы частиц. В верхнюю часть потока плоские и кубические зерна выносятся преимущественно по отношению к округлым.

Таким образом условия концентрации в слое жидкости, движущейся по гладкой наклонной поверхности, могут быть сведены к действию следующих факторов: 1) наклон поверхности, 2) толщина слоя жидкости (или скорость ее движения), 3) вязкость жидкости, 4) коэфициент трения частицы о поверхность, 5) удельный вес минерала, 6) форма частиц, 7) шероховатость поверхности.

Сила, движущая золотину в направлении потока, на шлюзах с ворсистыми покровами зависит от количества протекающей жидкости, поперечного сечения потока и от нивелирного и гидравлического уклонов поверхности потока. Последний фактор зависит преимущественно от сопротивления движению, которое создается поверхностью материала, положенного на шлюз с целью улавливания.

На некоторой высоте над поверхностью улавливающей материи находится зона «нулевых» скоростей. Эта зона представляет слой пульпы, который прилегает непосредственно к поверхности шлюза и внутри которого слагающая горизонтального перемещения частицы равна нулю. Это не означает, что частицы в данной зоне находятся в неподвижном состоянии. В отличие от ламинарного движения, при котором на границе раздела существует весьма тонкий слой не-

подвижной жидкости, в области этой зоны над неровной поверхностью (ворсистым покровом) при турбулентном движении в вертикальном направлении образуются завихрения потока. Эти завихрения производят взмучивание в отдельных ячейках между ворсом и способствуют получению более чистого концентрата посредством отделения легких минеральных частиц, первоначально осевших на покров вместе с концентратом.

Таким образом ворсистая поверхность способствует накоплению частиц самородных металлов и других тяжелых минеральных частиц. Кроме того в случае опускания верхней границы нулевых скоростей ниже уровня ворса, последний защищает частицы от сноса потоком пульпы. Правильная работа шлюзов с мягкими покровами требует равномерного протекания пульпы по их поверхности без переломов и завихрений в движущемся потоке.

По сравнению с амальгамационными шлюзами мягкие покровы допускают протекание по ним слоя пульпы большей толщины. Это дает возможность принять меньшую удельную поверхность или (что то же самое) допустить большую удельную нагрузку.

В верхних слоях пульпы, текущей по шлюзу, скорость движения частиц значительно больше, чем в нижних. Поэтому мелкие частицы сносятся в меньшей степени, чем крупные, подвергающиеся воздействию быстродвижущихся слоев. Это способствует улавливанию мелких частиц золота и сульфидов и делает мягкие шлюзы одним из наиболее эффективных аппаратов гравитационного обогащения при извлечении тяжелых минералов из мелких классов.

При улавливании частиц тяжелых минералов весьма малых размеров уровень зоны нулевых скоростей должен быть возможно ниже, чтобы зона была возможно тоньше и чтобы сносились более крупные частицы. Таким образом для извлечения мелкого золота вообще и извлечения его из тонких шламов, в частности, должны применяться покровы с коротким ворсом, приближающиеся в пределе к гладкой поверхности.

§ 51. Элементы конструкции и условия работы шлюзов

Шлюзы с мягкими покровами могут применяться и для извлечения золота и для совместного извлечения золота с сульфидными минералами.

Если шлюзы выполняют исключительно функцию извлечения золота (преимущественно свободного и крупного), то удельная площадь их может быть принята равной 0,05 $м^2/т$ в сутки, а удельная нагрузка в сутки равной 20 $т/м^2$. При извлечении мелкого золота удельная площадь должна быть значительно больше. В случае улавливания мелкого золота или одновременного улавливания на шлюзах золота и сульфидов удельная нагрузка понижается и берется тем меньше, чем больше содержание сульфидов в обрабатываемом материале. Соответственно этому удельная площадь возрастает до 0,7 $м^2/т$ *сутки* и берется во всяком случае не меньше чем 0,1 $м^2/т$ в сутки. Кроме того величина ее колеблется в зависимости от свойства употребляемого покрова и частоты сполосков. В табл. 27а приводятся практические данные о зависимости удельных нагрузок от выхода концентратов (при извлечении одного золота берется наименьший выход концентратов).

Практические данные по работе ворсистых шлюзов (по Б. В. Невскому) *Таблица 27а*

№ по порядку	Наименование фабрики	Страна	Размеры шлюзов, *м*	Нагрузка, *т/м²* в сутки	Характеристика пульпы: Ж : Т	Характеристика пульпы: Продукт —200 меш, %	Уклон шлюза, %	Род покрытия	Извлечение Au, %	Выход концентрата, %	Промежуток между сполосками, час.	Срок службы ткани, дней	Тип шлюза	Источник
1	Лек-Вью энд Стар	Австралия	0,9×1,8	40[1]	2,5	30	12,5	Кордерой	25	0,02	12	180	Стационарные со съемной тканью	«M. Mg.», X, 38
2	То же, вторичные шлюзы . .	»	0,9×1,8	60[1]	3	80	10	»			24	270	То же	То же
3	Дом Майн	Канада	(0,7×2)×1,8	20[1]	3	60	12,5	»	77	0,2	2	100	»	«Tr.A.I.M.M.E.», V, 112
4	Поркупайн-Голд	»	1,07×1,2	20[1]	3	35	13,5	Груб. сукно	35	0,2	3	—	»	«Eng. Min. J.» V,31
5	Среднее по Рэнду	Юж. Африка	(0,75×2)×3,6	15	3—4	30—40	16,6	Кордерой	50	0,1	2—4	35	»	«Eng. Min. J.» 11, 35
6	Оорегум	Индия	(0,75×2)×3	10	8	25	16,6	Плис	53	—	1—3	16	»	«Min. Mg.» XI, 30
7	Шокей	Канада	(0,71×2)×3,3	9	3	80	29	Кордерой	—	—	2	—	»	«Can. Min. J.»X, 36
8	Брэлори	Британская Колумбия	1,2×6,7	9	3	55	—	»	10[2]	0,1	3—4	—	»	«Miner.», IV, 37
9	Сиско	Канада	1,12×14,5	7	1,8	67	11,5	»	—	0,15	1,5	34	»	«Can. Min. J.», X, 36
10	Балей	СССР	(1×2)×4	6,2	7,5	85	16	Фильтровальн. ткань	15[3]	0,2	½–1	—	»	По данн. Невского
11	Грин Стэбелл . .	Канада	1,2×5,4	6	3	40	10,5	Кордерой	40	0,4	1,2	—	»	«Min.Mg.». XII, 34
12	Магна [4]	США	1×300	5	4,5	75	4,6	Мешковина	—	—	40 дней	40	Стационарные с закрепленной тканью	«Min. Met.», VIII, 35
13	Пассаджем . . .	Бразилия	—	5	11,5	20	12,5	Парусина	50	2,5	½	21	Опрокидные	«Met.u.Erz.» H.22,31
14	Морро-Велхо . .	»	0,9×3,6	1,5	8	70	12,5	»	60	—	½	—	Опрокидн. 3-дечн.	«B. l. M. M», XII, 32
15	То же, хвостовые шлюзы	»	0,9×6	1,3	—	70	12	»	—	1,4	½	—	Стационарные с закрепленной тканью	То же

[1] Нагрузка по исходному тоннажу, без циркуляционной нагрузки. [2] Шлюзы установлены на сливе классификатора, в цикле измельчения установлены отсадочные машины. [3] Шлюзы установлены на сливе классификатора, в цикле измельчения установлены гидравлические ловушки; измельчение в цианистом растворе. [4] Шлюзы установлены на хвостах флотации, покрытие не споласкивается 40 дней, после чего снимается со шлюза и сжигается.

Как можно видеть из таблицы, покрытия, имеющие более длинный и упругий ворс (например, кордерой, сукно), дают большую производительность шлюзов, отнесенную к единице поверхности, чем покрытия с коротким ворсом (парусина, мешковина).

Покрытия, употребляемые для улавливания золота на шлюзах, отличаются значительным разнообразием.

В большей части случаев в качестве покрытия употребляется кордерой, представляющий прочную, грубую хлопчатобумажную ткань с рубчатой ворсистой лицевой стороной. Первоначально употреблялись сорта, похожие на пошивочный вельвет[1]. От последнего он отличается более широкими и редкими рубцами.

Кордерой имеет высокий упругий ворс, причем рубцы его располагаются вдоль ткани. Наибольшим распространением за границей пользуется кордерой, имеющий ширину материала 710 *мм* и высоту ворса 5 *мм*; последний представляет отдельные валики шириной около 7 *мм* с углублениями между ними около 2 *мм*.

Кроме кордероя и плиса в качестве покрытий также употребляются: рифленая резина, сукно, половики, груботкан-ные ковры, шерстяные одеяла, войлок, а также для концентрации тонких сульфидов — брезентин, грубый холст и парусина.

Таблица 28

Количество концентрата, снимаемое с 1 $м^2$ различных мягких покровов (за один сполоск)

Материал	Количество концентрата $кг/м^2$
Парусина	0,4—0,6
Вельвет	0,8—1,2
Половик (плотный сорт)	1,1—1,2
Рифленая резина	1,6—2
Кордерой	1,5—1,8
Плис	1,6—2
Грубое сукно	2—2,5
Войлок	2,5—3

Примечание. Покрытиями с коротким ворсом следует считать такие, съем концентрата с которых за один сполоск составляет менее 1,5 $кг/м^2$.

При значительной длине ворса получается более высокое извлечение золота, но в то же время и более бедный концентрат, который разубоживается крупными частицами пустой породы.

В табл. 28 приводятся количества концентрата, снимаемого с 1 $м^2$ поверхности различных покрытий шлюзов.

При выборе вида мягкого покрова большое значение имеет длительность его службы. Износ покрова зависит от частоты сполосков, характера обрабатываемого материала и от съема концентрата с него. Для кордероя при трех сполосках в сутки и при обработке пульпы —35 меш срок службы покрова находится в пределах 100—150 дней. Расход тканей показан в табл. 29.

Улавливание золота по длине шлюза зависит от характера обрабатываемой руды и размеров частиц золота. При крупном золоте требуется более короткий шлюз, а при мелком более длинный.

[1] Вначале в практике Южной Африки в качестве покрытия широко применялся плис. Вследствие этого шлюзы с мягкими покровами до сих пор нередко именуются собирательным термином «плисовые».

Возможность концентрации золота на поверхности данного шлюза используется полностью, если концентрат, снимаемый с последнего участка поверхности, по содержанию в нем золота близок к содержанию его в хвостах. Практика золотоизвлекательных фабрик показывает, что длина шлюзов с мягкими покровами в среднем составляет 3—4 *м* и колеблется в пределах 1,5—6 *м*.

Таблица 29

Расход ворсистых тканей (в $м^2/т$ руды)

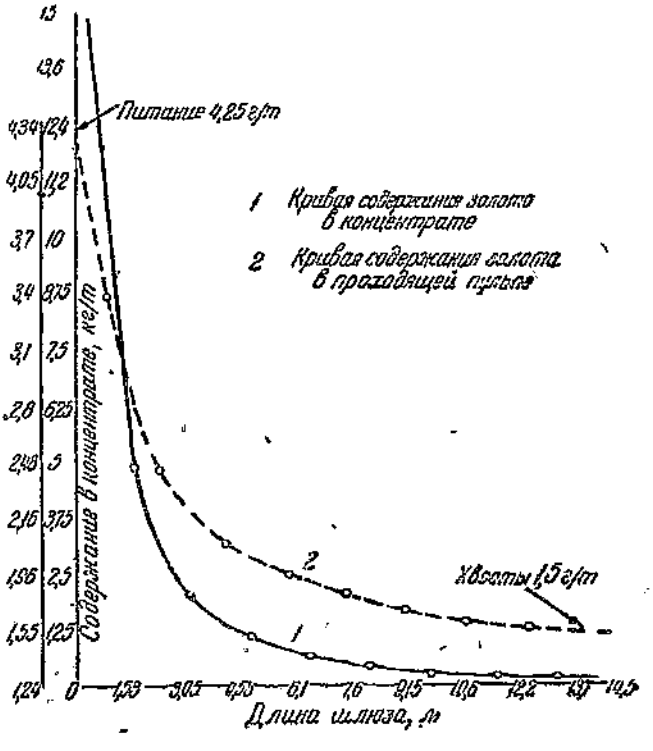
Помол руды	Большая нагрузка на шлюзах (>10 $т/м^2$)	Малая нагрузка на шлюзах (<10 $т/м^2$)
Крупный помол .	0,002—0,004	0,005—0,01
Тонкий помол . .	0,001—0,002	0,003—0,006

Примечание. Минимальные цифры относятся к редким сполоскам (реже 8 час.), максимальные— к частым сполоскам (чаще 2 час.).

Изменение содержания золота в концентрате и в пульпе по длине шлюза показано (на основании данных предприятия Сиско) на фиг. 67.

Сполоск шлюзов осуществляется в зависимости от задач, которые преследует концентрация, а также в зависимости от конструктивных особенностей самих шлюзов.

Частота сполосков влияет на извлечение золота и других тяжелых минералов. Если сполоск производится редко, то на поверхности покрова накапливается значительное количество концентрата, и шлюз вследствие этого перестает в достаточной степени улавливать золото. Вследствие этого частые сполоски способствуют повышению процента извлечения золота и особенно мелкого, а также сульфидов. За пределом оптимальной частоты сполосков сокращение интервала между ними перестает значительно повышать извлечение, и наряду с этим весьма увеличивается выход концентрата.

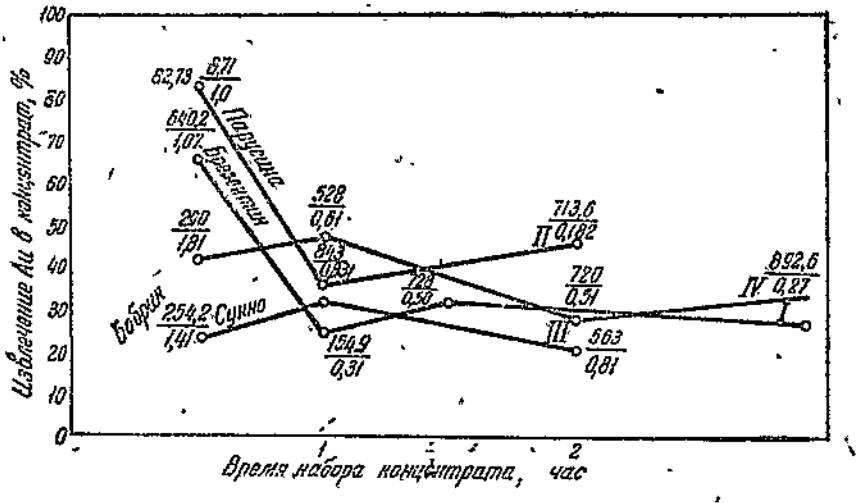


Фиг. 67. Зависимость содержания золота в концентрате и пульпе от длины шлюза (Сиско, Канада)

Увеличение интервала между сполосками повышает содержание золота в концентрате, но после того как достигнуты оптимальные

условия извлечения золота, дальнейшее снижение выхода концентрата приводит к падению процента извлечения.

На фиг. 68 показано сопоставление кривых извлечения золота, построенных на основании работ, проведенных на балейской фабрике им. Орджоникидзе [61]. Эти кривые показывают целесообразность применения для извлечения мелкого золота покровов с низким ворсом при малом наполнении (т. е. при малой удельной нагрузке) и при условии частых съемок.



Фиг. 68. Изменение процента извлечения мелкого золота и выхода концентрата в зависимости от частоты съемов и характера ворсистого покрова (Балей)

В случаях, когда задачей является только извлечение свободного, не мелкого золота (и когда не извлекают золото, ассоциированное с сульфидами), выход концентрата понижается до 0,5—0,01% и в среднем составляет 0,1—0,2%. При улавливании на поверхности шлюза сульфидов интервалы между сполосками составляют 0,25—2 часа. Для концентрации на шлюзах мелкого золота балейской руды интервал между сполосками следует установить в пределах 0,5—1 часа (см. фиг. 68).

Зависимость между частотой сполосков, выходом концентрата и нагрузкой на шлюзы определяется следующими формулами.

Число сполосков за сутки:

$$n = \frac{10\ q \cdot C}{g}.$$

Время между последовательными сполосками:

$$t = \frac{2{,}4\ g}{q \cdot C},$$

где n — число сполосков за сутки, t — интервал в часах, q — нагрузка на шлюз в $т/м^2$ в сутки, c — выход концентрата в %, g — съем концентрата (в $кг$) с 1 $м^2$ поверхности шлюза за один сполосок.

Если задаться интервалом между сполосками, определим выход концентрата (в %):

$$C = \frac{2{,}4\ g}{q \cdot t}.$$

В качестве примера определим выход концентрата при следующих условиях: интервал между сполосками — 2 часа, нагрузка на шлюзы — 5 *т/м²*, съем концентрата *за* сполоск — 4 *кг/м²*. Тогда

$$C = \frac{2{,}4 \cdot 4}{5 \cdot 2} = 0{,}96\% \backsim 1\%.$$

Разжижение пульпы на шлюзах с мягкими покровами в практике золотоизвлекательных фабрик и заводов колеблется в пределах отношения *Ж : Т* от 2,5 до 10. Для получения: 1) лучшего извлечения золота, 2) меньшего расхода воды и 3) более эффективного использования поверхности шлюзов — стремятся к достижению меньшего отношения *Ж : Т* в пульпе, поступающей на шлюзы.

Слишком густая пульпа не допускает в достаточной степени перехода частиц золота в зону нулевых скоростей и осаждения их на поверхность шлюза. При некотором разжижении осаждение частиц золота происходит успешно, но при дальнейшем разжижении наблюдается расслаивание пульпы с выпадением на поверхность мягкого покрова тяжелых минералов, которые с трудом смываются с нее и способствуют быстрому заиливанию шлюза. Последнее явление в большей мере наблюдается в случае присутствия в руде тяжелых минералов.

Для осаждения золота из пульпы, которая содержит значительное количество глины и охры, повышающих ее вязкость, необходимо большее разжижение. При мелком золоте, осаждающемся с меньшей скоростью, чем крупное, также необходима более жидкая пульпа.

Наклон шлюза зависит от условий концентрации (ситовой анализ и минералогический состав материала, отношение *Ж : Т*, характер мягкого покрова). При рудах, содержащих тяжелые минералы, берут больший уклон шлюза. Таким же образом поступают и при значительной ворсистости покрова и при необходимости получить наибольшую степень сокращения при концентрации. Вообще уклон шлюзов с мягкими покровами больше, чем амальгамационных. В среднем он равен ⅛—⅙, что составляет 12,5—16,7% (чаще 6—9°).

Пульпы более плотные, а также содержащие более мелкие частицы требуют меньшего наклона, чем в случае обратных условий. Оптимальный уклон следует находить экспериментальным путем.

Степень извлечения золота на шлюзах с мягкими покровами значительно более высокая, чем на амальгамационных [60]. Это объясняется тем, что золото «в рубашке», не поддающееся амальгамации, а также и золотосодержащие сульфиды поддаются концентрации на мягких покровах. На них попутно с золотом улавливаются платина и ее спутники, а также серебряные минералы и сульфиды тяжелых металлов.

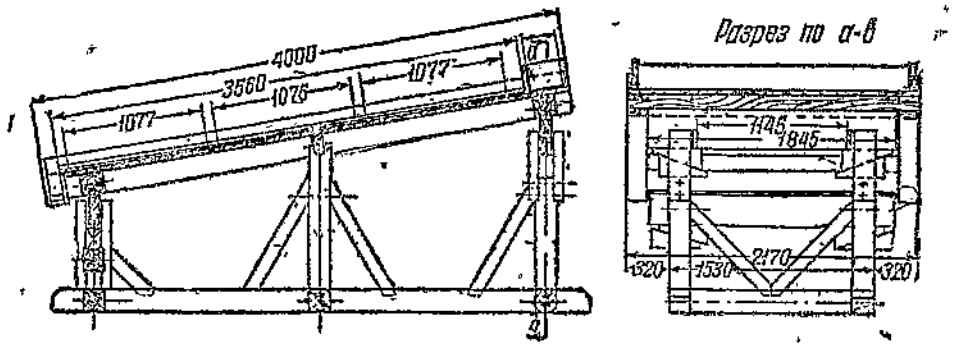
На шлюзе, покрытом рифленой резиной, при обработке руд Алтайзолото удалось извлечь 87,5% золота при измельчении — 65 меш.

В ряде случаев ворсистые шлюзы дают дополнительное извлечение после амальгамации. Так, например, введение ворсистых шлюзов после амальгамации на Степняке снижает содержание золота в хвостах амальгамационной фабрики в два раза. Несмотря на мелкое золото в рудах Балея, было достигнуто значительное дополнительное извлечение на ворсистых шлюзах, установленных на хвостах балейской бегунной фабрики.

Шлюзы с мягкими покровами подразделяются на следующие типы: 1) стационарные, которые могут быть: а) со съемным

покровом и б) с закрепленным покровом; 2) опрокидывающиеся, которые в свою очередь подразделяются на: а) однодековые и б) двухили трехдековые; 3) ленточные.

Стационарные шлюзы со съемным покровом употребляются преимущественно на предприятиях малого масштаба. При этом шлюзы подгруппы а (фиг. 69) предназначаются для извлечения свободного золота, а также сульфидов (при выходе концентрата до 0,5%). По своей конструкции стационарный шлюз представляет деревянный стол с небольшим наклоном, монтируемый на деревянной раме. Крышка стола собирается из 30-*мм* досок, укрепляемых поперечными и продольными связями. С поверхности стол должен быть покрыт слоем водонепроницаемого вещества, например, слоем (5—6 *мм*) жирного бетона, линолеумом или листами железа.



Фиг. 69. Стационарный шлюз (конструкции Гипрозолото)

Укрепление материи производится поперечными планками, которые зажимаются у бортов угольниками. Сполоск ворсистой ткани производится по очереди с обеих секций шлюза, на которые дека шлюза делится перегородкой в продольном направлении. Снимаемая ткань свертывается рабочей поверхностью внутрь в виде валика или складывается (пополам или вчетверо). После этого она укладывается в железную коробку и направляется в промывку. Отдельные куски ткани отрезаются размером не более 1—1,5 *м*. Съемка производится обычно раз в смену. Промывка осуществляется в специальном бачке[1]. Регулирование угла наклона производится подбиванием клиньев под шлюзы.

Шлюзы со съемным покровом применяются, например, на балейском золотоизвлекательном заводе, имеющем значительную производительность [63]. Один работник обслуживает 3—3½ шлюза. Необходимость производить сполоск через 45 мин. особенно загружает бригаду, производящую ручной сполоск. Ввиду частых сполосков ворс материи снашивается через 15—20 дней.

Все это вместе взятое вызывает стремление на предприятиях большой производительности переходить к более механизированным типам шлюзов, на которых, при малом выходе концентрата, применяют закрепленный покров с гидравлическим смывом концентрата.

Стационарные шлюзы с закрепленным покровом приме-

[1] На фабриках Миассзолото была испытана конструкция для смыва концентрата, состоящая в том, что ворсистый покров наматывался на валик, расположенный в головной части шлюза. При наматывании покрова с него производится смыв концентрата.

няются для выделения золота и сульфидов из хвостов фабрик. Так, например, в Морро Велхо (Бразилия) они применяются для извлечения концентрата из хвостов цианистого завода. На общую суточную производительность, составляющую 630 *т*, установлены шлюзы с общей площадью 470 *м*^{2}.

Сполоск их производится смыванием струей воды из шланга, причем для этой работы задалживается один рабочий низкой квалификации.

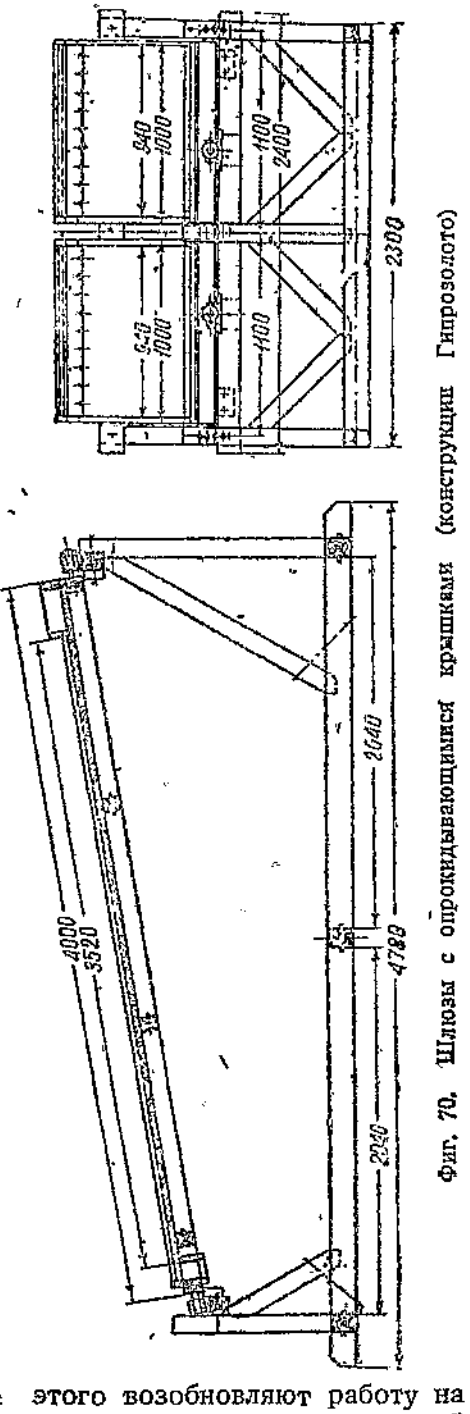
Аналогичные шлюзы установлены на фабриках Норанда и Британия.

О п р о к и д ы в а ю щ и е с я ш л ю з ы (фиг. 70) устанавливаются в случае большого выхода концентрата и на фабриках значительной производительности. Концентрат смывается струей воды после поворота деки на угол величиной до 60°. Эта конструкция дает возможность производить сполоск часто (через ¼—½ часа). На фиг. 71 показан шлюз с опрокидывающейся крышкой во время смыва концентрата.

Крышки (деки) делаются деревянными и укрепляются в чугунных рамах со стальными полуосями для их поворота. В случае двух или трех рабочих поверхностей верхняя дека имеет распределительную коробку, из которой производится распределение пульпы.

Кроме описанных конструкций применяется трехгранный шлюз, поворачивающийся вокруг оси призмы (фиг. 72). Это приближает его к непрерывно действующим аппаратам.

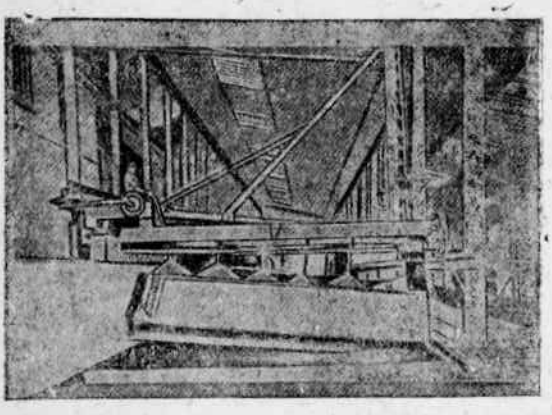
Пульпа поступает по жолобу и через выдвижную соединительную часть сливается на поверхность шлюза. По окончании набора концентрата на одной из трех поверхностей перекрывают пульпу, отодвигают соединительную часть жолоба, поворачивают шлюз на 120° и производят сполоск. После этого возобновляют работу на второй поверхности шлюза. Для выполнения указанных операций требуется 2—3 мин. Смыв концентрата производят струей воды в чаны с фильтрующим днищем. Угол наклона шлюза регулируется подкладками под подшипник.



Фиг. 70. Шлюзы с опрокидывающимися крышками (конструкции Гипрозолото)

Ленточные шлюзы применяются преимущественно при доводке концентратов, а также и при обработке сульфидных руд, дающих высокий выход концентрата.

Шлюз (фиг. 73) имеет раму, установленную на двух опорах. На последних установлены ведущий и хвостовой барабаны, а также ролики для поддержания ленты. Верхний барабан приводится во вращение через храповое колесо с диференциальной скоростью. На барабаны натягивается резиновая лента, на которой укреплен при помощи нашивных бортов или наложен покров.



Фиг. 71. Установка шлюзов с опрокидывающимися крышками на фабрике Морро Велхо (Бразилия)

Вследствие непрерывного съема выход концентрата с ленточного шлюза достигает весьма значительной величины (до 20%).

Выход концентрата регулируют в широких пределах посредством изменения скорости ленты. В шлюзах, запроектированных Гипрозолото [62], скорость ленты изменяется в пределах 0,75—1,5 *м/мин*. Крайними пределами скорости ленты являются 0,5 и 2 *м/мин*. Повышение скорости ленты увеличивает выход концентрата и обратно.

Концентрат снимается с ленты посредством брызгала и щеточного барабана во время обратного движения ленты при огибании верхнего барабана. Снимаемый концентрат поступает в жолоб и смывается в приемный чанок. Для распределения пульпы на поверхности шлюза над головной частью последнего устанавливается распределительная коробка.

Ленточные шлюзы применяются на фабрике Морро Велхо для первичной и вторичной доводок концентрата с опрокидывающихся шлюзов. Характеристика типовых ворсистых шлюзов, разработанных Гипрозолото, приведена в табл. 30.

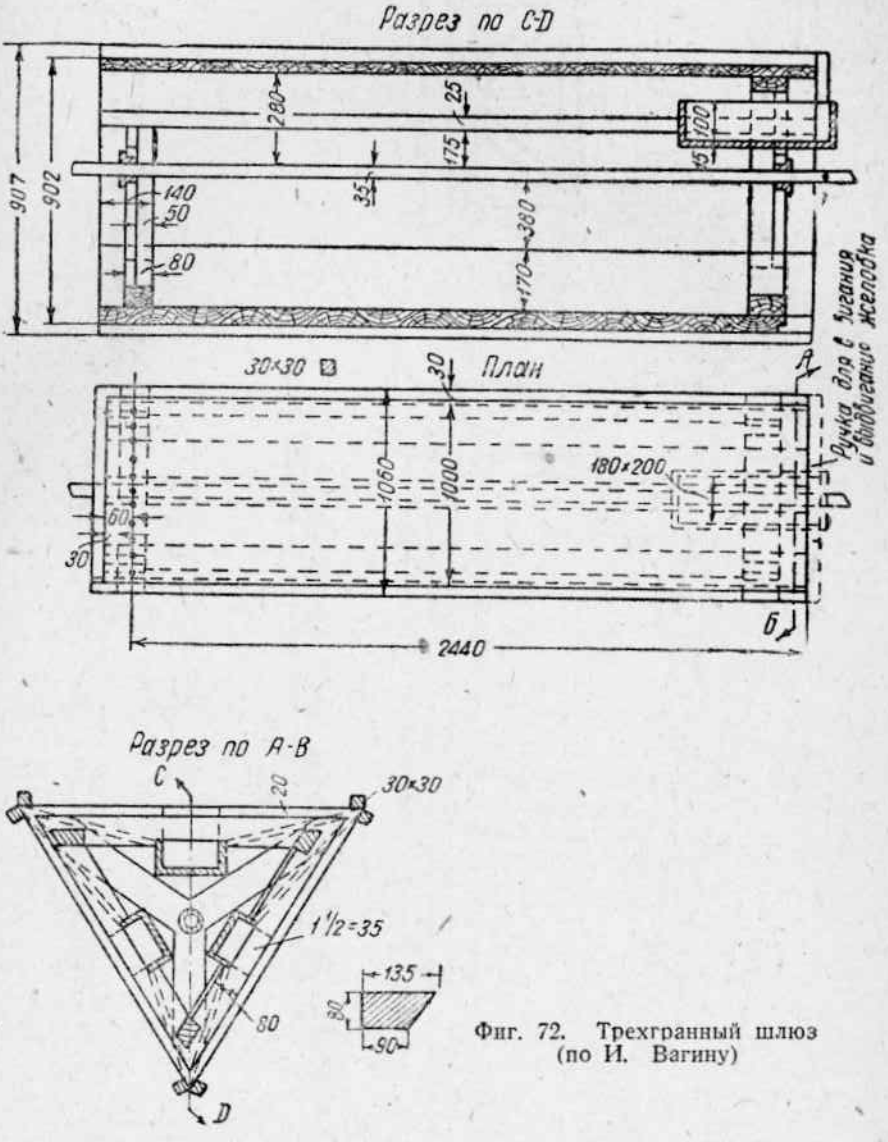
Таблица 30

Характеристика типовых ворсистых шлюзов

Тип шлюза	Рабочие размеры			Вес металлических деталей *кг*	Габариты, *мм*		
	ширина, *м*	длина, *м*	площадь *м²*		ширина	длина	высота
Стационарный	2	3,5	7	65	2170	4040	1900
Опрокидывающийся	2	3,5	7	65	2300	4780	1800
Ленточный	1	3,5	3,5	400	1700	4580	1900

§ 52. Гидравлические ловушки. Фабрики, применяющие гравитационные методы

Выделение в концентрат свободного золота и минералов, с которыми оно ассоциировано, в ряде случаев с успехом производится путем гравитационного обогащения посредством гидравлических лову-

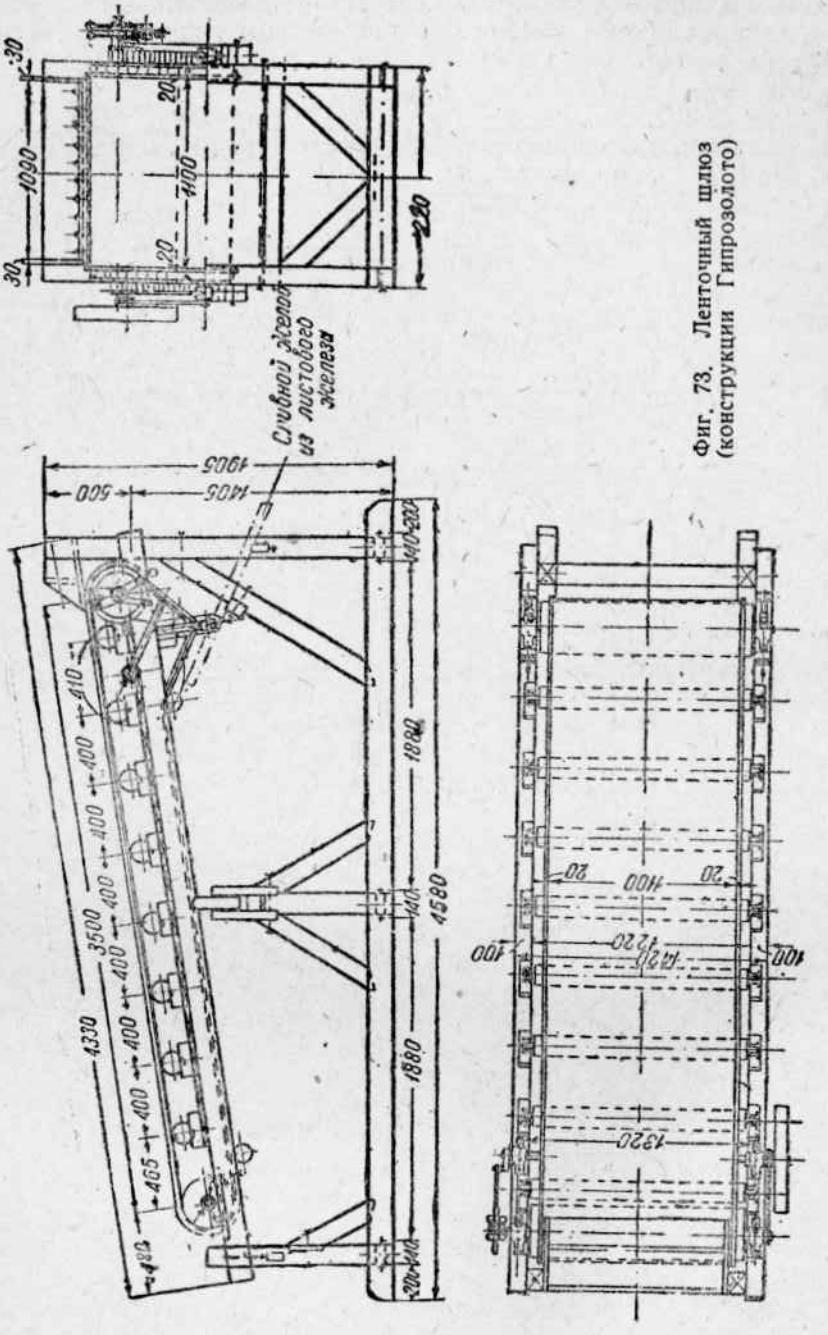


Фиг. 72. Трехгранный шлюз (по И. Вагину)

шек и отсадочных машин. Значительными преимуществами ловушек и отсадочных машин перед шлюзами и амальгамационными аппаратами являются: 1) большая компактность и 2) меньшее количество потребляемой воды.

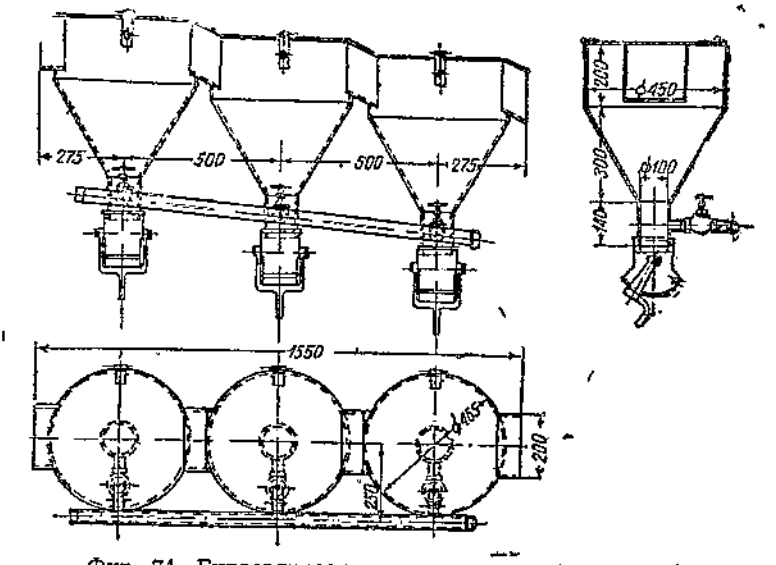
Эти два вида аппаратов весьма удобны для применения при извлечении золота в цикле измельчения мельница — классификатор, а также особенно удобны, когда необходимо пользоваться малой площадью для аппаратуры и малым количеством воды.

Гидравлические ловушки представляют конусы (или пирамиды), обращенные вниз своими вершинами. Вода в конус поступает снизу. Отделение золота, накапливающегося с более крупными зернами тя-


Сливной желоб из листового железа
1905
500
1405
400
410
400
400
400

ху). Во избежание забивания ловушки крупным материалом на горловину мельницы надевается цилиндрическая[1] или коническая сетка, или применяется пульсирующая подача воды через вращающийся клапан (например, в ловушках типа Би-Ти). Простейшая гидравлическая ловушка, применяемая на заводе Сиско в Канаде (фиг. 74), состоит из трех конусов, соединенных последовательно желобами.

По сравнению с ворсистыми шлюзами гидравлические ловушки улавливают более крупную фракцию золота и в меньшей степени мелкое золото. В связи с этим для улавливания мелкой фракции на сливе классификаторов дополнительно ставят ворсистые шлюзы.



Фиг. 74. Гидравлическая ловушка с тремя конусами

Выход концентрата из гидравлических ловушек меньше, чем со шлюзов с мягкими покровами. За счет этого повышается содержание золота в концентрате, но обычно понижается процент извлечения по сравнению со шлюзами. Обычно выход концентрата в гидравлической ловушке не превышает одного процента от веса обрабатываемой руды. Сполоск ловушек производится через 6—8 часов.

Извлечение золота из концентрата гидравлических ловушек так же, как и других гравитационных аппаратов, производится путем амальгамации в бочке или чане-амальгаматоре.

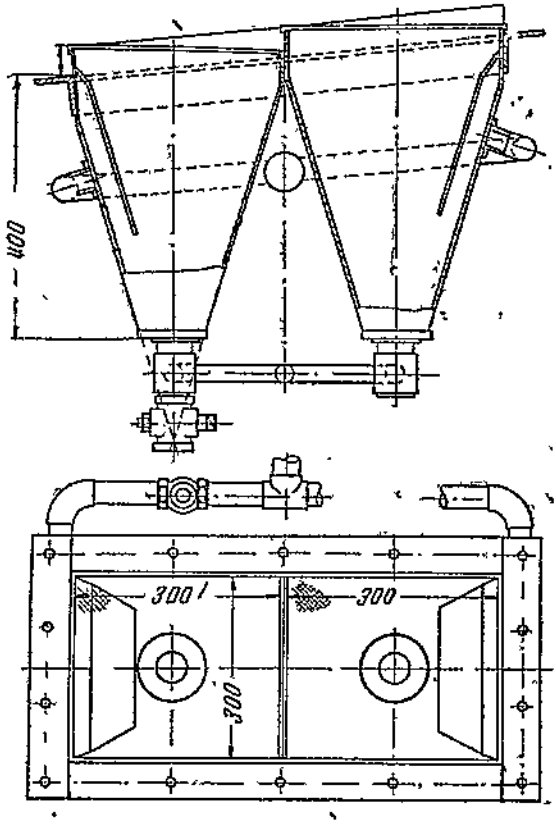
Наилучшие результаты ловушки дают при обработке кварцевых руд с крупным золотом. Они в меньшей степени пригодны для обработки руд со значительным сульфидным оруденением (или при наличии других минералов значительного удельного веса), а также для руд с весьма мелким золотом и содержащих значительную фракцию глинистого материала. В случае сульфидного оруденения применяют гидравлические ловушки с прерывистой подачей воды и вертикальными щитками.

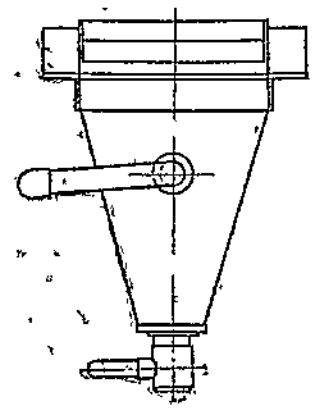
На балейском заводе в цикле измельчения первых шаровых мельниц применялись ловушки[2], показанные на фиг. 75. Ввиду того, что

[1] Цилиндрическая сетка для облегчения передвижения материала снабжается вложенным в нее спиральным отрезком троса.

[2] В 1940 г. вместо ловушек были введены с той же целью отсадочные машины типа Денвер, установленные в настоящее время в первом и во втором циклах измельчения.

на этом заводе мельницы на горловине не имеют контрольных сеток, над ловушками устанавливались сетки, защищавшие их от забивания





Фиг. 75. Гидравлическая ловушка с защитной сеткой и дополнительной водой

крупным материалом. Кроме того ниже сетки присоединялся подвод вторичной воды. Несмотря на весьма мелкое золото в балейских рудах, извлечение золота в ловушках и содержание его в концентрате довольно высоки, что отчасти объясняется сбиванием в мельницах губчатого золота в более крупные комки.

Из чисто кварцевых руд при наличии в них весьма мелкого золота ловушками и шлюзами совместно извлекалось, по данным [63] балейского завода, 15% золота.

Характеристика концентрата, получаемого в ловушках, приводится в табл. 31.

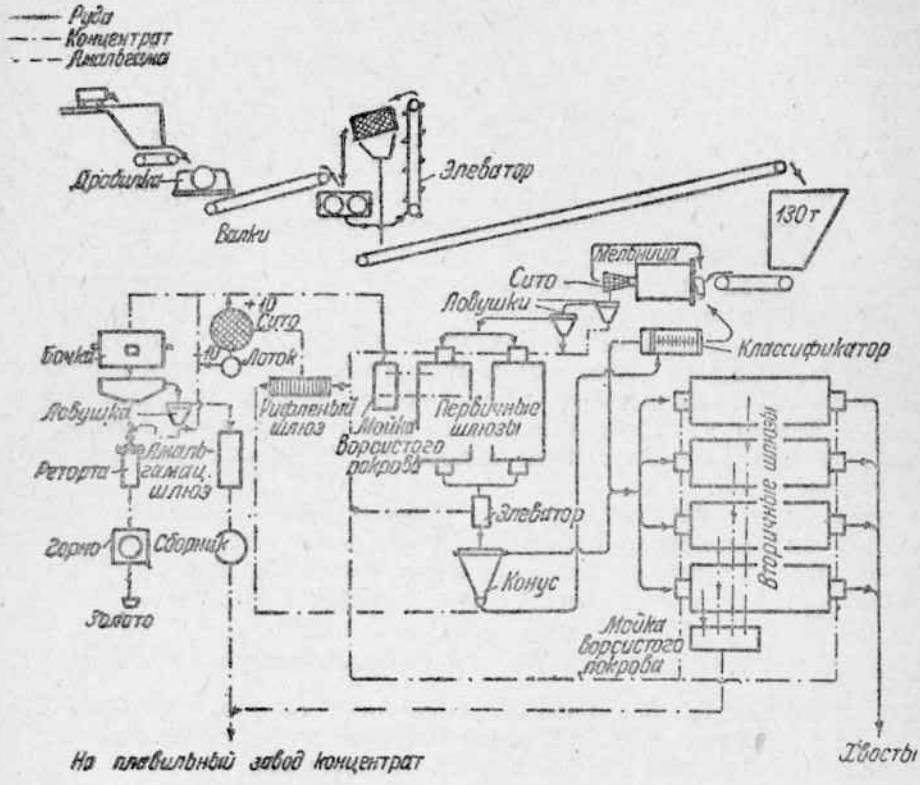
Таблица 31

Ситовой анализ и распределение золота по классам концентрата гидравлических ловушек на балейском заводе

(по А. А. Комлеву)

Класс (число меш)	Количество данного класса в концентрате, %	Распределение золота между классами, %
+ 30	41,66	14,79
+ 70	45,27	34,24
+ 100	5,60	11,65
+ 140	4,58	19,96
+ 200	1,49	8,14
— 200	1,40	11,22
Итого	100,00	100,00

Данные этой таблицы показывают наибольшее содержание золота в мелких классах концентрата. Так, содержание золота в классе — 200 в 8 раз превышает содержание его в этом классе при равномерном распределении золота в классах ситового анализа. Но и при наличии по преимуществу столь мелкого золота в руде наибольшая часть его в силу особенностей данного аппарата извлекается с отно-



Фиг. 76. Схема цепи аппаратов фабрики Гренада (Канада)

сительно крупными классами концентрата. Так, в классах + 100 содержится 60,68% всего золота, извлеченного в концентрат. В то же время можно считать, что золото в классах +70 находится в сростках с кварцем и для дальнейшего извлечения его амальгамацией в бочке или в чане необходимо предварительное доизмельчение.

Высокое извлечение золота в гидравлических ловушках и на шлюзах достигнуто на фабрике Гренада (в Канаде). В руде, обрабатываемой на этой фабрике, золото находится преимущественно в свободном виде, и лишь небольшая часть его ассоциирована с пиритом и арсенопиритом, составляющими оруденение боковых пород. Фабрика (фиг. 76) построена на производительность 150 *т/сутки* (в первое время она обрабатывала 75 *т/сутки*).

Продукт, выходящий из мельницы, проходит двойные ловушки и поступает на первичные шлюзы с мягкими покровами [1], в качестве которых применяются войлочные маты. Шлюзы имеют головные и хвостовые ловушки. После первичных шлюзов следует конический

[1] Ранее на этой фабрике применялась амальгамация на шлюзах, но она вследствие цветения листов заменена мягкими покровами.

классификатор, слив с которого направляется на вторичные шлюзы с мягкими покровами, имеющие головные и хвостовые ловушки.

Ловушки очищаются один раз в сутки, и концентрат из них поступает на рифленый шлюз. Зумпф элеватора и последняя ловушка очищаются один раз в неделю. Хвосты после ручной доводки этого материала идут в классификатор. Покровы первичных шлюзов снимаются через два часа, и концентрат с них обрабатывается в амальгамационной бочке. Покров вторичных шлюзов снимается через четыре часа, и концентрат с него направляется на пирометаллургический завод.

На этой фабрике гидравлические ловушки совместно с другими гравитационными аппаратами дают общее извлечение металла (с учетом извлечения из концентрата при плавке), равное 99%.

Наряду с фабриками, широко применяющими гравитационные методы обогащения, последние с большим успехом дополняют амальгамацию и цианирование. На фиг. 77 показана схема золотоизвлекательного завода Сиско (в Канаде), на котором производится извлечение гидравлическими ловушками фракции золота, с трудом или медленно растворяющейся в цианистом растворе. Для этой цели ловушки, состоящие из трех или двух конусов, включаются в цикл измельчения шаровых мельниц. Кроме гидравлических ловушек для выделения золота в гравитационный концентрат на этом заводе применяются шлюзы с ворсистым покровом, установленные на сливе классификаторов.

Концентраты из ловушек и со шлюзов амальгамируются отдельно: 1) в амальгаматоре Гибсона и 2) в бочке. После доизмельчения они поступают в цианирование (сначала в специальный агитатор турбомиксер, а затем — в общий цикл обработки руды).

§ 53. Применение отсадочных машин для извлечения золота

В настоящее время выделение крупной и упорной фракции золота из руд производится с большим успехом посредством пульсаторов и отсадочных машин с поршневыми диафрагмами.

Джиг-пульсатор представляет наиболее простую конструкцию отсадочной машины; в отличие от гидравлической ловушки он имеет сито, на которое насыпается зернистый материал достаточно высокого удельного веса. В качестве постели для джигов-пульсаторов и отсадочных машин поршневого типа обычно применяют чугунную дробь или дробленый гематит размерами: для первичных машин — 9,5—12,7 *мм*, а для вторичных — 6,3 *мм*. При отсутствии чугунной дроби применяют более дорогую стальную.

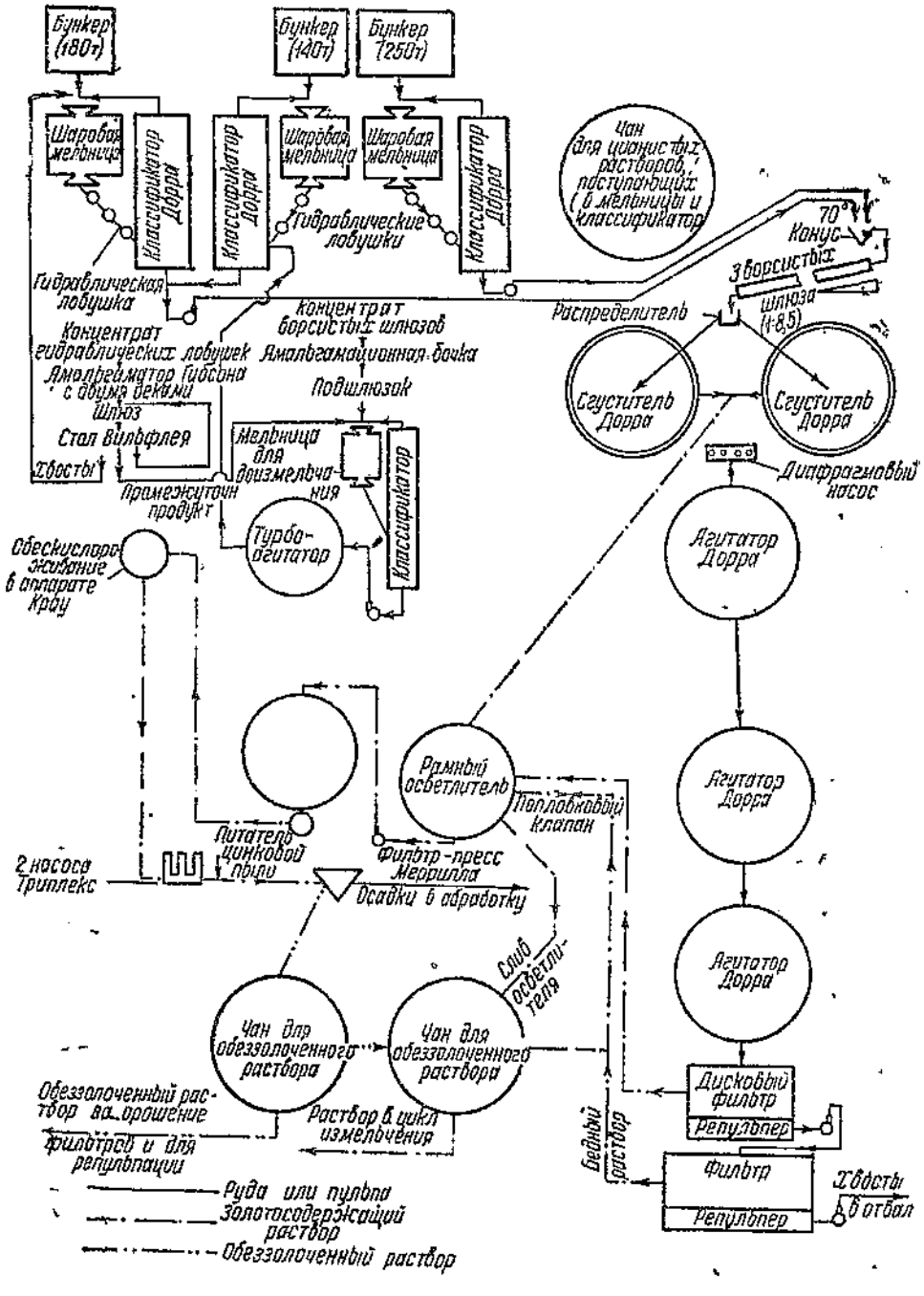
Производительность этих аппаратов возрастает в прямой зависимости и почти пропорционально площади сита, помещенного в отсадочной камере.

На фиг. 78 показана последняя конструкция джига-пульсатора, разработанная фирмой Пан-Американ. Аналогичный пульсатор применяется в настоящее время для выделения золота и сульфидных минералов в цикле измельчения на Кочкарском заводе им. Артема[1].

Прерывистая подача воды в камеру осуществляется действием гидравлического клапана, конструкция которого показана на фиг. 79. Этот клапан при помощи штока соединен с диском, в который упи-

[1] Такие джиги-пульсаторы могут быть применены также для извлечения золота и его спутников из россыпей.

рается пружина, сжимающаяся при подъеме штока вследствие давления воды, вводимой по трубе *К* (справа) из напорного резервуара.



Фиг. 77. Схема включения аппаратов гравитационного обогащения при обработке руды на заводе Сиско с извлечением золота амальгамацией и цианированием

Давление воды передается гибкой диафрагме *D*, приподымаемой клапаном. После подъема на небольшую высоту клапан опять садится в

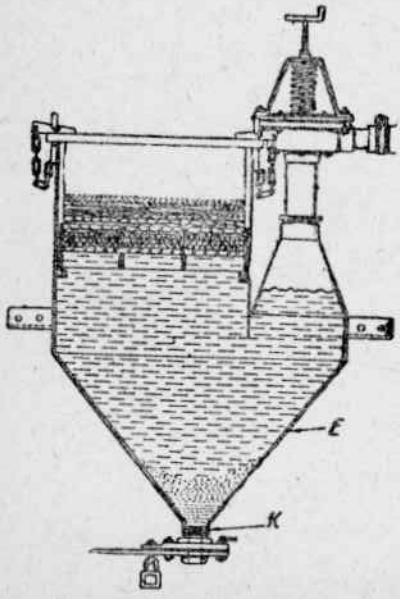
свое гнездо. Необходимый напор воды составляет 3—23 *м*. Гидравлический клапан создает до 500—600 пульсаций в минуту.

Регулировка сжатия пружины производится ввинчиванием или вывинчиванием стержня (в верхней части скобы).

Регулировка пульсаций при постоянном напоре водяного столба производится сжатием пружины верхней гайкой. Увеличение сжатия пружины дает возможность создать более частые пульсации с малой амплитудой.

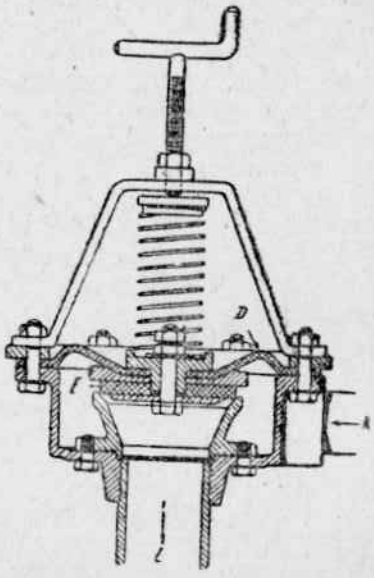
Характеристика джига-пульсатора приводится в табл. 32.

Корпус джига-пульсатора имеет вид шпицкастена со сварными швами. Толщина стенок 2 *мм*. Часть шпицкастена перекрыта воронкой, к которой присоединена камера с гидравлическим клапаном. В другой части шпицкастена установлено сито, нижняя часть ситовой камеры оканчивается выгрузным люком для концентрата.



Фиг. 78. Джиг-пульсатор (типа Пан-Американ)

E — нижняя часть шпицкастена, K — отверстие для выпуска концентрата



Фиг. 79. Гидравлический клапан джига-пульсатора

D — резиновая диафрагма, K — труба, подающая воду в камеру, E — резиновый клапан, L — труба, соединяющая со шпицкастеном

Первая (см. 1, ч. II; стр. 118) конструкция джига-пульсатора несколько видоизменена двумя советскими предприятиями, применяющими его в практике своей работы.

На Кочкарском заводе (инж. Тихоновым) на верхнем конце стержня введена дополнительно гайка, посредством которой производится сжатие или ослабление пружины.

На Дарасунской флотационной фабрике пульсаторы установлены в цикле первых (стержневых) мельниц для выделения крупного золота. При этом конструкция пульсатора видоизменена в еще большей степени посредством замены пружины на груз, надеваемый в виде набора дисков с отверстиями на верхний (внешний) конец штока клапана.

Характеристика работы джига-пульсатора по данным иностранных предприятий приводится в табл. 33.

Таблица 32

Размеры и показатели работы джига-пульсатора

Основные данные	Для аппарата размером сита 300×300 *мм*
Наружные габариты, *мм*	736 × 462 × 1040
Площадь сита, $м^2$	0,09
Производительность по поступающей руде, *т/сутки*	100—150
Характеристика питания	Измельченная руда, ил и пески
Максимальный размер питания, *мм*	15—20
Размер питания, *мм*	5—6
Предельное содержание жидкого в питании, %	30—90
Расход воды через клапан:	
а) нормальный, *л/мин*	38—45
б) минимальный »	22,5
Оптимальный напор у ввода воды в *м* вод. ст.	7—10
Число пульсаций в мин.	300—600
Вес механизма, *кг*	80

Таблица 33

Работа джигов-пульсаторов (в замкнутом цикле измельчения) по данным иностранных предприятий

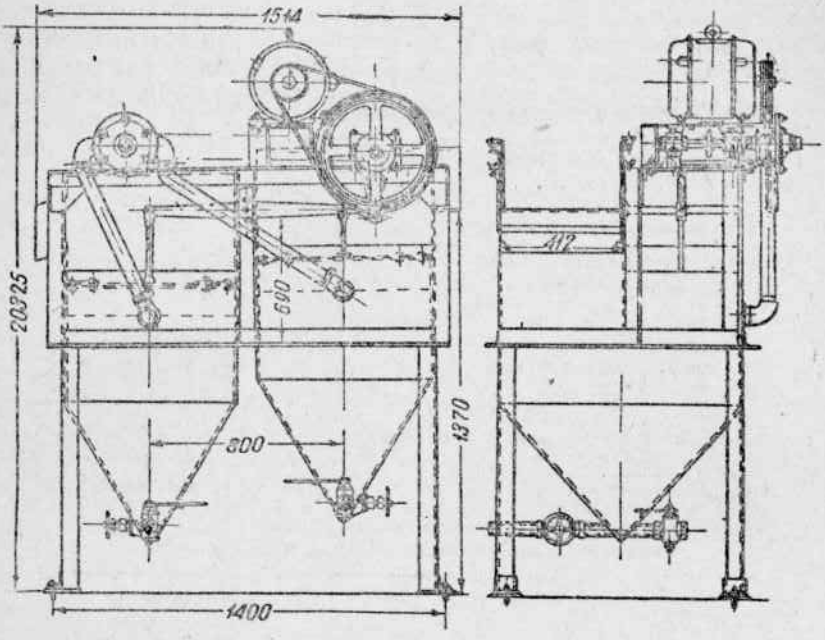
Характеристика	№ примеров		
	1	2	3
	Размер сита, *мм*		
	305 × 305	305 × 305	610 × 610
Питание, *т/сутки*	170	150	700—800
Максимальный размер питания, *мм*	19	13	5
Содержание твердого в питании, %	57,2	59,0	54,7
Расход воды, *л/мин*	45	45	166
Степень концентрации	1 : 2500	1 : 1000	1 : 3000
Содержание золота в концентрате, *кг/т*	8,1	10,6	1,7

Обычно степень концентрации составляет 1 : 2000, но иногда достигает даже 1 : 10 000.

Пульпа, поступающая в джиг, содержит твердого: при работе в замкнутом цикле до 60—70%, при работе на россыпном золоте или хвостах фабрик — всего до 10—15%.

Джиги-пульсаторы установлены для извлечения золота на ряде американских предприятий. Обычно они работают на пульпе шаровой мельницы, имеющей сетку (19 *мм*) на горловине. На фабрике в районе Оберна (Калифорния) джиг-пульсатор работает на выходе из шаровой мельницы, имеющей на горловине сетку с отверстиями около 3 *мм*.

Джиг-пульсатор, установленный в цикле измельчения Кочкарского завода, дает извлечение 7—10% золота, содержащегося в исходной руде.



Фиг. 80. Отсадочная машина типа Денвер

Отсадочные машины для извлечения рудного золота стали вводиться в практику обработки руд преимущественно для извлечения более крупной фракции золотосодержащих сульфидов и свободного золота в цикле измельчения.

При выделении свободного золота весьма удобной является видоизмененная гарцевская отсадочная машина с двумя отделениями, выпущенная фирмой Денвер (фиг. 80). В этой машине вместо поршней установлены диафрагмы с резиновыми кольцами (фиг. 81).

Отсадочная машина Денвер делается сварной конструкции из листовой стали и состоит из двух камер. Каждая камера состоит из двух отделений: отсадочного (шпицкастена) и отделения с диафрагмой.

Диафрагмы приводятся в колебательное движение при помощи балансира. Ход балансира регулируется эксцентриком, который приводится в действие через тексропную передачу от мотора, установленного на раме машины. Число ходов поршня определяется характером обрабатываемой руды и в среднем составляет 300—350 об/мин.

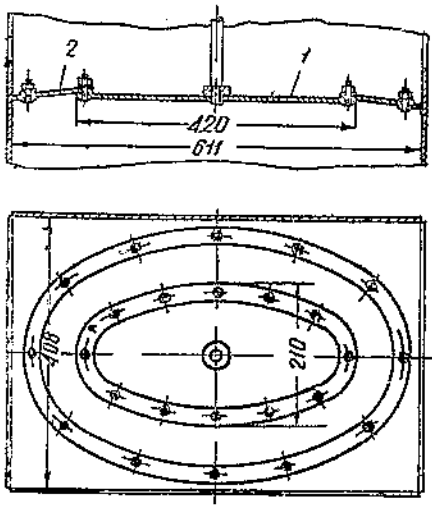
Подача воды в камеру регулируется ротационным клапаном, поворачивающимся синхронно с движением балансира. Положение его в момент всасывания, происходящего при подъеме диафрагмы, создает впуск воды в подситовое пространство при опускании постели.

Это ослабляет всасывающее действие поршня и дает возможность получить более богатый концентрат.

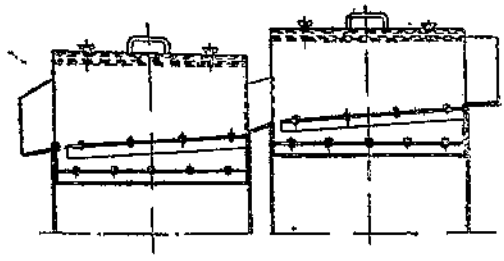
Для очистки сита камеры машины делаются съемными. При наличии запасных камер очистка производится без остановки мельниц и классификаторов, в цикл которых включается машина.

На фиг. 82 показано расположение грохота и сита в шпицкастене машины. Пульпа, поступающая по жолобу, частично проходит через грохот и поступает на отсадочное сито. Продукт, оставшийся на сите первого шпицкастена, проходит через пространство между грохотом, не доходящим до конца, и ситом. Этот продукт обединяется с крупным материалом, сходящим с грохота, и разгружается через порог во второй шпицкастен.

В машинах Денвер так же, как и в гарцевских отсадочных машинах, работающих на мелком мате-



Фиг. 81. Резиновая диафрагма машины типа Денвер
1 — металлическая тарелка; 2 — резиновая диафрагма

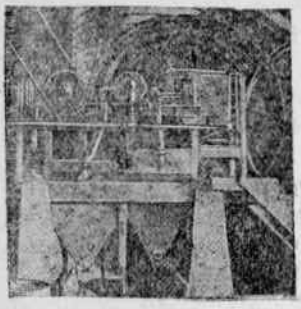


Фиг. 82. Сетка и грохот отсадочного отделения двухкамерной машины

риале, золото и сульфидные минералы собираются в подситовом пространстве шпицкастена. В случае включения машины в цикл измельчения хвосты ее самотеком направляют в классификатор. Дополнительная вода не вызывает оводнения цикла измельчения. В качестве постели с успехом могут быть применены бракованные шарикоподшипники ($D = 9{,}5$ *мм*).

Степень концентрации, даваемая этой машиной, зависит от содержания сульфидов в руде и находится в пределах 1 : 100 — 1 : 300. Машины Денвер нашли широкое распространение на американских фабриках. Они применяются как для извлечения свободного золота (например, на фабрике Мак Миллен), так и для извлечения золотосодержащих сульфидных минералов.

Отсадочные машины рассматриваемой конструкции установлены на Минусинской золотоизвлекательной фабрике в циклах первичного и вторичного измельчения. Они работают с постелью из стальной буровой дроби при отношении $Ж:Т$ в поступающей пульпе 1 : 1. В цикле первичного измельчения окончательное разжижение пульпы составляет около 1,1 : 1. В концентрат извлекается в обоих циклах до 25% от содержания золота в питании при выходе концентрата, равном 0,1—0,2%. Регулировка работы машины достигается изменением толщины постели и числа оборотов.



Фиг. 83. Общий вид отсадочной машины, установленной в цикле измельчения

При включении такой машины в цикл измельчения мельница — классификатор (фиг. 83) производительность ее по исходной руде находится в пределах 200—400 *т/сутки* на 1 $м^2$ поверхности сита.

Концентрат, выдаваемый отсадочной машиной, в случае значительного выхода перечищается на концентрационном столе. Хвосты из машины поступают в контрольный классификатор.

Отсадочные машины типа Денвер могут употребляться также для извлечения россыпного золота.

Характеристика их приводится в табл. 34.

Таблица 34

Отсадочные машины типа Денвер

(Гипрозолото)

Характеристика машины	Размеры сит, *мм*	
	450 × 600	300 × 450
Число отделений	2	2
Общая площадь сита, $м^2$	0,48	0,24
Производительность (с циркуляционной нагрузкой руды), *т/сутки*	200—500	50—200
Характеристика питания, *мм*	—6	—6
Количество воды, подаваемой под сито, *л/сек.*	3—4	1,5—2
Расход дополнительной воды, $м^3$/*сутки*	260	150
Число качаний поршня в мин.	300	300
Мощность мотора, *квт*	1,1	0,8
Вес машины, *кг*	703	655
Габаритные размеры, *мм*:		
длина	1514	1163
ширина	1060	850
высота	2033	1955

Весьма существенными преимуществами отсадочных машин при введении их в цикл измельчения являются:

1) небольшое отношение $Ж : Т$, что дает возможность избежать разжижения хвостов;

2) большая производительность на единицу поверхности сита;

3) возможность обрабатывать неклассифицированную пульпу;

4) значительный диапазон размера частиц пульпы.

ГЛАВА СЕДЬМАЯ

РАСТВОРЕНИЕ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА В ЦИАНИСТЫХ РАСТВОРАХ

§ 54. Процесс растворения

Процесс извлечения золота и серебра цианированием основан на взаимодействии цианистого раствора с зернами извлекаемых металлов.

Растворение золота и серебра в растворах щелочных и щелочноземельных цианидов являлось предметом изучения ряда исследователей. Первые работы в этом направлении принадлежат Багратиону, Эльснеру и Фарадею.

Еще в 1846 г. Эльснер описал опыт, который показывает, что в воздухе, заключенном в цилиндре, опрокинутом над цианистым раствором, постепенно убывает количество содержащегося кислорода в том случае, если на поверхности раствора плавает растворяющаяся пластинка золота. Это наблюдение может быть наглядно продемонстрировано потуханием спички или свечи, вводимой в цилиндр по истечении некоторого времени после начала растворения золота. Именем Эльснера было названо следующее уравнение:

$$2Au + 4KCN + H_2O + {}^1/_2\,O_2 = 2KAu(CN)_2 + 2KOH.$$

В случае растворения металлического серебра последнее в этом уравнении заменяет золото. При употреблении цианистого натрия или цианистого кальция последние в приведенном уравнении в эквивалентных отношениях заменяют цианистый калий.

Нетрудно видеть, что данное уравнение выражает растворение золота и серебра только с формальной стороны. При более детальном рассмотрении условий растворения становится очевидным, что уравнение Эльснера не объясняет данный процесс по существу.

В 1856 г. Фарадей показал, что золотой листок, плавающий на поверхности раствора, растворяется в течение 12 мин., в то время как другой листок, опущенный на дно сосуда, растворялся в течение 12 час.

Дальнейшие работы ряда исследователей (среди которых должны быть отмечены Маклорен и Кристи) углубили и расширили представление о необходимости кислорода для растворения золота. Указанные работы показали, что растворение золота и серебра в цианистом растворе не происходит без введения кислорода или без применения других агентов, заменяющих его в этом процессе. К последним случаям растворения можно отнести растворение в присутствии бромистого циана.

$$2Au + 4CN^- \rightleftharpoons 2Au(CN)_2^- + 2\ominus,$$
$$BrCN + 2\ominus = Br^- + CN^-.$$

Аналогичный случай представляет растворение в присутствии перекиси натрия.

Бодлэндер предположил, что при растворении золота происходят следующие реакции, представляющие две последовательные стадии:

$$2Au + 4KCN + 2H_2O + O_2 = 2KAu(CN)_2 + 2KOH + H_2O_2,$$
$$2Au + 4KCN + H_2O_2 = 2KAu(CN)_2 + 2KOH.$$

Суммарная реакция не отличается от вышеприведенного уравнения Эльснера.

Образование перекиси водорода происходит наравне с образованием воды в результате реакции восстановления кислорода, растворенного в воде. Бодлэндер установил образование 70% перекиси водорода от теоретического количества, соответствующего вышеприведенному уравнению.

Возможные пути восстановления кислорода при растворении золота и серебра в цианистом растворе (на основании теории работающих микроэлементов) могут быть представлены следующим образом:

1) на анодных участках поверхности золота происходит образование комплексного иона и освобождение электрона

$$Au + 2CN^- \rightarrow Au(CN)_2^- + \ominus;$$

2) на катодных участках, в результате освобождения избыточных электронов на аноде, происходит восстановление кислорода, растворенного в воде (т. е. образуется кислородный электрод);

$$O_2 \rightarrow 2[O],$$
$$[O] + 2\ominus \rightarrow O^{--},$$
$$O^{--} + H_2O \rightarrow 2OH^-;$$

восстановление кислорода может итти в следующие две стадии с образованием (в качестве промежуточного продукта реакции) аниона перекиси водорода:

$$2[O] + 2\ominus \rightarrow O_2^{--}$$
$$2H_2O + O_2^{--} \rightarrow H_2O_2 + 2OH^-.$$

В дальнейшем происходит восстановление этого промежуточного продукта

$$O_2^{--} + 2\ominus \rightarrow 2[O^{--}]$$

с образованием гидроксильных ионов

$$O^{--} + H_2O = 2[OH^-].$$

Сравнение на основании термодинамических подсчетов двух возможных путей восстановления кислорода при растворении золота и серебра может быть произведено вычислением константы равновесия [67].

Исходя из величин свободной энергии образования $Au(CN)_2^-$ и $Ag(CN)_2^-$ (составляющих соответственно 66 382 и 69 063 *кал*), можно вычислить следующие константы равновесия для возможных уравнений реакции растворения золота и серебра:

I—в случае уравнения Эльснера:

$$4Au + 8CN^- + O_2 + 2H_2O = 4Au(CN)_2^- + 4OH^-;\ K = 10^{66,0};$$
$$4Ag + 8CN^- + O_2 + 2H_2O = 4Au(CN)_2^- + 4OH^-;\ K = 10^{58,1};$$

II — в случае уравнения Бодлэндера:

для первой стадии

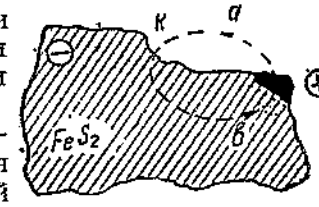
$$2Au + 4CN^- + 2H_2O + O_2 = 2Au(CN)_2^- + H_2O_2 + 2OH^-;\ K = 10^{16,0};$$
$$2Ag + 4CN^- + 2H_2O + O_2 = 2Ag(CN)_2^- + H_2O_2 + 2OH^-;\ K = 10^{12,0};$$

для второй стадии

$$2Au + 4CN^- + H_2O_2 = 2Au(CN)_2^- + 2OH^-;\ K = 10^{49,8};$$
$$2Ag + 4CN^- + H_2O_2 = 2Ag(CN)_2^- + 2OH^-;\ K = 10^{46,0}.$$

Сравнение констант равновесия показывает, что термодинамически вполне возможно как непосредственное восстановление кислорода, так и образование промежуточного продукта — перекиси водорода.

Константы указывают на полное окончание реакции в момент израсходования до конца одного из двух веществ, необходимых для растворения металла. Растворение с выделением свободного водорода термодинамически невозможно, так как константы такой реакции при растворении золота и серебра составляли бы соответственно $10^{-9,9}$ и $10^{-13,9}$.



Фиг. 84. Золото в контакте с пиритом, находящееся в цианистом растворе

Растворение золота и серебра можно рассматривать (фиг. 84) как результат действия электрической пары, образованной частицей золота Au и тем минералом *K*, в который она вкраплена (пирит, лимонит и др.), или примесями других металлов, входящих в состав зерен самородного золота. Частицу золота также можно рассматривать как совокупность анодных и катодных участков, образованных кристаллитами различного состава или одного состава, но различно ориентированными.

Необходимо отметить, что золото и серебро в цианистых растворах по отношению к ряду членов электрохимического ряда металлов являются неблагородными металлами[1], т. е. обладают иными свойствами, чем в других растворителях.

В силу этого золото в цианистых растворах обычно является анодом (Au), а другой компонент пары — катодом (FeS_2). Анионы CN^-, диффундирующие в направлении к золоту, растворяют его. Частица минерала, в который вкраплено золото, или соответствующий участок на частице металла (свободного от контакта с породой) является катодом.

Основной причиной растворения золота следует считать [3] образование комплексного иона $Au(CN)_2^-$. Образование последнего происходит вследствие диффузии ионов цианида к поверхности металла. Они вытесняют молекулы воды из поверхностного слоя и реагируют с металлом, образуя при этом комплексный анион золота, переходящий в раствор:

$$Au^+ + 2CN^- \rightarrow Au(CN)_2^-.$$

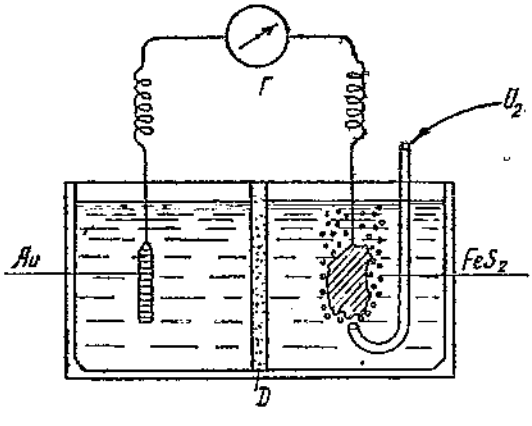
Таким образом вследствие удаления ионов золота из двойного слоя происходит освобождение валентных электронов, и золото, от-

[1] Указанное свойство золота и серебра соответствует высоким значениям свободной энергии образования их комплексных ионов при растворении в цианистых растворах.

давая электроны, создающие гальванический ток, становится анодом. На катодных участках происходит восстановление кислорода, при котором в качестве промежуточного продукта в некотором количестве образуется перекись водорода.

Дальнейший процесс растворения может успешно итти лишь при условии кислородной деполяризации.

Если деполяризация не имеет места, растворение золота замедляется и даже прекращается. Доказательством последнего может служить то, что золото практически не растворяется после израсходования кислорода, содержащегося в растворе. Растворы цианистых щелочей, изготовленные на прокипяченной воде, из которой удален кислород, растворяют золото в весьма ограниченном количестве.



Фиг. 85. Деполяризация катода при растворении золота (по Джулиену и Смарту)

Джулиен и Смарт, изучая условия растворения золота в цианистых растворах, показали влияние кислородной деполяризации следующим образом (фиг. 85). В двух отделениях ванны с пористой перегородкой *D* опущены в раствор цианистой соли пластинка золота и пирит. Последние замкнуты внешней цепью, в которую включен гальванометр *Г*. Как указывалось выше, в растворе при контакте золота с пиритом первое является анодом, а второй — катодом. Поэтому в растворе ток течет от золота к пириту, а во внешней цепи — в обратном направлении. В момент замыкания цепи стрелка гальванометра быстро отклоняется от нулевого положения. Затем она возвращается к нему сначала быстро, а потом замедленно и, наконец, останавливается, несколько не достигнув нулевого положения.

Если ввести в отделение ванны, в котором подвешен пирит, трубку с загнутым концом и пропускать через нее кислород, то последний, омывая поверхность пирита, производит деполяризацию. В результате последней стрелка гальванометра быстро возвращается к положению, близкому к началу замыкания.

Если трубку, через которую пропускают ток кислорода, опустить в другую часть ванны, то кислород, омывая золото, не вызывает никакого изменения в положении стрелки гальванометра. Последнее указывает на то, что кислород в процессе растворения производит деполяризацию на поверхности того компонента, который образует пару с анодными участками поверхности золота. В частном случае это может быть другой участок поверхности золота или частица минерала, в контакте с которым находится металл, переходящий в раствор.

Наилучшим условием растворения, ускоряющим данный процесс, очевидно, является контакт золота с большой катодной поверхностью. Этой поверхностью в контакте с частицей золота может быть, например, железо, чугун или сталь.

Иллюстрацией указанного положения могут служить результаты

следующих опытов (Томбса). Три куска золота одинаковой поверхности и веса были опущены в 0,25%-ный цианистый раствор и находились в контакте: 1) с чугуном, 2) с железом, 3) со стеклом. Количество золота, растворившегося в одно и то же время, составило в этих случаях соответственно: 1) 88,5%; 2) 52,0%; 3) 7,5%. В этих опытах шероховатая кристаллическая поверхность чугуна ускоряла процесс деполяризации.

Роль кислорода в заводской установке для цианирования весьма велика. Кислород растворяется в цианистых растворах особенно интенсивно при прохождении их в таких аппаратах, как агитаторы и насосы для перекачивания, затем он разносится к другим аппаратам, в которых также происходит растворение металла (мельницы, сгустители, коллекторы, агитаторы, фильтры). Определение содержания кислорода в различных стадиях цианистого процесса иллюстрирует очень хорошо это положение. Колебание содержания кислорода в рабочих цианистых растворах обычно заключается в пределах от 8,5 до 2 *мг/л*. В момент осаждения золота и серебра цинком содержание кислорода составляет лишь десятые доли миллиграмма в литре.

В некоторых случаях для ускорения процесса цианирования можно воспользоваться другими окислителями (BrCN, Na_2O_2, BaO_2 и некоторые другие). Так, BrCN употребляется в специальном процессе бромоцианирования.

Перекись натрия Na_2O_2 употребляется в последнее время на некоторых цианистых золотоизвлекательных установках Канады, где ее применение дало положительные результаты.

Перекись бария BaO_2 иногда применяется в лабораторных исследованиях процессов цианирования.

§ 55. Цианистые препараты, применяемые для извлечения золота и серебра

Первоначально цианистый процесс развивался на базе применения цианистого калия. Поэтому большая часть литературы по цианированию дает формулы и реакции для этого процесса с введением в них калиевых простых и комплексных цианистых солей.

В дальнейшем после введения цианистого натрия в практику цианирования оказалось, что действие его почти ни в чем не уступает растворяющему действию цианистого калия. Между тем натриевые соли дешевле калиевых, и в единице веса цианистого натрия содержится большее число молекул (вследствие меньшего атомного веса натрия), чем в единице веса цианистого калия.

Таким образом стоимость перевозки одного эквивалента NaCN дешевле, чем одного эквивалента KCN, а эффективность 1 *кг* NaCN при растворении золота выше, чем эффективность 1 *кг* более дорогого KCN. То же относится и к цианистому кальцию $Ca(CN)_2$, содержащему практически тот же процент циана, как и NaCN.

В настоящее время при растворении золота цианистый натрий и цианистый кальций целиком вытеснили из заводской практики цианирования в качестве растворителя цианистый калий KCN.

Но так как KCN употребляется в течение десятилетий, то многие металлурги употребляют обозначения для концентраций цианистого раствора в расчете на цианистый калий.

Цианиды щелочноземельных металлов (Ca, Ba, Sr) так же растворяют золото и серебро, как и цианиды щелочных металлов. Цианистоводородная (синильная) кислота HCN является крайне слабым растворителем золота, а сам циан $(CN)_2$ не действует на золото.

В практике цианирования в настоящее время довольно широко применяется цианистый кальций, $Ca(CN)_2$, который в значительном количестве входит в состав препарата цианистый плав («черный цианид») или «Аэро-Брэнд».

Состав этого препарата определяется методом его приготовления, в резуль-

тате которого получают сплав, состоящий из смеси цианистых и прочих солей кальция и натрия [68, 69]. Количество цианидов, входящих в состав сплава, в пересчете на эквивалентное количество цианистого натрия составляет от 40 до 50%. Несмотря на значительное содержание веществ, ненужных для процесса (от 40 до 60% примесей), данный препарат благодаря своей дешевизне и более простой технологии приготовления получил широкое распространение.

В СССР этот препарат изготовляется химическими заводами и называется цианистый плав или «черный цианид».

Систематических опытов по изучению действия различных цианистых препаратов при цианировании не производилось. Известно, что препараты цианистого калия, натрия и кальция одинаково хорошо растворяют золото.

Для практических пересчетов приводим следующие цифры: 4 *кг* KCN = 3 *кг* NaCN и 1 *кг* 98%-ного NaCN = 2 *кг* препарата «Аэро-Брэнд», содержащего цианиды в количестве, эквивалентном 49% NaCN. При пересчете результатов титрования цианистых растворов азотнокислым серебром пользуются следующими коэфициентами: 10 *см*³ $\frac{N}{20}$ $AgNO_3$ (8,5 *г/л*) = 0,049 *г* NaCN = = 0,05 *г* 98%-ного NaCN = 0,1 *г* препарата «Аэро-Брэнд» при 49%-ном содержании. Эквивалентные веса цианистого натрия и цианистого кальция довольно близки (так как⅓ атомного веса Ca = 20, а атомный вес Na = 23).

§ 56. Влияние физических и физико-химических факторов на скорость растворения в гидрометаллургических процессах

При растворении золота и серебра в цианистых растворах концентрации растворителя и окислителя определяют интенсивность, с которой протекает этот процес [3, 70, 71].

Вокруг поверхности растворяющегося металла находится прилегающий к ней слой раствора (толщина его составляет 20—50 μ) с пониженной концентрацией веществ, расходуемых на растворение.

Если концентрация хотя бы одного из этих веществ становится ниже оптимального значения, то процесс растворения замедляется и при дальнейшем понижении концентрации прекращается. Восполнение содержания цианида и кислорода в слое раствора, окружающем частицы металла, происходит за счет процессов диффузии из остальной части раствора, не соприкасающейся с поверхностью растворяющегося металла.

Условия диффузии ионов CN^- растворителя и молекул окислителя O_2 зависят от способа осуществления процесса растворения (неподвижное состояние, агитация растворяющегося тела, перемешивание раствора и т. д.).

Исходя из представления о кинетике процессов в гетерогенной системе (закон Фика), скорость диффузии определяется формулой:

$$\frac{dx}{dt} = D \cdot F \frac{S - C}{\delta}, \qquad (1)$$

где $\frac{dx}{dt}$ — количество вещества, поступающего в результате диффузии и отнесенное к единице времени,

D — коэфициент диффузии,

F — поверхность раздела двух фаз, к которой притекает диффундирующее вещество,

S — концентрация вещества в окружающем растворе,

C — концентрация вещества на границе раздела растворяющегося тела и пленки раствора (с пониженной концентрацией растворителя),

δ — толщина пленки раствора с пониженной концентрацией, прилегающей к поверхности растворяющегося тела.

Вне диффузионного слоя концентрация раствора одинакова и от-

лична от концентрации внутри слоя. При этом концентрация молекул кислорода и ионов цианида внутри слоя меньше, чем вне его, а концентрация комплексных цианистых ионов золота выше, чем в окружающей среде.

В случае солей, образующих в растворе два иона, Нернст дает следующее уравнение для коэфициента диффузии, входящего в приведенное выше уравнение скорости растворения:

$$D = \frac{2u \cdot v}{u + v} \cdot RT \cdot 10^{-9}. \qquad (2)$$

Скорости движения катионов u и анионов v зависят от внутреннего трения раствора, которое определяется вязкостью чистого растворителя и присутствием в нем веществ, находящихся в растворенном, а иногда в диспергированном состоянии.

Согласно закону Вальдена сумма скоростей движения ионов обратно пропорциональна вязкости:

$$\Lambda_\infty = u + v = \frac{c}{\eta}. \qquad (3)$$

Из последних двух уравнений можно видеть, что коэфициент диффузии D электролита и, следовательно, скорость реакции в гетерогенной системе уменьшается соответственно увеличению внутреннего трения раствора.

Коэфициент диффузии кислорода также зависит от вязкости.

Для разбавленных цианистых растворов при возрастании концентрации до 0,7% KCN происходит ничтожное изменение растворимости кислорода. Барский, Суэинсон и Хэдли [67] нашли, что в пределах от 0 до 2% NaCN фактически растворимость кислорода не зависит от концентрации цианида. Вычисление скорости диффузии в разбавленных цианистых растворах показывает весьма малое влияние на нее растворенных веществ. Понижение скорости диффузии в этих растворах, происходящее в результате повышающейся вязкости раствора, находится в пределах 1%.

Значительно большее влияние, чем растворенные вещества, на повышение вязкости раствора оказывают коллоидные или тончайшие суспензированные частицы, присутствующие в растворе. Повышение вязкости суспензии, происходящее при введении тонкодисперсной фазы, в значительно большей степени отражается на растворимости кислорода и на скорости растворения, чем повышение концентрации растворенных веществ.

Исходя из уравнения (1), нетрудно видеть, как относительное движение растворяющегося металла и раствора влияет на скорость растворения золота.

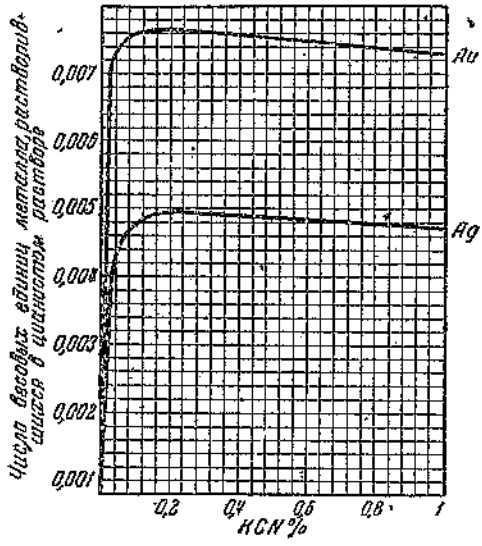
В зависимости от условий растворения можно представить следующие случаи: 1) поверхность металла и раствор неподвижны, 2) поверхность растворяющегося металла движется относительно раствора, 3) раствор движется относительно поверхности металла, 4) происходит одновременное движение металла и раствора.

В зависимости от указанных условий и относительной скорости движения изменяется толщина пленки раствора, окружающей поверхность растворяющегося металла.

Внутри этой пленки происходит диффузия молекул кислорода и ионов цианида, что сопровождается падением концентрации раствора в направлении к поверхности растворяющегося металла, возникающим вследствие расходования реагентов на растворение. В зависи-

мости от условий растворения изменяются: толщина пленки δ, концентрация раствора S, интенсивность реакции на поверхности раздела, определяющая изменение концентрации внутри пленки, равное $S—C$, поверхность соприкосновения с раствором F и коэфициент диффузии D, зависящий от температуры.

Концентрация цианистой соли, соответствующая максимальной скорости растворения, может быть найдена из условия, что весь кислород, притекающий (при данной растворимости его) к поверхности растворяющегося металла, расходуется целиком. Количество притекающего кислорода лимитируется его растворимостью в данных условиях и величиной коэфициента диффузии.



Фиг. 86. Зависимость скорости растворения пластин золота и серебра от концентрации цианистого раствора (по Маклорену)

Концентрация цианида, создающая максимальную скорость растворения золота при постоянной концентрации кислорода в растворе, является функцией: 1) толщины пленки раствора, прилегающей к поверхности металла, 2) отношения коэфициентов диффузии кислорода и цианида, 3) интенсивности реакции растворения, происходящей на поверхности металла [3].

Как показывают экспериментальные работы, скорость растворения золота до некоторого предела является прямой функцией концентрации раствора. В первых работах Маклореном было установлено, что скорость растворения сначала быстро, а затем медленно возрастает до 0,25% KCN, достигая при этой концентрации раствора своего максимума.

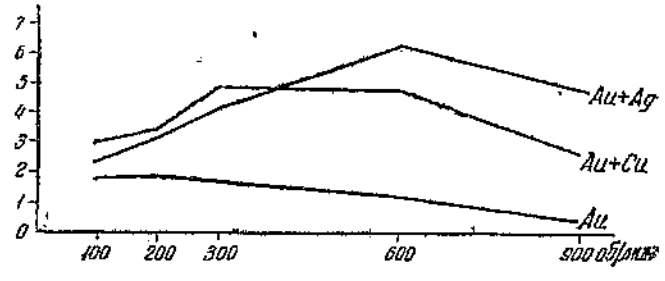
Дальнейшее повышение концентрации цианида не ускоряет растворения золота (а наоборот, несколько замедляет). Кривые Маклорена для пластин чистого золота и серебра, указывающие зависимость количества растворившегося металла от концентрации цианистого раствора, приведены на фиг. 86. Верхняя кривая представляет количество золота, перешедшее в раствор в зависимости от концентрации раствора. Нижняя кривая дает ту же закономерность для растворения серебра. Обе кривые сначала быстро поднимаются, после этого следует пологий участок кривой, и после точки, отвечающей концентрации 0,25% KCN, происходит небольшое понижение скорости растворения.

Зависимость, установленная Маклореном, в дальнейшем подтвердилась только для пластин золота, серебра и их сплавов, растворяющихся в неподвижном состоянии.

Изучение процесса растворения в условиях перемешивания раствора или движения растворяющегося металла показывает, что эти факторы так же, как длительность контакта с раствором и присутствие окислителей, влияют на функциональную зависимость скорости растворения от концентрации цианида [70].

Кроме того условия протекания реакции растворения тесно связаны с составом металла [71]. Эта зависимость определяется прежде всего наличием в составе растворяющегося металла более легко окисляющейся примеси. Так, все факторы, ускоряющие растворение золота, несравненно интенсивнее влияют в случае присутствия серебра в составе растворяющегося металла. Скорость химической реакции деполяризации на поверхности чистого золота значительно меньше, чем на поверхности сплава с серебром.

Весьма характерная зависимость растворения от состава растворяющегося сплава и скорости перемешивания показана на фиг. 87. На этой диаграмме показано изменение скорости растворения чистого золота и его сплавов с серебром и медью при возрастании числа оборотов мешалки, перемешивающей раствор над поверхностью растворяющейся пластины.



Фиг. 87. Растворение в 0,25%-ном растворе KCN пластин чистого золота, сплава 90% Au + 10% Ag и сплава 90% Au + 10% Cu при агитации с различной скоростью вращения мешалки

При перемешивании раствора (в течение 1 часа) можно видеть, что при возрастании числа оборотов мешалки максимальная скорость растворения наблюдается для чистого золота — при 200 об/мин, для сплава с 10% меди — при 300 об/мин и для сплава с 10% серебра — 600 об/мин.

Дальнейшее увеличение числа оборотов мешалки (без соответствующего повышения концентрации цианида!) вызывает уменьшение скорости растворения золота, так как большой избыток кислорода пассивирует поверхность металла.

Согласно последним работам [3, 70], скорость растворения золота, содержащего в сплаве с ним некоторое количество серебра (т. е. отвечающего по составу самородному металлу), находится в следующей зависимости от концентрации раствора. Кривая зависимости скорости растворения от концентрации раствора состоит из трех участков: 1) крутоподымающегося, 2) пологоподымающегося, 3) горизонтального или опускающегося. Предел концентрации раствора, до которого происходит возрастание скорости растворения, изменяется в зависимости от условий растворения, от 0,05 до 0,5%, составляя в большей части случаев 0,20—0,30% KCN. Общий вид кривой определяется: 1) концентрацией активного кислорода, 2) скоростью относительного движения, 3) длительностью контакта с раствором и 4) составом растворяющегося сплава.

Для практического приложения общих положений о скорости растворения золота и серебра необходимо познакомиться с основными физическими факторами, определяющими условия диффузии при осуществлении гидрометаллургических процессов.

В промышленных условиях гидрометаллургические процессы выщелачивания производятся двумя путями. Первый состоит в совместном перемешивании с раствором всех классов измельченной руды

посредством агитации в специальных аппаратах, получивших название агитаторов. Второй состоит в раздельной обработке более крупных классов руды, называемых песками (или эфелями), в перколяционных чанах (перколяторах) путем просачивания растворов через песок (перколяция), причем более мелкие классы, называемые илами (или иногда шламами), подвергаются цианированию агитацией.

В очень редких случаях при крупном помоле руды (на дробильных валках) применяют совместную обработку песков с небольшим количеством илов перколяцией.

Ввиду того что свойства ила и песка определяют характер обработки, следует дать точное определение этим двум терминам и выяснить физическую и минералогическую характеристику того и другого материала.

Различными авторами предлагался целый ряд определений [6—1] для этих терминов (иногда противоречащих одно другому). Мы примем следующее:

Ила представляют совокупность наиболее мелких классов измельченной руды, частицы которых медленно оседают из пульпы и которые не могут подвергаться обработке перколяцией; присутствие илов в смеси с песками понижает скорость перколяции при выщелачивании последних.

По своему составу ила подразделяются на первичные и вторичные.

Первичные ила образуются в самом месторождении и представляют начальную составную часть руды. Они возникают в результате образования продуктов каолинизации полевошпатовых горных пород и содержат значительное количество каолина ($Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot H_2O$).

Такое глинистое вещество в рудах, обрабатываемых на предприятиях, составляет до 35%. В чисто кварцевых рудах содержание первичных илов ничтожное. Иногда в обработку вместе с рудами поступает значительное количество глины, вызывающей существенные затруднения (Минусинское предприятие, руды элювиально-делювиального разрушения Балейского месторождения). Другой частью первичных илов является охра ($Fe_2O_3 . nH_2O$), представляющая продукт окисления сульфидных минералов или других процессов.

Вторичные ила образуются в результате истирающего действия дробильно-измельчительных машин и состоят из весьма мелких частиц кварца, силикатов, сульфидов и других переизмельченных минералов.

Классы, образующие ила, состоят из частиц —200 меш. В состав их входит ряд частиц, вполне подходящих под определение песка. Ввиду этого лучшим практическим способом определения содержания илов в измельченной руде является разделение ее на песковую и иловую фракции путем отстаивания пульпы в течение определенного времени.

В первое время применения цианистого процесса методы извлечения золота из илов не были известны. Поэтому применялся только перколяционный способ выщелачивания преимущественно к пескам, выделявшимся из хвостов амальгамационных фабрик. Ила рассматривались как неизбежное зло, и все стремления направлялись на снижение их выхода. Схема механической обработки руды строилась по принципу ограничения выхода илов.

Первые попытки цианирования илов относятся к 1894 г., когда Уильямсом и Бэттерсом были построены впервые установки для обработки илов из отвалов на предприятиях Рэнда. Вначале при цианировании илов возникали значительные затруднения вследствие отсутствия достаточно разработанных аппаратов для выщелачивания и обезвоживания, а также удовлетворительных методов осаждения золота из цианистых растворов низкой концентрации. Цианирование илов стало широко применяться значительно позже, когда накопление иловых отвалов и потеря больших ценностей с илами, уносимыми водными потоками, побудили к разработке соответствующих аппаратов. В этот период появились метод агитации и другие операции обработки весьма мелкого материала. Первоначально иловой процесс, как дорогой, применялся исключительно к цианированию илов. В дальнейшем богатые руды стали измельчать до —150 или до —200 меш. и обрабатывать уже только этим процессом, получившим название полного илового. Постепенно термин полный иловой процесс терял свой первоначальный смысл и сохранял лишь историческое значение, так как в агитацию вводили все более крупные классы руды.

В настоящее время известны случаи обработки всей руды агитацией при столь крупном помоле, как —40 меш (Хауи в Канаде).

Цианирование агитацией представляет процесс выщелачивания пульпы во взмученном состоянии.

Принципиальная разница между выщелачиванием металла агитацией и перколяцией состоит в отличии условий диффузии веществ, необходимых для растворения металла.

Опыт применения диффузионной теории к определению скорости растворения золота в условиях агитации и перколяции дан Уайтом [72]. При этом им сделано допущение, что химическая реакция на поверхности металла происходит быстро и при вычислении скорости растворения может не приниматься в расчет. В таком случае определение скорости растворения в зависимости от времени сводится к установлению скорости диффузии кислорода, так как последний присутствует в растворе в меньшей концентрации, чем цианид. Если определять количество кислорода, необходимое для растворения золота, исходя из уравнения Эльснера, то для растворения 1 *мг* золота потребуется 0,0406 *мг* кислорода, что составляет количество кислорода, содержащееся в 5,8 $см^3$ раствора при концентрации кислорода 7 *мг/л*. Очевидно, что такое соотношение может лимитировать скорость растворения золота. Для определения отношения, которое существует между количеством кислорода и цианида, притекающими в единицу времени к поверхности золота, необходимо знать отношение коэфициентов диффузии молекул кислорода и цианида в водном растворе. Величина коэфициента диффузии кислорода (по Дею) равна 22 *мм/сутки*. В табл. 35 приводится сопоставление этого коэфициента с другими коэфициентами диффузии (вычисленными Уайтом).

Таблица 35

Коэфициенты диффузии в водном растворе при 18°

Вещество	Коэфициент диффузии *мм/сутки*
KCN	14,9
NaCN	11,8
O_2	22,0
$NaAu(CN)_2$	8,0

Если исходить из уравнения Эльснера, то при концентрации кислорода, равной 8 *мг/л* (при обычной температуре и давлении), необходимо иметь в растворе количество цианида, соответствующее концентрации, равной 0,01302% KCN или 0,0098% NaCN.

Подсчет расхода цианида и кислорода на поверхности растворяющегося металла осложняется неодинаковой скоростью диффузии ионов первого и молекул второго. Кроме того следует учесть необходимость иметь большее количество цианида в растворе, так как часть его не может быть использована вследствие неполной электролитической диссоциации и гидролиза. Принимая на основании данных табл. 35 отношение коэфициентов диффузии равным $\frac{22,0}{11,8}$ и учитывая количество присутствующего и активного цианида $\frac{100}{90}$, можно найти действительную концентрацию цианида в растворе, соответствующую скорости растворения

$$\frac{22,0}{11,8} \cdot \frac{100}{90} \cdot 0,0098 = 0,02\%\ \text{NaCN}.$$

Введение в раствор большего количества кислорода путем повышения парциального давления или путем добавки окислителей изменяет оптимальное значение концентрации цианистого раствора и повышает значение максимальной скорости растворения золота, доступной при более высокой концентрации цианида.

В случае меньшего содержания кислорода в растворе можно ожидать, что предельная скорость растворения будет достигнута при пониженной концентрации цианида и величина максимальной скорости растворения будет меньше.

Наряду с убедительными представлениями о ходе процесса растворения, заимствованными из диффузионной теории, концепция Уайта недостаточно проверена экспериментально и имеет в части теоретического обоснования слабые места. К последним относится отправное положение о такой скорости реакции растворения на поверхности металла, которая исключает необходимость вводить ее в определение скорости растворения и значения оптимальной концентрации цианида. Экспериментальный материал по определению скорости растворения в зависимости от состава твердой фазы опровергает этот взгляд. Кроме того в работе Уайта не рассмотрено влияние отношения величин анодной и катодной поверхностей на скорость растворения и на величину оптимальной концентрации цианида в растворе.

Таблица 36

Влияние концентрации кислорода на скорость растворения золота
(при постоянных времени, концентрации цианида и температуре)
(по Уайту)

Содержание кислорода *мг/л*	Количество золота, перешедшего в раствор за сутки, *г/м*
5,5	5,49
4,0	0,63
2,25	0,56
0,25	0,12

Для характеристики зависимости (скорости растворения) золота в цианистых растворах приводим результаты опытов Уайта (1918 г.) по установлению зависимости скорости растворения от содержания кислорода в растворе (табл. 36).

Приведенные в таблице цифры четко показывают

зависимость скорости растворения от величины концентрации кислорода в цианистом растворе.

Кислород является относительно труднорастворимым в воде, и его концентрация в водных растворах согласно закону Генри-Дальтона пропорциональна парциальному давлению газа над растворителем.

Следовательно:

$$\frac{P}{C_{эк}} = \text{const},$$

$$\frac{C_г}{C_{эк}} = \text{const},$$

где $C_{эк}$ — концентрация газа в растворе,

$C_г$ — концентрация газа в атмосфере над раствором,

P — парциальное давление.

Исходя из того, что концентрация газообразной фазы пропорциональна давлению, т. е. $C_г = K \cdot P$, следует, что:

$$C_{эк} = K' \cdot P.$$

Практика процессов извлечения металлов очень редко имеет дело с условиями установившегося равновесия. Поэтому наряду с концентрацией газа в жидкой фазе, соответствующей условиям установившегося равновесия, имеет большое значение кинетика насыщения раствора кислородом.

В случае растворения кислорода в жидкости перемещение его внутри всей массы раствора происходит посредством конвекционных токов настолько интенсивно, что практически можно считать концентрацию его однородной во всех частях раствора. В случае перемещения кислорода в пограничном слое на поверхности раздела двух фаз (воздух — раствор) конвекционные токи в значительной степени отсутствуют, и перемещение кислорода происходит весьма медленно за счет диффузии. Скорость перехода газа из газовой фазы в жидкую, представляющая первую стадию растворения газа в жидкости, всецело зависит от сопротивления пленки пограничного слоя и от скорости диффузии.

На границе раздела газа и жидкости существуют два пограничных слоя: 1) газовый и 2) жидкий. Оба эти слоя оказывают сопротивление переходу газа в раствор. В случае первого слоя диффузия происходит в зависимости от разности концентрации газа по обе стороны слоя. При диффузии через жидкий пограничный слой определяющим условием является разность концентрации газа на поверхности и во всей массе жидкости вне пределов пограничного слоя.

В зависимости от свойств растворителя и растворяющегося газа сопротивление диффузии определяется одним из пограничных слоев. В случае растворения кислорода, представляющего труднорастворимый газ, сопротивление определяется жидким пограничным слоем.

При растворении кислорода в воде или в слабом растворе цианистой соли движущая сила, вызывающая диффузию через газовый пограничный слой, пропорциональна разности концентрации газовой фазы и концентрации на поверхности раздела

$$R_д = K_г(P_г - P_{эк}),$$

где $K_г$ — коэфициент диффузии через пленку газа,

$P_г$ — концентрация газа в газовой фазе или парциальное давление в *ат*,

$P_{эк}$ — концентрация кислорода в пограничном слое газа или парциальное давление в *ат*.

В соответствии с предыдущим сила, вызывающая диффузию через жидкий слой, представляет

$$R''_{д} = K_{ж}(C_{г} - C_{ж}),$$

где $K_{ж}$ — коэфициент диффузии через жидкую пленку,

$C_{г}$ — концентрация растворенного кислорода в $г/см^3$ в пограничном слое жидкости,

$C_{ж}$ — то же, внутри жидкой фазы.

В случае равных движущих сил диффузии в газовом и жидком пограничных слоях

$$R'_{д} = R''_{д}$$

или

$$K_{г}(P_{г} - P_{ж}) = K_{ж}(C_{г} - C_{ж}).$$

Рассмотрим условия равновесия для случая, когда кислород из воздуха поглощается водой при 18° и при общем давлении в 1 *ат*. При насыщении воды кислородом в атмосфере чистого кислорода концентрация последнего в растворе равна 0,0000457 $г/см^3$. Очевидно концентрация кислорода в поверхностном слое может находиться в пределах от 0,0000457 до 0.

В случае общего давления воздуха, равного 1 *ат*, парциальное давление кислорода $P_{г} = 0{,}2096$ *ат*. Принимая условно $K_{г} = K_{ж}$, получаем из формулы

$$P_{ж} = 0{,}2096 - (C_{г} - C_{ж}).$$

Ввиду того что наибольшее значение $C_{г} - C_{ж}$ достигает 0,0000457, можно видеть, что величина $P_{г}$ почти равна $P_{ж}$. Следовательно, концентрация газа на поверхности раздела весьма близка к концентрации кислорода во всей массе воздуха.

Решающим фактором, определяющим концентрацию кислорода в растворе, является давление, т. е. в соответствии с законом Генри $C_{ж} = K \cdot P$, концентрация кислорода в растворе пропорциональна парциальному давлению в окружающей атмосфере[1].

Таким образом основным фактором, способствующим интенсификации процесса растворения золота, является повышение парциального давления кислорода, достигаемое повышением давления кислорода, или ускорение восполнения молекул кислорода в диффузионном слое путем улучшения условий перехода кислорода из газовой фазы в раствор [73, 74].

Влияние повышения концентрации кислорода (при увеличении его парциального давления) на растворение самородного золота [75] показано на фиг. 88 и 89. На диаграмме растворения балейского золота (фиг. 88) видно значительное ускорение растворения при повышении концентрации кислорода и изменение характера зависимости от концентрации цианида. Возрастание скорости растворения при повышении концентрации кислорода начинается с концентрации цианида 0,025% и особенно сказывается при концентрации растворов выше 0,1% NaCN. При большей крепости растворов содержание кислорода в обычных условиях растворения особенно недостаточно для использования всего цианида.

При растворении берикульского золота (фиг. 89) влияние высокого парциального давления кислорода (вследствие серебристости металла) сказывается в еще большей степени[2]. Скорость растворения

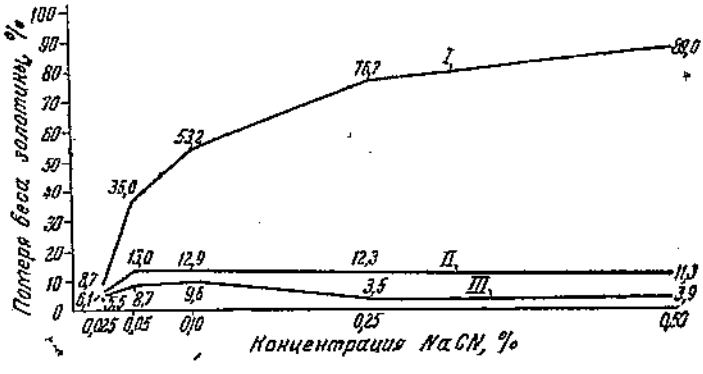
[1] При значительном повышении давления наблюдается небольшое отступление от строгой пропорциональности.

[2] Кроме иного состава на отличия в растворении влияет также структура золота. Золотины балейской руды обнаруживают «ажурную» структуру, в то время как золото берикульского месторождения имеет плотное строение, при котором слоистость, наблюдаемая в составе золотин, может обусловить резкие перегибы кривых растворения.

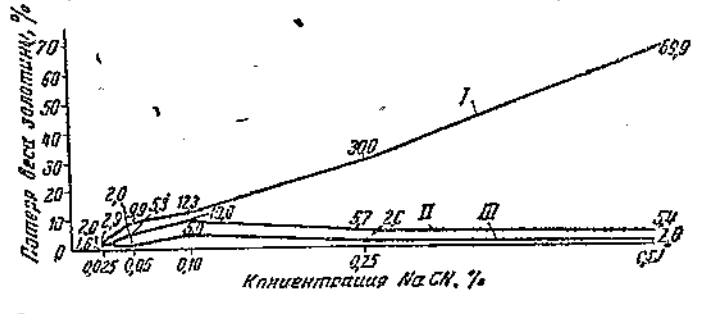
почти пропорциональна концентрации цианида (кривая *I*) на всем протяжении диаграммы.

Особенности кривых растворения (при различной концентрации кислорода) вполне подтверждают основные положения диффузионной теории.

Практическое приложение этих принципов возможно посредством: 1) накислороживания цианистых растворов под давлением воздуха, 2) цианирования под давлением воздуха и 3) цианирования в атмосфере кислорода. Первый метод осуществлен в Южной Африке, где



Фиг. 88. Диаграмма растворения золотин балейской руды (размер золотин 0,8×0,5 мм, проба 736), *I*—растворение под давлением чистого кислорода, в 7 *ат*; *II*—под давлением воздуха в 7 *ат*; *III*—растворение в атмосфере воздуха

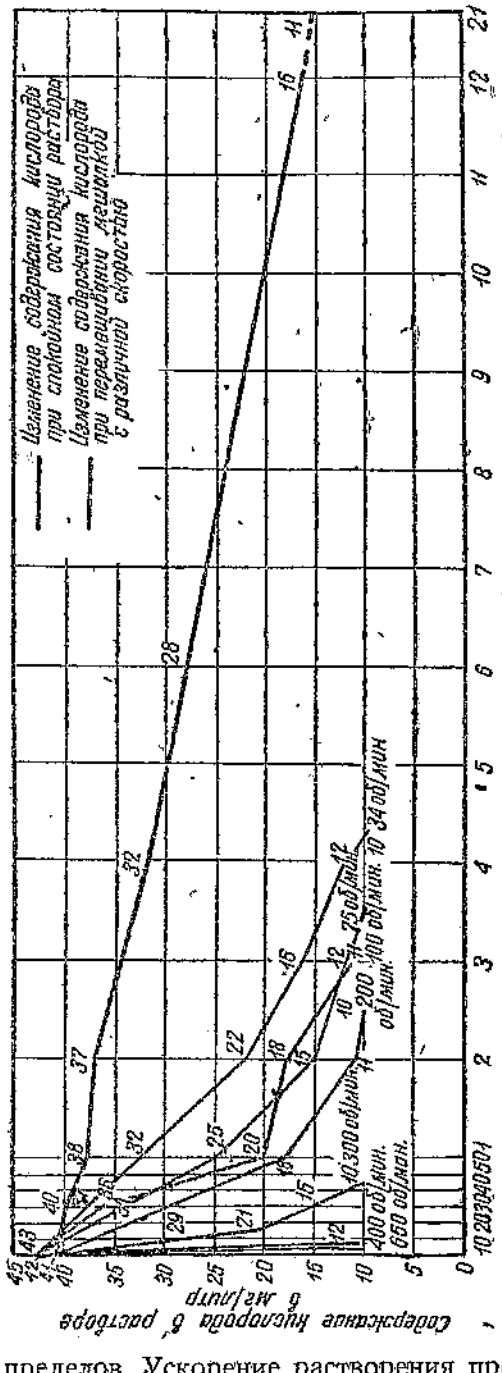


Фиг. 89. Диаграмма растворения золотин берикульской руды; размер золотин 1,42×0,92 мм до 0,86×0,56 мм, проба—700. (Обозначения те же, что и на фиг. 88)

производится предварительное накислороживание цианистых растворов перед приведением их в контакт с обрабатываемой рудой [76, 77]. Это осуществляется накачиванием воздуха под давлением 6 *ат* в котлы, через которые проходят цианистые растворы. В момент нахождения раствора в котле содержание кислорода в нем значительно возрастает, а после выхода из него снижается до 6—8 *мг/л*. Это объясняется бурным выделением из раствора значительного избытка азота и кислорода, растворенных под повышенным давлением.

Таким образом этот процесс разрешает только задачу предварительного восполнения дефицита кислорода в растворах и не может значительно интенсифицировать диффузионные процессы на всем протяжении контакта растворов с рудой. Более стабильные условия для поддержания высокой концентрации кислорода в растворах мо-

гут быть созданы при накислороживании чистым кислородом, пропускаемым через раствор или пульпу [75]. На фиг. 90 показаны результаты удаления кислорода из предварительно накислороженных цианистых растворов при спокойном стоянии и при перемешивании с различной скоростью вращения мешалки, а на фиг. 91 — то же, для условий обескислороживания пульпы.

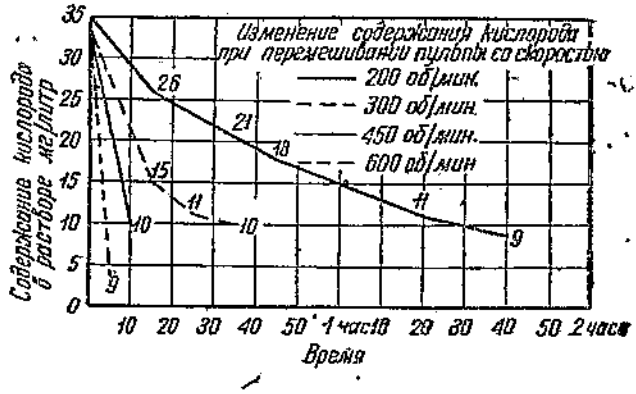


Фиг. 90. Измерение содержания кислорода в растворах, предварительно накислороженных пропусканием кислорода при атмосферном давлении

Предварительное накислороживание цианистых растворов, поступающих в перколяцию (на предприятиях Ноурз Майн и Кроун Майн «С») и в агитацию (на предприятии Моддерфонтейн Ист) ускоряет растворение золота, в результате чего сокращается время обработки, снижается расход цианида, увеличивается производительность чанов и повышается извлечение золота.

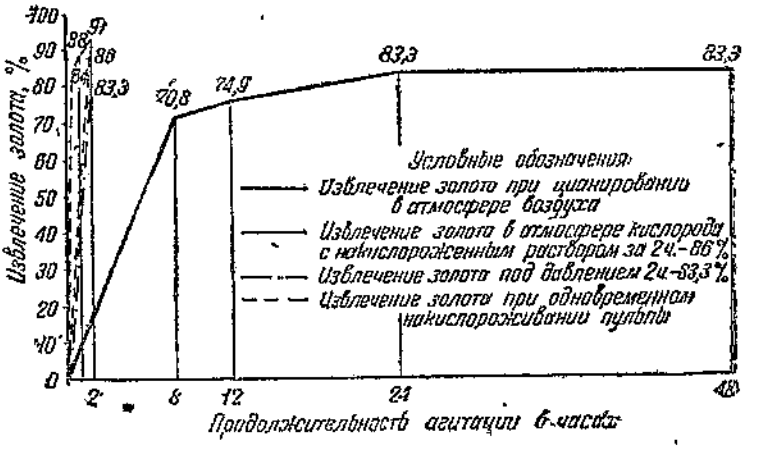
Действие повышенного давления воздуха и накислороживания растворов проверено рядом экспериментальных работ [74, 75, 78, 79]. Так например, скорость растворения золота в цианистых растворах при агитации под давлением воздуха до 7 *ат* увеличивается: для балейской (кварцево-глинистой) руды в 10 раз; для миндякской (охристой) в 24 и для упорной бакр-узякской руды в 36 раз. Кроме ускорения выщелачивания происходит растворение фракции металла, недоступной для извлечения в обычных условиях. При этом расход цианида не превышает допустимых пределов. Ускорение растворения происходит при любом повышенном давлении воздуха. При давлении меньшем 5 *ат* скорость растворения значительно ниже приведенных выше показателей.

Наряду с цианированием под давлением, которое должно производиться в плотно закрывающейся аппаратуре, возможно цианирование растворами, предварительно накислороженными или накислороженными путем пропускания кислорода во время контакта раствора с рудой. Время, необходимое для выщелачивания золота из руды (на примере окисленной руды Миндякского месторождения) при введении кислорода в пульпу различными способами, показано на фиг. 92. Из сопоставления четырех кривых, приведенных на этой диаграмме, можно видеть, насколько ускоряется процесс выщелачивания золота в случае интенсивного накислороживания пульпы путем введения в нее чистого кислорода или путем создания над пульпой повышенного давления воздуха.



Фиг. 91. Изменение содержания кислорода в жидкой части пульпы, накислороженной предварительным пропусканием кислорода

Повышение концентрации кислорода в растворе (как и в случае цианирования под давлением воздуха) не только увеличивает скорость растворения, но также позволяет растворить ту часть металла, которая в иных условиях не поддается извлечению. Вследствие этого может быть повышено извлечение например из руды Троицкого



Фиг. 92. Извлечение золота из миндякской руды при различных методах введения кислорода в пульпу

рудника комбината «Степняк», кочкарского концентрата, балейской, даниловской и бакр-узякской руд и т. д.

Весьма существенной характеристикой условий растворения является отношение веса раствора, употребленного при выщелачивании, к весу обрабатываемой руды. При агитации это соотношение выражается степенью разжижения пульпы, измеряемой отношением

Ж : Т. В случае перколяционного процесса изменение объема раствора при выщелачивании имеет совершенно иное значение, так как не изменяет физических свойств смеси песка с раствором, а только определяет общее количество растворов, просочившихся через песок при выщелачивании.

Для установления причин, влияющих на извлечение при изменении отношения Ж : Т в пульпе, основными факторами являются скорость растворения и время агитации. Ввиду того что скорость растворения изменяется в течение периода растворения, можно говорить или о скорости растворения в данный момент

$$V = f(t),$$

или о средней скорости $V_{ср}$ на протяжении некоторого промежутка времени растворения Δt.

В первом случае количество извлекаемого металла за время t выразится интегралом

$$\int_0^t V \cdot dt,$$

а во втором случае — суммой нескольких произведений, число которых определяется избранными интервалами времени

$$V_{ср}^{I} \cdot \Delta t_1 + V_{ср}^{II} \cdot \Delta t_2 + V_{ср}^{III} \cdot \Delta t_3 + \ldots + V_{ср}^{n} \cdot \Delta t_n.$$

Следовательно продолжительность цианирования обратно пропорциональна скорости растворения.

Среди факторов, определяющих скорость растворения золота в пульпе, большое значение имеют: 1) концентрация цианида в растворе, 2) концентрация кислорода в растворе, 3) размеры и форма золота, 4) наличие в растворе загрязняющих примесей, 5) температура, 6) соотношение между кристаллической и коллоидной частью в пульпе, 7) отношение Ж : Т в пульпе, 8) минералогический состав обрабатываемой руды.

Первые пять факторов являются элементарными условиями растворения металла и частично уже рассмотрены. Три последних вытекают непосредственно из условий растворения металла в пульпе и должны быть рассмотрены в связи со специфическими условиями цианирования пульп.

Соотношение между кристаллической и коллоидной частями и отношение Ж : Т влияют на вязкость пульпы, на растворимость кислорода в ее жидкой части, а также и на контакт золота с другими минералами, входящими в состав пульпы [3, 80].

Соотношение между кристаллической и коллоидной частями в пульпе влияет весьма сильно на зависимость вязкости от отношения Ж : Т. Вязкость пульпы в значительной степени определяется наличием в ней частиц высокой дисперсности — в первую очередь — первичными илами. Глинистые и охристые пульпы при понижении Ж : Т значительно больше затрудняют растворение золота, чем кварцевые [1].

[1] Так, на иловом заводе предприятия «Коммунар» (Западная Сибирь) в 1934 г. отношение Ж : Т могло быть установлено ниже 1 : 1 в силу свойств чисто кварцевой руды, несмотря на то, что цианировались ила. Цианирование агитацией на золотоизвлекательной фабрике Хаун (Канада) производится при содержании 40% жидкого в пульпе. Возможность столь низкого отношения Ж : Т объясняется крупным помолом руды, соответствующим —40 меш.

Влияние вязкости на понижение скорости растворения золота в пульпах определяется понижением растворимости и скорости растворения кислорода в жидкой части пульпы при наличии взвешенных в ней частиц коллоидной и вообще тонкодисперсной фракции измельченной руды. При увеличении вязкости происходит понижение скорости диффузии ионов и молекул. Крупные частицы, взвешенные в пульпе, не могут влиять на ее вязкость и создавать понижение скорости растворения.

Внутреннее трение суспензий изучено еще в недостаточной степени. Вязкость суспензии в зависимости от объема в ней дисперсной фазы характеризуется формулой Эйнштейна (для гидрофобных коллоидов):

$$\eta = \eta_0 (1 + K\varphi),$$

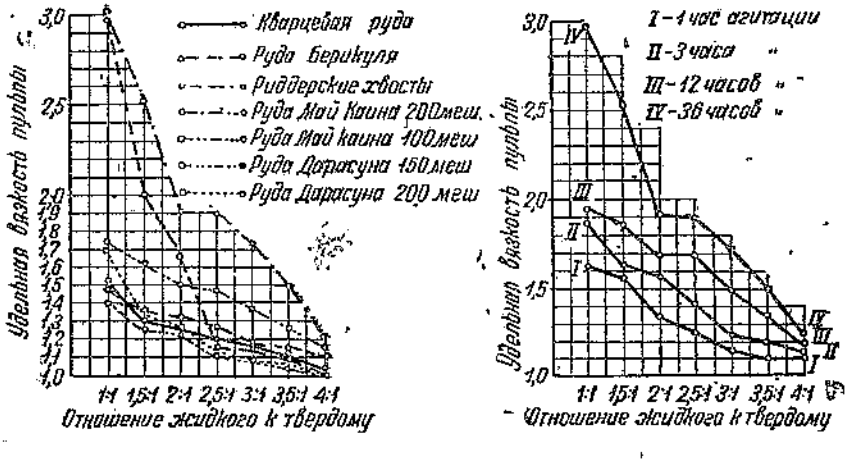
где η — вязкость суспензии,

η_0 — вязкость жидкости,

φ — объем коллоида на единицу раствора,

K — коэфициент, равный ~ 2,5.

Результаты определения вязкости для пульп различных руд при изменении отношения Ж : Т показаны на фиг. 93. Как можно видеть



Фиг. 93. Удельная вязкость пульпы при различных отношениях Ж : Т

из приведенной диаграммы, увеличение количества дисперсной фазы в пульпе вызывает значительное увеличение вязкости (до 3,02 для риддерских хвостов и до 2,98 для руды Майкаина, измельченной до —200 меш). Некоторые руды при агитации способны набухать и гидратироваться. В таких случаях за время их обработки происходит увеличение вязкости пульпы [1].

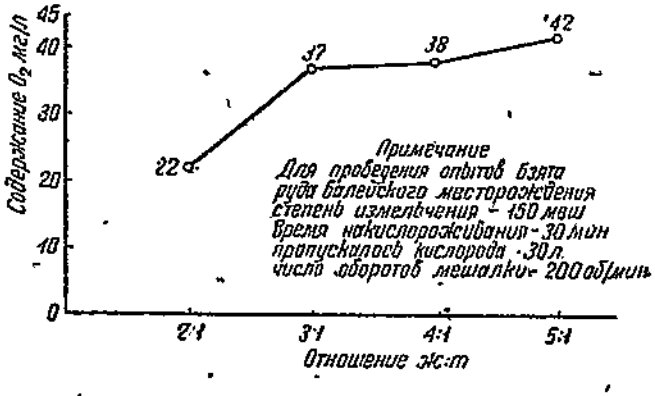
Явления набухания глин и охристых илов значительно усиливаются с увеличением степени измельчения руды. В этих случаях механическая подготовка пульпы к цианированию агитацией значительно отражается на результатах извлечения.

С увеличением разжижения пульпы количество цианида, приходящегося на единицу обрабатываемой руды, возрастает. Вследствие

[1] Вследствие образования сольватных оболочек на поверхности частиц пульпы происходит увеличение объема коллоида на единицу раствора.

этого при цианировании без подкрепления раствора падение концентрации цианида[1] происходит значительно медленнее при высоком отношении Ж : Т, чем в случае цианирования при меньшем отношении Ж : Т в пульпе. При более густых пульпах падение концентрации кислорода хотя и происходит более быстро, но не в той степени, как цианида, так как агитация сопровождается аэрацией. При этом надо заметить, что скорость растворения кислорода в жидкой части пульпы значительно уменьшается с понижением разжижения (фиг. 94).

Наряду с указанными выше факторами на результаты извлечения при различной густоте пульпы могут влиять примеси, накапливающиеся в растворе в результате взаимодействия минералов с цианистым раствором.



Фиг. 94. Растворимость кислорода в жидкой части пульпы в зависимости от Ж : Т

Максимальное извлечение при цианировании кварцевых руд достигается при отношении Ж : Т, равном 1,5 : 1 (иногда равном 2 : 1). Заводская практика указывает, что при более грубом помоле или при отсутствии коллоидной составляющей хорошие результаты получаются при отношении 1 : 1 (иногда даже при более низком)[2]. При отсутствии загрязнения растворов после цианирования последние при высоких плотностях пульп не утрачивают способности сохранять необходимую концентрацию кислорода.

Сульфидные руды и руды с высоким содержанием окислов железа или глины требуют для наилучших условий извлечения более высокого разбавления.

При цианировании руд с высоким содержанием окислов железа наилучшие условия для извлечения цианированием получаются при отношении Ж : Т, равном 2 : 1 или 2,5 : 1. Некоторые сульфидные руды для создания наилучших условий извлечения требуют еще более высокого разжижения пульпы [80].

Растворение золота в пульпах при агитации и в песках при перколяции происходит при наличии контактов растворяющегося металла с минералами, входящими в состав руды. Контакт золота с минералами повышает скорость растворения в цианистых растворах. Она значительно увеличивается в контакте с пиритом, а также с халькопиритом, лимонитом и, что оказалось довольно неожиданным, — с кварцем. Это объясняет отчасти причину понижения извлечения золота при исключительно большом разбавлении пульпы.

---

[1] Вследствие побочных реакций с минералами, содержащимися в руде.

[2] Этим пользуются стахановцы золотоизвлекательных предприятий для повышения производительности аппаратуры.

§ 57. Причины, вызывающие расход цианида. Защитная щелочь

Расход реагента, употребляемого при выщелачивании, представляет один из основных техно-экономических показателей гидрометаллургического процесса.

Расход реагента определяется химическими и механическими причинами (см. табл. 37). Химические причины, вызывающие расход цианида, состоят в разложении цианистых солей с выделением летучего цианистого водорода и в образовании комплексных цианистых, роданистых и других соединений. Эти соединения являются продуктами реакций взаимодействия между компонентами выщелачиваемой руды и раствором.

Механические причины потери цианида слагаются: из неполного отделения цианистого раствора при промывке в операциях обезвоживания, из утечки вследствие неплотности или переполнения аппаратов, из разбрызгивания, из уноса с избыточными растворами и т. д.

Потери цианида могут быть значительно снижены, при правильном ведении процесса. Первым условием для этого является введение в состав раствора защитной щелочи $Ca(OH)_2$ или NaOH, значительно сокращающей расход реагента, вследствие химического взаимодействия.

Введение щелочи в состав цианистых растворов вызывается прежде всего необходимостью защитить цианистые соли от разложения в результате гидролиза, действия углекислоты и кислот, образующихся из составных частей руды, а также от расхода на образование комплексных солей закисного железа. Кроме этих основных функций щелочь попутно необходима в других стадиях процесса обработки. К числу последних можно отнести действие щелочи в качестве коагулятора на взвешенную пульпу при сгущении.

Если изолировать цианистый раствор от взаимодействия с рудой (например, раствор, находящийся в запасных чанах), то главной причиной разложения цианида в растворах является гидролиз и разложение вследствие растворения углекислого газа, содержащегося в воздухе.

Ввиду этого растворы, не находящиеся в контакте с рудой, также должны содержать защитную щелочь определенной концентрации.

Вследствие гидролиза цианистого калия или другой употребляемой соли происходит следующая обратимая реакция:

$$KCN + H_2O \rightleftarrows KOH + HCN.$$

Синильная кислота HCN, образующаяся в результате гидролиза цианистой соли, представляет собой довольно летучее соединение, которое легко может улетучиваться из водного раствора. Потери цианида, происходящие в практике цианистого процесса вследствие указанного обстоятельства, достигают значительной величины.

Определение потерь цианида в форме HCN в закрытых чанах показало, что при содержании защитной щелочи около 0,01% CaO большую часть расхода цианида при обработке руды составляют потери вследствие улетучивания HCN. В случае, когда содержание щелочи составляет 0,025% CaO, можно констатировать только следы выделяющегося газообразного HCN.

Потерю HCN вследствие улетучивания приписывают не только гидролизу, но и в значительной степени действию углекислоты воз-

духа, а также разложению цианида с образованием ряда соединений азота и углерода.

Действие CO_2 нельзя противопоставлять гидролизу, так как при действии CO_2 происходит нейтрализация защитной щелочи, и тогда часть цианида присутствует в водном растворе в результате гидролиза в форме HCN. Для характеристики роли гидролиза в общей сумме потерь, составляющей расход цианида, приведены (табл. 37) средние цифры причин расхода цианида (на цианистых установках Рэнда).

Таблица 37

Причины, вызывающие расход цианида на Рэнде (по Уайту)

Причина, вызывающая расход цианида	Расход, %
Потери в форме HCN вследствие действия CO_2 и гидролиза	25
Потери в результате разложения с образованием аммиачных и прочих азотистых соединений	20
Потери в результате химического взаимодействия с составными частями руды (цианисидами)	25
Потеря (механическая) вследствие удаления с разбавленными растворами и с хвостами	30
Итого	100

Средние цифры по расходу цианида в расчете на 40%-ный цианплав приведены в табл. 38.

Таблица 38

Расход цианплава (40% NaCN) в *кг/т* руды (С. Я. Рачковский)

Характер руд	Содержание в руде золота	
	низкое (<5 *г/т*)	высокое (>10 *г/т*)
Чисто кварцевые	0,6—1,0	0,8—1,2
Кварцево-сульфидные	1,0—1,4	1,2—1,6
Вызывающие высокий расход цианида	2,2—2,7	2,5—3,0

Константа равновесия вышеприведенной реакции гидролиза цианида на основании закона действующих масс определится из следующего отношения концентраций:

$$\frac{[KOH] \cdot [HCN]}{[KCN]} = K.$$

Для температуры 18° (Хэрманом и Уорлеем) установлено, что:

$$K_{18^\circ} = 2{,}54 \cdot 10^{-5}.$$

В случае отсутствия защитной щелочи в вышеприведенном отношении молекулярные концентрации KOH и HCN можно считать равными. Зная величину K, можно подсчитать величину гидролиза для различных концентраций растворов цианистого калия. Процент гидролизированной части по отношению ко всему количеству KCN приводится в четвертом столбце табл. 39.

Введением одноименных ионов можно достигнуть подавления гидролиза. Вводя в раствор некоторое количество щелочи, концентрация которой будет равна a, можно достигнуть подавления гидролиза согласно следующему уравнению:

$$[HCN] = \frac{2{,}54 \cdot 10^{-5}\,[KCN]}{[KOH + a]}.$$

Результаты вычисления по данному уравнению величины гидролиза [81] также приведены в табл. 39.

Таблица 39

Гидролиз цианистого калия в зависимости от концентрации раствора и от присутствующей защитной щелочи

Концентрация KCN		Гидролизируется		Гидролизируется в растворе			
				0,001N NaOH		0,05N NaOH	
г-мол/л	%	*г-мол/л*	% всего KCN	*г-мол/л*	% всего KCN	*г-мол/л*	% всего KCN
1	6,519	0,005	0,5	0,00456	0,48	0,00413	0,44
1/10	0,650	0,0016	1,6	0,00117	1,17	0,00088	0,88
1/20	0,326	0,0011	2,25	—	—	—	—
1/40	0,163	0,00085	3,4	0,00044	1,75	0,00028	1,1
1/60	0,109	0,00065	3,9	—	—	—	—
1/80	0,082	0,00056	4,5	0,00026	2,07	0,00015	1,2
1/100	0,065	0,00050	5,0	0,00021	2,10	0,00012	1,2
1/120	0,054	0,00046	5,5	—	—	—	—
1/200	0,033	0,00035	7,1	0,00011	2,17	0,00006	1,2
1/400	0,016	0,00025	10,0	0,00006	2,44	0,00003	1,2

Как можно видеть на основании данных, приводимых в таблице, в присутствии 0,004% NaOH гидролиз значительно понижается, и при столь низкой концентрации, как 0,016% KCN, достигает всего 2,44% (вместо 10% в отсутствии щелочи).

Присутствие в растворе 0,008% NaOH ограничивает гидролиз при концентрации 0,016% KCN до 1,2%.

Таким образом можно считать, что присутствие в растворе 0,01% NaOH защищает цианистые растворы от разложения вследствие гидролиза.

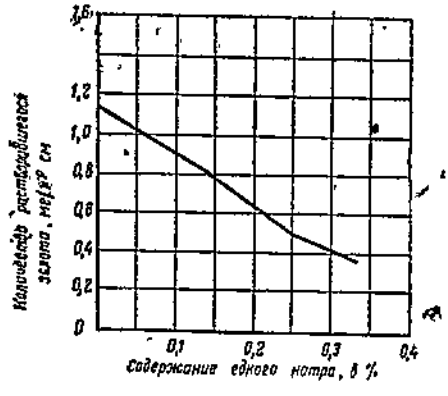
Эта концентрация щелочи гарантирует от гидролиза растворы, не находящиеся в контакте с рудой, но ввиду того, что они подвер-

гаются действию углекислоты воздуха, через некоторое время концентрация щелочи понизится, и гидролиз достигнет значительной величины.

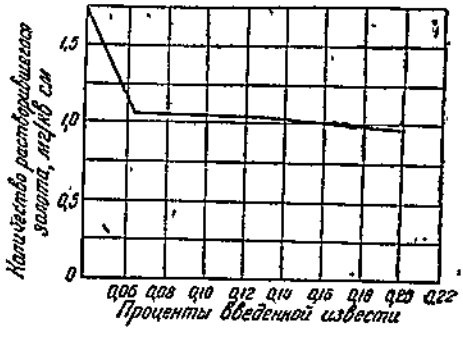
Концентрацию щелочи повышают для нейтрализации кислот, образующихся при окислении сульфидных минералов. Создание условий для коагуляции илов также требует определенной концентрации щелочи.

В результате указанных причин концентрация щелочи должна быть значительно выше указанного предела концентрации, защищающей от гидролиза растворов.

Ряд условий ведения цианистого процесса не позволяет повышать концентрацию щелочи выше минимума, определяемого указанными



Фиг. 95. Влияние едкого натра на скорость растворения золота



Фиг. 96. Влияние извести на скорость растворения золота

причинами. К числу условий, ухудшающих извлечение в присутствии щелочи, относятся:

1. В цианистых растворах с повышенной концентрацией щелочи понижается скорость растворения золота и серебра. На фиг. 95 показано влияние едкого натра на понижение скорости растворения пластины золота, находящейся в цианистом растворе, а на фиг. 96 — аналогичное влияние концентрации извести.

Падение скорости растворения золота с ростом концентрации щелочи в растворе происходит вследствие возникновения на поверхности металла тонкой пленки в результате взаимодействия гидрата окиси натрия или кальция с поверхностью растворяющегося металла.

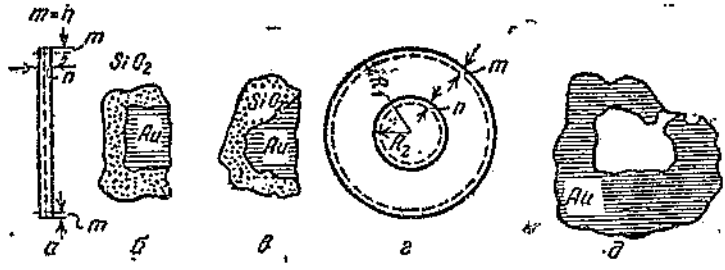
Эти пленки в большей степени снижают извлечение при выщелачивании перколяцией. В случае обработки руды агитацией и при измельчении в цианистом растворе присутствие щелочи создает меньшее и не столько закономерное понижение скорости растворения, так как рыхлые пленки вследствие трения непрерывно удаляются с поверхности выщелачиваемого металла.

2. Значительная концентрация щелочи (как будет показано в гл. XI) вызывает непроизводительный расход цинка при осаждении металла из цианистого раствора. Слишком обильное выделение водорода при этом затрудняет осаждение.

3. Взаимодействие цианистого раствора с некоторыми минералами (например, сурьмянистыми, см. гл. XVI) значительно усиливается в присутствии щелочи.

§ 58. Зависимость скорости растворения от геометрической формы и размера частиц металла

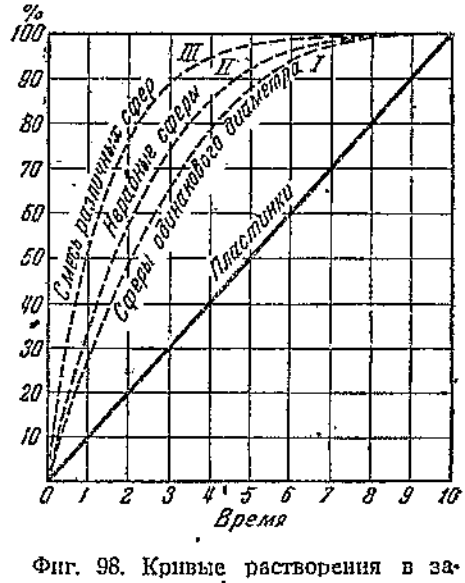
Вид поверхности частиц металла в гидрометаллургическом процессе извлечения определяет форму кривой, изображающей функциональную зависимость количества растворившегося металла от



Фиг. 97. Типичные формы частиц растворяющегося металла

времени контакта с раствором. Форма металлических частиц, определяя скорость растворения, тем самым является одним из факторов, обусловливающих процент извлечения и объем аппарата.

Для частиц различной величины и формы можно выделить несколько типичных геометрических форм (фиг. 97), которым отвечают или целиком вся частица или отдельные элементы ее поверхности.



Фиг. 98. Кривые растворения в зависимости от формы растворяющегося металла

Рассмотрим основные случаи:

1. Частица имеет пластинчатую форму, причем ее толщина незначительна по сравнению с длиной и шириной. В этом случае величина поверхности не изменяется или почти не изменяется, так как при совершенно равномерном растворении убыль в длине и в ширине будет равна (вследствие растворения с краев) половине толщины. Очевидно, в этом случае количество металла, переходящее в раствор в зависимости от времени, будет представлено на диаграмме фиг. 98 в форме линии, весьма близкой к прямой.

2. Частица металла вкраплена в породу, и растворение происходит с одной стороны. В этом случае возможны два варианта:

1. Стенки каверны, в которой заключена частица, остаются почти параллельными, и плоскости, перпендикулярные к нормали поверхности растворения, образуют со стенками контуры почти постоянного периметра; в случае этого варианта скорость растворения остается почти постоянной, и графически зависимость растворения от времени изображена линией, близкой к прямой (фиг. 98).

2. Стенки каверны таковы, что сечение растворяющегося вкрапления не остается постоянным; в этом случае линия, представляющая растворение, в большей или меньшей степени отклоняется от прямой.

3. Частицы металла представляют сферы одинакового размера. В этом случае за одинаковые промежутки времени растворяются шаровые слои равной толщины, но каждый следующий слой соответствует сфере меньшего диаметра и, следовательно, содержит меньшее количество вещества, чем предыдущий. В результате этого вначале растворяется значительно больше металла, чем в дальнейшем. Поэтому кривая, характеризующая растворение сферических зерен разного диаметра (фиг. 98, кривая *I*), сначала круто поднимается, а затем переходит в весьма пологий участок.

4. Частицы металла представляют сферы различного размера. Если в состав руды входят сферические частицы различных размеров, то в течение первого периода происходит растворение частиц металла всех размеров, и к концу его заканчивается растворение более мелких частиц. В течение следующего периода происходит растворение остатков частиц, которые первоначально являлись более крупными и не успели раствориться во время первого периода.

На фиг. 98 представлены две кривые (*II* и *III*), показывающие растворение сфер неодинакового диаметра. Первая из них (*II* на диаграмме) отвечает смеси различных сфер, в которой на одну сферу с диаметром, равным трем единицам, приходится две с диаметром, равным двум, и три с диаметром, равным единице. Вторая (*III* на диаграмме) отвечает смеси, содержащей одну сферу с диаметром три, 10 — с диаметром два и 100 — с диаметром единица. Отсюда видно, что в зависимости от соотношения между числом сфер большего и меньшего размеров получаются кривые, поднимающиеся более или менее круто с пологими участками различного протяжения.

5. Частицы металла имеют внутренние полости (каверны), омываемые раствором. В этом случае с течением времени происходит некоторое увеличение полости, в результате чего увеличивается внутренняя часть поверхности растворения. Это создает слагающую скорости растворения, которая может несколько изменить вид кривой.

Данные о форме частиц золота в рудах и о влиянии на нее деформации в процессе измельчения (гл. IV) приводят к выводу, что в измельченной руде преимущественно должны встречаться плоские или расплющенные частицы. Влиянию расплющивания особенно должны подвергаться крупные частицы, так как они быстро обнажаются от рудной оболочки и в меньшей степени могут избежать расковывающих ударов.

Большое число мелких частиц, а также ноздрин и каверн в больших частицах при цианировании измельченной руды должны создать весьма крутой подъем на первом участке кривой.

Мелкие частицы, численно значительно преобладающие, быстро растворяются. После этого преимущественно остаются пластинки металла, которые представляют остатки крупных частиц, подвергшихся расплющиванию. Поэтому последний участок кривой растворения должен по своей форме приближаться к прямой линии.

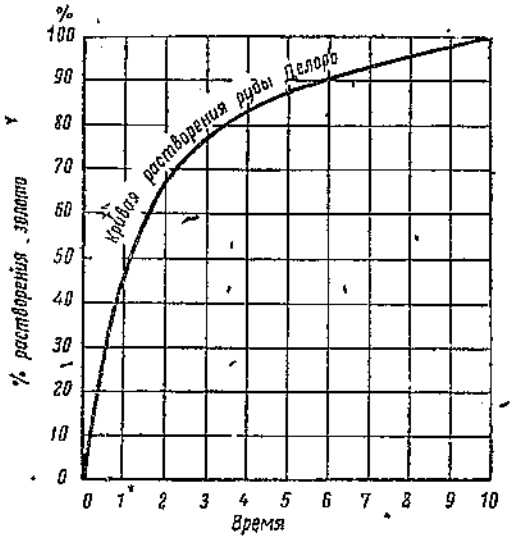
На фиг. 99 представлена кривая скорости растворения золота для руды Делоро. В первой своей части она находится в интервале меж-

ду кривыми растворения смесей сфер различного размера с преобладанием мелких частиц, а в последней части (88—100%) кривая переходит в прямолинейный отрезок.

Весьма существенным для практики выводом является то, что, как можно видеть из предыдущих (теоретически построенных) кривых, а также и из кривой Делоро, более 90% золота растворяется в течение 0,6 и более 95% — в течение 0,8 времени растворения всего металла (доступного растворению).

К концу выщелачивания суммарная величина поверхности частиц (по которой происходит растворение) становится весьма малой, и соответственно этому абсолютное количество металла, переходящего в раствор, значительно уменьшается.

Величина поверхности других минералов (окисленных и сульфидных), взаимодействующих с цианистым раствором, изменяется довольно медленно. Последние в конце периода цианирования сохраняют почти тот же размер, как и в начале, и скорость взаимодействия цианида с сульфидами мало изменяется с течением времени.



Фиг. 99. Кривая растворения золота для руды Делоро

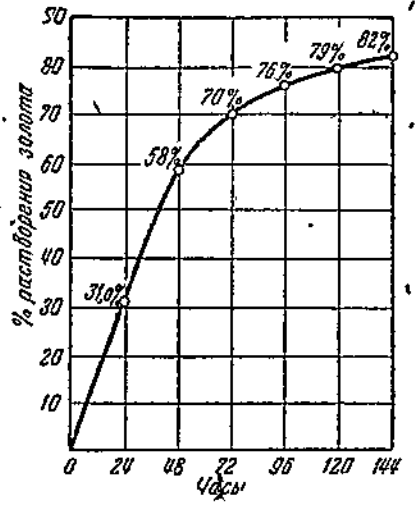
Соотношение скоростей растворения металла и одновременного взаимодействия с минералами определяет оптимум длительности цианирования с точки зрения основных факторов гидрометаллургического процесса.

На фиг. 100 представлена кривая растворения золота в зависимости от времени для выщелачивания перколяцией (дающей более низкое извлечение). Кривая довольно похожа на предыдущую. Ее основной характеристикой являются: крутой подъем вначале (до 53%) и почти прямолинейный участок на протяжении растворения последних 10%.

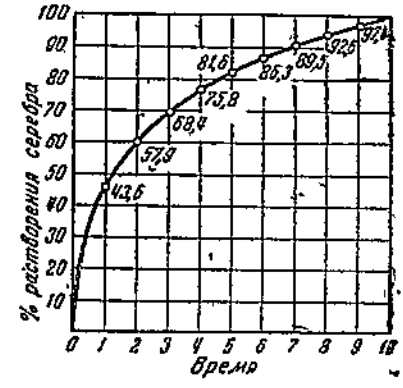
Несколько другой вид имеет кривая растворения серебра при цианировании, построенная Нарваэцем (фиг. 101). Начало кривой (до 30%) по своему характеру соответствует кривой, построенной для руды Делоро, но затем следует на значительном протяжении слабо выпуклая промежуточная часть, и на протяжении последних 14% кривая переходит в прямолинейный участок. На вид кривых наряду с формой частиц оказывают влияние другие факторы, которые только в искусственно созданных условиях остаются постоянными в течение всего процесса растворения металла. К числу этих факторов прежде всего следует отнести изменение концентрации цианистого натрия и кислорода. В некоторых случаях колебания их можно довести до минимума. Так, например, в опыте, на основании которого построена кривая для руды Делоро, цианистый раствор непрерывно циркулировал, проходя через слой руды; по временам,

как окислитель, добавлялся бромистый циан и в течение растворения поддерживалась соответствующая концентрация цианида. При цианировании серебряных руд колебания в концентрации NaCN и кислорода происходят обычно в больших пределах, чем в случае золотых.

Вывод единообразного математического выражения закона растворения, определяемого формой кривых, может быть сделан (в случае неизменных условий растворения) только для частиц одинакового размера и одинаковой формы.



Фиг. 100. Кривая растворения золота при перколяции (по Чиддею)



Фиг. 101. Кривая растворения серебра (по Нарваэцу)

Для случая растворения сфер одинакового диаметра слой металла, растворяющийся в известный промежуток времени, может быть представлен как объем шаровой оболочки:

$$V = \frac{4}{3}\pi\left(R_1^3 - R_2^3\right) = 4\pi R_c^2 t + \frac{\pi}{3}t^3,$$

где R_1 — радиус в начале растворения, R_2 — радиус в конце растворения, R_c — средний радиус, равный $\frac{R_1 + R_2}{2}$ — толщина шаровой оболочки.

Так как t для одинаковых промежутков постоянно, то

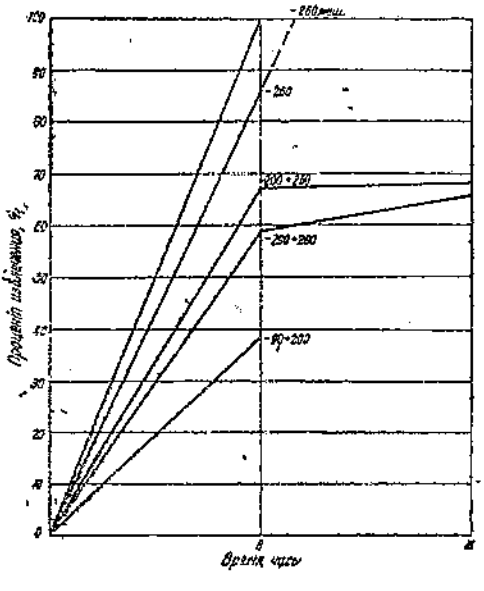
$$Vt = aR_c^2 + b = a_1 D_c^2 + b,$$

где a, b и a_1 — постоянные величины и D_c — средний диаметр шаровой оболочки.

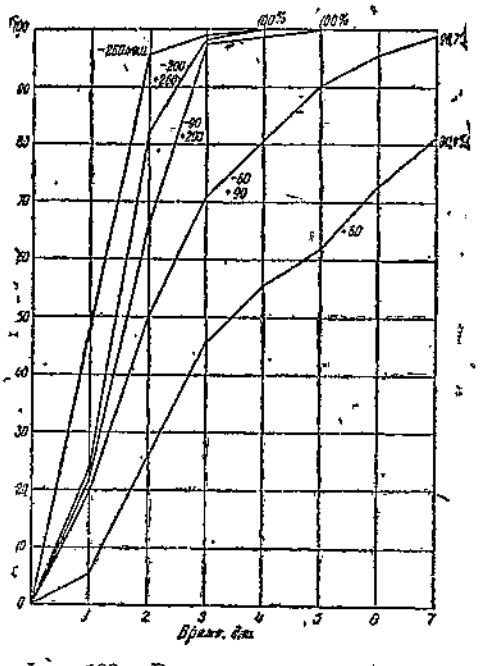
Таким образом количество металла, растворяющегося с поверхности частиц одинаковых формы и размера, является функцией квадрата их диаметра. В условиях практического осуществления гидрометаллургического процесса вследствие воздействия на растворение ряда факторов кривые могут отклоняться в ту или иную сторону от указанной кривой второго порядка.

Характеристика скорости и полноты растворения золота в зависимости от размера частиц [82] представлена для агитационного про-

цесса на фиг. 102 и для перколяции — на фиг. 103. Как можно видеть по данным этих диаграмм, время, необходимое для цианирования, значительно возрастает при увеличении размера частиц золота. Вследствие этого до поступления в аппараты, в которых осуществляются основные операции выщелачивания, необходимо выделить золото более крупное, чем 60 меш. Кроме того целесообразно произвести удаление и части более крупных золотин, входящих в классы — 60 меш. Граница между областью применения амальгамации и цианирования соответствует размеру частиц, равному 74 μ (200 меш), хотя в отдельных случаях амальгамацией могут быть извлечены и



Фиг. 102. Влияние размера частиц на скорость и полноту растворения при агитации



Фиг. 103. Влияние размера частиц на скорость и полноту растворения при перколяции

более мелкие золотины. Применение перед цианированием методов гравитационного обогащения дает возможность выделить золотины крупнее 100 меш, частично + 150 меш, а в некоторых случаях и часть фракции + 200 меш. Сопоставление лабораторных опытов по амальгамации и цианированию с минералографическими исследованиями [50] дает нижний предел для применения амальгамации 26—37 μ, а для применения цианирования 2—9 μ. Более мелкие включения трудно обнажить в той степени, которая необходима для растворения. Колебания пределов применимости того или другого метода зависят от формы нахождения металла в обрабатываемой руде, в частности, от формы частиц.

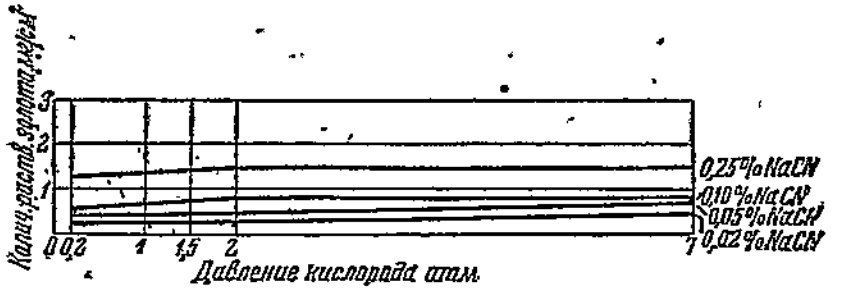
Существенное значение имеют также и физические свойства выщелачиваемой руды, так как часть металла может выщелачиваться без полного обнажения металлических зерен. Эти свойства руды весьма зависят от условий образования месторождения. Так, руды, находящиеся в зонах трещин, сдвигов или смятия, в большинстве случаев характеризуются легкостью проникновения растворов к золотинам. Частицы золота, рассеянные в сульфидных минералах или

в компактной неметаллической пустой породе, защищены от воздействия растворов и поэтому требуют для обнажения более тонкого измельчения.

§ 59. Влияние состава металла на скорость растворения и процент извлечения

Состав металла, как уже было указано в § 56, имеет существенное влияние для определения основных особенностей гидрометаллургического процесса. Так, например, зависимость скорости растворения от концентрации и от условий перемешивания цианистого раствора изменяется в соответствии с составом растворяющегося металла.

Обычные составные части самородного золота — серебро и медь — довольно легко растворяются при цианировании. Поэтому их присутствие не затрудняет извлечение золота в цианистом процес-



Фиг. 104. Растворение (за 2 часа) химически чистого золота в зависимости от парциального давления кислорода

се. Иначе дело обстоит в случае таких труднорастворимых примесей, как теллур и платина. Присутствие этих компонентов в золоте, а также наличие пленок вызывают понижение процента извлечения металла.

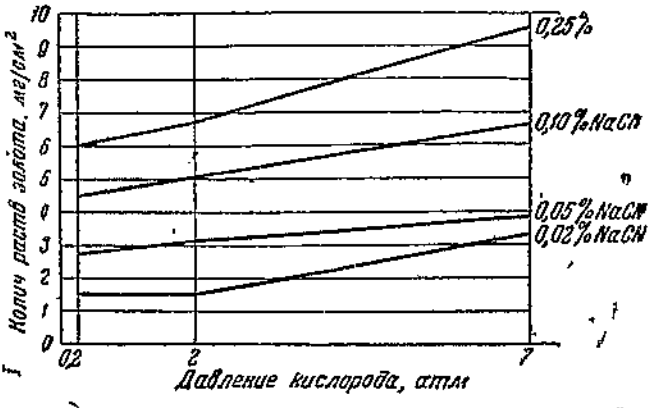
В случае самородного золота интенсивность растворения в неподвижном растворе мало изменяется в зависимости от соотношения золота и серебра в сплаве, вследствие наличия пленок на поверхности и зональной структуры.

При перемешивании раствора серебристое золото скорее растворяется, чем химически чистое. Поэтому в агитационном процессе цианирование серебристого золота может закончиться скорее[1], чем высокопробного (если только в руде не содержится сульфидов серебра, или других химических соединений, задерживающих растворение). Серебристость золота особенно сказывается на увеличении скорости растворения в случае повышения парциального давления кислорода [71].

Эту зависимость особенно отчетливо можно видеть на основании сопоставления кривых, представляющих зависимость скорости растворения от парциального давления кислорода для чистого золота (фиг. 104) и его сплава с 10% серебра (фиг. 105). На фиг. 105 можно видеть непрерывное возрастание скорости растворения золота

[1] В качестве примера можно привести быстрое растворение при агитации серебристого золота в тубинской руде (Башзолото).

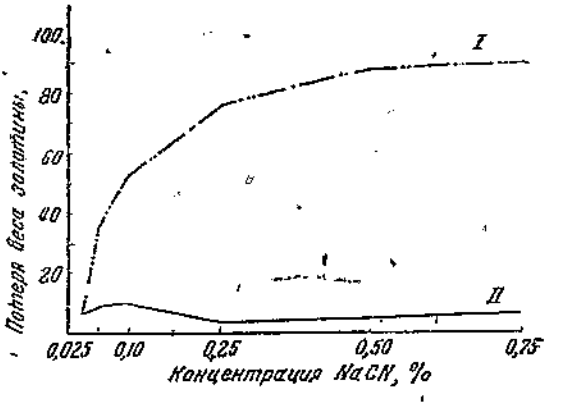
из его сплава с 10% серебра[1]. Иначе влияет повышение парциального давления кислорода на скорость растворения чистого золота (фиг. 104). В этом случае эффект накислороживания растворов сказывается значительно слабее и обнаруживается для данного интервала давлений лишь в пределах возрастания парциального давления кислорода до 2 *ат*.



Фиг. 105. Переход золота (за 2 часа) в цианистый раствор из сплава с 10% серебра в зависимости от парциального давления кислорода

Совершенно аналогичные закономерности обнаруживаются и при растворении рудного золота (см. например фиг. 106).

Главнейшим отличием влияния состава на растворение самородного золота является неполная однородность его вследствие слоистой структуры, влияющая на изменение скорости растворения при переходе к слою иного состава.



Фиг. 106. Диаграмма растворения золотин из шлихов Питского месторождения в зависимости от концентрации кислорода и цианида. Проба золотин 320. Размер от 1,82 × 0,76 *мм* до 1,22 × 0,96 *мм*

I — под давлением 7 *ат* кислорода, II — в атмосфере воздуха

Из числа компонентов, затрудняющих извлечение золота и серебра цианированием, наиболее известно влияние теллура. Извлечение золота цианистыми растворами из сплавов с теллуром возможно, но скорость процесса растворения довольно мала [83]. Поэтому необходима большая поверхность взаимодействия для увеличения абсолютного количества металла, переходящего в цианистый раствор в единицу времени. Это положение для естественных теллуридов золота вполне подтверждается практикой работы современных золотоизвлекательных заводов Канады, работающих на теллуристых и сульфотеллуристых рудах. Тонкое измельчение, достигаемое в процессе обработки руды и повышения концентрации щелочи, дает высокое извлечение цианированием[2].

[1] Несколько отличается кривая возрастания скорости растворения с повышением давления при концентрации раствора, равной 0,02% NaCN. Это объясняется довольно просто на основании представлений о диффузии кислорода и цианида, количества которых на поверхности металла почти эквивалентны при 0,02% NaCN и 8 *мг/л* O_2.

[2] Высокое извлечение достигается дополнительным введением бромистого циана (BrCN), применяющегося иногда в практике работы австралийских (и некоторых американских) предприятий.

При растворении теллура в цианистых растворах образуются: щелочной теллурид Na_2Te и соль теллуристой кислоты Na_2TeO_3. В результате окисления получается окончательный продукт окисления, соль теллуровой кислоты Na_2TeO_4.

Надо заметить, что свободный теллур весьма мало растворяется в цианистом растворе. При цианировании сплавов золота с теллуром происходит растворение обоих компонентов. Процент извлечения теллура из сплава тем выше, чем больше золота присутствует в сплаве.

Из цианистых растворов, получаемых при растворении теллуридов, цинк осаждает золото и теллур.

Бромистый циан является окислителем и в отсутствие цианида не растворяет чистые компоненты — золото и теллур, между тем, из сплавов их бромистый циан извлекает золото [83]. Отчасти этим объясняется то, что в практике бромоцианирования (а также и по причине более высокой стоимости бромистого циана) при извлечении золота из руд, содержащих наряду с теллуридами также и самородное золото, пользуются растворами, в которых цианистого натрия содержится больше, чем бромистого циана.

Иногда растворение золота при цианировании может быть замедлено или прекращено вследствие присутствия платины в составе самородного золота. Обычно содержание платины в золотинах непостоянно [1]. Частично платина растворяется совместно с золотом и серебром. Повидимому, это происходит в том случае, если платина образует твердый раствор с золотом. При осаждении цинком из раствора она переходит в цианистые шламы. Большая часть платины в виде механических включений в золотины уходит в хвосты, вызывая потерю части золота (см. фиг. 21, III).

Растворение золота, входящего в состав амальгамы, происходит значительно медленнее, чем чистого.

Скорость растворения золота, содержащегося в твердой или полужидкой амальгаме, составляет от ½ до 1/10 скорости растворения чистого золота. В условиях практического осуществления цианистого процесса скорость растворения амальгамированного металла еще меньше, вследствие чего амальгамированное золото, снесенное в цианистый сектор, теряется в нерастворенном виде с хвостами. Так, например, после совместной амальгамации и цианирования соров в течение 72 часов значительная часть золота и серебра переходит в ртуть. В раствор за это время переходит около 20% золота и 43% серебра, считая от всего количества извлеченного металла. Повидимому, золото и серебро, перешедшее в раствор, растворяются в значительной степени до момента смачивания их поверхности ртутью. На этом свойстве амальгам основан процесс амальгамации в цианистом растворе.

В Нипписсинге при амальгамации в цианистом растворе, производимой в трубной мельнице, большая часть серебра собирается в амальгаме и затем довольно медленно поддается растворяющему действию цианистого раствора.

Замедляющее действие ртути на растворение золота из амальга-

[1] В качестве примеров можно указать присутствие платины в золотинах месторождений: Джетыгаринского, Сталинского (Каззолото), Кочкарского, Алданского и некоторых других.

мы связано прежде всего с тем, что ртуть чрезвычайно медленно растворяется в цианистом растворе. В противоположность большей части сплавов золота в этом случае происходит избирательное растворение одного из компонентов сплава, другой компонент которого весьма мало растворим. Амальгама легко разбивается (в полужидком состоянии) на капли или измельчается (твердая) на мелкие зерна (а при растворении золота последние с периферии переходят в жидкую амальгаму). В результате этого и в зависимости от механических условий обработки цианистым раствором происходит более или менее замедленное (но в большинстве случаев непрерывное) растворение золота в течение контакта амальгамы с раствором.

§ 60. Влияние температуры на результаты выщелачивания

Для скорости гетерогенных реакций, регулируемых процессами диффузии, температурный коэфициент меньше или равняется 1,5. Изменение термического коэфициента растворения золота и серебра в зависимости от концентрации цианида показано в табл. 40.

Величина температурного коэфициента растворения [84] показывает, что для чистого золота диффузионные процессы в реакции растворения превалируют, начиная с концентрации 0,1% KCN.

Для серебра диффузионные процессы превалируют при всех концентрациях, но величина коэфициента возрастает при концентрациях ниже 0,02%.

Таблица 40

Температурные коэфициенты растворения золота и серебра в цианистых растворах (по Байерсу и др.)

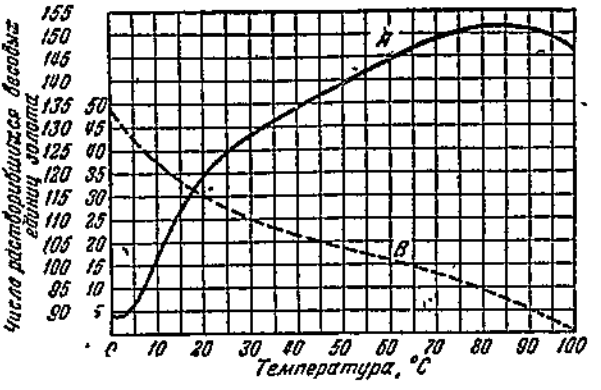
Концентрация KCN, %	$\frac{V_T + (V_{T+10^\circ} - V_T)}{V_T}$	
	для растворения золота	для растворения серебра
0,01	3,09	1,24
0,02	13,63	1,06
0,05	7,97	1,07
0,10	1,32	1,10
0,15	1,33	1,08
0,20	1,30	1,10
0,25	1,28	—

На фиг. 107 представлены результаты экспериментального изучения влияния температуры на скорость растворения золота при цианировании [81]. Можно видеть, что растворение золота значительно ускоряется до 25°, затем возрастание скорости происходит медленнее и достигает максимума при 80°; после этого она понижается до температуры кипения раствора. На той же диаграмме можно видеть понижение растворимости кислорода, показанное пунктирной линией.

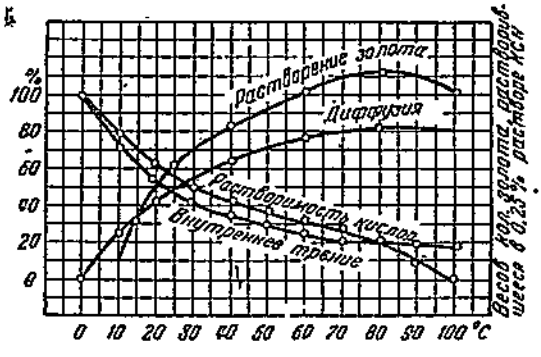
Таким образом для раствора KCN, крепостью 0,25%, скорость растворения золота достигает максимума при 80°, но этот максимум изменяет свое значение в зависимости от концентрации раствора и от присутствующих в нем примесей. Для растворов низших концентраций этот максимум соответствует более высокой температуре, а с повышением концентрации раствора смещается в сторону более низкой температуры.

При нагревании цианистого раствора происходит изменение его физико-химических свойств.

Весьма существенной особенностью является уменьшение внутреннего трения при нагревании. Для суспензий это происходит таким же образом, как и для систем с более высокой степенью дисперсности. При нагревании пульпы обнаруживаются те же особенности, что и для внутреннего трения водного раствора или чистой воды. Уменьшение внутреннего трения для воды (отнесенное в процентах к внутреннему трению при 0°) представлено на фиг. 108, где оно сопоставлено с ускорением процесса растворения. Как можно видеть, с повышением температуры возрастает скорость диффузии неэлектролита, особенно кислорода, для которого одновременно происходит понижение его растворимости.



Фиг. 107. Влияние температуры на скорость растворения золота в цианистом растворе 0,25% KCN (по Джулиену и Смарту). *A* — скорость растворения золота, *B* — растворимость кислорода



Фиг. 108. Влияние температуры на скорость растворения, коэфициент диффузии, растворимость кислорода и внутреннее трение (по Мейеру)

Таким образом суммарное влияние вязкости (или обратное текучести) раствора и растворимости кислорода дает наивысшую скорость растворения золота при 80°.

Скорость реакций в гетерогенных системах при изменении температуры (при прочих равных условиях) является функцией коэфициента диффузии и может быть выражена (см. § 56) в зависимости от температуры (через коэфициент диффузии).

По закону Кольрауша скорость движения ионов при повышении температуры на 1° увеличивается в пределах 1,5—2,7%.

Некоторые реакции взаимодействия, протекающие в цианистом процессе, дают возможность базироваться на указанном законе.

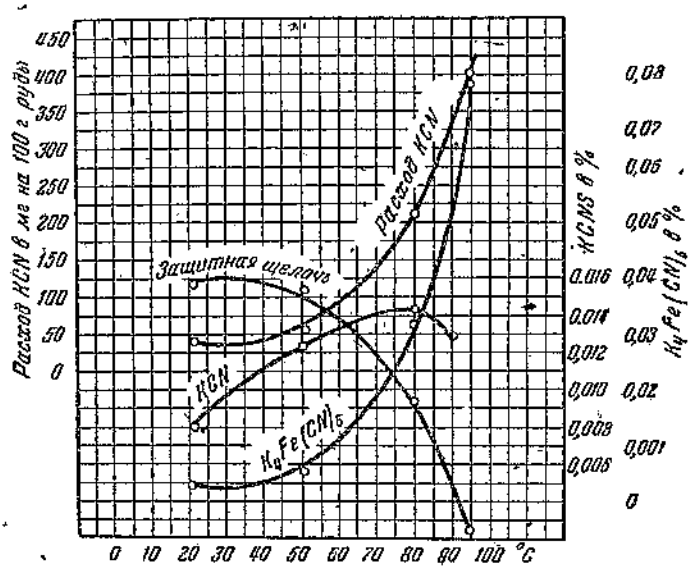
Так, кривая образования железистосинеродистого калия в пределах 21—95° (фиг. 109 и 110) дает средний температурный коэфициент, равный 2,7%.

Падение концентрации щелочи представлено кривой, являющейся зеркальным изображением предыдущей, т. е. процесс разложения сульфидов с повышением температуры соответствует приведенной зависимости.

Кривая образования щелочной железистосинеродистой соли медленно повышается до 55°, достигая при этой температуре увеличе-

ния почти на 30%, и затем быстро растет, достигая при 80° четырехкратного увеличения по отношению к 20°. В результате этого выше 55° наблюдается резко повышенный расход цианида.

Константа гидролиза цианистого калия для интервала от 5 до 35° изменяется приблизительно прямолинейно в пределах от $1{,}79 \cdot 10^{-5}$ до $3{,}04 \cdot 10^{-5}$. При более высокой температуре константа продолжает расти. Если не производится перемешивание раствора, то продукты гидролитического разложения дают обратную реакцию и находятся в известном равновесии с гидролизирующимся цианидом; последнее препятствует дальнейшему разложению.



Фиг. 109. Влияние температуры на взаимодействие руды, содержащей сульфиды, с цианистым раствором (по Мейеру)

Значительный расход цианида вследствие гидролитического разложения начинается с приближением к температуре кипения, так как при этом происходит усиленное испарение воды и связанное с этим перемешивание жидкости в результате конвекции.

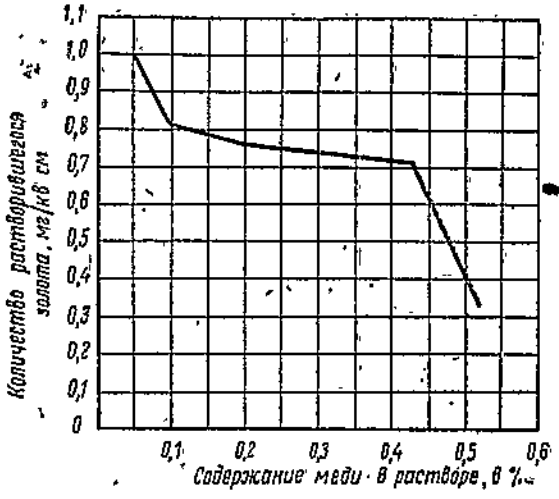
Потеря цианистого водорода весьма возрастает при пропускании через раствор струи воздуха, особенно, если воздух разбивается на большое число пузырьков. В этих условиях потеря вследствие гидролитического разложения может значительно возрастать вследствие растворения углекислого газа, содержащегося обычно в воздухе.

Повышение гидролитического разложения в указанных условиях настолько сказывается, что при температуре выше 60° даже концентрация 0,05% NaOH оказывается недостаточной, чтобы защитить цианистый раствор от разложения.

Наряду с реакциями взаимодействия с минералами и гидролитическим разложением при повышении температуры усиливается окисление цианида с образованием цианатов NaCNO, солей муравьиной кислоты $NaHCO_2$ и аммиачных соединений.

Сопоставляя все указанные факторы изменения скорости растворения золота в цианистых растворах, повышение температуры может быть признано рациональным в пределах 50°.

Для практики цианистого процесса большое значение имеет не столько ведение цианирования при повышенной температуре, сколько поддержание температуры внутри фабрики не ниже 15—20°. Нередко встречаемые в практике цианирования установки, работающие (в районах с холодным климатом) при пониженной температуре, несомненно, наряду с оперативными затруднениями теряют вследствие этого часть металла в хвостах.



Фиг. 110. Понижение скорости растворения золота в цианистом растворе в присутствии меди

В связи с развитием комбинированных флотационно-цианистых установок, искусственное подогревание цианистого раствора (не выше 50°) может найти место при цианировании богатого флотационного концентрата.

Кроме ускорения растворения и осаждения повышение температуры также ускоряет операции обезвоживания (сгущение и фильтрацию).

В практике цианистого процесса известны случаи искусственного подогревания растворов [85].

Так, на фабрике Буффало (Кобальт) при цианировании (0,3% KCN) в агитаторах Пачука производилось подогревание раствора до 21° путем пропускания пара.

На фабрике в Тонопа экономический предел для подогревания при перколяции установлен в 21°.

На фабрике Монтан-Тонопа было достигнуто существенное увеличение извлечения серебра путем подогревания пульпы до 43° через змеевик при цианировании в агитаторе Гендрикса. При этом концентрация цианида составляла 0,25%, а его расход 1,2 *кг/т*.

При цианировании илов растворами 0,03% KCN в Кнайт-Дип на Рэнде, в 1910 г., средняя температура была около 29,5°. При этой температуре наблюдалось ускорение извлечения.

§ 61. Взаимодействие цианистых растворов с соединениями железа (3, 6—1)

При рассмотрении реакций взаимодействия цианистых растворов первое место среди веществ, представляющих наибольшее значение, несомненно, принадлежит соединениям железа.

Минералы железа и продукты их разложения представляют составную часть весьма многих руд, подвергаемых цианированию. Колчеданное оруденение характеризует большую часть золотоносных кварцевых и силикатных рудных тел, встречаемых в месторождениях золота и серебра.

Взаимодействие цианистых растворов происходит не столько с неразложившимися сульфидами, сколько с продуктами их окисления.

Процесс окисления пирита и марказита может быть представлен следующими реакциями:

1) окисление вследствие выветривания или при измельчении в воде приводит к разложению FeS_2 с частичным выделением FeS и S;

2) в результате окисления серы, содержащейся в FeS_2, а также выделившейся в свободном виде в результате первой стадии разложения, образуется H_2SO_3 и H_2SO_4.

Окисление FeS, являющегося результатом первой стадии окисления, приводит к образованию $FeSO_4$;

3) при окислении $FeSO_4$ образуется сульфат трехвалентного железа $Fe_2(SO_4)_3$;

4) дальнейший процесс разложения приводит к гидролизу сульфата окиси железа с образованием нерастворимого основного сульфата $2Fe_2O_3 \cdot SO_3$;

5) основной сульфат окиси железа в результате дальнейшего разложения переходит в гидрат окиси $Fe(OH)_3$ с той или иной степенью гидратации.

Надо заметить, что все указанные продукты окислений встречаются в лежалых хвостах и в отвалах, причем железо в них нередко может присутствовать в форме соединений закиси, вызывающих высокий расход цианида.

Аналогичный процесс окисления происходит с рудами, находящимися в месторождении.

В зависимости от скорости окисления сульфидов, происходящего с образованием соединений закиси железа и кислот, различают быстро окисляющиеся и медленно окисляющиеся колчеданы.

К м е д л е н н о о к и с л я ю щ и м с я колчеданам относят большую часть разностей пирита, особенно те, которые кристаллизуются в крупных кубах и пентагональных додекаэдрах гемиэдрии кубической системы. Повидимому, в эту группу в зависимости от плотности сложения могут быть включены иногда и некоторые другие сульфиды железа.

Эти колчеданы медленно окисляются в самом месторождении и в неразложенном состоянии легко остаются неизменными, как на складе руды, так даже и при измельчении и при дальнейшем цианировании в чанах. В некоторых случаях большой избыток кислорода при аэрации может вызвать разложение колчеданов вследствие окисления (при длительном контакте с раствором).

К быстро окисляющимся колчеданам относят большую часть разностей марказита и пирротина (а также в редких случаях немногие разности пирита). Особенно этим свойством отличаются мелкозернистые, рыхлые разности колчеданов. Эти колчеданы легко окисляются в месторождении, а при извлечении их из рудника, хотя бы из зоны первичных руд, быстро окисляются при лежании на влажном воздухе. Особенно быстро они окисляются при измельчении и дальнейшем цианировании, а также при лежании в отвалах амальгамационных фабрик, если цианирование не следует непосредственно за измельчением и амальгамацией.

Это окисление может происходить в настолько значительных размерах, что лишает возможности вести цианирование вследствие высокого расхода цианида и поглощения большей части кислорода на реакции окисления сульфидов. В таких случаях иногда применяют предварительный обжиг или предварительную продувку воздуха в

щелочной среде (для окисления колчеданов с переводом в гидрат окиси железа).

В других случаях, когда количество быстро окисляющихся колчеданов не так велико, может оказаться полезным нововведение, заключающееся в искусственном накислороживании растворов [76, 77].

На Рэнде констатировано, что при пользовании рудничной водой почти всегда происходит понижение содержания кислорода (до 3—2 *мг/л*, а иногда и ниже) по сравнению с нормальным содержанием (для Рэнда 7—6 *мг/л*).

Надо заметить, что два вышеуказанных типа колчеданов имеют ряд переходов, связанных как с наличием промежуточных типов, так и с образованием смесей колчеданов, принадлежащих к вышеуказанным группам (6—1).

Так при окислении марказита довольно интенсивно идет следующая реакция:

$$FeS_2 + 2O_2 = FeSO_4 + S.$$

В результате первой стадии окисления колчеданов в слабом водном растворе щелочи, насыщенном кислородом, в случае пирита и марказита образуются сернистокислые и серноватистокислые соли, а в случае пирротина — одни серноватистокислые соли, но в большем количестве, чем сумма тех и других в предыдущих случаях. Расход кислорода обычно также получается больший в случае пирротина, а наименьший — в случае пирита.

Таким образом из этих трёх минералов пирротин надо признать наиболее нежелательным при цианировании.

Серноватистокислые соли, образующиеся в щелочных растворах, затем окисляются с образованием сернокислых солей:

$$Na_2S_2O_3 + 2NaOH + 2O_2 = 2Na_2SO_4 + H_2O.$$

В цианистых растворах серноватистокислые соли разлагаются с образованием роданистых солей:

$$Na_2S_2O_3 + NaCN = Na_2SO_3 + NaCNS.$$

Свободная сера, получающаяся от частичного окисления сульфидов (или сера из серноватистокислых соединений, образующихся при действии извести или едкого натра на сульфиды), реагирует с образованием роданистой соли:

$$S + NaCN = NaCNS.$$

В случае быстро окисляющихся колчеданов возможна реакция:

$$FeS_2 + NaCN = FeS + NaCNS.$$

При действии образующихся кислот в случае отсутствия достаточной концентрации защитной щелочи происходят реакции:

$$H_2SO_3 + 2NaCN = Na_2SO_3 + 2HCN,$$
$$H_2SO_4 + 2NaCN = Na_2SO_4 + 2HCN.$$

Соединения закисного железа реагируют в присутствии щелочи следующим образом:

$$FeSO_4 + 2NaOH = \underset{\downarrow}{Fe(OH)_2} + Na_2SO_4;$$

$$Fe(OH)_2 + 2NaCN = \underset{\downarrow}{Fe(CN)_2} + 2NaOH.$$

Цианистое железо при избытке цианида растворяется с образованием железистосинеродистой соли:

$$\underline{Fe(CN)_2} + 4NaCN = Na_4Fe(CN)_6.$$
$$\downarrow$$

В щелочных растворах комплексные цианистые соединения железа не образуют солей тяжелых металлов, так как последние разлагаются щелочью с образованием соответствующего гидрата и железистосинеродистой соли щелочного или щелочноземельного металла:

$$Fe_4[Fe(CN)_6]_3 + 12NaOH = 3Na_4Fe(CN)_6 + 4Fe(OH)_3.$$

В случае отсутствия защитной щелочи может образоваться берлинская лазурь по следующей реакции:

$$3Na_4Fe(CN)_6 + 2Fe_2(SO_4)_3 = Fe_4[Fe(CN)_6]_3 + 6Na_2SO_4.$$

Из приведенной реакции следует, что, в случае появления в чанах синей окраски берлинской лазури, необходимо добавить щелочи. В противном случае потери цианида будут слишком велики и концентрация HCN в окружающей атмосфере может оказаться недопустимой.

Соединения закиси железа в присутствии достаточного количества кислоты образуют голубовато-белый осадок:

$$FeSO_4 + Na_4Fe(CN)_6 = Na_2Fe[Fe(CN)_6] + Na_2SO_4.$$

Этот осадок в присутствии щелочи разлагается с образованием щелочной железистосинеродистой соли и осадка гидрата закиси железа [1].

Аналогичный осадок в отсутствии щелочи железистосинеродистые соединения образуют с растворимыми солями меди:

$$Na_4Fe(CN)_6 + CuSO_4 = Na_2CuFe(CN)_6 + Na_2SO_4.$$

Соединения окиси железа не образуют комплексных цианистых соединений при взаимодействии с цианистым раствором [2].

В присутствии достаточного количества щелочи растворимые соли окиси железа и нерастворимые основные сульфаты разлагаются с образованием осадка гидрата окиси железа, который не взаимодействует с цианистым раствором:

$$Fe_2(SO_4)_3 + 3Ca(OH)_2 = \underset{\downarrow}{3CaSO_4} + \underset{\downarrow}{2Fe(OH)_3};$$

$$\underset{\downarrow}{2Fe_2O_3 \cdot SO_3} + Ca(OH)_2 + 5H_2O \rightarrow \underset{\downarrow}{4Fe(OH)_3} + \underset{\downarrow}{CaSO_4}.$$

Ввиду этого соли закиси железа, образующиеся в процессе обработки, следует возможно скорее перевести в соли окиси и закон-

[1] В отсутствии щелочи, но в присутствии кислорода осадок железистосинеродистой соли закисного железа окисляется с образованием берлинской лазури:

$$4Na_2Fe[Fe(CN)_6] + O_2 + 2H_2SO_4 = Fe_4[Fe(CN)_6]_3 + Na_4Fe(CN)_6 + 2Na_2SO_4 + 2H_2O.$$

[2] Если даже допустить, что в нейтральном растворе образуется цианид окиси железа:

$$Fe_2(SO_4)_3 + 6NaCN = 2Fe(CN)_3 + 3Na_2SO_4,$$

то он разложится вследствие гидролиза:

$$Fe(CN)_3 + 3H_2O = Fe(OH)_3 + 3HCN.$$

чить этот процесс образования гидрата окиси до момента первого контакта с цианистым раствором:

$$FeSO_4 + Ca(OH)_2 = \underset{\downarrow}{Fe(OH)_2} + \underset{\downarrow}{CaSO_4};$$

$$2Fe(OH)_2 + H_2O + {}^1/_2\,O_2 = \underset{\downarrow}{2Fe(OH)_3}.$$

Вышеприведенные реакции взаимодействия с известью указывают на образование двух нерастворимых веществ.

Одно из них, представляющее гидрат окиси железа, не вызывает затруднений в процессе обработки. Другое, представляющее сернокислый кальций, образует нерастворимый осадок, отлагающийся на внутренней поверхности аппаратуры, и вызывает необходимость ее чистки (особенно трубопроводов).

Едкий натр при употреблении в качестве защитной щелочи обходится дороже извести. Он способствует более быстрому разложению некоторых сульфидов и замедляет процесс сгущения, а в некоторых случаях и перколяции.

Растворимые щелочные сульфиды нередко образуются в цианистых растворах в результате взаимодействия с сульфидами железа и с сульфидами серебра [1].

Осаждение растворимых сульфидов может быть произведено соединениями свинца по реакции:

$$Na_2PbO_2 + Na_2S + 2H_2O = \underset{\downarrow}{PbS} + 4NaOH.$$

Если отсутствуют соединения свинца и ртути, то растворимые сульфиды могут образовать нерастворимые сульфиды цинка или свинца в процессе осаждения золота и серебра из цианистых растворов цинком. Растворимые сульфиды в присутствии кислорода взаимодействуют со щелочными цианидами, образуя роданистые соли по реакции:

$$Na_2S + NaCN + {}^1/_2\,O_2 + H_2O = NaCNS + 2NaOH,$$

являясь причиной значительного поглощения кислорода из растворов.

Сернистые щелочи (Na_2S, K_2S), не удаленные из цианистого раствора по одной из вышеприведенных реакций, могут вызывать ряд затруднений в процессе извлечения.

Прежде всего они замедляют растворение золота и серебра, так как являются восстановителями и поглощают кислород с образованием роданистой соли.

Обратимая реакция осаждения серебра сернистыми щелочами из цианистого раствора приводилась выше (§ 16).

Медленно протекающая реакция взаимодействия цианида с сернистым железом, получающимся в результате частичного окисления колчеданов, происходит по следующим уравнениям:

$$FeS + 2NaCN = Fe(CN)_2 + Na_2S \quad (1)$$

$$Fe(CN)_2 + 4NaCN = Na_4Fe(CN)_6 \quad (2)$$

$$Na_2S + NaCN + {}^1/_2O_2 + H_2O = NaCNS + 2NaOH \quad (3)$$

[1] Кроме того в препаратах цианистых солей иногда содержатся сульфиды: Na_2S, CaS, K_2S.

или, суммируя в одном уравнении, получаем:

$$FeS + 7NaCN + H_2O + {}^1/_2 O_2 = Na_4Fe(CN)_6 + NaCNS + 2NaOH.$$

Металлическое железо и сталь в форме листового материала и в виде других изделий практически не взаимодействуют с цианистыми растворами, так как поверхность железа покрыта пленкой окислов.

Тонко измельченное металлическое железо, попадающее в руду вследствие изнашивания рабочих частей дробильной аппаратуры, стальных шаров, стержней и т. д., составляет обычно от ½ до 2½ *кг/т* руды. Оно медленно взаимодействует с цианистыми щелочными солями по реакции:

$$Fe + 6NaCN + 2H_2O = Na_4Fe(CN)_6 + 2NaOH + H_2,$$

так как при измельчении в растворе обнажается свежая поверхность железа. Вследствие этого повышается расход цианида и в некоторых случаях из-за понижения концентрации кислорода в растворе может понижаться и извлечение золота.

Некоторый расход цианида имеет место вследствие растворения соединений закиси железа, образующихся в результате окисления тонко измельченного металла. В случае лежания измельченной руды в разрезах или в процессе предварительного измельчения в воде металлическое железо при действии на него кислот, получающихся в результате окисления сульфидов, может перейти в растворимые соли закиси.

§ 62. Взаимодействие цианистых растворов с соединениями меди и цинка [87]. Понижение активности растворов [81].

Соединения меди, содержащиеся в обрабатываемой руде, являются причиной образования комплексных цианистых соединений.

Металлическая медь и соединения меди в форме закиси, окиси, гидрата окиси, сульфата и основных карбонатов (малахит и азурит) почти количественно и довольно быстро растворяются в цианистых растворах.

Простые сульфиды, такие как халькозин Cu_2S и ковеллин CuS, а также некоторые другие медные минералы (борнит, энаргит и тетраэдрит) весьма полно (хотя несколько медленнее, чем окисленные минералы) взаимодействуют с цианистыми растворами и образуют растворимые соединения. Хризоколла $CuSiO_3 \cdot 2H_2O$ весьма слабо взаимодействует с цианистым раствором.

Меньше всего медь переходит в раствор из халькопирита $CuFeS_2$, причем растворение последнего, повидимому, начинается после предварительного разложения, происходящего вследствие его окисления.

В табл. 41 приводятся результаты определения взаимодействия различных медных минералов с цианистым раствором.

При действии избытка цианистого раствора на сернокислую соль меди происходят следующие реакции:

$$2CuSO_4 + 4NaCN = Cu_2(CN)_2 + 2Na_2SO_4 + (CN)_2,$$
$$Cu_2(CN)_2 + 4NaCN = 2Na_2Cu(CN)_3.$$

При взаимодействии гидрата окиси и карбоната меди с раствором щелочного цианида растворение происходит следующим образом:

$$2Cu(OH)_2 + 8NaCN = 2Na_2Cu(CN)_3 + 4NaOH + (CN)_2;$$
$$2CuCO_3 + 8NaCN = 2Na_2Cu(CN)_3 + (CN)_2 + 2Na_2CO_3.$$

Таблица 41

Взаимодействие медных минералов и металлической меди с цианистым раствором

(по Ливеру и Вульфу)

Агитация производилась 24 часа при 45°. Отношение $Ж:Т = 10:1$.
Концентрация раствора 0,1 % NaCN и 5 *кг/т* CaO

Название минерала	Химическая формула	Содержание меди %		Растворение Cu, %	Переход в раствор других составных частей
		в руде	в хвостах		
Металлическая медь	Cu	0,267	Нет	100	
Куприт	Cu_2O	0,234	»	100	
Малахит	$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	0,244	»	100	
Азурит	$2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	0,254	»	100	
Халькозин	Cu_2S	0,244	»	100	
Борнит	Cu_3FeS_3	0,264	Следы	99	Небольшое количество растворимых сульфидов
Энаргит	$Cu_3As_3S_4$	0,213*	0,053	75,1	Небольшое количество растворимых сульфидов и мышьяка
Тетраэдрит	$Cu_8Sb_2S_7$	0,183	0,103	43,7	Следы сурьмы в растворе
Хризоколла	$CuSiO_3 \cdot 2H_2O$	0,254	0,214	15,7	
Халькопирит	$CuFeS_2$	0,497	0,456	8,2	

Характерной особенностью приведенных реакций является то, что в присутствии избытка цианида медь восстанавливается до одновалентной. Это происходит за счет окисления цианида, которое приводит к образованию дициана $(CN)_2$.

При действии раствора щелочного цианида на сернистую медь происходят следующие реакции:

$$2Cu_2S + 4NaCN = 2Na_2S + 2Cu_2(CN)_2 \quad (1)$$

$$Cu_2(CN)_2 + 2Na_2S + 2H_2O + O_2 = Cu_2(CNS)_2 + 4NaOH. \quad (2)$$

В одном уравнении они могут быть представлены следующим образом:

$$2Cu_2S + 4NaCN + 2H_2O + O_2 = Cu_2(CNS)_2 + Cu_2(CN)_2 + 4NaOH.$$

Образующиеся соли цианистой и роданистой меди растворяются в цианистом растворе. Состав растворимого соединения роданистой меди не может считаться окончательно установленным. Наиболее вероятным является образование цианистого комплекса роданистой меди с шестью молекулами цианида. В этом случае растворение роданида меди может быть представлено реакцией:

$$Cu_2(CNS)_2 + 6NaCN = 2Na_3Cu(CNS) \cdot (CN)_3.$$

Цианистая медь растворяется с образованием комплексной соли по реакции:

$$Cu_2(CN)_2 + 4NaCN = 2Na_2Cu(CN)_3.$$

При взаимодействии с роданидами, обычно образующимися при цианировании сульфидных руд, цианистая соль может перейти в роданистую:

$$Na_2Cu(CN)_3 + NaCNS = Na_3Cu(CNS) \cdot (CN)_3.$$

В результате весьма активного взаимодействия цианистого раствора с многими медными минералами присутствие меди в количестве десятых долей процента в форме окисленных (и некоторых сульфидных) минералов может сделать нерентабельным процесс цианирования, если только не применяются специальные методы обработки.

Иногда в присутствии меди серебро трудно поддается извлечению цианированием. Это может быть связано с нахождением его в составе минералов: $Cu_2S \cdot Ag_2S$ (стромейерит) и $Cu_2S_3 \cdot Ag_2S$ (джалпаит).

Характерной особенностью медных минералов является резкое уменьшение взаимодействия с цианистыми растворами при понижении концентрации последних. На этом основана практика цианирования медистых золотых руд слабыми растворами.

Минералы цинка сравнительно редко встречаются в золотых рудах. Окисленные минералы весьма легко растворяются в цианистом растворе:

$$ZnCO_3 + 4NaCN = Na_2Zn(CN)_4 + Na_2CO_3.$$

Сульфид цинка (сфалерит) в руде, не подвергшейся окислению, слабо взаимодействует с цианистым раствором с образованием комплексного соединения цинка и роданистой соли. При этом нужно заметить, что цинковая обманка из одних месторождений больше взаимодействует с цианидом, чем из других.

Частично окисленный сфалерит значительно больше взаимодействует с цианистым раствором, повышая расход реактивов.

В табл. 42 приводятся результаты опытов по определению перехода в раствор различных цинковых минералов.

Таблица 42

Взаимодействие цинковых минералов с цианистым раствором
(по Ливеру и Вульфу)

Агитация производилась 24 часа при 45°. Отношение $Ж:Т = 5:1$.
Концентрация раствора 0,2% NaCN. Измельчение 100 меш.

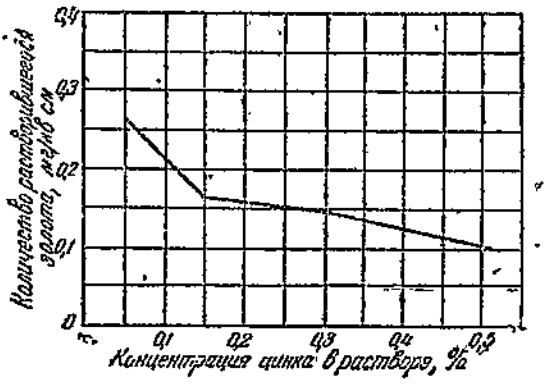
Минерал	Химическая формула	Содержание Zn, %		Растворение цинка, %
		в руде	в хвостах	
Смитсонит	$ZnCO_3$	1,22	0,73	40,2
Цинкит	ZnO	1,22	0,79	35,2
Гидроцинкит	$3ZnCO_3 \cdot 2H_2O$	1,36	0,87	35,1
Франклинит	$(Fe, Zn, Mn)O\ (Fe, Mn)_2O_3$	1,19	0,95	20,2
Сфалерит (цинковая обманка)	ZnS	1,36	1,11	18,4
Каламин	$ZnO.SiO_2.H_2O$	1,19	1,03	13,4
Виллемит	$ZnSiO_4$	1,22	1,06	13,1

Весьма значительное количество цинка переходит в состав цианистого раствора в процессе осаждения, которое почти всюду производится цинковой пылью или цинковой стружкой (см. гл. XI).

Присутствие в цианистых растворах меди и цинка (в форме комплексных цианистых соединений) вызывает понижение активности цианистых растворов (в отношении извлечения золота и серебра). Величина понижения процента извлечения весьма сильно колеблется, так как большое количество примесей в растворе не при всех условиях снижает его активность в равной мере.

Понижение активности в присутствии примесей называется утомляемостью цианистых растворов [88].

Причина утомляемости цианистых растворов состоит в накоплении примесей в рабочем растворе, в результате этого происходит падение растворяющей способности загрязненного раствора по сравнению со свежим, имеющим ту же концентрацию свободного цианида. Это можно объяснить адсорбционными явлениями, происходящими на границе раздела металла и раствора.



Фиг. 111. Понижение скорости растворения золота в цианистом растворе в присутствии цинка

Наиболее четкое понижение активности происходит при накоплении меди и цинка [81, 87, 88]. Характер самого золотосодержащего объекта оказывает существенное влияние. Одна и та же концентрация примесей при одинаковой концентрации свободного цианида оказывает различное влияние в зависимости от минералогического состава руды.

В результате действия примесей возникают пленки на поверхности частиц золота, механически затрудняющие растворение.

Наиболее активно в этом направлении действуют медисто- и цинкосинеродистые соли. При увеличении концентрации меди (фиг. 110) и цинка (фиг. 111) в растворе происходит непрерывное падение скорости растворения золота и серебра. Образование пленок происходит, начиная с таких концентраций, как меди 0,03% и цинка 0,05%.

Наиболее плотная пленка образуется на поверхности золота при взаимодействии с медистосинеродистой и наименее плотная — с железистосинеродистой солью. Это объясняется меньшей стойкостью медной соли $Na_2Cu(CN)_3$, переходящей в соединение $NaCu(CN)_2$ с меньшим содержанием цианида, способное разлагаться с выделением цианистой меди $Cu_2(CN)_2$.

В производственных условиях цианирования происходит частичное удаление пленок с поверхности золотин в результате механического трения в процессе агитации пульпы.

При цианировании в шаровой мельнице пленки удаляются еще более интенсивно.

Таким образом степень утомляемости раствора зависит не только от его состава, но и от условий выщелачивания этим раствором.

Наиболее интенсивно она сказывается в процессе перколяции, в меньшей степени — при агитации и еще меньше — при выщелачивании в шаровых мельницах.

Иногда утомляемость в большей степени проявляется при совместном нахождении в растворе примесей, например, соединений цинка в присутствии железистосинеродистой соли.

Кроме рассмотренных случаев утомляемость сказывается при наличии в растворе соединений сурьмы. В этом случае процент извлечения понижается как вследствие поглощения кислорода из раствора, так и в результате самого присутствия сурьмянистых соединений, образующих пленки на поверхности растворяющегося металла.

§ 63. Взаимодействие цианистых растворов с соединениями ртути и свинца

Металлическая ртуть слабо растворяется в цианистых растворах. Несравненно быстрее растворяются химические соединения ртути, присутствующие в руде в виде минералов (например, — колорадоита), а в лежалых хвостах после амальгамации руды — в форме окиси. В этих случаях ртуть извлекается совместно с золотом. Окись ртути хорошо растворяется по следующей реакции:

$$HgO + 4NaCN + H_2O = Na_2Hg(CN)_4 + 2NaOH.$$

При обработке цианистым раствором закиси или хлористой ртути (HgCl) половина ее восстанавливается до металла:

$$2HgCl + 4NaCN = Hg + Na_2Hg(CN)_4 + 2NaCl.$$

Окись ртути почти полностью растворяется. Сернистая и металлическая ртуть почти не переходят в цианистый раствор.

Медленное растворение ртути в цианистых растворах происходит по следующей реакции:

$$Hg + 4NaCN + H_2O + {}^1/_2 O_2 = Na_2Hg(CN)_4 + 2NaOH.$$

Соединения свинца иногда намеренно прибавляют к растворам при цианировании в виде глета, уксуснокислой или азотнокислой соли.

Иногда для этой цели добавляют в измельчающие аппараты окисленную свинцовую руду (содержащую $PbCO_3$). Свинец переходит в небольших количествах в щелочные растворы с образованием плюмбита Na_2PbO_2, который, реагирует с растворимыми сульфидами (и в некоторой мере с роданидами) и образует при этом PbS.

Удаляя из раствора Na_2S, свинец облегчает растворение серебра, находящегося в форме аргентита Ag_2S, но он не оказывает такого действия на сложные сульфосоли серебра. Ртуть, переходящая в раствор, аналогичным образом осаждает серу из растворимых сульфидов в виде HgS.

Свинцовый блеск, часто встречающийся в рудах золота и серебра, в неокисленной форме весьма мало взаимодействует с цианистыми щелочами, но при длительном контакте образуются в некотором количестве роданистая соль (NaCNS) и плюмбит.

ГЛАВА ВОСЬМАЯ

ЦИАНИРОВАНИЕ ПЕРКОЛЯЦИЕЙ

§ 64. Скорость перколяции и требования, предъявляемые к нагрузке чана

Скорость перколяции, представляющая понижение уровня раствора над загрузкой песка в чане в единицу времени, измеряется в сантиметрах или миллиметрах в час[1]. Она является основной характеристикой материала, поступающего в перколяцию.

Скорость перколяции представляет функцию:

1) пористости материала[2],
2) степени его заиленности и
3) высоты загрузки в чане.

Цианированию перколяцией подвергают материал, для которого скорость перколяции составляет не менее 2 *см/час*. Материал, уровень раствора над которым понижается медленнее, чем на 2 *см/час*, обрабатывать перколяцией невыгодно. В некоторых случаях для ускорения перколяции и улучшения аэрации (т. е. насыщения воздухом) применяют отсасывание раствора путем присоединения вакуума к пространству между днищем чана и фильтром, на который загружается песок. Удовлетворительной скоростью перколяции считают 3 *см/час*, а хорошей — начиная с 8 *см/час* и выше.

На понижение скорости перколяции весьма влияет содержание в песке примеси глинистого и вообще коллоидного материала, а также неоднородность по крупности зернистой части песка. При повышенном содержании илов в плохо классифицированных песках фильтрация происходит медленно, окончание перколяции затягивается, увеличивается количество влаги, задерживаемой эфелем, и процент извлечения золота из цианируемого материала понижается.

Вообще с уменьшением размера зерен песка скорость перколяции понижается. Наряду с этим иногда песок, легко поддающийся перколяции, может перколироваться хуже, если его смешать с более крупным материалом, который в отдельности поддается перколяции также хорошо. Скорость перколяции смесей уменьшается при определенном подборе размеров частиц, когда более мелкие при смешении плотно упаковываются в промежутки, остающиеся между более крупными.

Глубина нагрузки чана также влияет на скорость перколяции. С увеличением глубины нагрузки песка происходит соответствующее падение скорости перколяции.

---

[1] В Америке и Англии — в дюймах в час.

[2] Скорость просачивания раствора через каналы, образуемые порами песка, значительно выше, чем скорость перколяции. Принимая пористость песка равной около 50%, скорость просачивания через поры следует считать в два раза большей, чем скорость перколяции.

В практике известны случаи применения перколяции к цианированию неклассифицированной руды непосредственно после сухого измельчения (полная перколяция), но в большинстве случаев это оказывается невыполнимым по причине малой скорости перколяции из-за значительного содержания в песке мелких классов.

Условия обработки песков перколяцией во многом зависят от способа их загрузки в перколяционные чаны. Загрузка должна удовлетворять следующим требованиям: 1) частицы песка, относящиеся к различным классам по крупности, должны быть равномерно распределены во всей массе нагрузки; 2) нагрузка должна быть максимально рыхлой, т. е. содержать больше пор, обеспечивающих доступ воздуха, а следовательно, хорошее накислороживание и быстрое просачивание растворов; 3) в нагрузке должны отсутствовать пустоты в виде каналов, так как при последующей заливке растворов и промывке водой они являются причиной образования промоин, через которые протекают растворы, не затрагивая или затрагивая в весьма малой степени остальную часть песковой нагрузки.

§ 65. Устройство чанов

Перколяция осуществляется в деревянных или железных чанах цилиндрической или прямоугольной формы с плоскими днищами. Чаны имеют ложные днища, покрытые фильтрующей материей. Чаще встречаются деревянные чаны цилиндрической формы. Железные чаны в случае больших размеров делаются прямоугольными[1].

Вместимость чанов обычно составляет 80—150 *т*. На больших предприятиях (преимущество Рэнда) встречаются чаны на 400—800 *т*, а на предприятиях малого масштаба — на 25—70 *т*.

Для изготовления деревянных чанов употребляют плахи или так называемую клепку из хорошо просушенного леса. В Советском Союзе для этой цели чаще пользуются сосной или лиственницей и реже — пихтой.

Клепка берется шириной 150—220 *мм* и хорошо пригоняется встык так, чтобы избежать течи чанов; толщина клепки 60—100 *мм*. Уплотнение достигается давлением обручей; поэтому она обычно не имеет пазов или замков. Для большего уплотнения стыков клепку с боков предварительно околачивают молотками.

Деревянные чаны стягиваются железными обручами из круглого или полосового железа. Размеры, число и расположение обручей берутся в соответствии с расчетом чана. Для стягивания обручей концы их нарезают и пропускают через соединительную муфту, после чего на концы навинчивают гайки, которыми стягивают обруч. У больших чанов обручи делаются секционными. Места стягивания ординарных или секционных обручей располагаются в шахматном порядке на стенке чана.

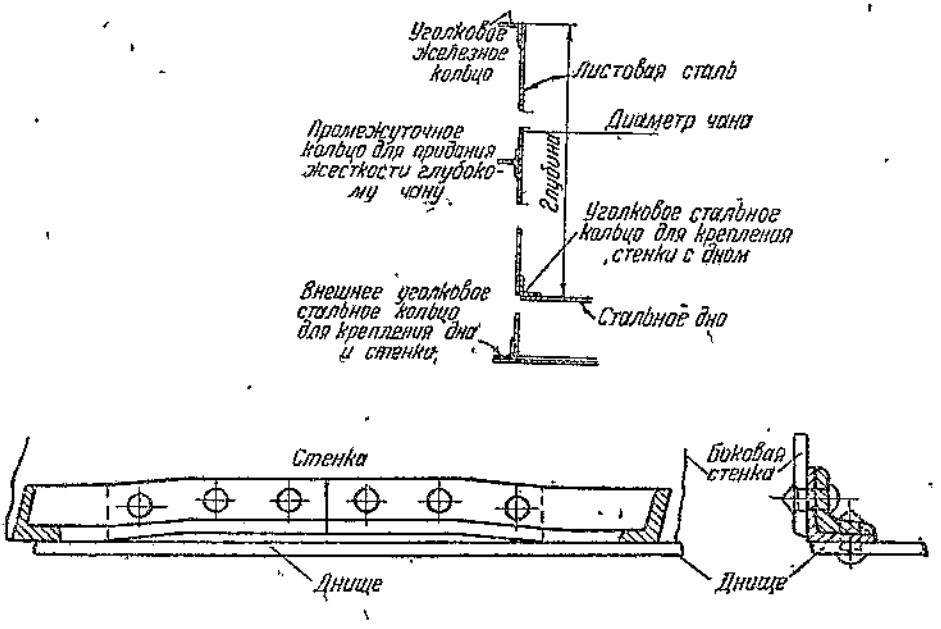
При установке обручей нужно следить за плотным прилеганием их к клепкам.

---

[1] В некоторых случаях прямоугольные железные чаны делаются со специальными целями и на небольшую вместимость. Так, например, при скреперной выгрузке в Рэндсбурге [89] применяются низкие прямоугольные чаны емкостью на 160 т.

Днище деревянного чана собирается из досок такой же толщины, как и клепки, идущие на изготовление цилиндрической части чана. Они берутся несколько шире бортовой клепки и соединяются рейками (10 × 25 *мм*), которые загоняются в пазы (10 × 12,5 *мм*) боковых сторон досок, образующих стык. В клепках делают пазы соответственно толщине досок днища, и последние насаживают на обрез собранного днища. Пазы клепок образуют непрерывное кольцо глубиной около 30 *мм*, находящееся на высоте не менее 100 *мм* от нижнего конца клепок.

Железные чаны делаются из листового железа, толщина которого берется по расчету; швы делаются клепаными или сварными. Соеди-



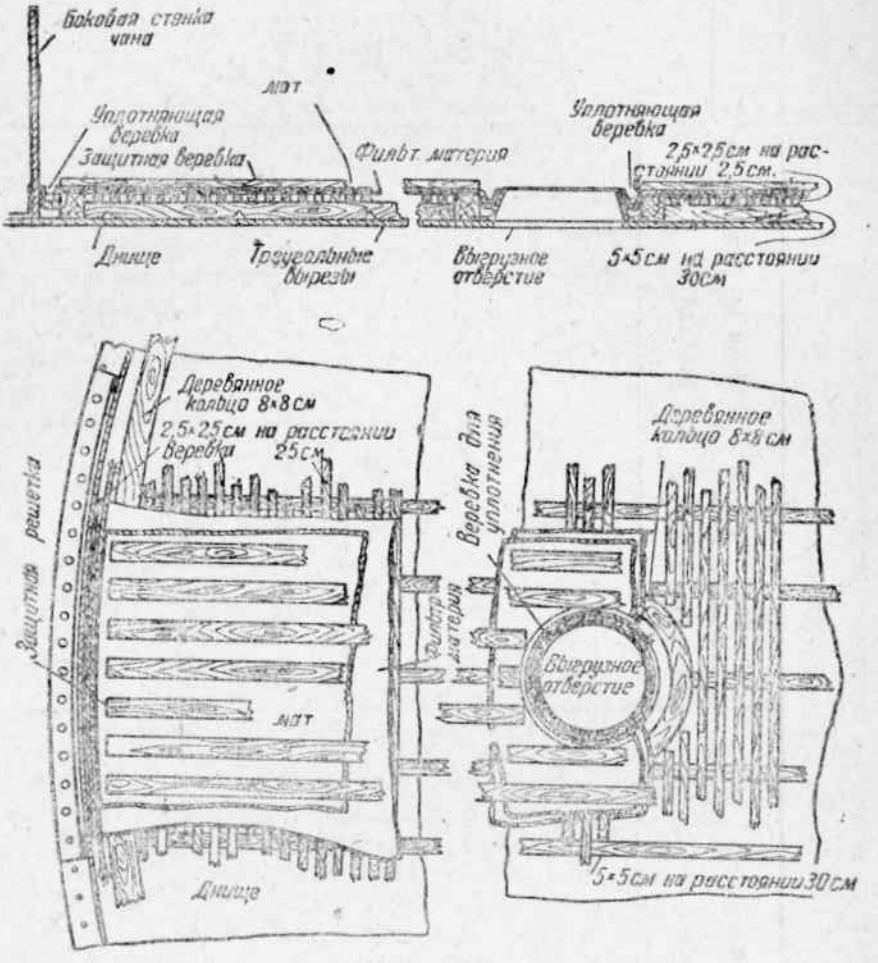
Фиг. 112. Соединение стенок с днищем и укрепление стенок (посредине) в железных чанах

нение стенок чана с днищем достигается укреплением уголковым железом (фиг. 112). Такое же укрепление производится по верхнему краю чана, а у глубоких чанов — также по середине чана тавровым железом.

Железные чаны стоят дороже деревянных, но имеют существенное преимущество перед последними, так как они прочнее, не дают течи и стенки их не впитывают растворов. Железные чаны имеют несомненные преимущества: 1) в районах с жарким климатом (где дерево рассыхается); 2) при затруднениях с получением на месте подходящего материала для клепки и 3) при обработке руд с высоким содержанием золота, дающих богатые растворы. Кроме того, в случае применения пневматических устройств, состоящих в приспособлениях для продувания воздуха через песок или в отсасывании растворов, железные чаны имеют особенное преимущество перед деревянными.

Типизированные размеры деревянных перколяционных чанов представлены в табл. 43.

Возможность перколяции песков в чанах обеспечивается устройством ложных или фильтрующих днищ. Основа этого фильтра со-



Фиг. 113. Разрез и план фильтра перколяционного чана

стоит из деревянных параллельных брусьев (100 × 100 *мм*), которые кладутся с промежутками[1] между ними в 1 *м*. На первый ряд брусьев вкрест ему накладывают второй ряд (обычно меньшего сечения) с промежутками по 150 *мм*. На нижней поверхности брусьев первого ряда делают трехугольные прорезы (фиг. 113) размером 55 × 20 *мм* для того, чтобы под ними раствор мог свободно стекать по днищу чана в направлении к выпускному отверстию.

[1] Иногда делают более частую решетку из брусьев 50 × 75 *мм* на расстоянии один от другого в 300 *мм*. Тогда следующий ряд делается из брусьев 25×35 *мм* с расстоянием 250 *мм*.

Таблица 43

Типизированные размеры перколяционных чанов

(Гипрозолото)

Размер чана			Вместимость, *т*	Число люков	Размер клепки, *мм*		Объем дерева, $м^3$	Число обручей	Вес, *кг*	
диаметр, *м*	высота, *м*	полезный объем, $м^3$			боковой	днища			обручей	люков
5	2,5	37	50	2	75 × 150	100 × 200	6,5	9	350	300
6	2,5	53,5	70	2	75 × 150	100 × 200	8,5	9	420	300
7	2,5	74	100	2	75 × 150	100 × 200	11	9	600	300
8	3	120	150	4	100 × 200	100 × 220	16,5	11	1100	600
9	3	153	200	4	100 × 200	100 × 220	20	11	1200	600
10	3,5	227	300	4	100 × 200	100 × 220	25	11	2300	600

На верхний ряд брусьев помещают покров фильтра, который может иметь различное устройство. В некоторых случаях на верхний ряд брусьев настилают круг, сшитый из холста, бязи или другой материи. Диаметр этого круга берется (на 500—600 *мм*) большим, чем диаметр самого чана. На поверхности материи помещают кокосовые (или пеньковые) маты или циновки. На последние вкрест верхнему ряду брусьев накладывают решетку из планок (30 × 75 *мм*) с промежутками между ними в 100—150 *мм*. Назначение этой решетки — защищать холст от повреждений лопатами. Планки пришиваются гвоздями к верхнему ряду брусьев, на который настилается холст. Решетку удобнее делать в виде секций такого размера, чтобы двое рабочих могли легко поднимать ее для очистки от песка или ила, забившихся вследствие прохождения через фильтр.

Уплотнение фильтрующей материи по краям фильтра производится путем забивания краев холста в кольцевой зазор между деревянной решеткой фильтра и стенкой чана. Для этого решетка делается на 50 *мм* меньше в диаметре, чем диаметр чана. Края фильтровальной материи прижимаются к непрерывному ободку, который делается из гибких деревянных планок, прижатых к обрезу фильтра (чтобы создать прокладку для забивания веревки и деревянных секторов в кольцевой паз между краем фильтра и стенкой чана).

Если применяется решетка, состоящая из секторов, в кольцевой паз укладывается деревянное кольцо сечением 75 × 75 *мм* так, чтобы между ними и стенкой остался зазор в 20—25 *мм*, в который забивается веревка (диаметром около 12 *мм*).

У деревянного чана края матерчатого круга могут натягиваться на несколько сантиметров выше уровня фильтра. В этом случае они пришиваются к стенкам чана гибкими деревянными планками. У железного чана уплотнение обычно достигается забиванием веревки и деревянных секторов в кольцевое пространство между фильтром и стенкой.

Для выпуска раствора из чана через днище проходит одна или несколько труб 40—75 *мм* в диаметре, заделанных изнутри чана.

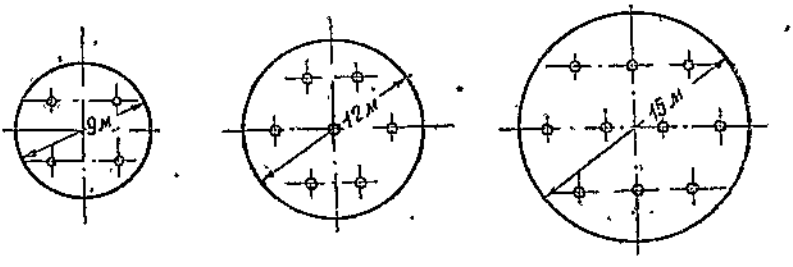
Пески после окончания обработки выгружаются через люки, которые представляют отверстия в днище чана, закрываемые крышками. Число люков и их расположение в днище определяются условиями выгрузки и размерами чана. Люки имеют круглую форму и закрываются снизу чугунными крышками. Уплотнение фильтра вокруг выгрузных отверстий производится так же, как и по краям фильтра у стенок чана.

При механических методах выгрузки требуется одно выгрузное отверстие в центре чана. В случае ручной выгрузки на одну или несколько конвейерных лент или в вагонетки для удобства обслуживания устраивается (в зависимости от размера чана) от 2 до 10 люков. По практике Рэнда [6] число отверстий при ручной выгрузке устанавливается, исходя из 20 $м^2$ днища на одно отверстие. Расположение отверстий в перколяционных чанах различных размеров показано на фиг. 114, на которой можно также видеть зависимость числа отверстий от размера чана. Чаны с диаметром 10 *м* имеют 4 отверстия, а 17-метровые — 10 отверстий. Расположение отверстий должно соответствовать направлению рельсовых путей разгрузочных вагонеток, или направлению движения конвейерных лент. Обычный размер выгрузных отверстий составляет 400 *мм*. На фиг. 115 показана конструкция люка Вуда.

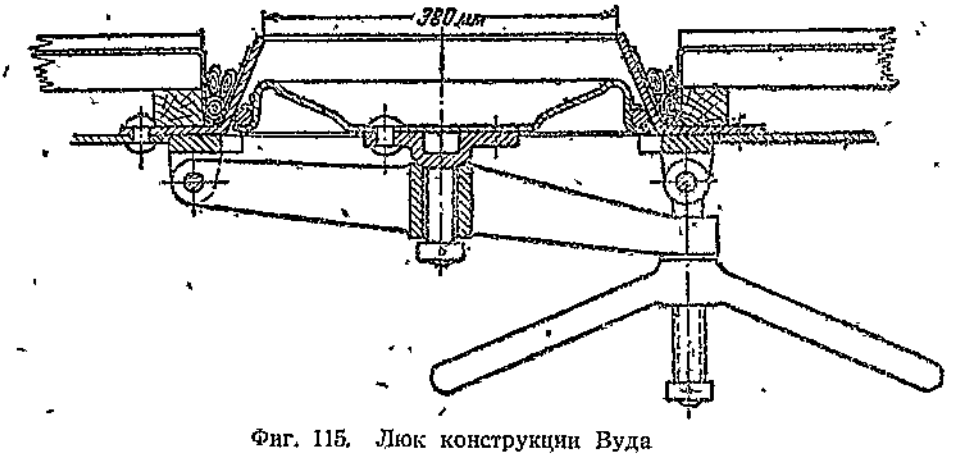
Для большей водонепроницаемости перед загрузкой чана песками люк изнутри обмазывается глиной и забивается смесью песка с глиной или одним песком.

§ 66. Загрузка песков в чаны

Гидравлическая загрузка чанов песками заключается в смывании последних по желобам или трубам в чаны, в которых распределение материала осуществляется посредством специального устройства. Наиболее распространенным типом распределителя песков при загрузке в круглые чаны является распределитель Бэттерса и Мейна (фиг. 116).



Фиг. 114. Расположение отверстий в днище перколяционных чанов различного размера



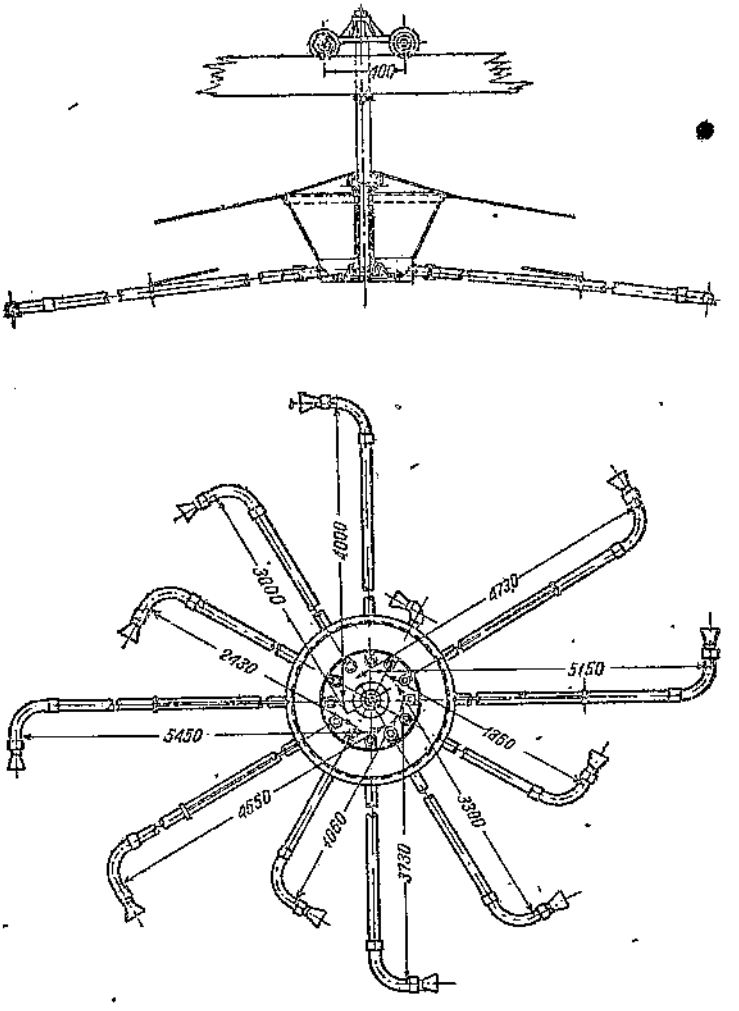
Фиг. 115. Люк конструкции Вуда

При помощи этого распределителя в чан загружаются или классифицированные пески или неклассифицированная пульпа, разделение которой на пески и ила в некоторых случаях может производиться в самом перколяционном чане. В последнем случае пески осаждаются в чане, а ила сливаются через борт в периферический жолоб.

Распределитель состоит из круглой воронки, вращающейся в центре чана. От нее в радиальных направлениях расходятся трубы, загнутые на концах так, что направление струи, вытекающей из насадки, образует прямой угол с осью трубы. Насадки делаются сплющенными, чтобы придать струе веерообразное очертание. Длина труб различная и рассчитана таким образом, чтобы каждая труба выгружала пульпу при вращении распределителя на кольцеобразную площадь, равную по величине площадям, обслуживаемым другими

трубами. Вращение распределителя происходит вследствие давления вытекающей струи (по принципу сегнерова колеса). Расположение труб и число их зависят от размера перколяционного чана (фиг. 117).

В настоящее время распределители делаются передвижными на суточную производительность 75—400 т песков; они обслуживают ряд чанов с диаметром 6—12 м [6, 86].



Фиг. 116. Распределитель Бэттерса и Мейна подвесного типа (Гипрозолото)

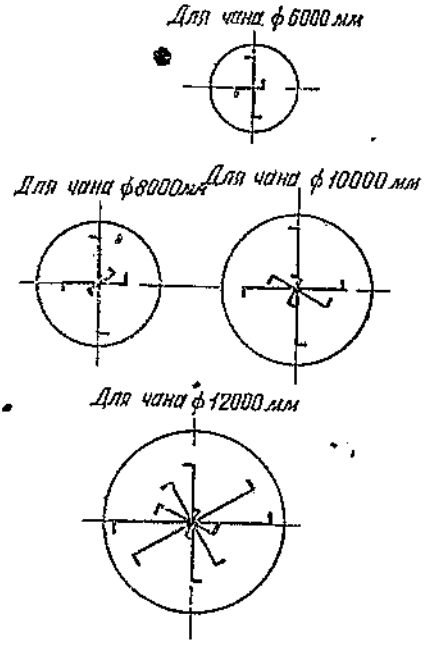
Загрузка рукавом представляет немеханизированный способ гидравлической загрузки. При этом способе пульпа предварительно направляется в конус или шпицкастен, из которого отстоявшийся песок поступает в широкий рукав, направляемый рабочим в ту или иную часть чана, чтобы получить равномерный слой песка. Слив воды и ила осуществляется так, как было описано при рассмотрении распределителя Бэттерса и Мейна.

Качество загрузки по этому способу может быть высоким, но оно зависит от квалификации рабочего [88].

На Рэнде применялась ранее двойная обработка песка в чанах. Последние располагались в два этажа, причем перегрузка происходила из верхнего ряда чанов в нижний.

Установлено, что более высокое извлечение получается в том случае, если песок смачивается цианистым раствором до того, как он переносится во второй чан, предназначенный для окончательного выщелачивания перколяцией [6, 88].

При гидравлической загрузке песков из отвалов производится гидравлическая разработка — посредством смывания по желобам. На предприятии Ассошиэтед Гольд Майнс в Западной Австралии, перерабатывающем большие отвалы хвостов, подача на цианистый завод производится путем гидравлической разработки.



Фиг. 117. Число и расположение труб распределителя в зависимости от размера перколяционного чана

Наряду с рассмотренными способами загрузки песков в перколяционные чаны иногда производится загрузка непосредственно в центр заполняемого чана (при малых чанах). Такой способ загрузки дает неравномерное распределение песка в чане по крупности. Более тяжелые частицы оседают скорее и ближе к центру чана. Вследствие этого нагрузка состоит как бы из отдельных конусов, налегающих один на другой.

Загрузка сухих или влажных песков, называемая сухой загрузкой, обычно производится ленточными конвейерами с опрокидыванием песков в чан при помощи специальной передвижной каретки (фиг. 118). В этом случае непрерывная гибкая резиновая лента конвейера проходит над рядом чанов и передвижная каретка для сбрасывания песка последовательно устанавливается над каждым чаном. Каретка может передвигаться по рельсам, положенным по бокам ленты.

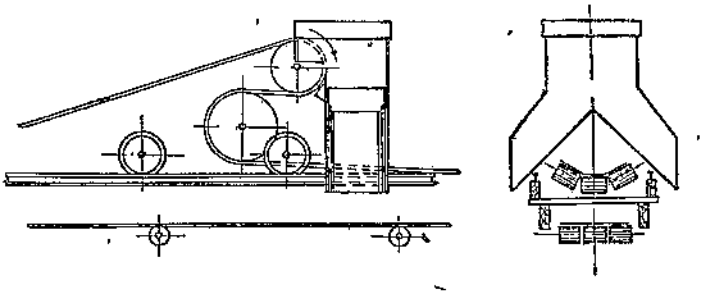
В некоторых случаях применяется прерывистая подача при перегрузке с ленты на ленту над центром чана. В зависимости от установки сбрасывателя песок по двум желобам ссыпается в чан или перегружается на следующую ленту.

Непрерывная лента имеет существенное преимущество перед прерывистой подачей с ленты на ленту, так как каретка в первом случае может устанавливаться над различными точками по диаметру чана, в то время как во втором случае следует задалживать рабочую силу для разгребания загружаемого песка от центра чана к периферии.

Значительное улучшение распределения песка в чане может быть достигнуто разбрасыванием загружаемого материала при помощи распределителя или аэратора Блэйсделла (фиг. 119), который дает равномерное и рыхлое распределение.

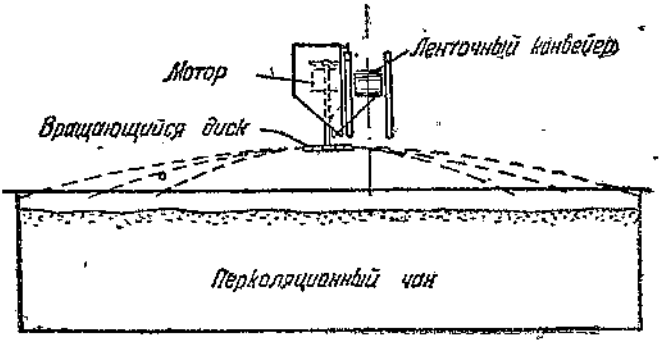
Рабочая поверхность аппарата представляет горизонтальный диск, с поверхности которого песок сбрасывается в результате значитель-

ной центробежной силы, развивающейся при быстром вращении. Диск вращается на шпинделе, укрепленном в центре и приводимом в движение с переменным числом оборотов. Песок подается к центру диска и под действием центробежной силы сбрасывается с его поверхности с различной скоростью в разные участки загружаемого



Фиг. 118. Каретка для сбрасывания песков с ленты в чан

чана. Вследствие большой пористости загрузки песок занимает в чане объем значительно больший, чем в чане-коллекторе, достигая объемного веса 1 *т/м*³, против 1,4 *т/м*³ при обычных методах загрузки чанов. Слабой стороной в работе распределителя Блэйсделла является то, что он требует к себе большого внимания. Во избежание однобокого действия надо следить за распределением песка по поверхности диска, таким образом действие распределителя не является вполне автоматическим. Кроме того, поверхность песка в чане после загрузки получается приподнятой к краям чана, что не дает возможности правильно довести загрузку до конца [6].



Фиг. 119. Аэратор Блэйсделла

Сухая загрузка на небольших летних эфельных заводах производится с помоста над чанами из вагонеток или таратаек, завозимых на настил помоста. Помост делается из накатника с промежутками в 7—10 *см*, на который опрокидывается содержимое вагонетки или таратайки. На эти заводы пески подаются в большинстве случаев из отвалов хвостов амальгамационных фабрик. При подаче песков в вагонетках по помосту прокладывается рельсовый путь в одну или две колеи. Загрузку ведут с одновременным разравниванием лопатами поступающих в чан песков. Подачу песка в чан заканчивают, когда уровень песка в чане будет на 30 *см* ниже кромки чана.

Более механизированный метод сухой загрузки песков с подъемом и транспортировкой посредством скреперов применяется на ряде перколяционных заводов [89]. Такого рода загрузка и выгрузка перколяционных чанов известны по практике цианирования бедных хвостов амальгамационной фабрики в Рэндсбурге (Калифорния). На

этом предприятии, обрабатывавшем 160 *т* в сутки, загрузка (и выгрузка) чанов производится скрепером, приводимым в действие трехбарабанным электрическим подъемником с мотором в 75 *л. с.* Ковш скрепера движется на подвеске по стальному канату. Последний закрепляется на мачте, которая устанавливается наверху эфельного отвала и может переставляться так, чтобы скрепер проходил над чаном, в который производится загрузка.

§ 67. Выщелачивание перколяцией

При обработке песков, вызывающих высокий расход цианида, иногда до заливки цианистого раствора через нагрузку продувают воздух. В Хомстэке, при цианировании руды с содержанием соединений закисного железа применяют повторную аэрацию нагрузки [90 — стр. 151]. Аэрация песка в перколяционных чанах после их загрузки производится продувкой воздуха, вводимого под низким давлением в пространство под фильтр чана. Давление при этом должно быть немного более сопротивления столба песка.

На том же предприятии дренирование нагрузки после аэрации дает возможность удалить с водой сернокислые и сернистокислые соли.

Пески, которые содержат кислоты и сернокислые соли тяжелых металлов (вызывающие значительный расход цианида), иногда до заливки растворов промывают водой, щелочью или кислотой. При наличии некоторых примесей или при очень низком содержании защитной щелочи цианирование производится растворами пониженной концентрации.

Заливка цианистых растворов в перколяционный чан производится периодически или непрерывно. Периодическая заливка включает периоды дренирования песка, в течение которых дают возможность стечь предыдущему раствору. Песковая нагрузка до заливки следующего раствора подвергается аэрации. Это достигается засасыванием воздуха в каналы раствором, вытекающим из чана. Для этого, пропитав нагрузку раствором, выпускают его. Песок дренируется в течение нескольких часов, после чего производят заливку следующей порции раствора.

При непрерывной заливке раствор закачивают так, чтобы загруженный материал все время был пропитан цианистым раствором.

Периодическая заливка почти всегда дает лучшие результаты, чем непрерывная, вследствие дополнительной аэрации во время дренирования песка. Цианистые растворы, проходящие первыми через перколируемый песок, иногда почти не содержат кислорода. Это указывает на недостаточную аэрацию песка и объясняет причину того, что нередко золото растворяется только в конце процесса перколяции.

Дренирование досуха между отдельными промывками в сравнении с непрерывным выщелачиванием дает повышение извлечения до 25%.

Заливка растворов производится в следующей последовательности: крепкие, средние, слабые и промывная вода. Иногда одну из этих категорий растворов выпускают (средние или слабые растворы). В других случаях заливку крепких растворов производят в два приема, увеличивая этим продолжительность аэрации и общую продолжительность обработки крепким раствором (снижая время отдельных контактов).

Концентрация растворов зависит от расхода цианида и от особенностей золота и его распределения в руде. При кварцевой руде, вызывающей небольшой расход цианида (0,2—0,3 *кг/т*), концентрацию растворов принимают: первого — 0,12%, NaCN, второго — 0,06% и третьего — 0,03%.

В случае большего расхода цианида соответственно повышают концентрацию растворов с тем, чтобы к концу периода обработки концентрация была не ниже определенного предела.

Во избежание высокого расхода цианида концентрацию цианистых растворов снижают, что, конечно, возможно только в случае характера руды, допускающего извлечение золота растворами пониженной концентрации.

Снижение концентрации растворов возможно при весьма мелком золоте в руде, имеющей значительную пористость.

Заливка растворов может производиться сверху на поверхность нагрузки или снизу закачкой растворов под фильтр.

Закачка растворов снизу чана имеет существенные преимущества, из которых главнейшие: 1) меньшее разбавление растворов (при загрузке в чан мокрых песков), 2) уменьшение времени дренирования и 3) более равномерное просачивание раствора через песок. Этот способ заливки особенно обнаруживает свои преимущества, когда пески содержат значительное количество ила. Это бывает в результате накопления плохо классифицированных (или совсем не классифицированных) отвалов амальгамационных фабрик, а также при перколяции руд после крупного измельчения без классификации на пески и ила. Последний случай имеет место на заводе в Шаста Каунти, где во избежание сегрегации руда смачивается[1] перед загрузкой и первый раствор заливается снизу (90 — стр. 178).

Плохо классифицированный материал при заливке растворов сверху настолько плотно слеживается после дренирования, что последующие растворы не могут пройти через его массу. В этом случае непрерывная заливка снизу вверх и с удалением растворов сверху чана может обеспечить достаточную скорость перколяции в течение всего процесса.

Напор для подачи растворов снизу вверх может быть получен помещением растворных чанов выше перколяционных или закачиванием растворов центробежным насосом.

При заливке растворов снизу сокращается время работы чана, так как раствор может подаваться одновременно с загрузкой чана. Это было применено для сокращения цикла перколяции стахановцами цианистого завода на Баритовом руднике (Зап. Сибирь).

Заливку первой порции раствора снизу и последующих сверху производят нередко ввиду выгодности такого метода для ускорения обработки песка.

Перед заливкой растворов в чан, загруженный сухими песками, закрывают кран выпускной трубы. В Америке находят целесообразным по стенке чана устанавливать 50-*мм* вертикальную трубу, которая действует как отдушина для воздуха, выталкиваемого заливаемым раствором. Когда такая труба отсутствует, воздух выталкивается раствором через песок в виде пузырей, что ведет к образованию каналов и к нарушению равномерного просачивания раствора при последующих заливках. Кран держат закрытым до того времени, по-

[1] За исключением зимнего времени, когда она бывает достаточно влажной.

ка вся нагрузка не пропиталась раствором и уровень последнего не поднялся над песком на 5—8 *см*.

При обработке мокрых песков заливку первых растворов сверху производят при открытом кране выпускной трубы для удаления через него воды или слабых растворов. Раствор или вода, вытесняемые при первой заливке, контролируются на содержание цианида.

При обработке руд с сульфидным оруденением первые порции дренирующейся воды содержат сернокислые и серноватистокислые соли. После аэрации и заливки сверху цианистого раствора вытесняемая вода содержит те же самые соединения, но в большем количестве. Через некоторое время в растворе появляются роданистые соединения, за которыми следуют цианистые соединения, определяемые в начале в виде следов. Золото появляется в вытекающем растворе вскоре после того, как появляются первые следы свободного цианида.

Иногда этот промежуток времени бывает настолько коротким, что применяют реакцию с хлорным железом для установления в растворе роданистых солей, так как присутствие их указывает на возможность одновременного присутствия в растворе цианида.

Заливку следующей порции растворов, с выпуском предшествующего, обычно производят до момента, когда разность концентраций входящего и выходящего растворов не будет превышать 0,02 — 0,03% NaCN.

Концентрация первых растворов обычно находится в пределах 0,1—0,2% NaCN. Она принимается более высокой в случае, если пески содержат вещества, вызывающие высокий расход цианида, или в случае присутствия крупного золота или значительного количества серебра.

В начале возникновения цианистого процесса стремились удлинять контакт раствора с песком, чтобы по возможности уменьшить расход цианида[1] и получить более высокое содержание извлекаемого металла в растворе. В настоящее время от этого отказываются, так как перемешивание раствора в течение контакта при перколяции практически невозможно, а диффузия цианида и кислорода весьма затруднена. Вследствие этого пленка раствора, прилегающего к растворяющимся частицам металла, содержит кислород (и цианид) в весьма пониженной концентрации, из-за чего в последние часы длительного контакта растворение золота должно значительно замедлиться.

В настоящее время те цели, которые раньше преследовались удлинением контакта, достигаются путем других приемов. К ним относятся: циркуляция раствора, перекачиваемого обратно в чан в течение контакта, и последовательное употребление (до осаждения цинком) в ряде чанов одной и той же порции раствора. На некоторых цианистых заводах, как например, в Калгурли (Австралия) и в Эль Оро (Мексика), применяют непрерывную циркуляцию раствора, залитого в чан, посредством аэролифта, установленного с внешней стороны чана. Этим достигается многократное просачивание раствора через песок с насыщением его кислородом во время прохождения через аэролифт.

Аэрация в течение дренирования раствора достигается посредством открывания крана и выпусканием стекающих растворов (за 6—

[1] За счет уменьшения общего количества раствора, применяемого при перколяции.

12 час.) до заливки следующих растворов. В выходящих растворах определяют защитную щелочь и цианид.

Общее количество цианистых растворов, употребляемых при выщелачивании, составляет 80—200% по отношению к весу нагрузки чанов и обычно находится в пределах 80—120%. При этом употребляется растворов: крепких 25—50, средних 25—40 и слабых — 25—150% от веса выщелачиваемых песков. Слабыми растворами обычно служат отработанные обеззолоченные растворы; они заливаются отдельными порциями, так, что каждая следующая порция заливается после опускания уровня растворов ниже поверхности песка в чане. При разделении промывного раствора на небольшие порции происходит значительное увеличение эффективности отмывки. В некоторых случаях после заливки слабых растворов дальнейшей промывки песков не производят. В других случаях окончательную промывку производят водой, которую во избежание увеличения общего объема растворов вводят в количестве, достаточном лишь для вытеснения объема слабых растворов, оставшегося в песках. Количество промывной воды обычно ограничивается процентом влаги, теряемой с хвостами при выгрузке в отвал, и составляет 10—40% от веса песков.

Даже при довольно крупном песке часть влаги неизбежно удерживается в слоях, находящихся у дна чана. Этот слой мокрого песка имеет обычно высоту 15 *см* над уровнем днища чана и не зависит от глубины его. Это обстоятельство указывает на сравнительное преимущество глубоких чанов в отношении экономного расходования воды. Но оно не может быть в достаточной мере использовано, так как в глубоких чанах происходит понижение скорости перколяции и ухудшение условий аэрации.

Нижний влажный слой может быть осушен и аэрирован применением вакуума, что особенно выгодно при обработке перколяцией мелкого песка, который, несмотря на довольно высокую скорость перколяции, удерживает непропорционально большое количество влаги.

В некоторых случаях подведение вакуума может вызывать образование трещин, по которым затем устремляется раствор. В таких случаях вакуумом ограничиваются для отсасывания последних порций промывной жидкости.

Весьма важным условием процесса перколяции является чистота фильтра. Последний засоряется глинистыми частицами, забивающими маты и пространство под фильтром. Этот тонкий илистый материал может быть удален периодической очисткой фильтра. Материя последнего может забиваться осадком углекислой извести, образующимся особенно при аэрации песка сжатым воздухом. Для удаления этого осадка применяют промывку в слабом растворе соляной кислоты.

Время, необходимое для обработки песков растворами, изменяется в широких пределах в зависимости от свойств материала. В практике перколяции полное время обработки (с включением загрузки и выгрузки) находится в пределах 4—10 суток.

Полная продолжительность обработки песков в чане зависит: 1) от скорости перколяции, 2) от количества употребляемых растворов и 3) от длительности загрузки и выгрузки (что находится в зависимости от размера чана).

Пример. Определим продолжительность обработки песков растворами в случае, когда глубина загрузки составляет 3 *м*; скорость перколяции равна 6 *см/час* и объемный вес песка равен 1,3 *т/м*³. Количество растворов в *т* при перколяции составляет 150% к весу песка.

Высота слоя песка составляет 3 *м*. Следовательно, над одним *м*² площади чана находится 3 *м*³ песка, которые весят 3,9 *т*. По отношению к этому количеству песка 15% растворов составят: $3{,}9 \times 1{,}5 = 6{,}85$ *т*, которые будут занимать объем 6,85 *м*³. Через 1 *м*² поверхности песка должен пройти столб растворов высотой 6,85 *м*. Принимая во внимание, что скорость опускания растворов над нагрузкой составляет 6 *см/час*, находим общую длительность просачивания растворов через песок $\frac{685\ см}{6\ см/час} = 114$ час., т. е. 4¾ суток. К этому следует добавить время, необходимое: 1) для аэрации, 2) для загрузки и 3) для выгрузки песка.

Типичный цикл выщелачивания перколяцией для чана вместимостью 630 *т* (завод в Хомстэке) при глубине песковой нагрузки 2,85 *м* приводится в табл. 44.

Обработке подвергались пески с содержанием 4,16 *г/т*, не содержавшие коллоидного материала. Ситовой анализ песка: +50 меш — 4%; +80—15%; +100—11%; +150—17%; +200—19%; —200—34%. Извлечение золота из этого песка составляло 82,1% при содержании в хвостах, равном 0,74 *г/т*.

Таблица 44

Типичный цикл выщелачивания перколяцией

(Хомстэк, 1931 г.)

Название операции	Продолжительность	
	часы	минуты
Наполнение	8	20
Первое дренирование	15	40
Первая аэрация	14	—
Выщелачивание крепким раствором	16	—
Второе дренирование	12	—
Вторая аэрация	11	—
Выщелачивание крепким раствором	14	—
Третье дренирование	10	—
Третья аэрация	10	—
Выщелачивание слабым раствором	12	—
Промывка водой	29	30
Гидравлическая выгрузка	1	30
Итого	154	—
	т. е. 6½ суток	

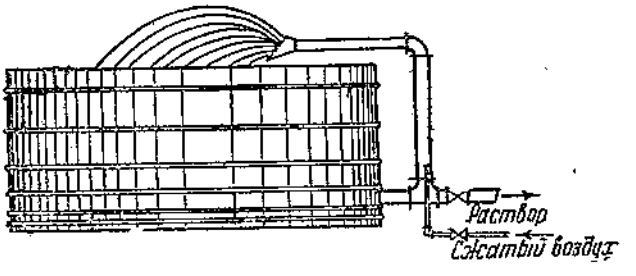
В некоторых случаях можно значительно ускорить обработку песков перколяцией путем соответствующих мероприятий. В качестве примера можно указать результаты, достигнутые в 1935 г. на перколяционном заводе № 2 Баритового рудника (Зап. Сибирь). В результате одновременной заливки растворов с загрузкой чана и повышения концентрации цианида в растворах удалось достигнуть значительного уменьшения времени обработки (на 2½ суток).

Извлечение золота при перколяции составляет около 85% и доходит до 90%, но при неблагоприятных условиях опускается до 70% и даже ниже. Оно зависит от ряда факторов, из числа которых основными являются: 1) ситовой анализ обрабатываемого материала и качество предварительной классификации, 2) скорость перколяции, 3) количество сульфидов, 4) размеры частиц золота и распределение их между рудными компонентами, 5) состояние поверхности золотых частиц, 6) степень аэрации цианистых растворов и песковой нагрузки, 7) способ ведения перколяции.

Расход реагентов при перколяции обычно находится в следующих пределах: по цианиду 0,1—0,6 *кг/т* (в расчете на NaCN), по щелочи 1,5—2,0 *кг/т* извести (или в пересчете на NaOH 1—1,5 *кг/т*).

Интенсификация извлечения золота и серебра перколяцией посредством повышения содержания кислорода в растворах может быть достигнута рядом мероприятий. Простейшими являются: продувка воздуха через влажный песок (в конце периода дренирования перед следующей заливкой раствора) и пропускание цианистых растворов через аппарат, который доводит содержание кислорода до растворимости, соответствующей парциальному давлению окружающей атмосферы. Последнее достигается посредством простой продувки воздуха аэролифтом. Такое устройство, введенное в 1940 г. на золотоизвлекательном заводе им. Орджоникидзе (предприятие Степняк треста Каззолото), показано на фиг. 120. Оно увеличило извлечение золота на 7%.

На фиг. 121 показана типичная[1] установка, применяемая для пропускания цианистых растворов (до поступления в перколяционные чаны) через котлы, внутри которых поддерживается давление воздуха около 6 *ат*. На этой же схеме показано присоединение к чанам вакуума. Продувка воздуха производится через фильтрующее днище в течение первой и второй заливок раствора (5 час.).



Фиг. 120. Аэролифт для перекачивания растворов с одновременным накислороживанием

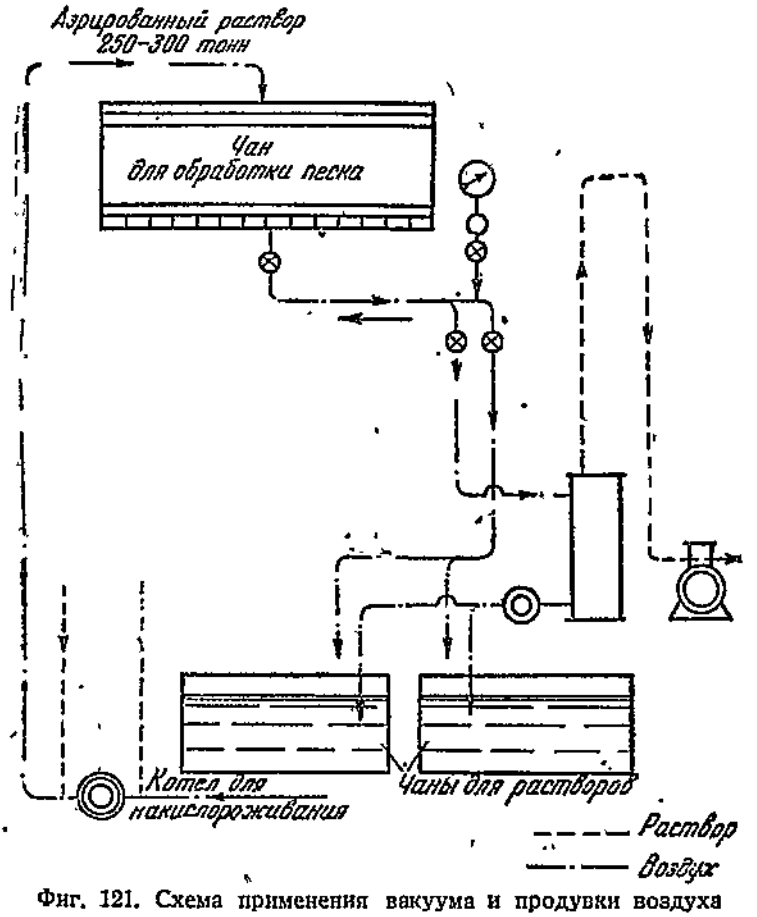
Вакуум создается мощными вакуум-насосами сухого действия.

Применение растворов, предварительно пропускаемых через котлы, повысило в Наурз Майн процент извлечения золота с 87,6 до 88,7%, что дало предприятию в год дополнительно 30 000 зол. руб. В результате ускорения выщелачивания снижение расхода цианида составляет в среднем 6,1% и в отдельных случаях достигает 10,5%.

Новым направлением в интенсификации перколяции является накислороживание цианистых растворов пропусканием кислорода при условии непрерывной циркуляции. Лабораторные исследования показали для ряда руд чрезвычайно благоприятные результаты. Выщелачивание перколяцией при этом заканчивается в течение двух суток вместо шести, а извлечение золота повышается, достигая в отдельных случаях увеличения на 15% (руды Степняка и Кочкаря). Этот новый процесс может быть применен на предприятиях золотой промышлен-

[1] Предприятие Говернемент Голд Майнинг Эриэс (Южная Африка).

ности при условии распространения новых весьма компактных установок для получения кислорода с турбодетандером и испарителем (по способу П. Л. Капица).



Фиг. 121. Схема применения вакуума и продувки воздуха при перколяции

Себестоимость обработки песков (эфелей) на двух американских заводах и перколяционного процесса, применяемого к руде после крупного помола, показаны в табл. 45.

§ 68. Выгрузка песков

Выгрузка песков может производиться или гидравлическим способом или сухим. При сухом способе выгрузка производится на ленточных конвейерах и в вагонетках. Откатка вагонеток может быть механическая, конная или ручная. Механизированная выгрузка песков в отвал может производиться одновременно с применением очистки чана мускульной силой или экскаватором Блэйсделла.

Гидравлическая выгрузка является дешевой и удобной. Необходимые условия для нее — это достаточное количество воды и удобный рельеф местности. Для перекачивания эфелей из зумпфов, в которые они смываются из чанов, при неблагоприятном (равнинном) рельефе местности могут применяться насосы. Выгрузка песков через классификатор (для обезвоживания) дает удобный способ для

Таблица 45

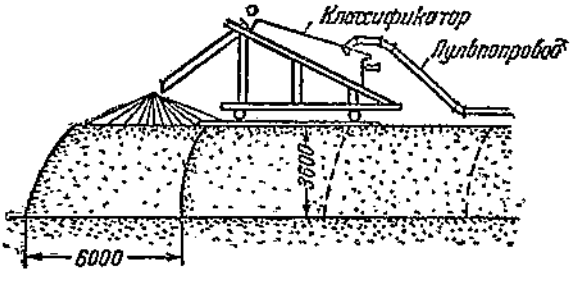
Себестоимость обработки 1 *т* песков (руды) на перколяционных заводах по элементам затрат в долларах на тонну

(С. Я. Рачковский)

Наименование заводов и их характеристика / Элементы затрат	Пески (эфеля) амальгамационных фабрик				Руда после крупн. помола	
	Рэд Ног, США, производ. 30 *т/сут*, содержание золота 11 *г/т*		Рэндсбург, США произв. 100 *т/сут*, содержание золота 1,7 *г/т*		Моунтэн Коппер, США, производит. 600 *т/сут*	
	абсол.	%	абсол.	%	абсол.	%
Материалы	0,200	18,0	0,092	30,2	0,194	40,7
Энергия	—	—	0,029	9,5	0,034	7,2
Рабсила	0,77	69,4	0,139	46,0	0,043	14,2
Прочие	0,14	12,5	0,043	14,2	0,049	10,1
Всего	1,11	100,0	0,303	100,0	0,477	100,0

постройки барьеров иловых прудков. Образование такого барьера может быть также выполнено при сухой выгрузке песков.

На фиг. 122 показана схема удаления хвостов в отвал, применяемая на фабрике Олд Доминион. Из песковой части хвостов наращивают барьер пруда, образуя длинную узкую плотину высотой 3,6 *м* и шириной 3,6 *м* с откосами в 45°. После наращивания плотины длиной 60 *м* поверх нее начинают располагать следующий слой песков. После образования плотины высотой в 9 *м* переходят к устройству пруда в другом месте.



Фиг. 122. Выгрузка хвостов с возведением плотины

Для уменьшения пылеобразования на поверхности вала плотины последний иногда посыпают щепой.

Стоимость транспорта и размещения хвостов (песков и илов) по этому способу составляет в Олд Доминион — 2,75 *цент/т*, в Майами — 1,77 *цент/т*; дополнительный расход на собирание щепы и размещение ее по откосу составляет 0,83 *цент/т*.

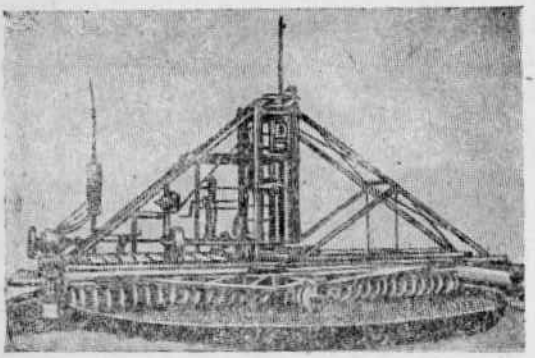
Ввиду затруднений, возникающих при размещении отвалов на поверхности, применяют мокрую закладку песками выработанных пространств в подземных выработках. Эта система широко применяется в южной Африке.

Гидравлическая выгрузка производится довольно быстро. В Хомстэке выгрузка 670-тонного чана занимает 1½ часа. Для быстрой

выгрузки необходим достаточный напор воды в брандспойте и стахановские методы работы при размывке нагрузки чана снизу, обрушении и разрыхлении ее.

Сухая выгрузка песков поддается полной механизации при значительном масштабе производства, когда возможно применение экскаватора Блэйсделла и при специальной форме чанов, допускающих скреперную выгрузку.

Применение экскаватора Блэйсделла известно преимущественно по опыту южноафриканских предприятий. Общий вид его показан на фиг. 123. Экскаватор представляет ферму, в центре которой вращается вертикальный вал, имеющий на своем конце горизонтальную ось с косо насаженными дисками. Последние при вращении вертикального вала выполняют функции гребков, подгребающих песок к центру чана. В центре песковой нагрузки закладывается шурф, ведущий к выгрузному люку. Песок сгребается в шурф и проваливается через него, попадая на движущуюся ленту конвейера. Последняя имеет желобчатый вид и движется на опорах, состоящих из трех или большего числа роликов.



Фиг. 123. Общий вид экскаватора Блэйсделла

При вращении вала происходит непрерывное опускание гребкового механизма, вызывающее сгребание песка к центру чана. Для установки экскаватора требуются значительные капитальные затраты, что является отрицательной стороной этого способа.

Выгрузка из больших чанов без применения экскаватора производится через несколько люков на конвейерную ленту с расчетом, чтобы на каждый люк приходилось не больше 20 $м^2$ площади чана.

Наряду с механизированным или полумеханизированным способами удаления песков в отвал применяются менее удовлетворительные методы выгрузки через люки в вагонетки, откатываемые вручную, конной или механической тягой.

При немеханизированной откатке выгрузка хвостов стоит весьма дорого. По практике южной Африки один рабочий в час выгружает около 8 $т$ песка. Сухая выгрузка хвостов позволяет при соответствующей механизации воздвигать сооружения, например, валы для иловых прудков.

§ 69. Определение размеров чанов

Число чанов определяется по формуле:

$$N = (n + n_1) \cdot \frac{T}{t},$$

где N — число чанов,

T — суточная производительность перколяционного завода или сектора в $т$,

t — вместимость одного чана в $т$,

n — длительность операции в сутках,
n_1 — время нагрузки и выгрузки чана.

Полезный объем чана находится по формуле:

$$V_0 = \frac{t}{P},$$

где V_0 — полезный объем чана в $м^3$,
t — вместимость чана в T нагрузки,
P — объемный вес песка в $кг/л$ или в $т/м^3$.

Фактический объем чана находится умножением полезного объема на коэфициент K, т. е.

$$V = K \cdot V_0,$$

где K — величина, обратная коэфициенту заполнения чана, и в зависимости от размера чана и отношения его диаметра к высоте находится в пределах 1,1—1,2.

Диаметр и высота чана находятся по формулам:

$$D = \sqrt{\frac{4 \cdot V}{\pi \cdot H}} \text{ и } H \leq \frac{D}{2}.$$

Высота H избирается в зависимости от характера песков и размеров чана в пределах 2—4 $м$. Высота чана, равная половине диаметра, соответствует наивыгоднейшему использованию материала для постройки цилиндрических чанов. От этого соотношения довольно значительно отступают в сторону уменьшения высоты для больших чанов и для песков, трудно поддающихся перколяции.

Наиболее выгодное использование площади, занимаемой чаном, имеет место при прямоугольных чанах, что имеет значение для установок большой производительности.

§ 70. Основания чанов и схема трубопровода

Конструкция оснований перколяционных чанов весьма различается в зависимости от масштаба и длительности работы предприятия, от наличия строительных материалов и от способов выгрузки и загрузки чанов. Главнейшие типы оснований перколяционных чанов подразделяются следующим образом: 1) бутовая кладка, 2) кирпичная кладка, 3) деревянный ростверк, 4) железные балки на чугунных колоннах, устанавливаемых на опорах из кирпичной или каменной кладки.

В случае если чаны установлены на скалистом грунте достаточной глубины, допустимая нагрузка на скалу (согласно практике Рэнда) изменяется в пределах 70—150 $т/м^2$.

Для плотного, но не скалистого грунта допустимая нагрузка на него составляет 15—25 $т/м^2$, а для слабого грунта не должна превышать 5—10 $т/м^2$.

Перед постройкой оснований для чанов следует удостовериться в характере грунта путем бурения на достаточную глубину. В случае слабого грунта нагрузка распределяется на большую площадь посредством железобетонных подушек или конструкций другого рода.

Давление чана с нагрузкой передается ростверку или фундаментным балкам. Последние опираются на фундамент. Если чан располагают на деревянных ряжах, то последние берут сечением 180×200 $мм$ — 200×250 $мм$.

Основания чанов должны иметь достаточную высоту, чтобы можно было производить выгрузку и откатку; для этого обычно принимают высоту 1,8—2 *м*.

Когда основаниями перколяционных чанов являются чугунные или железные колонны, допустимая нагрузка на одну колонну принимается равной 80 *т*. В практике Рэнда предпочитают чугунные колонны, так как они имеют тяжелые широкие опоры, позволяющие более равномерно распределить давление на фундамент.

Трубы для растворов, выходящих из нескольких чанов, не рекомендуется присоединять к одной общей трубе, так как самостоятельные трубы для отдельных чанов облегчают контроль за составом и количеством растворов, выходящих из чанов.

Если отделение осаждения находится на значительном расстоянии от чанов, то растворы по индивидуальным трубам поступают в распределительный чан, из которого по общей трубе направляются в осадительные аппараты. Сборный чан может иметь отделения, в которые из перколяционных чанов направляются растворы различных концентраций.

На перколяционных заводах малого масштаба короткие трубы из отдельных перколяционных чанов выводят растворы в сборный жолоб, идущий параллельно расположению чанов.

Трубопроводы перколяционных чанов не должны препятствовать свободному передвижению людей и затруднять переноску материалов и оборудования.

Трубы, предназначенные для стока растворов из перколяционных чанов, укладываются на козлах, имеющих настил, который дает свободный и безопасный доступ к кранам. Верхняя линия трубопровода, подводящая растворы и воду к перколяционным чанам, должна кроме того иметь сходни с перилами для свободного обслуживания кранов.

ГЛАВА ДЕВЯТАЯ

АППАРАТЫ ДЛЯ АГИТАЦИИ ПУЛЬПЫ

§ 71. Особенности процесса агитации

По сравнению с перколяцией агитация представляет более эффективный гидрометаллургический процесс. Повышенная эффективность ее обусловлена более интенсивным накислороживанием растворов в пульпе (по сравнению с растворами, находящимися в контакте с песками) и непрерывным перемешиванием пульпы, которое достигается в аппаратах для агитации, называемых агитаторами.

Первоначально агитаторы применялись для цианирования илов, которые накапливались как отходы амальгамационных фабрик и которые нельзя было обработать на перколяционных заводах. В дальнейшем агитацию стали применять для обработки всей руды, которая измельчалась до состояния, позволяющего осуществлять данный процесс. В соответствии с этим изменялось назначение и отчасти устройство агитаторов.

Цианирование руды агитацией при одинаковом измельчении дает более высокое извлечение, но требует больших расходов на обработку руды, чем перколяция. Более высокая стоимость цианирования с применением агитации зависит не от обработки руды в самих агитаторах, а от дополнительной стоимости более тонкого измельчения и последующих операций обезвоживания (главным образом фильтрации).

Расход энергии является основной статьей, определяющей стоимость цианирования при агитации. Ввиду этого применение агитации бывает достаточно эффективным лишь в случае низкой стоимости энергии. Более высокий процент извлечения золота при агитации дает основание к применению агитации для обработки руд и других материалов с высоким содержанием золота.

При извлечении из руд серебра цианированием агитация оказывается применимой в значительно большей степени, чем перколяция.

На предприятиях Рэнда в течение последних 15 лет цианирование всей руды агитацией в значительной степени вытеснило перколяцию. Это в известной мере объяснялось потерей в хвостах перколяционных заводов золота, ассоциированного с сульфидными минералами. После введения в цикл измельчения отсадочных машин, которые дают извлечение до 70% пирита, содержащегося в руде, применение перколяции может опять возобновиться. Того же достигают в новых схемах южноафриканских предприятий посредством удаления сульфидных минералов флотацией.

Имеются две системы агитации: 1) непрерывная и 2) периодическая.

В случае применения непрерывной системы пульпа поступает в ряд последовательно соединенных агитаторов, в которых она подвергается агитации, перетекая из первого во второй и т. д. В случае

если самотек пульпы трудно обеспечить, применяют перекачивание всасывающими насосами Доррко. Непрерывно действующая система агитации обычно соединяется с непрерывно действующей системой обезвоживания.

В случае цианирования путем периодической агитации производится периодическая закачка пульпы в параллельно работающие агитаторы. После агитации пульпа удаляется перекачиванием из агитаторов в чаны-коллекторы, и агитаторы наполняются новой порцией пульпы. В случае отсутствия непрерывного процесса агитации и обезвоживания устанавливают чаны-коллекторы. Задачей этих чанов является поддерживать пульпу во взмученном состоянии до поступления в агитатор или на фильтрацию.

К преимуществам непрерывной системы следует отнести: 1) автоматизм в работе; 2) меньшее число рабочих; 3) меньшее сечение труб и меньшая мощность насосов и моторов для перекачивания пульпы; 4) более эффективное использование чанов, так как в процессе отсутствуют периоды закачивания и опоражнивания; 5) отсутствует необходимость в установке чанов-коллекторов, для которых требуется дополнительная площадь и дополнительная энергия для поддержания пульпы во взмученном состоянии.

Перемешивание пульпы при агитации и пополнение растворенного кислорода достигаются механическим перемешиванием пульпы или продуванием воздуха. В соответствии с этим чаны-агитаторы по принципу действия могут подразделяться на: 1) механические, 2) пневматические и 3) пневмо-механические (комбинированного действия).

§ 72. Механические агитаторы

К группе механических агитаторов в порядке их исторического развития следует отнести следующие агитаторы: 1) чан коллектор-мутилка, 2) агитатор Гендрикса, 3) агитатор Трента, 4) агитатор Деверс, 5) агитатор Денвер, 6) агитатор турбомиксер.

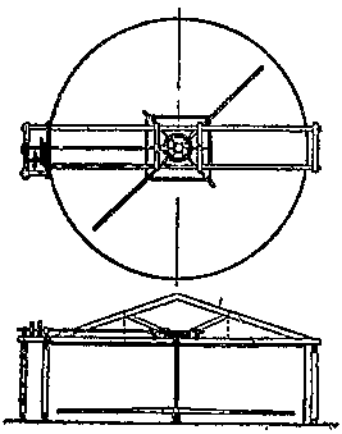
Из числа перечисленных агитаторов второй и третий в настоящее время не употребляются.

Чан коллектор-мутилка (фиг. 124) представляет простейший тип агитатора, который в настоящее время уже почти не применяется для целей выщелачивания и употребляется лишь в качестве промежуточного резервуара для поддержания пульпы во взмученном состоянии. Перемешивание в нем производится мешалками, укрепленными при помощи крестовины на вертикальном валу. По сравнению с другими чанами он чрезвычайно прост по своей конструкции и в работе почти не требует ремонта даже в случае обработки пульпы, содержащей крупный материал. Мощность мотора для этого аппарата составляет 4—5,3 *кв* при нагрузке в 100 *т*, причем в первое время после пуска требуется 7,5—9 *кв*.

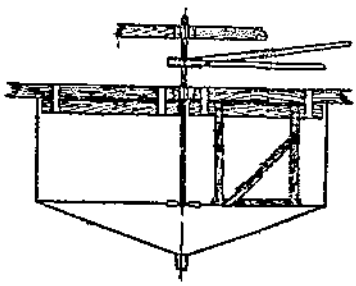
Основными требованиями к конструкции этого агитатора являются следующие: 1) скорость движения мешалок должна быть достаточной для поддержания пульпы во взмученном состоянии (не менее 200 *м/мин* на концах лопастей); 2) концы лопастей должны быть возможно ближе к стенке чана; 3) мешалки должны быть достаточно высоко расположены, чтобы не задевать за слой более крупного материала, осаждающегося на дно в период остановки; 4) зубчатая передача должна быть достаточно прочна для того, чтобы выдерживать перегрузку в моменты пуска.

Агитатор Деверe (фиг. 125) представляет круглый чан с днищем, имеющим небольшой уклон к центру чана. В нижней части чана на конце вертикального вала вращается пропеллер ($D = 1{,}5$ *м*) со скоростью 80—100 *об/мин*. Пропеллер находится от дна на расстоянии, равном ⅓ высоты чана.

В чане устанавливаются перегородки в радиальном направлении, препятствующие вращению всей массы пульпы и способствующие созданию воронки засасывания и нисходящего столба пульпы в центральной части чана. Пульпа ударяется в дно чана и растекается по бокам кверху. Такая циркуляция пульпы с образованием воронки засасывания способствует хорошей аэрации вследствие интенсивного перемешивания с воздухом.



Фиг. 124. Чан коллектор-мутилка



Фиг. 125. Агитатор Деверe

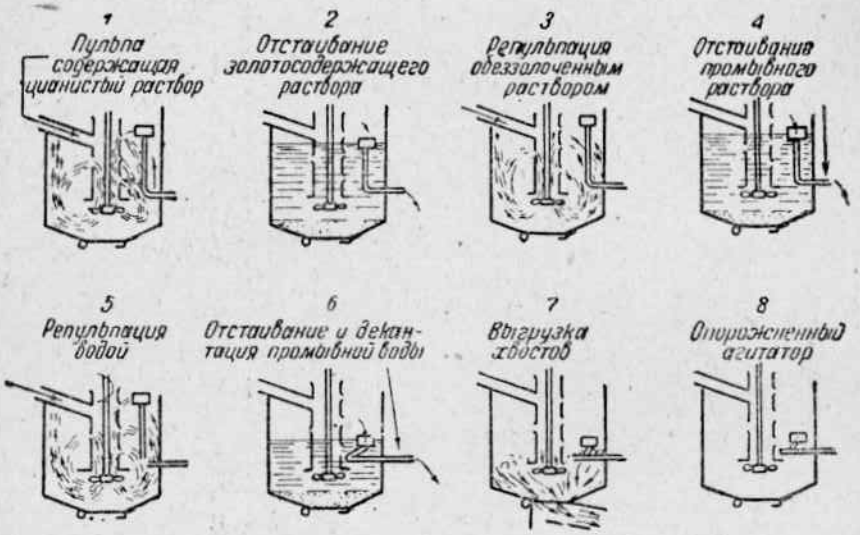
Во время наполнения чана употребляются вспомогательные перегородки в виде рам, которые подвешиваются на шарнирах и извлекаются из пульпы по наполнении чана. Чан указанного выше размера при цианировании пульпы с отношением $Ж : Т = 2 : 1$ обрабатывает в сутки 80—160 *т* сухих илов (в зависимости от продолжительности агитации) при установленной мощности до 12 *л. с.*

Агитатор типа Денвер, называемый также интенсивным агитатором («сверхагитатором»), возник в результате применения к выщелачиванию принципа контактного чана, разработанного той же фирмой для перемешивания пульпы с флотационными реагентами. Устройство и схема периодического действия этого агитатора на небольших золотоизвлекательных установках, пользующихся декантационным методом обработки пульпы, показаны на фиг. 126.

Агитатор состоит из деревянного или железного чана, широкой трубы с наклонными патрубками и фермы с приводным механизмом. Центральная труба не доходит до дна чана и на нижнем конце имеет кольцевой щиток (в виде флянца), который защищает вращающийся под ним пропеллер от оседания пульпы.

Отверстия с патрубками расположены в стенке центральной трубы по винтовой линии. Путем открывания и закрывания отверстий можно создать внутри чана ту или иную циркуляцию оборотных струй.

Наличие щитка над пропеллером не только защищает последний от осаждения на него материала во время остановки агитатора, но также уменьшает трение и дает возможность избежать излишних водоворотов, чем снижается расход энергии. Укрепление центральной трубы внутри чана достигается горизонтальными распорными тягами, укрепляемыми к стенке чана и к центральной трубе над кольцевой покрышкой пропеллера. Подача материала в чан может производиться как сверху, так и снизу в центральную вертикальную трубу. Подача материала снизу производится в тех случаях, когда необходимо исключить или облегчить работу насоса или элеватора. Это может иметь место при включении агитатора в цикл измельчения для интенсивного цианирования богатой по содержанию золота циркуляционной нагрузки.



Фиг. 126. Декантационная обработка пульпы в агитаторе типа Денвер

Пульпа затягивается вращающимся пропеллером через воронку засасывания и боковые патрубки в центральную трубу, причем создается вихревое движение. Одновременно с этим через воронку засасывания поступает воздух, который разбивается пропеллером на большое число пузырьков и распыляется в пульпе, наполняющей чан. Пропеллер не только разбивает поступающий воздух, но и разбрасывает пульпу по всему сечению чана, поддерживая ее при этом во взмученном состоянии. Чем мельче пузырьки воздуха, тем большая поверхность жидкой фазы подвергается аэрации.

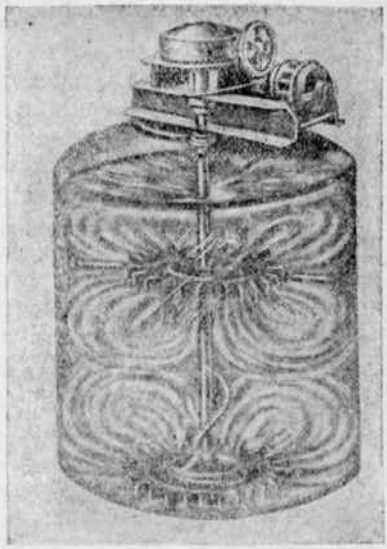
Расход энергии более или менее прямо пропорционален вязкости и плотности пульпы. Для водно-кварцевой пульпы в отношении расхода энергии наиболее выгодной плотностью пульпы является отношение $Ж : T = 2 : 1$ (30—35%).

Пульпа, втянутая в центральную трубу, отбрасывается пропеллером по наклонным траекториям к стенке чана и ударяется о его дно. Когда дно плоское, на него для защиты от износа, происходящего в результате ударов струи пульпы, помещают футеровочную плиту.

Агитатор может работать по периодической и по непрерывной системе.

При двукратной промывке достигают отмывки 94—98% золота. Если необходимо получить лучшую отмывку, число промывок увеличивают. Периодическая агитация с декантацией на небольших установках позволяет обойтись без специальной аппаратуры для обезвоживания и промывки.

Для декантации раствора в чане имеется поплавок, который посредством гибкого шланга регулирует истечение через выпускное отверстие; последнее находится на высоте ⅓ вертикальной части чана. При декантации поплавок опускается до уровня выпускного отверстия, а при наполнении поднимается до соответствующего уровня пульпы в чане.



Фиг. 127. Агитатор турбомиксер

Приводной механизм чана укрепляется на ферме или на двух швеллерах, перекрывающих чан. Передача движения производится от вертикального мотора через тексропную передачу, а в чанах большого размера—посредством червячной передачи, находящейся в коробке.

Агитатор - турбомиксер употребляется как для целей агитации при выщелачивании, так и для других процессов, требующих перемешивания. Он представляет цилиндрический чан с плоским днищем, над центром которого вращается вал с двумя импеллерами (фиг. 127), установленными один внизу вала, а другой на расстоянии ⅓ от верха чана. На уровне каждого импеллера по кольцу устанавливаются неподвижные изогнутые дефлекторные пластины. Пульпа поступает к центру импеллера и отбрасывается им в виде криволинейных струй между дефлекторными пластинами, чем достигается интенсивная агитация. Пульпа всасывается в центре нижнего импеллера из третьей части чана, находящейся над импеллером. Верхний импеллер захватывает пульпу из остальных двух третей объема чана, одна из которых находится над импеллером, а другая — под ним.

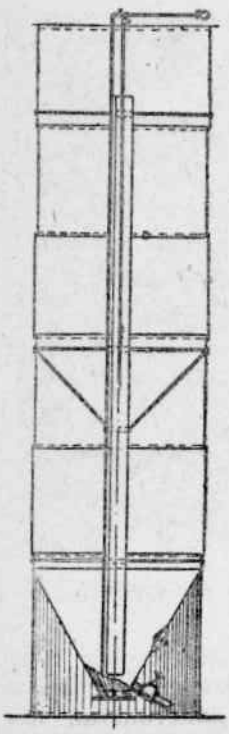
§ 73. Пневматические агитаторы

К пневматическим агитаторам относятся: 1) агитатор Пачука или Брауна и 2) агитатор Парраль.

Агитатор Пачука (Брауна) — высокий железный или деревянный чан с коническим днищем (фиг. 128). Высота цилиндра чана почти до пяти раз превышает его диаметр; в некоторых случаях это отношение опускается до 3. Образующая конической поверхности днища чана с горизонтальной плоскостью составляет угол в 60°. Над центром чана при помощи радиальных тяг, расположенных горизонтально, установлена открытая с обоих концов труба, которая не доходит на 460 *мм* до дна и вершины чана и немного возвышается над уровнем пульпы. Диаметр ее составляет 1/10 диаметра чана.

В трубу подается воздух, в результате чего в чане создается циркуляция пульпы. Воздух вдувается или через патрубок, проходящий через дно чана, или через трубку, опущенную сверху внутри широкой трубы. В последнем случае эта труба может не доходить до дна чана на ⅔—½ его высоты. Этим обеспечивается достаточная агитация при меньшем давлении, под которым вдувается воздух, и предотвращается забивание трубки[1].

В результате работы этого аэролифта пульпа, опускающаяся книзу чана по поверхности конуса, поступает к нижнему обрезу аэролифтной трубы, которой увлекается вверх, образуя наверху чана шапку пены.



Фиг. 128. Агитатор Пачука

Для поддержания пульпы во взмученном состоянии, особенно во время наполнения, между стенками чана и центральной трубой также производится вдувание воздуха по одной или нескольким трубкам, которые, так же как и подводящая воздух в аэролифт, могут опускаться сверху или вводиться через стенку конического днища («паук»).

Недостатками рассматриваемого агитатора являются: 1) необходимость большой высоты помещения, в котором устанавливается агитатор, и 2) возможность полной остановки при прекращении дутья.

Гамильтон считает, что избыток воздуха, необходимый для поддержания пульпы во взвешенном состоянии, может являться причиной окисления сульфидов, входящих в состав руды, а также окисления цианида и поглощения щелочи. Эти взгляды в значительной мере не соответствуют современным представлениям о значении кислорода для кинетики протекающих реакций. Единственным серьезным затруднением в данном случае может явиться повышение расхода цианида при обработке руд, содержащих быстро окисляющиеся колчеданы, но надо заметить, что в этом случае принимаются другие меры (§ 61) и вследствие этого в агитацию поступает в значительной мере обезвреженная пульпа.

Первоначально данная конструкция агитатора была введена в 1902 г. в Новой Зеландии, после чего она стала применяться в районе Пачука в Мексике, по названию которого агитатор и получил свое окончательное наименование.

Вначале агитаторы Брауна использовались при периодической агитации, но затем их стали объединять последовательно по 4—6 агитаторов, работающих непрерывно.

Применение непрерывной агитации являлось важным усовершенствованием в работе этих агитаторов. В противоположность периодической системе оно дает возможность использовать напор, создаваемый значительной высотой чана. Пульпа входит в первый агитатор на высоте немного большей, чем высота выхода из последнего агитатора.

Высота чана агитатора Пачука обычно находится в пределах 9—15 *м*, а диаметр 3—4,5 *м*. Сжатый воздух подается в агитатор под

[1] Во избежание забивания трубки в первых конструкциях чанов применялся автоматически закрывающийся шариковый или резиновый клапан.

давлением 1,5—2 *ат*, причем в момент пуска агитатора давление доходит до 3 *ат*.

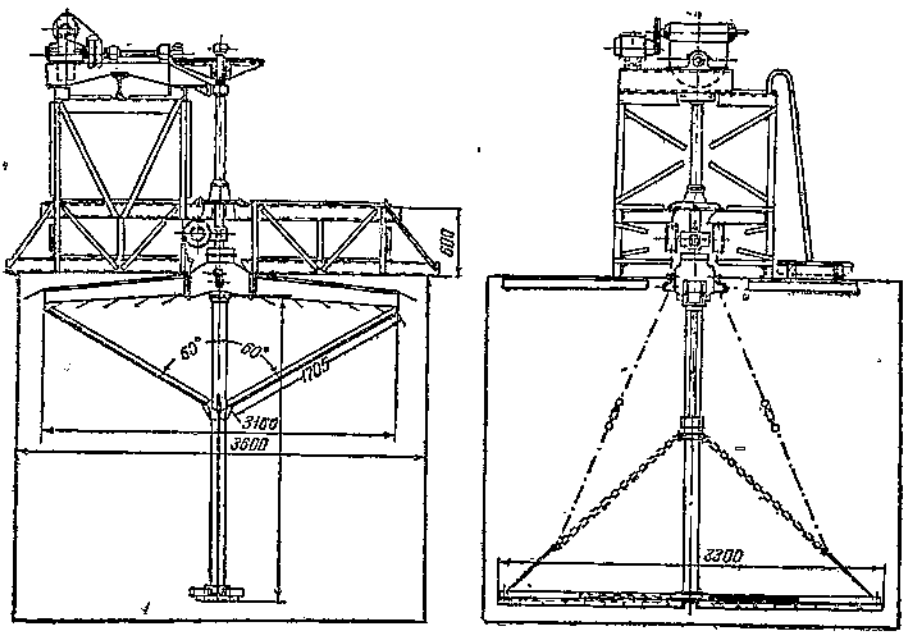
Агитаторы Пачука дают возможность вести агитацию пульпы при отношении $Ж:Т = 1{,}2:1$ (при удельном весе пульпы 1,34). Благодаря наличию значительной аэрации они широко применялись для цианирования пульп с высоким содержанием колчеданов.

Расход воздуха для агитации составляет (по данным производственной практики) от 0,9 до 1,2 *м³/мин* на 100 *м³* объема чана.

В настоящее время на советских предприятиях агитаторы Пачука работают на Кочкарском золотоизвлекательном заводе, а также на цинковых гидрометаллургических заводах.

§ 74. Пневмо-механические агитаторы

Агитаторы пневмо-механические или комбинированного действия наиболее распространены на современных предприятиях. К этой группе относятся агитаторы: 1) Дорра, 2) Уоллеса и 3) аэролифтный.



Фиг. 129. Типовой агитатор Дорра 3600 × 3600 *мм* (общий вид)

Агитатор Дорра (фиг. 129) до недавнего времени был наиболее распространенным типом пневматического и в то же время механического агитатора.

Он представляет железный или деревянный цилиндрический чан с плоским днищем и с устройством для агитации. Это устройство состоит из трубы (диаметром 125—250 *мм*), на которой внизу укреплены грабли, перемешивающие пульпу и сгребающие сгущенную пульпу к центру, а наверху (над уровнем пульпы) присоединены два радиальных жолоба с отверстиями, из которых вытекает в чан пульпа. Желоба находятся в плоскости, перпендикулярной граблям, и имеют наклон от центра к периферии чана. В дне желобов имеются отверстия, под которыми снизу находятся наклонные пластины, создающие плоскую струю пульпы в направлении к периферии чана. Пульпа по-

дымается по центральной трубе, представляющей аэролифт. Сжатый воздух вводится в аэролифт через воздушную трубку, в старых конструкциях проходящую через центр днища чана или в новых конструкциях опущенную сверху. Во втором случае воздушная трубка обычно не доходит до конца центральной трубы на треть или половину ее высоты.

Число оборотов перемешивающего устройства обычно находится в пределах от 1 до 5 в минуту. При периодической агитации закачка и выпуск пульпы производятся через отверстие в днище чана. При непрерывной агитации пульпа поступает через трубу в боковой стенке чана, заделанную в отверстие, находящееся немного ниже рабочего уровня пульпы в чане, и выходит через трубу, проходящую через противоположное отверстие и опущенную в пульпу значительно ниже впускного отверстия в стенке чана. В некоторых случаях, во избежание быстрого проскакивания пульпы через агитатор, выпускное отверстие отделяется от внутренней части чана при помощи перегородки, не доходящей до дна чана.

При агитации пульпы, содержащей значительный процент песка, конец выводной трубки следует опускать более низко во избежание значительного отстаивания песка.

Пульпа, подымающаяся по аэролифтной трубе и растекающаяся по желобам, затем отстаивается, вследствие чего твердая часть опускается на дно агитатора, где подгребается к центру гребками. Вращение последних не сообщает вращательного движения пульпе в целом, достаточного для поддержания твердых частиц во взвешенном состоянии. Но наряду с этим вращение мешалки агитатора отбрасывает пульпу к периферии чана, что ослабляет основную функцию гребков, состоящую в подгребании оседающей пульпы к нижнему обрезу аэролифтной трубы.

Циркуляция частиц пульпы через относительно спокойный раствор создает условия для ускорения растворения, что имеет место в агитаторах далеко не всех типов.

Другой особенностью агитатора Дорра является накопление в нем частиц более крупных или имеющих больший удельный вес. После накопления определенного количества крупных или имеющих больший удельный вес частиц, их остаток в чане непрерывно заменяется поступлением новых порций.

Это способствует более полному растворению металла из фракции материала, накапливающейся в агитаторе и являющейся обычно более упорной частью руды.

Характеристика агитатора Дорра типизированных размеров приводится в табл. 46.

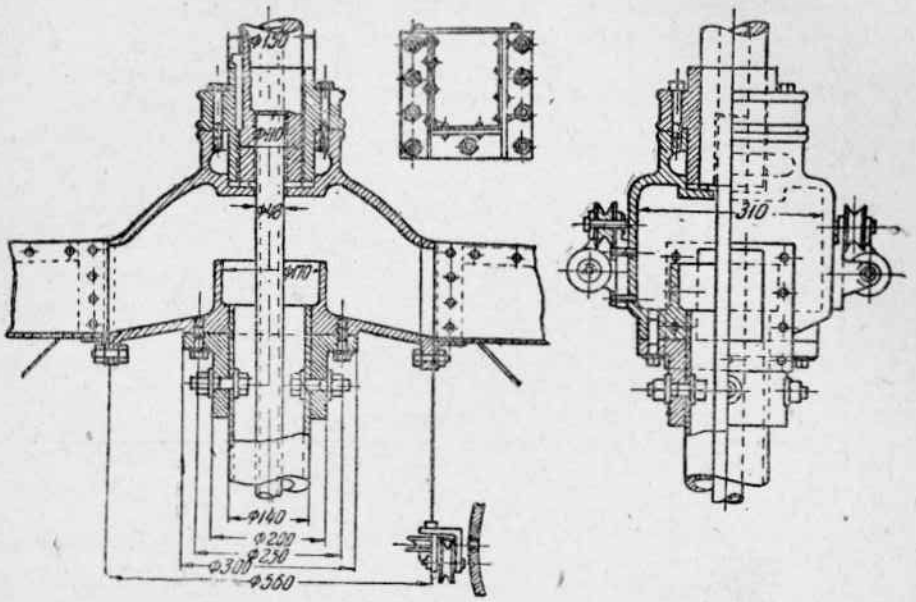
Грабли агитатора присоединяются шарнирами к нижнему концу центральной трубы, концы их поднимаются при помощи специального механизма. К верхнему концу трубы присоединяется коробка (фиг. 130), соединяющая трубу с желобами и с валом. Концы желобов при помощи тяг укрепляются на кольце, охватывающем центральную трубу. Верхний вертикальный вал приводится во вращение при помощи конической шестеренной передачи через трансмиссию или редуктор от мотора. Наверху чан перекрывается железной клепаной фермой, на которой устанавливаются два вертикальных подшипника для вала. В последних конструкциях агитаторов иногда применяется весьма низкое верхнее перекрытие чана, дающее возможность значительно уменьшить высоту агитатора. Оно состоит из двух швеллеров,

Таблица 46

Типовые размеры агитаторов Дорра

Размеры чана, *м*		Полезный объем, *м*	Необходимая мощность мотора, *л. с.*	Число оборотов, в мин.	Потребление воздуха		Вес механизма, *т*	Габариты, *мм*		
диаметр	высота				объем $м^3/мин$	давление $кг/см^2$		ширина	длина	высота
1,8	3	12	0,5–0,7	3,7	0,2—0,4	0,6—0,8	0,8	1 900	2 100	4 500
3,6	3,6	27	1—1,5	3,7	0,4—0,6	0,8—1,0	1,2	3 700	4 000	5 400
4,5	4,5	55	2—3	3,6	0,6—0,8	1—1,4	3	4 600	5 400	6 500
6	4,5	100	3—5	3,6	0,9—1,2	1,2—1,6	4	6 100	7 200	6 500
7,5	5	175	4—6	2,6	1,4—1,8	1,4—1,8	4,5	7 600	9 000	7 500
8	6	250	5—7	2,5	1,8—2,2	1,5—2	5	8 100	9 500	8 600
9	7	350	7—10	2,5	2,5–3,5	1,6—2,2	6	9 100	11 000	9 000

положенных на верхний край чана и склепанных перекрестно и перпендикулярно при помощи уголкового железа. На этой основе на площадке монтируется мотор и передача



Фиг. 130. Распределительная коробка агитатора Дорра

При нормальной работе агитатора механизм должен полностью подгребать пульпу к центральной аэролифтной трубе. Оптимальное число оборотов механизма, необходимое для этого, показано в табл. 47.

Таблица 47

Оптимальное число оборотов мешалки агитатора Дорра

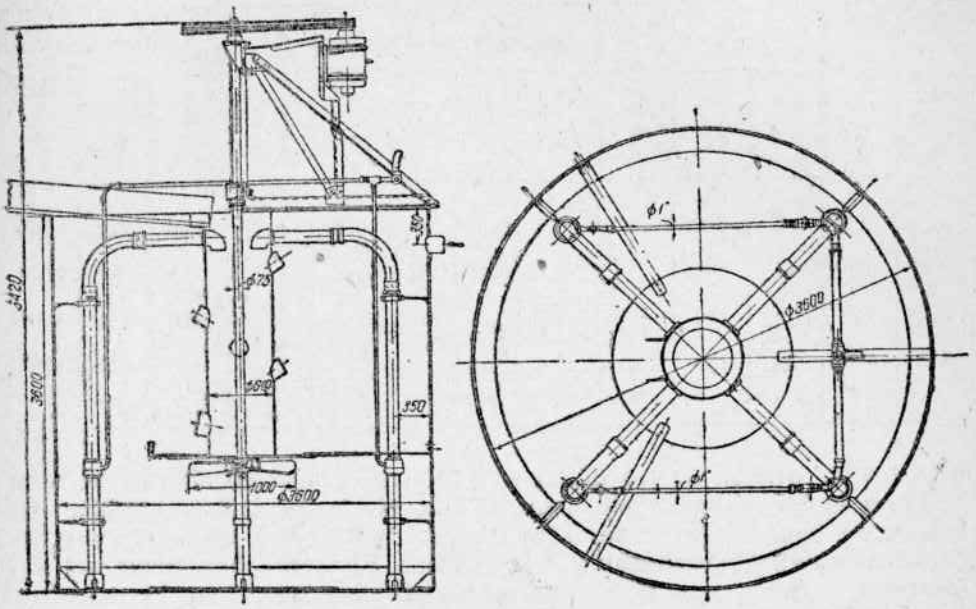
Удельный вес руды	Характер пульпы	Число об/мин при следующем содержании классов +200 меш (в %)				
		5	5—10	10—20	20—30	30
2,6—2,8	Густая . .	2	2,5	3,0	3,5	4
	Жидкая . .	3	4	5	6	7
3,5—4,0	Густая . .	3	3,5	4,0	4,5	5,0
	Жидкая . .	4	5	6	7	8

Агитаторы Дорра имеют перед другими, ранее употреблявшимися агитаторами ряд весьма существенных преимуществ, благодаря которым они получили наиболее широкое распространение. Только в самое последнее время некоторые конструкции агитаторов усовершенствованы настолько, что применение их стало более эффективным, чем агитаторов Дорра.

Агитатор Уоллеса представляет дальнейшее усовершенствование агитатора Денвер. В отличие от последнего в нем осуществляется как механическая, так и пневматическая агитация.

Этим достигается бóльшая равномерность агитации и более полная аэрация, что снижает продолжительность цианирования, т. е. повышает производительность агитатора.

На фиг. 131 показано устройство агитатора типа Уоллеса, спроектированного Гипрозолото. В отличие от рассмотренного выше агитатора Денвер, данный агитатор имеет ряд аэролифтов, помещенных по периферии чана. Воздух в этот агитатор подается через трубки,



Фиг. 131. Агитатор типа Уоллеса (по проекту Гипрозолото)

опущенные сверху в аэролифтные трубы. Последние изогнуты под углом в 90° и присоединены к центральной трубе.

Пульпа, засасываемая действием аэролифта, поступает в центральную трубу. Особенностью действия совокупности пропеллера и аэролифтов в агитаторе Уоллеса, по сравнению с другими типами агитаторов (например Дорра), является одинаковое направление импульсов, сообщаемых пульпе разбрасывающим действием пропеллера и всасывающим действием аэролифтов. При увеличении числа оборотов пропеллера агитатора Уоллеса пульпа будет агитироваться более интенсивно; при повышении же числа оборотов грабель агитатора Дорра более 5—7 об/мин наступает ухудшение агитации.

Чан агитатора Уоллеса изготовляется как из металла, так и из дерева. Размеры и характеристика агитаторов Уоллеса (принятые Гипрозолото) приведены в табл. 48.

Быстрое движение пульпы в центральной трубе и интенсивное засасывание в нее непрерывно сбивает пену, устраняя таким образом затруднения, возникающие вследствие образования избыточной пены, и создавая в то же время усиленную аэрацию во всей массе пульпы.

Весьма высокая эффективность агитаторов данного типа характеризуется чрезвычайно большим увеличением объема пульпы. После

пуска в действие пропеллера в течение нескольких минут пульпа расширяется и поднимается вверх, пока не увеличится на 5—10% от своего объема.

Этот тип агитатора особенно применим для цианирования пульп, содержащих тяжелые минералы, трудно растворяющееся золото и неотмытые флотационные реагенты.

Таблица 48

Размеры и характеристика агитаторов Уоллеса
(принятые Гипрозолото)

Размеры чана, *м*		Полезный объем, *м*³	Число оборотов в мин.	Необходимая мощность, *л. с.*	Потребление воздуха		Вес механизма, *т*	Габариты, *мм*		
диаметр	высота				объем, *м*³/*мин*	давление, *кг*/*см*²		ширина	длина	высота
2,1	2,1	6	200	3	0,3—0,5	0,4—0,6	0,7	3200	2200	3500
3,0	3,0	17	190	5	0,6—0,9	0,6—0,8	1,4	3100	3100	4500
3,6	3,6	28	150	7,5	0,9—1,3	0,8—1	2	3700	3700	5400
4,5	4,5	58	130	10	1,3—1,6	1—1,2	3	4700	4700	6500

Следует отметить, что широкая труба и пропеллер агитатора типа Уоллеса могут быть установлены в чане агитатора другого типа, что повышает производительность агитатора на 40—50% (при тех же габаритах чана). Цианирование в агитаторе Уоллеса дает такое же извлечение золота, как и в агитаторах другого типа, но затрачивает лишь 50—60% времени, необходимого для получения таких же результатов в агитаторах другого типа.

Аэролифтный агитатор (фиг. 132), введенный в практику в последнее время, весьма прост по своей конструкции и имеет довольно широкое применение при цианировании, агитации, аэрации или в качестве контактного чана.

Агитатор вместо пропеллера имеет вращающиеся грабли (мешалки), которые могут быть наклонены под различными углами к горизонту до 45°. Боковые аэролифты состоят из двух вертикальных труб, расположенных диаметрально противоположно. Каждая из них соединяется наверху через колено со слабо наклонной трубой.

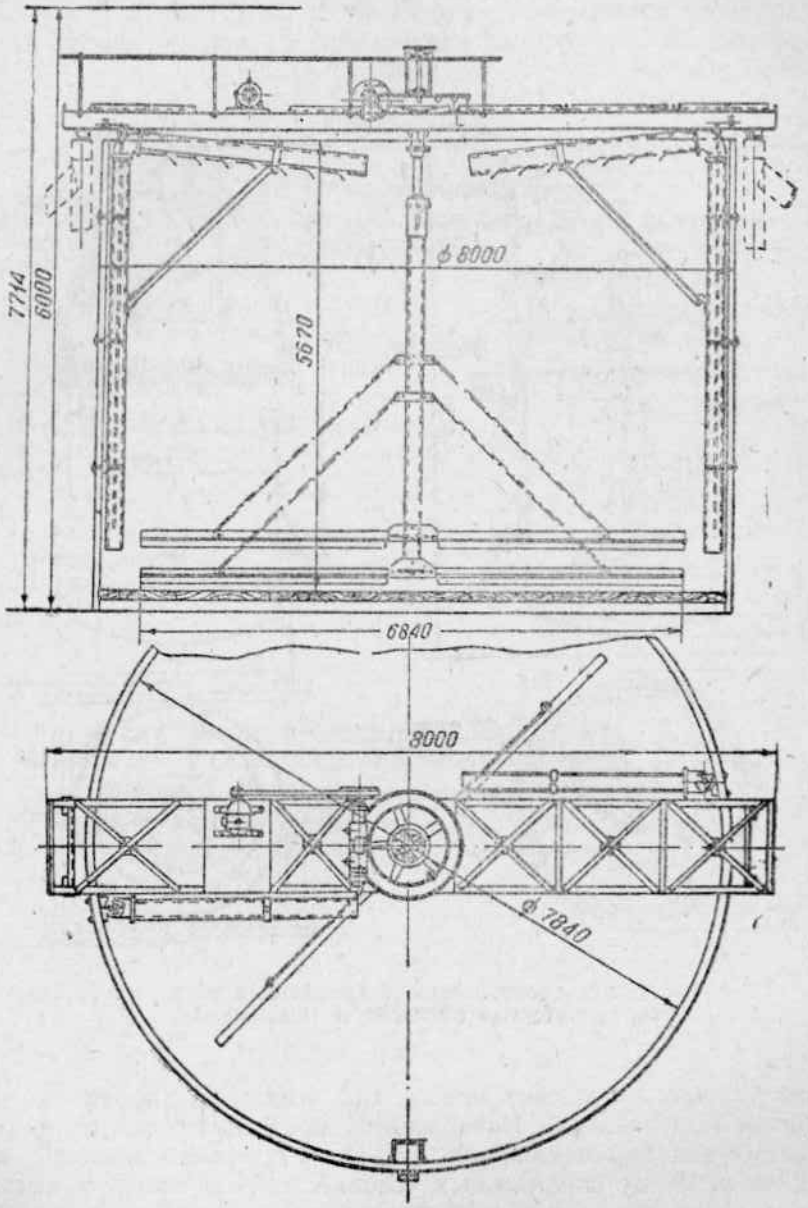
В аэролифтные трубы сверху введены воздушные трубки, по которым вдувается воздух. При агитации пульпа выливается в чан через отверстия в нижней поверхности наклонной трубы и из ее открытого конца.

Отбрасываемая мешалками к периферии чана пульпа захватывается аэролифтами и выливается обратно, распределяясь по поверхности.

Центральный вал представляет трубу, которая в случае необходимости может быть использована, как дополнительный аэролифт.

Перемешивающее устройство при помощи верхнего штурвала может быть поднято целиком (аналогично механизму сгустителя), что дает возможность избежать затруднений, возникающих вследствие отстаивания пульпы в чане.

Приводной (червячный) механизм целиком заключается в закрытую коробку, что исключает возможность частого засорения, делает конструкцию более компактной и долговечной. Мотор и коробка привод-



Фиг. 132. Аэролифтный агитатор

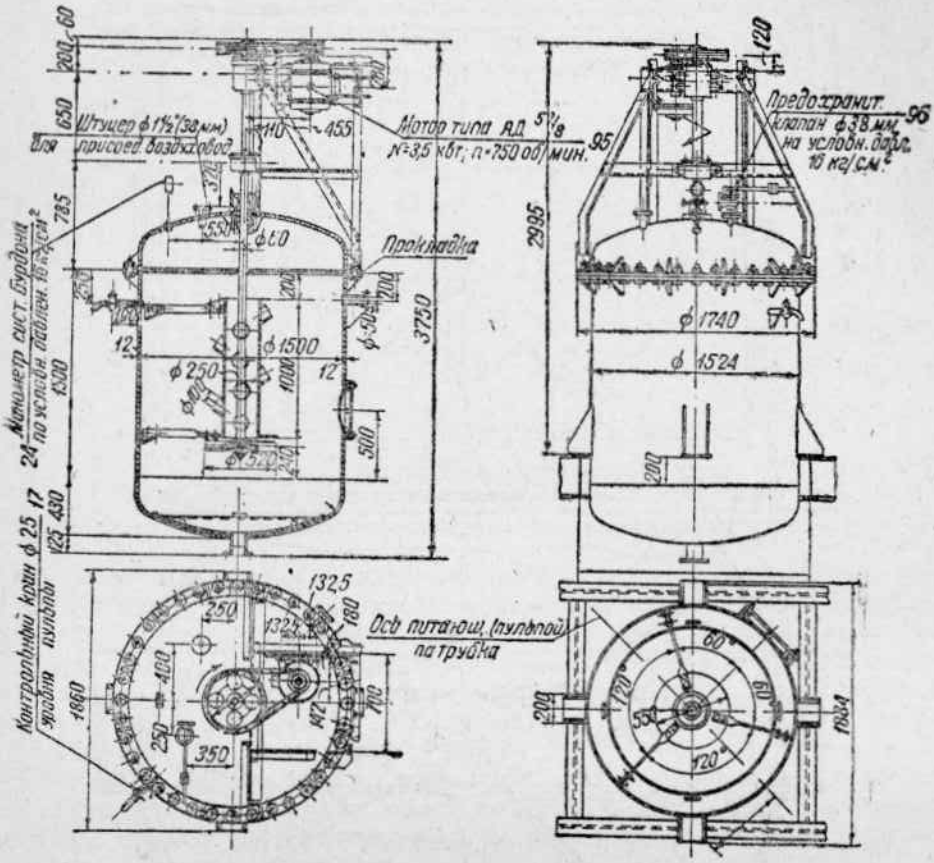
ного механизма устанавливаются на перекрытии чана, которое состоит из двух швеллеров, связанных накрест уголковым железом.

Благодаря вполне согласованному действию мешалок и аэролифтов этот агитатор расходует небольшое количество энергии.

Гипрозолотом приняты два размера этих агитаторов: 1) 6000 × × 4500 *мм* и 2) 8000 × 6000 *мм*.

§ 75. Агитатор для цианирования под давлением

Выщелачивание агитацией при повышенном содержании кислорода требует применения закрытого агитатора, так как при перемешивании пульпы повышенная концентрация кислорода в пульпе может поддерживаться только при увеличении его парциального давления в газовой фазе.



Фиг. 133. Агитатор для цианирования под давлением воздуха и в атмосфере кислорода (Плаксин и Ивановский)

Этим условиям отвечает новый тип агитатора (проект которого разработан Плаксиным и Ивановским), представленный на фиг. 133. Устройство для перемешивания пульпы аналогично мешалке агитатора Денвер. Ввиду специальных условий работы скорость вращения мешалки может изменяться в пределах от 150 до 450 об/мин. Стальной чан плотно закрывается крышкой (с прокладкой из холста с суриком или из свинца), которая подтягивается болтами. Вал мешалки проходит через вертикальный подшипник, дающий необходимое уплотнение (без применения смазки). По условиям своей работы чан имеет в крышке: штуцер для присоединения воздуховода, манометр и предохранительный клапан (на условное давление 16 *кг/см*²). Агитатор может применяться как для периодической, так и для непрерывной работы. Емкость чана — от 0,5 до 25 *м*³.

§ 76. Определение размера чанов для агитаторов

Количество твердого, находящегося в агитаторе, и объем агитатора (с учетом объема над поверхностью пульпы до верха чана) находят по следующим уравнениям:

$$t = \frac{T}{24N}(n + n_1)$$

$$V = K \cdot \frac{t}{P},$$

где t — количество твердого, находящегося в агитаторе;
T — количество руды, обрабатываемой во всех агитаторах в сутки;
N — число агитаторов;
n — время агитации в часах;
n_1 — время на наполнение и опоражнивание агитатора в случае периодической агитации (при непрерывной агитации $n_1 = 0$);
V — фактический объем агитатора;
K — отношение фактического объема к полезному (т. е. к занятому пульпой); $K = \frac{1}{\eta}$, где η — коэфициент наполнения чана, равный 0,8—0,9;
P — содержание твердой части пульпы в $т^*$ на 1 $м^3$ пульпы.

Продолжительность агитации в одном агитаторе определяется по формуле:

$$n' = \frac{V_0 \cdot 24}{Q},$$

где n' — время агитации (контакта) в часах;
Q — объем пульпы, поступающей в агитатор за сутки;
V_0 — полезный объем агитатора.

При последовательной агитации в N агитаторах время нахождения пульпы в N агитаторах равно

$$n = n' \cdot N.$$

ГЛАВА ДЕСЯТАЯ

ОБЕЗВОЖИВАНИЕ И ПРОМЫВКА В ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ

§ 77. Значение обезвоживания в гидрометаллургических процессах

Операции обезвоживания являются вспомогательными, но значение их при гидрометаллургическом извлечении металлов из руд весьма велико. Некоторые операции извлечения металла совмещаются с обезвоживанием. Так, например, весь цикл цианирования илов в Хомстэке производится в фильтр-прессе Мерилла, представляющем, по существу, аппарат для обезвоживания.

Основными способами обезвоживания являются сгущение и фильтрация.

Сгущение заключается в частичном обезвоживании до предела, не требующего применения вакуума или давления. В большинстве случаев это соответствует 50% содержания жидкости в пульпе (по весу) или отношению $Ж : Т = 1 : 1$ и зависит от крупности и удельного веса.

При фильтрации конец обезвоживания определяется окончанием действия отсасывания или давления. При этом эффект обезвоживания достигает значительно более высокого предела в результате сгущения. Содержание влаги в кэках после фильтрации обычно составляет 14—22% для кварцевого материала. Оно зависит от крупности, удельного веса твердого, состава и характера пульпы и других факторов.

На фильтрах далеко не всегда можно обрабатывать материал со значительным содержанием влаги. Лучшие результаты получаются при фильтрации пульпы с отношением $Ж : Т$ не выше 1 : 1.

Некоторые аппараты для сгущения и фильтрации (сгустители Гентера, Гардинжа и др.) получают в течение короткого времени более обезвоженный продукт благодаря введению в конструкцию сгустителя фильтрующих элементов. Наличие таких комбинированных аппаратов говорит о целесообразности одновременного рассмотрения общих основ физико-химических процессов, на которых базируются операции обезвоживания (как сгущения, так и фильтрации), и соответствующих им элементов конструкции исполнительных аппаратов.

§ 78. Физико-химические процессы в отстаивающейся пульпе

Частицы, содержащиеся в отстаивающейся пульпе, весьма отличаются по размерам. Наряду с зернистыми частицами, имеющими размеры 0,5—0,07 *мм*, в пульпе содержится значительное число частиц, меньших 0,001 *мм;* относительно более крупные частицы оседают (в соответствии с формулой Стокса), а более мелкие весьма долго удерживаются во взвешенном состоянии. Взвешенные частицы малых размеров пептизированы, чему способствует дефлокуляция этих частиц.

Для улучшения отстаивания необходимо произвести укрупнение частиц путем слипания их (флокуляция). Устойчивость дисперсных систем создается в результате адсорбции ионов на поверхности коллоидных частиц. В результате этого диспергированное вещество несет заряд противоположного знака, чем дисперсионная среда.

Для разрушения устойчивости дисперсной системы необходимо ввести в раствор вещество, которое образует ионы, обладающие свойством адсорбироваться на поверхности дисперсной фазы и одновременно обладающие противоположным зарядом, чем ионы, создающие устойчивость системы. В результате введения коагулятора заряды частиц компенсируются адсорбированными ионами. При введении оптимального количества коагулятора происходит укрупнение частиц и образование хлопьев.

При отстаивании режим оседания частиц смеси зависит от флокуляции или дефлокуляции осаждающихся частиц и от степени разбавления смеси. В случае дефлокулированных частиц или в случае высокого разбавления смеси происходит свободное оседание (седиментация), которое состоит в том, что отдельные частицы оседают независимо со скоростью, соответствующей уравнению Стокса.

При этом более крупные частицы быстро выпадают на дно сосуда, а коллоидные еще долго остаются во взвешенном состоянии. В условиях сгущения это дает мутные сливы.

Отношение *Ж : Т* смеси влияет на скорость отстаивания также независимо от непосредственного влияния на флокуляцию.

Повышение степени разбавления пульпы *(Ж : Т)* ускоряет отстаивание. Наряду с этим следует отметить ускорение процесса флокуляции при повышении содержания твердого в смеси с жидкостью.

При консолидированном осаждении частицы флокулированной смеси опускаются всей массой и верхний слой жидкости становится совершенно светлым. Жидкость вытесняется вверх вследствие оседания твердого вещества, уменьшения расстояния между отдельными хлопьями и уплотнения их. В условиях сжатия пульпы определение скорости падения частиц на основании уравнения Стокса невозможно, так как отдельные агрегаты частиц непостоянны по размерам, содержат воду, имеют весьма различную форму и соприкасаются между собой.

Флокуляция смеси является весьма важным фактором для определения условий процесса обезвоживания и промывки. Осуществление флокуляции в практике обработки руд достигается следующими приемами: 1) действием электролитов, 2) добавлением коллоидов, 3) установлением необходимого отношения *Ж : Т* в поступающей пульпе, 4) поддержанием достаточно высокой температуры.

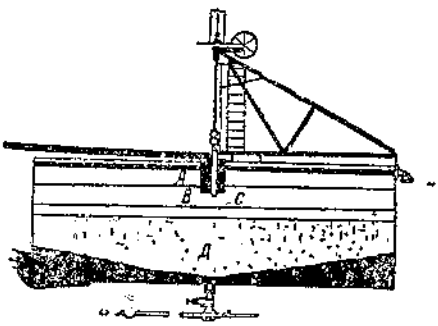
Наибольшее практическое значение имеет флокуляция, достигаемая добавлением электролитов. Обычным электролитом, вводимым в цианистом процессе, является известь.

Опыты Рэльстона показывают, что для весьма разбавленной пульпы (*Ж : Т* = 20 : 1) концентрация извести 0,02% (вполне обеспечивающая условия цианирования) повышает скорость отстаивания на 35%. При более разбавленной пульпе такой эффект не достигается и введение того же количества извести даст увеличение скорости отстаивания всего на 4%. Введение извести в разбавленную пульпу наряду с воздействием на скорость отстаивания ускоряет переход к консолидированному осаждению. В плотных пульпах такой эффект не наблюдается.

При адсорбции коллоидами многовалентных ионов получаются более эффективные результаты как в отношении флокуляции, так и в отношении диспергирования, чем при адсорбции ионов меньшей валентности.

Минералогический состав руды и даже некоторые компоненты, содержащиеся в ней в малых количествах, сильно влияют на эффект флокуляции, происходящей в результате действия различных реагентов.

Повышение температуры в большинстве случаев вызывает ускорение отстаивания пульпы. Дорр считает, что нагревание пульпы может увеличить производительность сгустителя на 10—20%.



Фиг. 134. Фазы отстаивания пульпы в сгустителе Дорра

Весьма существенным для сгущения является то, что глубина отстаивающейся пульпы не влияет на скорость отстаивания.

Для сгущения практическое значение имеет обратимость флокуляции, колебание концентрации электролитов, вызывающее отклонение от изоэлектрической точки вследствие их избытка или недостатка. Это колебание может вызвать эффект, обратный действию оптимальной концентрации. Ряд других факторов (изменение характера руды, отношение $Ж:Т$, температура и т. д.) могут вызвать обратимость явления флокуляции, что приведет к образованию мутного слива и к понижению производительности сгустителя.

§ 79. Отстаивание пульпы и показатели для расчета сгустителей

На фиг. 134 в разрезе сгустителя Дорра показаны зоны: 1) осветленного раствора *А*, 2) свободного отстаивания *В*, 3) переходная *С*, 4) сжатия *Д*, 5) движения гребков.

Определение критической линии раздела свободного оседания от сжатия не всегда легко произвести. Указаниями на зону сжатия являются замедление в скорости отстаивания и образование каналов чистого раствора, проходящих через сгущенную массу твердых частиц.

Ко и Клевенджер в своей работе по сгущению говорят, что пульпа, находящаяся в зоне свободного отстаивания, характеризуется однообразным видом поверхности при отсутствии проходящих через нее каналов светлой жидкости и однообразным строением, которое можно наблюдать в стеклянном цилиндре.

Значение критической густоты пульпы зависит от сгущаемого материала и от концентрации веществ, присутствующих в водном растворе[1].

Влияние извести на изменение критического отношения $Ж:Т$ приведено в табл. 49.

[1] По данным Миллера, значение критического отношения $Ж:Т$ для обыкновенного ила находится в пределах от 2 до 3:1 (25—33,3% твердого); в то время как по данным того же автора для илов руды Эл Тайгр то же отношение находится в пределах от 4 до 17 : 1 (наибольшее значение для весьма коллоидного ила).

Надо заметить, что после достижения предельного сгущения пульпы, характеризуемого временным прекращением сжатия, в дальнейшем все-таки замечается дополнительное медленное уменьшение объема. Это уменьшение объема некоторые авторы считают третьей стадией отстаивания, которая следует после достижения $Ж:Т = 1:1\frac{1}{2}$. В течение этой третьей стадии сгущения происходит добавочное сжатие за счет постепенного распада хлопьев (образовавшихся в результате флокуляции) на более мелкие сгустки коагулированных частиц.

Таблица 49

Влияние извести на изменение критического отношения $Ж:Т$ в пульпе
(по Мишлеру)

$CaO_г$ %	Критическое отношение $Ж:Т$
0,0075	4:1
0,0125	4,7:1
0,01757	5,1:1
0,0225	5,2:1

Предел сгущения, достигаемый в практике, по Фри составляет $Ж:Т = 1:1\frac{1}{2} — 1:1$. По данным Уайта и Доулинга, основанным на практике Рэнда, предел сгущения обычно изменяется не более чем от 35 до 55% жидкого в пульпе.

Сжатие сгущающейся пульпы происходит с асимптотически уменьшающейся скоростью, причем за окончание его принимается такое состояние, когда в течение 1—2 *час.* незаметно дальнейшего изменения объема. Дальнейшее сжатие происходит в результате перемешивания.

Когда пульпа достигает критического состояния при высоком отношении $Ж:Т$ и медленно отстаивается, процесс сгущения может быть значительно усилен под действием перемешивающих устройств, которые способствуют образованию каналов в пульпе, облегчающих выделение из нее жидкости.

Скорость восходящей струи в сгустителях с разбавленной цианистой пульпой составляет около 0,25 *мм/сек*. При более плотной пульпе фактическая скорость восходящей струи оказывается значительно меньшей. Это указывает на возможность вводить добавочно воду в сгуститель, работающий на густой пульпе, без понижения его производительности по твердому.

Скорость восходящей струи в случае пульп, поступающих во флотацию, составляет в среднем 0,19 *мм/сек* и находится в пределах 0,10—0,41 *мм/сек*.

Сгущение флотационных концентратов довольно затруднительно вследствие тонкости материала и наличия флотационных реагентов, затрудняющих процесс сгущения и, в первую очередь, мешающих флокуляции; ввиду этого скорость восходящей струи понижают до 0,05 *мм/сек*.

При ориентировочном расчете сгустителя пользуются величиной удельной площади сгущения, которая в известных пределах вероятности может быть ориентировочно установлена для различных руд и различных условий сгущения (см. табл. 50).

В цианистом процессе при сгущении пульп, содержащих 75—90% классов —200 меш, и при начальном отношении $Ж:Т$ в пределах 9:1 — 4:1 удельная площадь в случае преобладания кристалличе-

ского материала составляет 0,40—0,60 $м^2/т$ в сутки. При значительном содержании глины удельная площадь значительно возрастает и находится в пределах 1,5—2,0 $м^2/т$ в сутки.

При сгущении после агитации пульпы (перед фильтрацией) площадь, отнесенная к 1 $л$ слива, обычно находится в пределах 0,05 — 0,45 $м^2/л$ слива в 1 мин. и в среднем приближается к 0,25 $м^2$.

Для пульп, содержащих менее 5% твердого (когда объем слива является определяющим условием), удельная площадь сгущения изменяется в пределах 0,1—2,0 $м^2/т$ в сутки и в среднем составляет 0,8 $м^2$. На 1 $л$ слива в 1 мин. удельная площадь сгущения находится в пределах 0,03—0,22 $м^2$ и в среднем составляет 0,08 $м^2$.

В случае сгущения флотационных концентратов перед последующей фильтрацией удельная площадь находится в пределах 0,9—4,1 $м^2/т$ в сутки.

Определение высоты сгустителя производится в зависимости от высоты четырех зон, через которые проходит сгущающаяся пульпа. Высота зоны осветленного раствора определяется условиями сгущения, гарантирующими чистый слив. При некотором переполнении сгустителя поступающим материалом и при изменении характера последнего (увеличение глинистой или охристой фракции) со сгустителя может пойти мутный слив, затрудняющий обработку. С учетом этого устанавливается высота зоны осветленного раствора.

Высота зоны осветленного раствора может быть принята 0,5—0,8 $м$. Высота зоны движения гребков вычисляется[1] или берется равной 0,3—0,4 $м$.

Высоту зон сгущения (включающих зону свободного отстаивания и сжатия) устанавливают ориентировочно в соответствии со свойствами пульпы или путем расчета, основанного на экспериментальных данных.

Предел сгущения, достигаемый пульпой при выходе из сгустителя, для обычных кварцевых и силикатных руд составляет 40—55% твердого в пульпе, хотя при желании нетрудно достигнуть содержания 60—70% твердого. Присутствие в руде глины или охры не дает возможности получить продукт, уплотненный в той же мере, как при кремнистых рудах.

Образование пены в сгустителях вызывает ряд затруднений, состоящих в возникновении мутных сливов и в удалении плотной пены. Возникновение ее связано с предшествующей флотацией, после которой пена направляется в сгустители, а также возможно при осуществлении цианирования вследствие: 1) попадания смазочных масел, 2) характера руды (охристое вещество, слюдистые включения и т. д.), 3) значительного разбавления поступающей пульпы[2].

Последними работами [102] показано, что причиной пенообразования при цианировании являются преимущественно смолистые вещества, экстрагирующиеся из древесной щепы. Последняя попадает в руду в виде остатков крепежного материала, употребляемого при ведении горных работ. Значительного понижения пенообразования

---

[1] Для зернистого и сульфидного материала угол наклона гребков сгустителя может быть принят $\alpha \approx 12°$.

[2] Наблюдения, произведенные на балейских фабриках, показывают, что увеличение пенообразования и мутные сливы могут возникать при поступлении в сгустители пульпы с отношением $Ж:Т$ выше 6—7 и при значительных колебаниях в подаче. Влияние разжижения связано с наличием коллоидной охристой фракции илов, переходящей в пену [62].

вследствие этой причины можно достигнуть: 1) введением веществ, разрушающих пену (крахмал, алюминиевые квасцы и др.), 2) понижением свободной щелочности до 0,002—0,003% CaO (что далеко не всегда применимо) и 3) агитацией пульпы.

Смазочные вещества в малом количестве (до 10 *г/м*³ пульпы) не образуют пены.

Чаще всего пену разрушают, направляя на нее струи или брызги воды. Так как разрушению подвергается каждый пузырек, а для разрушения пены требуется достаточная сила струи, то для этого необходимо иметь достаточно большое число струй или брызг. Слишком большая скорость падающей воды может дать обратный эффект и произвести дополнительное пенообразование.

На флотационных фабриках струи или брызги направляются на поверхность пены при движении последней по желобам при выходе из флотационных машин или перед поступлением в сгуститель.

В некоторых случаях разрушения пены достигают введением ее в зумпф центробежного насоса; при прохождении через турбинку последнего происходит разбивание пузырей. Впрочем не всегда этот прием оказывается успешным. Известен случай разбивания плотной флотационной пены путем введения ее во всасывающую трубу вентилятора (1200 × 150 *мм* при скорости 250 *об/мин*). Производительность этого устройства для разбивания пены достигала более 45 *т/сутки*. Лопасти ротора изнашивались через 4—6 месяцев.

Во избежание попадания пены в сливные воды и растворы на цианистых и флотационных фабриках устанавливают пеноудержательные кольца, расположенные на расстоянии нескольких сантиметров от сливного порога. Такое кольцо погружено на несколько сантиметров ниже уровня жидкости и подымается немного выше сливного порога. Пена, всплывающая на поверхность сгустителя, удерживается этим кольцом и по мере увеличения слоя высыхает и делается более плотной.

Такие кольца с успехом применяются, например, на балейском заводе для удержания пены, которая образуется в цианистом растворе на поверхности сгустителей, предшествующих агитации. На Дарасунской флотационной фабрике кольца применяются для удержания пены в сгустителях флотационного концентрата.

По мере накопления пена должна удаляться из пределов кольца, так как в противном случае она может вызывать возникновение мути в сливных растворах вследствие налипания снизу и образования глубокого вертикального канала, вводящего пульпу в нижележащие слои отстаивающегося материала[1].

В других случаях пена, всплывающая на поверхность сгустителя, снималась при помощи вращающихся лопаток с удалением в специальный жолоб и совместно со сгущенным продуктом поступала на фильтры.

С целью уничтожения или понижения пенообразования также возможно применение ряда приемов, состоящих в понижении поверхностного натяжения жидкой фазы, в которой образуется пена. Так, например, возможно применение таких реагентов, которые вызывают пенообразование при значительно более низких концентрациях (древесные креозоты, сосновое масло). Вода, содержащая эти концентра-

[1] Для упрощения удаления пены на флотационной фабрике в Майами попеременно пользовались несколькими чанами, чем достигали слеживания пены и удаления ее.

ции реагентов, при соприкосновении с пузырьками пены вызывает разрушение последних.

В некоторых случаях считают, что известь может понизить пенообразование, но, повидимому, действие ее является косвенным и состоит в ускорении отстаивания [1].

§ 80. Классификация сгустителей. Одноярусные сгустители, основанные на принципе свободного отстаивания пульпы

Различные типы сгустителей, применяемые в гидрометаллургии (и в обогащении), могут быть подразделены на следующие группы:

I. Пруды и чаны-отстойники периодического действия

II. Сгустители, основанные на свободном отстаивании пульпы
- 1. Одноярусные.
- 2. Двухъярусные и многоярусные
- 3. Многоярусные промывные сгустители

III. Сгустители-фильтры
- 1. С фильтрующим днищем
- 2. С фильтрующими элементами

Пруды и чаны-отстойники периодического действия являются простейшими сгустительными устройствами, которые лишены механизма, производящего перегребание, сгущенной пульпы или способствующего обезвоживанию. Удаление жидкости из них производится с конца, противоположного поступлению пульпы (на том же уровне, как и поступление). Поступление пульпы в такой отстойник прекращают в момент образования мутного слива и переключают поступление пульпы в следующий отстойник. Для удаления осветленной жидкости применяют или вертикальные трубы, высота которых регулируется наращиванием, или наклонные трубы, соединенные коленом с горизонтальной трубой. Сгущенную пульпу удаляют самотеком или центробежным насосом.

По данным золотоизвлекательных предприятий Рэнда два пруда для отстаивания, имеющие общую периферическую линию 5 500—6 400 *м*, сгущают в месяц 27 000 *т* илов.

Наибольшим распространением на золотоизвлекательных предприятиях пользуются одноярусные сгустители Дорра стандартного типа (фиг. 135).

Характеристика типизированных одноярусных сгустителей Дорра приводится в табл. 50.

Механизм сгустителя представляет вертикальный вал, подвешенный на ферме или на балках (два швелера), которые опираются на собственные опоры чана. Исключение составляют железобетонные чаны. Вал приводится во вращение от приводного шкива через червячную передачу и делает (в зависимости от размера чана) 2½—20 *об/час*. Окружная скорость лопастей находится в пределах 0,04—0,2 *м/сек*.

Гребковый механизм состоит из четырех лопастей, сделанных из швелерных балок, к нижней полке которых приклепаны скребки. Взаимноперпендикулярные лопасти с целью равномерного распределения давления на них делаются различной длины.

[1] В последнее время на канадских фабриках уничтожение пены, образующейся в первичных сгустителях при цианировании, производилось добавлением извести. Последняя загружается в цикл измельчения из расчета 90—70 *кг*, а в амальгамационную бочку — из расчета 4,5—1,1 *кг*.

Таблица 59

Типизированные одноярусные сгустители (типа Дорра)

Типизированные размеры, *мм*	Продолжительность одного оборота, мин.	Мощность мотора для приведения в действие, *л. с.*	Общий вес, *т*	Габариты, *мм*	
				диаметр	высота
1 800 × 1 800	3	0,5	0,25	2 160	4 200
3 600 × 1 800	5	1,0	0,50	4 320	4 600
5 000 × 3 000	6	2,0	0,95	6 000	6 000
6 000 × 3 000	8	2,0	1,40	7 000	6 000
7 200 × 3 600	9	2,5	1,65	8 000	6 600
9 000 × 3 600	10	3,5	2,00	10 000	6 600
12 000 × 3 600	12	5,0	2,75	13 400	7 200
15 000 × 3 600	15	7,5	5,40	17 000	7 500
18 000 × 3 600	18	7,5	10,00	20 600	5 500
24 000 × 3 600	24	10,0	17,50	26 800	6 000
30 000 × 3 600	32	15,0	26,00	33 000	6 000

Примечание. Размеры указаны: 1) для наружного диаметра, 2) для высоты, включая приводной механизм и разгрузочное устройство.

Скорость движения лопастей зависит от характера сгущаемого материала. Более крупный и более тяжелый материал требует увеличенной скорости движения лопастей. Скорость движения концов гребков при сгущении флотационного концентрата составляет 4,5—6 *м/мин*, в то время как при сгущении илов эта скорость находится в пределах 3—4,5 *м/мин*. Повидимому, усиление давления гребков на осевший продукт способствует большему его обезвоживанию.

Для приведения в действие сгустителя устанавливаются моторы, мощность которых значительно больше, чем это требуется при нормальном расходе энергии (последний для сгустителей $D = 15{,}2$ *м* не превышает 0,1 *л. с.*). Это необходимо в виде значительного сопротивления пульпы при пуске в ход и во избежание остановки при изменении подачи твердого вещества в сгуститель.

В табл. 51 приводятся условия работы сгустителей Дорра на нескольких цианистых золотоизвлекательных предприятиях.

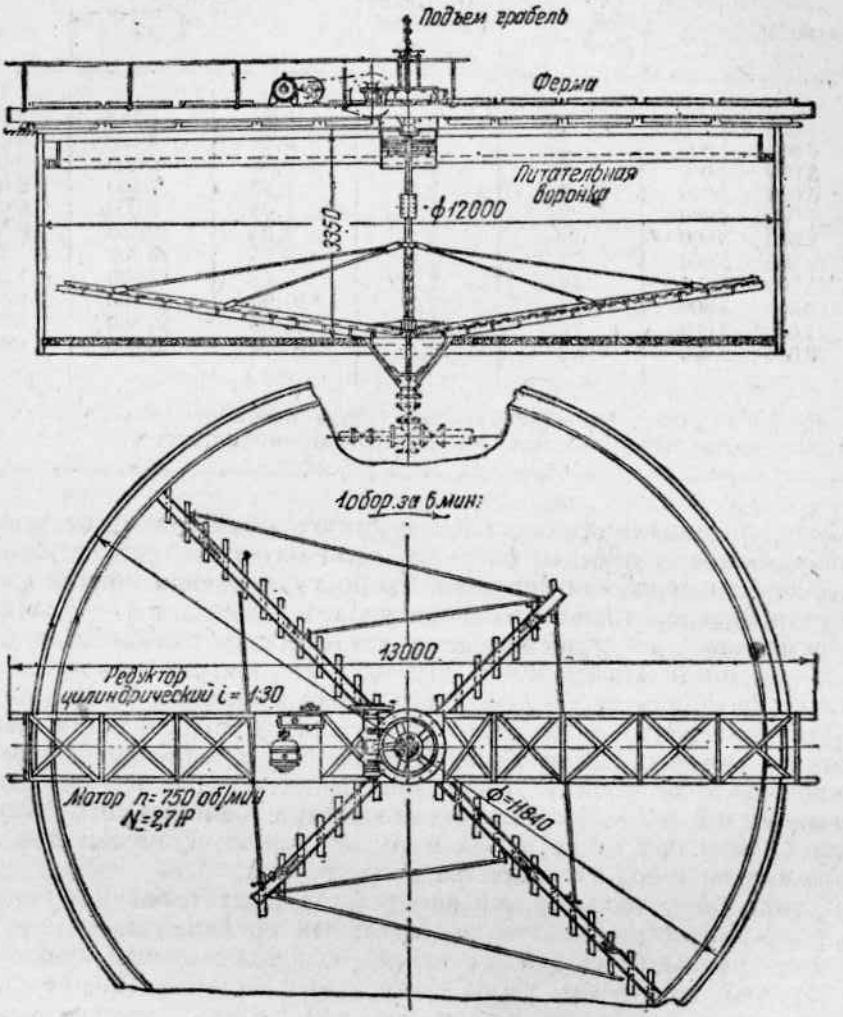
Для нормальной работы сгустителя большое значение имеют условия поступления пульпы через центральный барабан. При неправильном введении пульпы, т. е. при большой глубине погружения, происходит взмучивание на границе с осветленным раствором.

Для сгустителей большого размера применяется периферический привод движения (тракционные сгустители). Эти сгустители строятся диаметром 15 *м* и выше. Сгущение хвостов на фабриках производится в тракционных сгустителях диаметром до 100 *м*. Сгуститель с периферическим приводом на флотационной фабрике в Инспирейшен при поверхности 2918 $м^2$ имеет суточную производительность 5 000 *т* (по твердому).

В сгустителях этого типа в центре устанавливается железобетонная колонка, поддерживающая опору одного конца радиальной стальной фермы. Последняя на ручках нижнего пояса несет скребковый механизм и другим своим концом, имеющим колесо, движется по

рельсу, монтированному на борту сгустителя. Для приведения фермы в движение на периферической части ее устанавливается мотор [1].

К положительным сторонам всех сгустителей, основанных на принципе свободного отстаивания пульпы и на применении механического сгребания ее для выгрузки в центре, следует отнести значительную



Фиг. 135. Типизированный сгуститель Дорра 1200 × 3600 *мм*

механизацию их действия и соответственно ничтожную потребность в обслуживающем персонале. Один рабочий обслуживает до 40 сгустителей.

Отрицательной их стороной является большая громоздкость.

В результате стремления к более выгодным технико-экономическим показателям появился ряд более компактных сгустителей.

---

[1] Конец фермы движется со скоростью 4,5—7,5 *м/мин*. С увеличением размера сгустителя скорость движения фермы уменьшается.

Таблица 51

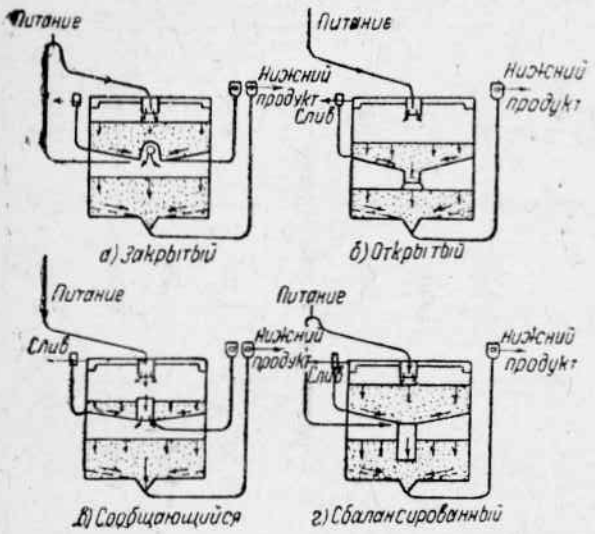
Условия работы сгустителей Дорра при цианировании золотых руд

(по Таггарту)

Характеристика	Фабрики					
	Элько-Принс	Невада Паккард	Питтсбург Долорес	Сиа Реаль-дем Монте	Либерти Белл	Юнайтед Истери
Размер (диаметр, высота), *м*	7,9×4,8	8,5×3,0	9,1×1,5	9,1×3,0	10,0×3,0	12,1×3,6
Продолжительность оборота, мин.	5,3	7	—	7	8	10
Процент класса — 200 меш в твердой части питания	—	72	80	75	64	82
Процент твердого в питании	12	20	40	7	9	20
Процент твердого в сгущенной пульпе	40–45	50	50	42	67	50
Слив	—	Совершенно чистый раствор				
Удельная площадь чана в $м^2$ на 1 *т* суточной производительности (по твердому)	1,98	0,50	1,21	0,49	1,59	0,45
То же, на 1 *л* слива в минуту	28,5	13,8	2,26	3,4	14,7	12,8
Скорость восходящей струи, *мм/сек*	0,03	0,06	0,004	0,25	0,06	0,07
Процент выделения воды при сгущении	82	75	30,8	89,6	95,2	75

§ 81. Двух- и многоярусные сгустители

В целях более рационального использования площади фабрик устанавливаются сгустители, которые имеют несколько камер, расположенных по многоэтажному принципу. Такие сгустители, эффективно использующие площадь и кубатуру здания, нашли применение преимущественно в странах с холодным климатом (Канада, северная часть США). Наиболее элементарной формой сгустителя такого типа является этажное расположение нескольких сгустителей, имеющих общий вертикальный вал с одним приводом. Каждый из сгустителей, расположенных один над другим, имеет независимое питание и независимые сливы на различных уровнях. В настоящее время такие сгустители, установленные ранее на некоторых фабриках (например, в Анаконда) уже устарели и заменены многокамерными, отделения которых помещаются в общем чане. Сгустители последнего типа дают возможность получать на одном общем уровне сливы всех ярусов.



Фиг. 136. Типы двухярусных сгустителей

Применение многоярусных сгустителей основано на том, что получение осветленного раствора целиком зависит от площади сгущения. Чем больше последняя, тем соответственно большая масса пульпы может подвергаться отстаиванию. Получение сгущенного продукта определяется высотой сгущения. Таким образом подразделение сгустителя на камеры соответственно повышает его производительность.

Двухярусные сгустители (фиг. 136) могут быть классифицированы следующим образом.

I. Закрытый тип (*а*) состоит из совершенно изолированных, независимо работающих и многоэтажно расположенных сгустителей. Гребковые механизмы их монтированы на общем вертикальном валу. Недостатками данного типа являются большая громоздкость по сравнению с другими типами и трудность крепления промежуточных днищ, что делает сгуститель более дорогим.

II. Открытый тип (*б*) характеризуется поступлением питания только в верхнее отделение, сгущенная пульпа выходит только из нижнего отделения. Сливы осветленного раствора получаются из обоих отделений. Значительного применения этот тип сгустителя не получил. Применение его ограничивается сгущением пульп с высоким отношением $Ж : Т$ при небольшой высоте зоны сжатия.

III. Сообщающийся тип (*в*) имеет подачу пульпы (так же, как и предыдущий) только в верхнее отделение, а нижний продукт полу-

чают независимо из обоих отделений. Применяется для весьма однородных пульп (не дающих сегрегации).

IV. Сбалансированный тип (г) характеризуется тем, что в нем давление столба более тяжелой пульпы уравновешивается давлением более высокого столба осветленного раствора, удаляющегося из нижнего отделения.

Путем изменения давления при регулировке высоты столба осветленного раствора можно достичь изменения высоты столба сгущенной пульпы и распределения питания.

Соединительная воронка в нижнем отделении должна быть опущена ниже уровня сгущенной пульпы. Высота слива, уходящего из нижнего отделения, регулируется посредством колец. Последние надеваются на верхний конец трубы, которая проходит через дно коробки, предназначенной для объединения сливов. Распределение пульпы между отделениями сгустителя достигается вводом ее в питающие трубы через специальную распределительную коробку, монтируемую наверху сгустителя. В настоящее время получил распространение сбалансированный тип многоярусных сгустителей, отличающийся большей гибкостью в отношении условий работы и удобством распределения пульпы по сравнению с другими типами двухъярусных сгустителей.

Приводной механизм двухъярусного сгустителя несет значительно большую нагрузку, чем механизм одноярусного, и поэтому делается утяжеленным.

При монтаже сгустителя сначала собирают чан (деревянный, стальной или бетонный). Над чаном устанавливается деревянная или стальная ферма, после чего монтируются привод, вал, гребки, загрузочная и соединительная воронки.

Внутри чана на козлах производится сборка стальной плотной перегородки, разделяющей камеры сгустителя. Соединение отдельных частей перегородки производится сваркой. Перегородка крепится к стенке чана на кольце из уголкового железа. После ее сборки устанавливают гребковый механизм верхнего отделения.

Площадь сгустителя по отношению к одноярусному представляет величину, кратную числу отделений, но ввиду возможности нарушения эффективности использования площади при распределении пульпы площадь двухъярусного сгустителя принимают равной 1,8 площади соответствующего одноярусного сгустителя.

Данные, характеризующие работу двухъярусных сгустителей на фабриках Канады и США, приводятся в табл. 52.

Из таблицы видно, что наиболее крупные современные золотоизвлекательные предприятия Канады и США при осуществлении цианистого процесса и флотации применяют двухъярусные сгустители. Диаметр чанов этих сгустителей находится в пределах 8,5 — 16,3 *м*, а высота 4,2—4,5 *м*.

Размеры двухъярусных сгустителей по данным проектов Гипрозолото приведены в табл. 53.

§ 82. Сгустители-фильтры

Кроме сгустителей, работающих только по принципу отстаивания пульпы, имеются сгустители, в которых наравне с отстаиванием происходит также фильтрация через слой песка или фильтрующую ма-

Таблица 52

Работа двухъярусных сгустителей

(по Б. В. Невскому)

Фабрика	Производительность *т/сутки*	Размер, *м*		Число установленных сгустителей	Удельная производительность сгустителя, *т/м²*	*Ж* : *Т* в пульпе		Характеристика обрабатываемой руды	Характеристика измельчения, %—200 меш	Примечания
		диаметр	высота			перед сгущением	после сгущения			
Литль Лонг Лейк (Канада)	200	8,5	4,35	3	1,75—3,5	6,8	1,0	Кварцевая	93	2 первичных 1 вторичный
Тек-Юз	1150	8,5	4,2	6	3	3	1,5	»	41,5	
Сан-Антонио (Канада)	300	9,1	—	2	1,6	—	—	»	75	Дополнительно установлен один одноярусный сгуститель ($D = 6{,}1$ *м*)
Пайонир (Британская Колумбия)	400	9,1	4,2	4	3,8	4,5	1,0	»	70	1 первичный 3 вторичных
Гольден Сайкл (США)	1000	9,1	—	2	1,7	—	—	Сульфидная	60	Вторичный
		15,3	—	1	1,2	13	1,4	Обожженная		
								Кварцево-сульфидная	85	Первичный
Кониарум (Канада)	500	12,2	4,2	1	1,9	—	—	Кварцевая	60	
Хауи (Канада)	1000	12,2	—	2	2,0	0,786	0,47	»	41,5	
Дом (Канада)	1350	12,2	4,35	4	3,2	—	—	»	60	
Холинджер (Канада)	4000	12,2	4,5	29	3,5	1,0	—	»	70	
Мак Интайр (США, Поркюпайн)	2100	15,3	4,2	1	1,4	8,0	1,0	Флотационный концентрат	100	Мотор 5 *л. с.*
Хомстэк (США)	3500	16,3	—	2	—	—	1,8	Кварцевая		

терию. Сюда относятся два вида аппаратов: 1) с фильтрующим днищем и 2) с фильтрующими элементами.

Сгустители с фильтрующим днищем имели чрезвычайно ограниченное применение. В настоящее время они употребляются для осветления растворов перед осаждением.

Таблица 53

Стандартизированные размеры двухярусных сгустителей

(Гипрозолото)

Техническая характеристика	Внешние размеры сгустителей, *м*		
	9 × 4,5	12 × 4,5	15 × 4,5
Внутренний размер деревянного чана, *м*	8,8 × 4,125	11,8 × 4,125	14,8 × 4,125
Площадь зеркала, $м^2$	60	109	172
Полезная площадь ($K = 1{,}8$), $м^2$	108	195	310
Производительность (на 1 *т* твердого), *т/сутки*	50—200	100—400	150—600
Расход энергии (приближенно), *л. с.*	0,5	0,5	0,5
Мощность мотора, *л. с.*	3,2	3,2	3,7
Число оборотов механизма, об/мин	0,23	0,23	0,18
Число оборотов приводного шкива, об/мин	21,0	21	16
Вес механизма (без фермы), *т*	4,1	5,08	7,68
Вес ярусной перегородки, *т*	3,16	6,86	10,51
Общий вес металлических частей (механизма и перегородки), *т*	7,26	11,94	18,19

Сгустители с фильтрующими элементами в гидрометаллургии встречаются довольно редко. Несколько чаще они применяются для фильтрации флотационных концентратов. Основным преимуществом этих сгустителей перед ранее рассмотренными является их компактность, благодаря которой они получили некоторое распространение в странах с холодным климатом. В Америке эти сгустители известны под названием сгустителей Гентера.

Сгустители данного типа дают сгущенный продукт, содержащий твердого 65—70% и выше. Несмотря на ряд достоинств, они имеют также и существенный недостаток, состоящий в необходимости обслуживания сложного механизма.

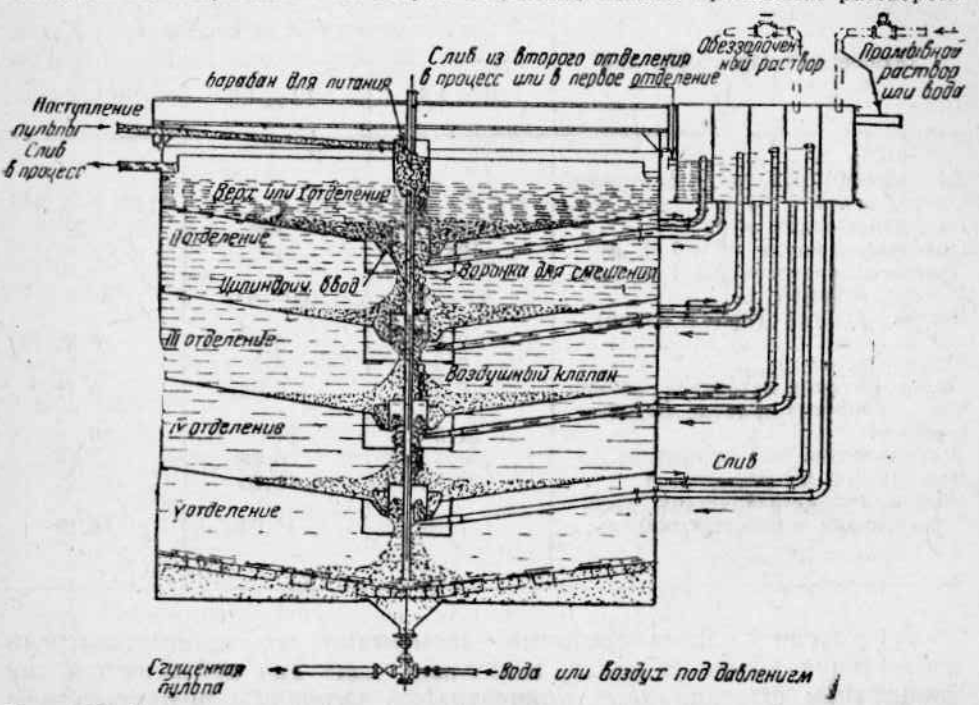
§ 83. Многоярусный промывной сгуститель

Сгуститель данного типа (фиг. 137) употребляется для промывки пульпы после выщелачивания и работает по принципу сгущения при противоточной декантации.

Основным принципом, на котором основано движение материала в сгустителе, является компенсация гидростатического давления пульпы внутри сгустителя давлением столба осветленного раствора большей высоты в сливных трубах. Вследствие этого удается создать движение раствора из низшего отделения сгустителя в более высоко расположенное, где производится распульповка материала, сгущенного в верхнем отделении.

Поступление твердого в сгуститель повышает гидростатическое давление внутри его, что создает подъем осветленного раствора, превышающий уровень слива над уровнем в первом отделении. Перед началом работы чан сгустителя заполняется раствором. Затем через загрузочную воронку начинает поступать питание. Сгущающаяся пульпа накапливается на дне первого отделения, а осветленный раствор поступает в сливной желоб. По накоплении материала на дне первого отделения твердое переходит во второе отделение.

В воронку изоляционной коробки поступает сгущенная пульпа из первого отделения. В коробке происходит разбавление промывным раствором, который представляет слив третьего отделения сгустителя. Этот слив поступает в распределительную коробку по сливной трубе под гидростатическим давлением. Из последней он направляется во второе отделение, являясь промывным раствором.



Фиг. 137. Движение раствора и пульпы в многоярусном промывном сгустителе

Пульпа, смешанная во втором отделении, опять подвергается декантации, в результате которой происходит отстаивание твердого и удаление слива через сливную трубу второго отделения.

После аналогичного прохождения через следующие отделения пульпа выгружается из конуса последнего отделения. Выгрузка пульпы (так же, как и в обычном сгустителе) производится насосом Доррко, способствующим точной регулировке работы. В некоторых случаях выгрузка осуществляется самотеком.

Промывка в нижнем (V или IV) отделении сгустителя производится свежей водой или промывным раствором. Слив его по трубе поднимается гидростатическим давлением в распределительную коробку, являясь промывной водой для третьего отделения. Аналогично этому слив третьего отделения поступает в распределительную коробку в качестве промывки во второе отделение. Слив второго отделения идет в распределительную коробку и удаляется из сгустителя или используется для промывки в первом отделении.

В случае увеличения веса пульпы, происходящего в результате более интенсивной подачи питания или вследствие понижения отношения $Ж:Т$, через отверстие в изоляционной коробке проходит большое количество пульпы. Это происходит до того момента, пока сокращенное время пребывания в сгустителе не вызовет снижения столба пульпы и не сократит соответственно скорость прохождения через отверстия изоляционной коробки. Сокращение веса столба пульпы до тех пор создает пониженную скорость движения через отверстие коробк-

ки, пока более длительное нахождение пульпы в сгустителе не восстановит нормального движения.

Воздух, попадающий в сгуститель во время загрузки и после нее, уходит через автоматически действующую воздуховыпускную трубу.

Воздух, проникающий в чашку изоляционной коробки, попадает в колпачок, где и задерживается до момента, пока давление его не превысит давления окружающей жидкости. Выходящий из чашки воздух собирается в чашке вышележащей коробки, выходя откуда он опять встречает воздушную трубку и, наконец, удаляется в верхней части сгустителя.

§ 84. Характеристика процесса фильтрации

Фильтрация состоит в разделении пульпы на жидкую и твердую часть при прохождении через пористую перегородку, обладающую порами определенного размера. Для осуществления фильтрации необходимо иметь соответствующую фильтрующую среду. При различных условиях фильтрации фильтры соответствуют различным степеням дисперсности твердых частиц.

Надо заметить, что размеры пор фильтра дают основание только для приблизительной оценки задерживающего эффекта при фильтрации. На поверхности фильтрующего материала вырастает фильтрующий слой, обладающий большей задерживающей силой, чем фильтрующий материал. Особое значение имеет граница соприкосновения фильтра с образовавшимся на его поверхности осадком. Слой, образовавшийся в результате фильтрации, может быть использован для процесса, но в других случаях он может служить препятствием для дальнейшего фильтрования.

Характеристика работы фильтра дается по количеству отфильтрованного твердого вещества или по количеству отфильтрованной жидкости. Она определяется ситовым седиментометрическим анализом суспендированной твердой фазы, количеством твердых частиц в ней и характером образованного осадка.

Для сжимаемых осадков с увеличением давления скорость фильтрации будет увеличиваться значительно менее быстро, чем для несжимаемых. Время набора кэка на поверхности фильтра увеличивается пропорционально квадрату толщины кэка[1].

Сжатие кэка на вращающихся вакуум-фильтрах может быть характеризовано постоянной величиной. Надо сказать, что в большинстве случаев фильтрации и на других видах фильтров при обработке руд и концентратов получают практически весьма мало сжимаемый кэк. Сжатие кэка в этих случаях может наблюдаться в фильтрах, работающих под давлением выше 1 *ат* и при наличии в составе кэков веществ, находящихся в коллоидном состоянии и способных к набуханию (гидрат окиси железа, кремнекислота).

Такие фильтры употребляются преимущественно с целью осветления растворов, перед осаждением из них металлов, а иногда при фильтрации пульпы в специальных операциях (например, обработке шламов). Применение фильтров с положительным давлением дает возможность поддерживать более или менее постоянную скорость фильтрации.

В случае однородных сжимаемых осадков фильтрация с соблюдением постоянного давления дает лучшие результаты, чем фильтрация при постоянной скорости, но в то же время применение постоянного давления приводит к слишком большой начальной скорости, кото-

[1] Если пренебречь сопротивлением ткани фильтра.

рая может вызвать образование мутного фильтрата. Ввиду указанного, даже в тех случаях, когда применение постоянного давления целесообразно, следует вначале фильтровать с меньшей скоростью до того момента, когда на фильтре образуется кэк достаточной толщины.

Для определения сопротивления при возрастании давления в течение фильтрации у фильтров, работающих под положительным давлением (как например, фильтры Келли и Бэрта), можно принять, что работа фильтра, начинающаяся при давлении 0,3 *ат*, заканчивается при давлении 3—4 *ат*.

При рассмотрении условий фильтрации сжимаемых осадков различают два случая: 1) образование однородных осадков и 2) образование осадка, состоящего из сжимаемой и несжимаемой частей.

Производительность фильтра выражают в *кг* твердой части пульпы на 1 $м^2$ поверхности фильтра. Производительность фильтра является критерием для разграничения области применения вакуум-фильтров и фильтр-прессов.

Суточная производительность вакуум-фильтров находится в пределах 880—5 800 $кг/м^2$. В случае производительности меньшей 880 $кг/м^2$ вакуум-фильтры не применяются, и для целей фильтрации применяют фильтр-прессы.

В случае вакуум-фильтров непрерывного действия толщина кэков достигает 20 *мм;* обычно она бывает не меньше 6 *мм*.

При фильтрации весьма мелкого материала, особенно содержащего значительное количество коллоидной фракции, толщина кэков понижается (в редких случаях до 3 *мм*).

Соотношение между размером пор и частиц фильтруемого материала имеет весьма большое значение для результатов фильтрации, так как при различных соотношениях между этими величинами возможны три случая влияния на скорость фильтрации: 1) скорость возрастает, 2) скорость уменьшается, 3) скорость остается неизменной.

Гиксон, Уорк и Одель показали, что для пульп, содержащих твердое в пределах 20—60%, может быть предложена следующая зависимость величины пор фильтра от максимального размера частиц фильтруемого материала:

$$m = 175 \sqrt[4]{d_{max}}.$$

В случае определения зависимости величины пор от среднего размера частиц можно воспользоваться той же формулой, но с иным коэфициентом, а именно:

$$m = 190 \sqrt[4]{d}.$$

В связи с указанными выше пределами применимости приведенной формулы надо заметить, что чем гуще фильтруемая пульпа, тем пористее слой, образующийся на фильтре.

В качестве фильтрующей среды в процессах обработки руд и концентратов наибольшим распространением пользуются хлопчато-бумажные ткани. Также пользуются другими видами тканей (шерстяной, минеральной, металлической), пористыми плитками и слоями зернистого материала (песковые фильтры).

§ 85. Классификация фильтров

Основные типы фильтров, употребляемых при обработке руд, можно подразделить следующим образом.

1. В зависимости от способа создания движущего напора:

1) работающие под действием гидростатического давления столба фильтрующейся жидкости, например, чаны-осветлители для растворов, поступающих в осаждение;

2) работающие под действием разрежения, создаваемого вакуум-насосами, например вакуум-фильтры; эти фильтры, естественно, могут использовать напор не выше 1 *ат;*

3) работающие под давлением фильтруемой пульпы или раствора, которое создается действием насоса или, в редких случаях, воздуха, подаваемого компрессором, например фильтрпрессы (рабочее давление в них достигает нескольких атмосфер).

Для фильтрации пульп применяются фильтры второй и третьей групп.

2. В зависимости от условий действия:

1) периодического действия и 2) непрерывного действия.

При обработке руд применяются оба типа фильтров, но более механизированными и компактными являются фильтры непрерывного действия.

§ 86. Фильтры, работающие под гидростатическим давлением столба фильтруемой жидкости

К категории этих фильтров относятся фильтрующие чаны с песчаным днищем. Задачей их является осветление растворов перед осаждением металлов.

Наиболее простую конструкцию представляют обыкновенные чаны с фильтрующим днищем, аналогичные описанным выше перколяционным чанам. На фильтрующее днище насыпается слой крупнозернистого, хорошо фильтрующего песка (речника), проходящего через сито — 30 меш. По мере засорения пор песчаного слоя песок постепенно удаляется и заменяется свежим. Конструкция такого фильтра проста, но обслуживание его требует затраты рабочей силы на выгрузку и загрузку песка.

Логическим развитием такого фильтра для осветления растворов является так называемый «сверхсгуститель» Хардинжа. Назначение его в большинстве случаев состоит в получении чистого раствора перед осаждением.

Конструкция этого сгустителя представляет комбинацию чана с песчаным фильтрующим днищем и скребкового механизма, производящего удаление слоя осевшего продукта вместе с тонким слоем песка, загрязненного мутью. Удаление раствора через фильтрующее днище достигается давлением столба жидкости[1] (а иногда и откачиванием фильтрата вакуум-насосом).

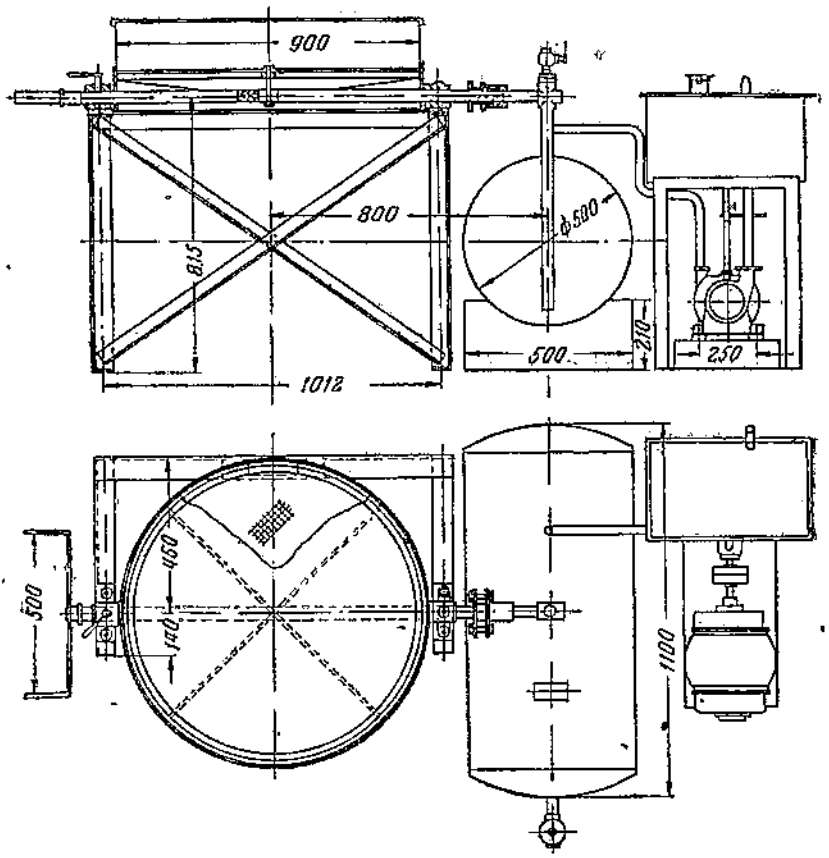
Сгущенный продукт вместе с верхним слоем песка удаляется через центральную воронку в песчаном слое, которая образуется и поддерживается специальным устройством, вращающимся на валу.

Все фильтры, действующие под гидростатическим давлением столба жидкости, работают периодически и представляют наиболее низкую стадию аппаратурного оформления процесса фильтрации.

[1] Кроме того часть чистого раствора может удаляться через сливной желоб.

§ 87. Простейшие вакуум-фильтры периодического действия

Простейшими устройствами для фильтрации в небольшом масштабе с применением вакуума являются нутчи (вакуум-нутч-фильтры), представляющие резервуары с ложным днищем. Нижняя часть, находящаяся под фильтрующим слоем, присоединяется через приемный резервуар к вакуум-насосу. Фильтрующая поверхность нутча колеб-



Фиг. 138. Опрокидывающийся вакуум-фильтр

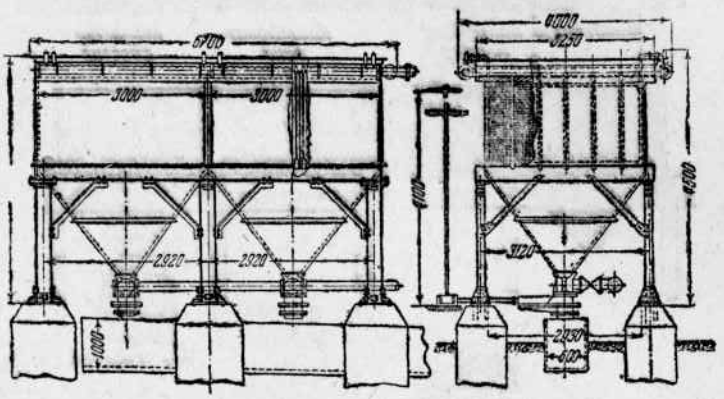
лется в пределах 1—6 $м^2$, толщина кэка 50—400 *мм*, рабочий вакуум составляет 500—700 *мм*.

Одним из новейших видоизменений описанного чана является опрокидывающийся фильтр, чертеж которого показан на фиг. 138. Этот фильтр имеет круглую фильтрующую поверхность с кольцевым бортом, опрокидывающуюся для разгрузки от содержимого. Он удобен для фильтрации небольшого количества флотационных концентратов, шлиховых концентратов после амальгамации и цианистых шламов. В случае больших размеров фильтра опрокидывание его производится при помощи червяка и ременной передачи.

Общими недостатками фильтров рассматриваемой группы являются: малая производительность, в большинстве случаев ручная выгрузка и значительные интервалы времени между отдельными циклами фильтрации.

§ 88. Рамные вакуум-фильтры периодического действия

Для фильтрации больших количеств пульпы рамные фильтры в настоящее время устанавливаются довольно редко в связи с их громоздкостью и невыгодными экономическими показателями в эксплоатации. Тем не менее для предприятий небольшой производительности и в условиях отдаленных районов рамные фильтры до настоящего времени имеют ряд неоспоримых преимуществ, состоящих: 1) в возможности легко построить их своими силами на любом предприятии, 2) в простоте ремонта и замены износившихся частей. Кроме того, вакуум-фильтрация с применением рам нашла широкое распространение для осветления растворов от мути перед направлением



Фиг. 139. Рамный вакуум-фильтр Бэттерса

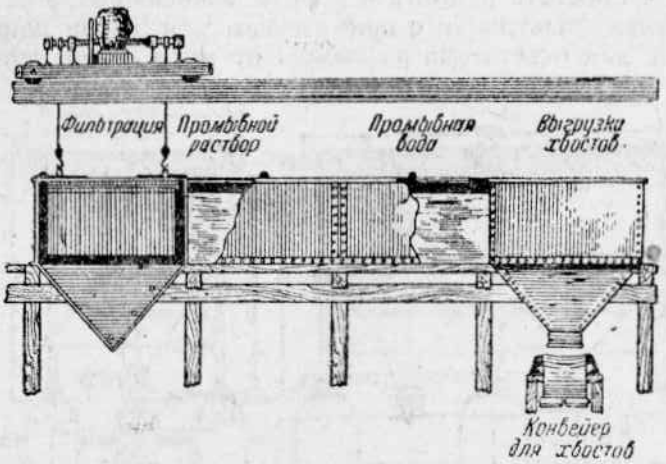
их в аппараты для осаждения цинком, а также для фильтрования цианистых осадков (шламов), получаемых в результате осаждения цинковой пылью.

Рамные вакуум-фильтры подразделяются на две группы. К первой относятся фильтры с неподвижными рамами, находящимися в отделениях (воронках) резервуара, которые наполняются последовательно пульпой, промывным раствором, водой и, наконец, кэком, удаленным с поверхности рам. Ко второй относятся фильтры с подвижными рамами, комплект которых последовательно погружается в различные отделения резервуара, наполненные пульпой, промывным раствором, водой, и затем в пустое отделение, предназначенное для удаления кэков с поверхности рам.

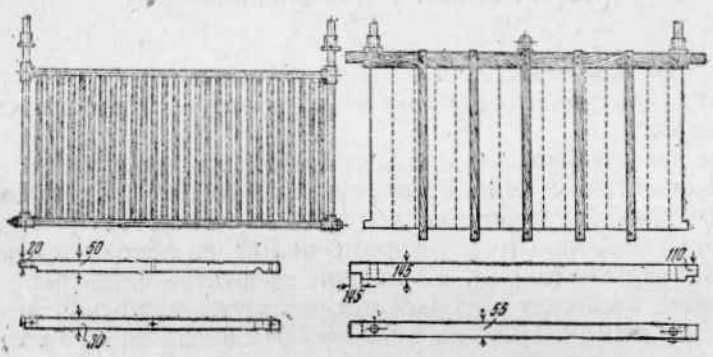
Примером фильтров первой группы является фильтр Бэттерса (фиг. 139), примером второй — фильтр Мура (фиг. 140).

Рамные фильтры состоят из отдельных рам, каждая из которых имеет в своей основе железные трубы с отверстиями (в длинной части рамы со стороны трубы, обращенной вовнутрь), соединенные в форме растянутой буквы П. На 1 *м* трубы приходится около 10 отверстий диаметром 5 *мм*. Концы трубы заделываются в деревянный брус. Образованный таким образом прямоугольник заполняется фильтрующей средой, состоящей из кокосовых матов и деревянных реек, укрепляющих маты. Ткань фильтра по краям прошивается сквозным швом. Устройство рамы вакуум-фильтра показано на фиг. 141. Иногда кокосовые маты заменяются пеньковыми, но качество последних ниже, так как волокна пеньки набухают, вследствие чего промывка

кэка на поверхности ткани фильтра с пеньковой прокладкой происходит неравномерно, а для полной промывки требуется больше времени. В некоторых случаях ограничиваются только прокладкой из реек[1], которые располагаются более часто. Эффективность действия фильтра при этом значительно ниже, так как большая часть поверхности соприкасается не с матами, а с рейками. Такую конструкцию можно допускать только в тех случаях, когда скорость фильтрации весьма велика (например осветлительные чаны) или когда отсутствуют материалы для устройства более совершенного фильтра.



Фиг. 140. Рамный вакуум-фильтр Мура



Фиг. 141. Устройство вакуум-рамы

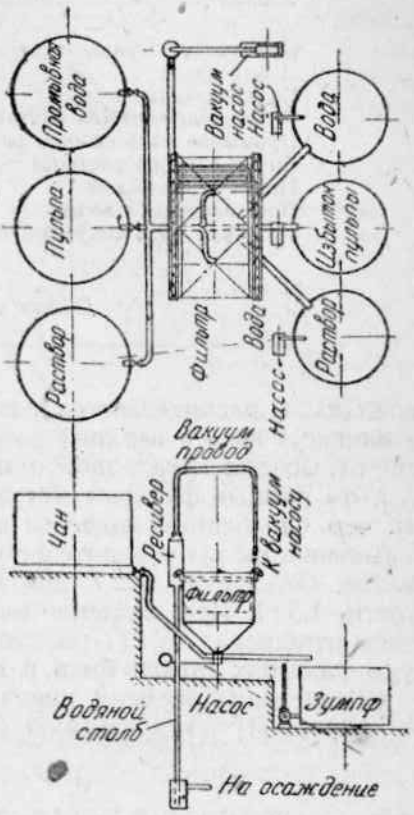
Концы труб отдельных рам присоединяются посредством двух патрубков в верхних углах рамы к вакуум-насосу. Для удобства наблюдения за движением жидкости в соединительную часть отдельных труб вводят стеклянную трубку, дающую возможность наблюдать за движением фильтруемого раствора. Каждая рама гибким рукавом соединяется с общей трубой, присоединенной к вакууму. Для создания вакуума пользуются в большинстве случаев мокрым вакуум-насосом. Значительно реже устанавливают вакуум-насосы сухого действия с промежуточными ресиверами, из которых фильтрат удаляется центробежными насосами или с помощью барометрических труб.

[1] На поверхности деревянных реек в продольном направлении вырезают желобки.

Разрежение, необходимое для фильтров данной группы, сравнительно невелико и колеблется в пределах 375—500 *мм* ртутного столба. Во время набора кэков и промывки поддерживают большее разрежение. При смене содержимого в воронках фильтра или переносе рамы из одного отделения в другое разрежение должно быть уменьшено (до 50% рабочего). В противном случае воздух, просасываемый через кэк, производит быстрое высушивание последнего и кэк вследствие этого сжимается, образуя трещины, по которым устремляются промывной раствор и вода. Основная масса кэка при этом остается без достаточной промывки.

В фильтрах Бэттерса пульпа, промывной раствор и вода закачиваются в воронки мощным центробежным насосом по трубам большого сечения (200 *мм*) или посредством заполнения под гидростатическим напором. Схема расположения фильтра со вспомогательными устройствами показана на фиг. 142.

Кэк с поверхности фильтра отдувается воздухом или смывается водой, подаваемой в раму под давлением. Отдувка кэков воздухом производится в пирамидальные воронки, образующие дно железного сварного или клепаного резервуара. В воронках имеются спускные отверстия, снабженные задвижками. Их закрывают и открывают посредством управления: ручного или пневматического или гидравлического. Управление задвижками и насосами сосредоточивается на верхней площадке фильтра, построенной на уровне краев воронок.



Фиг. 142. Расположение фильтра Бэттерса со вспомогательными устройствами

Цикл работы фильтра Бэттерса состоит из нескольких операций, общая длительность которых в зависимости от характера фильтруемой пульпы и условий работы находится в пределах 2—4 часов. Толщина кэков, набираемых рамными вакуум-фильтрами, обычно составляет 25—50 *мм* и для полноты удаления не должна быть менее 13 *мм*. Продолжительность отдельных операций цикла работы фильтра показана в табл. 54.

Наиболее длительными операциями являются набор кэка и его промывка. Поэтому основным путем интенсификации процесса является создание необходимых условий для быстрого набора достаточных по своей толщине кэков и для быстрого просасывания через них растворов. Большое значение имеет умелое удаление кэка с поверхности рам. Отдувку воздухом производят при пустой воронке. При удалении кэка путем подачи воды в раму следует оставлять воронку заполненной водой. В этом случае давление воды, подаваемой для уда-

Таблица 54

Длительность операций цикла фильтра Бэттерса
(центральный рудник Мариинской тайги)

Наименование операции	Длительность операции, мин.
Наполнение пульпой	12
Набор кэков	20
Спуск избытка пульпы	10
Наполнение слабым раствором	12
Промывка кэка слабым раствором	35
Спуск слабого раствора	10
Наполнение водой	12
Промывка кэка водой	5
Удаление кэка отдувкой и смывкой	12
Общая длительность цикла	2 часа 08 мин.

ления кэка, распределяется равномерно и не происходит частичного прилипания кэка к верхней части поверхности рамы, что имеет место при отрывании кэка водой в пустом резервуаре фильтра.

Хотя рамные фильтры могут набирать кэк из более жидкой пульпы, чем барабанные фильтры непрерывного действия, но все же для повышения их производительности следует стремиться к более густой пульпе. Отношение $Ж:Т$ при вакуум-фильтрации не должно превосходить 1,5 : 1. При медленно расслаивающихся пульпах, имеющих высокое отношение $Ж:Т$, разжижение при фильтрации на рамных вакуум-фильтрах может быть в отдельных случаях повышено до 2 : 1.

Определение времени цикла фильтрации рамного фильтра производится [6—I] по уравнению (предложенному Уайтом):

$$y = ax^2 + bx + c,$$

где x — производительность за цикл в $т$ сухого твердого;
y — время цикла;
ax^2 — время набора кэка, представляющее функцию толщины кэка или производительность за цикл,
bx — время промывки как функция производительности за цикл,
c — время на закачку и спуск пульпы, раствора и воды, а также — прочие вспомогательные операции.

Определение a и b производится экспериментально.

Например [102а]: за 40 мин. отфильтровано 100 $т$ (твердого) $a \times 100^2 = 40$, откуда $a = 0{,}004$.

При тех же условиях и времени промывки 60 мин $b \cdot 100 = 60$, откуда $b = 0{,}6$.

Промывка фильтровальной ткани кислотой. Для улучшения работы фильтра весьма существенное значение имеет регулярная очистка его ткани от солей (главным образом $CaCO_3$), кристаллизующихся в порах, и от коллоидных частиц пульпы.

Для этого ткань фильтра промывают раствором, содержащим 1—3% соляной кислоты. Очистка кислотой производится в деревянном резервуаре, который вмещает несколько фильтровальных рам, сое-

диненных при помощи трубопровода с ресивером. Последний посредством тройного крана может попеременно присоединяться к вакуум-насосу или к компрессору. Это достигается действием поплавка (с ртутным переключателем), который помещается в железном резервуаре, соединенном трубкой с деревянным ящиком.

Рамы фильтра после промывки кислотой возвращаются в ящик фильтра только после предварительной промывки их водой.

Расход соляной кислоты на промывку фильтровальной ткани вакуум-фильтров различных систем показан в табл. 55. На основании этой таблицы нетрудно видеть, что чем тщательнее должна быть отмывка раствора, тем выше расход кислоты для поддержания ткани в хорошем состоянии.

Таблица 55

Расход соляной кислоты (технической) в *кг/т* (фильтруемого материала) на промывку фильтровальной ткани

(С. Я. Рачковский)

Род процесса	Расход кислоты	Примечание
Раздельное цианирование . . .	0,12—0,15	Минимальные расходы кислоты, указанные в таблице, относятся к легко фильтруемым (кварцевым), а максимальные—к трудно фильтруемым (глинистым) рудам
Цианирование по полному агитационному (иловому) процессу	0—10—0,15	
Флотация	0,005—0,007	

§ 89. Барабанные вакуум-фильтры непрерывного действия

Вакуум-фильтры непрерывного действия представляют группу фильтров, наиболее совершенных в конструктивном отношении и наиболее применимых для целей гидрометаллургии, химической технологии и обогащения руд.

Основными типами этих фильтров являются:

I. Барабанные с фильтрацией

1) На внешней поверхности (Оливера, Вольфа, Портлэнд).
2) На внутренней поверхности (Доррко).

II. Дисковые (Америкэн и др.)

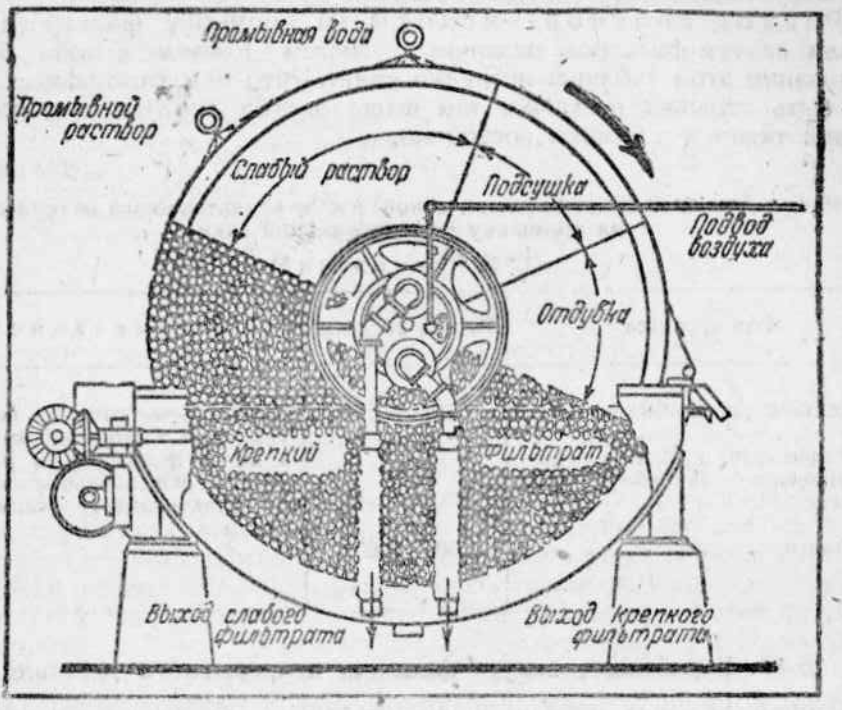
III. Столовые или песковые (Кальдекотта, Оливера)

Вакуум-фильтры непрерывного действия наиболее распространены на предприятиях, осуществляющих гидрометаллургические и обогатительные процессы. Они работают только с применением вакуума, который во время фильтрации поддерживается постоянным.

Из других особенностей этих фильтров важное значение имеет полная автоматизация смены отдельных циклов фильтрации, протекающих на их рабочей поверхности.

Образование осадка происходит на части фильтра, погруженной в фильтруемую смесь. По мере выхода из пульпы поверхность фильтра вместе с образовавшимся на ней слоем осадка подвергается (при непрерывном просасывании воздуха) отсасыванию фильтрата, про-

мывке (раствором и водой), подсушиванию и, наконец, кэк удаляется с поверхности фильтра действием скребка. Конструкция фильтра дает возможность производить смену отдельных циклов автоматически при вращении фильтра. Этого достигают путем переключения вакуума и кратковременного подведения сжатого воздуха посредством золотникового распределительного устройства.



Фиг. 143. Схема работы фильтра непрерывного действия (при выщелачивании)

Общие схемы обезвоживания и промывки на вакуум-фильтре непрерывного действия при осуществлении гидрометаллургических процессов представлены на фиг. 143.

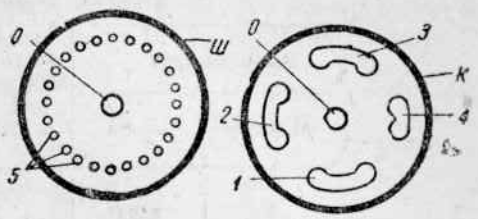
При непрерывной фильтрации на вакуум-фильтре в случае применения вакуум-насоса сухого действия устанавливается один или два ресивера. Через эти ресиверы вакуум подводится к соответствующим трубам золотникового распределительного устройства.

Фильтрат и промывные растворы, накапливающиеся в ресиверах, удаляются из них центробежными насосами. Для того чтобы гарантировать поступление жидкости из ресивера в насос, разница высот от оси последнего до дна первого должна быть не меньше 1 *м*.

В фильтрах Оливера и Портлэнда золотниковое устройство, регулирующее цикл фильтрации, состоит из двух дисков (фиг. 144), между которыми прокладывается шайба, предназначенная для облегчения замены изнашивающегося диска.

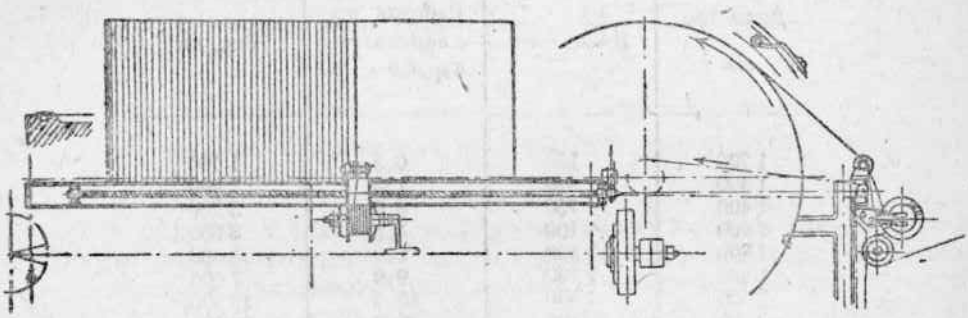
К отверстиям подвижного диска присоединяются трубы, соединяющие отдельные секции фильтрующей поверхности с распределительной головкой. Через последнюю происходит присоединение вакуума и сжатого воздуха. Для образования пространства под фильтрующей

поверхностью на деревянный барабан прибиваются гвоздями деревянные бруски. Эти бруски поддерживают сетку, обтягиваемую материей, для укрепления которой по поверхности барабана наматывают железную проволоку. Для правильного и последовательного распределения наматываемой проволоки пользуются специальным шпулечным станком (фиг. 145). Проволока, навитая на поверхность барабана, предохраняет фильтровальную ткань от порчи ее скребком.



Фиг. 144. Распределительное устройство барабанного фильтра

Производительность фильтра прежде всего зависит от минералогического характера и ситового анализа фильтруемого материала и от отношения *Ж : Т* в поступающей пульпе. При фильтрации пульпы, содержащей глину и значительное количество мелких классов, и при отношении Ж : Т, равном 1½ : 1, суточная производительность фильтра не превышает 1 *т/м²*. При крупнозернистом материале и при *Ж : Т*, равном 1 : 1, суточная производительность фильтра доходит до 2,5—5 *т/м²*. В цианистом процессе при фильтрации пульпы производительность составляет 2—2,5 *т/м²*, а при крупнозернистом материале достигает и высшего значения [1].



Фиг. 145. Шпулечный станок для укрепления фильтровальной ткани на поверхности барабанного фильтра наматыванием проволоки

Типизированные размеры барабанных вакуум-фильтров приводятся в табл. 56.

Наряду с барабанными фильтрами, имеющими кольцевое цилиндрическое рабочее пространство, существуют цилиндрические фильтры, состоящие из совокупности ячеек, занимающих значительно больший объем цилиндра. Эти вакуум-фильтры называются ячейковыми фильтрами. Они относятся так же, как и рассмотренные, к группе барабанных вакуум-фильтров непрерывного действия с фильтрацией на внешней поверхности барабана. Характерным представителем этого типа барабанных фильтров является фильтр Вольфа (фиг. 146).

В табл. 57 приводятся размеры и вес ячейковых фильтров.

---

[1] При фильтрации флотационных концентратов производительность фильтра колеблется в широких пределах от 0,7 до 5,0 *т/м²* и в среднем может быть принята равной около 2,7 *т/м²*.

Таблица 56

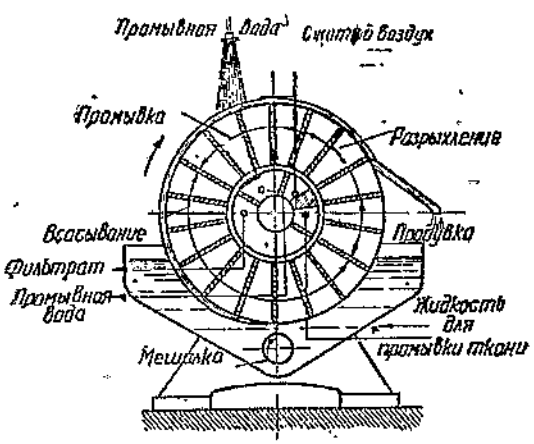
Барабанные вакуум-фильтры
(по каталогу Химмаштреста, т. II, 1936)

Размеры, *мм*		Фильтрующая поверхность $м^2$	Расход мощности *л. с.*	Вес аппарата *кг*
диаметр	длина			
600	1 600	3	2	3 900
900	2 100	6	3	7 300
900	2 100	6	3	6 500
1 800	2 100	12	5	12 700
1 250	2 600	10	4	9 800
2 500	2 600	20	8	15 000
2 700	2 600	20	8	17 400
4 000	3 200	40	12	22 006
1 800	1 750	10	4	8 300
1 800	1 750	10	4	8 670

Таблица 57

Размеры ячейковых вакуум-фильтров
(типа Вольфа)

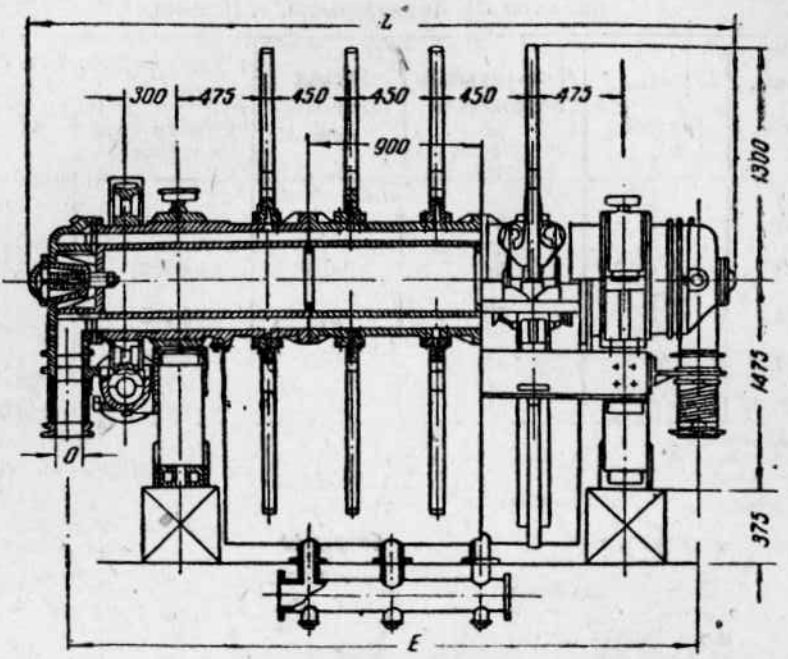
Диаметр, *мм*	Длина, *мм*	Рабочая поверхность барабана, $м^2$	Вес, *кг*
1 200	150	0,5	1 100
1 400	420	1,5	2 200
1 400	750	3,0	3 200
1 400	1 100	4,5	3 850
1 400	1 500	6,0	5 500
1 400	2 200	9,0	7 000
2 500	1 400	10,0	13 500
2 500	2 800	20,0	23 000



Фиг. 146. Схема работы ячейкового фильтра

Сравнение ячейковых фильтров с ранее рассмотренными типами барабанных фильтров показывает, что они значительно тяжелее и менее транспортабельны, чем предыдущие. Фильтры с одинаковой фильтровальной площадью в первом случае значительно тяжелее, чем во втором. Особенно это заметно для фильтров большей производительности. Кроме того, стоимость эксплоатации ячейковых фильтров несколько выше вследствие более высокого расхода энергии.

Барабанные фильтры с внутренней фильтрующей поверхностью получили некоторое применение для фильтрации концентратов. Конструкция фильтров этой группы известна по фильтру типа Доррко. Эти фильтры почти исключительно употребляются для отделения твердого от раствора, не представляющего ценности.



Фиг. 147. Дисковый вакуум-фильтр Химмаштреста

Для отделения раствора в гидрометаллургических процессах эти фильтры малопригодны, так как промывка кэка в них не применяется (вследствие указанного расположения фильтрующей поверхности). Промывка фильтруемого материала могла бы быть произведена при повторной фильтрации с промежуточной репульпацией кэков.

§ 90. Дисковые вакуум-фильтры непрерывного действия[1] (фиг. 147, 148, 149)

Скорость вращения фильтра устанавливается в зависимости от характера фильтруемого материала и от размера дисков; она варьирует в пределах 3—60 об/час, составляя в среднем около 10 об/час. Производительность дисковых фильтров составляет 0,05—0,8 *т/час* на 1 *м*^{2}.

Типизированные размеры фильтров показаны в табл. 58.

Схема установки дискового фильтра показана на фиг. 150. Установка имеет два ресивера (для фильтрата и для промывной воды) с удалением из них жидкости центробежными насосами или самотеком по трубам в зумпф. В тот же зумпф по барометрической трубке поступает жидкость из ловушки для влаги, устанавливаемой между ресиверами и сухим вакуум-насосом. Один вакуум-насос может обслужить несколько фильтров. Отдувка кэка производится подведением

[1] Один из видов этих фильтров называется «американским» («Американ»).

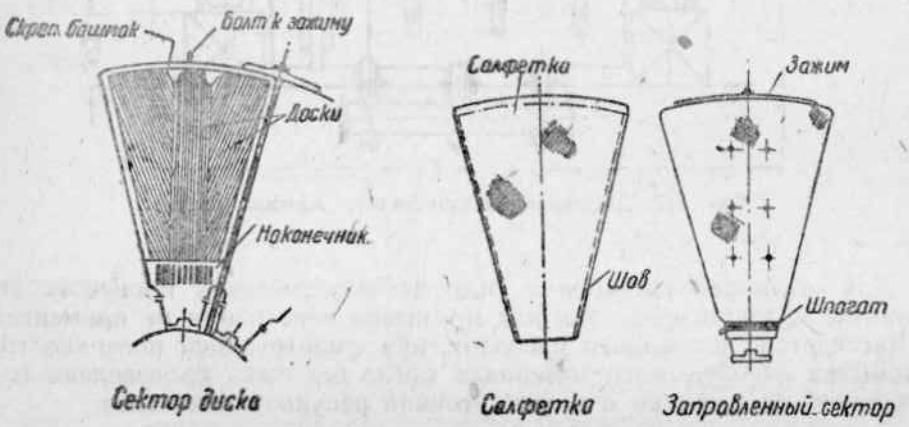
сжатого воздуха от воздуходувки низкого давления (до 0,075 *кг/см²*) при расходе воздуха в минуту, равном около 0,23 *м³/м²* фильтрующей поверхности. В результате фильтрации получают кэк с содержанием 10—15% влаги.

Таблица 58

Дисковые вакуум-фильтры

(по каталогу Химмаштреста, т. II, 1936)

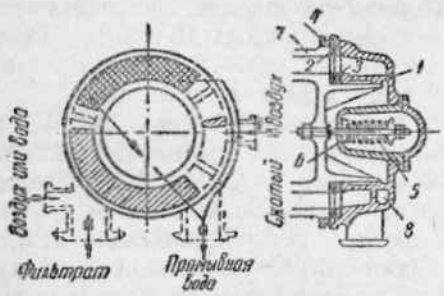
Размеры, *мм*	Число дисков	Фильтрующая поверхность *м²*	Расход мощности *квт*	Длина, *мм*	
				по осям труб (*E*)	габаритная (*L*)
2 500	4	34	3,8	3 305	3 695
2 500	6	51	4,5	4 205	4 595
2 500	8	68	5,4	5 105	5 495
2 500	10	85	6,0	6 005	6 395



Фиг. 148. Сектор дискового вакуум-фильтра

Вращение вала фильтра осуществляется червячной передачей.

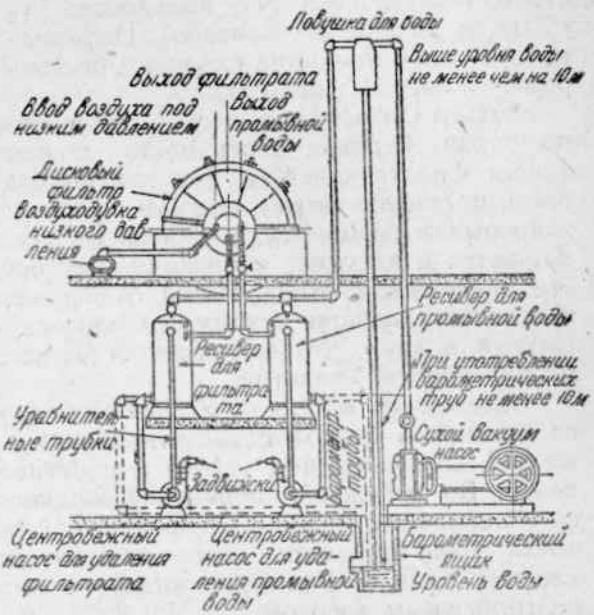
Подача пульпы в корыто фильтра производится одним из следующих способов: 1) путем подачи пульпы с некоторым избытком, который возвращается в питающий чан; лучшим устройством, дающим постоянный уровень пульпы, является вертикальная сливная труба, высота которой определяет уровень пульпы (в других случаях в корыте устанавливают порог, через который пульпа сливается в жолоб); 2) путем подачи под давлением по трубам, присоединенным на флан-



Фиг. 149. Распределительная головка дискового фильтра с промывкой

цах к нескольким отверстиям в нижней части корыта; 3) самотеком в верхнюю часть корыта; при этом в нижней части корыта имеется только кран для спуска пульпы.

Дисковые фильтры являются наиболее распространенным типом вакуум-фильтров непрерывного действия. Они весьма компактны, удобно разбираются на отдельные части и при разделении корыта на изолированные секции могут быть применены для фильтрации в одном агрегате разных продуктов или для повторной фильтрации с промежуточной репульпацией. В некоторых случаях они оказываются удобными для фильтрации таких материалов, как, например, сульфидные руды или концентраты, руда железной шляпы и др. Вертикальное расположение фильтрующих поверхностей дисков затрудняет промывку обрабатываемого материала на поверхности фильтра. При малой эффективности промывки на фильтрах производят распульповывание кэка и агитацию с промывным раствором или с водой, после чего следует вторичная фильтрация (принцип повторной фильтрации). Последний метод дает во многих случаях положительные результаты и особенно пригоден для фильтрации пульпы с повышенным содержанием металла в жидкой части или пульп с высокой адсорбционной способностью их твердой части.



Фиг. 150. Схема расположения дискового фильтра и вспомогательной аппаратуры

Расход фильтровальной ткани при вакуум-фильтрации для различных типов руд и процессов их обработки показан в табл. 59.

Таблица 59

Расход фильтровальной ткани $м^2/т$ руды
(С. Я. Рачковский)

Род процесса	Характер руды	
	легко фильтруемая	трудно фильтруемая
Раздельный процесс	0,007—0,01	0,01—0,015
Полный агитационный (иловой) процесс	0,012—0,016	0,016—0,02
Флотация	0,001—0,0015	0,0015—0,002

§ 91. Столовые, или песковые, фильтры

Столовые, или песковые, фильтры предназначаются для обезвоживания песков (эфелей) перед последующей обработкой их перколяцией.

При влажном эфеле иногда необходимо иметь осушающие устройства, чтобы подготовить пески к перколяции и сделать доступным транспорт на ленте. С этой целью применяются фильтровальные столы (вакуум-фильтры) Кальдекота (Южная Африка) и Оливера (США и раньше — Кочкарь). Песковые фильтры Кальдекота более просты, но в принципе сходны с песковыми горизонтальными фильтрами Оливера (фиг. 151).

Фильтр Оливера для песков имеет кольцевую форму с закраинами по бокам. Верхняя поверхность кольцеобразного пространства является фильтрующей, и под нее подводится вакуум. Жидкая масса песка поступает сверху на стол и распределяется ровным слоем. Стол непрерывно вращается, и отдельные секции его поочередно присоединяются к вакууму, производящему осушку песков на большей части поверхности стола. Перед отделением кэка от поверхности стола соответствующая секция его присоединяется к трубе, подводящей сжатый воздух, что способствует отделению кэка от слоя материи на поверхности фильтра.

Отделенный материал срезывается скребком (ножом), поднимается резиновой лентой с захватывающими кэк скребками (отрезками железа, согнутого под углом) и поступает затем на ленточный конвейер. Во избежание попадания жидкости в вакуум-ресивер имеется специальный клапан, соединенный с поплавком в приемнике жидкости. Если приемник переполнен, то поплавок автоматически выключает клапан. Удаление жидкости из приемника производится центробежным насосом.

§ 92. Фильтры, работающие под давлением

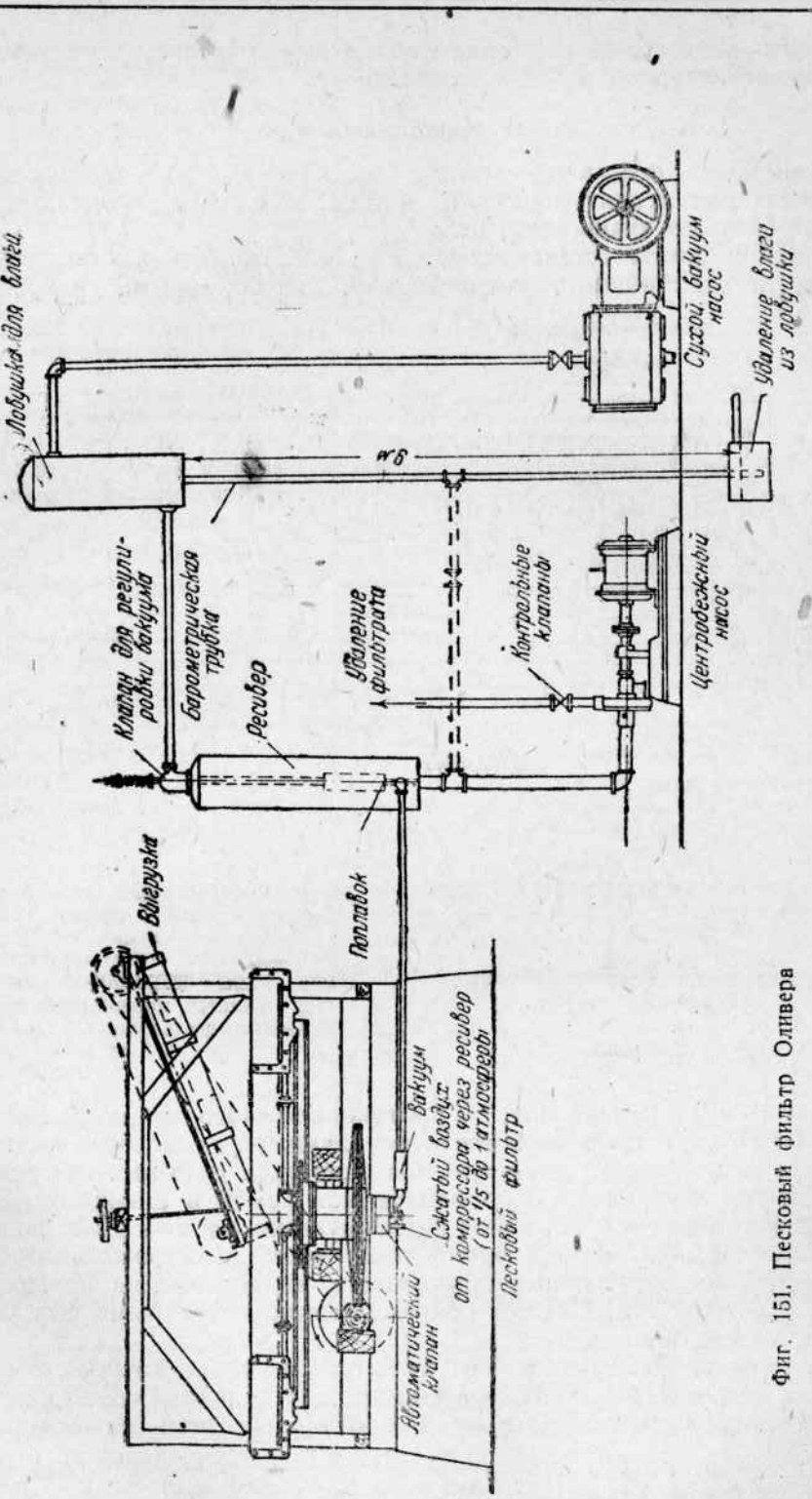
Фильтры, работающие под давлением, составляют обширную группу, к которой относятся различные виды фильтров, работающих под давлением обрабатываемой жидкой смеси. Принципиальным отличием от фильтров двух предыдущих разделов является возможность доведения рабочего давления этих фильтров под действием насосов до нескольких атмосфер.

У вакуум-фильтров рабочее давление выше одной атмосферы вообще невозможно. У фильтров, работающих под гидростатическим давлением столба жидкости, получение давления, большего, чем давление водяного столба в 10 м, вообще нереально.

Ввиду этой особенности фильтры, работающие под давлением закачиваемой жидкой смеси, получили название фильтр-прессов, которые могут быть подразделены на три группы: 1) рамные, 2) камерные и 3) листовые.

Рамные фильтр-прессы характеризуются малой производительностью по количеству отфильтровываемого твердого (за исключением фильтр-прессов со смывом кэка). Они преимущественно употребляются для обработки сравнительно небольших количеств весьма ценных материалов (например, шламов) и для осветления растворов перед осаждением.

Камерные фильтр-прессы одно время довольно широко применялись для фильтрации пульпы в гидрометаллургических и обогати-



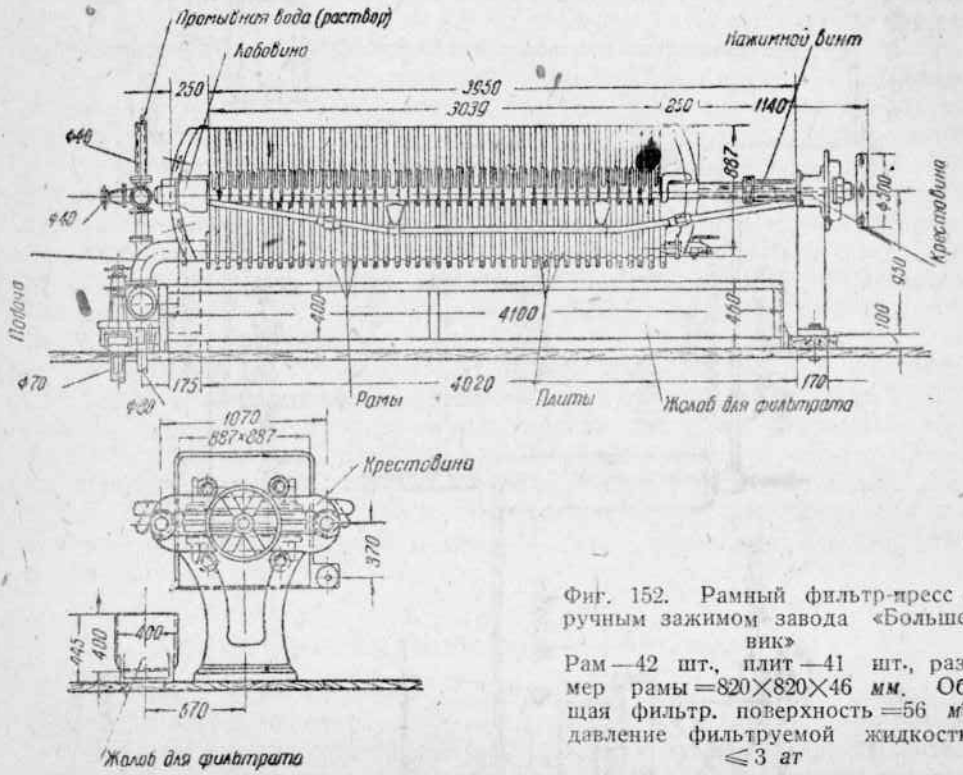
Фиг. 151. Песковый фильтр Оливера

тельных процессах [95]. В ряде случаев они сохранили свое значение в гидрометаллургии и в настоящее время.

а) Фильтр-прессы

Рамный фильтр-пресс состоит из ряда чередующихся чугунных рам и плит (пластин), между которыми прокладывается фильтровальная ткань (фиг. 152).

Рамы и плиты устанавливаются на массивной чугунной станине между двумя стойками, соединенными параллельными направляю-



Фиг. 152. Рамный фильтр-пресс с ручным зажимом завода «Большевик»
Рам — 42 шт., плит — 41 шт., размер рамы = 820×820×46 *мм*. Общая фильтр. поверхность = 56 *м*², давление фильтруемой жидкости ⩽ 3 *ат*

щими. Путем завинчивания[1] с противоположного конца фильтра они сдавливаются и приближаются к неподвижной головной части. Чугунные плиты имеют рифленую поверхность и сквозные отверстия.

Две соседние плиты с промежуточной рамой и с зажатой фильтровальной материей образуют индивидуально работающую фильтровальную ячейку. Раствор, проходящий через фильтровальную ткань, движется по углублениям, образующим нарифление на поверхности плит. Плиты и рамы[2] имеют боковые выступы, которыми они опираются на стержни.

В верхней части рам и плит имеются отверстия, которые совпадают по направлению и образуют канал для подачи в фильтр жидкой смеси, подлежащей разделению. В противоположной (нижней) стенке

[1] В случае большого числа рам вместо ручного винтового зажима сдавливание достигается специальным гидравлическим устройством.

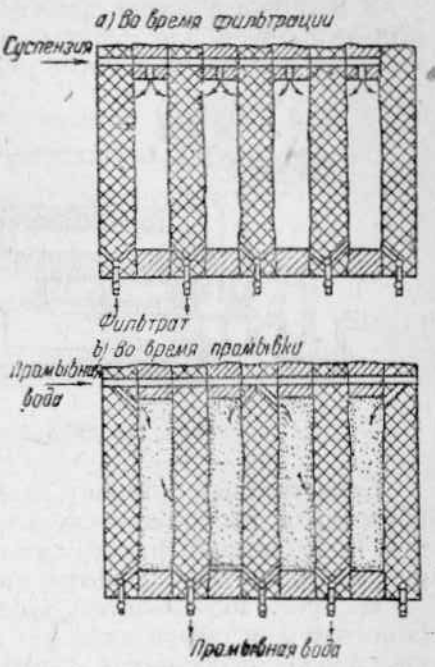
[2] Число рам в фильтр-прессе находится в пределах 10—60, а толщина их 20—50 *мм*. Для работы с кислыми растворами рамы и плиты делают деревянными или керамиковыми.

плиты устраиваются отверстия с канальцами, по которым вытекает фильтрат, просачивающийся из внутреннего пространства между двумя соседними плитами. Отверстие для стока фильтрата в каждой плите закрывается краном (фиг. 153).

Отфильтрованный материал отлагается на фильтрующей поверхности. По мере заполнения камер осадком стекание жидкости из краников замедляется и, наконец, прекращается. После этого в случае необходимости переходят к промывке кэка.

Промывная жидкость поступает по одному или двум специальным каналам с обратной стороны фильтрующего слоя, проходит через слой осадка и просачивается в канал соседней плиты. Для этого оставляют открытыми краники через один (у всех четных плит, считая от места поступления фильтруемого материала), и закрывают у всех нечетных. После промывки в случае нужды следует высушивание сжатым воздухом[1] или паром, а затем рамы развинчивают и разгружают.

Разгрузка и сборка рамного фильтра производится в течение 1 часа.



Фиг. 153. Разрез фильтр-пресса: а — при заполнении, б — при промывке

Характеристика рамных фильтр-прессов приводится в табл. 60.

Таблица 60

Характеристика рамных фильтр-прессов

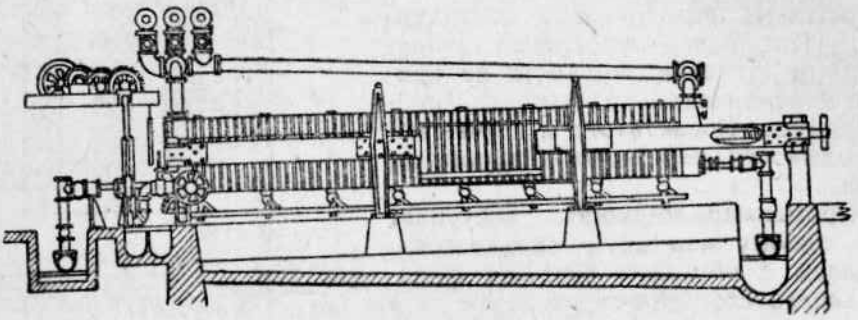
Размеры рам, *мм*	Количество рам	Количество подвижных плит	Фильтрующая поверхность, $м^2$	Вес, *кг*	Род зажима
820 × 820	22	21	30	6 575	Ручной
820 × 820	26	25	35	7 350	То же
820 × 820	27	26	36	7 525	То же
820 × 820	32	31	42	8 500	То же
820 × 820	42	41	56	10 100	То же
1 000×1 000	42	41	83	16 200	Гидравлический

В фильтр-прессы пульпа подается преимущественно при помощи нагнетательного насоса. В качестве такового обычно применяются насосы с шаровыми вентилями, особенно часто диафрагмовые. Кроме них иногда применяют плунжерные и центробежные. Это дает возможность получить давление в фильтр-прессе до 10—15 $кг/см^2$

[1] При продувке на одну раму расходуется воздуха около 2½ $м^3$/час.

при непрерывной подаче пульпы. Кроме этого применяют подачу пульпы самотеком из выше расположенного чана или посредством монтежю.

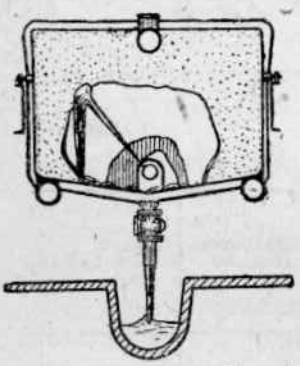
В настоящее время фильтр-прессы применяются не для фильтрации пульпы, а для осветления растворов, фильтрации цианистых осадков, получаемых после осаждения цинком, и при их обработке.



Фиг. 154. Общий вид фильтр-пресса Мерилла

Единственным хорошо известным случаем применения фильтр-пресса для фильтрации пульп при цианировании является применение (в Хомстэке) фильтр-пресса, сконструированного фирмой Мерилла. Общий вид фильтра этого типа показан на фиг. 154.

На фиг. 155 показана конструкция рамы этого фильтра с устройством для смыва кэка без раздвигания рам, составляющим отличительную особенность этого фильтр-пресса. Средняя суточная производительность такого фильтра — около 70 *т*.



Фиг. 155. Устройство рамы фильтр-пресса Мерилла

Устройство для разгрузки фильтра состоит из трубы, снабженной насадками (соплами), которые поворачиваются при вращении трубы в центре нижней части каждой рамы в пределах 200°. Для удаления кэка с поверхности рамы через эти насадки под давлением вводится вода, которая при поворачивании трубы разбивает кэк и смывает его через нижнюю часть рамы в загрузочный жолоб. Через этот жолоб хвосты выгружаются в отвал.

Обработка илов в этом фильтре дает возможность осуществлять в одном агрегате различные операции цианистого процесса. На цианистом заводе в Хомстэке ила, сгущенные до содержания 35% твердого, поступают в 31 фильтр-пресс, каждый из которых обрабатывает одновременно 26 *т*. Каждый фильтр имеет по 90 рам. Они последовательно заполняются под давлением 2—0,4 *кг/см²* с доведением влажности кэка, накопляющегося в них, до 27%. При цианировании илов в фильтр-прессе применяются те же методы, как и при выщелачивании перколяцией, т. е. осушка, аэрация для окисления поглотителей цианидов и растворы низкой щелочности. Накопление в последних золота перед осаждением достигается повторной обработкой двух нагрузок одной порцией раствора. Кэки сначала аэрируются и затем выщелачиваются раствором, который содержит 0,06—0,3% свободного NaCN.

Время обработки находится в пределах 7—10 час. и зависит от состава и характера илов. В случае кристаллического ила, не содержащего окислов железа, для наполнения требуется около 1 часа. В случае коллоидного и частично окисленного продукта время наполнения увеличивается на 50%, обработка соответственно удлиняется, извлечение начинается позже и бывает менее полным; смывание также менее полно.

Продолжительность операций цикла обработки показана в табл. 61.

Таблица 61

Продолжительность операций цикла обработки илов в фильтр-прессе Мерилла

(Хомстэк, 1931 г.)

Содержание золота в илах—3 *г/т*, в хвостах—0,33 *г/т*

Наименование операции	Продолжительность	
	час.	мин.
Наполнение	1	25
Аэрация	1	30
Уплотнение кэка	—	15
Выщелачивание крепким раствором	—	30
Контакт с раствором	—	40
Аэрация	1	—
Выщелачивание крепким раствором	—	25
» средним »	1	15
» слабым »	—	25
Промывка водой	1	40
Смывание кэка	1	05
Итого..	10	10

Плиты фильтра покрываются двумя слоями ткани, при этом легкую киперную ткань помещают непосредственно на рамы и накрывают грубой бумажной тканью. Хорошая ткань служит до 16—30 месяцев.

Главным затруднением для распространения этого фильтра являются: малая транспортабельность, значительное количество металла, идущее на изготовление, и высокая стоимость.

Он может оказаться удобным для цианирования под давлением, так как в этом случае время обработки будет составлять около 35% от затрачиваемого в Хомстэке, что увеличит производительность фильтра в три раза. Для подачи пульпы может быть использовано давление, создаваемое в агитаторах для цианирования под давлением.

б) Листовые фильтры

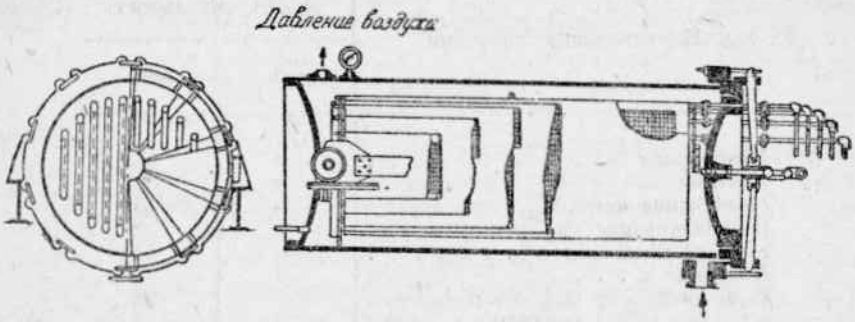
Листовые фильтры представляют рамные фильтры, работающие под давлением. В отличие от обычного рамного фильтра рамы его устанавливаются в закрывающемся резервуаре, который наполняется пульпой. Жидкость под давлением, создаваемым в закрытом резервуаре накачиванием пульпы, фильтруется через раму, на которой

остается кэк. Для очистки резервуар открывается и кэк смывается с поверхности рам. Таким образом действие этих фильтров, как и других, работающих под избыточным давлением, периодическое.

Из листовых фильтров наибольшее распространение получили фильтры Келли и Суитлэнда [102]. Оба фильтра имели распространение в цианистом процессе, а в настоящее время применяются в других гидрометаллургических операциях. Кроме того фильтры Келли применялись для фильтрации концентратов.

Фильтр Келли (фиг. 156) представляет закрывающийся цилиндрический резервуар, в который вдвигается на салазках комплект плоских фильтровальных элементов (листов).

Каждый элемент фильтра имеет прямоугольную форму и представляет полую раму, в которой закреплена проволочная сетка. Сверху элемент обтягивается фильтровальной тканью, закрепляемой



Фиг. 156. Фильтр Келли

при помощи колпачка. Фильтровальные элементы монтируются на отодвигающейся (лобовой) крышке фильтра и с нею выдвигаются на тележке.

Элементы имеют индивидуальные трубки для удаления фильтрата, пропущенные через лобовую крышку. Каждая трубка имеет соответствующий ей кран. Подача фильтруемого материала под давлением производится через штуцеры. Вытесняемый при этом воздух выходит через штуцер с воздушным клапаном, автоматически закрывающимся в момент заполнения резервуара.

Об окончании набора кэка судят по показанию манометра и по скорости вытекания фильтрата. Оставшуюся смесь вытесняют из фильтра сжатым воздухом. Для промывки кэка, поддерживая давление, заполняют резервуар промывным раствором, который затем вытесняют сжатым воздухом. Опустив стяжки, удерживающие крышку, выдвигают ее вместе с фильтровальными элементами. После этого отдувают кэк давлением воздуха или смывают водой.

Листовые фильтры Суитлэнда и цилиндрический Бэрта сходны по принципу своей конструкции с фильтром Келли.

§ 93. Сравнение различных типов фильтров

Наибольшей компактностью отличаются дисковые фильтры, допускающие также возможность комбинирования в одном агрегате фильтрации двух различных продуктов. Весьма компактными при обработке зернистого материала являются фильтры Доррко, применяющиеся в случае фильтрации без промывки.

По равномерности образования кэка первое место занимают барабанные вакуум-фильтры с внешней фильтрующей поверхностью. Кроме того, жидкость из кэка в них отсасывается наиболее полно. Ткань их защищается от износа проволокой, но это затрудняет смену ткани.

Вакуум-фильтры периодического действия громоздки и нередко менее экономичны, чем непрерывно действующие. В то же время их можно построить на самом предприятии и легко приспособить к изменяющимся условиям работы. Для труднофильтруемых или для недостаточно сгущенных пульп фильтр Бэттерса является наиболее удобным.

Фильтры, работающие под давлением, для больших объемов пульпы, в большинстве случаев, дают низкие технико-экономические показатели в связи с их периодическим действием, а также в связи с необходимостью более тщательного обслуживания и значительными капитальными затратами. С другой стороны, для целей осветления растворов и для фильтрации сравнительно небольшого количества ценного материала (шламов и пр.) они оказываются весьма пригодными.

Для фильтрации больших количеств пульпы может иметь значение фильтр-пресс со смывом кэка (Мериллa).

§ 94. Промывка пульпы и повторное обезвоживание

При обезвоживании в гидрометаллургических процессах большое значение имеет отмывка растворенного металла и реагентов, употребляемых для выщелачивания.

Вследствие недостаточной отмывки бесполезно теряется значительное количество металлов, извлекаемых посредством выщелачивания.

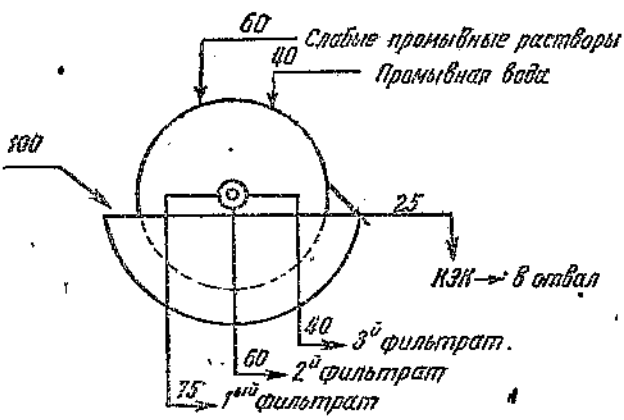
Содержание неотмытого металла в кэке является функцией количества промывного раствора (или воды), что указывает на возможность весьма полной отмывки [98]. Нередко этому препятствует необходимость ограничивать объем промывной жидкости. В других случаях условия работы фильтра вызывают необходимость ограничения длительности промывки. Так, например, непрерывно действующие вакуум-фильтры не дают возможности в той степени увеличить объем промывной жидкости, как в случае фильтров периодического действия (работающих под вакуумом или под давлением самой пульпы).

Процесс промывки имеет две стадии: в течение первой происходит вытеснение раствора, заполняющего капилляры кэка, образованного на поверхности фильтра; в течение второй удаляется раствор, удержанный на поверхности частиц, путем смешения с промывным раствором. В течение второй стадии происходит удаление раствора из капилляров кэка в результате диффузии.

Наблюдения за составом фильтрата показывают, что после вытеснения части богатого раствора концентрация отмываемого металла в фильтрате падает вследствие смешения богатого раствора с промывной жидкостью.

По данным работ А. А. Головина [102-а] количество богатого раствора (с содержанием растворенного вещества, отвечающим концентрации в жидкой фазе пульпы), вытесняемого непосредственно в виде фильтрата, может изменяться в широких пределах (от 0 до 90%) и зависит от количества влаги, заполняющей поры кэка. Остальной

раствор находится в весьма тонких капиллярах и в виде пленки на поверхности частиц фильтруемого вещества. Удаление раствора из капилляров происходит отчасти механическим вытеснением и в довольно значительной части за счет процесса диффузии, для чего требуется достаточное время соприкосновения с промывным раствором. Ввиду ограниченности времени промывки в промышленных условиях часть раствора, содержащегося в капиллярах, теряется с хвостами. Удаление раствора с поверхности твердой фазы производится как механическим перемешиванием, так и дезадсорбцией. Нередко оказывается, что содержание растворенного вещества в выходящем растворе ниже, чем в растворе, удержанном в кэке. Так, например, содержание золота в фильтрате в конце промывки кэка на фильтре Бэттерса завода им. Орджоникидзе в Каззолото (1937 г.) было в 2½ раза меньше, чем содержание в растворе, удержанном в кэке.



Фиг. 157. Схема фильтрации и промывки на барабанном вакуум-фильтре

По данным [2], обычно принимаемым в расчетах, при промывке удаляется путем вытеснения около 25% влаги, удержанной кэком. Остальной раствор смешивается с промывным и удаляется затем, как при периодической декантационной промывке. Иногда [4] считают, что промывка объемом раствора, равным влаге кэка, извлекает около 80—85% золота, содержавшегося в растворенном виде.

Пример соотношения количества растворов, поступающих и выходящих из фильтрации, показан (для барабанного фильтра) на фиг. 157.

Для этого случая сделаем подсчет, приняв следующие условия: фильтруют 100 *т* твердого, пульпа имеет отношение $Ж : Т = 1 : 1$, золота в растворе 1,5 *г/т*, влажность кэков — 20%, количество промывного раствора — 0,6 *т* на 1 *т* твердого, с содержанием золота 0,02 *г/т*, промывной воды — 0,4 *т* на 1 *т* твердого, вытесняется — 20% раствора. Содержание золота в смешанном растворе, полученном промывкой: 1) слабым раствором — *x*, 2) водой — *y*.

Для отдельных стадий фильтрации имеем:

I — набор кэка:

$$100 \times 1{,}5 = 75 \times 1{,}5 + 25 \times 1{,}5;$$

II — промывка слабым раствором:

$$25 \times 1{,}5 + 60 \times 0{,}02 = 0{,}2 \times 25 \times 1{,}5 + (0{,}8 \times 25 + 60)x;$$

III — промывка водой:

$$25x + 40{,}0 = 0{,}2 \times 25x + (0{,}8 + 25 + 40)y.$$

Решая совместно, находим: $x = 0{,}39$, $y = 0{,}13$.

В хвостах теряется золота; $25y = 3{,}25$ *г/т*.

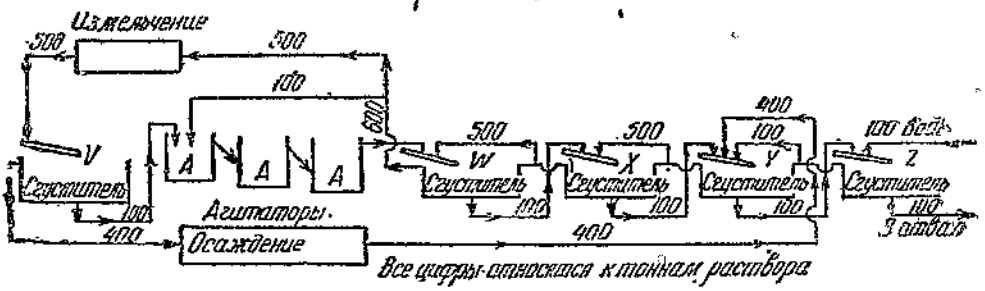
При отмывке извлекается металла: $100 \times 1{,}5 + 60 \times 0{,}02 - 3{,}25 = 147{,}95$ *г/т*.

% отмывки равен:

$$\frac{147{,}95 \times 100}{100 \times 1{,}5 + 60 \times 0{,}02} = 97{,}9\%.$$

На основании произведенного подсчета можно видеть, что даже при сравнительно низком содержании растворенного золота в пульпе (1,5 *г/т*) на фабрике с суточной производительностью 1000 *т* будет теряться ежесуточно 32,5 *г* неотмытого золота. Нетрудно видеть, как потеря неотмытого золота растет в случае увеличения содержания металла в жидкой части фильтруемой пульпы и остаточной влажности кэка. Так, если произвести тот же расчет для содержания золота в растворе = 2 *г/т* и остаточной влажности = 25%, то количество неотмытого золота в кэках фабрики на 1000 *т/сут* составит 82,5 *г*, а отмывка будет равняться 95,9%.

Для более полной отмывки ценных растворенных веществ, а иногда для замены фильтров сгустителями применяют последовательное сочетание нескольких обезвоживающих аппаратов или их секций по двум основным способам: 1) непрерывной декантации по системе противотока и 2) повторной фильтрации с промежуточной репульпацией кэков.



Фиг. 158. Схема непрерывной противоточной декантации В

Метод непрерывной декантации по системе противотока широко применяется во многих случаях современной гидрометаллургической практики, когда при наличии достаточного количества воды обрабатываются руды, не содержащие значительных количеств глинистого коллоидного материала, трудно поддающегося сгущению.

Схема цепи аппаратов при осуществлении непрерывной противоточной декантации представлена на фиг. 158.

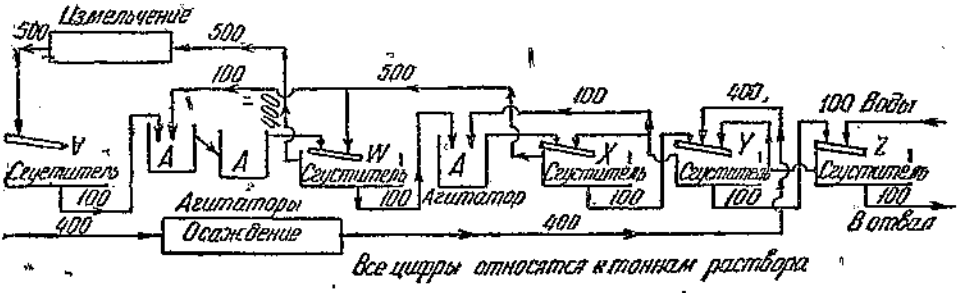
Пульпа после агитации *А* последовательно поступает в четыре сгустителя, где она промывается: в четвертом — поступающей в него водой, в третьем — сливными водами из четвертого и цианистым раствором после осаждения, во втором — сливными водами из третьего и в первом — сливными водами из второго. При этом направление движения пульпы, перекачиваемой всасывающими насосами типа Доррко, прямо противоположно движению воды и промывного раствора (сливных вод). Сливные воды из первого сгустителя направляются для питания мельницы и классификатора.

Данная схема применима при обработке руды, пульпа которой легко сгущается до отношения $Ж : Т = 1 : 1$ или до еще меньшего содержания влаги. Кроме того, успешное осуществление ее возможно, если не применяются крепкие растворы.

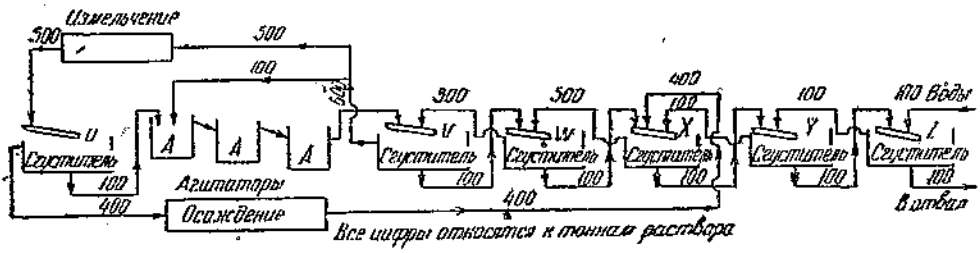
При осуществлении непрерывной противоточной декантации кроме разобранной схемы применяются и другие схемы расположения обезвоживающей аппаратуры. Они представлены на фиг. 159, 160 и 161. Эти три схемы применяются при обработке руд, когда необходимо учитывать следующие факторы: 1) медленное растворение металла, 2) целесообразность добавочной перемены растворов, 3) необходимость употребления крепких растворов и 4) медленное отстаива-

ние пульпы. В последнем случае применяют схему (показанную на фиг. 161), по которой предусматривается введение фильтра для хвостов после третьего сгустителя.

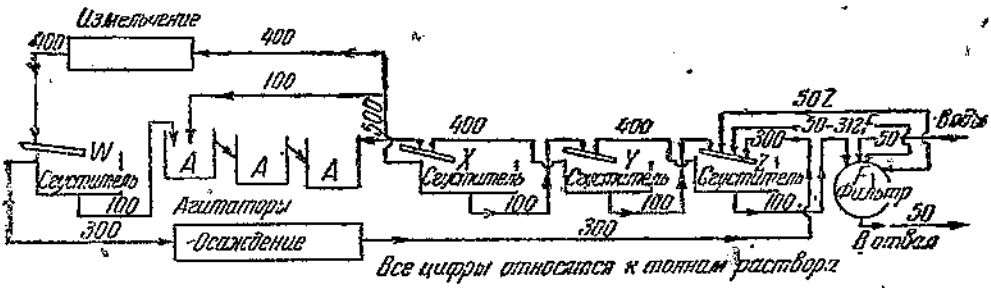
Следующие два условия необходимы для правильной работы по системе противоточной декантации: 1) достаточный объем осаждаемого раствора и 2) полное осаждение, в результате которого получают раствор, практически не содержащий осаждаемых металлов. При соблюдении этих условий можно получить вполне удовлетворительную отмывку извлекаемых компонентов от хвостов.



Фиг. 159. Схема непрерывной противоточной декантации ВВ



Фиг. 160. Схема непрерывной противоточной декантации С



Фиг. 161. Схема непрерывной противоточной декантации D

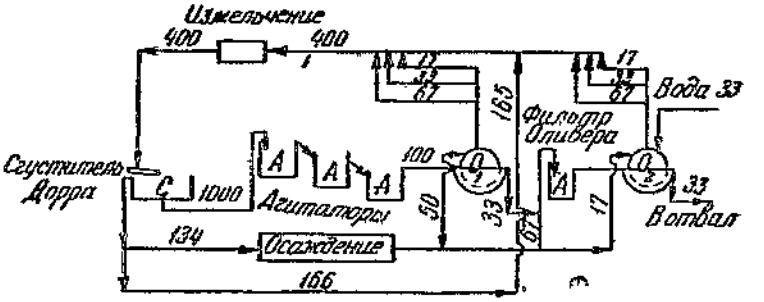
Отмывка цианида по данным схемам не дает удовлетворительных результатов, так как во всех процессах с уравновешенным балансом растворов количество годной промывной воды ограничивается тоннажем, требующимся для данного предприятия на одни сутки.

При цианировании золотых руд возможно применение слабого цианистого раствора, при котором потеря цианида в хвостах будет незначительной. При цианировании серебряных руд и в некоторых случаях цианирования золотых руд, когда применяют растворы с концентрацией цианида 0,1% и выше, часто оказывается целесообразным включить в схему фильтр для обезвоживания хвостов, выгружаемых в отвал из последнего сгустителя.

Подсчеты показывают, что отмывка растворенного металла при противоточной декантации (не учитывая адсорбции) составляет 98,8—99,9%.

Применение непрерывной противоточной декантации требует значительной площади для установки сгустителей. Эта система широко применяется в странах с теплым климатом и, кроме того, она может быть выгодна на летних иловых заводах. В странах с холодной продолжительной зимой, как, например, в сибирских золотоносных районах и в Канаде, непрерывная противоточная декантация малопригодна.

Из советских предприятий с применением системы непрерывной противоточной декантации работал летний иловой завод Минусинского комбината.



Фиг. 162. Схема цианирования с применением повторной фильтрации

Применение многоярусного промывного сгустителя дает возможность на некоторых предприятиях (в 1938 г. — на фабрике «Кактус» в Калифорнии) с успехом осуществить принцип непрерывной противоточной декантации [101].

Применение многоярусного промывного сгустителя дало возможность повысить отмывку золота (по сравнению с противоточной декантацией) на 0,5%. Промывка в многоярусном сгустителе дает сокращение на 25% стоимости обработки по сравнению с непрерывной противоточной декантацией. Занимаемая площадь сокращается на 75%, а объем здания — на 50—60%. Кроме того установочная мощность моторов сокращается на 75%. Для районов с холодной зимой существенное значение имеет уменьшение на 40—45% излучающей поверхности здания.

Повторная фильтрация на непрерывно действующих вакуум-фильтрах с промежуточной репульпацией кэков впервые введена Келли на золотоизвлекательных предприятиях Канады и США. Во многих случаях она доказала свою целесообразность. В этой системе обезвоживание связано с весьма интенсивной промывкой, а иногда и с дополнительным растворением золота и серебра.

Схема повторной фильтрации показана на фиг. 162. Число последовательных операций фильтрации равно двум или более, в зависимости от свойств самой пульпы (характера ее, адсорбционной способности и т. д.). При этих операциях достигается весьма высокая эффективность промывки.

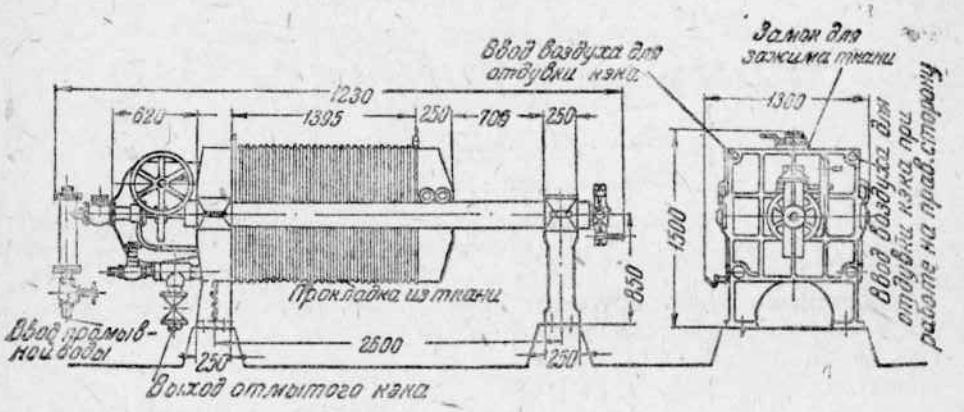
Аппаратура, требующаяся для этой системы, занимает значительно меньшую площадь, чем при непрерывной декантации по принципу противотока. Недостатком ее является большое число вакуум-фильтров.

Эта система экономически эффективна при содержании золота в растворах выше 1,5 *г/т* и особенно удобна и практична для случаев, когда непрерывная противоточная декантация встречает затруднения из-за своей громоздкости, необходимости сбережения тепла в зимние месяцы, а также при обработке богатых или медленно отстаивающихся руд.

§ 95. Осветление растворов

Растворы, получаемые после обезвоживания, перед поступлением в осадительные аппараты должны подвергаться осветлению.

Осветление в гидрометаллургии преследует цель получения растворов, совершенно лишенных взвешенных в них минеральных частиц. Последние даже при небольшом содержании в растворе могут значительно ухудшить процесс осаждения вследствие загрязнения поверхности металлического осадителя. Кроме того, минеральная муть, задерживающаяся в осадительных аппаратах, ухудшает качество получаемых осадков. Надо заметить, что кремнезем и углекислый каль-



Фиг. 163. Осветлительный фильтр-пресс Мерилла

ций в тонко дисперсной и в коллоидной форме создают значительные затруднения и для осветления. Растворы, выходящие из перколяционных чанов и даже из фильтров, далеко не соответствуют требованиям осаждения, вследствие чего перед осаждением устанавливается специальная осветлительная аппаратура.

В качестве основных типов осветлителей нашли применение: 1) песковые фильтры, 2) сгуститель с песчаным фильтрующим днищем (Хардинжа), 3) чан с косо поставленной матерчатой перегородкой, 4) стружки и мох в первых отделениях экстракторов, 5) чан с вакуум-рамами, 6) мешочный фильтр и 7) фильтр-пресс.

Песковые фильтры являются наиболее простыми и распространенными на предприятиях небольшого масштаба. Прентис считает, что на 1 *т* осветляемого в сутки раствора требуется 0,2 $м^2$ поверхности пескового фильтра.

Как показывает производственная практика, наилучший состав песковой смеси для осветлителей может быть получен путем смешения речного песка с более мелким песком. В качестве хорошего состава рекомендуется 20% речника и 80% песка из отвала.

Наибольшее распространение на современных предприятиях среднего и большого масштаба имеют осветители с фильтровальными ра-

мами (типа Бэттерса). Типизированные размеры их приводятся в табл. 62. Раствор через них просасывается под действием вакуума порядка 0,3—0,5 *кг/см*². Чаны их деревянные или железные.

Для целей осветления растворов могут быть применены фильтр-прессы, наиболее удобным из которых является фильтр (Мерилла) с автоматическим смывом осадка (фиг. 163).

Таблица 62

Размеры рамных вакуум-осветлителей

(Гипрозолото)

Число рам	Площадь фильтрации, *м*²	Производительность, *м*³/*сутки*	Размеры рам, *мм*	Размер чана, *м*		Вес металлических частей (без чана), *кг*
				диаметр	высота	
20	90	250	1500 × 1500	2,5	2	500
20	180	500	1500 × 3000	4	3	1400

Возможно также введение в практику мешочного осветлителя, еще достаточно не испытанного на осветлении, но уже применяющегося на фильтрации цианистых осадков.

Мешочный осветлитель состоит из ряда цилиндрических мешков, сшитых из фильтровальной ткани (150 × 1500 *мм*). Они соединены с рядом сборных труб, монтированных на чане. В эти трубы под давлением 0,2—0,5 *кг/см*² поступает осветляемый раствор.

ГЛАВА ОДИННАДЦАТАЯ

ОСАЖДЕНИЕ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ ЦИАНИСТЫХ РАСТВОРОВ

§ 96. Общие сведения об осаждении золота и серебра из раствора

Осаждение благородных металлов из растворов в цианистом процессе производится металлическими и неметаллическими осадителями. Наиболее распространено осаждение металлическим цинком.

Действие применяемых осадителей может быть подразделено следующим образом.

I. Цементация металлическими осадителями, цинком и алюминием при одновременном выделении водорода.

II. Адсорбция древесным углем.

III. Осаждение электролизом цианистых растворов.

IV. Осаждение в виде химических соединений, осуществляемое растворимым осадителем (в производстве применяется сернистый натрий только для серебра).

Наиболее разработанным в техническом отношении является процесс осаждения цинком.

При осаждении золота и серебра из цианистых растворов цинком происходит реакция цементации:

$$2Au(CN)_2^- + Zn = Zn(CN)_4^{--} + \underset{\downarrow}{2Au}$$

Одновременно с этой реакцией происходит растворение цинка в цианиде и щелочи, сопровождаемое выделением водорода и переходом цинка в раствор в форме синеродистого комплексного иона:

$$Zn + 4CN^- \rightarrow Zn(CN)_4^{--} + 2\ominus$$

или сначала в форме цинкат-иона, который затем переходит в ион синеродистой комплексной соли:

$$Zn + 4OH^- \rightarrow ZnO_2^{--} + 2H_2O + 2\ominus$$

$$ZnO_2^{--} + 4CN^- + 2H_2O \rightarrow Zn(CN)_4^{--} + 4OH^-.$$

Обычно цинк освинцовывается. Основной функцией освинцовывания является создание рыхлого свинцового осадка, который увеличивает катодную поверхность и способствует удалению водорода.

На поверхности свинца или на катодных участках самого цинка происходит восстановление водорода, так как потенциал восстановления последнего значительно ниже, чем других катионов, содержащихся в растворе:

$$2H^+ + 2\ominus \rightarrow 2[H] \rightarrow H_2.$$

В случае присутствия в растворе кислорода он восстанавливается полностью на поверхности катодных участков и переходит в связан-

ное состояние. Одновременно происходит восстановление водорода до молекулярного состояния. Водород выделяется на поверхности цинка и поляризует поверхность катода.

Влияние поляризации в значительной мере устраняется созданием на поверхности цинка рыхлого осадка свинца, что легко достигается освинцовыванием уксуснокислой солью, $Pb(CH_3CO_2)_2$. Значение физического состояния поверхности свинцовой губки легко подтверждается следующим опытом. Пусть цинковая пластинка представляет положительный компонент пары, а свинцовая — отрицательный. Тогда золото из раствора осаждается весьма мало или совсем не осаждается. Если затем катод заменить губкой рыхлого осадка свинца, то осаждение золота происходит достаточно быстро. В случае зернистого свинца получается тот же эффект, но в меньшей степени, чем в случае свинцовой губки.

Аналогичное ускорение в осаждении золота происходит, если свинцовую губку осадить непосредственно на поверхности цинка.

Таким образом осаждение золота из золотосинеродистой соли цинком является реакцией цементации. Последняя сопровождается растворением цинка при действии цианида и щелочи.

Осаждение золота значительно ускоряется и проходит более полно, когда цинк находится в контакте с другим металлом, который имеет большую катодную поверхность, облегчающую деполяризацию и тем ускоряющую процесс осаждения.

Повышение концентрации цианистого раствора увеличивает абсолютное значение потенциала цинка и вызывает более интенсивное выделение водорода. Этим объясняется более быстрое и полное осаждение золота и серебра из крепких цианистых растворов.

В случае слабых растворов влияние пониженной концентрации раствора на потенциал цинка компенсируют созданием пары, посредством освинцовывания, которое благодаря значительным размерам рыхлой поверхности осажденного свинца ускоряет удаление водорода.

В более крепких растворах цинк энергично взаимодействует с цианидом и щелочью. Последние реакции приводят к усилению растворения цинка и к повышению расхода реактивов. Но наряду с этим выделение водорода в результате реакций растворения (в известных пределах) имеет большое значение, так как водород связывает кислород, поступающий с растворами или поглощаемый ими в течение процесса осаждения (особенно в экстракторах), и этим не допускает растворения золота (которое сделалось бы возможным в присутствии кислорода), а также не допускает окисления цинковой стружки.

В новейшей практике цианирования этих осложнений избегают удалением кислорода перед осаждением цинком посредством пропускания раствора через аппарат, внутри которого поддерживается разрежение при помощи вакуум-насоса. Самый процесс осаждения проводят в аппаратуре, не допускающей растворения кислорода во время контакта растворов с цинком.

В результате этого избегают окисления цинка (образования так называемого «белого осадка») и достигают полного осаждения золота.

При окислении цинка происходит образование гидрата окиси по реакции:

$$Zn + {}^1/_2 O_2 + H_2O = Zn(OH)_2,$$

который в случае избытка цианида растворяется с образованием комплексной соли:

$$Zn(OH)_2 + 4NaCN = Na_2Zn(CN)_4 + 2NaOH,$$

но в отсутствии достаточной концентрации цианида и щелочи комплексный цианид цинка разлагается с образованием нерастворимого цианида:

$$Na_2Zn(CN)_4 + Zn(OH)_2 \leq 2Zn(CN)_2 + 2NaOH.$$

Гидрат окиси и цианид цинка представляют главные составные части белого осадка, образующегося в случае присутствия кислорода в растворах и недостаточной концентрации цианида и щелочи. Кроме того в нем можно встретить нерастворимые железистосинеродистые соли и соединения свинца.

Анализ белого осадка из экстракторов, состоящего преимущественно из гидрата окиси цинка, довольно загрязненного взвешенным в растворе тонким илом, дал следующие результаты: 49,50% ZnO; 8,53% CO_2; 2,94% Pb; 1—12% CN; 0,20% Cu; 1,75% Al_2O_3; 7,50% Fe_2O_3; 0,43% MgO; 1,05% S; 6,63% K; 7,60% SiO_2, следы Cl и As; 0,084% Au; 0,065% Ag.

Следующий анализ характеризует осадок, состоящий из гидрата окиси, цианида и ферроцианида цинка: 54,79% $Zn(OH)_2$; 22,73% $Zn(CN)_2$; 10,45% $K_2Zn_3[Fe(CN)_6]_2$; 1,03% SiO_2; 1,00% Fe_2O_3; 0,40% CuO.

Осадок, менее загрязненный илом, но близкий по составу к первому, характеризуется анализом: 54,0% ZnO; 2,10% SiO_2 и других нерастворимых соединений, 0,75% $Fe_2O_3 + Al_2O_3$; 0,73% PbO; 0,50% CaO; 2,50% CN, 0,70% K_2O. Потеря при прокаливании 36,80%.

Скорость реакции осаждения зависит от температуры и значительно понижается при температуре ниже 15—10°.

Содержание меди в цианистом растворе, подвергаемом осаждению цинком, вызывает переход цинка в раствор и осаждение пленки меди на поверхности цинка по реакции:

$$2Na_2Cu(CN)_3 + Zn = 2Cu + Na_2Zn(CN)_4 + 2NaCN.$$

В случае значительного количества меди пленка на поверхности цинка может прекратить осаждение золота. Во избежание этого производят непрерывное или периодическое удаление меди из раствора: 1) предварительным осаждением на поверхности неосвинцованной цинковой стружки; 2) путем регенерации цианистого раствора; 3) посредством предварительного выщелачивания меди из обрабатываемой руды.

В случае небольшого содержания меди в растворе освинцовывание цинка дает возможность избежать ее осаждения.

Ртуть из цианистого раствора осаждается цинком по реакции:

$$Na_2Hg(CN)_4 + Zn = Hg + Na_2Zn(CN)_4.$$

При этом ртуть делает цинковую стружку хрупкой.

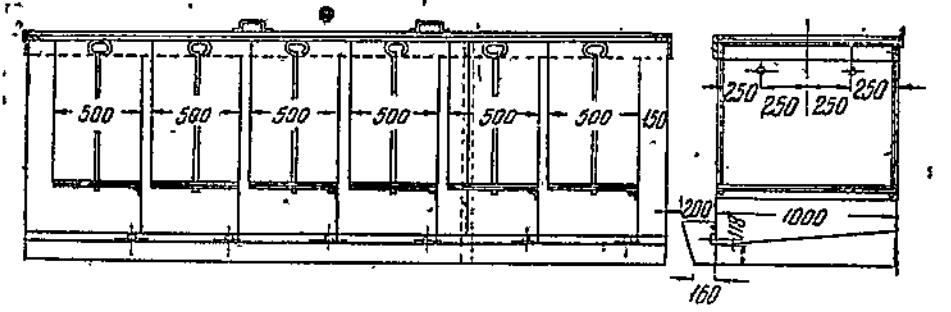
Присутствие в растворе растворимых сульфидов вызывает образование пленок сульфидов цинка и свинца, которые, покрывая поверхность цинка, понижают его осаждающую способность.

Свинец, содержащийся в растворе (в весьма небольших количествах) в форме плюмбита, также осаждается на поверхности цинка. Некоторые вещества накапливаются при осаждении цинком из многих тысяч тонн цианистого раствора. Их удается обнаружить в осадке, несмотря на ничтожное содержание в обрабатываемых рудах, усколь-

зающее от анализа. Благодаря этому в осадке удается обнаружить такие вещества, как никель и кобальт. Загрязнения (Pb, Fe, As, C), присутствующие в металлическом цинке, при осаждении не вызывают затруднений. Наоборот, некоторые из них могут усилить действие микроэлементов, возникающих на поверхности цинка.

§ 97. Осаждение цинковой стружкой в экстракторах

Осаждение цинковой стружкой введено в практику цианистого процесса после второго патента Мак Артура и братьев Форрест, взятого в 1888 г. До первых опытов осаждения золота цинковой пылью (1894 г.) и электролизом (1893 г.) осаждение цинковой стружкой являлось единственным разработанным методом. В настоящее время осаждение цинковой стружкой применяется на предприятиях малого масштаба и на давно построенных предприятиях. Этот метод иногда является лучшим для осаждения из растворов весьма низкой концентрации.



Фиг. 164. Железный экстрактор (цементатор)

Осаждение цинковой стружкой производится в цементаторах, представляющих деревянные или железные ящики и называемых в производстве экстракторами[1]. Наиболее распространенные типы цементаторов показаны на фиг. 164 и 165. Они представляют длинные невысокие ящики четырехугольного сечения. Внутри этих ящиков поставлен ряд поперечных перегородок, часть которых доходит до дна, но не доходит до верха, а другая часть доходит до верха, но не касается дна экстрактора. В американской и южноафриканской практике экстракторы имеют 5—6 отделений, а на предприятиях Советского Союза до 10 отделений.

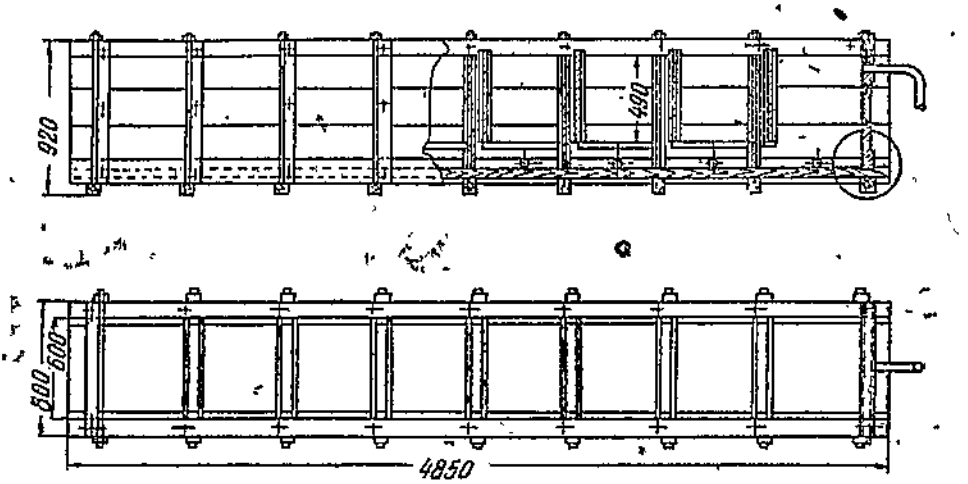
Вследствие наличия перегородок и установки экстрактора с небольшим уклоном происходит зигзагообразное движение раствора, проходящего непрерывной, медленной струей через всю массу стружек, положенных в отделениях экстрактора на вынимающиеся железные сетки с отверстиями 6—12 меш. Сетки натягиваются на четырехугольные деревянные или железные рамы. При извлечении стружки из экстрактора для сполоска или для замены решетка поднимается при помощи прикрепленных отрезков толстой железной проволоки, загнутой на концах.

[1] Термин «экстрактор» в данном случае не является вполне точным, так как под экстракцией подразумевают извлечение соответствующего компонента, здесь же производится цементация металла из раствора металлическим осадителем. Ввиду того, что экстракторы применяются и для других видов осаждения (например углем), мы оставляем данный термин как применимый к различным способам осаждения из растворов.

Наиболее удобными являются железные экстракторы, которые нередко устраиваются сдвоенными по длине с самостоятельной подачей раствора в каждую часть.

Длина экстрактора 3,5—7 *м*, ширина 0,45—1 *м* и глубина 0,75—0,9 *м*; объем одного отделения составляет около 0,2 $м^3$, уклон экстрактора по длине около 8%.

Перегородки деревянного экстрактора делаются толщиной 20 *мм*. Ширина промежутков между отделениями экстрактора составляет



Фиг. 165. Деревянный экстрактор (цементатор)

100 *мм*. Пространство между дном экстрактора и сеткой, на которую укладываются стружки, составляет 350 *мм*, а расстояние от верхнего края экстрактора до уровня стружек составляет 80—150 *мм*. В каждое отделение загружается 0,23—0,28 $м^3$ стружки, что по весу составляет 2,7—3,9 *кг*.

Типизированные размеры экстракторов представлены в табл. 63.

Таблица 63

Типизированные размеры экстракторов

(Гипрозолото)

Количество отделений	Размер отделения, *мм*	Общий объем стружки, $м^3$	Производительность, $м^3$/сутки	Вес, *кг*	Габариты, *мм*		
					ширина	длина	высота
6	900 × 400 × 540	1,0	25	655	1000	3000	1000
6	1000 × 500 × 675	2,0	50	920	1200	3600	1250

Некоторая часть переизмельчившейся цинковой стружки проваливается в подрешетное пространство. Ввиду этого в конструктивном отношении выгодно увеличить пространство под ложным дном го-

ловных отделений, в котором накапливается значительное количество осадка и переизмельчившейся стружки.

При расчете размеров экстрактора находят полезный объем по количеству проходящих через него растворов и определяют поперечное сечение прибора, исходя из допустимой скорости протекания раствора.

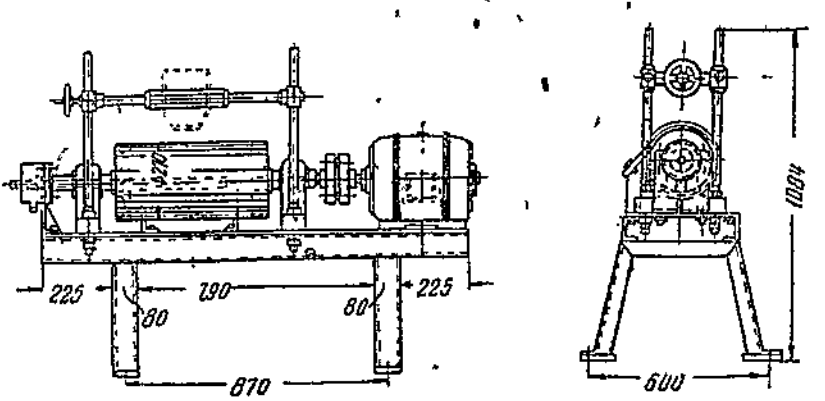
Объем экстрактора обычно рассчитывают так, чтобы наполненное цинком пространство (полезный объем экстрактора) составляло 0,031 $м^3$ на одну *т* осаждаемого раствора в сутки. На практике удельный полезный объем находится в пределах 0,25—2,0-кратного от указанной величины (0,01 $м^3/т$ раствора в сутки).

Обычно скорость раствора в экстракторах составляет около 0,16 *м/мин*. При этом площадь на 1 *т* раствора в сутки составляет 0,0041 $м^2$, а длина столба цинковой стружки в экстракторе равна 2,7 *м* (пористость цинковой стружки составляет 0,97—0,98).

В американской и южноафриканской практике установлено, что экстрактор обычно должен иметь пять отделений, но рекомендуется иметь в конце одно запасное отделение.

Чем тоньше цинковая стружка, тем эффективнее ее действие при соприкосновении с раствором, но весьма тонкая стружка легко ломается, что повышает ее расход. Для осаждения обычно применяют стружку толщиной 0,02—0,04 *мм* и шириной в пределах 1—3 *мм*. Следует особенно следить за тем, чтобы стружка имела чистую неокисленную поверхность. Обычно стружку приготовляют на самой золотоизвлекательной фабрике посредством обтачивания дискового цинка на токарном станке. На американских предприятиях стружка приготовляется из листов цинка, спаянных по концам и скатанных на валу в виде цилиндра.

1 $м^3$ мелких стружек, упакованных надлежащим образом, весит 96—112 *кг*. Более грубая стружка, употребляемая при осаждении серебра, весит до 225 $кг/м^3$. В последнее время на ряде советских



Фиг. 166. Цинколитейный станок для изготовления ленты (Кочкарь)

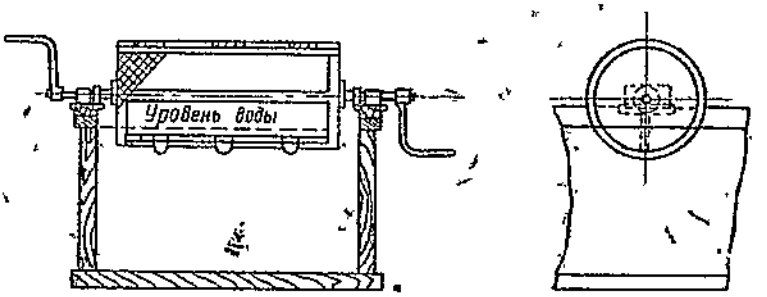
предприятий изготовляют стружку путем отливки цинка на поверхность железного цилиндра, охлаждаемого изнутри водой (фиг. 166). Такой же способ приготовления стружки применяется на заводе в Морро Велхо в Бразилии [96].

Стружка обычно изготовляется в виде мотков, размер которых соответствует отделениям экстрактора [103]. Емкость ящиков изменяется в зависимости от количества поступающего раствора и от со-

держания в нем осаждаемого металла, а также весьма значительно от способа укладки цинковой стружки [88].

Осаждение цинковой стружкой производится после предварительного осветления раствора.

Уход за экстракторами состоит в периодическом промывании цинковой стружки раствором путем встряхивания в экстракторе. Золотые осадки при этом отделяются от стружки, проходят через сетку и собираются на дне экстрактора. Измельченную стружку заменяют новой. Стружку, еще годную, но находившуюся долгое время в употреблении, перекладывают в первые отделения. Таким образом раствор с наиболее низким содержанием золота соприкасается со свежей стружкой, обладающей наибольшей осадительной способностью. При



Фиг. 167. Барабан для промывки стружки

каждом перекладывании стружки, как и при начальной загрузке, необходимо следить, чтобы она укладывалась рыхлым, равномерным слоем. Особое внимание должно быть обращено на заполнение углов во избежание оставления в них пустот, по которым могут проходить растворы, не соприкасаясь при этом в достаточной мере с поверхностью цинка. Операции встряхивания и перекладывания стружки рабочие производят в резиновых перчатках.

Сполоск экстракторов для получения цианистых золотосодержащих осадков (шламов) производится один раз в месяц, а в случае высокого содержания золота или значительного выделения белых осадков — два раза в месяц. Осажденное золото находится как на поверхности стружки, так и в пространстве под сеткой, поддерживающей стружку, где оно накапливается в виде золотого шлама на наклонном дне экстрактора. Наклон дна экстрактора обращен в сторону боковой стенки, внизу которой проходит жолоб, параллельный ящику. Выпуск шламов в жолоб производится через отверстия в стенке, закрываемые деревянными пробками.

Перед началом сполоска прекращают поступление растворов и промывают экстракторы водой. После удаления цианистого раствора вынимают сетки с цинковой стружкой и последнюю загружают в промывочный барабан (фиг. 167).

Барабан для промывки стружки состоит из сетки, натянутой на железный или деревянный цилиндрический каркас. Этот барабан вращается на цапфах, опирающихся на борта чанка или ящика, в который наливается вода, омывающая при вращении содержимое нижней половины барабана. Вращение производится вручную или от мотора.

Через сетку в чан просеиваются осадок и измельченный цинк. Крупная промытая стружка извлекается из барабана и опять загружается в первые отделения экстрактора. Количество этой (оборот-

вой) стружки составляет около 25—30% от общего количества стружки, загружаемой для осаждения. Снятый осадок и цинковая мелочь поступают для обезвоживания на фильтр или в холщевые мешки, натянутые на деревянных рамах. При большом масштабе производства для этой цели устанавливают фильтр-прессы; при малом — пользуются фильтром типа Би-Ти.

На 1 весовую часть золота практически расходуется до 20 частей цинка. В пересчете: на 1 *т* руды расходуется 100—250 *г* цинка, на 1 $м^3$ раствора — 70—200 *г* и на 1 *кг* золота — 4—20 *кг*.

Осаждение цинковой стружкой имеет следующие недостатки: 1) большой расход цинка, 2) наличие условий, способствующих образованию белого осадка, 3) значительное загрязнение осадка, усложняющее дальнейшую обработку его, 4) неблагоприятные условия для предварительного обескислороживания растворов, 5) значительную площадь занимаемого помещения, 6) неполное использование золота вследствие того, что часть его возвращается в экстракторы с 25—30% крупного цинка, 7) необходимость приготовления на месте цинковой стружки. Однако этот метод продолжает применяться в производстве вследствие: 1) простоты изготовления экстракторов на любом предприятии, 2) простоты и небольшого объема технического обслуживания процесса осаждения, 3) затруднений с введением осаждения цинковой пылью на предприятиях малой производительности.

На ряде предприятий Рэнда осаждение цинковой стружкой дополняется предварительным обескислороживанием растворов (пропусканием через вакуум-ресивер). Практика Рэнда показывает преимущества осаждения освинцованной стружкой перед осаждением пылью в случае растворов весьма низкой концентрации (содержащих 0,0035% цианида). Кроме того, осаждение стружкой осуществляется лучше, чем осаждение пылью при более низкой концентрации щелочи [4].

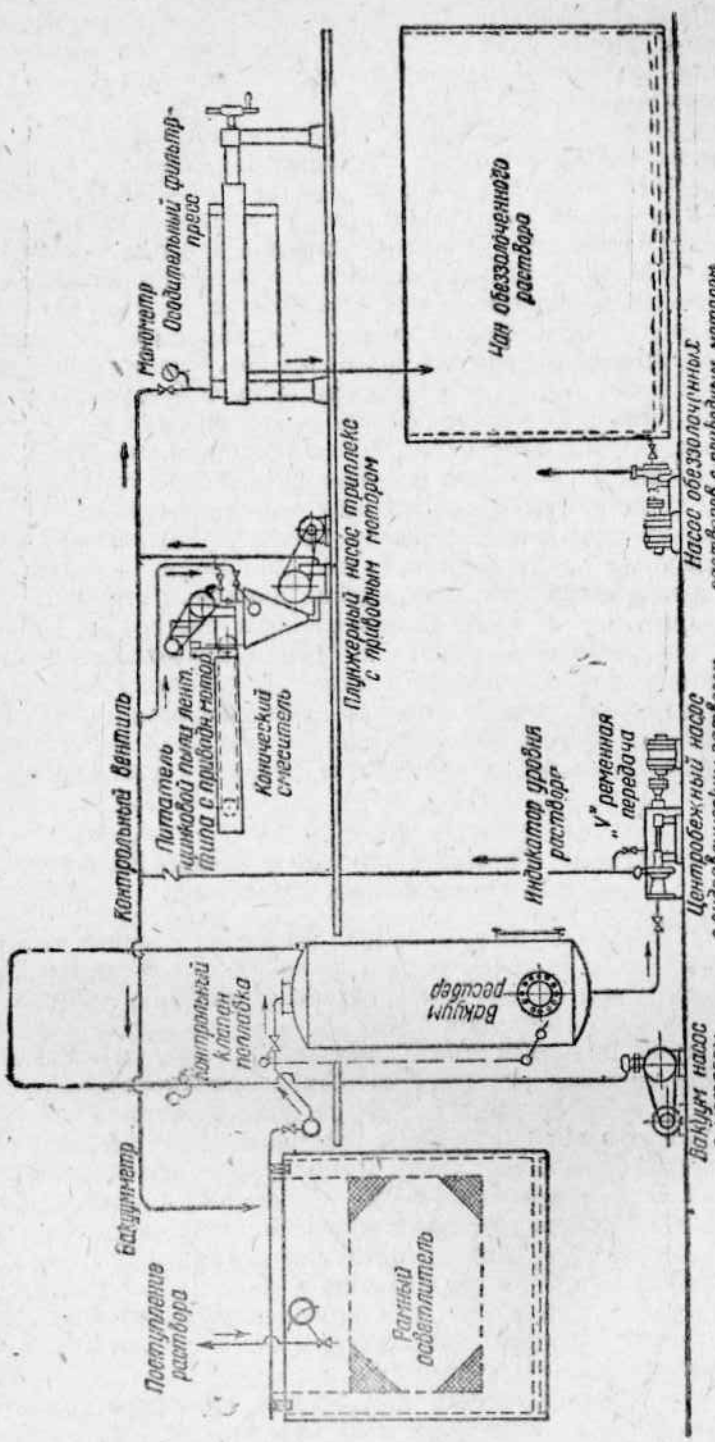
§ 98. Осаждение цинковой пылью с предварительным обескислороживанием растворов

Осаждение цинковой пылью производится перемешиванием ее с цианистым раствором и последующей фильтрацией осадка в фильтр-прессе (фиг. 168), или на рамном вакуум-фильтре (фиг. 169), или же в мешочном фильтре (фиг. 170).

Первоначально цинковая пыль добавлялась через известные промежутки в конус, через который проходил золотосодержащий цианистый раствор, а затем вместе с последним поступала на фильтр-пресс, на рамах которого собирался осадок, состоявший из цементированных металлов, избытка цинка и продуктов его окисления. Затем цинковую пыль стали смешивать с частью раствора, образуя таким образом суспензию, смешиваемую с остальным раствором, который поддерживался в чане в состоянии агитации. Из этого чана раствор с помощью насоса закачивался в фильтр-пресс квадратного сечения. В настоящее время на всех крупных предприятиях, применяющих цианистый процесс, цинковая пыль непрерывно подается в движущийся цианистый раствор.

Основными видами питателей для подачи цинковой пыли являются: 1) ленточный, 2) шнековый и 3) барабанный.

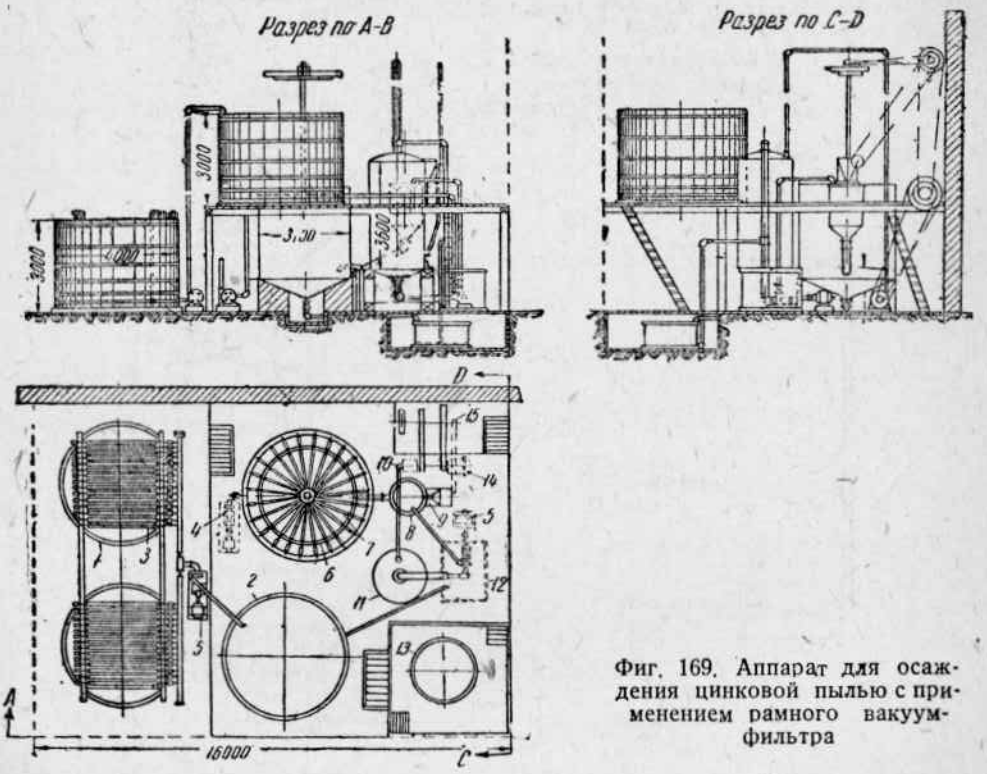
С ленточного питателя цинковая пыль поступает тонким слоем, распределенным на поверхности непрерывно движущейся ленты питателя. Пыль ссыпается с поверхности ленты в смеситель,



Фиг. 168. Схема осаждения цинковой пылью с применением фильтр-пресса

который представляет сосуд с коническим днищем, служащий для смешения цинковой пыли с частью цианистого раствора. Полученная суспензия поступает во всасывающую трубу насоса и перекачивается последним по трубопроводу на фильтр. В старых установках применяли медленно движущуюся длинную, широкую ленту, на которой тонким слоем насыпалась цинковая пыль. Затем перешли к питателям с узкой лентой, толщина слоя пыли на которой регулировалась специальным щелевым затвором.

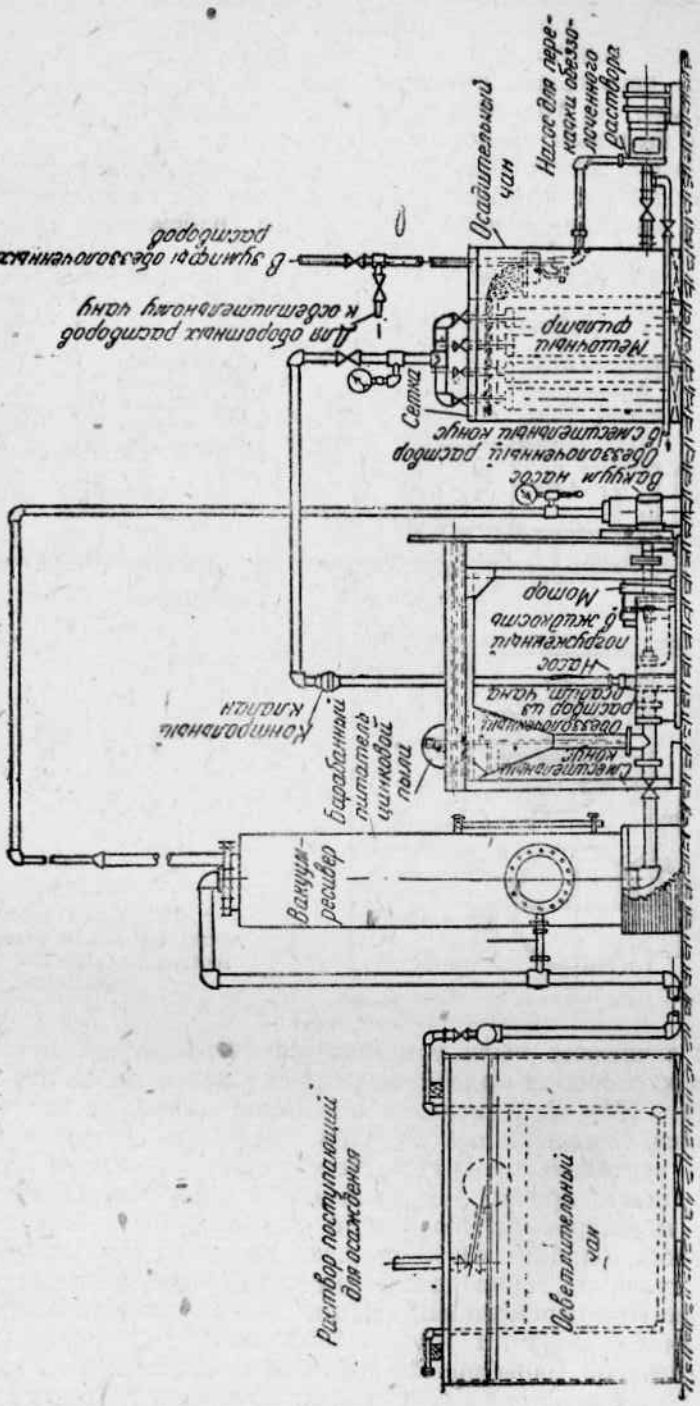
Второй распространенный способ подачи цинковой пыли состоит в применении шнека, который движется в жолобе, заполняемом цинковой пылью из специального ящика. Во избежание прилипания



Фиг. 169. Аппарат для осаждения цинковой пылью с применением рамного вакуум-фильтра

к стенкам и зависания пыли устраивается сотрясающий механизм.

Кроме этих способов подачи пыли применяется также барабанный питатель (фиг. 171). Для введения в раствор цинковой пыли применяется воронка, нижний конец которой соединен с трубопроводом при помощи вертикальной трубы. Через трубу проходит стержень, имеющий на конце пробку для закрывания отверстия клапана горизонтального трубопровода. Последний соединен тройником с вертикальной трубой. Верхний конец стержня имеет муфту, которая приподымается кулачком, присоединенным с торцовой стороны к барабану питателя. При перемещении стержня в вертикальном направлении клапан регулирует подачу в трубопровод смеси цианистого раствора с цинковой пылью. Барабанный питатель представляет железный цилиндр, который вращается на роликах. Цинковая пыль загружается в барабан через отверстие в торцовой части, закрываемое пробкой (со стороны приводного шкива на опорном валу). На поверхности барабана (со стороны воронки) имеется ряд отверстий, через которые цин-

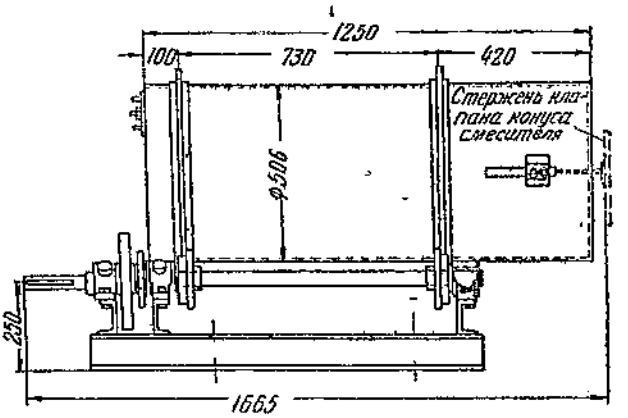


Фиг. 170. Схематическое расположение аппаратуры для осаждения цинковой пылью с применением мешочного фильтра

ковая пыль поступает в воронку. Через каждое отверстие в течение одного оборота барабана поступает определенное количество цинковой пыли. Шары, находящиеся внутри барабана, не только способствуют равномерной подаче цинковой пыли, но также путем перетирания удаляют с поверхности ее пленку окиси.

Ленточный питатель в настоящее время почти не употребляется. Наиболее распространен шнековый, но последний имеет существенные недостатки, так как в нем происходит слипание и комкование цинковой пыли. Лучшие результаты несомненно будут получены с барабанными питателями, применяемыми в новых конструкциях.

Для хорошего осаждения весьма большое значение имеет просачивание раствора через слой осадка на поверхности фильтра. Длительная агитация не дает той полноты осаждения, какая получается при просачивании через слой цинковой пыли. Для более быстрого накопления слоя осадка после пуска аппарата в действие в начале работы количество подаваемой пыли увеличивают на 50% и выше.



Фиг. 171. Барабанный питатель цинковой пыли

Нормирование количества цинковой пыли, подаваемой при осаждении, производится в соответствии с качеством ее, зависящим от состава и ситового анализа.

Присутствие в составе пыли окиси цинка и крупных частиц снижает качество осадителя. Пыль хорошего качества должна содержать 95—97% металлического цинка. Надо заметить, что цинковая пыль легко окисляется и вследствие этого содержание в ней металлического цинка падает иногда до 85%. Так например, цинковая пыль, применявшаяся в 1937 г. на балейских золотоизвлекательных фабриках, имела следующий состав: Zn металл 87,67%; ZnO 11,40%; $ZnSO_4$ 0,07%.

Цинковая пусьера, употребляемая также для осаждения, обычно содержит 5—10% окиси цинка (также свинец и кадмий).

Примесь свинца, который нередко содержится в составе пыли в количестве около 1%, способствует более быстрому осаждению золота из раствора (в пределах до 2%). Примесь кадмия в пыли не имеет существенного значения [103].

Для транспортировки необходимо употреблять герметически закрывающуюся тару. Запас пыли должен сохраняться в сухом помещении в плотно закрывающихся сосудах.

Ввиду легкой окисляемости цинковой пыли к ней нельзя близко подносить огонь.

Кондиции на цинковую пыль, выработанные в 1925 г. в США [104], предусматривают содержание в ней 97% фракции, проходящей через сито — 350 меш. Следует заметить, что гранулометрический состав цинковой пыли весьма неточно определяется рассеиванием на

ситах как по причине неодинакового размера отверстий последних, так и вследствие сбивания отдельных частичек в комки. Значительно лучшие результаты могут быть получены путем седиментометрического анализа в четыреххлористом углероде, который предотвращает слипание частиц и дает точные и сопоставимые результаты [105].

Расход цинковой пыли определяется составом и ситовым анализом ее, а также условиями работы аппаратов.

Средний расход цинковой пыли на золотоизвлекательных фабриках Южной Африки составляет 23 *г/т* руды, или около 16 *г/м*³ раствора.

На золотоизвлекательной фабрике Мак Интайр в Поркьюпайне, где цианируются флотационные концентраты и соответственно этому содержание золота в растворах довольно высокое, расход цинковой пыли составляет 42 *г/т* руды.

В настоящее время расход цинковой пыли на балейских фабриках составляет около 40—50 *г/м*³.

Для богатых растворов при извлечении серебра расход цинковой пыли возрастает до 100—300 *г/м*³ раствора.

Для улучшения осадительной способности цинковой пыли производят освинцевание ее, устанавливая капельный питатель раствора свинцовой соли над чанком, в котором заготовляется суспензия цинковой пыли в цианистом растворе.

В качестве свинцовой соли употребляют азотнокислый или уксуснокислый свинец, который берут в количестве до 10% от веса цинка. Уайт указывает, что концентрация щелочи в растворе не должна быть выше 0,03% CaO, так как более высокая концентрация способствует удержанию в растворе части свинца. Осаждение цинковой пылью требует более высокой концентрации цианида и щелочи, чем осаждение стружкой. По данным практики Рэнда хорошие результаты осаждения пылью получаются при содержании 0,014% KCN и 0,018% CaO.

Из всех способов фильтрации цианистых осадков наилучшим следует признать применение фильтр-прессов, которые дают возможность наиболее тщательно собирать осадок. Кроме того, этот способ гарантирует в случае пожара, а также от потерь ценного материала. Фильтр-пресс при суточной производительности, равной 60 *кг* золота в месяц, занимает площадь размером 4,6 × 4,3 *м*. Площадь рамного фильтр-пресса на 1 *т/сутки* раствора должна быть не менее 0,1 *м*². Для успешной фильтрации цианистых осадков в фильтр-прессе рекомендуют добавление инфузорной земли в количестве около 8% от веса осадка.

В Хомстэке [91] треугольные плиты осадительного фильтр-пресса покрывают двумя накладывающимися сверху слоями ткани, причем легкую киперную ткань помещают ближе к раме. Она является как бы подкладкой для второго слоя ткани — грубой бумажной парусины, которая покрывает первый слой. Продолжительность службы этой ткани в зависимости от сорта составляет 16—30 месяцев (средние рыночные сорта служат около трех месяцев). Для облегчения фильтрации добавляют вспомогательный порошок (целит), причем он так же, как и цинковая пыль, подается ленточным питателем, приводимым в действие от мотора.

Осадительные аппараты, установленные на предприятиях Советского Союза вместо фильтр-прессов с треугольными рамами, имеют вакуум-рамы, расположенные радиально в круглых чанах. Над верхним уровнем рам находится слой спокойного раствора. В центре чана

между радиальными рамами устанавливают широкую трубу, по оси которой проходит вал мешалки, пропеллер которой, расположенный у дна чана, ниже уровня фильтровальных рам, поддерживает осадок и цинковую пыль во взвешенном состоянии (130 об/мин). Другую мешалку, имеющую вид чугунного лопастного колеса, устанавливают на том же валу немного выше половины высоты фильтровальных рам. Для сохранения верхней спокойной зоны раствора над верхним краем рамы устанавливается дефлектор в виде круглого щитка, слегка выпуклого кверху.

Радиально расположенные рамы при помощи патрубков и отрезков гибких шлангов присоединяют к кольцевому трубопроводу. Кольцевой трубопровод присоединяется к центробежному насосу. Для усиления подсоса в дополнение к центробежному насосу пользуются трубкой, соединяющей первую ступень центробежного насоса с верхней частью вакуум-ресивера, устанавливаемого для предварительного обескислороживания растворов. Этой трубкой пользуются для заполнения центробежного насоса при пуске.

Введение вакуума в дополнение к действию насоса может значительно повысить производительность описываемого фильтра. Использование вакуума позволило на балейских фабриках значительно превысить установленную производительность осадительных аппаратов. Для удобного удаления осадка дно чана делается коническим и на уровне низшей точки к нему присоединяется выводная труба, закрывающаяся специальным вентилем.

Мешочные фильтры введены в осадительных аппаратах позже двух других рассмотренных фильтров. Они удобны для установок средней и малой производительности. Смесь раствора с осадком и избытком цинковой пыли по трубе подается к ряду ответвляющих патрубков, на которые при помощи кольцевых устройств надеваются двойные мешки из фильтровальной ткани. Мешки находятся внутри чана, заполненного раствором.

На каждое ответвление трубы обычно подвешивают два мешка, один из которых вложен в другой. Осадок вместе с внутренним мешком после съемки направляется в дальнейшую обработку. Мешочные фильтры работают при небольшом положительном давлении, которое не превышает 0,6 *кг/см*^{2}. Производительность этих фильтров, отнесенная к единице поверхности, не выше других фильтров. Она зависит от характера образующегося осадка и от толщины кэка. Последняя является прямой функцией количества раствора, прошедшего через фильтр.

В случае перерыва в работе или внезапной остановки контрольный вентиль на трубе, подводящей к фильтру раствор с осадком, автоматически закрывается. Это избавляет от обратного засоса раствора с осадком и от смятия мешков, приводящего к их разрыву.

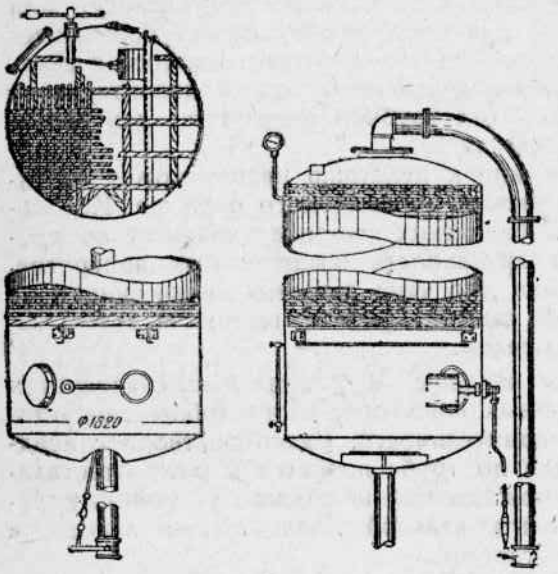
Томас Крау (Crowe) на цианистом заводе в Криппл-Крик разработал метод механического удаления кислорода из цианистых растворов (1919 г.). В настоящее время в заводской практике осаждения широко введен процесс Крау, состоящий в обескислороживании растворов перед осаждением цинковой пылью, а в некоторых случаях — перед осаждением цинковой стружкой.

Преимущества предварительного обескислороживания растворов в основном сводятся к следующему: 1) увеличиваются скорость и полнота осаждения золота и серебра; 2) в обескислороженном растворе не происходит окисления цинка и, следовательно, исключаются

условия, вызывающие образование белого осадка, благодаря чему снижается расход цинка.

В процессе Крау удаление кислорода осуществляется пропусканием цианистых золотосодержащих растворов через вакуум-ресивер, в котором раствор подвергается распылению. В результате прохождения через этот аппарат в растворе остаются только следы кислорода.

Введение вакуум-процесса позволило: 1) снизить расход цинковой пыли на 30—50%; 2) снизить расход цианида; 3) достигнуть весьма удачного объединения в конструктивном отношении обескислороживания растворов с осаждением цинковой пылью, в результате чего возник комбинированный процесс обескислороживания с последующим осаждением цинковой пылью, известный как процесс Мерилл-Крау.



Фиг. 172. Вакуум-ресивер (Крау)

В комбинации с осаждением цинковой стружкой в экстракторах процесс Крау применяется значительно реже, но и в этом случае достигнуто уменьшение расхода цинка, улучшено осаждение и устранено образование белого осадка.

В настоящее время осаждение золота и серебра в аппаратах Мерилл-Крау производится на предприятиях весьма различной производительности. С одной стороны, эти аппараты имеются на самой крупной фабрике в Рэндфонтейне (Рэнд), на которой ежесуточно осаждается золото из 15 000 *т* раствора, с другой, — они применяются на цианистых установках малого масштаба, предназначенных для обработки концентратов, с суточным количеством растворов (направляемых на осаждение), составляющим 100 *т* и даже 50 *т*.

Осветление растворов, поступающих в эти аппараты, в большей части случаев производится при помощи рамного вакуум-фильтра (типа Бэттерса). Золотосодержащие растворы после прохождения через осветлительный чан поступают для обескислороживания в вакуум-ресивер (деаэратор) Крау (фиг. 172). С этой целью отводные трубки вакуум-рам осветлителя присоединяются к вершине вакуум-ресивера Крау. Ресивер через влагоуловитель присоединяется к сухому вакуум-насосу, создающему разрежение около 700—725 *мм* рт. ст.

В верхней части ресивера устанавливаются решетки из деревянных брусков.

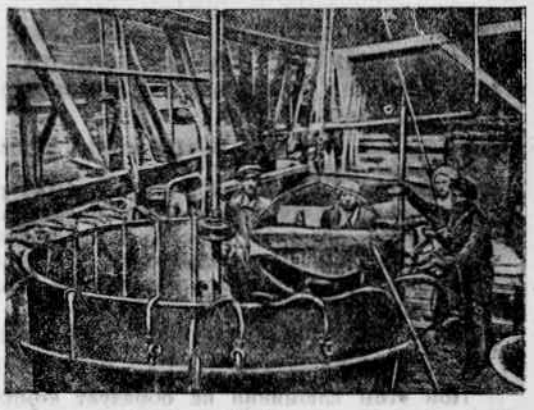
Выливаясь на эти бруски, раствор разбивается на мелкие капли, что способствует быстрому выделению растворенных газов, происходящему под действием разрежения.

Для регулирования подачи раствора в цилиндрический деаэратор

в нижней части его имеется поплавок, связанный с клапаном в питающей трубе. Автоматическое регулирование поступления раствора в ресивер происходит таким образом, что в ресивере поддерживается более или менее постоянный уровень раствора, находящийся на высоте около 600 *мм* над дном и соответствующий показанию на середине водомерного стекла. Для регулировки уровня раствора в ресивере употребляется бачок цилиндрической формы, подвешенный на цепи к одному плечу рычага и уравновешенный с другой стороны рычага противовесом.

Бачок, плавающий в растворе, может опускаться или подниматься под действием раствора, перетекающего в него или из него (в зависимости от уровня раствора в ресивере) по гибким трубам, соединяющим данный сосуд с ресивером.

Обескислороженный раствор из ресивера перекачивается центробежным насосом, установленным в резервуаре с цианистым раствором. Насос устанавливают в чане, наполненном раствором, с целью избежать засасывания воздуха через его сальники, а также во избежание утечки золотосодержащего раствора.



Фиг. 173. Сполоск рамного осадительного чана на балейской фабрике

В более новых аппаратах между ресивером и затопленным насосом устанавливается воронка для введения в раствор суспензии цинковой пыли. В устройствах более старой конструкции (см. фиг. 174) обескислороженный раствор закачивается насосом в чан-смеситель. Подача раствора в последний регулируется при помощи поплавка автоматическим клапаном (Нордстрема).

В случае применения осадительного чана с фильтровальными рамами описанные выше приспособления гарантируют, что при довольно интенсивном перемешивании в пространстве, занятом рамами, выше уровня рам сохраняется зона спокойного раствора. Это весьма существенно, так как при спокойном растворе поглощение кислорода из атмосферы происходит весьма медленно (вследствие малой скорости диффузии его).

Для сполоска аппарата раствор, остающийся в осадительном чане, отфильтровывают насколько возможно. После этого останавливают насос, питатель цинковой пыли и мешалки. Раствор оставляют отстояться и осветленная часть перекачивается в запасный чан. Для съема осадка с рам последние разъединяют у кольцевого трубопровода и поднимают при помощи тали (фиг. 173). Затем с них снимают чехлы и заменяют их чистыми. Наверху рамы край чехла плотно складывают (конвертом) и прижимают его к раме при помощи планки. Основная часть осадка счищается с чехлов, а оставшаяся на них смывается при стирке. Внутреннюю поверхность чана обмывают и затем осадок, накопившийся на дне чана, подают насосом в другой чан с фильтрующим дном, где производится обезвоживание. В неко-

торых случаях фильтрующие рамы при каждом сполоске не подымают и ограничиваются лишь смыванием осадка.

При пуске в действие осадительного аппарата (после сполоска) рамы опускают и присоединяют к кольцевому трубопроводу. Затем несколько раз пропускают обеззолоченный раствор, пока на рамах не наберется слой цинковой пыли. Тогда присоединяют осветлительный фильтр и дают в течение первого времени повышенное количество цинковой пыли.

Типовые размеры и характеристика аппаратов для обескислороживания и осаждения цинковой пылью (по проекту Гипрозолото) приведены в табл. 64.

В этой таблице приведено по два размера двух видов установок, типизированных в настоящее время: 1) упрощенный тип с мешочным осадительным фильтром (на 250—500 *м³/сутки*) и 2) усложненный тип с рамным осадительным фильтром для большой производительности.

Несомненными преимуществами осаждения цинковой пылью являются: компактность установок, быстрый и удобный сполоск, полная реализация осажденного золота, низкий расход цинка и невысокая стоимость осаждения и обработки осадков.

§ 99. Осаждение алюминиевой пылью.

Осаждение алюминиевой пылью было распространено в течение некоторого времени при извлечении серебра цианированием. Несмотря на большую стоимость алюминия, этот способ практиковался, ввиду добавочной регенерации цианида при осаждении алюминием. Регенерация при обработке серебряных руд (содержащих сотни граммов серебра на тонну) имела существенное экономическое значение.

Регенерация цианида в этом случае определяется следующим уравнением:

$$2NaAg(CN)_2 + 4NaOH + 2Al = 4NaCN + 2Ag + Na_2Al_2O_4 + 2H_2.$$

При этом алюминий не образует комплексной цианистой соли, а переходит в алюминат натрия, с чем связана регенерация цианида. Из уравнения также видно значение едкого натра для протекания реакции.

Для растворов, содержащих только золото, осаждение алюминиевой пылью не дает вполне удовлетворительных результатов, но полное осаждение золота достигается из растворов, содержащих 60 *г/т* серебра и выше[1]. Надо заметить, что для данного метода еще не было испытано предварительное обескислороживание растворов.

Существенным отличием является более медленное осаждение алюминием, в силу чего необходимо поддерживать суспензию во взвешенном состоянии, пока осаждение не закончится.

Алюминиевая пыль смачивается еще медленнее, чем цинковая. Хотя действие избытка щелочи значительно ускоряет осаждение, но увеличивать концентрацию щелочи следует осторожно ввиду значительного увеличения при этом расхода алюминия.

Расход алюминия (вследствие взаимодействия со щелочью) в большей степени зависит от объема раствора, чем от содержания осаждаемых металлов. Ввиду этого выгодно накапливать большее содержание металлов в меньшем объеме раствора.

Весьма существенным для успешного осаждения является отсутствие извести в растворах, поступающих в осаждение. В противном случае известь реагирует с алюминатом натрия, образующимся в процессе осаждения, и дает алюминат кальция, весьма загрязняющий осадок в фильтр-прессе и затрудняющий его дальнейшую переплавку. В тех случаях, когда надо вводить в пульпу известь, во избежание затруднений применяют процесс Гамильтона. Этот процесс состоит в добавлении дешевой технической соды в чан с раствором перед прохождением последнего через осветлитель. В результате этого на дне чана остается осадок углекислого кальция, который также в небольшом количестве удерживается в осветлителе [88].

[1] Медь даже в присутствии значительного количества серебра осаждается в небольшой степени.

Типизированные установки для осаждения цинковой пылью с обескислороживанием *Таблица 64*

(Гипрозолото)

Характеристика установки	1	2	3	4
Производительность, *м³/сутки*	250	500	1200	2400
Тип установки	Мешочные одинарные	Мешочные двойные	Рамные одинарные	Рамные двойные
Осветлитель:				
Число рам	20	40	32	64
Размер рам, *мм*	1500 × 1500	1500 × 1500	1500 × 3000	1500 × 3000
Общая площадь, *м²*	90	180	306	612
Число чанов	1	2	2	4
Размер чана, *м*	1,8 × 1,8 × 2,15[1]	1,8 × 1,8 × 2,15[1]	4 × 3,0	4 × 3,0
Объем чана, *м³*	5,5	5,5	30	30
Вакуум-ресивер:				
Размер, *мм*	550 × 3000	550 × 3000	1800 × 3600	1800 × 3600
Сечение, *м²*	0,195	0,195	2,5	2,5
Объем, *м³*	0,58	0,58	9	9
Смеситель:				
Размер, *мм*	500 × 750	500 × 750	1000 × 1300	1000 × 1300
Объем, *м³*	0,05	0,05	0,3	2 × 0,3
Осадительный фильтр:				
Тип	Мешочный	Мешочный	Рамный	Рамный
Число мешков или рам	48	96	24	48
Размер их, *мм*	130 × 1500	130 × 1500	1200 × 1940	1200 × 1940
Общая площадь, *м²*	29	58	100	200
Число чанов	1	2	1	2
Размер чана, *м*	1,5 × 1,5 × 1,2[1]	1,5 × 1,5 × 1,2[1]	3,1 × 3,125	3,1 × 3,125
Объем чана, *м³*	4	2	16	16
Насосы центробежные:				
Число	1	1	3	5
Размер	1½″	2″	3″	4 насоса 3″ и 1 насос 4″
Общая потребная мощность, *л. с.*	8	12	30	50
Общий вес металла (без вакуум-насоса, моторов и труб), *кг*	2500	4200	7500	13200
Потребная площадь, *м²*	50	80	200	350
» кубатура, *м³*	250	400	1600	2800

[1] Прямоугольные.

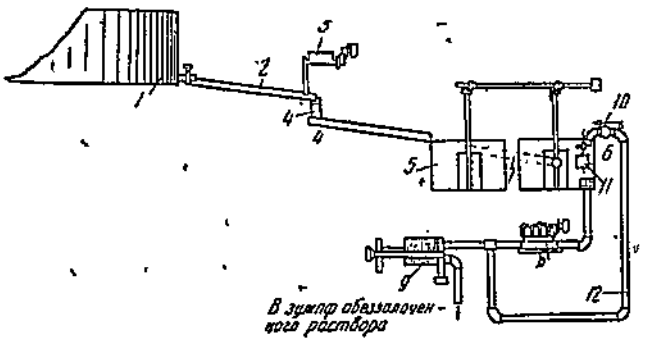
Схема установки для осаждения алюминиевой пылью показана на фиг. 174. Ввиду трудности смачивания алюминиевой пыли и большей длительности реакции к обычным аппаратам, употреблявшимся до введения обескислороживания растворов при осаждении цинковой пылью, добавлялись два небольшие агитатора в целях удлинения контакта осадителя с раствором.

При осаждении алюминиевой пылью получают объемистый пористый осадок темнокоричневого цвета. Он содержит до 85% благородных металлов и после плавки с флосами дает довольно высокопробный слиток.

Основными случаями, которые могут потребовать применения аммониевой цыли, являются: 1) цианирование руд с высоким содержанием серебра, 2) цианирование руд, содержащих сурьму и мышьяк. В последнем случае повышение процента извлечения золота и серебра по указанию Гамильтона достигает 10% от содержания в руде.

§ 100. Адсорбция древесным углем

Осаждение золота и серебра углем (и модификациями углерода, встречаемыми в рудах) составляло предмет изучения многих исследователей, стремившихся, с одной стороны, ввести в технику цианирования новый процесс осаждения и с другой — парализовать вредное действие графита и сажистого углерода в процессе цианирования руд.



Фиг. 174. Схема осаждения алюминиевой пылью
1 — чан раствора, поступающего в осаждение; 2 — жолоб; 3 — питатель алюминиевой пыли; 4 — жолоб; 5 — чан-смеситель; 6 — второй чан-смеситель; 7 — жолоб; 8 — насос; 9 — фильтр; 10 — автоматический вентиль, действующий от поплавка; 11 — поплавок; 12 — обводная труба

При этом были выдвинуты следующие гипотезы для объяснения явлений, происходящих при действии свободного углерода на золотосодержащие растворы.

Первая из них рассматривает осаждающее действие графита как результат образования на его поверхности комплексного соединения, называемого карбонилом цианистого золота

$$AuCN \cdot CO(CN)_2.$$

Золото, осажденное из цианистых растворов на поверхности углерода, может быть растворено в сернистом натрии. С точки зрения первой гипотезы этот процесс растворения представляется следующей реакцией:

$$AuCN \cdot CO(CN)_2 + Na_2S = NaAu(CN)_2 + CO + NaCNS.$$

При этом образуется растворимая комплексная соль золота, роданистый натрий, и выделяется окись углерода.

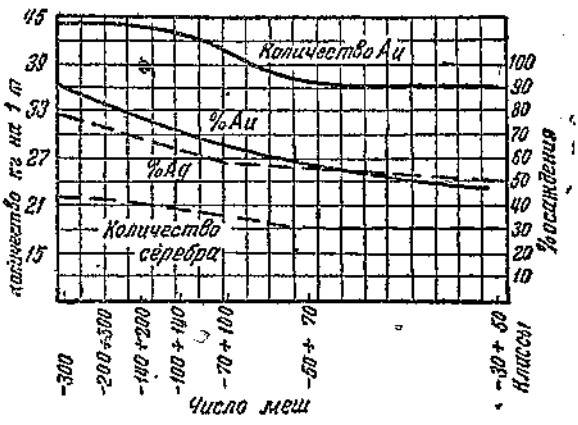
Окись углерода вторично абсорбируется углем. Она является той причиной, которая объясняет механизм реакции осаждения золота углеродом. В свободном состоянии окись углерода не осаждает золота из цианистого раствора, но, будучи абсорбированной (и благодаря этому — конденсированной), углем, она может действовать достаточно энергично и приводит к образованию карбонила цианистого золота.

Эта гипотеза может казаться правдоподобной по отношению к

осаждению древесным углем. Труднее ее применить в случае присутствия в рудах графита или других природных разностей углерода.

Другая гипотеза рассматривает осаждение как адсорбцию цианистого комплекса золота на поверхности углерода. С этой точки зрения влияние химизма сводится к минимуму. Введение сернистого натрия в раствор изменяет величину поверхностного натяжения. Следовательно, в результате изменения термодинамических условий понижается концентрация золотосодержащего комплекса на поверхности раздела этих двух фаз, в результате чего золото переходит в раствор.

Физико-химические условия осаждения золота и серебра из цианистых растворов древесным углем детально изучены Гроссом и Скоттом [106], которые показали, что осадок благородных металлов, образующийся на угле, не металлический. Он невидим и не обнаруживает свойств, характерных для осажденных металлов (например, при действии на него кислот). Осадительная способность угля меньше, чем при восстановлении до металла.



Фиг. 175. Влияние ситового анализа угля на адсорбцию золота и серебра (по Гроссу и Скоту)

Тот факт, что осаждение металлов из цианистых растворов углем состоит в адсорбции, подтверждается прежде всего тем, что для этого процесса установлено равновесие, а также кинетикой процесса и понижением адсорбции с повышением температуры. Кроме того количество осажденного металла зависит от величины активной поверхности, причем максимум осажденного вещества соответствует слою, меньшему, чем мономолекулярная пленка, покрывающая всю поверхность угля. Из растворов более высокой концентрации осаждается большее абсолютное количество золота и серебра, но из более разбавленных процент осаждения выше. Замедление адсорбции с течением времени, повидимому, зависит от наличия в веществе трудно доступных пор. Влияние измельчения угля (в классах ситового анализа) на результаты осаждения золота и серебра показано на фиг. 175.

Процесс адсорбции углем цианистого комплекса сопровождается рядом химических реакций. При этом, очевидно, происходят реакции обмена, в результате которых щелочной металл, входящий в состав цианистого комплекса, остается в растворе в виде бикарбоната. Если кальций входит в состав древесного угля, то адсорбируется золотосинеродистая соль кальция $Ca[Au(CN)_2]_2$.

Изучение условий извлечения металлов, адсорбированных углем, показало, что адсорбированное золото целиком извлекается сернистым натрием, но серебро при этом не извлекается. При этом извлечение увеличивается с повышением температуры и концентрации раствора. Другим реактивом, производящим избирательное извлечение, является азотнокислая ртуть, которая извлекает адсорбированное серебро, но не извлекает золота.

Как и следовало ожидать, амальгамация не извлекает адсорбированных металлов.

Гидраты окисей металлов растворяют адсорбированную соль более эффективно, чем кислоты, при этом нет заметной разницы в действии окислителей и восстановителей.

Длительный контакт и повышение температуры в большинстве случаев увеличивают извлечение адсорбированных металлов.

Хотя кипящая вода и извлекает часть адсорбированных металлов, но для достаточного извлечения требуется многократная промывка (как это и следует из изотерм адсорбции).

Значительно лучше адсорбированные цианистые соли золота и серебра извлекаются горячими цианистыми растворами; при этом концентрация раствора не имеет большого значения.

Применение древесного угля к извлечению золота из цианистых растворов возникло в Виктории (Австралия) на многих небольших заводах еще в конце прошлого столетия. Затем этот метод перешел в США.

Надо заметить, что в течение первого периода применения этого метода он был весьма мало изучен и применявшиеся установки были примитивными.

Подготовка угля, была также примитивной. Вследствие этого уголь имел сравнительно низкую адсорбционную способность. Для осаждения пользовались небольшими бочками или ящичными осадителями (типа экстракторов), заполненными измельченным древесным углем.

Растворы, выходившие из этих аппаратов, содержали золота около 0,2 г/т. Уголь затем озолялся, и зола плавилась с флюсами. Стоимость осаждения углем была раза в два выше стоимости осаждения цинком. Метод являлся громоздким для больших предприятий.

Следующий период применения угля при цианировании относится к годам мировой войны, когда вследствие возрастания потребности в цинке для военных нужд и затруднений при осаждении из загрязненных растворов опять возникла мысль о введении древесного угля в практику цианистого процесса.

На золотоизвлекательных предприятиях Австралии выработана следующая методика. Древесный уголь, извлеченный из печи, подвергался промывке для отделения от него золы. Затем во влажном состоянии (33% воды) он загружался в шаровую мельницу, в которой в течение 18 час. производилось измельчение небольшими стальными шарами. Для контроля разжижения угольной суспензии определялся ее удельный вес. Для осаждения пользовались аппаратом, известным как экстрактор Мура-Эдманса. Этот аппарат представляет по существу вакуум-фильтр типа Бэттерса с пропеллерными мешалками для поддержания угля во взмученном состоянии. Первоначальное заполнение раствором чана производилось до того момента, пока фильтровальные рамы не закрывались вполне раствором. После этого в чан закачивалась угольная суспензия, вслед за тем на рамах набирался кэк из древесноугольного порошка и через 20 мин. заливался золотосодержащий раствор, подлежащий осаждению, и пропускался через кэк в течение шести часов. Кэк подвергался отдувке, последующей репульпации и вторично набирался на поверхности рам.

Осадительная установка состояла из трех чанов, работавших по принципу противотока. Уголь, загруженный в аппарат, оставался в употреблении в течение девяти дней. Новая порция угля загружалась в чан, являвшийся в течение трех дней третьим в серии. Затем этот осадительный чан в течение следующих трех дней становился вторым (по порядку поступления раствора) и, наконец, последние три дня становился первым в серии. Таким образом реализовался принцип противотока, т. е. уголь, использованный в двух сериях, приходил в контакт с наиболее богатым раствором, а свежий уголь осаждал золото из обедненного раствора перед выпуском последнего в чан обезсолоченных растворов. Кэк после трех дней пребывания в первом чане серии выгружался и озолялся, а в чан загружался свежий уголь. Осадок взмучивался в чане и перекачивался в фильтр-пресс для промывки. Озоление осадка производили путем окислительного обжига в жаровнях, на дно которых клали немного раскаленного угля, загружая затем сверху сырой кэк. Для удаления всего углерода из осадков требуется около двух суток. Полученная зола плавилась со следующими количествами флюсов на 100 частей золы: буры 40—50, песка 50, поваренной соли 10 частей.

Главными возражениями против применения угля как осадителя являются: 1) значительный объем и вес его (требующийся особенно для осаждения серебра); 2) потери цианида, происходящие вследствие адсорбции на угле; 3) необходимость озоления угля для получения адсорбированных металлов.

Наряду с указанными трудностями уголь дает ряд технологических преимуществ, так, например, он не загрязняет цианистый раствор веществами, вызывающими его утомляемость. В процессе осаждения углем в раствор переходит только бикарбонат, не вызывающий затруднений при дальнейшем пользовании цианистыми растворами. Кроме того уголь осаждает медь из цианистого раствора и, при небольшом содержании меди, очищает его от примеси, вызывающей наибольшую утомляемость.

При этом надо заметить, что ряд веществ, вызывающих затруднения при осаждении из цианистых растворов, не влияет вредно на осаждение углем [109].

Для изготовления угля могут быть использованы различные сорта дерева, но все-таки целесообразно пользоваться мягкими сортами. Процесс углежжения следует вести в течение длительного времени и при достаточно высокой температуре; при этом нагревание должно сопровождаться окислением. Эти условия для карбонизации необходимы потому, что иначе смолистые вещества, образующиеся из тяжелых углеводородов, залепляют поры угля и значительно понижают его адсорбционную способность. Основными факторами, снижающими адсорбционную способность, являются: низкая удельная поверхность и загрязнение пор смолистыми продуктами.

Тонкое измельчение (сухое или мокрое) дает положительные результаты, но оно не должно превосходить того предела, при котором затрудняется фильтрация. Одностадиальная или, во всяком случае, двухстадиальная фильтрация для осаждения золота углем является достаточной. Осаждение золота происходит полно и почти мгновенно. Трехстадиальная и свободная фильтрация с использованием более крупного угля может значительно снизить стоимость обработки. Кроме того снижение расхода цианида может быть достигнуто путем направления для осаждения растворов с низким его содержанием.

Весьма серьезные задачи стоят в части повышения осадительной способности угля путем активации, так как большое количество получаемого угольного осадка создает затруднения для развития этого метода. Так, золотоизвлекательная фабрика средней производительности на 300 *т* руды в сутки при содержании в руде 9 *г/т* при весьма хорошей адсорбционной способности угля, равной 45 *кг/т*, потребовала бы в месяц 3 *т* угля. Цианистая установка для извлечения серебра на суточную производительность 900 *т* при обработке руды с содержанием серебра 300 *г/т* в случае применения угля с высокой адсорбционной способностью, равной 22,5 *кг/т*, потребовала бы в месяц 80 *т* древесного угля.

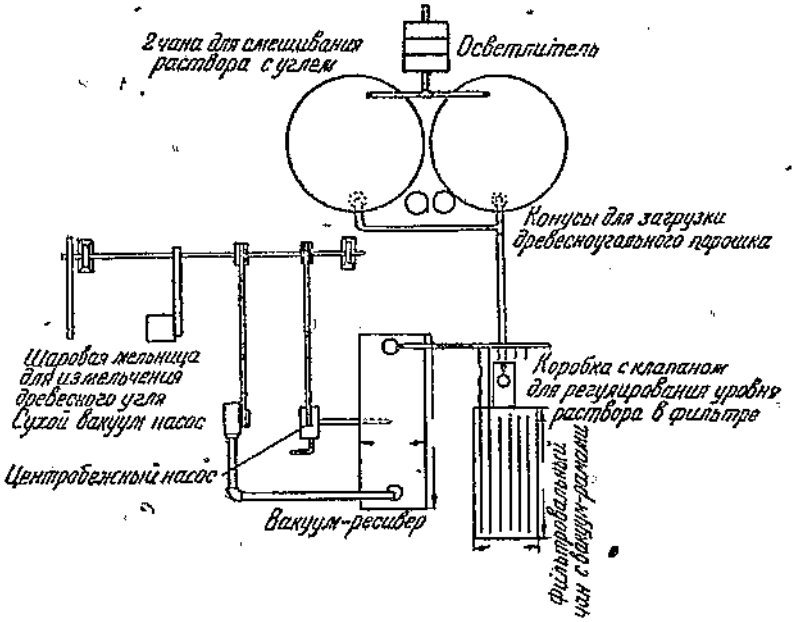
Если исходить из представления о возможности получения мономолекулярного слоя на поверхности угля, то предельная осадительная способность могла бы составлять 264 *кг/т* по золоту и 176,5 *кг/т* по серебру.

При полном использовании угля можно было бы представить себе как предел угольные осадки с 23% золота или с 17% серебра. Между тем экспериментальные работы по осаждению золота и серебра углем из цианистого раствора дают несравненно более низкие значе-

ния для адсорбционной способности угля в отношении золота и серебра. Высокосортный сосновый уголь дает угольный осадок, содержащий свыше 60 *кг/т* золота, а по серебру около 30 *кг/т*.

По данным работ С. М. Ясюкевича [107] при адсорбции из цианистых растворов содержание золота на угле может быть получено в размере 20—25 *кг/т*. Из этого следует, что только активный уголь обладает высокой адсорбционной способностью.

Энергичная агитация является весьма существенным фактором при адсорбции золота. Возможные пути для дальнейших работ по повышению осадительной способности угля состоят: 1) в растворении адсорбированных солей золота и серебра с последующим использованием угля, 2) в обработке нагруженного угля с целью восстановления его адсорбционных свойств для повторного использования. Первое может быть достигнуто обработкой небольшим объемом горячего крепкого цианистого раствора. Второе в отношении золота и серебра может быть достигнуто азотной кислотой, а в отношении одного серебра — сернистым натрием (путем фиксации осадка).



Фиг. 176. Отделение для осаждения углем в Хэппи Джэк (Комет-Вэл)

В последнее время на предприятиях Советского Союза нашла применение адсорбция золота углем. Можно указать следующие установки: на миасском предприятии в районе Карабаша для осаждения золота из сливных растворов флотационной фабрики (применяющей цианид для депрессии пирита), на Балее, в Байкаре, Тубинске и Миндяке.

Последние установки перерабатывают раствор низкой концентрации из хвостовых разрезов и прудков. Фильтрация на Байкаринской установке производится в мешочном фильтре. Смешение растворов с угольным порошком происходит в зумпфе, в который по жолобу подают воду из разреза и вручную загружают измельченный древесный уголь. Подготовка древесного угля производится дополнительным прокаливанием в печи докрасна и мокрым измельчением до 100—150 меш [110]. На фиг. 176 приводится схема типичной угольной установки (в Хэппи Джэк). Древесный уголь подвергается мокрому из-

мельчению в шаровой мельнице до получения весьма тонкого шлама. Полученная смесь раствора с углем агитируется в течение 5 мин. и затем поступает для фильтрации на рамный вакуум-фильтр, в рамах которого в качестве фильтрующего материала используются кокосовые маты. Влажный угольный кэк загружается в жаровни, в которых производится озоление древесного угля с получением небольшого количества золотосодержащего осадка. Жаровни делают из железных барабанов из-под цианида, внутри которых вставляют перфорированные листы с отверстиями 0,6 *мм*. В стенке барабанов (около дна) делаются отверстия, через которые в жаровни поступает воздух. Перед загрузкой угольного осадка на дно жаровни загружают куски раскаленного угля, который вместе с кэком медленно сгорает. Получаемая зола содержит золота около 14 *кг/т* [109].

Такая же установка применяется при цианировании хвостов толчейной фабрики Блю Спек, имеющих высокое содержание золота, но в то же время содержащих значительное количество сульфидных окисленных минералов сурьмы. Применению угля способствует присутствие в Хэппи Джэк минерала крокоита ($PbCrO_4$) и в Блю Спек минералов сурьмы, что не допускает повышения щелочной реакции цианистого раствора. Осаждение древесным углем применяется также на флотационной фабрике Вилюна, где цианистый натрий употребляется (250 *г/т*) для депрессии пирита и арсенопирита при селективной флотации стибнита. Перед удалением раствора с фабрики золото из него осаждается древесным углем в аппарате, аналогичном установке Мерилла с фильтровальными рамами для осаждения цинковой пылью.

§ 101. Непосредственное осаждение из пульп

Новым направлением научных исследований в области осаждения металлов при гидрометаллургическом извлечении является разработка методов непосредственного осаждения металлов из пульп. Для этого может быть применена цементация или металлическим осадителем или адсорбция углем. Принципиальным отличием способов непосредственного осаждения является метод отделения осажденного металла от пульпы. Если осадителем является амальгама электроотрицательного металла, то осаждаемое золото или серебро переводят в состав амальгамы. При адсорбции углем или цементации металлическим порошком (золото и серебро из цианистого раствора осаждается цинковой пылью, а медь из сернокислого — губчатым железом) выделение осажденного металла производится посредством флотации.

В процессе непосредственного осаждения цинковой амальгамой (Плаксин, авт. свид. № 58582, 1938 г.) в противоположность предыдущему отпадают операции флотации и переработки осадка, так как непосредственно получается золото-цинковая амальгама, весьма легко поддающаяся переработке на лигатурное золото [111 и 112].

Для непосредственного осаждения золота из цианистых пульп цинковой амальгамой необходима несколько более высокая концентрация раствора по щелочи (0,05%) и цианиду (0,08%), чем в обычных условиях осаждения цинком. На фиг. 177 показана зависимость процента осадившегося золота (за 3 часа) от концентрации извести в растворе, а на фиг. 178 — влияние концентрации цианида на осаждение. При достаточной концентрации цианида и щелочи осаждение золота из пульпы полностью заканчивается в течение 2—3 часов. Если вести осаждение при концентрации реагентов, соответствующей оптимальным условиям выщелачивания, то время осаждения удлиняется, что особенно сказывается в течение последнего периода осаждения. На фиг. 179 показано осаждение из пульп в зависимости от времени для двух растворов различной концентрации.

Осаждение цинковой амальгамой может быть применено не только для непосредственного осаждения из пульп, полученных цианированием руд. Для улучшения обработки богатых концентратов (из ловушек, отсадочных машин, со шлюзов, флотационных машин, соров плавильных цехов) предложен новый

метод, основанный на дальнейшем применении осаждения из пульп цинковой амальгамой. Для этого концентрат или другой продукт загружается в амальгамационный аппарат (бочка, чан-амальгаматор, небольшая мельница). Туда же загружаются: цинковая амальгама, ртуть и цианистый раствор. После обработки в течение времени, необходимого для извлечения металла (частично в амальгаму и частично в цианистый раствор), в аппарат добавляют цинковую амальгаму



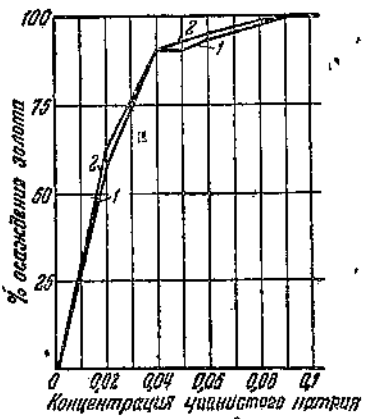
Фиг. 177. Влияние концентрации окиси кальция на осаждение золота цинковой амальгамой
1 — осаждение в течение 3 час.; 2 — 6-часовое осаждение 3 — осаждение продолжительностью 12 час.

(или поверхностно амальгамированный цинк). При действии последней в течение времени от 1 до 3 час. весь металл переводится в амальгаму, которая отделяется в ловушке и на подшлюзке от цианистого раствора, не содержащего золота и серебра. Амальгама посредством отжимки, отпарки (и если нужно — некоторой обработки раствором серной кислоты), обрабатывается с получением лигатурного металла.

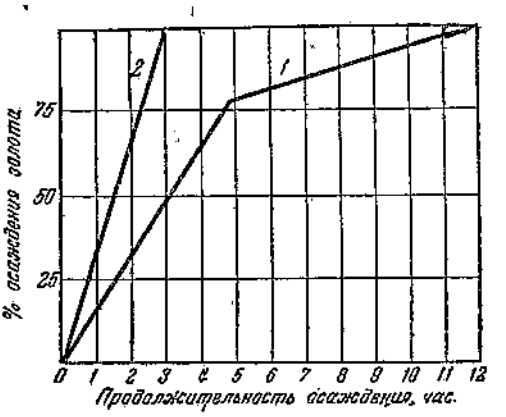
§ 102. Электролитическое осаждение из цианистых растворов [88 и 113]

Электролитическое осаждение золота из цианистых растворов первоначально было введено в 1893 г. в южной Африке.

Процесс электролитического осаждения, введенный на руднике Уорчестер (Иоганнесбург), имел целью осаждение золота из растворов, получаемых при



Фиг. 178. Влияние концентрации NaCN на осаждение золотой цинковой амальгамой
1 — 3-часовое осаждение; 2 — контакт в течение 12 часов



Фиг. 179. Влияние времени на процент осаждения золота цинковой амальгамой из пульп после выщелачивания руд
1 — троицкая руда; 2 — хвосты Риддерской обогатительной фабрики

обработке илов декантацией. При осуществлении этого процесса аноды изготовлялись из листового железа и помещались в чехлы из ткани, что гарантировало от короткого замыкания. Аноды представляли прямоугольные листы с рабочей площадью 0,5 м² и толщиной 3—6 *мм*. Катодами являлись 4—5 листов свинца, нарезанные полосами. После нарезания листы для разделения полос встряхивались, чтобы образовать кисть.

Расстояние между анодами составляло около 100 *мм*, катоды располагались между ними. При этом площадь катодов была в 4—5 раз больше площади ано-

дов. Плотность тока составляла 0,43 *а/м²* поверхности анода. Суточный удельный объем электролитических ванн составлял 0,45 *м³/т* раствора.

Включение ванны производилось последовательно: катоды верхней ванны соединялись с анодами нижней; аноды верхней соединялись с положительным полюсом динамо, а катоды нижней — с отрицательным. Золото осаждалось плотным слоем на поверхности катодов, которые ежемесячно плавились и поступали в купеляционные печи. Глет из последних подвергался восстановительной плавке в отражательной печи и продавался на центральный завод, где подвергался аффинированию, возвращаясь в виде листов, обеззолоченного свинца.

Железные аноды постепенно растворялись с образованием гидрата окиси железа и небольшого количества берлинской лазури, в результате чего получался шлам, содержавший золото. Обработка этого шлама производилась на центральном заводе или осуществлялась на месте путем обжига и цианирования.

Применение этого метода дало возможность: 1) обрабатывать растворы низкой концентрации и, следовательно, допускать получение больших количеств бедных растворов при декантационной обработке илов; 2) получать продукцию весьма большой чистоты; 3) вести непрерывную работу на осадительной установке; 4) эффективно удалять из растворов медь и другие нежелательные примеси; 5) не накапливать цинка в растворе.

Главными недостатками процесса являлись: 1) непостоянство получаемых результатов осаждения; 2) некоторая сложность аппаратуры по сравнению с процессом цементации; 3) необходимость производить дополнительную обработку побочных продуктов осаждения.

После введения в 1898 г. освинцовывания цинка, позволившего производить осаждение из слабых растворов, электролитическое осаждение стало быстро вытесняться из производственной практики.

ГЛАВА ДВЕНАДЦАТАЯ

ОБРАБОТКА ЦИАНИСТЫХ ОСАДКОВ (ШЛАМОВ)

§ 103. Общий обзор методов обработки

Осадки или шламы, получающиеся после осаждения золота из цианистых растворов, подвергаются дальнейшей обработке на самом золотоизвлекательном предприятии или на центральном заводе.

Осадок и цинковая мелочь, полученные в результате сполоска, поступают сначала для обезвоживания на фильтр или на холст, натянутый на деревянных рамах, и затем подвергаются подсушиванию, после которого направляются в дальнейшую обработку.

До сравнительно недавнего времени обработка цианистых осадков производилась почти исключительно на отдельных золотоизвлекательных предприятиях или в центральных плавильных отделениях комбинатов. Обработка осадков на центральных заводах может быть организована в большем масштабе и, следовательно, на более высоком техническом уровне.

Такого рода централизованная обработка в Советском Союзе производится на Пышминском заводе, в Англии — на Шеффильдском заводе и отчасти в США — в Ирвингтоне.

Методы переработки цианистых осадков можно классифицировать следующим образом (выбор метода определяется условиями и масштабом производства).

I. Непосредственная плавка цианистых осадков в тиглях с флюсами без предварительной обработки. Применяется довольно редко для обработки весьма чистых осадков.

II. Отгонка или окисление цинка при прокаливании осадка в печи и последующая плавка в тиглях с флюсами. Этот метод почти не применяется из-за потерь золота вследствие его летучести в присутствии цинка.

III. Обработка разбавленной серной кислотой с промывкой водой, сушкой и последующей плавкой с флюсами в тиглях. Это наиболее распространенный метод для небольших и средних по производительности предприятий. В случае предприятий значительной производительности обработка осадков по этому методу изменяется в том отношении, что плавка ведется на поду отражательной печи. В некоторых случаях растворение цинка и других примесей производится не серной кислотой, а кислым сернокислым натрием.

IV. Обработка соляной кислотой, дающая возможность полнее удалить примеси, чем в случае предварительной обработки серной кислотой. Другие операции остаются теми же, как в предыдущем методе. Соляной кислотой производится обработка мелкой фракции цианистого осадка. Отдельно серной кислотой обрабатывается искрошившаяся цинковая стружка с прилипшим к ней осадком.

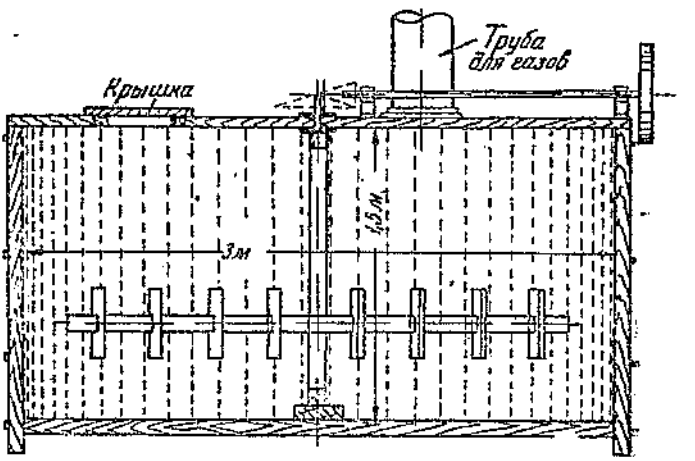
V. Обработка осадков серной кислотой, восстановительная плавка на поду отражательной печи с последующем трейбованием полученного веркблея на поду купеляционной печи. В некоторых случаях

весьма чистые осадки могут непосредственно загружаться в свинцовую ванну купеляционной печи.

VI. Плавка осадков (после обработки серной кислотой или без таковой), брикетированных с глетом, в ватержакетной шахтной печи и трейбование веркблея.

VII. Обработка осадков 30%-ной соляной кислотой с последующей обработкой крепкой серной кислотой. Отдельно производится обработка сульфатов для выделения серебра и обработка хлоридов с выделением свинца.

В настоящее время с введением осаждения золота и серебра цинковой пылью с обескислороживанием растворов, дающих чистые осадки, методы обработки (V и VI) с плавкой на веркблей употребляются редко, так как увеличиваются потери через пылеобразование и улетучивание. В связи с этим крупные предприятия, производящие обработку цианистых осадков с высоким содержанием благородных металлов, обычно производят эти операции по схеме III с плавкой на поду отражательной печи, а предприятия меньшего масштаба — по схеме III с плавкой в тиглях. В более редких случаях обработка осадков производится по схемам VI и VII.



Фиг. 180. Чан с мешалками для обработки цианистых осадков кислотой

Свинцовая плавка иногда дополняет обычную плавку с флюсами таким образом, что первая предназначается для обработки отходов, второй, как-то: шлаки, сора, выломки и другие продукты.

§ 104. Методы обработки кислотами

Шламы, получаемые после осаждения цинковой пылью, представляют сложную неоднородную механическую смесь благородных металлов, избытка цинковой пыли, примеси некоторых неблагородных металлов и сравнительно небольшого количества окислов и цианидов; содержание золота и серебра в них находится в пределах 20—50% (табл. 65). В шламах из экстракторов содержится значительно большее количество окислов и сульфатов металлов, кремнезема, глинозема, извести и металлического цинка; содержание благородных металлов в них чаще находится в пределах 5—15%. Содержание цинка в среднем составляет 30%.

Обработка цианистых осадков разбавленной серной кислотой обычно производится в деревянных чанах с мешалками (фиг. 180), приводимыми в действие от мотора. Иногда перемешивание содержимого чана производится продуванием воздуха от компрессора через трубы, немного не доходящие до дна чана.

Таблица 65

Состав цианистых осадков (в %), полученных осаждением цинковой пылью (по Белду)

	1	2	3	4	5	6
Золото и серебро	25,2	29,7	20,1	33,1	32,1	19,1
Кремнезем	0,4	0,8	0,7	0,4	0,3	1,2
Металлический цинк	18,6	6,3	22,4	2,5	2,8	19,0
Основной карбонат цинка ($2ZnCO_3 \cdot 3Zn(OH)_2$)	30,4	34,8	39,2	6,4	32,3	34,5
Гидроокись цинка	—	—	—	21,7	—	—
Сернистокислый цинк ($2ZnSO_3 \cdot 5H_2O$)	—	—	—	9,6	—	—
Сернистый цинк	9,0	9,1	5,5	7,0	4,6	3,0
» свинец	8,3	11,1	6,6	3,9	17,1	14,7
Сернистая медь	2,5	1,2	1,8	0,9	1,9	2,7
Сернистое железо	0,2	0,6	0,3	0,2	0,3	0,2
Сернистый никель	0,4	0,3	0,4	0,3	0,3	—
Углекислый кальций	4,0	4,1	2,0	8,7	7,0	2,9
Сернокислый » ($CaSO_4 \cdot 2H_2O$)	0,4	0,5	0,3	4,7	0,8	0,7
Углекислый магний	0,3	0,2	0,2	0,2	—	Масло и жиры 0,2
Органические вещества	—	По разности 1,3	По разности 0,5	0,1	0,3	По разности 1,8
Сумма	99,7	100,0	100,0	99,7	99,8	100,0

Примечания. 1. Анализ цианистых осадков произведен после высушивания их паром.

2. Образец I получен после сполоска осадительного аппарата через 14 дней, а образец III—через 36 дней.

Для обработки кислотой устанавливают два или большее число растворительных чанов. В чаны загружают влажный шлам и понемногу заливают раствор серной кислоты. В практике Рэнда, наоборот, шлам понемногу добавляется к раствору кислоты[1]. При этом происходят довольно бурные реакции растворения, и чан должен быть достаточно глубок для предотвращения потерь с подымающейся пеной[2]. Выделяющиеся газы содержат также ядовитые вещества, как арсин (AsH_3), синильную кислоту и др.

По окончании растворения чан доливают водой и дают отстояться в течение нескольких часов (до 10—12 час.). После этого осветленную жидкость отсифонивают, переводят в чаны для промывки, два раза промывают горячей водой и сливают или перекачивают насосом. Сливные воды должны пропускаться через фильтр-пресс во избежание потери шлама во взвешенном состоянии.

В случае присутствия значительного количества белого осадка необходимо поддерживать его во взмученном состоянии, не допуская слипания в куски, и применять длительное (до 12 час.) растворение в горячей кислоте, взятой в избытке.

Растворы после обработки шламов частично возвращаются как оборотные, а частично могут быть использованы для регенерации

[1] До окончания реакции, т. е. до исчезновения кислой реакции по метилоранжу.

[2] В случае весьма бурного растворения добавляют холодной воды.

цинка. Для выполнения этой операции возможны два пути: во-первых, кристаллизация сернокислого цинка из отработанных растворов, во-вторых, обработка раствора содой. В последнем случае получают карбонат цинка, который при прокаливании превращают в окись цинка, направляемую на литопонные заводы.

После промывки осадка насколько возможно полнее отсифонивают раствор, переводят осадок или в фильтр-пресс или на вакуум-фильтр или на холщевые мешки-фильтры. Осадок в фильтр-прессе подсушивают горячим воздухом или паром, после чего его направляют в прокаливание или непосредственно в плавку.

Наиболее удобным способом заливки кислоты в чаны является вытеснение сжатым воздухом (по типу монтежю). Для этого пробку заменяют особой втулкой, к которой подводится сжатый воздух от компрессора. Другое отверстие снабжают хорошо укрепленной трубкой ($D = 13—19$ *мм*), доходящей почти до дна сосуда и подающей кислоту в соответствующий чан.

Когда ограничено количество чанов, применяют загрузку новой порции осадков в чан, в котором перед этим была обработана предшествующая порция. Такой прием не может быть признан целесообразным, так как в том же объеме раствора будет взмучено повышенное количество нерастворимого твердого, вследствие чего повышается вязкость и увеличивается возможность потерь в результате вскипания и разбрызгивания.

Изменение состава и содержание компонентов в цианистых шламах до и после обработки их серной кислотой показано в табл. 66 (115).

Содержание цинка в обработанных шламах колеблется в весьма широких пределах. Для получения, по возможности, чи-

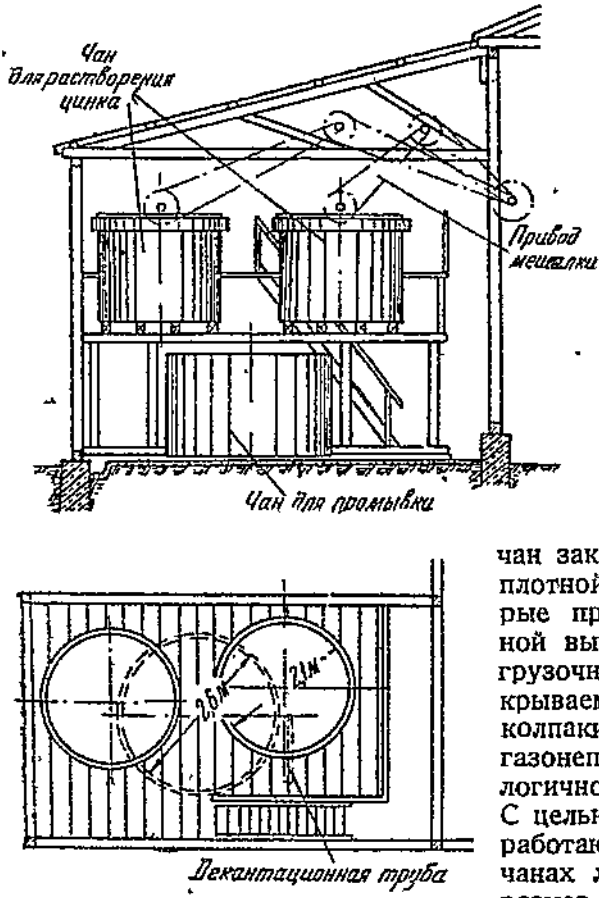
Таблица 66

Содержание основных компонентов в цианистых осадках до и после обработки серной кислотой (в %) (по Ирвину)

	До обработки	Обработанный серной кислотой	Прокаленный
1-й пример:			
Золото	19,30	52,00	51,00
Серебро	1,88	4,58	4,55
Свинец	8,74	24,23	23,61
Медь	0,47	1,49	1,43
Цинк	48,17	4,32	3,24
Железо	0,10	0,20	0,20
Никель	0,05	0,12	0,15
Кальций	2,63	—	—
Сера сульфидная	4,19	2,63	—
» сульфатная	Следы	8,75	13,27
Кремнезем	0,90	1,36	1,86
Органические вещества	2,64	—	—
Не определенное анализом	10,93	0,32	0,69
2-й пример:			
Золото	17,78	25,76	24,08
Серебро	1,50	2,37	2,19
Свинец	26,64	40,34	37,98
Медь	0,79	1,39	1,23
Цинк	21,97	6,80	5,83
Железо	0,17	0,28	0,29
Никель	0,10	0,18	0,15
Кальций	2,12	1,78	1,50
Сера сульфидная	5,90	6,37	0,22
» сульфатная	0,30	3,92	23,00
Кремнезем	4,00	5,06	4,06
Органические вещества	2,60	2,90	—
Цианиды, CO_2 и др.	16,13	2,85	—
Сернокислый свинец	—	—	55,6
Сернистый свинец	30,8	46,0	—
» цинк	5,4	3,5	—
Сернокислый цинк	—	6,3	9,4
Белый осадок	33,0	—	—
Металлический цинк	1,7	—	—

стого осадка должны быть приняты специальные меры во избежание кристаллизации водной соли сернокислого цинка ($ZnSO_4 \cdot 7H_2O$).

Полное удаление сернокислого цинка и сульфатов при промывке горячей водой имеет весьма большое значение, так как в их присутствии при последующей плавке может образоваться штейн, а в присутствии значительного количества цинка могут образоваться соединения типа шпинелей, создающие тугоплавкость шлака. Поэтому при обработке цианистых осадков стремятся получить достаточно разбавленный раствор. Раствор перемешивают и в некоторых случаях подогревают паром. Расположение аппаратуры для обработки серной кислотой (по практике Рэнда) показано на фиг. 181. Если чан делают из дерева, то внутри он должен быть выложен свинцом. Чаны, устанавливаемые на предприятиях Рэнда, имеют обычно диаметр 2—3 *м* и высоту 1,5—1,8 *м*. Сверху чан закрывается или колпаком или плотной плоской крышкой, которые присоединяются к вертикальной вытяжной трубе и имеют загрузочные отверстия, плотно закрываемые. В практике Рэнда колпаки снабжаются кольцевым газонепроницаемым затвором (аналогично хлоринационным чанам). С целью обеспечения безопасности работающих при растворительных чанах люки чанов должны иметь размер не свыше 0,1 *м*². Отсос воздуха должен производиться из расчета засоса воздуха через люки со скоростью не менее 1 *м/сек*.



Фиг. 181. Установка для обработки цианистых осадков серной кислотой

Обработка цианистых шламов должна производиться в изолированном помещении с хорошей искусственной вентиляцией (6—8 объемов воздуха в час).

По данным Вурца цинк с наибольшей скоростью растворяется в 16%-ном растворе кислоты. В практике обработки концентрация серной кислоты обычно находится в пределах 10—15%. Теоретически для растворения 1 весовой части цинка требуется 1,5 весовой части серной кислоты. Практически расход бывает значительно выше. По данным работающих предприятий он составляет 1—1,75 *кг* на 1 *кг* осадка. Учитывая, что многие предприятия ведут обработку осадков неправильно, за норму для расхода серной кислоты (уд. в. 1,84) можно принять (с учетом остаточной концентрации кислоты в обработанном растворе) 1,25 *кг* на 1 *кг* цианистого осадка.

Расход серной кислоты при обработке цианистых шламов, отнесенный к 1 *т* руды, показан в табл. 67.

Соотношение между количеством раствора кислоты и обрабатываемым шламом берется, исходя из подсчета количества кислоты, расходуемого на растворение примесей данного шлама (учитывая также остаточную концентрацию). Обычно бывает достаточно 8—10-кратного количества 15%-ного раствора серной кислоты.

Таблица 67

Расход серной кислоты (технической) на обработку цианистых осадков в *кг/т* руды

Осадитель золота	Содержание золота в руде	
	низкое (< 6 *г/т*)	высокое (> 10 *г/т*)
Цинковая стружка	0,07—0,12	0,12—0,2
Цинковая пыль	0,03—0,05	0,05—0,07

Промывная вода после выщелачивания берется в количестве около 12-кратного.

Нормально время растворения осадка составляет около трех часов, отстаивание также продолжается около трех часов. Время агитации при промывке водой зависит от загрязненности осадка. Так, в случае значительного загрязнения белым осадком длительность выщелачивания достигает 12 часов. В среднем оно может быть принято равным шести часам.

В практике южноафриканской золотой промышленности широко применялся кислый сернокислый натрий (бисульфат). Стоимость его ниже соответствующего количества серной кислоты. По мнению некоторых металлургов он представляет более удобный растворитель для цинка, чем серная кислота. К преимуществам его следует отнести меньшее вскипание при растворении, но в то же время он требует применения чанов большего размера и введения дополнительных чанов для предварительного растворения бисульфата [6—1].

Растворение цинка в этом процессе происходит по следующей реакции:

$$Zn + 2NaHSO_4 = Na_2SO_4 + ZnSO_4 + H_2.$$

Для обработки цианистых осадков раствором бисульфата употребляют деревянный чан, выложенный листовым свинцом. Для подкрепления раствора в чан загружают куски бисульфата, помещая их на деревянную решетку.

Потери золота [116] с промывными водами (после обработки кислотой) достигают 0,84 *г/т* (по отношению к раствору).

Наличие золота в декантируемых растворах, не пропускавшихся через контрольный фильтр-пресс, приводит к довольно высоким потерям. Золото в этих растворах присутствует не в растворенном, а во взвешенном состоянии. Снижению потерь золота в растворах способствует слабокислая (а не нейтральная) реакция растворов, а также разбавление растворов водой перед отстаиванием, что предотвращает кристаллизацию растворенных солей и понижает удельный вес растворов.

В случае нарушения правил техники безопасности при работе у растворительных чанов могут быть случаи отравления, чаще всего арсином[1]. Возможно также отравление синильной кислотой. Этому способствует плохая промывка осадка перед растворением его в кис-

[1] Надо заметить, что серная кислота, приготовленная путем обжига пирита или утилизации газов металлургических заводов, содержит большее или меньшее количество мышьяка и является одним из источников образования арсина.

лоте. Во избежание отравления необходимо: оборудовать хорошую вытяжку, обеспечить бесперебойную работу вентиляторов, плотно закрывать чан крышкой, соблюдать особые предосторожности при внутренней очистке чана и др.

Рассмотренный метод обработки разбавленными кислотами является наиболее распространенным в настоящее время.

В настоящее время на отдельных предприятиях производится только обработка кислотой, после чего шламы отсылаются для плавки на центральную установку.

Весьма оригинальный способ комбинированной кислотной обработки цианистых осадков применяется в Холлинджере [119]. Шлам загружается в чан для обработки соляной кислотой.

Первая стадия кислотной обработки состоит в растворении извести и свинца (находящегося, повидимому, в виде PbS) в соляной кислоте, имеющей концентрацию 31,5%. После заполнения растворительного чана кислотой производится загрузка в него обрабатываемых шламов (в течение около 2½ часов), затем в чан пускают пар, повышают температуру раствора до 60° и агитируют смесь воздухом в течение 1¼ час. По окончании агитации в чан заливают горячую воду для промывки декантацией, последовательно шесть раз, после чего шлам с последней порцией воды перекачивают в деревянный фильтр-пресс. Промывка кэков на фильтре производится горячей водой (52°). Промывка требует 1¼—4 час.[1] и продолжается до исчезновения последних следов свинца (по пробе двухромовокислым калием). Затем содержимое фильтра подсушивается продуванием воздуха и выгружается. Фильтровальная бумага сжигается в железной коробке. Газы, выделяющиеся при обработке кислотой, пропускают через водяной скруббер. Подача кислоты из чанов с резиновой футеровкой производится сжатым воздухом в мерный бачок.

После обработки соляной кислотой вес остатка составляет около 45% от первоначального веса шлама. При обработке растворяют 99,2% свинца, 95% цинка, 98,7% извести и 92% железа и глинозема.

Осадок подвергают высушиванию в печи и направляют в обработку серной кислотой. Фильтрат, представляющий раствор хлоридов, подвергается дальнейшей обработке. Данные, характеризующие изменение состава шлама при обработке соляной кислотой, приводятся в табл. 68.

Таблица 68

Состав цианистых осадков до и после обработки соляной кислотой

(в %)

Компоненты	До обработки	После обработки	Компоненты	До обработки	После обработки
Золото (в пересчете на сухое вещество)	35,0	75,85	Железо	0,3	0,14
Серебро	7,2	15,37	Глинозем	0,5	
Медь	1,4	2,27	Окись кальция	11,7	0,32
Свинец	9,3	0,15	Кремнезем	0,7	0,46
Цинк	14,6	1,54	Сера	4,4	0,76

[1] Продолжительность промывки зависит от состояния ткани, которая по истечении четырех месяцев требует более продолжительной промывки и более высокого давления.

Обработка остатка серной кислотой после обработки соляной производится в стальных бачках, плотно закрывающихся крышками со свинцовыми газоотводными трубками. Для подогревания кислоты до 270°, продолжающегося в течение 1 часа, их помещают на электрические бани; при этом производится перемешивание содержимого (через ½ часа). В результате происходит почти полное растворение серебра и частичное растворение безводной сернокислой меди. По окончании нагревания кислоту отсифонивают в чан с теплой водой и заменяют свежей, которую нагревают опять до 270° и через час сливают с осадка.

Полученный остаток состоит почти только из золота. Он выгружается через отверстие в дне и затем фильтруется и тщательно промывается. Фильтрат объединяют с серной кислотой, полученной от предыдущих операций.

Последние следы сернокислого свинца удаляют промывкой уксуснокислым натрием. Остаток промывается теплой водой, высушивается и поступает в плавку.

Из полученного раствора сульфатов производят осаждение серебра алюминиевой пылью [1]. Осадок после этого промывается горячей водой путем декантации, фильтруется, сушится и подвергается купелированию.

Сернокислый свинец по мере накопления (через три недели) загружается в чан с хлоридами, в котором производят осаждение свинца в виде сернокислой соли. Осветленный раствор после этой операции отправляется в отвал.

§ 105. Плавка и обжиг осадков

Обжиг или прокаливание осадков, обработанных кислотой, обычно предшествует плавке.

Плавка подготовленных осадков бывает двух видов: 1) плавка с флюсами в тиглях или на поду печи и 2) свинцовая плавка.

Метод плавки зависит от того, производится ли предварительная кислотная обработка осадка [2]. Перед плавкой цианистые осадки высушиваются в железных коробках или в умеренной степени в фильтр-прессе (продувкой воздуха). Шихта составляется из соды, буры, кварцевого песка и плавикового шпата. Если цинк плохо отделен при сполоске, необходимо добавление селитры, а также просеивание шлама через сито в 40 меш.

При непосредственной плавке шлак содержит окислы, сильно корродирующие графитовый тигель. Кроме того, выделяется значительное количество окиси цинка, цианидов и других веществ. В результате плавки нередко получается сильно загрязненный низкопробный слиток. Шлаки, получаемые при этой операции, содержат значительное количество золота и должны подвергаться специальной обработке.

При плавке первым окисляется цинк, который ошлаковывается бурой. На поверхности шлака образуется покрышка сульфатов, содержащая значительную часть молибдена, мышьяка, сурьмы, теллура, селена и вольфрама. Затем окисляется и шлакуется свинец. Позже других примесей окисляется и шлакуется медь. При совместном присутствии меди и свинца ошлакование в графитовом тигле невозможно ввиду восстановительного действия графита на свинец. В этом случае помогает шамотный вкладыш, вставляемый в графитовый тигель.

При непосредственной плавке необходимо вводить значительное количество соды для понижения температуры плавления.

Наиболее распространенным окислителем при плавке является натриевая селитра, которая имеет преимущество перед калиевой, состоящее в более низкой температуре плавления получающегося сульфата натрия.

---

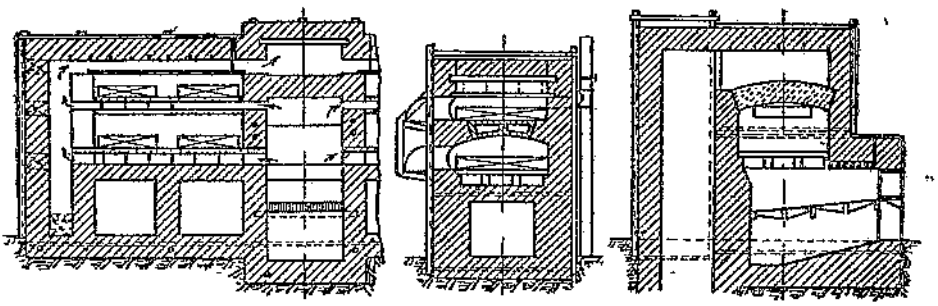
[1] При этом 1 *кг* алюминия осаждает 11,5 *кг* серебра.

[2] При цианировании серебряных или серебряно-золотых руд с осаждением цинковой пылью получается осадок с настолько высоким содержанием благородных металлов, что обработка кислотой и обжиг исключаются. Непосредственная плавка в этом случае дает слиток 850—950 пробы.

Для ошлакования углекислая сода имеет явные преимущества перед двууглекислой, так как она на единицу шлакующей способности весит меньше (в полтора раза) и занимает меньший объем. Кроме того, при сухом осадке в случае применения двууглекислой соды может произойти распыление вследствие выделения углекислого газа.

В случае присутствия значительного количества цинка отношение между плавленой бурой и кремнекислотой в шлаке должно быть не менее 2 : 1. Если нужно ошлаковать значительное количество свинца, то это отношение должно быть меньше 1 : 1.

Бисиликатный шлак в достаточной степени легкоплавок и в меньшей степени разъедает стенки тигля, чем другие силикаты. Для предупреждения образования тугоплавких шлаков рекомендуется



Фиг. 182. Печь для прокаливания осадков

употреблять в качестве флюса небольшое количество плавикового шпата.

При обработке осадков, особенно бедных, плавке нередко предшествует обжиг (или прокаливание), который следует за снятием осадка с фильтра после кислотной обработки. Иногда обжиг предшествует непосредственной плавке осадков.

На Рэнде для сушки и обжига осадка применялись различные конструкции муфельных печей. На фиг. 182 показана одна из последних конструкций этих печей. В этой конструкции пустотелые кирпичи заменены чугуном во всех внутренних частях. Печь отличается большой вместимостью и сравнительно экономным расходом горючего, что достигается утилизацией тепла при пропускании топочных газов через оборотные дымоходы.

Кэки с фильтр-прессов после кислотной обработки помещают в железные коробки, соответствующие по размерам муфелям обжиговой печи. При постепенном нагревании до температуры красного каления происходит удаление влаги, гидратной воды, ртути и разложение некоторых соединений (углекислых и цианистых солей). При прокаливании нельзя допускать перемешивания шлама, так как последнее может повести к образованию пыли и к большим потерям.

После охлаждения шлам подвергается шихтовке и поступает в плавку. Во избежание прилипания шлама к стенкам коробки предварительно смазывают ее изнутри известью, окисью железа или обкладывают промасленной бумагой.

В некоторых случаях окислитель (селитра) примешивается к шламу до его прокаливания. Это способствует окислению части примесей в течение прокаливания. Если в шламе присутствует значительное количество окиси железа, последняя, переходя в шлак, вызывает обогаще-

ние его корольками металла, который испытывает воздействие, аналогичное пемзованию ртути при амальгамации. При значительном содержании железа не следует сильно прокаливать шлам, а если он сильно прокален и содержит окись железа, то следует добавить кремнезема, небольшое количество восстановителя или смешать его с умеренно прокаленным шламом.

Приведенные выше анализы (табл. 65, 66 и 68) цианистых осадков, обработанных кислотой, показывают, что компоненты их могут быть классифицированы следующим образом: а) восстановители, б) кремнезем, в) окислы и сульфаты металлов, г) золото и серебро.

Восстановителями являются нерастворившийся металлический цинк, нерастворимые цианистые соединения и свинец, попадающий в шлам из уксуснокислого свинца. Ввиду наличия металлических окислов и ввиду возможности их восстановления, необходимо ввести окислитель во избежание образования штейна и лигатурного сплава. Кроме того, необходимо вводить кислые флюсы для нейтрализации оснований и образования нейтрального шлака, не корродирующего стенки тиглей и печей.

Для окисления могут быть применены селитра и двуокись марганца. Первая обладает большей окислительной способностью, но в это же время сильно кипит, выделяя большое количество газов и разъедая огнеупорные материалы. Ввиду этого на Рэнде предпочитают двуокись («перекись») марганца [6—I].

Действительная окислительная способность калийной селитры и азотистокислого калия (10 и 7%) по отношению к свинцу в присутствии буры и кремнезема значительно ниже теоретической (47,5 и 37,6%) и не превосходит окислительную способность двуокиси марганца (5,7—13,3%). Окислительная способность понижается при увеличении содержания буры в шихте.

В шламы, подготовленные к плавке, прежде всего вводятся кислые флюсы, из которых наиболее эффективны смесь плавленой буры (в присутствии которой шлак делается жидким) и песка (предохраняющего огнеупорные материалы от разъедания). Сода для ошлакования примесей не нужна, но в присутствии ее образуется достаточно жидкий и однородный шлак. Плавиковый шпат следует вводить только в случаях, когда шихту трудно расплавить.

Если наблюдается образование штейна, необходимо увеличить количество вводимого окислителя.

При избытке двуокиси марганца происходит повышенный переход серебра в шлак вместе с окисью марганца.

Тугоплавкость шлаков и присутствие в них серебра указывает на избыток перекиси марганца. В присутствии большого количества серебра ее следует употреблять с большой осторожностью или совершенно не употреблять.

Повышение текучести шлаков достигается увеличением количества буры, вводимой в шихту, а повышение количества вводимого песка действует в обратном направлении. При избытке кремнезема в шлаке остаются мельчайшие частицы золота, но в то же время при сильном разъедании стенок тигля необходимо увеличивать количество вводимого песка. Кроме того, достаточное количество кремнезема способствует получению более чистого слитка и предохраняет шлак от преждевременного затвердевания (кроме случаев, когда в шлаке содержится значительное количество глинозема).

В табл. 69 даются шихты для плавки осадков различного состава. Джульен и Смарт рекомендуют следующий типичный состав шихты (в единицах на 100 единиц осадка): осадок 100, сода[1] 27, бура 40, песок 15. Шихты, применяемые в металлургической практике Рэнда, характеризуются введением в них двуокиси марганца в качестве окислителя.

[1] Пересчитана на углекислую.

Таблица 69

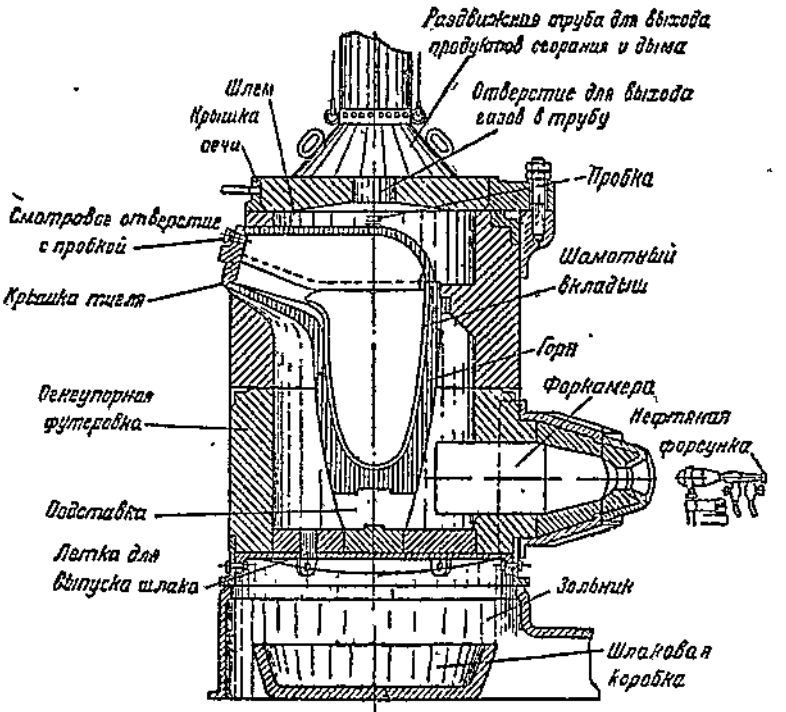
Шихты для плавки цианистых осадков на 100 единиц осадка

(по Парку)

Составные части шихты	Чистый осадок с небольшим количеством песка	Много цинка и немного песка	Много песка
Осадок	100	100	100
Сода (углекислая) .	4	15	35
Бура	50	50	30
Песок	3	15	—
Плавиковый шпат .	—	—	2

Гамильтон [88] рекомендует при обработке экстракторных осадков разделять материал на три класса: + 20, + 60 и —60. Первый класс возвращается в экстракторы, а промежуточный, содержащий много мелкого цинка, плавится по шихте: мелкий цинк 100, бура 40, сода 20, песок 10, известь 5.

Печи для плавки осадков употребляются тигельные и отражательные. Тигельная печь, употребляемая на предприятиях Рэнда, весьма похожа по своей конструкции на отражательные печи. Она имеет две загрузочные дверцы и рассчитана на



Фиг. 183. Разрез нефтяной печи Моргана для плавки цианистых осадков

20 тиглей № 90. Для плавки цианистых осадков температура в печи поддерживается в пределах 1100—1200°. Если эта температура достигнута в печи до загрузки тиглей, то плавка продолжается два часа.

Для плавки сравнительно небольших партий шламов применяются наклоняющиеся нефтяные тигельные печи (фиг. 183).

Применение тигельной наклоняющейся печи имеет то преимущество перед тигельной плавкой в стационарном горне, что тигель не вынимается во время отливки металла. Благодаря этому плавка происходит быстрее и расход тиглей сокращается.

Нефть распыляется из форсунки (установленной тангенциально по отношению к тиглю) в камере сжигания, и горящие газы заполняют пространство вокруг тигля. Графитовый тигель (установленный в печи) имеет внутри шамотовый вкладыш, чтобы избежать восстановления загрязняющих примесей и сократить количество чешуек графита, попадающих в шлак. Присутствие графита в шлаке вызывает одновременный переход соответствующего количества корольков металла.

Для плавки больших количеств цианистых осадков с успехом может быть применена нефтяная наклоняющаяся печь (без тигля) с огнеупорной футеровкой внутреннего пространства. Стоимость плавки в такой печи невелика; смена футеровки обходится дешевле, чем замена тиглей, и обслуживание требует меньшей затраты рабочей силы на единицу выплавленного металла. Такая печь работала на цианистом заводе Тонопа Бельмонт, где плавились без предшествующей кислотной обработки серебряные цианистые осадки, содержавшие 74% золота и серебра.

Для плавки цианистых осадков на некоторых предприятиях употреблялись (еще в 1912 г.) электрические печи (см. § 133).

Подготовка шихты к плавке может производиться двумя способами. По первому — куски шлама измельчают и полученный продукт просеивают через сито с размером отверстий от 6 *мм* до — 20 меш. Измельчение производят до или после смешения с флюсом перед загрузкой в тигель.

По второму способу, избегая измельчения, осадок насыпают на шихтовочный стол и сверху посыпают флюсами, после чего переводят в тигель. Преимуществом второго способа является меньшее распыление осадка, но достичь тщательного перемешивания удается, вероятно, только в случае весьма богатых осадков.

Употребляемые для измельчения шламов мельницы и сита для просеивания должны герметически закрываться и не допускать пыления шламов.

Стол, на котором смешиваются и сокращаются пробы шламов, должен помещаться под вытяжным шкафом, из которого отсасывается воздух со скоростью (в рабочем окне), не меньшей 0,6 *м/сек*. Улавливание шламовой пыли из отсасываемого воздуха производится матерчатым фильтром.

Работы со шламами, вызывающие пылеобразование (например, загрузка, разгрузка, перемешивание, пробоотбирание), должны производиться в респираторах.

Для загрузки шихты в тигель применяются различные приемы. Один из них, гарантирующий от распыления шихты, состоит в том, что тигли загружаются перед началом каждой плавки, а отливку производят по окончании выделения газообразных продуктов. Этот способ требует расхода большего количества материалов и большей затраты времени. Несомненно, он может иметь существенные преимущества при плавке богатых осадков.

Для присадки шихты в тигли, находящиеся в печи, пользуются пакетами (кульками) из плотной бумаги, вмещающими по 0,5 *кг*.

Отливка после плавки обычно производится в конические изложницы, после опрокидывания которых шлак отделяют от металла.

В случае образования значительного количества шлака его следует отливать также в конусы, что дает возможность отбить для переплавки нижнюю часть, значительно обогащенную металлом. Остальная часть шлака подвергается переработке по указанным ниже методам (обогащение, выщелачивание и плавка). После отливки в конические изложницы металл переплавляют в графитовых тиглях и разливают в изложницы.

В некоторых случаях применяется следующий способ сливания или, вернее, удаления шлака. Шлак сливают до того момента, когда на поверхности останется слой его толщиной около 25 *мм*. Затем добавляют немного сухого песка для охлаждения и получения чистого шлака. Последний удаляют с поверхности при помощи скребка, для чего наклоняют тигель. Это дает возможность сразу получить чистый металл, отливаемый в изложницы для слитков. Шлак также разделяется на две части, вторая из которых значительно обогащена корольками металла и подлежит переплавке с содой.

Значительно загрязненный металл гранулируют, выливая медленно в воду. Гранулированный металл с окислительными флюсами плавят в тиглях с шамотными вкладышами.

Пример плавки осадков без предварительной кислотной обработки дает предприятие Колар Голд Филд, где цианистые осадки обжигаются на железных противнях в нефтяной муфельной печи, шихтуются с 25% песка и 15% плавленой буры и плавятся в графитовых тиглях № 100. Получаемый шлак содержит довольно значительное количество золота, для извлечения которого шлак измельчается до — 90 меш. в крупповской шаровой мельнице и затем подвергается амальгамации в чане-амальгаматоре (D=0,9 *м*); после этого по истечении 10 час. порциями около 3,5 *т* медленно загружается в промывочную чашу Уилера, из которой выгружается через шпицкастен. Одновременно постепенно добавляют 2 *кг* цианида и 10 *кг* ртути. Затем пульпа подается в чан-агитатор, куда добавляют 6 *кг* цианида, агитируют 16 час. и за два часа до выгрузки еще раз подкрепляют 4 *кг* цианида. После цианирования пульпу пропускают для выделения амальгамы по амальгамационному и ворсистому шлюзам и затем загружают в фильтровальный чан.

Интересны случаи непосредственной плавки осадков с одновременным выделением ртути, получаемой при осаждении цинком, на Тубинском иловом заводе (Башкирская АССР) и заводе Коппер Шаста (Калифорния).

На Тубинском заводе цианистые осадки непосредственно направлялись в плавку после высушивания. Последнее производилось в сушильной печи, представлявшей цилиндрический бак, склепанный из котельного железа ($D \approx 2$ *м*). Он целиком был вмазан в печь с дровяной топкой. Сверху он закрывался железной крышкой, которая имела отвод через трубу, служившую для конденсации паров ртути. После окончания сушки и прокаливания (около двух суток), продолжавшихся до полной отгонки паров ртути, шлам направлялся в плавку, для которой имелись две небольшие печи. Для набивки их пода применяли магнезит с огнеупорной глиной и цементом. Срок службы кладки составлял 8—10 месяцев. Набивка пода выдерживала одну-две плавки.

Выход металла составлял 40—55% от веса шлама. Плавка первой шихты продолжалась 10—12 час., а следующих загрузок 7—8 часов.

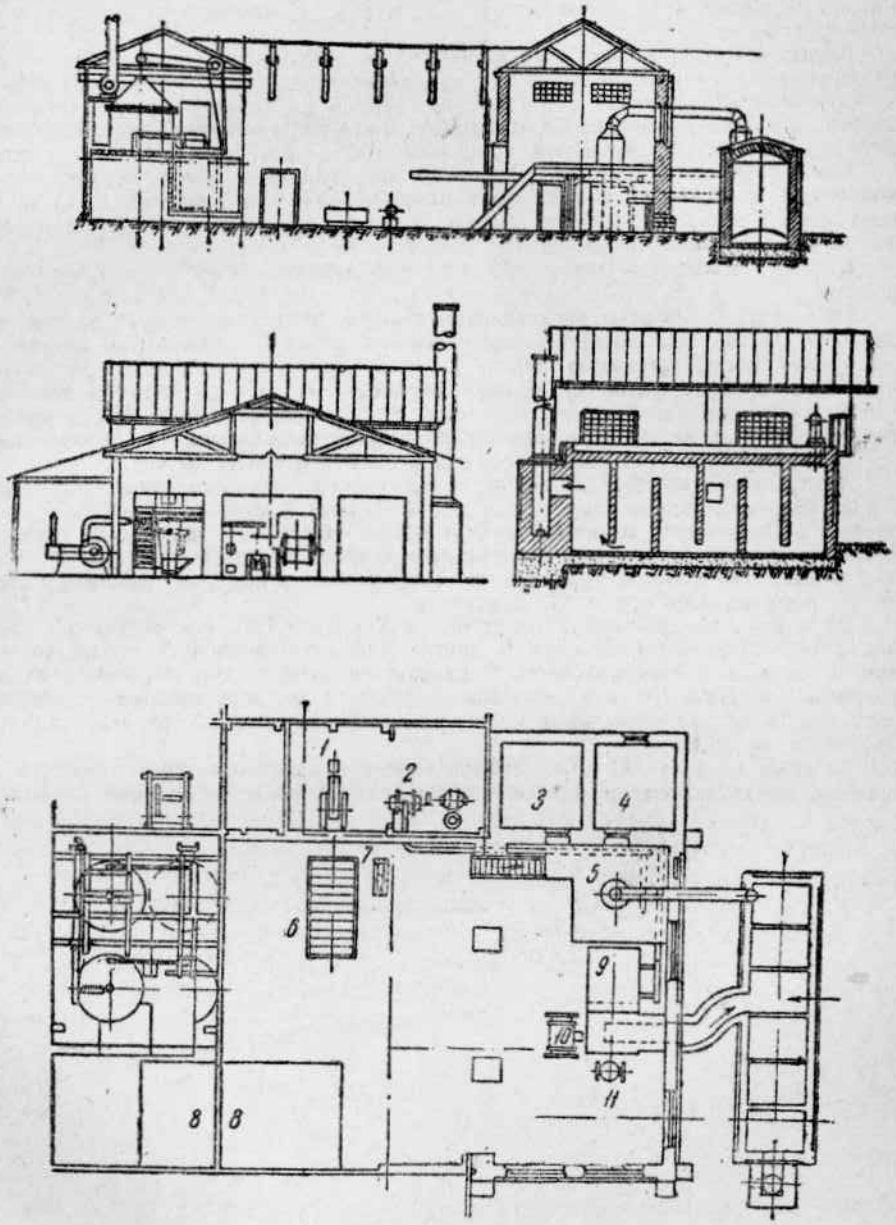
В получавшемся металле содержалось 3,5—4,5% золота, 45—60% серебра, 20—32% свинца и 13—16% меди.

В Коппер Шаста достигают весьма хорошего осаждения цинком, что связывается с присутствием ртути в цианистом растворе, которую при каждой съемке осадка получают в количестве около 18 *кг*. Для непосредственной плавки на 100 весовых частей осадка берут следующую шихту: соды 24, кварца 32, буры 40, двуокиси марганца 9. В результате получают слиток с 45,5% золота и 18% серебра.

Шлак измельчается и поступает на стол Дейстера, концентрат с которого направляется на плавильный завод.

§ 106. Плавка осадков со свинцом

В Южной Африке имел широкое распространение процесс Тавнера, состоявший в смешении осадка с глетом и некоторым количеством песка и в плавке



Фиг. 184. План и разрезы отделения для обработки цианистых осадков

1 — компрессор; 2 — вентилятор; 3 — кладовая; 4 — уголь; 5 — ватержакет; 6 — паровая сушилка; 7 — прессе; 8 — обжиговая печь; 9 — купеляционная печь; 10 — печь Фабера; 11 — печь Гарвея.

этой смеси на поду небольшой отражательной печи. Веркблей, полученный в результате плавки, подвергают трейбованию на поду купеляционной печи [6].

Процесс Тавнера первоначально имел целью избавиться от предварительной обработки осадка кислотой.

Если обработка кислотами не производится, а осадок брикетируется и плавится непосредственно, то при этом увеличиваются потери веркблея в шлаках и в других продуктах плавки, что оказывается менее эффективным, чем предварительная обработка кислотой. Если осадок, даже обработанный кислотой, плохо промыт, то в нем остаются серная кислота и сульфаты кальция и цинка. Последние могут восстанавливаться в печи или в трейбофене с образованием штейна.

Ввиду указанного обработка цианистых осадков плавкой со свинцом за редкими исключениями производится с предварительной кислотной обработкой.

Джонсон и Кальдекотт для получения веркблея с 7—10% золота рекомендуют следующую шихту; цианистый осадок 100, глет 100, пробирный шлак 55, угольный порошок 10, кварц 25, железная проволока, гвозди и т. д.

Печь сначала постепенно нагревают для удаления влаги из шихты, затем повышают температуру и нагревают печь до красного каления и на поду ее расплавляют несколько чушек свинца. Этим предохраняют выпускное отверстие от попадания шлака и повышают стойкость пода печи.

В процессе плавки шихту изредка помешивают, пока не получат жидких шлаков.

При загрузке печи и расплавлении шихты следует наблюдать за тем, чтобы уровень шлаков был выше уровня шлаковой летки. По окончании плавки шлак выпускают через шлаковую летку, вынимая при этом кирпичи, закрывающие выпускное отверстие, так как уровень шлака в печи по мере выпуска понижается.

Для выпуска веркблея снимают слой глины, закрывающий пробку выпускного отверстия, и деревянную пробку прожигают раскаленным железным прутом.

Шлаки этой плавки содержат 8—10% свинца и около 60 *г/т* золота.

Аналогичный процесс применяется на золотых предприятиях ряда других стран. Так, в Хомстэке сырой или обработанный кислотой цианистый осадок частью высушивается и брикетируется после смешения с флюсами: плавленой бурой, глетом и небольшим количеством кварца. Брикеты загружаются в свинцовую ванну небольшой купеляционной печи, подина которой набивается смесью из ¾ портланд-цемента и ¼ известняка.

На многих предприятиях, например, в Хомстэке [91], все оборотные шлаки, штейны, печные выломки, сора и другие отходы производства плавятся с глетом в небольшой шахтной печи. В результате этой плавки получают веркблей, который поступает в купелирование вместе с обрабатываемыми цианистыми осадками, и весьма небольшое количество штейна, который по мере наполнения продается на сторону.

Чертежи на фиг. 184 дают представление о расположении аппаратуры в отделении, предназначенном для обработки осадков после осаждения цинком.

ГЛАВА ТРИНАДЦАТАЯ

РЕГЕНЕРАЦИЯ ЦИАНИСТЫХ РАСТВОРОВ. МЕРОПРИЯТИЯ ПО ТЕХНИКЕ БЕЗОПАСНОСТИ

§ 107. Химизм процесса

Цианистые растворы можно подвергать специальной обработке, дающей возможность регенерировать из них цианид. Регенерация цианида применяется, если объем растворов значительно увеличивается и составление удовлетворительного баланса растворов может быть произведено только при условии перевода цианида в летучую цианистоводородную кислоту с поглощением последней щелочным раствором, взятым в сравнительно небольшом объеме. К этому случаю относится регенерация избыточных растворов, получаемых при усиленной промывке кэков на фильтрах после цианирования крепкими растворами. Применение регенерации может также оказаться целесообразным при повышенном химическом расходе цианида или в случае накопления в растворе примесей, преимущественно в виде комплексных синеродистых солей.

Имеется несколько методов регенерации цианистых растворов. Наиболее распространенным из них является подкисление с последующим поглощением цианистого водорода щелочным раствором.

Регенерация подкислением с последующим поглощением щелочным раствором производится путем подкисления сернистым газом или серной кислотой с последующим поглощением раствором извести.

При подкислении рабочих цианистых растворов наряду с выделением регенерируемой синильной кислоты из раствора выпадают в осадок простые цианиды и роданиды, образующиеся вследствие разложения комплексных солей $Cu_2(CN)_2$, $AgCN$, $Zn(CN)_2$, $Cu_2(CNS)_2$, $AgCNS$. Иногда осаждаются нерастворимые ферроцианиды, образующиеся в кислом растворе.

В случае регенерации сернистым газом последний расходуется на следующие реакции:

1) нейтрализация защитной щелочи

$$SO_2 + Ca(OH)_2 = CaSO_3 + H_2O$$

или

$$SO_2 + 2NaOH = Na_2SO_3 + H_2O;$$

2) разложение свободного цианида с получением цианистоводородной кислоты

$$SO_2 + 2NaCN + H_2O = Na_2SO_3 + 2HCN;$$

3) разложение комплексных цианистых солей

$$Na_2Zn(CN)_4 + 2SO_2 + 2H_2O = ZnSO_3 + Na_2SO_3 + 4HCN;$$

$$2Na_2Cu(CN)_3 + 2SO_2 + 2H_2O = 2Na_2SO_3 + Cu_2(CN)_2 + 4HCN;$$

4) разложение комплексных роданистых солей [130]:

$$Cu_2(CNS)_2 \cdot 6NaCN + 3SO_2 + 3H_2O = Cu_2(CN)_2 + 6HCN + 3Na_2SO_3;$$
$$AgCNS \cdot 2NaCN + SO_2 + H_2O = AgCNS + Na_2SO_3 + 2HCN.$$

Надо заметить, что золотосинеродистая комплексная соль при подкислении не разлагается с выпадением в осадок цианида золота, чем она существенно отличается от других комплексных синеродистых солей.

При подкислении цианистого раствора серной кислотой протекают реакции, вполне аналогичные приведенным выше.

Высокое извлечение цианида из регенерируемых растворов этим методом обеспечено, если циан находится преимущественно в виде свободного цианида (т. е. когда преследуется цель сокращения объема раствора) или в форме цинкосинеродистой комплексной соли. В этих случаях регенерация дает выход цианида, равный 95—96%.

Синильная кислота при распылении подкисленного раствора в токе воздуха[1] отгоняется в раствор щелочи и поглощается с образованием соответствующей соли по одной из следующих реакций:

$$1)\ HCN + NaOH = NaCN + H_2O;$$
$$2)\ 2HCN + Ca(OH)_2 = Ca(CN)_2 + 2H_2O.$$

Употребление извести выгоднее в экономическом отношении, чем других щелочей, но вызывает некоторые затруднения. Во-первых, кальциевые сернистокислые и сернокислые соли образуют плотный осадок на внутренней поверхности аппаратов, употребляемых при регенерации. Во-вторых, применение извести иногда затрудняет получение растворов достаточной концентрации, так как растворимость извести в воде при обычной температуре составляет около 0,17%.

В качестве наиболее дешевого реагента для подкисления на установках США, Канады и Мексики применяют сернистый газ. Применение его особенно выгодно в тех случаях, когда на месте производится обжиг сульфидных руд или имеются месторождения самородной серы.

Растворимость сернистого газа понижается при нагревании, вследствие чего употребление горячего газа не дает положительных результатов. Повышение температуры ускоряет вытеснение синильной кислоты сернистым газом. Ввиду этого для каждого случая необходимо устанавливать оптимальную температуру.

Расход кислоты исчисляется из количества, необходимого для нейтрализации щелочности раствора и для переведения простого цианида в синильную кислоту плюс некоторый небольшой избыток (0,1—0,05%).

§ 108. Регенерация цианида из медистосинеродистой соли

При действии разбавленных кислот полного выделения цианида из медистосинеродистой соли не происходит. Кислоты отщепляют две молекулы цианида от комплексной соли

$$Na_2Cu(CN)_3,$$

и простой цианид меди $Cu_2(CN)_2$ выпадает в осадок. Теоретически

[1] Кроме этого могут быть применены: 1) пропускание воздуха через раствор и 2) испарение под вакуумом.

выход цианида, при подкислении раствора медистосинеродистой соли достаточным количеством кислоты, должен составлять 66,6%.

При сравнении результатов регенерации цианида из медистосинеродистой соли с применением различных кислот оказывается, что сернистая кислота дает при одинаковых условиях меньшие выходы цианида. Для получения одинакового эффекта необходимо увеличивать время действия сернистой кислоты или концентрацию ее. По силе действия кислот на разложение медистосинеродистой соли с получением синильной кислоты можно расположить их в следующем порядке: сернистая, серная, соляная, азотная.

Применение серной кислоты в качестве подкислителя дает возможность упростить аппаратуру и полнее осуществить регенерацию цианида с помощью одновременного введения в раствор хлорного железа.

Для полной регенерации цианида из медистосинеродистой соли (Плаксиным и Кожуховой) разработан специальный метод регенерации с применением хлорного железа в сернокислом растворе [130]. Принцип этого метода заключается в действии хлорного железа на цианистую медь. При этом весь цианид, входящий в комплексную соль, освобождается в виде синильной кислоты. Цианистая медь переходит в хлорную, а хлорное железо восстанавливается в хлористое по реакции:

$$2Na_2Cu(CN)_3 + 3H_2SO_4 + 2FeCe_3 = 6HCN + CuCl_2 + CuSO_4 + 2FeCl_2 + 2Na_2SO_4.$$

Подкисление сернистым газом в данном случае неприменимо (ввиду его восстановительного действия). При употреблении хлорного железа предпочтение должно быть отдано серной кислоте, как наиболее выгодной в экономическом отношении. Реакция, как показали опыты, проходит на холоду и до конца, причем цианид в присутствии соли окисного железа регенерируется полностью. Расход хлорного железа эквивалентен количеству меди в растворе.

Кроме разложения подкислением и действием соли окисного железа предлагался метод регенерации действием сернистого натрия в кислом растворе. Действие сернистого натрия на медистосинеродистую соль состоит в осаждении меди из кислого раствора в виде CuS или Cu_2S. Для успешного осаждения ее и регенерации цианида надо правильно рассчитывать количество сернистого натрия.

§ 109. Регенерация цианида из цинкосинеродистой соли

Цинкосинеродистая комплексная соль содержится в рабочих цианистых растворах при осаждении цинком. Накопление цинка в растворе могло бы достигнуть весьма значительных размеров, если бы не происходило значительного осаждения его в форме нерастворимых соединений вследствие:

1) взаимодействия свободной щелочи с цинкосинеродистой солью по реакции:

$$Na_2Zn(CN)_4 + 4NaOH = Na_2ZnO_2 + 4NaCN + 2H_2O$$

и последующего действия извести с образованием нерастворимого кальциевого цинката:

$$Na_2Zn(CN)_4 + 2Ca(OH)_2 = CaZnO_2 + 2NaCN + 2H_2O + Ca(CN)_2;$$

2) наличия в растворе растворимых сульфидов, осаждающих цинк из комплексной соли в форме сернистого цинка по реакции:

$$Na_2Zn(CN)_4 + Na_2S = ZnS + 4NaCN.$$

В практике наблюдается увеличение растворяющей способности обеззолоченного цианистого раствора при добавлении к нему дополнительного количества извести. Это происходит вследствие разложения цинкосинеродистой комплексной соли, которая повышает концентрацию цианида в растворе. В практике наблюдались случаи, когда содержание свободного цианида в растворе, а вместе с этим и активность раствора увеличивались на 40—50%. Это количество зависит от содержания щелочи в растворе, а в условиях производства — от наивыгоднейшего расхода щелочи, являющегося при цианировании вполне определенной величиной. Поэтому достигнуть полного разложения комплексной цинкосинеродистой соли таким методом не всегда возможно.

Лучшим из известных методов регенерации цианида из цинкосинеродистой соли следует признать подкисление с последующей отгонкой синильной кислоты.

По химическому характеру цинкосинеродистая соль представляет соединение не очень устойчивое и при взаимодействии с минеральной кислотой легко разлагается, выделяя синильную кислоту:

$$Na_2Zn(CN)_4 + 2H_2SO_4 = 4HCN + Na_2SO_4 + ZnSO_4.$$

При недостаточном количестве кислоты разложение до конца не доходит и выделяется цианид цинка:

$$Na\ Zn(CN)_4 + H_2SO_4 = 2HCN + Na_2SO_4 + Zn(CN)_2.$$

Реакция разложения цинкосинеродистой соли серной и сернистой кислотами идет до конца при комнатной температуре. В лабораторных условиях выход цианида при разложении этой соли кислотой составляет 98—100%.

Сернистая кислота по сравнению с серной действует слабее, и в случае применения ее для полной регенерации цианида из комплексной соли требуется или большая ее концентрация, или большая продолжительность контакта со струей воздуха.

§ 110. Электролитические методы регенерации

Электролитическая регенерация цианистых растворов попутно с регенерацией цианида могла бы разрешить еще одну задачу — получение меди и цинка из синеродистых солей, входящих в состав регенерируемых растворов. До настоящего времени этот процесс в производственную практику не введен. Сведения, имеющиеся по данному вопросу в специальной литературе, довольно разноречивы, и нередко различные авторы приходят к противоположным выводам.

Последняя работа по электролитической регенерации цианистых растворов (Н. А. Изгарышева и М. А. Кожуховой) показала относительно малую эффективность электролитического осаждения по сравнению с химическими методами [131].

§ 111. Аппараты и практика регенерации [120]

Наиболее распространенным методом регенерации является подкисление цианистых растворов сернистым газом с последующим испарением цианистого водорода в сильном токе воздуха и поглощение его затем в щелочном растворе.

Расчет количества сернистого газа, необходимого для регенерации, производится путем определения суммы количеств его, расходуемых на: 1) нейтрализацию свободной щелочи в растворе, 2) разложение свободного цианида, 3) разложение комплексных цианистых солей, 4) разложение суспензии углекислой извести, 5) создание небольшой свободной кислотности раствора.

Получить сернистый газ можно одним из следующих методов: 1) утилизацией отходящих газов плавильных (или обжиговых) печей в случае наличия по соседству пирометаллургической установки (Флин-Флон), 2) сжиганием элементарной серы (Гертрудис) и 3) специальным обжигом сульфидных концентратов (Фреснилло).

В случае применения серной кислоты для подкисления пользуются кислотоупорным чаном, закрывающимся крышкой и снабженным мешалкой. В случае подкисления сернистым газом применяются аппараты, называемые подкислителями.

Подкисление может производиться: 1) продувкой сернистого газа через регенерируемый раствор и 2) осуществлением противотока газа и регенерируемого раствора через башню.

В практике регенерационных установок применяется преимущественно второй способ, причем распыление раствора в подкислителе может производиться или путем перетекания регенерируемого раствора по деревянной насадке, состоящей из ряда последовательно расположенных решеток, или путем распыления раствора в газе через специальное сопло.

В связи с затруднениями, состоящими в образовании осадка[1] сернокислой соли кальция, на цианистом заводе Гертрудис [132] перешли к другому устройству подкислителей, показанному на фиг. 185. Аппарат представляет башню высотой 10 700 *мм*, с внутренним диаметром 1 830 *мм*. Распыление раствора внутри ее достигается помощью сопел, в которые раствор подается посредством двух последовательно соединенных насосов.

Осаждение кальциевых солей в такого рода устройствах может происходить только на стенках подкислителей.

Для защиты от кислоты стенки подкислителя изнутри покрываются слоем асфальта за исключением нижней части, которая на высоту 2,7 *м* покрывается слоем кислотоупорного бетона толщиной 150 *мм*.

При выборе размеров подкислителя следует иметь в виду, что реакция поглощения в нем сернистого газа происходит весьма быстро (почти мгновенно). Поэтому время контакта не имеет особо существенного значения, если обеспечена достаточно полная дисперсия раствора. При этом контрольным показателем размеров подкислителя должен являться удельный объем аппарата. На регенерационной установке в Гертрудис площадь поперечного сечения подкислителя равняется 2,63 $м^2$. При полезной высоте аппарата, равной 9,6 *м*, объем его составляет 25,2 $м^3$. Максимальная производительность двух параллельно работающих аппаратов равна 2000 $м^3$/*сутки* раствора, а производительность на $м^3$/*сутки* составляет около 40 $м^3$ раствора.

Для успешной работы подкислителя необходимо постоянное количество и одинаковая концентрация проходящих через него растворов, а также постоянное и достаточное количество циркулирующего воздуха. Признаком достаточного подкисления считают молочно-белый цвет раствора, выходящего из последнего дисперсера. Поэтому в случае выхода совершенно прозрачного раствора усиливают подачу сернистого газа. Необходимая концентрация кислоты в растворе является функцией условий испарения в дисперсере и, в первую очередь, объема воздуха, циркулирующего в замкнутом цикле: дисперсеры — абсорберы. Ввиду этого, при снижении количества поступающих растворов, т. е. при возрастании относительного объема воздуха, можно понижать степень предварительного подкисления растворов.

[1] Осадок содержал 39,0% CaO и 38,9% SO_2. Образование сернокислых солей кальция наряду с сернистокислыми неизбежно, так как сернистый газ содержит примесь SO_3.

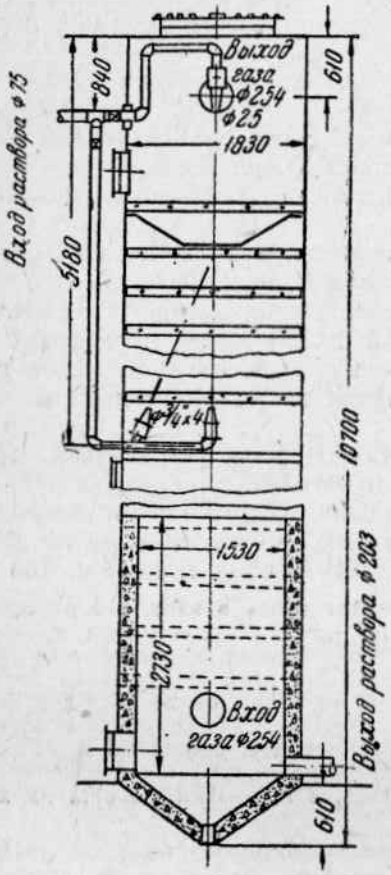
Для просасывания газов через подкислитель устанавливают кислотоупорный вентилятор. Для этой цели корпус вентилятора делают из литой бронзы, а ротор — из листовой меди, которую покрывают асфальтом[1].

Потеря сернистого газа с отходящими газами при нормальной работе подкислителя ничтожна, потеря же цианистого водорода всегда довольно значительна.

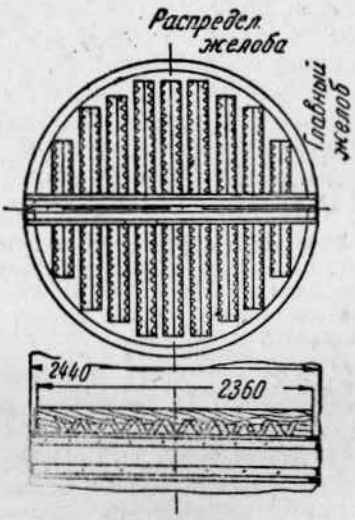
Для выделения цианистого водорода применяется метод распыления раствора или разливания его струями в токе движущегося воздуха, при этом значительный объем быстродвижущегося воздуха приводится в соприкосновение с раствором, имеющим вследствие этого большую поверхность испарения.

В качестве дисперсера применяют башню круглого сечения, внутри которой устанавливают распределительное устройство, показанное на фиг. 186.

Дисперсия производится в



Фиг. 185. Подкислитель



Фиг. 186. Распределительное устройство в круглом дисперсере

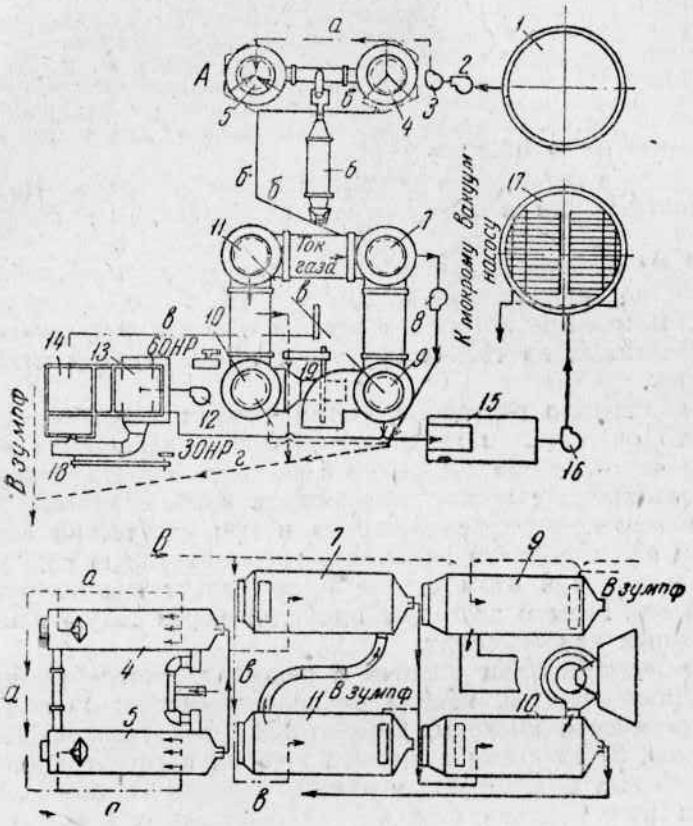
двух или несколько последовательно расположенных дисперсерах. На установке Гертрудис имеются два цилиндрических дисперсера описываемой конструкции (фиг. 187) и один четырехугольный (дополнительный).

Испарение цианистого водорода усиливается при повышении температуры растворов. Замечено, что при температуре 5—7° испарение происходит значительно медленнее, но в то же время уменьшается осаждение извести из раствора.

[1] Такой ротор выдерживает работу в течение 200 дней.

Минимальное количество воздуха, проходящее через дисперсеры, должно составлять 0,3—0,42 *м³/мин* на 1 *м³* раствора в сутки.

Расход воздуха снижается в случае понижения концентрации цианида в растворе и при повышении концентрации кислоты, но к последнему не следует стремиться, так как это нарушает режим работы всей установки.



Фиг. 187. Схема регенерации на предприятии в Гертрудис

А — схема цепи аппаратов; В — схематический разрез основной аппаратуры для регенерации; а — раствор, поступающий в подкислители; б — раствор, выходящий из подкислителя и поступающий в дисперсеры; в — направление раствора для поглощения; 1 — зумпф раствора, поступающего в подкислители; 2 — насос мощностью 5 л. с., подающий раствор в подкислитель; 3 — то же, мощностью 10 л. с.; 4 и 5 — подкислители; 6 — печь для сжигания серы; 7 — дисперсер № 1; 8 — 5-дюймовый центробежный насос 5 л. с.; 9 — абсорбер № 1; 10 — дисперсер № 2; 11 — абсорбер № 2; 12 — центробежный насос мощностью 10 л. с.; 13 — дисперсер № 3; 14 — абсорбер № 3; 15 — зумпф для регенерированного раствора; 16 — центробежный насос на 15 л. с.; 17 — фильтр для регенерированного раствора; 18 и 19 — всасывающие вентиляторы.

В случае слишком большого количества продуваемого воздуха, при значительной свободной кислотности сернистый газ будет выделяться при дисперсии и вызывать увеличение расхода щелочи в дисперсерах. При засосе воздуха из дисперсера в вентилятор может попасть некоторое количество распыленного раствора. Это ведет к образованию осадка кальциевых и других соединений на лопастях вентилятора, что вызывает снижение производительности и возможность поломки.

Эффект процесса, протекающего при установившемся режиме регенерации в дисперсере, определяется преимущественно временем испарения, которое в свою очередь является функцией поверхности насадок аппарата.

Если количество воздуха, проходящего через единицу сечения, остается величиной постоянной и другие условия работы сохраняются, то рассчитывать размеры аппарата при постоянной высоте его следует по поперечному сечению, отнесенному к единице суточной производительности. Площадь поперечного сечения на 1 $м^3$ раствора в основных металлических дисперсерах-абсорберах установки Гертруде составляет (для каждого) 0,0047—0,0067 $м^2$, а для деревянного дисперсера-абсорбера, служащего на той же установке для повторного пропускания раствора и газа и более полной регенерации цианида, находится в пределах 0,0016—0,0023 $м^2$. Скорость движения воздуха в дисперсере может быть принята равной около 1,6 *м/сек*.

Улавливание цианистого водорода и нейтрализация синильной кислоты производятся в специальных аппаратах, называемых абсорберами.

Одной из испытанных в практике конструкций абсорбера является устройство, аналогичное рассмотренной выше конструкции дисперсеров. В каждом абсорбере устанавливается 9 комплектов решеток, составленных из 100-*мм* брусьев с промежутками между брусьями в 35 *мм*.

Если количество растворов, применяемых для абсорбции, весьма велико[1], то оказывается выгодным применение самотека в движении растворов через башню абсорбера с частичным распылением их через сопла в газопроводе между дисперсером и абсорбером.

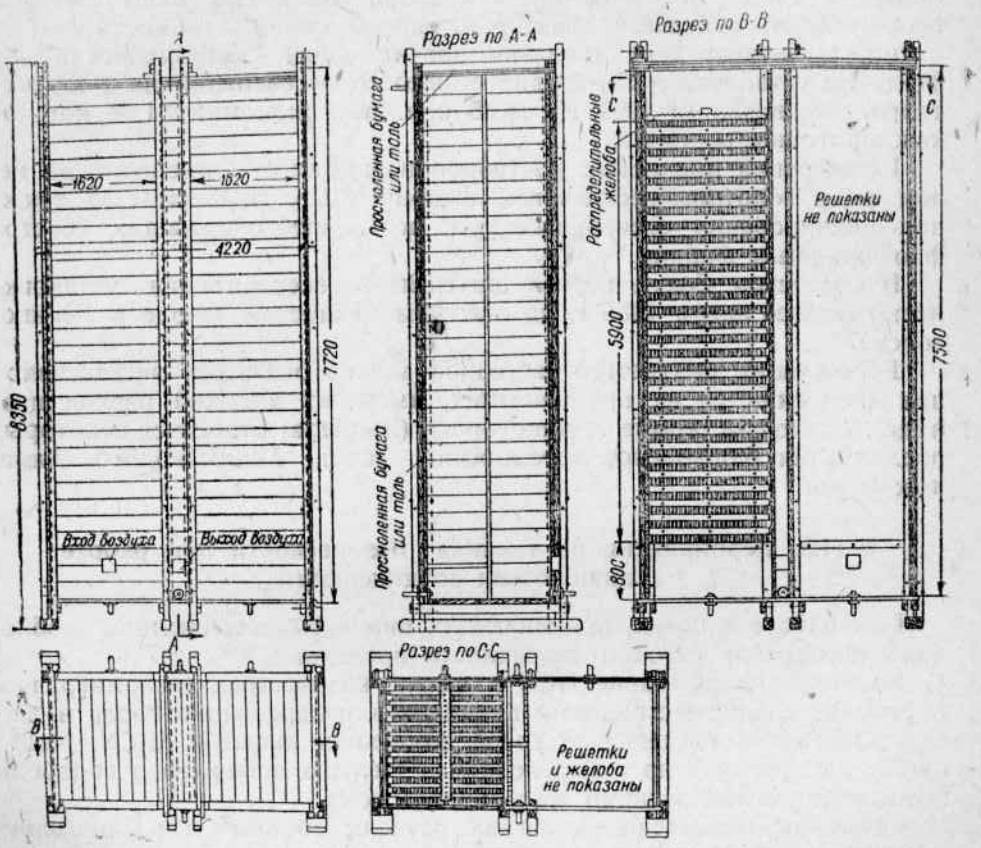
При малом количестве растворов и при отсутствии самотека для абсорбции целесообразно применять горизонтальную камеру с распылителем, который в этом случае представляет вращающуюся щетку (1000 *об/мин*). Газы и растворы проходят через такую камеру в противоположных направлениях.

Расчет концентрации щелочи в растворе, употребляемом для абсорбции, производится, исходя из необходимости: 1) нейтрализации примеси сернистой кислоты, 2) нейтрализации улавливаемой синильной кислоты, 3) создания защитной щелочи в регенерированном растворе. Практика показывает, что в абсорберах улавливается при однократном прохождении газа 66—73% цианистого водорода. Ввиду этого дисперсеры и абсорберы должны работать в замкнутом цикле, что дает возможность улавливать в итоге до 100%. Несмотря на гарантию полного улавливания в замкнутом цикле, необходимо стремиться к возможно более полному улавливанию при однократном прохождении газов через абсорбер, так как присутствие цианистого водорода в газах мешает полному испарению при дисперсии.

Наряду с применением абсорбера, обособленного от дисперсера, также применяются деревянные дисперсеры-абсорберы, представляющие две соединенные вместе камеры с набором деревянных решеток. Для увеличения поверхности контакта растворы внутри дисперсера и абсорбера могут распыляться через сопла. Такого рода комбинированные дисперсеры-абсорберы установлены на регенерационной установке предприятия Флин-Флон, а также (по проекту Гипрозолото) на риддерской регенерационной установке (фиг. 188), где в дальнейшем над этим аппаратом был установлен деревянный чехол для большей газонепроницаемости.

[1] Например, 4,5—5 $м^3$ раствора для абсорбции на 1 $м^3$ раствора, проходящего через дисперсер.

После подкисления цианистых растворов и выделения из них цианистого водорода получается осадок, имеющий обычно вид белой желатинообразной или зернистой массы и состоящий преимущественно из нерастворимых цианидов и роданидов. Выделение этого осадка для дальнейшей обработки производится при помощи рамного вакуум-фильтра или фильтр-пресса. На установках меньшего масштаба возможно применение отстаивания. При наличии меди в осадке осаждение происходит через 4—6 час., а через 24 часа получается вполне прозрачный отстой. Практика показывает, что золото в осадке или отсутствует или составляет ничтожные доли (до 0,10% по отношению к весу серебра).



Фиг. 188. Комбинированный деревянный диспергер-абсорбер

Осадок может быть направлен в плавку (например, медную) для извлечения меди, серебра и других металлов. Роданистые соединения в осадке могут представлять значительную ценность. Извлечение цианистых соединений из них возможно на установках по переработке смеси веществ, получаемой при очистке светильного газа. При подкислении цианистого раствора золото может выпасть только частично. Ввиду этого может производиться ординарное или двойное осаждение посредством фильтрации через крупноизмельченный уголь.

Регенерированный раствор может содержать некоторое количество сернистой кислоты вследствие поглощения сернистого газа щелочным раствором. Ввиду этого целесообразно производить дополнительное накислороживание регенерированного раствора.

Опытное накислороживание регенерированных цианистых растворов производилось на установке для регенерации 3000 *м³/сутки* раствора в Фреснилло (Мексика) посредством турбомиксера (0,7 *м*), в заводском чане для растворов. Предварительные опыты в течение часа давали повышение содержания кислорода в растворе до 68,5—89% (по отношению к полному насыщению).

Регенерационная установка требует всего одного рабочего в смену. Для очистки подкислителя затрата рабочей силы требуется два раза, а для очистки абсорбера — один раз в месяц. Кроме того, один раз в 4-6 месяцев очищают диспергеры (дополнительные диспергеры очищают один раз в год или в полтора года). При благоприятных соотношениях отдельных факторов, определяющих стоимость регенерации, последняя дает довольно значительный экономический эффект. На установке в Гертрудис стоимость регенерации на 1 *м³* раствора составляла (в 1929 г.) 16,65 коп. при экономии 31,57 коп. от каждой тонны раствора.

Регенерация цианистых растворов нашла себе применение на целом ряде золотоизвлекательных фабрик США и Канады, а также при цианировании серебряных руд и золотосодержащих хвостов флотационных фабрик.

В Советском Союзе первая опытная регенерационная установка испытывалась летом 1938 г. на опытном цианистом заводе в Лениногорске.

Регенерация цианистых растворов может оказаться эффективной при внедрении ее на предприятиях, имеющих высокий расход цианида. К таковым, кроме Лениногорска (Риддера) относятся некоторые предприятия Башзолото, Артемовский завод Минусазолото, Алмалык и др.

§ 112. Мероприятия по технике безопасности при работе с цианистыми соединениями

При работе в цехах, применяющих цианистые соединения, необходимо помнить о высокой токсичности последних.

Хроническое вдыхание HCN в малых количествах (например, при обработке цианистых шламов) приводит к раздражению горла и легких. Отравляющее действие солей синильной кислоты [KCN, NaCN, $Ca(CN)_2$ и др.] связано с выделением в желудке цианистого водорода вследствие кислой реакции желудочного сока.

Симптомы отравления в легких случаях состоят: в раздражении слизистых оболочек и верхних дыхательных путей, в обильном выделении слюны, головной боли, тошноте, рвоте, сердцебиении и одышке.

При сильных отравлениях происходит окаменение рта и зева, потеря сознания, судороги, потеря чувствительности и рефлексов, понижение температуры и кровяного давления. За этим следует остановка дыхания и паралич сердца.

В качестве противоядия весьма хороша углекислая соль закисного железа, также применяют 25%-ный раствор сернокислой соли закисного железа, который перед употреблением смешивают с 5%-ным раствором КОН и с порошком окиси магния [1].

Концентрация паров синильной кислоты в воздухе рабочих поме-

[1] Успех противоядия зависит исключительно от быстроты его применения. Иногда при отравлении цианистыми соединениями вспрыскивают под кожу раствор перекиси водорода.

щений, даже наиболее подверженных загрязнению (например, вышка здания над агитаторами Пачука) не должна превосходить 0,0003 *мг/л*.

Особое внимание должно быть уделено состоянию атмосферы в таких отделениях, как помещение для цианплава, отделение для обработки цианистых осадков и регенерации цианистых растворов.

Цианистые реактивы (цианплав и др.) должны храниться в изолированном помещении с хорошей вентиляцией. Чаны для растворения цианплава должны закрываться колпаками, снабженными самостоятельной вентиляционной системой. При растворении цианплав следует загружать постепенно и небольшими порциями. Работающие в растворной снабжаются противогазами и резиновыми перчатками.

Цианистые растворы, удаляемые за ненадобностью с завода, должны обезвреживаться железным купоросом.

Регенерационные отделения должны быть изолированы от других цехов и оборудованы механической вентиляцией, обеспечивающей 8—12-кратный обмен воздуха.

Чаны-подкислители, диспереоры, абсорберы и газопроводы регенерационного отделения должны устраиваться совершенно герметичными.

Вентилятор, обслуживающий диспереоры и абсорберы, должны устанавливаться в кожухе, имеющем вытяжную трубу, присоединяемую к механической вентиляции. Скорость отсоса в кожухе должна быть не менее 1 *м/сек*.

Пусковые и сигнальные приспособления к аппаратам регенерационного отделения должны устанавливаться в особом помещении, из которого, по возможности, должно производиться наблюдение за работой регенерационных аппаратов.

Очистка решеток в подкислителе производится только после промывки щелочным раствором.

В случае подкисления растворов серной кислотой чан-подкислитель должен плотно закрываться крышкой, снабженной вводами для кислоты и цианистых растворов.

ГЛАВА ЧЕТЫРНАДЦАТАЯ

ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ И ЗАВОДЫ, ПРИМЕНЯЮЩИЕ ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ, АМАЛЬГАМАЦИЮ И ЦИАНИРОВАНИЕ

§ 113. Золотоизвлекательные предприятия и выбор схемы

Золотоизвлекательные предприятия могут давать хвосты, представляющие продукт хотя и с более низким содержанием металла, чем в исходной руде, но все же имеющий определенную ценность, как сырье для дальнейшего извлечения золота. Такие предприятия осуществляют незаконченный цикл обработки руд в отличие от предприятий с законченным циклом обработки руды, дающих отвальные хвосты.

Золотоизвлекательные фабрики и заводы имеют внешнее сходство с обогатительными фабриками по характеру дробильной и измельчающей аппаратуры и по ряду однотипных процессов. Наряду с этим между теми и другими имеется принципиальное отличие. Обогатительные фабрики выдают продукцию в форме концентратов, а золотоизвлекательные — в форме металлизированных продуктов, а именно: 1) лигатурного золота, 2) осадков, получаемых цементацией из растворов, 3) амальгамы. Это не исключает возможности золотоизвлекательным предприятиям выдавать часть продукции в форме концентратов. Кроме того, извлечение золота может осуществляться не из руды, а из концентратов, например: амальгамация концентратов, получаемых гравитационными процессами, или цианирование флотационных концентратов. Обогащение и извлечение производятся большей частью на одном заводе.

В соответствии с этим золотоизвлекательные заводы с законченным циклом обработки подразделяются на две основные группы: 1) применяющие процессы извлечения непосредственно к руде, 2) применяющие процессы извлечения к концентрату, полученному путем предварительного обогащения.

В настоящей главе рассматриваются схемы извлечения металла непосредственно из руд. В этих схемах процессы обогащения играют подчиненное значение и, в большинстве случаев, выполняют задачи извлечения крупного золота и золотосодержащих сульфидов. Эти компоненты в гидрометаллургических процессах не дают полного извлечения, что при отсутствии предварительного обогащения снижает общий процент извлечения.

Фабрики с незаконченным циклом обработки в большинстве случаев представляют только амальгамационные (бегунные) или амальгамационные с применением малоразвитых процессов частичной концентрации. В результате работы этих фабрик накапливаются весьма значительные отвалы продуктов незавершенного производства, именуемых эфелями (песками и илами). Неклассифицированную смесь тех и других нередко называют шламами.

Для извлечения металлов из песков и илов строятся установки для цианирования, называемые эфельными, иловыми и эфельно-иловыми заводами. Эти заводы являются предприятиями с законченным циклом обработки, при этом они начинают процесс извлечения не с обработки руды, а с обработки измельченных продуктов ее.

Одним из главных условий, определяющих стоимость обработки на золотоизвлекательных предприятиях, является расход энергии, отнесенный к 1 *т* руды.

С повышением технической эффективности процесса, как правило, возрастает стоимость обработки. Это с полной очевидностью можно видеть по данным табл. 70. Для полного агитационного процесса расход энергии наивысший. В то же время этот процесс является наиболее механизированным и требующим наименьшей затраты труда. По этим показателям он превосходит даже такие механизированные предприятия, как флотационные фабрики (табл. 71). Стоимость

Таблица 70

Расход энергии в *квт-ч/т* руды

Род процесса	Твердость руды		
	мягкая	средняя	твердая
Бегунные фабрики	7—12	10—15	15—20
Раздельный процесс	18—25	21—29	25—31
Полный агитационный (иловой) процесс	28—36	30—28	33—40
Флотация (с вывозом концентрата)	14—21	17—24	20—29
Эфельные заводы	—	0,6—0,8	—
Иловые заводы	—	12—15	—

Примечание. Минимальные цифры относятся к крупным предприятиям и грубому помолу, максимальные—к мелким предприятиям и тонкому помолу.

Таблица 71

Производительность труда при обработке руд в США
(С. Я. Рачковский)

Вид процесса	Суточная производительность *т/сутки* на 1 трудящегося					
	50	100	250	500	1000	5000
Полный иловой . .	7	12	18	25	30	35
Коллективная флотация	6	10	15	20	25	30
Селективная флотация	4	7	12	15	18	24

обработки руды и расход энергии весьма снижается при полном агитационном процессе, допускающем крупный помол руды, и при обработке мягких руд. Кроме того экономические показатели при повышении производительности предприятия становятся более выгодными в случае агитационного процесса и даже независимо от повышения % извлечения говорят в пользу этого процесса (табл. 72). Более высокий % извлечения делает агитационный процесс наиболее распространенным; заводы, применяющие полную агитацию, являются основным типом гидрометаллургического предприятия. По данным табл. 71 и 72 можно также видеть их компактность и меньший расход рабочей силы.

Весьма низкая стоимость обработки на перколяционных и иловых заводах, обрабатывающих пески и ила, объясняется полным устранением затрат на дробление и измельчение. Сопоставление стоимости обработки руды по стадиям процесса (табл. 73) для ряда заграничных фабрик с полным агитационным процессом показывает, что наиболее дорогой операцией обработки является измельчение, за ним следует дробление и на третьем месте стоит фильтрация.

На иловых заводах, обрабатывающих накопившиеся ила, самой дорогой операцией является фильтрация. На перколяционных заводах нередко весьма дорогими являются операции сухой загрузки и выгрузки песков.

Сопоставление стоимости обработки на золотоизвлекательных предприятиях по элементам затрат (табл. 74) показывает, что за исключением работающих с применением полного агитационного процесса на первом месте стоит стоимость рабочей силы, а на втором месте — стоимость материалов (преимущественно реагентов).

Весьма существенным обстоятельством, определяющим экономическую эффективность гидрометаллургической установки, являются капитальные затраты. Гидрометаллургические процессы в большинстве случаев требуют громоздкой аппаратуры и больших зданий. Первым шагом к применению более компактных установок является замена раздельного процесса агитационным, вторым шагом является введение предварительной флотации с последующим цианированием концентрата иловым процессом (см. табл. 72). Сопоставление технико-экономических показателей всех современных типов предприятий не указывает на достаточно радикальное снижение стоимости продукции.

Особое экономическое значение для улучшения технических показателей имеет возможность повышения процента извлечения (по отношению к существующему уровню), так как стоимость обработки руды составляет в большинстве случаев сравнительно небольшую величину по отношению к стоимости ее добычи горными работами.

Наибольшее значение для дальнейшего снижения себестоимости металла за счет повышения процента извлечения и снижения стоимости обработки могут иметь следующие интенсифицированные методы осуществления основных процессов: 1) выщелачивание под давлением воздуха и в атмосфере кислорода, 2) непосредственное осаждение металла из пульпы, 3) эффективная промывка, 4) регенерация реагентов и 5) компактное обезвоживание. Стоимость механических операций может быть также снижена улучшением качества футеровки мельниц. Значительного сокращения стоимости обработки можно достигнуть снижением расхода энергии на измельчение и получением более дешевой электроэнергии (от крупных централей).

Основные техно-экономические показатели золотоизвлекательных заводов *Таблица 72*

(ориентировочные средние цифры для предприятий СССР)

(С. Я. Рачковский)

Схема процесса	Извлечение металла, %	Производительность, *т/сутки*	Основные показатели на 1 *т* суточной производительности						
			Кубатура здания, $м^3$	Стоимость заводского оборудования, тыс. руб.	Стоимость здания и сооружений, тыс. руб.	Прочие затраты, тыс. руб.	Общие капитальные затраты, тыс. руб.	Расход энергии, *квт*	Относительная стоимость обработки в условных единицах [1]
Цианирование по полному агитационному (иловому) процессу	—	50	100	5,0	5,4	1,6	12,0	42	160
		100	80	4,0	4,8	1,4	9,7	38	120
		250	75	3,5	3,5	1,2	8,2	35	100
		500	70	3,0	3,0	1,0	7,0	32	88
То же, упрощенная схема—грубый помол, однократная фильтрация для бедных руд (5—7 *г/т*)	90—92	1000	60	2,7	2,5	0,8	6,0	30	80
То же, усложненная схема—тонкий помол, двухкратная фильтрация для богатых руд (10—20 *г/т*)	92—96	50	150	6,0	7	2,0	15,0	55	180
		100	120	5,0	6	1,6	12,6	50	140
		250	100	4,0	4,6	1,4	10,0	45	120
		500	90	3,5	4,0	1,2	8,7	40	100
		1000	80	3,0	3,2	1,0	7,2	37	80
Цианирование по раздельному процессу	89—91	50	150	4,0	7,0	1,6	12,6	40	160
		100	120	3,5	6,0	1,4	10,9	35	120
		250	100	3,0	5,0	1,2	9,2	30	100
		500	90	2,7	4,0	1,0	7,7	27	88
		1000	80	2,5	3,2	0,8	6,5	25	80
Комбинированный процесс флотация—цианирование (всей массы руды) с обработкой концентрата	88—95	50	120	7,0	6,0	2,0	15,0	55	180
		100	100	5,5	5,0	1,6	12,1	45	140
		250	90	5,0	4,0	1,4	10,4	40	120
		500	80	4,5	3,5	1,2	9,2	35	100
		1000	70	4,0	3,0	1,0	8,0	32	92

[1] За 100 единиц стоимости принята обработка в случае полного агитационного процесса с осложненной схемой при суточной производительности 500 *т*.

Таблица 73

Себестоимость обработки 1 *т* руды на цианистых заводах с полным агитационным (иловым) процессом по операциям, в долларах на тонну

Наименование операции \ Наименование и характеристика фабрик	Голден Плато, Австралия, производительность 90 *т/сут*, 1934 г.		Итог, Филиппинские острова, производительность 300 *т/сут*, содержание Au=11 *г/т*, 1936 г.		Коншаурум, Канада, производительность 500 *т/сут*, содержание Au 7,5 *г/т*, извлечение 95%, крупность помола 70%—200 меш		Хаути, Канада, производительность 1000 *т/сут*, содержание Au=5 *г/т*, крупность помола 40%—200 меш		Лэйк Шор, Канада, производительность 2300 *т/сут*, содержание Au=19,5 *г/т*, извлечение 96,3%, крупность помола 90%—325 меш		Ист Гедульд, Южная Африка, производительность 3000 *т/сут*, содержание Au = =11,5 *г/т*, 1934 г.		Холлинджер, Канада, производительность 5000 *т/сут*, содержание Au = 9,7 *г/т*, 1935 г.	
	Абс.	%	Абс.	%	Абс.	%	Абс.	%	Абс.	%	Абс.	%	Абс.	%
Дробление	0,19	8,1	0,15	14,3	0,275	35,1	0,169[1]	21,5	0,158	14,6	0,145	22,0	0,095	13,0
Измельчение	0,72	30,5	0,36	34,4	0,193	24,6	0,308	38,95	0,448	41,4	0,300	45,5	0,190	26,7
Амальгамация и концентрация	0,16	6,8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,038	5,3
Сгущение	0,58	24,5	0,03	2,85	0,065	8,3	0,044	5,6	0,049	4,5	—	—	0,016	2,25
Агитация	—	—	0,03	2,85	—	—	—	—	0,033	3,05	—	—	0,008	1,10
Фильтрация	0,45	19,0	0,09	8,55	0,103	13,2	0,057	7,2	0,139	12,8	—	—	0,044	6,2
Осаждение	0,22	9,4	0,09	8,55	0,043	5,5	0,024	3,05	0,033	3,05	0,215	32,5	0,041	5,75
Удаление хвостов	—	—	—	—	0,060	7,6	0,018	2,3	0,011	1,00	—	—	0,023	3,2
Прочие	0,040	1,7	0,30	28,5	0,045	5,7	0,168[2]	21,4	0,213[3]	19,6	—	—	0,258[4]	36,5
Итого	2,360	100,0	1,05	100,0	0,784	100,0	0,788	100,0	1,084	100,0	0,66	100,0	0,713	100,0

[1] Включая сортировку—0,047. [2] Включая реагенты—0,064. [3] Включая реагенты—0,187. [4] Включая цианид и известь—0,094.

Себестоимость обработки 1 *т* руды по элементам затрат *Таблица 74*

Наименование фабрики или завода	Суточная производ. *т*/сутки	Страна	Год	Содержание золота, *г*/*т*	Элементы себестоимости в долл. на 1 *т* [1]				
					Материалы	Энергия	Рабсила	Прочие	Всего
I. Амальгамационно-концентрационные фабрики									
Поркупайн Голд	25	Канада	1931	18	0,41/20,0	0,45/22,0	1,18/58,0	—	2,04/100,0
Аргонаут	230	США	1931	—	0,11/18,4	0,14/23,4	0,30/50,0	0,05/8,2	0,60/100,0
II. Золотоизвлекательные (цианистые) заводы с полным агитационным (иловым) процессом									
Итогон	300	Филиппинс. острова	1936	11	0,44/41/8	0,22/10,9	0,22/20,9	0,17/16,4	1,05/100,0
Патриция Голд	300	Канада	1938	17	0,56/45,6	0,30/14,0	0,38/30,4	—	1,25/100,0
III. Золотоизвлекательные (цианистые) заводы с применением специальных процессов									
Голден Сайкл (предварительный обжиг)	800	США	1935	—	0,80/32,8	0,28/11,5	0,60/24,5	0,76/31,2	2,44/100,0
IV. Флотационные фабрики									
Уиднас Голд	50	Канада	1935	25	0,444/16,0	0,953/34,5	0,800/28,8	0,573/20,7	2,770/100,0
Лава Кэп	300	США	1934	11	0,285/38,3	0,215/28,8	0,205/27,5	0,04/5,4	0,745/100,0
Премьер	500	Канада	1931	—	0,245/10,8	0,303/25,7	0,385/32,0	0,253/21,5	1,178/100,0
V. Перколяционные заводы									
Рэд Ног	30	США	1935	11	0,200/18,0	—	0,77/69,4	0,14/12,6	1,11/100,0
Рэндсбург	100	»	1934	1,7	0,092/23,2	0,029/9,6	0,139/46,0	0,043/14,2	0,303/100,0
Моунтэн Коппер	600	»	1931	—	0,194/40,7	0,034/7,2	0,20/42,0	0,049/10,1	0,477/100,0

[1] В числителе стоимость в долларах, в знаменателе—удельное значение в процентах.

§ 114. Балейский золотоизвлекательный завод

Золотоизвлекательный завод треста Балейзолото относится к числу наиболее совершенных в техническом отношении золотопромышленных предприятий Советского Союза.

Руды эксплоатируемого месторождения по своему составу и условиям залегания могут быть подразделены на: 1) жильные кварцевые руды, представляющие псевдокальцитовый и плотный белый кварц; 2) золотосодержащие гранодиориты; 3) рыхлые руды, являющиеся продуктом элювиально-делювиального разрушения.

Большая часть добываемой руды относится к первой категории. В некоторых образцах руды можно наблюдать ассоциацию золота с блеклой рудой и пираргиритом. Иногда в небольшом количестве встречаются пирит и халькопирит.

Минералогический анализ псевдокальцитового кварца дает колебание содержания рудных минералов в следующих пределах: 1) пирит 0,08—0,96%; 2) халькопирит 0—0,53%; 3) пираргирит 0—0,9%; 4) блеклая руда 0—0,4%.

В рудах данного месторождения преобладает весьма мелкое золото, но наряду с ним в небольшом количестве содержится также крупное золото.

В некоторых кварцевых жилах (Сурьмяная, Борисовская и др.) содержится оруденяющий их сурьмяный блеск. В рыхлых рудах элювиально-делювиального разрушения, представляющих главным образом окисленную и разрушенную смесь жильных кварцевых руд и гранодиоритов, золото находится в виде: 1) свободного — в рыхлых элювиальных отложениях; 2) связанного с кварцем из псевдокальцитовых жил; 3) связанного с окислами железа и 4) связанного с остатками неокисленных сульфидов.

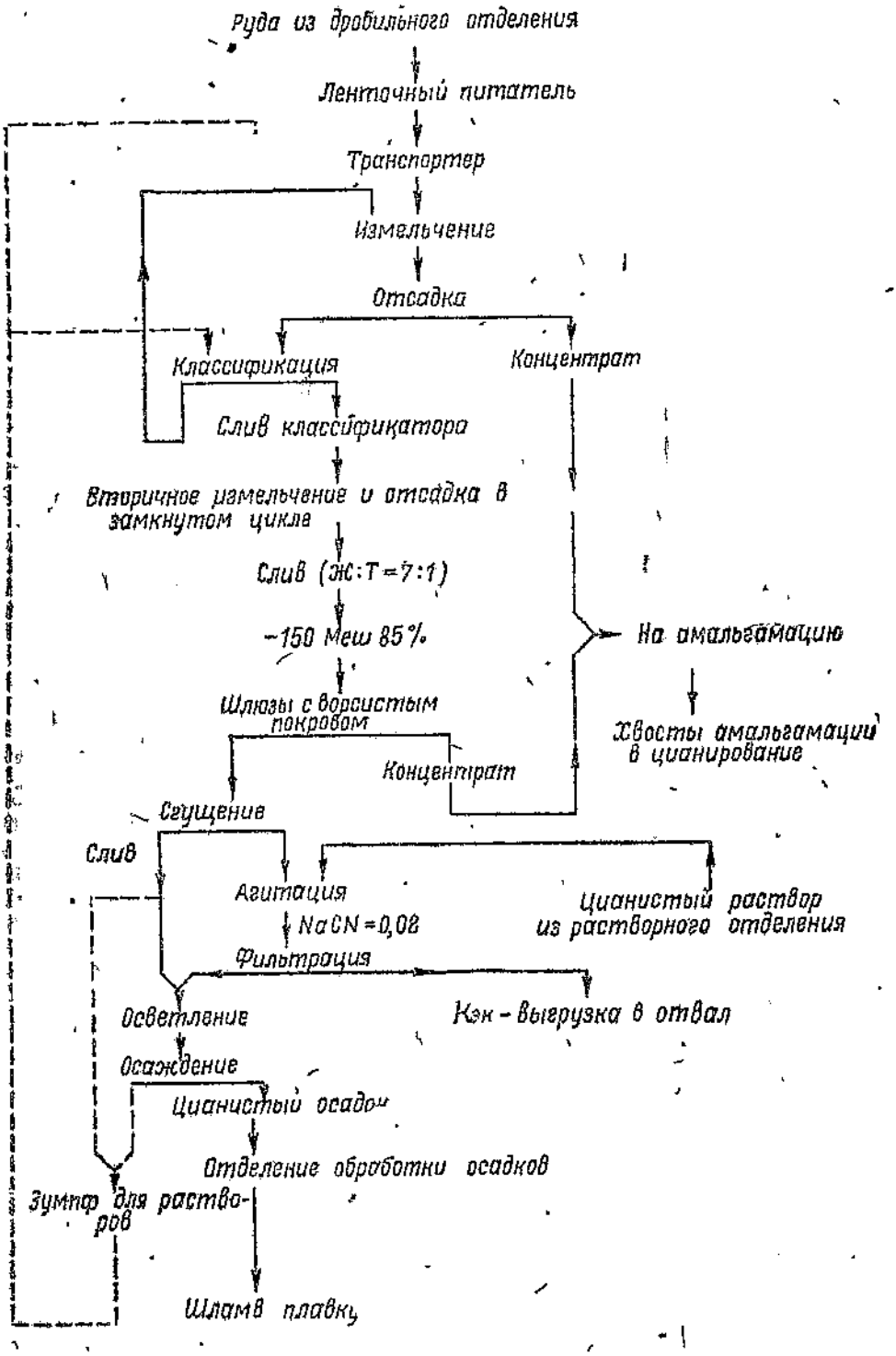
Перед поступлением на завод руда проходит через дробильно-сортировочное отделение. Сортировка ведется на транспортере длиной 47 *м* и шириной 750 *мм*, движущемся со скоростью 11 *м/мин*. Количество отбрасываемой пустой породы составляет 22—29%. Отмывка мелочи производится на транспортере, подающем руду на дробление.

Дробление производится в три стадии, из числа которых первая и вторая осуществляются щековыми дробилками типа Блэка и третья — дробилками типа Саймонса.

В новом отделении завода производится двухстадиальное измельчение до 85%—150 меш. Измельчение производится в цианистом растворе. При измельчении в мельницах растворяется до 40% золота. Известковое молоко для питания цикла измельчения заготавливается в специальной мельничной установке.

Общая схема новой секции показана на фиг. 189. В циклах измельчения для извлечения крупного золота были установлены гидравлические ловушки, замененные в настоящее время отсадочными машинами.

Отсадочные машины установлены в первом и во втором циклах измельчения. Выход концентрата при отсадке в первом цикле мельниц Марси и Круппа составляет около 1% при весьма значительной концентрации в нем золота. Отсадочные машины в этом цикле работают при отношении $Ж : Т = 1{,}1 : 1$ с применением в качестве постели стальной или свинцовой дроби размером 2—3 *мм* и сеток с отверстиями 1,5 *мм*.



Фиг. 189. Качественная схема новой секции балейского золотоизвлекательного завода им. С. Орджоникидзе

Во втором цикле измельчения толщина постели в отсадочных машинах доведена до 40 *мм*.

Золото, как ассоциированное с сульфидами, так и мелкое, извлекается на шлюзах с мягкими покровами, установленных на сливах классификаторов. В новой секции шлюзы имеют удельную площадь 0,1 $м^2/т$ в сутки. Сполоск накопившегося концентрата с мягких покровов шлюзов производится через час.

Для концентрации на шлюзах применяется диагоналевая ткань с нашивными полосами из мешковины шириной 400 *мм*, расположенными в поперечном направлении к шлюзу. При этих условиях работы выход концентрата составляет около 0,3%.

Схема измельчения старой секции характеризуется четким разделением двух циклов с доведением измельчения до 90%—200 меш, которое во втором цикле производится трубными мельницами в замкнутом цикле с классификаторами. В циклах измельчения первых мельниц установлены гидравлические ловушки, а на сливах классификаторов вторичных мельниц установлены шлюзы с мягкими покровами. Удельная площадь их составляет 0,12 $м^2/т$ в сутки. Сполоск концентрата производится также через час. Выход концентрата составляет около 0,13%.

Обработка концентратов отсадочных машин и ворсистых шлюзов производится посредством амальгамации и цианирования. Наилучшие результаты дают амальгамация в цианистом растворе и последующее цианирование хвостов совместно с рудой. В состав концентрата отсадочных машин (и гидравлических ловушек) переходит более крупное т. н. желтое золото. В шлюзовых концентратах содержится преимущественно мелкое (зеленое) золото. Вследствие этого концентраты отсадки требуют достаточного измельчения для полного извлечения золота амальгамацией и цианированием. Это осуществляется амальгамацией в цианистом растворе, производимой в бегунной чаше, хвосты которой поступают в общий цикл цианирования.

Сгущение пульпы (как перед агитацией, так и после нее) производится в одноярусных и двухъярусных сгустителях. Непрерывная агитация производится в агитаторах Дорра, установленных в каждой секции двумя параллельными рядами.

Пульпа, прошедшая через агитаторы, поступает в сгустители Дорра и затем подвергается фильтрации. В новой секции фильтрация пульпы, накапливающейся в чанах-коллекторах после выхода из агитаторов, производится на фильтрах Бэттерса с удельной производительностью 0,22 $т/м^2$ в сутки. Установка сухого вакуум-насоса позволила достигнуть разрежения на рамах фильтра до 400 *мм*.

Кэк после набора промывают раствором и водой. Для промывки пользуются обеззолоченными растворами.

Длительность цикла фильтрации составляет 3 часа. В старой секции пульпа после сгущения поступает на барабанные вакуум-фильтры (Вольфа и Оливера) непрерывного действия, на которых производится промывка кэка водой.

Хвосты фабрики подвергаются репульпации, осуществляемой на рамных фильтрах путем отдувки кэка, а на барабанных посредством шнековых репульперов (шнеки которых делают около 22 *об/мин*), установленных при каждом фильтре в отдельности. Перед выгрузкой репульпированного материала производится отсекание пробы от

струи пульпы при помощи специального аппарата с гидравлической регулировкой числа качаний.

Для осветления растворов, поступающих в осаждение, применяются осветлители с вакуум-рамами.

Осаждение золота производится цинковой пылью с предварительным обескислороживанием растворов. Для фильтрации осадка применяются рамные вакуум-фильтры с радиальным расположением рам. Разрежение в вакуум-ресивере поддерживается не ниже 550—600 *мм*. Подача цинковой пыли производится при помощи шнековых питателей.

Осадки после сполоска осадительных аппаратов подвергаются обработке раствором серной кислоты, промываются водой посредством декантации и тщательно укупориваются для отправки на центральный завод.

Расход энергии на 1 *т* обработанной руды в новой секции составляет 40 *квч*. Работа завода кооперирована с работой бегунной фабрики. Пульпа с последней, получаемая измельчением руды в бегунных чашах с подачей в последние цианистого раствора, поступает для дальнейшей обработки в контрольные классификаторы новой секции.

§ 115. Кочкарский завод

На Кочкарском золотоизвлекательном заводе им. Артема обрабатывается руда, поступающая из различных шахт Кочкарского золоторудного месторождения.

Рудное тело Кочкарского месторождения представляет кварцевые жилы с сульфидным оруденением. В редких случаях золотоносность обнаруживается в бескварцевых участках, заполненных видоизмененной боковой породой «табашкой». Сульфидное оруденение представлено преимущественно пиритом и арсенопиритом. Содержание сульфидной серы в руде составляет 1—1,5%.

Развернутая схема цепи аппаратов фабрики показана на фиг. 190. Поступающая в обработку руда проходит вспомогательное грохочение на колосниковом грохоте с отверстиями 300 *мм* и поступает в бункер. Крупные куски с колосникового грохота дробятся вручную кувалдами. Руда подвергается двухстадиальному дроблению.

Продукт дробления поступает в мельничные бункеры, из которых через люки подается транспортерными лентами в шаровые мельницы, работающие в замкнутом цикле с классификаторами Дорра.

Измельчение руды доводится до 93% —48 меш при циркуляционной нагрузке в замкнутом цикле измельчения, равной 200%.

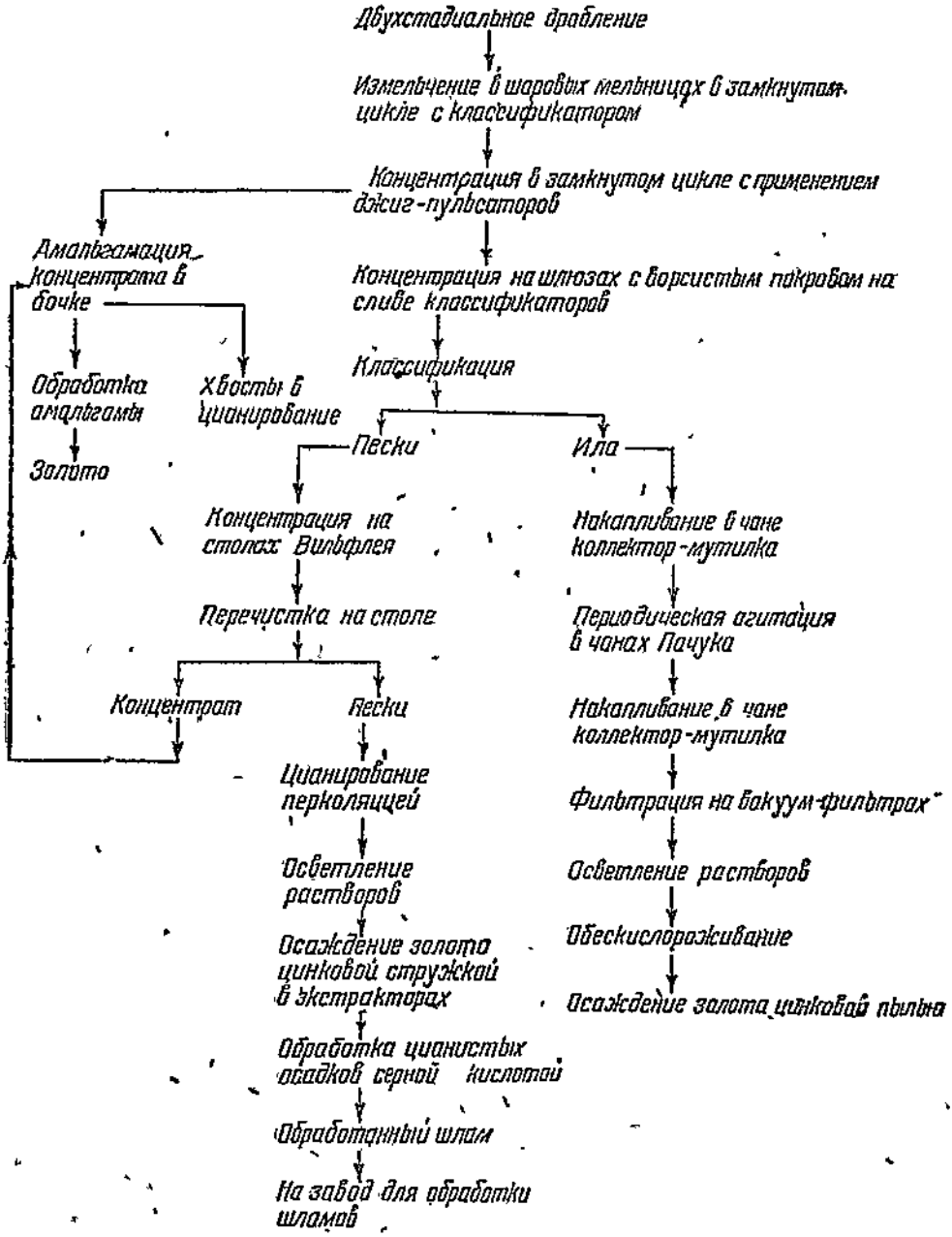
Извлечение крупной фракции золота и некоторого количества золотосодержащих сульфидов в циклах измельчения производится пульсаторами.

Измельчение производится в цианистом растворе крепостью 0,02—0,03% NaCN и 0,01—0,02% CaO. Процент жидкого в мельнице составляет 25—30%, а отношение *Ж : Т* в сливе классификатора находится в пределах 1,5 : 1 до 2 : 1.

При измельчении в мельницах растворяется около 50% золота, содержащегося в руде. Золото, аккумулированное под плитами футеровки мельниц, извлекается один раз в 3 месяца.

Концентрат, получаемый в цикле измельчения, и материал, аккумулированный футеровкой мельниц, обрабатываются в течение двух часов амальгамацией в бочке. В бочку загружают 200 *кг* концентрата и 1—3 *кг* ртути (в зависимости от содержания золота).

Слив классификаторов подается насосом Вильфлея в пульпораспределитель, из которого пульпа самотеком поступает на шлюзы (367 × 108 мм), имеющие уклон 14%.



Фиг. 190. Качественная схема Кочкарского золотоизвлекательного завода им. Артёма

Разжижение пульпы на шлюзах, составляющее 3—4 : 1, достигается дополнительной подачей раствора. Раньше шлюзы являлись амальгамационными. В настоящее время они покрыты ворсистым покровом.

Пульпа со шлюзов для разделения на пески и ила поступает

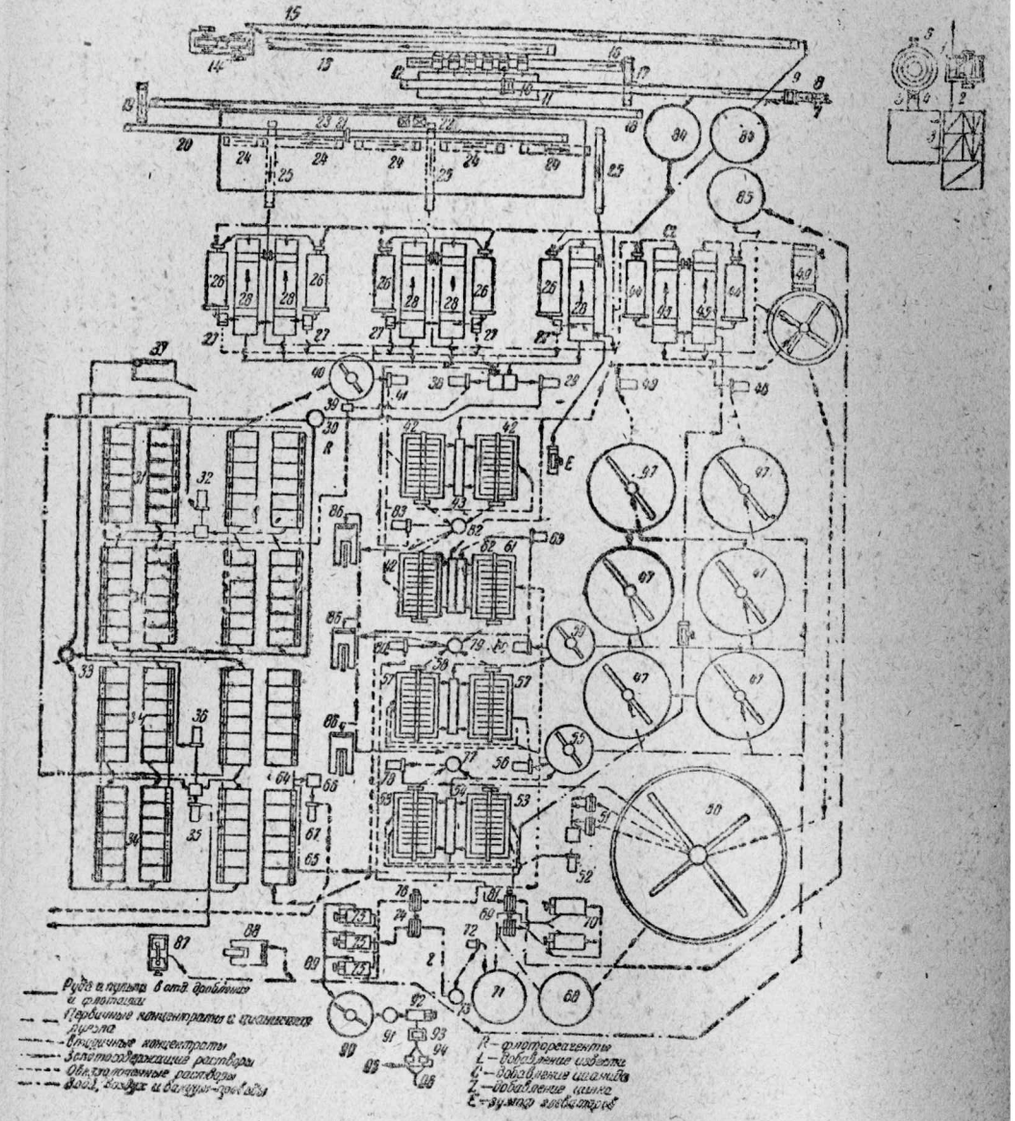
Фиг. 191. Схема цепи аппаратов золотоизвлекательного завода Мак Интайр

Дробильное отделение. 1 — подземная щековая дробилка Трейлора (36 × 48″); 2 — шахта; 3 — приемный бункер на 750 т; 4 — пластинчатый транспортер; 5 — магнит; 6 — конусная дробилка Саймонса; 7 — транспортер; 8 — магнит; 9 — автоматические весы Моррика; 10 — автоматический опрокидыватель; 11 — бункер (190 т); 12 — шесть грохотов Гэммера (6 × 4″); 13 — транспортер; 14 — дробильные валки Трейлора типа Аджо (78 × × 18″); 15—20 — транспортеры; 21 — автоматический опрокидыватель; 22 — пылесобиратель Слейя.

Флотационное отделение. 23 — бункер для руды на 120 т; 24 — пять транспортеров в 750 мм; 25 — конвейеры № 1,9А, 9Б и 9С; 26 — пять шаровых мельниц Аллис-Чалмерс (5 × 16″); 27 — пять одноячейковых флотационных машин с гидравлическими ловушками; 28 — пять классификаторов Дорра; 29 и 38 — насос Морриса (6″); 30 — насос Морриса (2″); 31 — 8 флотационных машин Фаренволда (Денвер № 24) для первичной флотации; 36 — 6 вторичных флотационных машин; 37 — стол Вильфлея; 39 — автоматический пробоотбиратель; 40 — насос Вильфлея (4″); 41 и 42 — четыре дисковые фильтра (Американ) для фильтрации концентрата.

Цианистое отделение. 43 — три распределителя пульпы; 44 — шаровые мельницы Аллис-Чалмерс; 45 — два реечных классификатора Дорра (30 × 6″); 46 — насос Морриса (6″); 47 — шесть агитаторов (20 × 24′); 48 — насос Морриса (6″); 49 — чашевый классификатор Дорра (30 × 6 × 20); 50 — сгуститель Дорра (50 × 14′); 51 — два диафрагмовых насоса Доррко; 52 — насос Вильфлея (4″); 53 — два первичных дисковых фильтра; 54 — два распределителя пульпы; 55 — чан; 56 — насос Вильфлея (4″); 57 — два вторичных дисковых фильтра; 58 — два распределителя пульпы; 59 — чан; 60 — насос Вильфлея (4″); 61 — один третичный дисковый фильтр; 62 — распределитель пульпы; 63 — насос Вильфлея (6″); 64 — две флотационные машины цианистого отделения; 65 — доизмельчение концентрата; 66 — хвостовой пробоотбиратель; 67 — насос Морриса (6″); 68 — буферный чан для неосветленного раствора (15 × 20′); 69 — тройной насос Альдрича (7 × 9″); 70 — два фильтрпресса Мерилла для осветления растворов (42″); 71 — чан для хранения осветленных растворов; 72 и 83 — центробежные насосы Ротурбо (4″); 73 — вакуум-ресивер Кроу; 74 — тройной насос Альдрича (7 × 9″); 75 — три осадительные фильтр-пресса Мерилла (52″); 76 — тройной насос Альдрича (7 × 9″) для бедного раствора; 77 — чан для первичного фильтра; 78 и 80 — центробежные насосы Ротурбо (6″); 79 — чан для вторичного и третичного фильтров; 8 — тройной насос Альдрича (1 × 9″); 82 — чан для фильтрата; 84 — чаны для хранения чистой воды (16 × 24″); 85 — чан для хранения цианистого раствора (16 × 24); 86 — три сухих вакуум-насоса (23 × 12″); 87 — компрессор Аллей Мак-Леллан на 6 м³; 88 — компрессор Сулливана на 30 м³; 89 — осадок в обработку.

Отделение для обработки осадка. 90 — чан для обработки кислотой; 91 — монтежю; 92 — фильтр-пресс Перрина (30″); 93 — лоток для флюсов; 94 — две плавильные печи Роквелла; 95 — рафинированный слиток; 96 — шлак в плавку



И. Н. Плаксин

в реечные классификаторы Дорра. Слив классификаторов с отношением $Ж : Т = 9 : 1$ поступает в сгуститель Дорра, а пески при разжижении 1,5 : 1 самотеком по трубам поступают на столы Вильфлея № 6.

Выход концентрата со столов составляет 1,5—2% с извлечением до 10% золота в концентрат.

Хвосты со столов Вильфлея поступают в зумпф, из которого центробежным насосом подаются посредством гидравлической загрузки в перколяционные чаны, заполненные предварительно оборотным цианистым раствором.

Из перколяционных чанов золотосодержащий раствор по желобам поступает в чан-сборник.

Вместо распределителя Бэттерса и Мейна загрузка перколяционных чанов производится через четыре радиально расположенных жолоба с отверстиями.

Концентрация крепких цианистых растворов по цианиду равна 0,1% NaCN и 0,03% CaO, слабых — 0,04% NaCN и 0,02% CaO.

Выгрузка из перколяционных чанов в значительной степени механизирована путем применения скреперной уборки песков и терриконика. Для осуществления ее под двумя рядами чанов перколяционного сектора проведены четыре параллельные траншеи, выложенные досками. После открывания люков песок из чанов выгружается в эти траншеи и затем двумя скреперами подается в четыре бункера с секторными затворами. После заполнения воронки производится выгрузка песка из нее в скиповую вагонетку.

В иловое отделение поступает слив реечного классификатора с отношением $Ж : Т = 9 : 1$, который подвергается сгущению до отношения $Ж : Т = 1,2 : 1$. В сгустители добавляется известковое молоко. При этом суточная производительность сгустителей составляет 1—1,4 *т/м*^{2}.

Слив сгустителей частично направляется в цикл измельчения и частично для осаждения. Сгущенная пульпа самотеком поступает в чан коллектор-мутилку, где подкрепляется цианидом и известью до содержания в растворе 0,06—0,08% NaCN и 0,02—0,04% CaO.

Из чана пульпособирателя пульпа закачивается в агитаторы Пачука. Агитация производится по периодической системе в течение 6 час. Сжатый воздух для агитации подается компрессором в количестве 9 *м*^{3}*/мин*, при давлении в ресивере, равном 1,8 *кг/см*^{2}.

Пульпа после агитации поступает в чан коллектор-мутилку. Из этого чана пульпа периодически закачивается на фильтрацию в рамный вакуум-фильтр Бэттерса или в барабанный вакуум-фильтр Оливера.

Производительность одной рамы вакуум-фильтра около 1,5 *т/сутки*, а удельная суточная производительность достигает до 0,7 *т/м*^{2}. Разрежение при фильтрации, равное 400—500 *мм*, создается мокровоздушным насосом.

Значительным затруднением в работе фильтров Оливера является забивание слюдистой породой «табашкой».

Кэки с фильтров распульповываются в чане коллекторе-мутилке и затем выгружаются в отвал.

Осаждение из части цианистых растворов производится цинковой пылью с предварительным обескислороживанием. Осаждение золота из другой части растворов производится цинковой стружкой в экстракторах. Раствор первоначально проходит через осветлительные чаны (железные и деревянные).

Цианистые осадки обрабатываются 15%-ной серной кислотой, промываются, фильтруются, высушиваются, запаковываются в железные ящики и отправляются для централизованной переработки.

§ 116. Золотоизвлекательные предприятия Рэнда [6, 4, 126]

Золотоизвлекательные предприятия Рэнда отличаются наибольшим масштабом применения цианистого процесса к обработке золотых руд.

Золотоносные конгломераты Южной Африки являются сравнительно простой для обработки рудой.

Значительный масштаб производства и наличие большого числа предприятий, сконцентрированных на небольшой территории, способствовали установлению общей методики обработки руд, развивающейся с момента возникновения южноафриканской золоторудной промышленности на протяжении более 50 лет.

Современные по своему техническому уровню схемы обработки руды могут быть подразделены на следующие три группы.

1) Полный агитационный процесс цианирования с предварительным выделением более крупного золота и золотосодержащих сульфидов на ворсистых шлюзах и в отсадочных машинах (концентрат направляется для обработки амальгамацией в бочках).

2) Раздельный процесс цианирования песков и илов, перед которым еще чаще, чем в предыдущем случае, производят выделение крупного золота и сульфидов на ворсистых шлюзах и в отсадочных машинах.

3) Выделение концентратов флотацией с последующим цианированием продуктов флотации.

Типичная схема золотоизвлекательных предприятий Рэнда, на которых применяется наиболее распространенный полный агитационный процесс, заключается в следующем. Руда, поступающая в обработку, подвергается обмывке в барабанном грохоте и последующей сортировке на ленте. После двухстадиального дробления (в щековых и гирационных дробилках[1]) руда поступает в двухстадиальное измельчение с концентрацией на ворсистых шлюзах в замкнутом цикле каждой стадии измельчения. Концентрат после перечистки на концентрационном столе подвергается амальгамации в бочке, и амальгама отмывается от хвостов в промывочной чаше. Хвосты после амальгамации концентрата так же, как и хвосты концентрационных столов, направляются в цикл вторичного измельчения.

Обе стадии измельчения руды ведутся в замкнутых циклах: в первом — с реечным и во втором — с чашевым классификаторами.

Пульпа, представляющая слив классификаторов вторичного цикла, подвергается сгущению и поступает в агитацию по непрерывной системе при соответствующей концентрации цианида в растворе. После выщелачивания пульпа фильтруется в барабанных фильтрах непрерывного действия. Фильтрат после осветления в песковых осветлительных чанах поступает в аппараты для осаждения цинковой пылью с предварительным обескислороживанием раствора.

Основным видом концентрации на предприятиях Рэнда является концентрация на ворсистых шлюзах, которая дает извлечение золота 25—60%.

[1] На ряде предприятий применяется подземное дробление руды. В этом случае первая стадия (крупное дробление) осуществляется в подземных дробильных отделениях, а вторая (среднее дробление) и третья стадии — на фабрике.

Ввиду необходимости выделить не только более крупную фракцию свободного золота, но также и золотосодержащий пирит[1] на предприятиях Рэнда с 1933 г. начали вводиться отсадочные машины Гарди Смита с большой камерой и коническим днищем. Пульпа проходит через эти машины после выхода из мельниц. Получаемый пиритный концентрат проходит через шлюзы с ворсистым покровом для извлечения из него свободного золота. Концентрат, получаемый с отсадочных машин, составляет 2% от веса руды. Он доизмельчается в шаровых мельницах до — 325 меш и, затем цианируется отдельно от основной части руды. Хвосты цианирования концентрата идут на сернокислотные заводы. Перечистка концентрата производится в отсадочных машинах или на концентрационных столах (Джемса). Выход концентрата после перечистки составляет около 0,05% от веса руды.

Все предприятия, возникшие на Рэнде после 1924 г., применяют исключительно агитационный процесс, как более дешевый, простой и требующий меньших капитальных затрат. При расширении старых предприятий увеличивают только иловой сектор, доводя отношение между количеством песков, обрабатываемых перколяцией, и остальным материалом, обрабатываемым агитацией, до 1 : 4 и даже до 1 : 9. В прежнее время это соотношение составляло 6 : 4.

Количество растворов, употребляющихся при перколяции, по отношению к весу песка составляет 100—200%. Длительность цикла перколяции — от трех до семи дней. Наибольшая концентрация раствора по цианиду достигает 0,06% KCN при защитной щелочи, равной 0,005% CaO. Заливка растворов производится периодически с промежуточным дренированием. Промывка водой применяется редко. На ряде предприятий перед заливкой в чаны производится предварительное накислороживание цианистых растворов под давлением воздуха. Кроме того, интенсификация процесса перколяции на некоторых предприятиях достигается продувкой воздуха через песок, залитый раствором, и применением вакуума для более полного дренирования нагрузки перколяционного чана.

Для агитации применяются агитаторы Пачука (Брауна) и агитаторы Дорра, работающие по непрерывной или периодической системе. В зависимости от содержания золота и свойств самой пульпы концентрация растворов находится в пределах 0,01—0,025% по KCN. Продолжительность агитации весьма различна (6—30 час). Значительное внимание уделяется подаче воздуха в агитаторы и предварительной аэрации растворов.

Агитация производится при отношении $Ж : Т$ в пульпе, равном 1,2 : 1. Вместимость агитаторов Пачука по твердому составляет 100, 250 и 500 *т*.

Для фильтрации на новых предприятиях устанавливаются барабанные вакуум-фильтры Оливера, но наибольшее распространение (на старых фабриках) имеют рамные вакуум-фильтры Бэттерса. В исключительных случаях для отделения раствора применяется декантация. Повторная фильтрация не нашла себе применения по экономическим соображениям.

Производительность фильтров на кремнистом материале весьма высокая: на фильтрах Оливера 6,5 *т/м²* и на фильтрах Бэттерса 4,5 *т* на раму в сутки. При этом достигается прекрасная отмывка

[1] Конгломераты Рэнда содержат около 1,7% пирита.

растворенного золота. Расход цианида составляет 0,6—0,2 *кг/т*. Более высокий расход наблюдается на фабриках, производящих измельчение в цианистом растворе и имеющих большую поверхность соприкосновения растворов с воздухом.

На новых предприятиях повсеместно применяется осаждение цинковой пылью с предварительным обескислороживанием растворов. Старые предприятия довольно упорно удерживают осаждение цинковой стружкой, улучшая этот процесс предварительным обескислороживанием растворов, поступающих на осаждение.

Переработка цианистых осадков заключается в обработке кислотой, прокаливании и плавке с флюсами в больших (№ 100) графитовых тиглях с шамотовыми вкладышами. Тигли в количестве 25—32 устанавливаются на поду отражательной печи.

В других случаях осадки плавят со свинцом и полученный веркблей купелируют. Стоимость обоих методов плавки приблизительно одинакова, но при свинцовой плавке нужно производить дополнительную переработку подины купеляционной печи для извлечения поглощенных ею благородных металлов.

Общий процент извлечения по данным ряда предприятий составляется 95,6—97,1% при раздельном процессе и 96,4—96,7% при совместной агитации песков с илами.

Расход энергии на обработку руды составляет: при полном агитационном процессе — 25,2 *квч* и при раздельном — от 20 до 23 *квч*.

ГЛАВА ПЯТНАДЦАТАЯ

СХЕМЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА НА ПРЕДПРИЯТИЯХ, ПРИМЕНЯЮЩИХ ФЛОТАЦИЮ К ОБРАБОТКЕ ЗОЛОТЫХ РУД [131]

§ 117. Влияние минералогического состава руды на выбор схемы обработки с применением флотации

Выбор схемы обработки руды (или песков) определяется прежде всего возможностью наиболее полного извлечения ценных компонентов тем или иным процессом. Это зависит от формы нахождения ценного компонента, ассоциации последнего с другими минералами, рудной массы и физического строения руды (проницаемость для раствора при выщелачивании, удельный вес и т. д.).

Трудно извлекаемое золото обычно находится в плотных зернах пирита или арсенопирита, которые в отношении измельчения представляют наиболее упорную часть руды.

Наиболее трудно извлекать золото из необнаженных частиц, меньших нижнего предела применения цианирования (2 μ). Обнажение этого золота может оказаться совершенно невыгодным.

Иногда для гидрометаллургических процессов может оказаться выгодным предварительный обжиг руды, который часто является эффективным и экономически приемлемым способом обнажения золота. Отрицательными сторонами этого процесса являются пылеобразование, потери вследствие летучести и невозможность в некоторых случаях получения пористого огарка, являющегося целью обжига (при образовании из сульфидных минералов плотных гематита и магнетита). В тех случаях, когда и обжиг не дает удовлетворительных результатов, прибегают к извлечению золота путем плавки на медных или свинцовых заводах, или специальной обработкой на месте.

Необходимость *введения флотации в схему обработки руды* определяется в отдельных случаях специальными исследованиями. Но для облегчения выбора метода обработки можно установить общую классификацию типов руд (в зависимости от характера рудного месторождения и минералогического состава руды).

К первой группе по данной классификации следует отнести чисто кварцевые руды и руды окисленных зон (например, золотосодержащие железные шляпы). Эти руды могут оказаться мало подходящими для флотации, так как они далеко не всегда содержат минералы, являющиеся стабилизаторами пены. Заменителями сульфидов при флотации могут являться и другие минералы, переходящие в пену и создающие ее устойчивость. К их числу относятся охристые ила, образующиеся из окислов железа, содержащихся в рудах железных шляп, при достаточной дисперсности они дают устойчивую и легко удаляемую пену. Примером такой руды может являться окисленная руда тела «С» Майкайнского месторождения (Казахская ССР). Другим случаем флотации золота при обработке несульфидной руды

является использование серицита или другого нерудного минерала, стабилизирующего пену. Примером использования серицита в лабораторных опытах флотации золота может служить руда месторождения Подлунный Голец (Хакасская автономная область).

Удовлетворительные результаты извлечения в некоторых случаях могут быть получены предварительным смешением кварцевой руды с сульфидной; при этом введение 1,5—2% сульфидов (от веса руды) может обеспечить удовлетворительные условия флотации золота [90]. Впрочем надо заметить, что из этих руд, требующих добавления сульфидов, цианированием извлекается больше золота, чем флотацией [138].

Для некоторых руд, содержащих малое количество сульфидов (при выходе концентрата 0,3—1%), улучшение качества пены при флотации золота достигается введением древесных опилок. Так на фабрике Аризона Комсток в пульпу добавляют сосновые опилки из расчета 1 мешок на 1 *т* руды, что повышает извлечение на 3,5%.

По данным Кидда, флотация золота при обработке несульфидной руды достигается введением реагентов, стабилизирующих пену. То же подтверждается результатами работ по флотации россыпного золота.

Хорошие результаты получаются при флотации кварцевых, кварцево-полевошпатовых и окисленных руд в смеси с сульфидными, если эти руды имеют хотя и невысокое содержание золота, но находятся в таком состоянии, что для обнажения его не требуется тонкого измельчения.

Ввиду того, что руды первой группы легко поддаются амальгамации и цианированию (особенно для предприятий небольшого и среднего масштаба), флотация их может оказаться излишней.

Руды первой группы подразделяются на две подгруппы: 1) руды с крупным золотом и 2) руды с весьма мелким золотом, не содержащие крупных включений. Перед цианированием или перед флотацией руд первой подгруппы необходимо производить выделение крупного золота посредством амальгамации или гравитационных методов (шлюзы с мягкими покровами, гидравлические ловушки, отсадочные машины и др.).

Иногда руды с весьма различным характером ассоциации золота можно встретить в жилах одного и того же месторождения. Весьма отличаются по форме нахождения золота кварцево-пиритовые руды Дарасунского месторождения от руд того же месторождения, содержащих значительное количество арсенопирита.

Ко второй группе следует отнести руды, содержащие большее или меньшее количество сульфидов. Золото в этих рудах или преимущественно связано с сульфидами или распределено между сульфидами и остальной частью рудной массы. Руды второй группы значительно чаще пригодны для обогащения флотацией. Для выбора схемы обработки большое значение имеет характер распределения золота между сульфидами и остальной частью руды. В некоторых случаях количество золота, ассоциированное с сульфидами, не превышает количества, ассоциированного с кварцем. Примером такой руды может служить руда Кулунджунского месторождения. Из нее получается весьма богатый концентрат, но значительная часть золота в нем является свободным и удаляется амальгамацией, после которой остаются сульфидные хвосты с таким же содержанием, как и в кварцевой части руды.

К третьей группе следует отнести руды, которые содержат минералы, вызывающие высокий расход цианида (по преимуществу, мед-

ные минералы). Присутствие медных минералов в большинстве случаев делает нерентабельным процесс цианирования. Кроме того, ассоциация золота с медными минералами или условия совместной флотируемости способствуют получению коллективного золотомедного концентрата, направляемого в большинстве случаев в медную плавку.

В некоторых случаях хвосты после флотации подвергаются цианированию. Примером такой схемы обработки является фабрика Флин-Флон (Канада), хвосты которой после флотации медно-цинковой золотосодержащей руды поступают на цианистый завод для извлечения золота.

К четвертой группе относят руды, содержащие мышьяковые, сурьмянистые и теллуристые минералы. Упорную часть этих руд, вызывающую затруднения при обработке, можно выделить флотацией и затем обработать цианированием в особых условиях.

К пятой группе относятся углистые (графитистые) руды, цианирование которых затрудняется преждевременным осаждением золота на углистой части. При обработке их может быть использована высокая естественная флотируемость графитистых включений, которые можно отделить от остальной части руды или извлечь вместе с золотом в золотографитистый концентрат.

§ 118. Классификация схем и показатели работы золотоизвлекательных фабрик, применяющих флотацию

Флотация в настоящее время применяется в области металлургии золота довольно широко [130]. В отличие от металлургии других цветных металлов в области извлечения золота флотация в большинстве случаев тесно связана с гидрометаллургическими процессами и осуществляется совместно с ними на одном золотоизвлекательном заводе.

Схема обработки с применением флотации к извлечению золота можно классифицировать следующим образом.

I. Флотация и последующее цианирование концентрата с предварительным выделением крупного золота посредством гравитационного обогащения или амальгамации применяются к рудам, содержащим золото и серебро частью в самородном состоянии, частью ассоциированными с сульфидами (пирит, арсенопирит, галенит и др.) или теллуридами. Флотационный концентрат перед цианированием, как правило, тонко измельчается, а в некоторых случаях (при наличии трудно извлекаемого золота) обжигается и затем тонко измельчается перед цианированием.

Эта схема имеет следующие преимущества перед непосредственным цианированием руды: 1) в некоторых случаях более низкая стоимость измельчения всей руды, так как флотация может требовать (в случае золота, ассоциированного с сульфидами) не такого тонкого измельчения, как для непосредственного цианирования агитацией; 2) относительно меньшая площадь всей фабрики и меньшие (иногда на 50—60%) капитальные вложения; 3) возможность применения более совершенных методов обработки к флотационному концентрату (составляющему 7—20% от веса руды), чем ко всей руде.

II. Флотация с последующим цианированием хвостов применяется к рудам, которые содержат вещества, вызывающие затруднения при цианировании (такие, как, например, стибнит, медные минералы и др.). В этих случаях флотацией можно удалить

минералы, вредящие последующему процессу цианирования (например, углистые включения).

Схемы, соответствующие этому случаю, подразделяются на две подгруппы: 1) флотация играет чисто подсобную роль, выделяя минералы, вредные для цианирования; основная часть золота и серебра извлекается последующим цианированием; 2) основная часть ценных компонентов руды переходит во флотационный концентрат, а цианированием флотационных хвостов доизвлекают сравнительно небольшое количество золота и серебра.

III. Флотация хвостов после цианирования применяется для извлечения золота из компонентов, не поддающихся успешной обработке в общем цикле цианирования.

Особенно целесообразно применять такую схему в случае присутствия в руде золотосодержащих компонентов, поддающихся успешной флотации вследствие активации в цианистом растворе (теллуриды).

IV. В случае высокого (60—70%) извлечения золота амальгамацией таковая может быть применена с последующей флотацией. В этом случае флотация хвостов после амальгамации дает возможность извлечь еще 10—30%. Применение флотации возможно в некоторых случаях и для обработки хвостов, накопившихся в разрезах амальгамационных фабрик.

V. Флотация с обработкой концентрата на других предприятиях (заводах) применяется главным образом в тех случаях, когда благородные металлы встречаются в качестве спутников в рудах цветных металлов. Этот вид обработки руды обычно приводит к резкой диференциации обогатительной фабрики и металлургического предприятия. Нередко получаемый концентрат отсылается на металлургический завод, находящийся на значительном расстоянии. Иногда рядом с фабрикой строится специальный пирометаллургический завод, ведущий плавку руд (обычно свинцовых) и оборотных продуктов с целью сконцентрировать благородные металлы в выплавляемом коллекторе (например, в свинце) и выделить последние при рафинировании веркблея. Такого рода свинцовый завод одно время (1936—1939 гг.) заменил в Вилуна (Австралия) цианистый завод для выщелачивания золота после обжига сульфотеллуристых концентратов. Получаемый веркблей подвергается затем паркесированию.

Экономическая эффективность введения флотации в схему золотоизвлекательной фабрики определяется прежде всего правильным решением задачи повышения процента извлечения.

В случае, если вся руда поддается непосредственно эффективной гидрометаллургической обработке, целесообразность применения флотации требует тщательного экономического обоснования. Непосредственное выщелачивание металла из руды нередко дает более высокое извлечение, чем двухстадиальная обработка (т. е. получение концентрата с последующим цианированием).

Сводка средних значений техно-экономических показателей для золотоизвлекательных фабрик Советского Союза, включающих флотацию в схему обработки, приведена в табл. 75. На основании этой таблицы можно видеть значительное сокращение стоимости обработки на флотационно-цианистых заводах, имеющих суточную производительность свыше 500 *т*. Общие капитальные затраты также значительно снижаются, а производительность труда возрастает. Для

небольших предприятий флотация оказывается экономически эффективной в случае дополнения амальгамации в бегунных чашах или в случае флотации с отправкой концентрата (при благоприятных путях сообщения) на пирометаллургический завод. Абсолютное и удельное значение стоимости отдельных операций обработки руды с применением флотации показывает, что наибольшее удельное значение имеет стоимость измельчения (табл. 75).

§ 119. Флотация с последующим непосредственным цианированием концентрата

а) Золотоизвлекательный завод в Мак Интайр [134] (Порькьюпайн)

На заводе Мак Интайр удачно осуществлено сочетание флотации золота с цианированием концентрата. Завод построен для обработки 2100 *т/сутки* руды путем флотации с последующим цианированием 400 *т/сутки* концентрата.

Обрабатываемая руда состоит из кварца, порфира, базальтового сланца, дацита и содержит сульфидное оруденение (преимущественно в виде пирита). Золото в ней ассоциировано с кварцем и с сульфидами. Содержание пирита в руде колеблется в пределах 3—15% и в среднем составляет около 8%.

Руда, поступающая на завод (см. фиг. 191), подвергается трехстадиальному дроблению. Измельчение производится в пяти шаровых мельницах Аллис-Чальмерс удлиненного типа.

Флотация введена в цикл измельчения и, кроме того, осуществляется на сливе классификаторов.

Шаровые мельницы измельчают руду до —65 меш и имеют в замкнутом цикле с классификатором Дорра по одноячейковой флотационной машине Фаренволда. На горловине каждой мельницы укреплена цилиндрическая сетка (с отверстиями 4,7 *мм*), нижний продукт грохочения которой идет во флотационную машину, а верхний — непосредственно в классификатор. Отношение *Ж : Т* при флотации равно 1 : 1. Каждая одноячейковая машина имеет гидравлическую ловушку.

Очистка ловушек флотационных однокамерных машин производится один раз в сутки. Для этого они на 15 мин. выключаются из цикла и промываются водой, после чего из машины удаляется концентрат, содержащий значительное количество золота. В ловушках извлекается 15% золота, а в первичных машинах во флотационный концентрат переходит 60%.

Для флотации применяются следующие реагенты: коллектор Американской цианамидной компании — 90 *г/т* (вводится в мельницу); аэрофлот № 25 в количестве 40 *г/т*, добавляемый непосредственно во флотационные машины. Слив классификаторов поступает в восемь первичных флотационных машин Фаренволда (типа Денвер № 24) и затем в шесть вторичных машин того же типа. Хвосты флотации для контроля пропускаются через индикаторный стол Вильфлея и подвергаются автоматическому пробоотбиранию. Концентрат поступает для фильтрации на два дисковых вакуум-фильтра (Американ). Степень сокращения при флотации составляет 1 : 5.

Концентрат с дисковых фильтров поступает в отделение цианирования, где подвергается тонкому доизмельчению, достигающему в результате — 325 меш, которое производится в цианистом растворе в двух шаровых мельницах Аллис-Чальмерс удлиненного типа, рабо-

Таблица 75

Основные технико-экономические показатели золотоизвлекательных фабрик и заводов с применением процесса флотации

(ориентировочные средние цифры для предприятий СССР)

Схема процесса	Извлечение металла в %	Производительность, *т*/сутки	Основные показатели на 1 *т* суточной производительности							Примечание
			Кубатура здания, *м*³	Заводская стоимость, тыс. руб.	Стоимость здания и сооружений, тыс. руб.	Прочие затраты, тыс. руб.	Общие капитальные затраты, тыс. руб.	Расход энергии, *квт*/*т*	Стоимость обработки в условных единицах [1]	
Флотация с вывозом концентратов на пирометаллургические заводы	91—93 (в концентрат)	50	60	3,5	3,5	1,1	8,1	36	150	[1] За 100 единиц принята стоимость обработки на комбинированном флотационно-цианистом заводе с суточной производительностью 1000 *т* (при выходе концентрата 20%).
		100	50	3,0	2,5	0,9	6,4	32	130	
		250	40	2,7	2,0	0,7	5,4	29	110	
		500	35	2,4	1,6	0,6	4,6	27	90	
		1000	30	2,2	1,3	0,5	4,0	25	80	
Флотация с обработкой концентратов (амальгамация, цианирование, выход концентрата до 20%)	88—92	50	100	5,0	5,0	1,5	11,5	50	200	
		100	80	4,0	4,0	1,2	9,2	40	150	
		250	60	3,4	3,0	1,0	7,4	35	125	
		500	50	2,8	2,5	0,8	6,1	30	115	
		1000	40	2,6	2,0	0,7	5,2	28	100	
Флотационная установка (для хвостов бегунных фабрик)	80—90	50	40	2,0	2,0	0,6	4,6	12	70	
		100	30	1,7	1,5	0,5	3,7	10	50	
		250	25	1,5	1,2	0,4	3,1	8	35	

тающих в замкнутом цикле с реечными классификаторами Дорра. Слив (до 85% —350 меш) направляется в шесть агитаторов Дорра. После агитации концентрат поступает для вторичной контрольной классификации в чашевый классификатор Дорра, слив которого содержит 100% —325 меш. Продукт классификатора +325 меш поступает для доизмельчения в две мельницы и проходит после этого опять цианирование в агитаторах. Слив чашевого классификатора для предварительного обезвоживания направляется в двухъярусный сгуститель оригинальной конструкции с эксцентрическим вводом пульпы, применяемый ввиду образования пены. Частично обезвоженная пульпа подвергается трехстадиальной повторной фильтрации на дисковых фильтрах с промежуточной репульпацией. Хвосты последней фильтрации репульпируются. Перед выгрузкой от них отбираются пробы. В случае присутствия в рудах графита хвосты пропускают через две флотационные машины цианистого отделения. Это дает возможность выделить графитистый концентрат с адсорбированным на графите золотом.

Слив сгустителя и фильтраты дисковых фильтров поступают в чан неосветленного раствора, из которых перекачиваются для осветления в два фильтр-пресса Мерилла. После осветления золотосодержащий цианистый раствор поступает для осаждения цинковой пылью с предварительным обескислороживанием растворов. Фильтрация золотосодержащего осадка производится в трех фильтр-прессах. Осадок с фильтр-прессов поступает в чан для обработки раствором серной кислоты. Обработанный осадок шихтуется и плавится в печах Роквелла.

б) Берикульский золотоизвлекательный завод

Берикульский золотоизвлекательный завод работает по комбинированной схеме флотации и цианирования.

Качественная схема обработки руды показана на фиг. 192.

Обрабатываемая руда содержит пирит, арсенопирит, галенит, сфалерит и в незначительном количестве пирротин и халькопирит.

Золото в руде содержится как крупное с зернами до 1—1,5 *мм*, так и весьма мелкое, ассоциированное с сульфидами класса —200 меш. Как крупное, так и мелкое золото связано с выделениями сульфидных минералов. Наиболее богатыми по золоту являются арсенопирит и пирит. Руда подвергается ручной сортировке.

Дробление руды производится в две стадии (в дробилках Блэка и Саймонса).

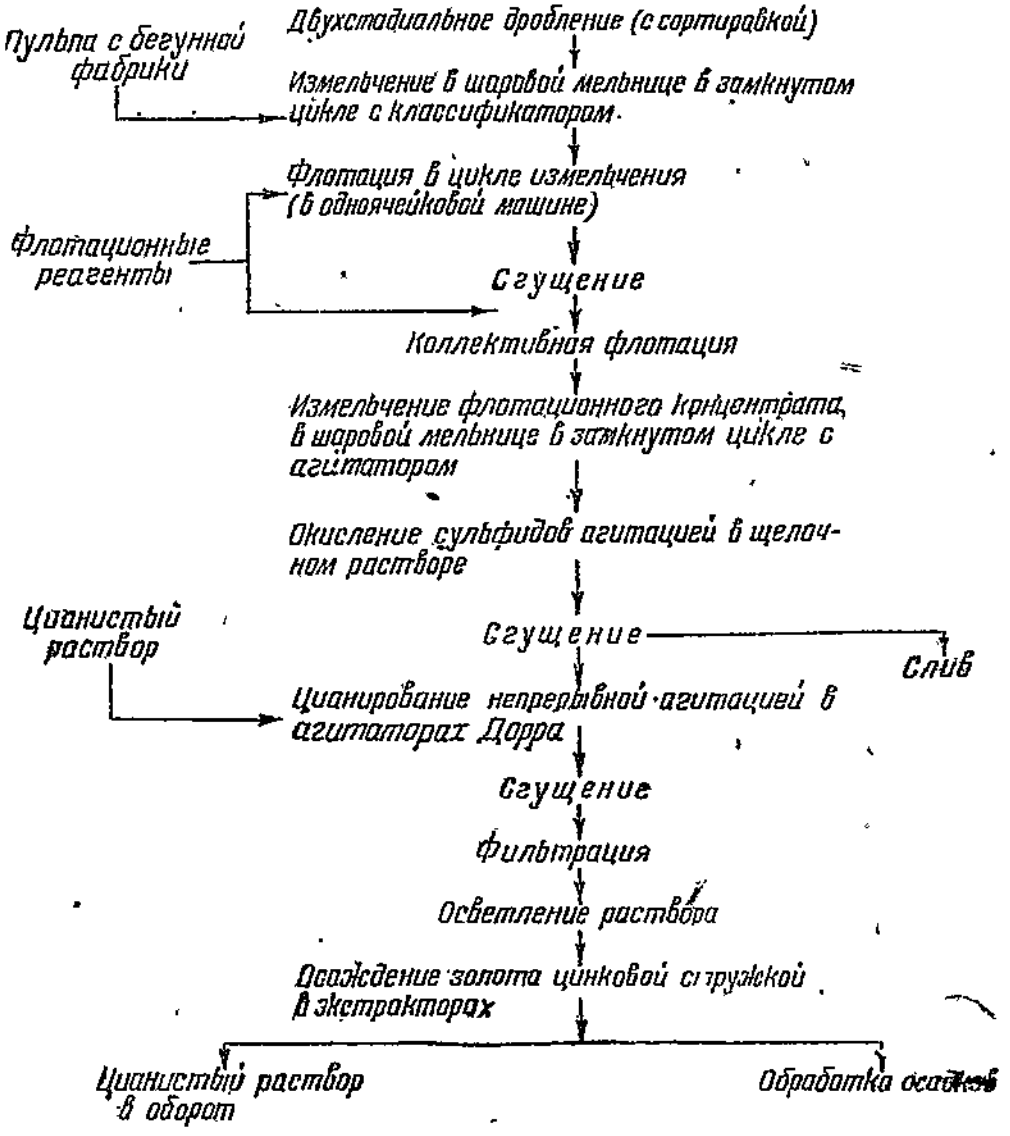
Из мельничного бункера руда подается двумя ленточными питателями на общий транспортер, который питает шаровую мельницу, работающую в замкнутом цикле с классификатором Дорра. В цикле измельчения установлена одноячейковая флотационная машина типа Фаренволда (с гидравлической ловушкой).

Слив с классификатора перекачивается в контактный чан (куда автоматически добавляются реагенты). Подготовленная к флотации пульпа поступает в машины Фаренволда № 21. Флотация ведется с перечисткой промпродукта. Пенный продукт первых трех отделений идет в дальнейшую обработку, а хвосты перечищаются в двух последних отделениях.

Пенный продукт перечистки идет на основную флотацию, а хвосты поступают на вторую перечистку. Пенный продукт второй перечистки поступает снова на первую перечистку, а хвосты — на третью, пос-

леднюю перечистку. Пенный продукт третьей перечистки поступает на перечистку в последние ячейки второй машины, а окончательные хвосты через дренажные трубы идут в отвал.

Выход концентрата составляет 12%. При флотации P_H находится в пределах 8,1—8,9. Флотация ведется при содержании в пульпе 80—



Фиг. 192. Качественная схема Беликульского золотоизвлекательного завода

82% класса —48 меш. В качестве реагентов применяются: сода в количестве 500 г/т, ксантат — 150 г/т, пихтовое масло — 40 г/т. Извлечение золота при флотации составляет 92—94%.

Концентрат направляется на доизмельчение[1] в мельницу Гардинжа, работающую в замкнутом цикле с классификатором Дорра при циркуляционной нагрузке 700%.

[1] До 97—99% класса — 200 меш.

Слив классификатора поступает в сгустители Дорра, а затем в агитаторы Дорра для аэрации в щелочной[1] среде и разбавления водой.

После аэрации пульпа поступает на отмывку реагентов и сгущение в сгустители Дорра и затем перекачивается в агитаторы Дорра для цианирования при 0,12% NaCN и $Ж:Т=2:1$.

Продолжительность цианирования составляет 60—72 часа.

Процианированная пульпа идет на сгущение. Сгущенный материал промывается и обезвоживается повторной фильтрацией на барабанных вакуум-фильтрах Оливера. Растворы осветляются в чане с вакуум-рамами, перекачиваются затем в верхний сборник и поступают на осаждение золота в экстракторы.

Обеззолоченные растворы стекают в зумпф, из которого насосом перекачиваются в верхний сборник и используются как оборотные. Золотые шламы обрабатываются раствором серной кислоты (обычным путем) и после отборки проб упаковываются и отправляются.

Извлечение золота цианированием — 88—89%.

Извлечение золота из руды комбинированным процессом составляет 85—86%.

§ 120. Применение флотации в качестве дополнения к другим процессам обработки руд

а) Флотация как дополнение концентрации на столах [135] (Фабрика Аляска-Джюно). Схема обработки руд на фабрике Аляска-Джюно основана на применении сортировки и концентрации на столах (фиг. 193). В конечной стадии гравитационные методы обработки руды завершаются перечисткой концентрата посредством флотации. Схема фабрики показывает, как флотация, не будучи основным методом, может удачно дополнить концентрацию на столах. Наряду с этим предприятие интересно, как обрабатывающее по довольно простой схеме наибольший тоннаж руды с весьма низким начальным содержанием золота.

Фабрика в настоящее время доведена до производительности, достигающей 14 000 *т/сутки*:

Очистными горными работами выдается белая кварцевая руда со значительным количеством темной пустой породы (габбро). Последняя тверда и вязка, вследствие чего трудно поддается дроблению, в то время как руда в значительной части переходит в мелочь.

Около 40—45% общего тоннажа составляет крупный материал, проходящий через первоначальную сортировку. Из его состава в отвал за сутки удаляется 4000—4200 *т*. Отсортированная руда подвергается дроблению в конусных дробилках.

Нижний продукт вибрационного грохота транспортером распределяется по мельничному бункеру емкостью 5000 *т*. Верхний продукт подвергается повторному грохочению с обмывкой и крупная фракция его поступает на сортировочные ленты. При вторичном рудоразборе в сутки отбирается еще около 1500 *т*.

Для данной фабрики характерно, что значительное количество пустой породы удаляется ручной сортировкой, увеличивающей производительность фабрики на 80—120%.

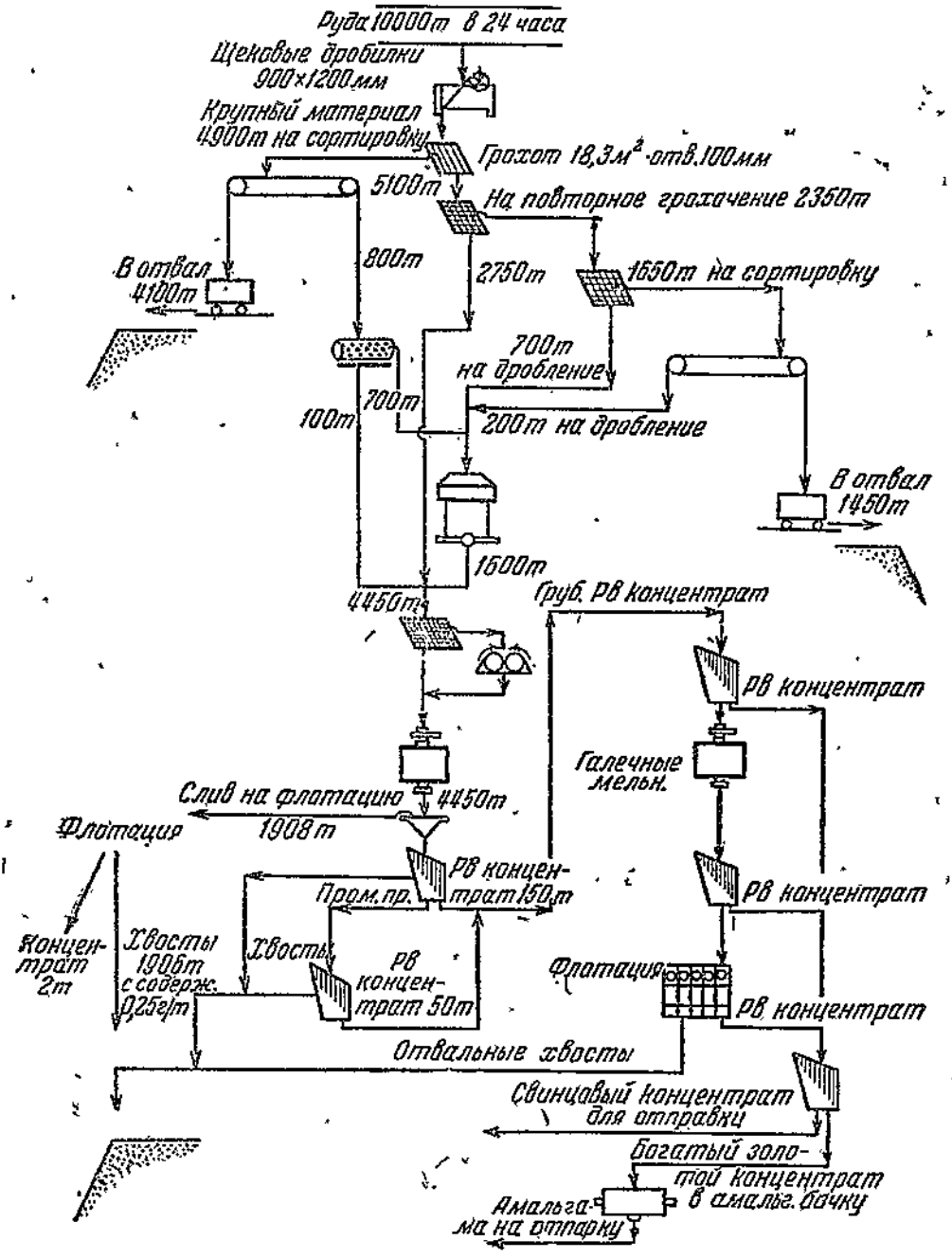
Отсортированная руда подвергается дроблению в дробилках Саймонса. Дальнейшее дробление производится повторно на валках типа Аджо и контролируется двумя электровибрационными ситами Геммера. Нижний продукт тонкого сита идет на концентрационные столы. Продукт вторых валков поступает на ординарные вибрационные сита Геммера (1,6 *мм*), нижний продукт которых идет на столы, а верхний — в бункеры мельниц.

Измельчение руды производится в шаровых мельницах. На горловинах мельниц надеты двойные цилиндрические сетки; внутренняя из них имеет отверстия 22 *мм*, а наружная 2,3 *мм*. Нижние продукты мельниц идут на концентрационные столы, а верхние возвращаются в мельницы. Циркуляционная нагрузка мельниц составляет 135—150%.

В трубные мельницы поступает нижний продукт вторичных валков и верхний продукт с барабанных сеток шаровых мельниц. Выгрузка трубных мельниц

[1] При 0,06—0,07% по CaO в течение 24 час.

производится также через цилиндрические сетки, нижний продукт которых поступает на столы, а верхний продукт возвращается обратно в мельницы.



Фиг. 193. Схема фабрики Аляска Джюно (в расчете на 10 000 т)

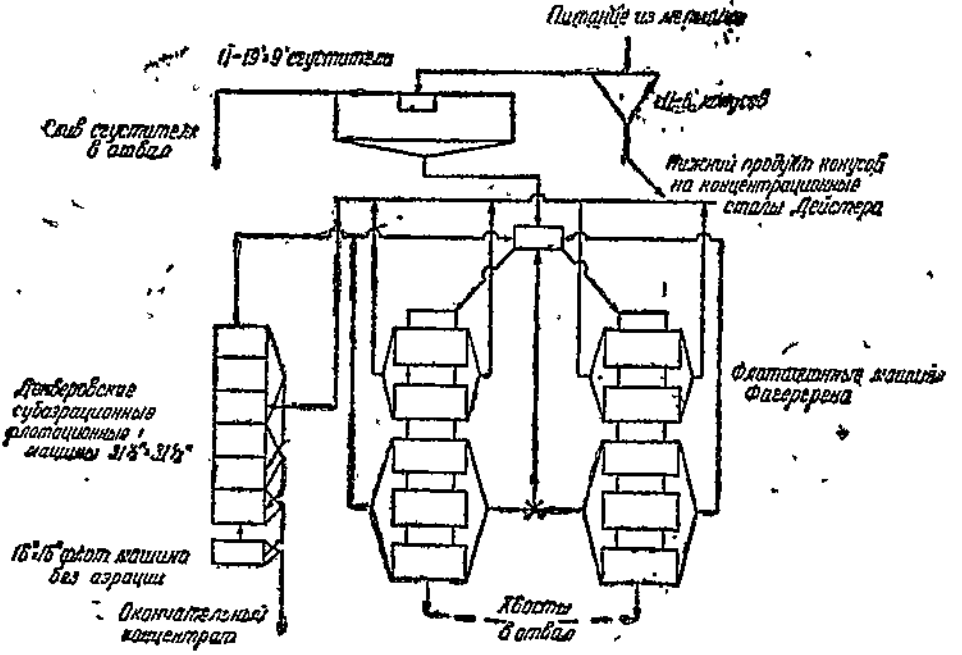
Нижние продукты всех контрольных сит измельчающих аппаратов поступают в одиннадцать конусов. Слив последних поступает в сгущение, а нижний продукт — на первые столы Дейстера. Сгущенный продукт поступает на специальную установку для флотации шламов, представляющую новое сочетание флота-

ции илов и мелкой фракции песка с гравитационными методами обогащения песков.

Со столов получают: первичный концентрат, промпродукт и хвосты. Первичный концентрат направляется в два цилиндрических сита, нижний продукт которых направляется на четыре очистные стола Дейстера, дающие концентраты: первый богатый и второй с более низким содержанием золота, отсылаемый на пирометаллургический завод. Промежуточный продукт подвергается перечистке.

Промежуточный продукт с восьми первичных столов Дейстера направляется на два стола Вильфлея № 6 (в каждой секции), на которых получают: концентрат, подвергаемый затем перечистке, промежуточный продукт, направляемый в сборный зумпф, и хвосты, идущие в отвал.

Слив после классификации поступает в отстаивание и затем направляется в два классификатора Дейстера с четырьмя конусами, нижний продукт которых подвергается концентрации на восьми очистных столах Дейстера. Концентрат с этих столов идет в перечистку, промпродукт и часть хвостов направляются об-



Фиг. 194. Схема флотации илов с мелкой песковой фракцией на фабрике Аляска Джюно

ратно в сборный зумпф. Остальная часть хвостов идет во флотацию пескового материала.

Флотацией обрабатывается в сутки 900—1000 *т* материала, который представляет слив после отстаивания и хвосты со столов, обрабатывающих доизмельченные промпродукты.

Перед поступлением во флотацию материал сгущается в двух сгустителях Дорра. Пульпа из сгустителей с отношением $Ж : Т = 3 : 1$ поступает во флотационную машину МС субаэрационного типа, имеющую две ячейки для первичной флотации и две для очистной. Степень концентрации равна 1 : 100. Получаемый флотационный концентрат отправляется на пирометаллургический завод. В качестве флотационных реагентов применяют 17 *г/т* калиевого амилового ксантата и 50 *г/т* крезиловой кислоты.

Содержание минералов — спутников золота в рудах, поступающих на фабрику, чрезвычайно низко, но в результате обработки весьма значительного количества руды извлекают в концентрат в среднем 7 *т* свинца в сутки.

Общая степень сокращения, достигаемая на фабрике (по концентрату), составляет 1 : 750.

Столы, с которых идут отвальные хвосты, не дают окончательного концентрата, а хвосты со столов, дающих готовый к отсылке концентрат, не являются отвальными.

Концентраты со столов Вильфлея поступают по жолобу в отстойный чан

с фильтрующим днищем, затем сушатся и упаковываются. Надо отметить, значительное содержание золота в концентрате объясняется весьма мелкими включениями частиц золота в зернах галенита.

Флотационный концентрат также отстаивается в чанке, просушивается и упаковывается.

Золотая головка последних столов, содержащая 3,3—5,0% золота, поступает в амальгамационную бочку.

На фабрике работает 160—165 человек, распределяющихся следующим образом по сменам и отделениям: две смены по 35 человек в отделении дробления и сортировки, три смены по 12 человек в отделении измельчения и концентрации, одна смена в 40 человек для ремонта и смены частей и одна смена в 16 человек по общему обслуживанию фабрики. Общий расход энергии по фабрике на 1 т сырой руды составляет 6,22 *квч*.

Установка для флотации шламов (фиг. 194) имеет суточную производительность 2000 т. На этой установке грубая флотация ведется в 10 машинах Фагергрена с последующей очистной флотацией в шестиячейковой субаэрационной машине Фаренволда (Денвер) и перечисткой концентрата в машине М. С. Содержание золота в поступающих шламах около 0,6 *г/т* и в хвостах флотации 0,25 *г/т*, из которых около 0,21 *г/т* относится к категории золота, связанного с сульфидами (пирит и халькопирит). Содержание в концентрате достигает от 520 до 600 *г/т*.

Весьма значительный успех в повышении качества концентрата достигнут применением растворимого крахмала в качестве депрессора углистых веществ.

В случае применения пресной воды употребляются: в качестве собирателя — амиловый ксантат и в качестве вспенивателя специальный реагент (для данной руды) в совокупности с сосновым маслом или крезиловой кислотой. Для морской воды расход ксантата увеличивается до 300% и употребляется в совокупности с реагентом Минерек В и Аэрофлотом № 242.

б) Флотация, как дополнение к цианированию. Флотация хвостов цианирования. Применение флотации в цианистом процессе может быть целесообразно при обработке теллуристых руд, так как цианистые соли активируют теллуристое золото.

Целый ряд крупнейших предприятий, применяющих к теллуристым золотосодержащим рудам флотацию совместно с цианированием, сконцентрирован в Кирклэнд Лэк и обрабатывает в сутки около 5000 т руды.

Весьма поучительной в части введения флотации как вспомогательного метода при цианировании является новая схема золотоизвлекательной фабрики предприятия Райт-Хэргривс (фиг. 195). Характерной особенностью ее является флотация хвостов цианирования [137].

Концентрат подвергается специальной обработке при весьма повышенной концентрации извести и цианида. Для этого он поступает в мельницу Хардинга, в которую загружается также известь, и затем в семь агитаторов Уоллеса, работающих по непрерывной системе.

Процианированный концентрат поступает в общий цикл цианирования руды, которое производится в трех агитаторах Дорра. Особенностью выщелачивания в агитаторах Дорра является смена раствора после непрерывной агитации в двух агитаторах посредством фильтрации на четырех фильтрах Оливера и репульпации кэков перед поступлением в третий (последний) агитатор. Затем пульпа фильтруется и хвосты со вторых фильтров направляются во флотационное отделение.

Структура себестоимости обработки руды на этой фабрике представлена в табл. 76.

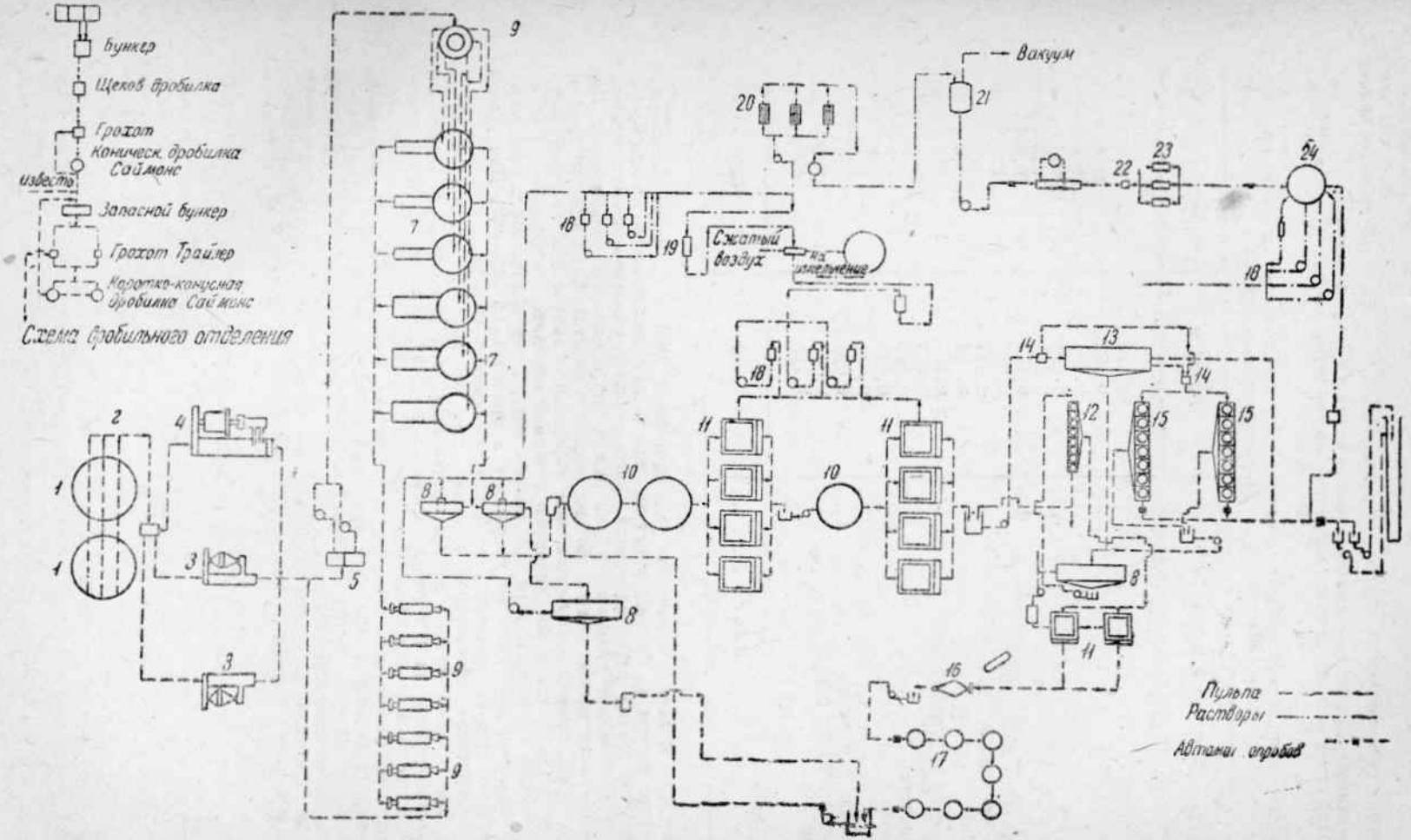
Флотация золота, осажденного на древесном угле из цианистого раствора. В 1927 г. Гросс и Скотт [106] в опубликованной ими работе предложили применять древесный уголь для непосредственного осаждения золота из пульпы цианистого процесса с последующим выделением золотосодержащего угля флотацией.

Это предложение было испытано Эдквистом на австралийском предприятии в Моунт Морган. Последний взял патент на этот процесс и дал в 1934 г. краткое его описание.

В Советском Союзе исследовательские работы в этом направлении начались с 1927 г. Проведен ряд исследовательских работ по изучению осаждения золота углем с последующей флотацией [107]. В 1936 г. на балейской золотоизвлекательной фабрике была построена укрупненная опытная установка, на которой получились положительные результаты [108].

В последнее время схемы нового процесса разработаны Чэпманом [136].

Упрощенная схема одностадиальной обработки применима к бедным рудам и старым хвостам (шлам). Недостатком ее является необходимость употреблять



Фиг. 195. Схема цепи аппаратов завода Райт Хергривс

1 — бункера (по 2 000 т руды), 2 — ленточный транспортер, 3 — шаровая мельница Гардинж 8' × 30" и классификатор Дорра 6' × 21", 4 — шаровая мельница и классификатор Дорра, 5 — насос Вильфлея 8", 6 — распределитель пульпы, 7 — чашевый классификатор Дорра, 8 — сгуститель Дорра, 9 — трубные мельницы, 10 — агитатор Дорра, 11 — фильтры Оливера, 12 — флотационные машины Денвер, 13 — распределитель пульпы, 15 — флотационная машина Фагергрен, 16 — мельница Гардинж, 17 — агитатор Денвер-Уоллес, 18 — насосы, 19 — аэратор растворов, 20 — осветлитель растворов (фильтр-пресс Мерилла), 21 — вакуум-ресивер Кроу, 22 — питатель цинковой пыли, 23 — фильтр-пресс Перрена, 24 — чан-зумпф обезволочных растворов

Таблица 76

Структура себестоимости обработки руды на фабрике Райт Хэргривс (Канада)

Производительность 900 *т/сутки* (в настоящее время фабрика обрабатывает 1200 *т/сутки*), содержание золота—20 *г/т*, извлечение золота 94%, крупность помола 95,6%—200 меш.

Схема: комбинированный процесс (цианирование по полному иловому процессу флотация хвостов, цианирование концентрата)

Операция	Долл/ *т*	Распределение, %
Дробление	0,140	9,5
I измельчение	0,169	11,4
II »	0,304	20,5
Сгущение	0,093	6,3
Агитация	0,048	3,3
Фильтрация	0,151	10,6
Осветление и осаждение	0,038	2,6
Обработка осадка	0,025	1,7
Флотация	0,132	9,0
Реагенты	0,122	8,3
Выгрузка хвостов	0,026	1,8
Опробование	0,041	2,8
Технадзор	0,032	2,2
Ремонт	0,002	0,10
Освещение и отопление	0,020	1,3
Исследовательские работы	0,009	0,6
Прочие	0,118	8,0
Всего	1,470	100,0

сравнительно большое количество угля при более низком проценте извлечения (вследствие потери во флотационных хвостах части угля с высоким содержанием в нем золота). Схема двухстадиальной флотации дает больший процент извлечения золота и может применяться для руд с более высоким содержанием. При этом снижаются расход угля и потери золота в хвостах флотации (которые во второй стадии значительно беднее, чем в первой). Разница в повышении извлечения во второй стадии по сравнению с первой находится в пределах от 3,3 до 16,9%. Расход древесного угля при низком содержании золота составляет 1 *кг/т*, при содержании до 15 *г/т* он возрастает в пределах 1,5—3,5 *кг/т*. Для успеха процесса не следует применять высокого разжижения пульпы.

Экономическое обоснование процесса дает возможность применять его в случае низкой концентрации цианида в растворе, так как потеря раствора рабочей концентрации на 1 *т* руды составляет 1—3 *м*³, в то время как в случае обычного процесса (с обезвоживанием хвостов) теряется только 0,3—0,5 *м*³ слабого раствора, весьма разбавленного в результате промывки. Кроме того осаждение золота на угле лучше идет при низких концентрациях цианида. Вследствие указанного данный метод применим к глинистым рудам, которые допускают применение концентрации цианида в растворе от 0,003 до 0,01%.

Время флотации активного угля раза в 3 меньше, чем сульфидных минералов. Содержание углерода в концентрате находится в пределах 28—32%.

ГЛАВА ШЕСТНАДЦАТАЯ

СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ОБРАБОТКИ ЗОЛОТЫХ И СЕРЕБРЯНЫХ РУД

§ 121. Извлечение золота из медистых руд [138]

Присутствие медных минералов в рудах вызывает при цианировании повышенный расход цианида, превосходящий иногда допустимый экономический предел (§ 62). Так, например, присутствие в руде 0,1% растворимой меди вызывает расход цианида, равный 2 *кг/т* (считая на чистый цианид).

Для снижения расхода цианида можно применить один из следующих приемов: 1) понижение концентрации цианида в растворах, употребляемых при выщелачивании, 2) выщелачивание меди другими реагентами до цианирования, 3) предварительный обжиг, 4) регенерация цианистых растворов (после осаждения из них золота).

Кроме этих приемов можно применить обработку руд с предварительным обогащением флотацией. В этом случае получают медный концентрат, направляемый в плавку, и хвосты, которые могут быть отвальными или содержать количество золота, делающее целесообразным применение цианирования.

Характерной особенностью взаимодействия цианистых растворов с медными минералами является значительное снижение расхода цианида при понижении концентрации растворов. Извлечение золота слабыми растворами, как известно, вполне осуществимо. В некоторых случаях применение слабых растворов возможно при условии периодического их подкрепления для поддержания концентрации, соответствующей условию растворения золота.

Примером [138] влияния снижения концентрации растворов и крупного помола на понижение расхода цианида является практика работы перколяционного завода Маунтин Коппер в Шаста (Калифорния). Объектом эксплоатации является значительная по запасам руды золотосодержащая железная шляпа, в которой содержится 0,4% меди. В результате этого высокий расход цианида не давал возможности применить процесс цианирования. Задача была разрешена путем применения цианирования растворами пониженной концентрации посредством перколяции после среднего дробления на дробильных валках. Суточная производительность перколяционного завода составляет 500 *т/сутки*. В качестве первого («крепкого») раствора заливают снизу чана 195 $м^3$ раствора концентрации 0,04% NaCN; длительность контакта с этим раствором составляет 16 часов. Выщелачивание вторым раствором (0,02% NaCN) производится путем заливки 180 $м^3$ раствора сверху при контакте в течение 24 часов. После заливки 180 *т* третьего раствора концентрации 0,02% NaCN следует контакт в течение 20 часов. Промывка водой, заливаемой в количестве 75 $м^3$, продолжается в течение 7½ часов. Общая длительность выщелачивания (с промывкой) составляет 72 часа, а количество растворов по отношению к весу руды 200%.

При обработке руды с содержанием 2,7 *г/т* извлекали 72,3% золота при расходе на 1 *т* руды: цианида 0,141 *кг*, извести 3,42 *кг* и цинковой пыли на 1 $м^3$ раствора 16 *г*. При цианировании руды, содержащей 4 *г/т*, извлечение составляло 75—87% и расход цианида в среднем 0,14 *кг/т*.

Цианирование при крупном помоле, с применением чрезвычайно слабых (для перколяции) цианистых растворов возможно при значительной пористости руд и весьма малых размерах частиц золота. Выщелачивание всей массы руды после дробления без предварительного отделения илов обеспечивает низкую стоимость обработки бедной медьсодержащей руды.

В некоторых случаях медь удаляется до цианирования предварительным выщелачиванием слабым раствором серной кислоты. Извлеченная медь попутно может быть получена путем цементации. Для предварительного выщелачивания меди до цианирования также предлагалось применение аммиачного выщелачивания.

Для предварительной обработки медистых золотых руд возможно применение обжига, который может быть или низкотемпературным — сульфатизирующим или высокотемпературным — ферритизирующим. В случае осуществления сульфатизирующего обжига после него производится удаление меди выщелачиванием водой [142]. Ферритизирующий обжиг переводит медь в нерастворимое в цианистых растворах соединение — метаферрит окиси меди [141].

Регенерация цианистых растворов в случае извлечения золота из медистых руд нередко дает возможность преодолеть трудности, возникающие перед процессом цианирования [121, 138].

Комбинированный процесс гидрометаллургической обработки, как показывают исследовательские работы, может быть применен для обработки окисленных медно-золотых руд (например Алмалыка) [140].

Первый путь состоит в выщелачивании меди серной кислотой с последующим извлечением золота цианированием хвостов медного выщелачивания. В случае повышенного расхода цианида последний регенерируется отработанным электролитом (после осаждения меди электролизом), содержащим наряду с серной кислотой также соли окисного железа.

Другой возможный путь состоит в выщелачивании меди серной кислотой и в цементации губчатым железом, которое вводится в пульпу. Цементная медь и золото совместно флотируются с получением коллективного медно-золотого концентрата.

§ 122. Извлечение золота и серебра из мышьяковистых сурьмянистых руд

Простые сульфиды сурьмы и мышьяка легко растворяются в цианистых растворах с образованием сернистого натрия, вызывающего значительное поглощение кислорода [143].

Такие минералы, как реальгар и аурипигмент, взаимодействуют со щелочами с образованием мышьяковистокислых и сульфомышьяковистых соединений. Сернистые щелочи, входящие в состав сульфомышьяковистых и сульфосурьмянистых соединений, могут поглощать кислород из цианистых растворов.

Так, например, присутствие в руде сульфидных сурьмянистых минералов вызывает переход в раствор сульфида сурьмы под действием на него щелочи:

$$Sb_2S_3 + 6NaOH = Na_3SbS_3 + Na_3SbO_3 + 3H_2O.$$

В случае перехода сернистой сурьмы в раствор в форме щелочного сульфоантимонида происходит поглощение кислорода в результа-

те окисления серы с образованием роданистой соли и выпадением из раствора сернистой сурьмы.

$$2Na_3SbS_3 + 3NaCN + 3H_2O + 1\frac{1}{2}O_2 = Sb_2S_3 + 3NaCNS + 6NaOH.$$

Сульфид сурьмы растворяется опять в щелочи и вызывает дальнейшее поглощение кислорода, впредь до перевода всей сурьмы в кислородное соединение.

Для повышения извлечения золота из руд, которые содержат сульфиды сурьмы и мышьяка, легко растворяющиеся в щелочных растворах, можно применить ряд методов. Первым из них является цианирование при пониженном содержании щелочи в растворах (ниже 0,02%) или при полном отсутствии ее. Кроме того, концентрация свободного цианида должна быть также, по возможности, более низкой для уменьшения растворения сурьмянистых или мышьяковистых минералов.

Вторым методом является усиленная продувка воздуха, способствующая окислению сернистого натрия.

Третьим методом является применение свинцовых солей, вводимых: 1) в виде раствора азотнокислого или уксуснокислого свинца и 2) в виде глета (или использованных капелей). При этом щелочные сульфоарсениды и сульфоантимониды разлагаются с образованием свинца и сурьмы:

$$2Na_3SbS_3 + 3Pb(NO_3)_2 = 3PbS + 6NaNO_3 + Sb_2S_3.$$

Вследствие этого в присутствии солей свинца в раствор перейдет только щелочная соль сурьмянистой кислоты.

Четвертым способом является выделение мышьяковистого или сурьмянистого концентрата с последующей специальной обработкой. При этом концентрация может быть: 1) вспомогательной, когда выделяется упорная фракция руды, а хвосты обрабатываются по более или менее обычному процессу или 2) полной, т. е. в концентрат (вместе с упорной фракцией руды) переводится практически все золото с получением отвальных по золоту хвостов.

Концентрат может быть предварительно обожжен с получением (в случае мышьяковых руд) белого мышьяка As_2O_3. Если дальнейшее извлечение золота и серебра производится цианированием, необходимо придерживаться определенного режима обжига. В противном случае частицы благородных металлов становятся трудно доступными действию раствора, так как на их поверхности образуются нерастворимые пленки арсенатов свинца и железа [145].

Особые затруднения возникают в присутствии свинца. Содержание 2—5% свинца в концентрате составляет предел, делающий невозможным дальнейшее извлечение золота цианированием [144]. Значительное улучшение извлечения при цианировании может быть достигнуто посредством добавления извести. Известь добавляется перед обжигом и дает возможность устранить образование на поверхности частиц металла пленок арсенатов свинца и железа. Арсенаты извести в значительной степени менее опасны для извлечения, так как они не образуют плотной пленки, закрывающей металлическую поверхность. Кроме того известь может быть замешана с обожженным материалом перед последующим цианированием. Этого достигают выстаиванием огарка, замешанного с известью, в течение довольно длительного времени [145].

В Блэк Хиллс (Южная Дакота) упорная руда, содержащая 0,5% мышьяка, обжигается при низкой температуре, увлажняется 10% воды, смешивается с 1,5—2% извести и после этого выстаивается перед цианированием в течение трех дней. Дальнейшим развитием этого способа может явиться агитация обожженного материала с известковым раствором в течение нескольких часов перед цианированием [144].

При цианировании мышьякового концентрата на фабрике Монтегю (Канада) во избежание образования арсената кальция вместо извести предпочитают пользоваться едким натром.

Для обжига мышьяковистых концентратов перед цианированием следует рекомендовать температурный интервал 400—500° с добавлением извести. При этом длительность обжига не должна быть значительной. Температуру обжига серебряных руд необходимо поддерживать ниже 600°. Выше 650° сурьмянистые минералы, содержащие сурьму, спекаются (в присутствии извести) с кремнеземом, образуя при этом силикаты серебра, трудно поддающиеся выщелачиванию.

В некоторых случаях применяется обжиг при температуре 600—725°. Кроме того может оказаться полезной комбинация сульфатизирующего с последующим высокотемпературным обжигом. После обжига при температуре 600—725° рекомендуется подготовка к цианированию путем обработки слабым раствором серной кислоты.

Присутствие сурьмы весьма вредит цианированию после обжига, причем извлечение снижается более, чем в случае присутствия мышьяка. В присутствии сурьмы требуется более высокая температура обжига, чем в присутствии мышьяка. Повышение содержания сурьмы в обжигаемом материале затрудняет удаление ее путем возгонки или перевод в сурьмянокислую соль кальция. Вследствие этого при избытке сурьмы в обжигаемом материале извлечение понижается даже в случае прибавления извести перед обжигом.

Во избежание образования солей сурьмяной кислоты проводятся мероприятия, аналогичные предотвращению образования арсенатов.

Введение водяного пара (с разложением последнего углем) может способствовать протеканию реакции:

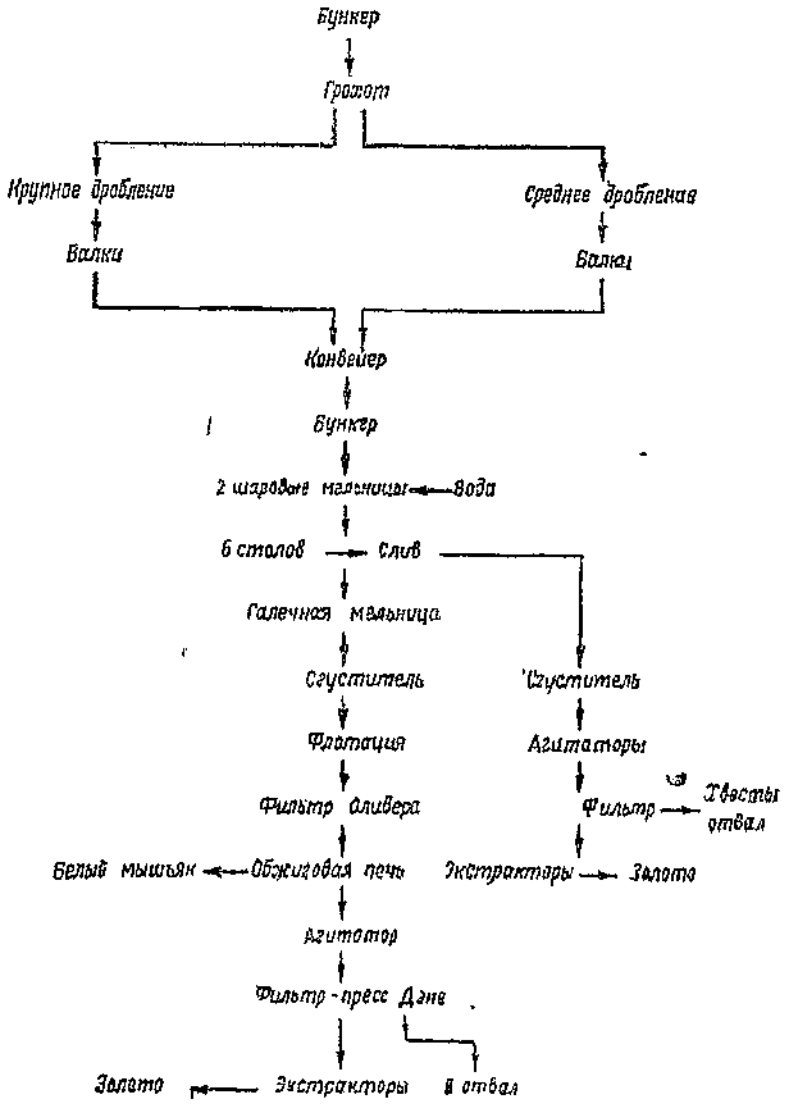
$$Sb_2S_3 + 3H_2 = 2Sb + 3H_2S.$$

Присутствие в обжигаемом материале частиц самородных металлов в случае обжига при температуре выше 1000° приводит к образованию более крупных металлических корольков, которые затрудняют дальнейший процесс обработки (ввиду длительности растворения и плохой флотируемости крупных частиц). Такое укрупнение особенно облегчается, если частицы вкраплены в сульфидные минералы [149]. В этих случаях укрупнение происходит и при более низкой температуре. Особенно отчетливо можно наблюдать это укрупнение при обжиге крупнокусковой сульфидной руды. При этом на темном фоне окислов отчетливо выступают круглые корольки золота, образовавшиеся вследствие соединения более мелких частиц, находящихся на поверхности, в трещинах и в самой массе сульфидных минералов.

Рассмотрение обжига флотационного концентрата, производившегося на предприятии Вилюна (Зап. Австралия), позволяет различать следующие три периода: 1) возгонка мышьяковистого ангидрида и частичное окисление пирита (340—400°), 2) дальнейшее окисление пирита и удаление серы (начиная с 450°) путем диссоциации сульфидов при доведении температуры до 500° за счет происходящих реакций окисления, 3) разрыхление нагрузки (500—600°) вследствие приподнимания верхних слоев ее выделяющимся углекислым газом.

Доведение температуры обжига под конец до 800° дает возможность снизить расход реактивов при последующем цианировании. В Вилюна обжигали флотационный концентрат, выход которого составлял 9% по отношению к руде. Потеря в весе при обжиге составляла 26%. Извлечение золота растворами (0,08% по цианиду) из обожженного концентрата составляло 90%. Расход реактивов (в случае окончания обжига при температуре 800°) составлял: цианида 0,25 *кг/т* и извести 2,5 *кг/т*.

Ввиду многих трудностей последующего извлечения золота и серебра, возникающих вследствие обжига, целесообразнее производить цианирование после тонкого измельчения сырого концентрата, чем вводить вспомогательную операцию предварительного обжига. Ряд исследовательских работ и производственная практика показывают

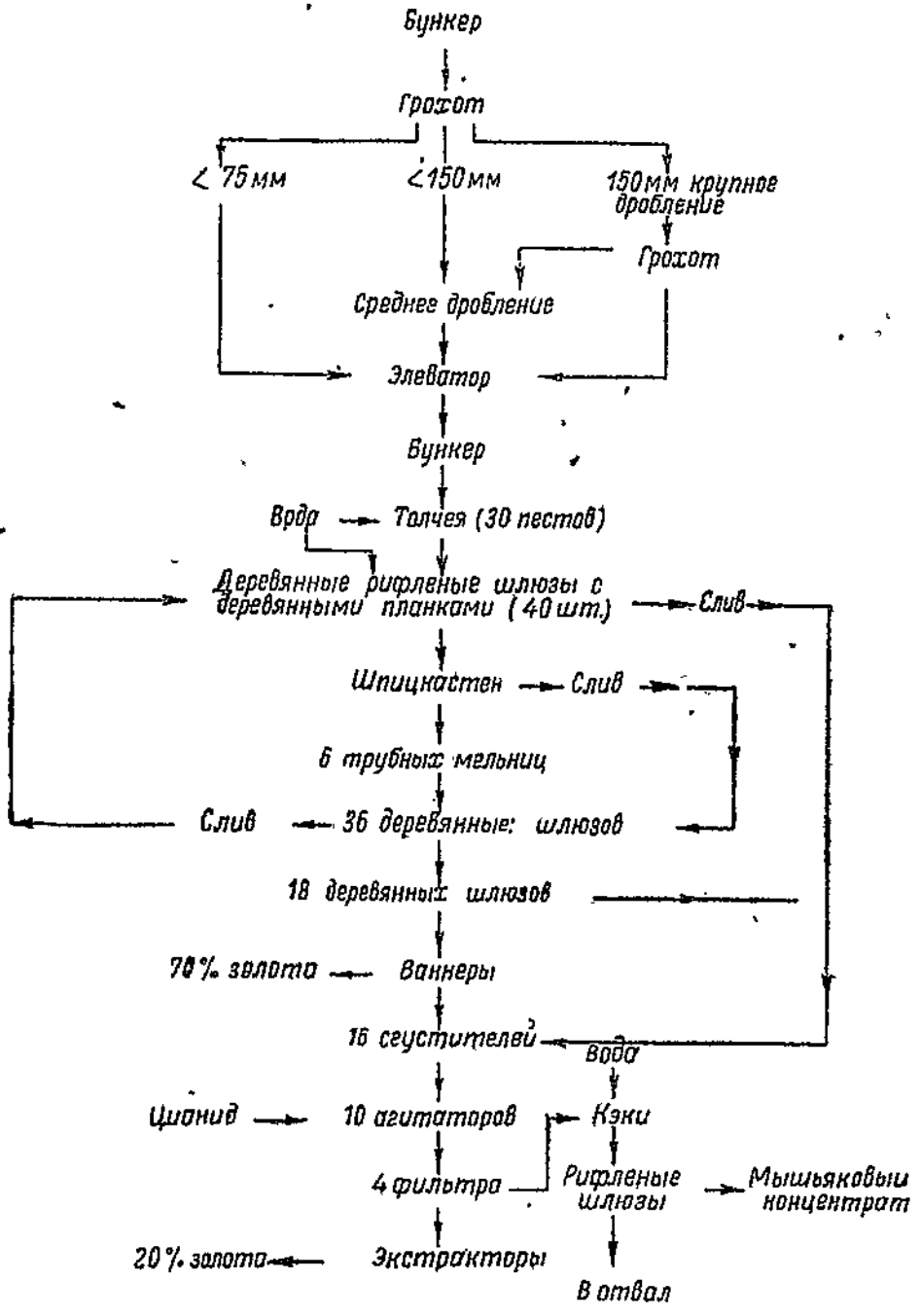


Фиг. 196. Схема обработки мышьяковистой руды в Суо-Бенто (Бразилия).

возможность извлечения в этом случае большего количества золота. Особенно нецелесообразно обжигать руды или концентраты в тех случаях, когда золото и серебро ассоциированы со свинцовыми минералами, содержащимися в мышьяковистых или сурьмянистых рудах, вследствие легкоплавкости образующихся свинцовых соединений.

Применение амальгамации к мышьяковистым и особенно к сурьмянистым рудам иногда встречает существенное затруднение, которое возникает вследствие пемзования ртути при действии сульфидов

сурьмы и мышьяка, адсорбирующихся на поверхности ртути. Ввиду этого в схемах ряда предприятий амальгамация заменяется выделением более крупной фракции золота на ворсистых и рифленых шлю-



Фиг. 197. Схема обработки мышьяковой руды в Морро-Велхо (Бразилия)

зах. Примером такого рода могут служить три золотоизвлекательных предприятия в Бразилии (Пассагем, Суо-Бенто и Морро-Велхо); схемы производства на последних двух заводах представлены на фиг.

196 и 197. С целью утилизации мышьяка выделяется (на столах или на ваннерах) мышьяковистый концентрат, который подвергается в некоторых случаях перечистке флотацией и поступает в обжиг для получения белого мышьяка. В Морро-Велхо пески после цианирования хвостов концентрационных столов подвергаются окислению путем вылеживания в течение около шести месяцев и затем обжигаются в механических обжиговых печах Эдвардса. Трехокись мышьяка улавливается в пылевых камерах. Если мышьяк не утилизируется, то концентрат не подвергается флотации, а поступает в агитаторы для цианирования. На предприятии Суо-Бенто, в случае утилизации мышьяка, огарки после обжига концентрата поступают в цианирование.

Переход сурьмы и мышьяка в раствор приводит к накоплению их в осадке при осаждении цинком. Особенно это возможно при повышении щелочности раствора. В случае перехода мышьяка в состав цианистых осадков должны быть приняты меры чрезвычайной предосторожности для удаления газов и паров, выделяющихся при обработке осадка серной кислотой, так как они могут содержать ядовитый мышьяковистый водород (арсин) AsH_3. Присутствие сурьмы в осадке вызывает затруднения при плавке его.

В некоторых случаях во избежание растворения сурьмы применяется выщелачивание перколяцией при крупном помоле растворами пониженной концентрации (0,05% KCN).

§ 123. Извлечение золота и серебра из теллуристых и сульфотеллуристых руд

В теллуристых рудах большая или меньшая часть золота и серебра химически связана с теллуром. Соединения золота с теллуром труднее растворяются в цианистом растворе, чем металлическое золото. В некоторых случаях золото, находящееся в сульфидных минералах, оказывается еще более упорным, чем теллуристое. Тем не менее извлечение золота из сульфотеллуристых руд представляет довольно сложную задачу.

Исходя из свойств теллуридов золота и характера нахождения золота в сульфидных минералах, можно определить следующие пути обработки сульфотеллуристых руд.

1) Непосредственное цианирование после тонкого измельчения, обнажающего вкрапления теллуристого и самородного золота, и переводящего теллуриды золота в весьма мелкие классы.

2) Флотация с последующей переработкой сульфотеллуристого концентрата на пирометаллургическом заводе или путем специального процесса цианирования.

3) Обжиг намертво руды или концентрата для полного удаления теллура или серы с последующим цианированием.

4) Бромоцианирование, состоящее в обработке цианистыми растворами в присутствии бромистого циана.

Непосредственное цианирование после тонкого измельчения основано на свойстве теллуридов золота растворяться при цианировании после весьма тонкого измельчения, приводящего к образованию значительной относительной поверхности вещества. Этот метод нашел применение на предприятиях Канады, в частности округа Керкленд Лэк [148], где цианирование теллуристых руд в течение ряда лет представляло трудную задачу для металлургов [158]. Такие предприятия с суточной производительностью 2000 *т* имеются в Лэк Шор и Тэк-Хьюгз [160]. Для извлечения золота на них применяют тонкое измельчение, дающее 99% — 200 меш. Кроме того, при цианировании применяются: 1) продолжительная обработка измельченной руды

агитацией (в течение 36—40 час.); 2) высокое разбавление пульпы; 3) высокая щелочность раствора; 4) значительное число перемен раствора при цианировании; 5) усиленная аэрация путем продувки значительного избытка воздуха; 6) добавка перекиси натрия, способствующей разложению теллуридов и растворению золота; 7) удаление части обеззолоченного раствора, содержащего вещества, вредные для процесса цианирования, путем замены его в первой стадии фильтрации водой для промывки кэков.

Употребление перекиси натрия в Тэк-Хьюгзе (200—450 *г/т*) давало повышение извлечения золота и устраняло затруднения при плавке, заключавшиеся в образовании штейна и в выделении паров теллура. Надо заметить, что значительный избыток перекиси натрия сопровождается затруднениями при фильтрации, вызываемыми коллоидной кремнекислотой[1].

В случае применения предварительного обжига руда (или концентрат) измельчается до —30 меш, подвергается окислительному обжигу намертво и затем тонко измельчается. Обожженный и доизмельченный продукт поступает в цианирование, перед которым иногда производят амальгамацию.

Теллуриды при нагревании плавятся значительно ниже температуры красного каления и вследствие этого серьезные потери при обжиге могут возникнуть в результате поглощения подом обжиговой печи. Расплавившиеся теллуриды золота могут оставаться в обжигаемом материале. В этом случае при дальнейшем нагревании теллур частично улетучивается и частично окисляется до окиси теллура TeO_2, которая также возгоняется. В процессе обжига плавящиеся теллуриды золота превращаются в довольно крупные корольки, затрудняющие дальнейшее растворение при цианировании (если только перед последним не производится выделения крупного золота).

Селениды при обжиге разлагаются при более низкой температуре, чем теллуриды[2].

Для обжига сульфотеллуристых концентратов применяются обжиговые печи Эдвардса, Хадзелл-Эдвардса, Мертона и Негго.

Печь Эдвардса представляет одноподовую печь с механическим перегребанием. Она строится двух типов: 1) для меньшей производительности — ординарная стационарная, и 2) для большей производительности — двойная стационарная.

Двойные печи, употребляемые в Калгурли для обжига теллуристых золотых руд и концентратов, имеют суточную производительность 60—100 *т*. Они имеют до 52 гребковых устройств, делающих около 2,6 об/мин. Старые ординарные стационарные печи имели су-

---

[1] В дополнение к непосредственному цианированию иногда выделяют из общего цикла цианирования сульфотеллуристый концентрат для специальной обработки цианированием. Для этого устанавливают флотацию между первым и вторым циклами измельчения.

[2] Вследствие этого селенистое золото, упорное в обычных условиях цианирования, легко растворяется после прокаливания. Вкрапления селенидов золота в руду месторождения Макаин (как показано в наших работах) имеют розовую окраску при рассматривании их в отраженном свете. Такие же включения селенистого золота имеются в рудах некоторых других месторождений. С наличием селенидов иногда связаны особенности флотационных концентратов. Последние цианируются только после прокаливания с частичным разложением сульфидов в нижней зоне. Извлечение после этого цианированием повышается. Химическим путем получено соединение Au_2Se_3. Сплавлением его получить нельзя (в открытом сосуде), так как селен испаряется до начала сплавления.

точную производительность 12—18 *т*. Расход топлива при содержании серы около 5,5% составлял 11%.

Выделение густых белых паров и начало сильного разогревания материала происходит у четвертого гребка. При дальнейшем движении по поду печи происходит разогревание до светлокрасного каления.

Позднее была осуществлена конструкция печей с введением принципа рекуперации тепла отходящих газов. Газы, прошедшие под подом печи, затем проходили в обратном направлении по нижним каналам, подогревая под. В наклоняющейся ординарной печи движение обжигаемого материала регулируется наклоном печи, который увеличивают при опускании топочного конца. Суточная производительность наклоняющихся печей находится в пределах: ординарной 8—20, а двойной 15—40 *т*.

Кроме упомянутых предприятий Австралии и Западной Африки печи Эдвардса применялись в Крипл-Крик (Колорадо).

В 1935 г. здесь взамен печей Эдвардса были построены [151] двойные печи Хадзелл-Эдвардса. Эта печь имеет 64 перегребающих лопасти, расположенные в два параллельных ряда. Перегребание в кулере производится 32 гребковыми лопастями, установленными также в два ряда. Разность высот между рабочим подом обжигового пространства и уровнем пространства для охлаждения (кулера) составляет 508 *мм*.

Между обжиговым пространством печи и кулером установлена на стальной арматуре футеровка из асбестового камня, снабженная специальными отверстиями для подачи в печь дополнительного воздуха. Печь сложена из огнеупорного кирпича на огнеупорной глине.

Средняя температура газов в печи около 620°. Средний расход угля составлял около 66 *кг/т* огарка. Исходный материал содержал сульфидную серу в количестве: 1) 1,03% в 3356,5 *т* руды и 2) 12,4% в 425,3 *т* концентрата. В огарке оставалось 0,37% серы. Средний расход энергии на 1 *т* обжигаемого материала составлял 15,5 *квт-ч*.

Обжиг к обработке сульфидных и теллуристых руд и концентратов применяется в том случае, когда в непосредственной близости с предприятием имеется дешевое топливо. При обжиге могут возникнуть затруднения, если в руде содержится значительное количество углекислых солей кальция, магния и железа, которые в совокупности с алюмосиликатами после обжига приобретают способность схватываться при увлажнении.

Бромоцианирование производится агитацией довольно тонко измельченной руды с раствором одного цианида, после чего добавляют бромистый циан. Первый период выщелачивания, состоящий в обработке раствором одного цианида, продолжается в течение довольно длительного времени. Перед выщелачиванием производят выделение крупного золота, что может быть достигнуто применением ворсистых шлюзов или амальгамации. В некоторых случаях выделение крупного золота совместно с сульфидными минералами производилось концентрацией на столах, и полученный концентрат направляли в обжиг и на последующее цианирование или в плавку. Хвосты со столов поступали в бромоцианирование.

При обработке бромоцианированием (процесс Диля) руда после тонкого измельчения агитируется с цианистым раствором, к которому периодически прибавляется бромистый циан в количестве около $^1/_3$ от содержания цианистого натрия. Щелочность раствора во время

этого процесса должна быть по возможности низкой для уменьшения расхода бромистого циана, который легко разлагается в присутствии щелочи. По окончании обработки добавляется известь для ускорения отстаивания пульпы.

§ 124. Извлечение золота и серебра из углистых (графитистых) руд

Вследствие значительного осаждения золотосинеродистой соли на поверхности углеродистых включений при цианировании углистых (графитистых) руд возникает ряд затруднений, без преодоления которых нельзя достигнуть высокого процента извлечения золота и серебра [152].

Для преодоления этих трудностей могут применяться следующие специальные методы обработки руд.

I. Флотация для выделения более упорной части руды. Получаемый при этом флотационный концентрат может быть: а) подвергнут обжигу и цианированию или б) направлен в плавку. Хвосты после флотации цианируются или, в случае полной флотации, идут в отвал.

Так, например, иловая фракция хвостов фабрики, работавшей на Мать-Жиле (Калифорния), содержала значительное количество терявшегося золота вследствие нахождения в ней 1,5—3% углистых включений. Ввиду этого схема обработки состояла в извлечении крупного и свободного золота амальгамацией с последующей флотацией для выделения в концентрат углистой части и сульфидов. Непосредственное цианирование перколяцией песков могло быть применено в том случае, если в песковой части хвостов оставалось достаточное количество золота для оправдания дополнительной обработки. Хвосты флотации всей пульпы или иловой фракции могли быть получены с отвальным содержанием.

Обработка флотационного концентрата производилась посредством цианирования после обжига при температуре не выше 600°.

II. Обработка руды раствором сернистого натрия, следующая за цианированием, практикуется в отношении золотых руд, содержащих углистые включения [156].

Наиболее известным примером такого рода является обработка руды на предприятии Пристэ (Prestae) в местности Голд Кост Колони (Африка). Руда вызывала ряд затруднений при цианировании в результате осаждающего действия углистых включений. Вследствие этого хвосты после цианирования содержали значительное количество золота, терявшегося с выпрузкой.

Для извлечения золота, которое остается в хвостах, после цианирования в форме золотосинеродистой соли, адсорбированной углистыми включениями, была применена последующая обработка хвостов раствором сернистого натрия.

Процесс, применявшийся при этом, состоял в обработке хвостов после цианирования слабым раствором сернистого натрия. Для этого после окончания дренирования цианистого раствора и промывных вод заливали 0,2%-ный раствор сернистого натрия, который после перколяции проходил через ящичные цементаторы (экстракторы) с медной стружкой.

В результате плавки осадка, осажденного медью, получали следующие продукты: меднозолотой слиток, штейн и шлак. Дополнительное извлечение этим процессом достигало 50% золота, оставшегося в эфелях после цианирования.

В качестве осадителей для этого процесса предлагались также алюминий или сплав алюминия с цинком.

Отрицательной стороной процесса является возможность попадания сернистого натрия в рабочие цианистые растворы, а также разрушения дерева и металла при действии его. Сернистые щелочи, попадающие в цианистый раствор, могут вызвать значительное понижение скорости растворения металла и процента извлечения его при цианировании.

III. Цианирование в присутствии керосина, масел и других реагентов, покрывающих поверхность углистых включений слоем, предотвращающим осаждение золота. Применение масел для целей обработки углистых руд впервые было предложено Дорфманом [154], рекомедовавшим применять предварительно (перед цианированием) обработку углистой руды путем перемешивания с небольшим количеством смолы от перегонки каменного угля или от производства газа (патент Сильвера и Дорфмана). Метод предусматривает цианирование руды, содержащей углистые вещества, после предварительной агитации с небольшим количеством флотационного масла, предотвращающего дальнейшее осаждение золота и серебра при цианировании.

Применение для этой же цели керосина при цианировании углистых сланцев (до 5% углерода) впервые было начато в Онтарио. Керосин заливался в шаровую мельницу в количестве около 3 *л/т* обрабатываемой руды. Затем пульпа обрабатывалась по обычной схеме. Действие керосина способствовало значительному снижению содержания золота в хвостах после цианирования. Расход цианида остался тем же, и пенообразование не усилилось.

При обработке графитистой руды в Белледар Гудрэн (Поркьюпайн, Онтарио) затруднения при цианировании были устранены совместным применением керосина и флотации. Руда измельчалась в присутствии извести и керосина, после этого производилась флотация с введением в пульпу соснового масла. Графит извлекался во флотационный концентрат, направлявшийся в плавку. Хвосты флотации подвергались цианированию, которое давало извлечение около 99% золота. На фабрике Исланд Моунтэн (Канада) при цианировании графитистых руд достигают хороших результатов добавлением 20 *г/т* керосина. При этом поддерживают минимальную щелочность во избежание загрязнений раствора и ухудшения осаждения золота. Кроме того возможно применение керосина по способу Вуда, который состоит в выделении графита в пену, образующуюся в агитаторе Дорра, что практиковалось при обработке руд Миссури (Монтана). Способ Вуда может оказаться неприменимым вследствие наличия в составе руды золотосодержащих сульфидов, переходящих в пену.

Наличие углистых (графитистых) включений в золотых рудах вызывало затруднения на ряде фабрик Советского Союза. Такие трудности возникали на Саралинском центральном золотоизвлекательном заводе.

Кроме того, наблюдались затруднения на некоторых амальгамационных фабриках, где присутствие графитистых включений в рудах вызывало повышенный вынос ртути из чаши и потерю ее вместе с золотом в хвостах.

ГЛАВА СЕМНАДЦАТАЯ

ЦИАНИРОВАНИЕ СЕРЕБРЯНЫХ РУД

§ 125. Условия цианирования серебряных руд

Извлечение серебра цианированием имеет много общего с цианистым процессом извлечения золота, но одновременно имеет и существенные отличия [157].

Концентрация цианида в растворе при извлечении серебра должна быть выше, так как содержание серебра в рудах, подвергаемых цианированию, исчисляется сотнями граммов на тонну. Кроме того процесс растворения серебра требует более высокой концентрации. Это особенно сказывается в том случае, когда серебро в рудах содержится в форме сульфида. Поэтому крепость растворов обычно находится в пределах 0,2—0,6% NaCN. Другой особенностью цианирования серебра является более длительный контакт руды с раствором.

В результате этого расход цианида более высок, чем при обработке золотых руд. Для успешного извлечения серебра требуется тонкое измельчение. Поэтому обработка серебряных руд в большинстве случаев ведется иловым процессом. Перколяция применима в немногих случаях и только для обработки весьма мелкого песка [158] или продукта хлорирующего обжига [179]. Для успешного ведения последнего при наличии сульфидов в руде необходима усиленная аэрация пульпы и растворов, а также добавление свинцовых солей. Этим достигают удаления растворимых сульфидов, вызывающих частичное осаждение сернистого серебра.

Цианирование серебряных руд бывает весьма длительным. Даже при иловом процессе для растворения серебра нередко требуется 2—3 дня. Наряду с этим при обработке окисленных руд наблюдается довольно быстрое растворение серебра, требующее всего 10—20 час. и меньше (например, Тубинская руда и руда железной шляпы Бурибая).

Наиболее благоприятным для цианирования является нахождение серебра в форме хлористого.

Сульфидные серебряные руды в некоторых случаях цианируются после предварительного хлорирующего обжига, однако его применение ограничивается значительным повышением стоимости обработки руды. Применение хлорирующего обжига может иметь успех при наличии в окисленных рудах аргентоярозита, так как последний вызывает потери серебра в хвостах не только при выщелачивании, но также и при флотации.

Другим способом извлечения упорной разности серебра из окисленных руд является обработка их сернистым газом до цианирования. Этот метод применяется на предприятии Фреснилло (Мексика) при извлечении серебра из упорных марганцовистых руд цианированием и называется процессом Мак Клюски [158].

Эти руды измельчаются в воде и подвергаются обработке серни-

стым газом для растворения марганцовых минералов. Марганец, перешедший после этой обработки в раствор, высаживается в виде гидрата окиси посредством добавления известкового молока[1]. После этого пульпа подвергается усиленной аэрации для удаления сернистого газа и окисления марганцовистых соединений и других компонентов, которые могут вызвать затруднение при дальнейшем цианировании. Таким образом серебро переводится в состояние, доступное растворению при цианировании, а марганцовые соединения переводятся в безвредную форму. Подготовленная пульпа, полученная из марганцовистой руды, направляется на фабрику в общий цикл цианирования совместно с остальной рудой.

Другим возможным методом для извлечения серебра из марганцовистых руд [88] является процесс Карона.

Он основан на восстановлении упорных окисленных минералов серебра при нагревании в восстановительной атмосфере. При этом высшие окислы марганца восстанавливаются до соединений закиси марганца. Последующее охлаждение производится с таким расчетом, чтобы избежать обратной реакции окисления с образованием высших окислов.

Применение этого процесса дает возможность повысить извлечение серебра с 60% до 88—96%.

Руды, содержащие серебро в виде мышьяковистых и сурьмянистых соединений, вызывают затруднения при цианировании. Аналогично обработке золотых руд эти трудности можно преодолеть выделением концентрата. В некоторых случаях высокое извлечение серебра из мышьяковистых и сурьмянистых минералов цианированием достигалось обработкой руды (до цианирования) алюминием в щелочном растворе по процессу Денни. Этот метод применялся в течение длительного времени в Ниписсинге на втором заводе, построенном для обработки руд с более низким содержанием [161]. Обработка состоит в агитации тонко измельченной руды с металлическим алюминием в растворе едкого натра. После этого производится фильтрация и далее руда цианируется. В процессе предварительной обработки серебро и некоторая часть сурьмы и мышьяка восстанавливаются до металлического состояния.

Для богатых серебряных руд может быть применен комбинированный процесс амальгамации и цианирования в трубной (галечной) или стержневой мельнице, дававший хорошие результаты при извлечении серебра из богатой руды в Ниписсинге. Обрабатывавшаяся этим методом руда содержала самородное серебро и аргентит, вместе с мышьяковистыми соединениями никеля и кобальта.

Обработка продолжалась в течение 9 час. при значительной аэрации, которая оказывалась в мельнице легко осуществимой. Из мельницы пульпа с амальгамой переводилась в чан-сетлер. Отделенная амальгама подвергалась отжимке и отгонке.

Осаждение цианистого раствора вначале производили цинковой стружкой, а затем перешли на алюминиевую пыль. Извлечение серебра этим процессом в Ниписсинге составляло 98,5%.

Другие методы выщелачивания серебра применяются в практике после предварительного хлорирующего обжига. Хлорирующий обжиг с поваренной солью употребляется особенно в случае присутствия

---

[1] Аналогичный метод извлечения марганца применяется при так называемом «химическом обогащении» марганцовых руд.

в руде таких серебряных минералов, как тетраэдрит, сульфосурьмяные и сульфомышьяковые соединения серебра.

Неудобством хлорирующего обжига, как подготовительной операции к выщелачиванию, является повышение стоимости обработки руды и необходимость улавливания серебра из отходящих газов, так как в виде хлорида оно при обжиге сильно летит. Схема обработки руды в Ахотла (Мексика) с применением хлорирующего обжига и последующего выщелачивания водой и цианирования показана на фиг. 198.

Целесообразность этой сравнительно редко применяющейся схемы обработки определяется формой нахождения серебра в руде [160 и 161].

Золото, содержащееся в окисленных рудах этого месторождения, легко поддается извлечению цианированием после предварительной обработки кислотой. Для подготовки руды, дающей возможность извлечения 90% серебра и золота цианированием, может быть применено тонкое измельчение и последовательная обработка растворами сернистого газа и сернокислого окисного железа. Применение гравитационного обогащения и флотации не может дать сколько бы то ни было удовлетворительных результатов для обработки данной руды. Необходимость специальной подготовки руды к цианированию вызывается наличием пленок на поверхности металлических вкраплений золота и серебра и присутствием в руде аргентоярозита[1].

В основном процесс, принятый в Ахотла, состоит из хлорирующего обжига, которому подвергается смесь окисленных и сульфидных руд с солью (без введения особого топлива) и последующего выщелачивания. Выщелачивание осуществляется одной перколяцией. При этом сначала выщелачивают водой и раствором сернистого газа (последнее необходимо ввиду присутствия золота в руде). Затем следует выщелачивание цианистым раствором. Суточная производительность завода составляет около 200 *т*.

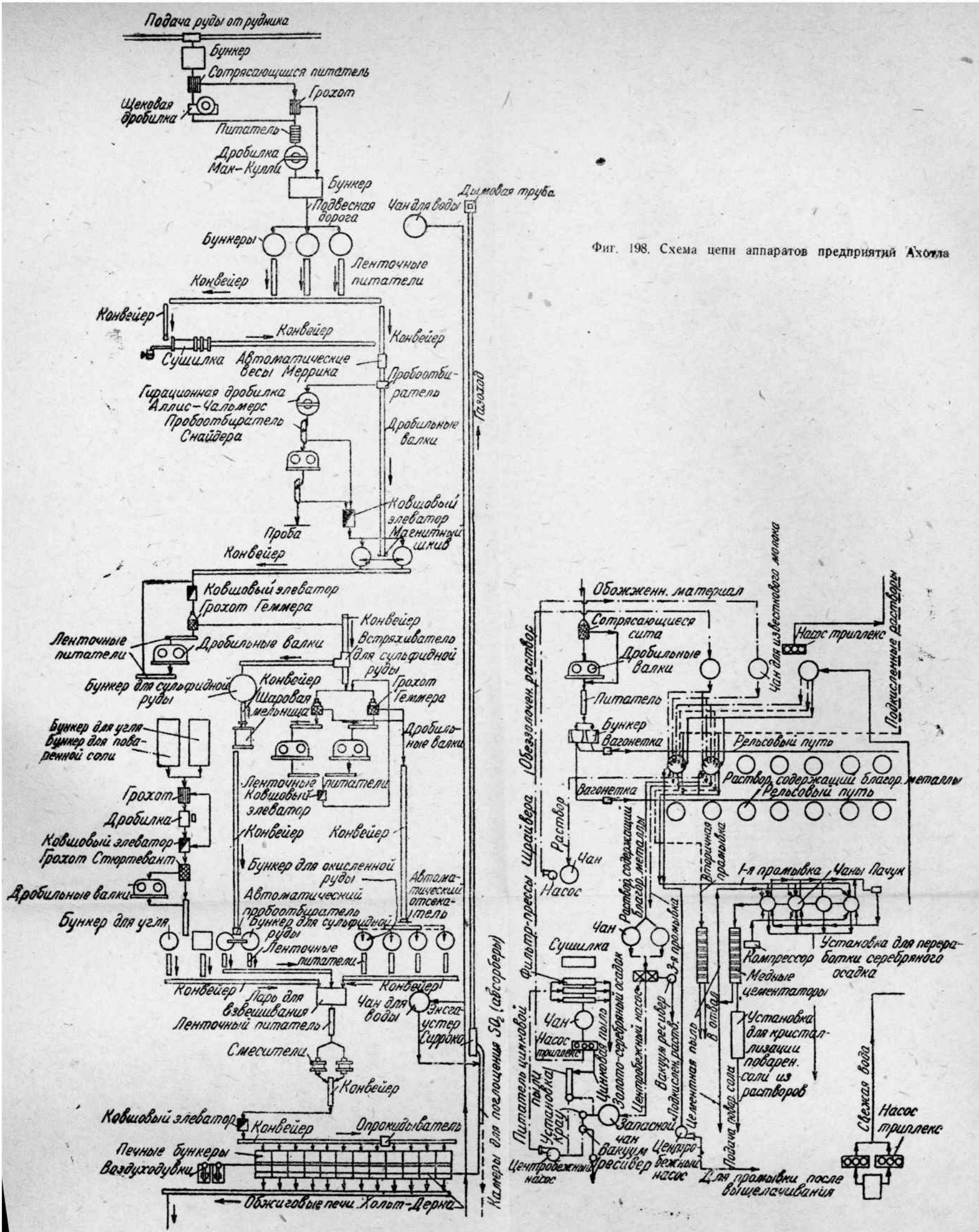
Осаждение серебра из цианистых растворов производится: 1) цинковой пылью с предварительным обескислороживанием растворов; 2) алюминиевой пылью и 3) сернистым натрием. Осаждение серебра алюминиевой пылью имеет существенное преимущество в том отношении, что при этом происходит регенерация цианида, связанного с серебром в виде комплексной соли. При наличии нескольких сотен граммов серебра в растворе этим достигают значительной экономии расхода цианида.

При осаждении цинковой пылью растворы, получающиеся при цианировании и содержащие серебро, делятся на две части. К первой прибавляют при осаждении цинковую пыль в количестве, необходимом по теоретическому расчету. При этом полного осаждения серебра не происходит и эта часть растворов направляется в агитаторы. Из другой части растворов осаждение серебра производится избытком цинковой пыли. Полученный в последнем случае обесссеребренный раствор употребляется для промывки кэков на поверхности фильтров. Осаждение сернистым натрием применялось при цианировании чисто серебряных руд.

---

[1] Формула последнего может быть представлена следующим образом.

$$Ag_2O \cdot 3Fe_2O_3 \cdot 4SO_3 \cdot 6H_2O.$$



Фиг. 198. Схема цепи аппаратов предприятий Ахотла

ГЛАВА ВОСЕМНАДЦАТАЯ

ХЛОРИНАЦИЯ ЗОЛОТЫХ И ПЛАТИНОВЫХ РУД

§ 126. Условия осуществления хлоринации золота

Хлоринация, как гидрометаллургический метод извлечения золота из руд и концентратов, имела большое значение в золотой промышленности в течение второй половины XIX века [113, 162].

Впервые экспериментальные работы по извлечению золота хлором были проведены Перси, который сделал сообщение о них в 1848 г. Первая заводская хлоринационная установка была построена в 1849 г. в Рейхенштейне.

Наибольшего развития хлоринация достигла в последние годы прошлого века. С широким введением цианирования применение ее значительно сократилось. Начиная со второго десятилетия XX века, она повсеместно оставлена. С 1918 г. хлоринация почти нигде не встречается.

Как метод гидрометаллургического извлечения платиновых металлов путем хлорирующего обжига в атмосфере хлора, хлорирование в новых формах, но в значительно меньших масштабах возродилось в недавнее время в Южной Африке в применении к платиновым концентратам.

Кроме того в случае применения хлорирования к полиметаллическим концентратам и рудам извлечение золота хлором может приобрести значение в качестве процесса, дополняющего извлечение хлорированием других ценных компонентов полиметаллического комплекса.

При хлорировании газообразным хлором золотые руды должны увлажняться, если только в них самих не содержится достаточного количества влаги. Обычно добавление 4—5% воды от веса хлорируемого материала оказывается достаточным для этой цели. Содержание влаги при пропитывании нагрузки чанов газообразным хлором не должно превышать 12%. Значительный избыток влаги может помешать хлорированию руды, так как она механически прекращает доступ хлора через поры к поверхности частиц извлекаемого металла.

Золото, содержащее примесь меди (или других неблагородных металлов), растворяется при хлоринации очень быстро. Небольшие количества серебра также способствуют этому, но присутствие в золоте 10% серебра и выше вызывает образование нерастворимой пленки хлористого серебра, прекращающей дальнейшее растворение золота.

Осаждение золота из растворов после хлоринации может быть осуществлено по одному из следующих способов:

1) сернокислым закисным железом нейтрализуется избыток хлора и осаждается золото:

$$6FeSO_4 + 3Cl_2 = 2Fe_2(SO_4)_3 + 2FeCl_3,$$

$$2AuCl_3 + 6FeSO_4 = 2Au + 2FeCl_3 + 2Fe_2(SO_4)_3;$$

2) сернистым газом:

$$SO_2 + Cl_2 + 2H_2O = H_2SO_4 + 2HCl,$$
$$2AuCl_3 + 3SO_2 + 6H_2O = 2Au + 6HCl + 3H_2SO_4;$$

3) сероводородом:

$$H_2S + Cl_2 = 2HCl + S,$$
$$2AuCl_3 + 3H_2S = 6HCl + Au_2S_3,$$

при этом надо заметить, что хотя в основном реакция идет с образованием сульфида трехвалентного золота, но наряду с этим образуется некоторое количество сульфида одновалентного золота и серы по реакции:

$$2AuCl_3 + 3H_2S = Au_2S + 6HCl + 2S;$$

4) осажденными из раствора сернистыми соединениями тяжелых металлов:

$$3CuS + 2AuCl_3 = Au_2S_3 + 3CuCl_2;$$
$$3FeS + 2AuCl_3 = Au_2S_3 + 3FeCl_2;$$
$$3PbS + 2AuCl_3 = Au_2S_3 + 3PbCl_2;$$

5) древесным углем:

$$4AuCl_3 + 6H_2O + 3C = 4Au + 12HCl + 3CO_2.$$

Для растворения крупных частиц золота при действии хлора требуется весьма длительный контакт, и извлечение их может оказаться неполным. Ввиду этого перед извлечением золота хлорнацией крупное золото должно быть выделено амальгамацией или путем гравитационного обогащения.

В случае применения хлорнации к сульфидным рудам и концентратам необходимо производить предварительный обжиг намертво для удаления серы и обнажения металлического золота. При этом, если в результате обжига образуются основные окислы (CaO, MgO), то может возникнуть весьма значительный расход хлора. Во избежание последнего можно производить спекание основных окислов с кварцем.

Затруднения, которые возникали при содержании в обжигаемом материале извести или талька (кремнекислой соли магния), устранялись иногда прибавлением при обжиге поваренной соли.

Присутствие в обожженной руде сернокислого закисного железа весьма вредно при хлорнации, так как может вызвать осаждение золота. Ввиду этого необходимо разложить сернокислые соли при достаточно высокой температуре.

Низкопробное золото, содержащее 40—50% серебра, при действии хлора покрывается с поверхности пленкой хлористого серебра, прекращающей дальнейшее растворение (если только частицы золота не являются высокодисперсными). Во избежание этого производят хлорирующий обжиг для перевода серебра в хлористое. Хлористое серебро может быть выщелочено раствором поваренной соли, насыщенным хлором. Такой раствор одновременно выщелачивает серебро и золото.

Кроме того применялось выщелачивание серебра (после хлорирующего обжига) раствором гипосульфита: в случае более высокого содержания серебра — до хлорнации и в случае более низкого — после нее.

§ 127. Процессы и аппараты для обработки золотых руд

Хлорнация газообразным хлором производится в деревянных чанах с плотными крышками и с ложными днищами. Ложные днища собирают из досок с отверстиями и насыпают на поверхность их гравий и песок.

Длительность контакта с хлором находится в пределах 12—36 часов. Если по истечении времени контакта с хлором окажется, что газ в чане над нагрузкой отсутствует, то обрабатываемый материал опять пропитывают хлором.

Наилучшим использованием хлора является постепенное вытеснение избытка его, остающегося в чане, через выпускную свинцовую трубку, прикрепленную к верхней части стенки чана, в другой хлорнационный чан. Такого рода чаны улучшенной конструкции, позволяющие вести обработку под давлением, пока-

заны на фиг. 199. Крышки чанов с внутренней стороны выложены свинцом и имеют резиновую прокладку. После заполнения чанов обожженной рудой крышки закрываются, и в чаны впускается хлор через краны специального устройства. Все чаны соединены свинцовыми трубками. Хлор подается под фильтр, пропитывает руду и проходит через трубку, присоединенную к чану, выше уровня загруженной руды. По последней он проходит из первого чана под фильтр второго. Это дает возможность более полно утилизировать хлор, оставшийся в предшествующем чане (или чанах). Вытеснение хлора производится при заполнении чана водой. Два соседних чана могут заполняться хлором последовательно и одновременно.

После пропитывания хлором нагрузки последнего чана избыток его вытесняется в первый чан, и этим цикл завершается.

Надо заметить, что выщелачивание под давлением ускоряет процесс хлоринации. Расход хлора при хлоринации в чанах газообразным хлором составляет около 0,6% от веса обрабатываемой руды.

Хлоринация в бочках представляет более эффективный процесс, чем хлоринация в чанах. Она производится во вращающихся барабанах, вместимостью первоначально около 1 *т* и в дальнейшем 12—18 *т*.

Существенными отличиями этого метода являются:

1) перетирание в бочке материала в процессе хлоринации;

2) повышенное давление хлора;

3) отсутствие необходимости получать хлор извне.

Перетирание частиц золота имеет существенное значение для удаления пленки хлористого серебра, образующейся на поверхности частиц.

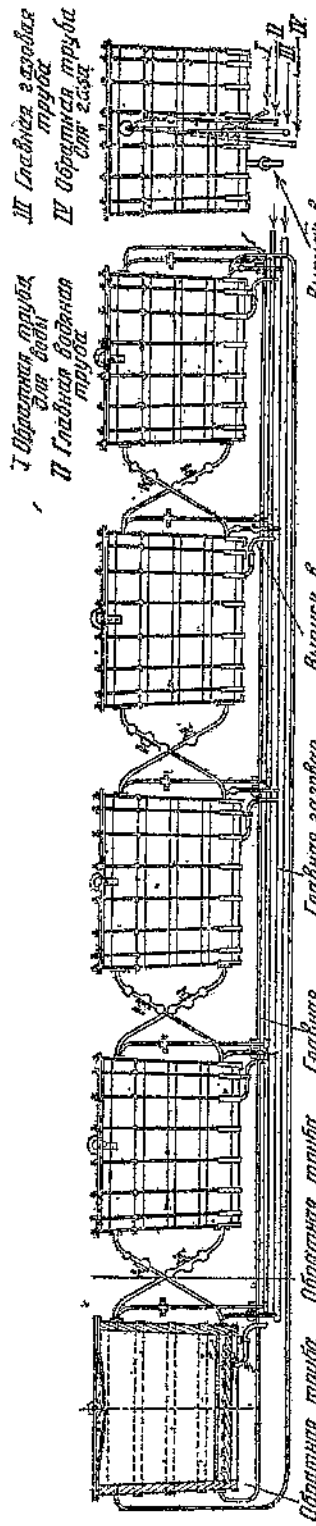
Бочка (фиг. 200) состоит из железного барабана, выложенного внутри свинцом. Сначала в бочку заливается вода, затем вводится хлорная известь, и сверху загружается обожженная руда. После этого на слой руды заливается необходимое количество серной кислоты, и крышка, закрывающая люк, плотно затягивается болтами.

Указанный порядок загрузки не дает возможности серной кислоте и хлорной извести реагировать до того момента, пока бочка не приведена во вращение.

Получение хлора в бочке происходит по реакции:

$$CaOCl_2 + H_2SO_4 = CaSO_4 + H_2O + Cl_2.$$

К концу обработки необходимо иметь значительный избыток хлора. Расход хлора зависит от состава хлорируемого материала и составляет 0,15—0,5% от отношению к весу обрабатываемого материала.



Фиг. 199. Серия герметически закрывающих чанов для последовательной хлоринации.

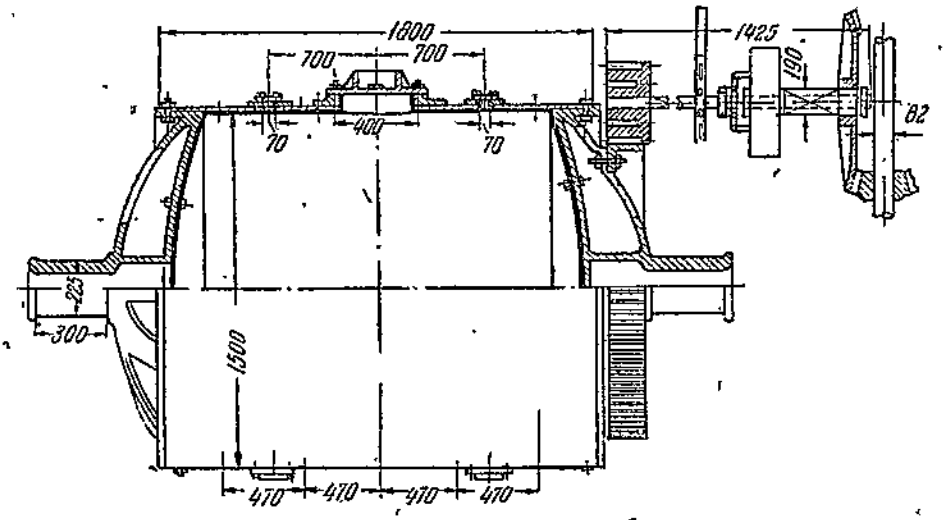
В результате развития этого метода стали употреблять бочки довольно значительной вместимости, достигавшей в Кришл-Крик 18 *т*.

Первоначально фильтры устраивали в чанах под бочками. В дальнейшем бочки были усовершенствованы путем установки в них фильтра. Фильтрующую перегородку располагают так, чтобы она была параллельна оси цилиндра и представляла в поперечном сечении хорду окружности бочки. Фильтр делается из листового свинца с мелкими отверстиями, который зажимается между деревянными решетками. В других случаях его делают из асбеста и иногда из песка.

В бочке устраиваются три отверстия: два из них — над диафрагмой — служат для загрузки и выгрузки руды и одно — под ней — для выпуска раствора и промывных вод.

Хлоринация в открытых чанах производится путем смешения раствора и реагентов в чане, загруженном обрабатываемой рудой.

Так например, хлоринацию материала, подвергнутого предварительно хлорирующему обжигу, производили смесью хлорной (белильной) извести с серной (или соляной) кислотой. Более крупные частицы золота перед хлоринацией выделялись путем гравитационного обогащения.



Фиг. 200. Бочка для хлоринации

На основании экспериментальных работ Блэком был усовершенствован способ Этарда — смешение поваренной соли, серной кислоты и марганцевокислого калия, но в таком количественном составе, который имел только слабый запах хлора и выделял его только в контакте с рудой, содержащей золото или другой поглотитель хлора. Этот метод применялся к обработке сульфидной руды, подвергавшейся предварительному обжигу. Время обработки в среднем составляет 140 час.

Наиболее значительного масштаба процесс хлоринации достиг в Маунт Морган (Куинсленд, Австралия), где он осуществлялся в открытых чанах посредством выщелачивания хлорной водой. Руда подвергалась сухому измельчению в шаровых мельницах крупна до — 20 меш и обжигалась во вращающихся цилиндрических печах. Обожженная руда выщелачивалась в открытых четырехугольных длинных бетонных чанах вместимостью 100 *т*. Внутри чаны покрывались защитным слоем вара и смолы.

Хлор пропускался через скрубберы, в которых получалась хлорная вода, накапливавшаяся затем в закрывающихся чанах. Из последних производилось заполнение открытых чанов для выщелачивания перколяцией. Содержание хлора в растворе составляло 0,14%. Расход хлора составлял 1,3 *кг/т*, что соответствует количеству раствора, составляющему около 1 $м^3/т$. Раствор заливался в таком количестве, чтобы уровень его был выше уровня руды. Контакт его с рудой для растворения золота продолжался в течение 36—64 час. После обработки хлорной водой содержимое чана промывалось водой до прекращения реакции на золото (по пробе $FeSO_4$).

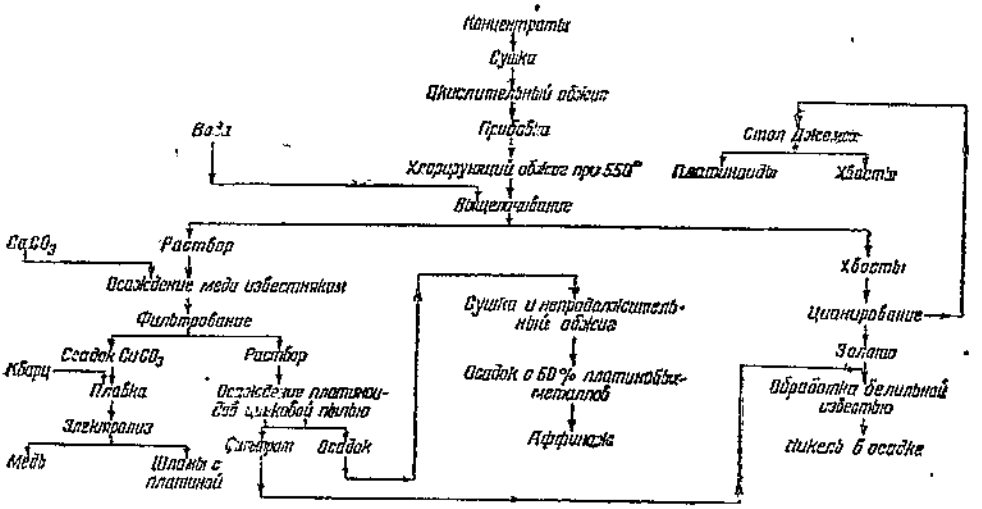
Осаждение золота производилось посредством пропускания растворов через угольные фильтры.

Извлечение золота этим процессом в зависимости от характера руды составляло: 92,6% из руды с более низким и 95% из руды с более высоким содержанием золота.

§ 128. Хлорирование платиновых руд

Хлорирование платиновых руд введено в производственную практику после открытия платины в южноафриканских месторождениях платиносодержащих норитов. В этой руде, содержащей сульфидные минералы, платина при довольно высоком содержании находится в виде сперрилита ($PtAs_2$), куперита (PtS) и других минералов, представляющих химические соединения. Палладий в этой руде находится также преимущественно в виде сернистых соединений, и содержание его в руде приблизительно равно содержанию платины.

Задача извлечения этих металлов была разрешена путем применения флотации с последующим хлорирующим обжигом концентрата в атмосфере хлора [164—167]. Характерным примером [165] осущест-



Фиг. 201. Схема извлечения платины из концентратов хлорированием

вления этого процесса является предприятие Потджиетерсруст Платин (Рустенбург в Южной Африке).

Выход концентрата на обогатительной фабрике составляет 5% от веса руды при извлечении 87% благородных металлов.

Концентраты со столов и из флотационных машин отправляются на хлорирующий завод, работающий по схеме, представленной на фиг. 201.

Концентраты, содержащие 250—340 *г/т* платиновых металлов, поступают в четыре печи для обжига.

Обожженный концентрат смешивается с поваренной солью и поступает в печи для хлорирования. Для осуществления последнего муфельные печи наполняются хлором, и в них поддерживается температура 500—600°. Хлорирующий обжиг концентрата, расположенного на поду печей слоем в 10 *см* толщиной, производится в течение четырех часов. При этом расход хлора по отношению к концентрату составляет около 75 *кг/т*.

В присутствии поваренной соли платиновые металлы при действии хлора образуют комплексные соли по реакциям:

$$Pt + 2Cl_2 + 2NaCl = Na_2PtCl_6,$$
$$Pd + Cl_2 + 2NaCl = Na_2PdCl_4,$$
$$Ir + 2Cl_2 + 2NaCl = Na_2IrCl_6.$$

Печи для обжига отапливаются углем, а печи для хлорирования — генераторным газом. Последнее позволяет регулировать в достаточной степени температуру хлорирующего обжига.

Экспериментальные работы по хлорированию смеси окисленной и сульфидной руд, содержащих платину и палладий, показали возможность вести хлоринацию при температуре 500—550° при полном извлечении платины и палладия [163]. При этом установлена целесообразность наличия некоторого количества сульфидов в материале, подвергаемом хлоринации. Продолжительность хлорирования по лабораторным данным была установлена в четыре часа. Минерал палладит PdO хорошо хлорируется в присутствии некоторого количества сульфидов.

Прохлорированный продукт выщелачивается слабым раствором соляной кислоты. При выщелачивании извлекаются металлы платиновой группы (в виде хлороплатината, хлоропалладита и хлороиридата), а также медь и никель (в форме хлоридов). Из раствора, полученного в результате выщелачивания, производят последовательное осаждение: 1) меди — известняком в виде основного карбоната; этот плотный, зернистый осадок увлекает при образовании около третьей части платиновых металлов, перешедших в раствор при выщелачивании; 2) после осаждения меди производят осаждение цинковой пылью металлов платиновой группы; 3) в случае присутствия никеля осаждение производят белильной известью.

Недоизвлеченные хлорированием крупные частицы платины извлекают в концентрат на столах Джемса, а для извлечения золота, остающегося в хвостах, применяют цианирование.

Осадок углекислой меди, содержащий платиновые металлы, поступает в плавку. Окончательное выделение платиновых металлов из черновой меди производится из анодного шлама, получаемого при электролизе.

Общее извлечение всех платиновых металлов путем хлорирования составляет 87%. Лучше извлекается платина, процент извлечения которой равен 92; в меньшей степени извлекается иридий и другие платиноиды. Соотношение между количеством отдельных платиновых металлов, извлекаемых хлорированием, может быть представлено следующим образом: платины 66—77%, палладия 11—25%, других платиноидов 1—7%.

Продукт, получаемый при осаждении, содержит: платины 51,88%, палладия 15,36%.

Окончательное разделение этих металлов производится на аффинажном заводе.

ГЛАВА ДЕВЯТНАДЦАТАЯ

ПЛАВКА И АФФИНАЖ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

§ 129. Задачи плавки и аффинажа

Использование благородных металлов в технике и в качестве валютных ценностей требует получения их в состоянии высокой чистоты.

Это осуществляется путем аффинажа, производимого на специальных аффинажных заводах или в аффинажных цехах металлургических предприятий.

Перед поступлением в аффинаж черновой металл во многих случаях плавится. Плавка металлов производится также после получения аффинированной продукции.

В большинстве индустриальных стран аффинаж производится на сравнительно небольшом числе централизованных заводов.

Иногда аффинажные цехи объединяются с рафинированием других цветных металлов (меди, свинца и т. д.) или с производством монет на монетных дворах. Аффинажные цехи (например, по серебру) также встречаются на предприятиях цветной металлургии.

Современная техника аффинажа основана преимущественно на электролитическом разделении или на селективном осаждении металлов. Наряду с этим иногда применяется очистка металла в процессе плавки путем действия реагентами (например, хлором, серой, кислородом), удаляющими примеси из состава аффинируемого металла.

§ 130. Плавка золота и серебра. Изменение состава металла при переплавке

Плавка золота и серебра характеризуется необходимостью регулировать температуру в рабочем пространстве печи, чтобы не допустить перегрева, и небольшим количеством расплавляемого металла (последнее в меньшей степени относится к серебру).

Основным сырьем, поступающим в плавку перед аффинажем, является: 1) шлиховой металл, извлекаемый при обогащении россыпей (золотых и платиновых), 2) металл, получаемый в результате обработки цианистых осадков, электролитных шламов и рафинирования веркблея, 3) остаток, получаемый после отгонки ртути из амальгамы («сухари»), 4) металлический лом (бытового и технического металла).

Перед аффинажем металл, содержащий золото и серебро, подвергается расплавлению для получения однородного слитка. Такая плавка называется приемной.

Это необходимо для расчета с поставщиком и для получения кондиционного состава металла для дальнейших операций аффинажа. С этой целью производится сплавление слитков в соотношениях удовлетворяющих кондициям технологии процесса.

Шлиховой металл россыпных предприятий и металл, получаемый в результате отгонки ртути, являются более высокопробными. Металл, получаемый в результате обработки цианистых шламов, больше загрязнен примесями и является более низкопробным. Сплав Доре, получаемый из электролитных шламов, содержит значительный избыток серебра, отношение которого к золоту составляет от 6 : 1 до 8 : 1.

Платиновый шлиховой металл и платиновые шламы не подвергаются плавке перед поступлением в аффинаж и поступают непосредственно в растворительные чаны или в пирометаллургическую обработку.

В случае поступления в приемную плавку золота, содержащего осмистый иридий, происходит отстаивание осмистого иридия на дне тигля, так как кристаллы его не сплавляются с золотом, имеют высокую температуру плавления и большой удельный вес.

Зерна его частично собираются в нижней части слитка (что затрудняет опробование), а частично остаются в тигле и могут быть отделены обиванием внутренней поверхности последнего.

Имеются два пути плавки на отстой для выделения осмистого иридия.

По первому способу металл, содержащий значительное количество осмистого иридия, переплавляется и отстаивается в течение получаса в чистом тигле при температуре достаточно высокой для разжижения металла. После этого тигель извлекают из печи, избегая перемешивания или встряхивания содержимого, и большую часть металла отливают в изложницу.

Остаток, содержащий осмистый иридий, охлаждают в тигле, в результате чего получают слиток, весьма обогащенный осмистым иридием.

По второму способу после отстаивания осмистого иридия в жидком металле производят охлаждение в тигле всего содержимого и отрезают нижнюю часть слитка.

Повышение содержания серебра в слитке понижает удельный вес сплава и тем самым улучшает отстаивание осмистого иридия, в то время как золото производит обратное действие. Поэтому для выделения осмистого иридия практикуют последовательное сплавление с серебром и отрезание нижней части слитка, которая поступает в следующую операцию сплавления. Осмистый иридий концентрируется в небольшом объеме золотистого серебра, которое подвергается последующему гранулированию и развариванию с азотной кислотой. Полученная смесь порошкообразного золота и осмистого иридия обрабатывается царской водкой, в результате чего получают порошкообразную смесь кристаллов осмистого иридия.

Неблагородные металлы, входящие в состав слитка, вызывают нежелательные свойства последнего, например: хрупкость, неоднородность, трудность электролитического рафинирования и др. Поэтому переплавку слитков можно использовать для улучшения состава перед поступлением в основной процесс аффинажа[1].

При плавке золота и серебра во избежание потери вследствие угара вводят флюсы и плавку производят в закрытых тиглях. Наиболее обычными флюсами являются: сода, поташ, известь, кварц, стекло и селитра.

Тигли, употребляемые при плавке, во избежание растрескивания, должны предварительно подвергаться прокаливанию при медленном повышении температуры. Тигли перед употреблением длительно выдерживаются в специально обогреваемом помещении. Перед самым употреблением они предварительно прогреваются.

---

[1] С другой стороны, при анализировании слитка, получаемого в результате приемной плавки, следует учитывать некоторые изменения, вносимые в состав его в результате расплавления.

При плавке загрузка металла в большинстве случаев производится в раскаленный тигель.

После помещения тигля в печь его разогревают докрасна и засыпают в него буру, которая образует покрышку на поверхности металла, ошлаковывает окислы неблагородных металлов и ускоряет расплавление. После этого в тигель загружают шлиховый металл, подлежащий приемной плавке. Большие куски металла загружаются непосредственно щипцами. Для получения шлака требуемого состава в тигель дополнительно загружают смесь кварца с содой.

Мелкокристаллическое серебро перед плавкой прессуется и загружается в виде цилиндрических брикетов.

Крышку тигля перед накрыванием его хорошо прокаливают и тигель в течение плавки оставляют насколько возможно дольше закрытым крышкой.

Нередко применяется плавка под слоем древесного угля. Это имеет особое значение для снижения потерь серебра и для сокращения потерь при наличии летучих компонентов.

Факторами, изменяющими состав переплавляемого металла, являются: шлакующее действие флюсов, окисление кислородом и действие окислителей.

Действие струи воздуха на удаление примесей из расплавленного золота или серебра было известно весьма давно (за 2 500 лет до н. э.).

В шестнадцатом веке для улучшения свойств хрупкого золота применяли переплавку его с бурой при продувке воздуха.

Этот способ переплавки с окислением воздухом применяется на некоторых предприятиях для повышения качества металла[1].

При плавке в тигле продувку воздуха или кислорода производят через фарфоровую трубку аналогично продувке хлора (см. ниже).

Для успешного протекания этого процесса следует центральную часть поверхности металла оставлять свободной от шлака. В случае значительного содержания неблагородных металлов следует часто счищать шлак[2].

Для ошлакования окислов в тигель загружают небольшое количество буры и песка.

Окончательное удаление шлака производится перед отливкой металла. Примеси окисляются кислородом воздуха в следующем порядке: цинк, железо, сурьма, мышьяк, свинец, висмут, никель, теллур, медь[3].

Потери золота и серебра при продувке воздуха по практике предприятий в Лорето и Гуэрреро (Пачука) составляют по золоту от 0,0039 до 0,0133% и по серебру — от 0,0133 до 0,0497%. На этих предприятиях продувка воздуха производится в течение 10 часов через ванну золотистого серебра на поду отражательной печи, с нефтяным отоплением. В этой операции исходным веществом (подвергавшимся сначала обычной плавке с флюсами) являлись цианистые осад-

[1] Наряду с применением продувки воздуха или кислорода в практике плавки золота применяли окислители, из числа которых наибольшее распространение имела селитра, насыпавшаяся на поверхность расплавленного металла. Вследствие разбрызгивания металла и потерь в счищаемом шлаке этот процесс не получил распространения. Кроме селитры применялся также марганцовокислый калий.

[2] Потери золота в шлаке нормальных свойств незначительны, но при образовании большого количества окиси железа в шлаке запутываются корольки золота.

[3] Некоторое количество меди окисляется до удаления последних количеств цинка.

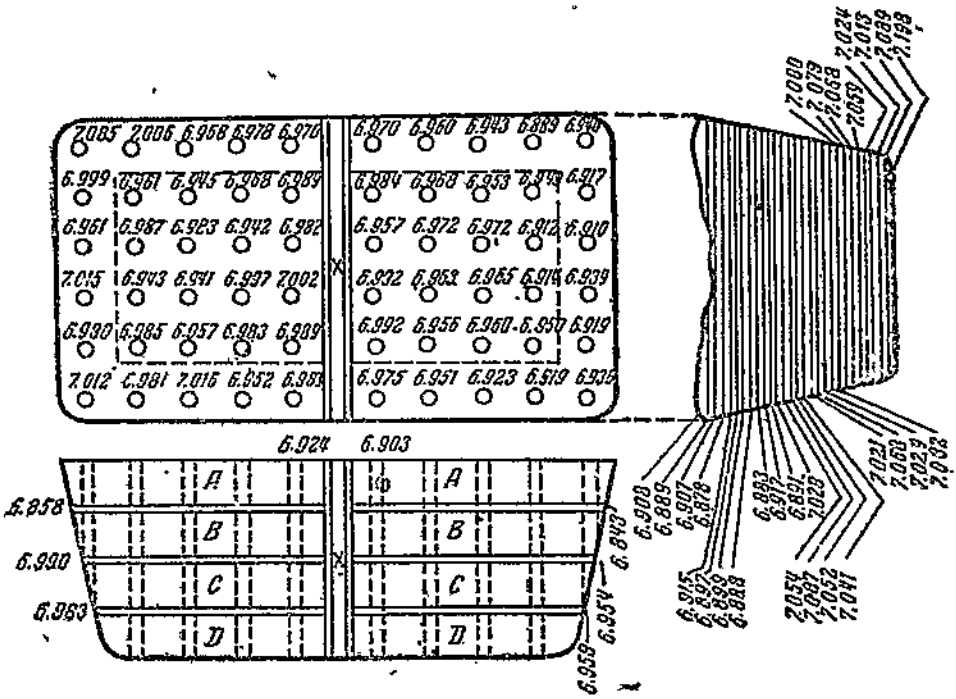
ки с содержанием 75—85% серебра и золота. После продувки воздуха получали золотистое серебро 981 пробы по серебру и 6 пробы по золоту.

Более радикальным способом улучшения качества металла во время плавки является продувка хлора («подхлорирование»).

Из других способов улучшения качества металла при плавке следует упомянуть плавку с серой или с сульфидами. Плавка с серой иногда производится для первоначальной очистки весьма загрязненного металла. Например, она может быть применена к металлу с амальгамационных установок в том случае, когда амальгама содержит много железа. В результате плавки железо и значительная часть меди переходят в сульфидный слой, образующийся на поверхности металла.

§ 131. Неоднородность слитков, получаемых в результате плавки

Рассмотрение систем, образуемых благородными металлами, указывает на возможность ликвации ряда сплавов. Наряду с последней также и другие причины создают значительную неоднородность слитков в вертикальном и горизонтальном сечениях.



Фиг. 202. Распределение золота и серебра в слитке металла Дорэ

При затвердении слитка компоненты, кристаллизующиеся в первую очередь и отличающиеся по своему удельному весу от окружающей среды, опускаются на дно расплавленной ванны или всплывают. Кроме того наиболее охлажденные части изложницы, а к таковым обычно относятся боковые и нижние ее части, вызывают затвердевание сплава в первую очередь в слоях, прилегающих к этим частям. Металл, остающийся в жидком состоянии внутри затвердевающего слитка, оттесняется кверху и затвердевает в последнюю очередь. Со-

ответственно этому процессу сегрегации происходит распределение компонентов между внешними слоями слитка, затвердевающими в течение начального периода, и внутренней верхней частью, кристаллизующейся в течение конечного периода затвердевания.

На фиг. 202 представлен разрез слитка золотистого серебра (металла дорэ) с указанием на нем распределения содержания золота (выраженного в тысячных долях). В этом случае, хотя неравномерность распределения меньше, чем в золото-серебряно-медных сплавах, но содержание золота все-таки оказывается несколько выше в нижней части слитка.

Платиновые металлы в золото-серебряных слитках также распределяются неравномерно. Они остаются (кроме осмистого иридия) преимущественно во внутренней верхней части слитка, которая затвердевает в последнюю очередь.

Весьма подвержены сегрегации слитки, содержащие кроме золота и серебра также цинк, свинец и медь.

Слитки такого состава при весе всего 3,6 *кг* могут содержать золота: в нижней части 66,2% и в верхней — 43,9%. В слитке с 16,4% свинца и 9,5% цинка содержание золота колебалось в пределах 56,2—62,2%.

Сегрегация этих слитков происходит вследствие присутствия свинца и цинка. Серебро снижает сегрегацию и при содержании, превышающим ⅔ суммы свинца и цинка, практически уничтожает неоднородность, вызываемую этими металлами.

Слитки золота и серебра получают в результате приемной плавки путем отливки в стальные или чугунные изложницы прямоугольного сечения. Перед отливкой изложницы подогревают и смазывают. Перед аффинажем электролитическим путем производят отливку в изложницы, собранные в общий агрегат и соответствующие форме анодов [1].

§ 132. Летучесть благородных металлов. Потери при плавке

Летучесть благородных металлов имеет первостепенный интерес для плавильных цехов аффинажных заводов. Кроме того, она имеет практическое значение для борьбы с потерями в пирометаллургических цехах золотых предприятий и при пирометаллургической обработке золотосодержащих руд цветных металлов.

Летучесть химически чистого золота в обычной воздушной атмосфере невелика [174].

Розе заметил, что в ряде случаев потеря золота вследствие летучести не зависит от действия воздушной атмосферы, если последняя остается неизменной.

Наряду с этим потери золота увеличиваются в восстановительной атмосфере. По отношению к атмосфере воздуха потеря золота вдвое больше в атмосфере окиси углерода и в шесть раз в атмосфере светильного газа.

Экспериментальные работы [184] дают возможность судить о влиянии на летучесть золота: 1) компонентов, входящих в состав металла, и 2) состава газовой атмосферы. Заметная летучесть химически чистого золота наблюдается только в светильном газе и хлоре [2].

[1] В случае поступления однородного металла (дорэ или шлихового) можно избежать второго расплавления и непосредственно (после первого расплавления) отливать в аноды.

[2] В атмосфере светильного газа, надо полагать, образуется летучий гидрид золота, а в хлоре образуется летучее хлорное золото.

Летучесть золота в сплавах с цинком и кадмием возрастает в атмосфере различных газов в следующем порядке: кислород, светильный газ, азот, углекислый газ[1] и хлор.

Сплавы со свинцом обнаруживают приблизительно одинаковую летучесть во всех газах; за счет окисления свинца (и летучести его окислов) она несколько повышается в кислороде.

Медные сплавы имеют одинаковую летучесть в различных газах за исключением хлора (как впрочем и все остальные сплавы) и светильного газа. Летучесть в последнем объясняется образованием гидрида меди (Cu_2H_2).

Повышенная летучесть золота в сплавах с серебром в присутствии кислорода возникает вследствие взаимодействий последнего с расплавленным серебром.

В сплавах с сурьмой летучесть в светильном и углекислом газах выше, чем в азоте и кислороде. Это объясняется высокой летучестью металлической сурьмы.

При постепенном нагревании амальгам летучесть золота оказывается одинаковой во всех газах, кроме хлора.

Это объясняется тем, что в результате постепенного нагревания сплава до 700—800° в нем остается немного ртути, а при 900° — всего около 0,1%. Летучесть золота, вызываемая химическим взаимодействием компонентов сплава с окружающим газом, соответствует температуре более высокой, чем 900°.

При внезапном нагревании амальгамы может происходить разбрызгивание вследствие быстрого выделения и вскипания ртути. Весьма значительная летучесть золота наблюдается в присутствии теллура и селена.

В атмосфере хлора летучесть золота достигает наивысшего значения. Она возрастает с увеличением скорости движения газов, соприкасающихся с поверхностью металла, и с повышением температуры. Наибольшее повышение летучести наблюдается в присутствии меди, олова, ртути и свинца (выше 1100°).

Наивысшая летучесть золота в атмосфере хлора объясняется: во-первых, образованием летучих хлоридов лигатурных металлов и, во-вторых, образованием летучего хлорного золота.

При нагревании выше 220° соединения золота с хлором разлагаются. Очевидно, потеря летучего хлорного золота со струей движущегося газа происходит в результате быстрого охлаждения образовавшегося хлорида, который быстро переходит в слой воздушного потока, удаленные от поверхности соприкосновения.

На летучесть также влияет понижение поверхностного натяжения сплава, которое зависит от компонентов, входящих в его состав, и от состава газовой атмосферы.

Летучесть серебра известна достаточно давно как по наблюдениям за окислительным обжигом, так и по наблюдениям за улетучиванием металлического серебра при нагревании [176].

При окислительном обжиге потери обусловлены разложением соединений серебра. Потери также зависит от интенсивности химических реакций при обжиге с доступом и без доступа воздуха. В индиферентном газе наблюдаются незначительные потери. При высокой температуре серебро летуче в окислительной атмосфере, причем летучесть усиливается в присутствии серы, мышьяка и сурьмы.

На основании экспериментальных работ [177] можно считать установленной наибольшую летучесть серебра в кислороде и всегда довольно значительную летучесть при наличии кислорода в составе газовой атмосферы. Влияние отдельных компонентов сплавов на повышение летучести серебра в кислороде можно представить (в порядке возрастания) следующим рядом: 1) платина, 2) золото, 3) медь, 4) олово, 5) сурьма.

Весьма высокую летучесть серебра в сплаве с сурьмой можно объяснить разложением выше 950° антимонида серебра.

Наименьшая летучесть для сплавов серебра установлена в светильном газе. Наивысшая летучесть в светильном газе (выше 1250°) наблюдается для сплавов с медью и в меньшей степени — с золотом и платиной.

Основной причиной различия летучести серебра при изменении состава газовой атмосферы является присутствие в жидком серебре растворенного кислорода (в виде окиси или в элементарной форме), понижающего поверхностное натяжение металла и ускоряющего его испарение.

На фиг. 203 представлены кривые изменения летучести чистого серебра в атмосфере различных газов в зависимости от температуры и так же показана максимальная летучесть в чистом кислороде. На той же диаграмме графически показаны характеристики поверхностного натяжения серебра, сопоставленные с

---

1 Высокую летучесть в углекислоте можно объяснить образованием карбонильных соединений.

кривыми летучести. Это сопоставление наглядно иллюстрирует влияние кислорода на изменение поверхностного натяжения серебра, а следовательно, и на летучесть.

Потери золота и серебра весьма зависят от условий ведения плавки и, в первую очередь, от конструкции печи.

По данным монетных дворов (преимущественно Англии и США) при плавке золото-медных (монетных) сплавов в обычных пламенных печах потери золота составляют: общие 0,02—0,025% и безвозвратные 0,01—0,015%.

Средняя безвозвратная потеря золота на Лондонском монетном дворе, подсчитанная за пять лет (1909—1913 гг.), составила 0,0147%.

При этом надо заметить, что потеря при плавке в газовых печах (на садку 80 *кг*) оказалась немного меньше, чем потеря при плавке в коксовых горнах (на садку 3,5 *кг*).

Значительно меньшими являются потери при плавке золота в электрических печах. Так, например, при плавке в электрической печи сопротивления на монетном дворе в Претории потеря золота составляет всего 0,003%.

Сравнение потери золота в пламенных и электрических печах особенно отчетливо показывает, что основные безвозвратные потери в пламенных печах происходят с дымами.

Розе считает, что главной причиной потерь золота при плавке является не испарение, а взаимодействие с окружающей газовой средой, вследствие которого металл увлекается с поверхности в виде мельчайших капелек (с диаметром меньшим 0,001 *мм*), образующих как бы металлический туман.

Наши наблюдения указывают на потерю металла при плавке преимущественно в течение операции разливки из тигля. В этот момент металлический туман и тяжелые пары, находящиеся над зеркалом металла, распространяются в окружающем помещении.

Количество металла, испаряющегося в течение плавки и доходящего по дымоходу до газоуловительных устройств, относительно невелико и в случае плавки серебра значительно больше, чем при плавке золота. Часть металла в виде корольков собирается в дымоходе и извлекается при зачистке плавильного отделения.

Потери серебра при плавке составляют большую величину, чем потери золота. Для снижения потерь целесообразно всячески избегать окислительного действия кислорода воздуха и вести плавку под слоем угля. В этом случае безвозвратные потери не превосходят 0,04—0,05%. При плавке в пламенных горнах общие потери [186] составляют до 0,1% при плавке серебряного сплава 875 пробы и увеличиваются до 0,25% при плавке серебряной стружки (безвозвратные потери составляют от 30 до 40% от этих величин).

Наилучшим способом улавливания золота и серебра из дымовых газов является применение электростатической очистки газов в аппарате Коттреля. Такой аппарат трубчатого типа (Лодж-Коттреля) с 24 трубами установлен на Лондонском монетном дворе и дает возможность улавливать из газов, проходящих через него, 97—98% золота и 98—99% серебра.

Для улавливания металлов из вентиляционных газов производственных помещений могут быть применены фильтры Бета.

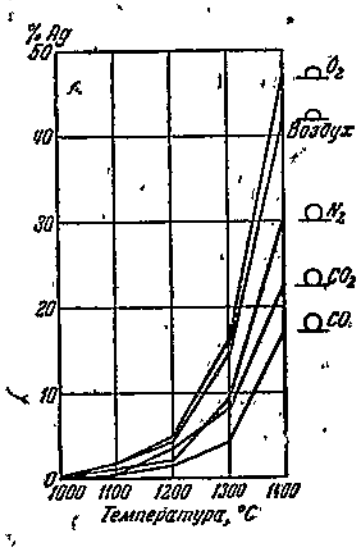
Летучесть платиновых металлов при высоких температурах изучена только в пределах ниже температуры плавления.

На фиг. 204 показана зависимость потери в весе металлов платиновой группы от времени нагрева при 1300° (по Круксу). Наименьшая

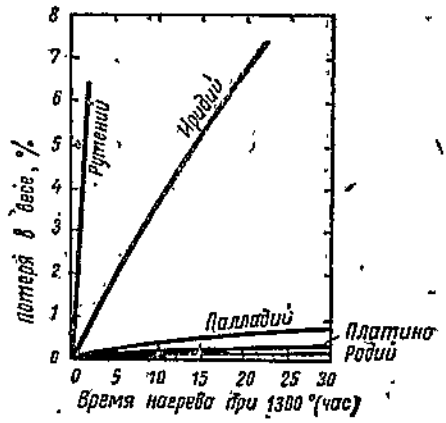
потеря в весе наблюдается у родия; весьма близко к нему стоит летучесть платины. Несколько выше летучесть палладия.

Значительно большая потеря от улетучивания наблюдается у иридия и особенно у рутения. Максимальной летучестью характеризуется осмий. При температуре выше 1300° родий улетучивается быстрее платины.

При не столь высоких температурах потеря платиновых металлов сравнительно невелика; так при 900° родий и платина не обнаруживают признаков летучести. Несмотря на длительный нагрев, палладий за 30 часов теряет 0,018%, а иридий в течение 22 часов — 0,09%.



Фиг. 203. Летучесть серебра в атмосфере различных газов



Фиг. 204. Потеря в весе платиновых металлов в зависимости от времени нагрева

Введение в сплав с платиной любого из платиноидов кроме родия увеличивает потерю платины вследствие летучести при температурах выше 900°. Сплавы платины с родием обладают весьма ценным свойством, вследствие которого потери снижаются даже по сравнению с чистой платиной. Величины потерь платины в некоторых сплавах при температурах 900—1200° приводятся в табл. 77.

Таблица 77

Потери платины при нагревании в *мг*/100*см*²/*час*

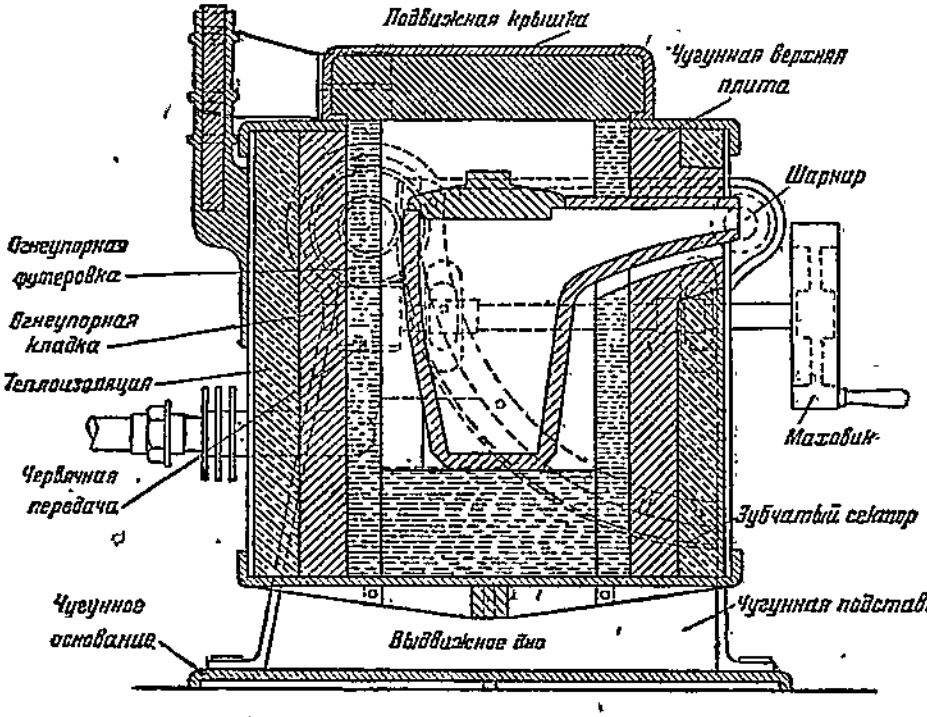
Температура нагревания °С	Чистая платина	Платина, содержащая примеси в количестве		
		1% иридия	2,5% иридия	8% иридия
900 и меньше	0	0	0	0
1000	0,08	0,30	0,57	0,07
1200	0,81	1,20	2,50	0,54

Потери платиновых металлов на воздухе (кроме палладия) происходят вследствие образования летучих окислов.

Улетучивание палладия происходит в металлическом состоянии.

§ 133. Печи для плавки благородных металлов

Для плавки золота и серебра применяются следующие типы печей: горны нефтяные и коксовые, наклоняющиеся печи с нефтяным и газовым отоплением и электрические печи (индукционные и сопротивления). При плавке в горнах и наклоняющихся печах расплавление металла производится в графитовых тиглях с шамотовыми вкладышами или шамотовой футеровкой или в шамотовых тиглях.



Фиг. 205. Наклоняющаяся газовая тигельная печь для плавки золота (в разрезе).

Для плавки платины и ее сплавов применяются специальные печи на водородно-кислородном или газово-кислородном пламени, которые в последнее время уступают место электрическим печам высокой частоты.

Коксовые горны представляют наиболее простое устройство для плавки золота и серебра. Они делаются прямоугольного или круглого сечения и складываются из обыкновенного кирпича с внутренней футеровкой из огнеупорного кирпича, толщиной по крайней мере 10 *см*. Печь для прочности имеет железную арматуру.

Очко в печи имеет сечение размером около 45 × 45 *см* и глубину около 67 *см*.

Для отопления горна пользуются коксом высшего качества. Наряду с самодувными горнами пользуются также горнами с подводкой воздуха.

Наклоняющиеся цилиндрические тигельные печи широко применяются для плавки золота и серебра.

На фиг. 205 показана наклоняющаяся тигельная печь, работающая на газе и употребляемая для плавки золотых слитков.

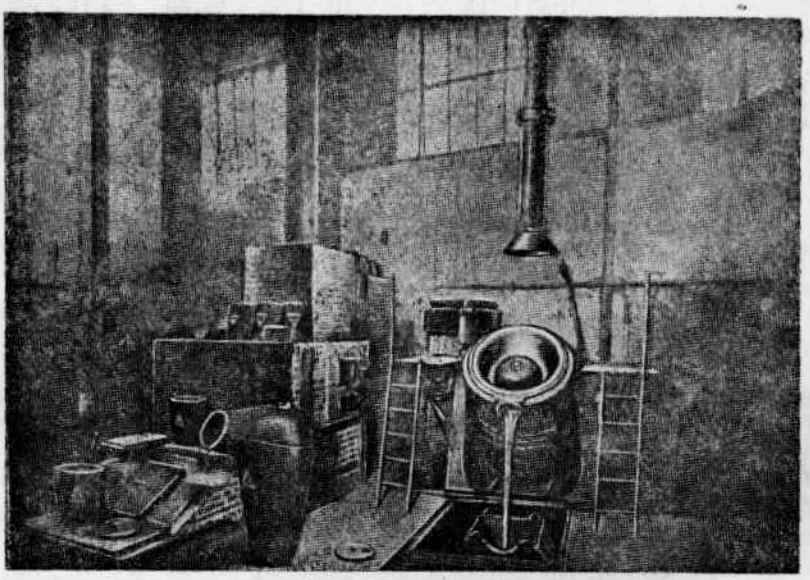
К газовым печам присоединяют автоматически действующее устройство для регулирования соотношения между газом и воздухом, поступающими в рабочее пространство.

На фиг. 206 показана установка в Родезии для плавки золота в наклоняющейся моргановской печи; такие печи работают как на нефти, так и на газе. Левее показан обыкновенный горн на два гнезда для плавки золота в графитовых тиглях. На той же иллюстрации (слева) можно видеть графитовый тигель с шлемом и поддоном (см. фиг. 183).

Моргановская печь отапливается нефтью, поступающей через форсунку в камеру сжигания, расположенную у основания тигля. Факел сгорания нефти поступает тангенциально по отношению к поверхности тигля и омывает последний. Как в газовой, так и в нефтяной печи плавящаяся шихта изолируется от действия печных газов и этим предотвращаются потери при плавке золота и серебра.

В последнее время начали вводиться электрические печи как для плавки аффинированного металла, так и для приемной плавки.

В практике для плавки золота и серебра применяют печь сопротивления Гельбергера.

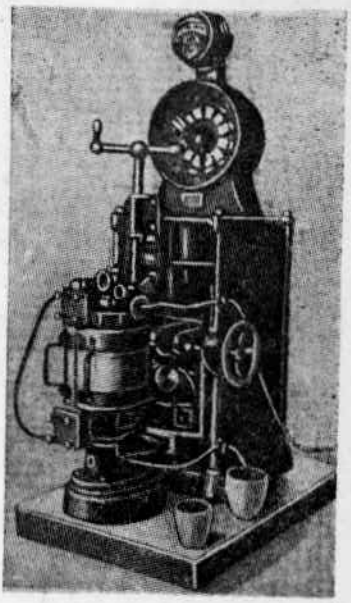


Фиг. 206. Наклоняющаяся (моргановская) печь для плавки золота в действии на предприятии в Родезии

Из числа индукционных печей более удобным типом для плавки золота и серебра следует считать бессердечниковую индукционную печь. С этой целью могут применяться шведские индукционные электрические печи Ашеа.

Печь сопротивления Гельбергера применяется для плавки золотых шламов (серебряного электролиза) и для плавки золотых и серебряных сплавов [173, 183]. Она также может быть применена для приемной плавки. Вид печи показан на фиг. 207. В качестве сопротивления в этой печи применяется тигель, который включается в цепь посредством контактных колец, охватывающих его.

Тигли могут быть графитовыми или угольными. Внутренняя поверхность тигля футеруется (шамотовой массой или другим огнеупорным веществом) или защищается шамотным вкладышем. Изнашиваемой частью печи являются контакты, смена которых не представляет затруднения. Необходимая температура устанавливается посредством переключателя. Обычно эти печи работают на однофазном переменном токе. Печи вместимостью до 20 *кг* могут быть как стационарными, так и наклоняющимися.



Фиг. 207. Электропечь сопротивления типа Гельбергера

Для расплавления 1 *кг* золота требуется 0,5 *квт-ч*, а для расплавления 1 *кг* серебра 0,4 *квт-ч*.

Значительным преимуществом печей сопротивления является простота устройства, ремонта и регулировки температуры.

Индукционные печи по этим показателям менее выгодны для плавки сравнительно небольших партий металла.

Измерение и автоматическое регулирование температуры в них требует более сложных устройств. В то же время преимуществом индукционных печей является лучшее перемешивание металла во время плавки.

Индукционная электрическая печь была установлена в 1931 г. на Монетном дворе США для плавки аффинированного (катодного) металла. Она выложена карбидом кремния и дает малые потери тепла через лучеиспускание и низкий угар металла при плавке.

Другой пример установки (в 1927 г.) электрической печи типа Бэйли [173] для плавки золота можно привести по практике Монетного двора в Претории (Южная Африка).

Большим преимуществом электрических печей является полная изолированность рабочего пространства и отсутствие дымоходов, а также чрезвычайное удобство регулировки с полной возможностью автоматизации в течение операции плавки.

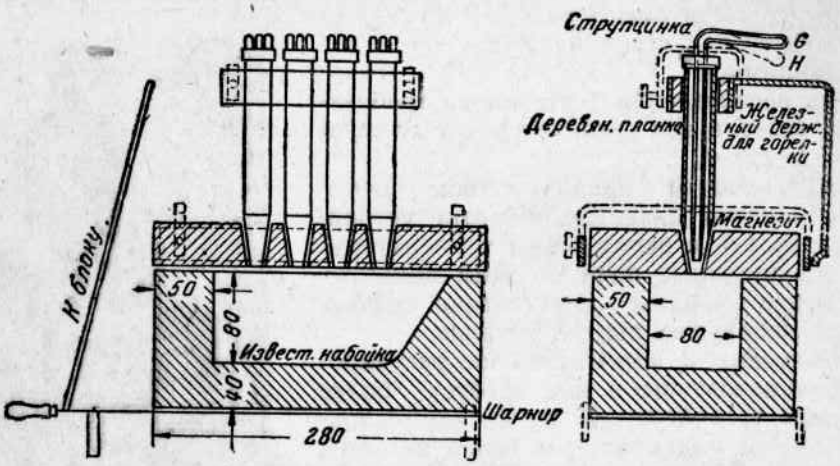
В то же время электрические печи требуют установки сложного оборудования и квалифицированного обслуживания при эксплоатации и ремонте.

Плавка платины в печи с газовым нагревом, называемой также известковой, производится после спрессования губчатого металла в брикет, производимого в стальной матрице посредством стального пуансона. В других случаях его спрессовывают в самой известковой печи посредством деревянного или металлического пуансона. При большой производительности для прессовки устанавливают специальный стальной пресс; в этом случае губчатая платина загружается в стальной цилиндр и сдавливается поршнем.

При прессовке платины в стальных матрицах возможно некоторое загрязнение железом.

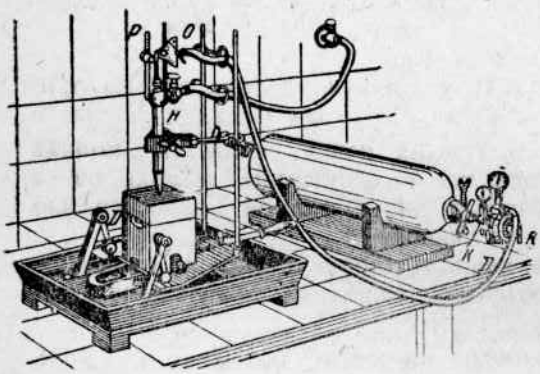
Печь для плавки в газовом пламени с применением одной горелки изготавливается из кубических кусков обожженной извести (с ребром 120—140 *мм*). Она вмещает до 1 *кг* платины. Для плавки больших

количеств платины применяют печь с несколькими горелками. Разрез такой печи с четырьмя горелками, применяемой для плавки свыше 3 *кг* металла, показан на фиг. 208. В верхнюю часть печи входят горелки, состоящие из внешней трубки (для водорода или светильного газа) и из внутренней (для кислорода). Трубки делаются из меди и имеют платиновые [1] наконечники.



Фиг. 208. Известковая печь на 4 горелки для плавки платины

Регулировка температуры в печи производится перемещением внутренней трубки горелки. Небольшая установка для плавки платины (с печью, имеющей одну горелку) показана на фиг. 209. На ней можно видеть подставку для печи и горелки, дающую возможность производить отливку, не раскрывая печи и не охлаждая ее перед следующей плавкой.



Фиг. 209. Установка для плавки платины в небольшой печи

На заводах, плавящих значительное количество платины (до 12—15 *кг*), иногда применяют круглые газовые печи, устанавливаемые на подставке для наклонения их при отливке.

Для изготовления всех этих печей применяют известь, спрессованную гидравлическим прессом. Окись циркония хотя и применяется, но дает худшие результаты, так как она не всасывает окислов неблагородных металлов и трудно поддается обработке кислотой при переработке остатков с целью извлечения корольков платины. Шамотовые тигли непригодны вследствие образования хрупких силицидов платины, а графитовые — вследствие науглероживания.

Расход кислорода на 1 *кг* платины составляет 60—100 *л*, а водорода 120—200 *л*. При большой производительности предприятия пла-

[1] Иногда их делают из сплава платины с иридием.

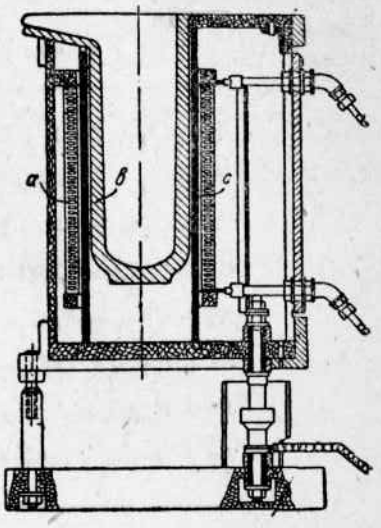
вильщик вместе с помощником за смену сплавляют 30—35 *кг* платины.

Электрические печи высокой частоты (однофазные и трехфазные) в настоящее время также начали применяться для плавки платины. Сама печь не сложна по своей конструкции, но требует установки трансформатора, что и усложняет применение в производственной практике.

Схематический разрез высокочастотной печи показан на фиг. 210. Она состоит из кварцевой трубы (*с*) и индукционной катушки (*а*), представляющей медную пустотелую спираль, охлаждаемую водой. Внутри цилиндра находится тигель (*в*), в котором производится расплавление металла. В результате пропускания через спираль тока высокой частоты (до 20 000 *пер/сек*) через 15—20 мин. достигают температуры 2000°.

При диаметре внутреннего сечения печи, равном 100 *мм*, требуется мощность печи 12 *кв*.

Для плавки платины применяются известковые или магнезитовые тигли, из которых в платину может переходить некоторое количество кальция или магния.



Фиг. 210. Схематический разрез электрической печи высокой частоты

Ввиду последнего обстоятельства плавку иногда заменяют спрессовыванием губчатой платины под высоким давлением (металлокерамический путь). Изделия из платины, полученной таким способом, нередко оказываются более высокого качества.

§ 134. Аффинаж хлорированием и кислотами

Хлорирование и растворение в кислотах следует применять в качестве вспомогательных методов аффинажа. Они целесообразны, если дополняют основной метод электролитического аффинажа в случае: 1) наличия низкопробного металла (содержащего значительное количество примесей), для подготовки металла путем удаления избыточного количества примесей и 2) обработки отходов основного аффинажа (например, шламов серебряного электролиза).

Кроме того они могут заменить более совершенные методы при малом масштабе производства, затрудняющем применение электролиза.

Аффинаж хлорированием представляет способ, основанный на радикальном изменении состава металла при переплавке путем продувки через него хлора. Хлорирование применяется не только для рафинирования с целью отделения неблагородных металлов, но и для полного аффинажа с переводом серебра в хлорид, всплывающий на поверхность расплавленного золота.

Впервые метод предложен в 1838 г. Томпсоном и Айкеном, но в производственную практику внедрен в 1867 г. пробирером Монетного двора в Сиднее (Австралия) Миллером. Он основан на различии

термического эффекта образования хлоридов различных металлов, что можно видеть на основании данных, приведенных в табл. 78.

Таблица 78

Термический эффект образования хлоридов металлов
(кг-кал)

На 1 *кг-мол* соединения	На 1 *кг* металла	На 1 *кг* хлора
$Zn + Cl_2 = ZnCl_2 + 97400$	1498	1372
$Pb + Cl_2 = PbCl_2 + 83900$	837	1320
$Fe + Cl_2 = FeCl_2 + 82200$	1468	1158
$Cu + 1/2\ Cl_2 = CuCl + 32875$	517,7	926
$Ag + 1/2 Cl_2 = AgCl + 29380$	272	827,6
$Fe + 1\,1/2 Cl_2 = FeCl_3 + 96150$	1717	592
$Au + 1\,1/2 Cl_2 = AuCl_3 + 22820$	116,4	214,2
$Au + 1/2\ Cl_2 = AuCl + 5810$	29,6	163,7

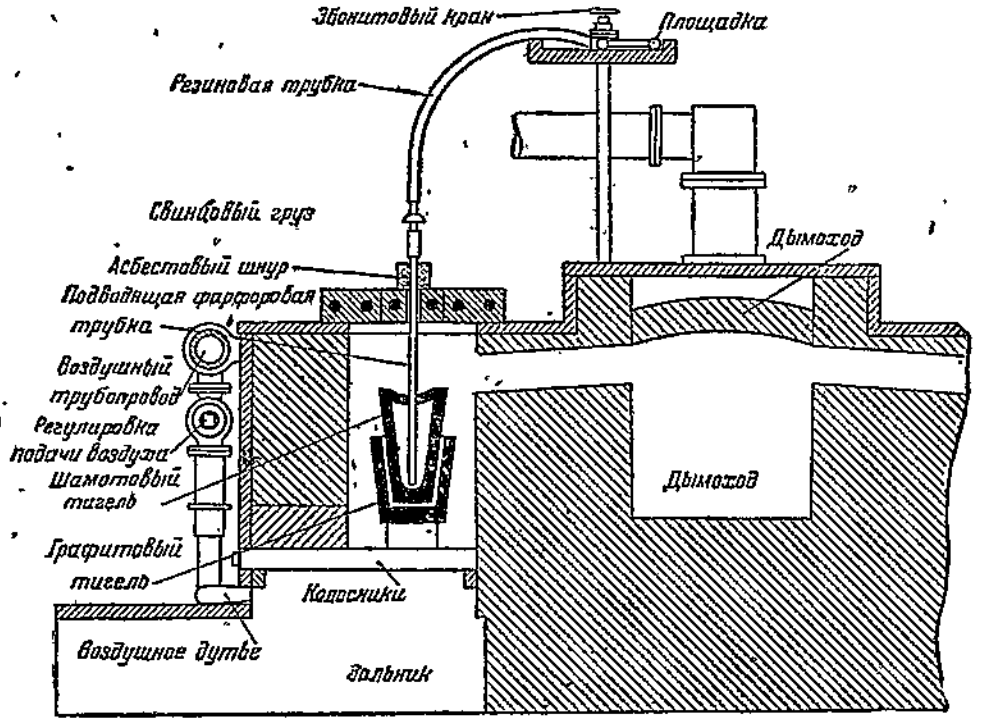
Величины теплот образования хлоридов, отнесенные к 1 *кг* хлора, показывают последовательность удаления компонентов из расплавленного металла при пропускании через него хлора. Из состава сплава будут удаляться последовательно: цинк, свинец, железо, медь, серебро и только под конец при удалении последних количеств серебра — в небольшой степени золото. Платиновые металлы в этом ряду стоят весьма близко к золоту. Аналогично многим металлургическим процессам, состоящим в последовательном удалении компонентов (например, бессемерование штейнов), неблагородные металлы и серебро предотвращают переход золота в хлорид. Тем не менее преобладание золота в аффинируемом сплаве вызывает образование некоторого количества хлорного золота, которое, будучи летучим при высокой температуре, вызывает потери в процессе хлорирования. Это обстоятельство, а также и возможность отравления хлором, вызывает значительное сужение области применения хлорирования. В современной практике оно может применяться как подготовительный процесс перед электролизом, называемый «подхлорированием». Последнее производится для удаления избытка примесей, мешающего направлению металла непосредственно в электролиз. При таком ограничении хлорирования не происходит потерь, свойственных тому же процессу, доводимому до момента получения аффинированного золота.

Процесс хлорирования может быть подразделен на семь операций [169]: 1) расплавление металла, 2) хлорирование, 3) отделение хлоридов, всплывших на поверхность металла, от рафинированного золота, 4) переплавка золота, 5) обработка хлоридов для выделения из них золота, 6) восстановление серебра из хлорида и 7) переплавка металлического серебра.

Аффинаж хлором производят в тиглях, помещаемых в горны (см. фиг. 211). Для этого пользуются шамотовыми тиглями, вставленными в графитовые.

Пространство между этими тиглями засыпается графитовым порошком, что дает устойчивость шамотовому вкладышу (тиглю) и увеличивает стойкость его. Для хлорирования обычно пользуются 40- и 60-марковыми шамотовыми вкладышами. Тигель должен быть закрыт крышкой с отверстием, предназначенным для фарфоровой трубки, по которой в тигель подводится хлор. Обычно хлор поступает из бомб (баллонов), находящихся в изолированной железобетонной хлорной будке, и подводится по свинцовой трубе, проходящей вдоль горнов. Хлорные баллоны помещаются вентилем книзу. Камера, в которой находятся баллоны, на случай аварии соединяется с вытяжкой.

В случае одновременного хлорирования в нескольких горнах подводку делают через общую свинцовую трубу с ответвлениями, снаб-



Фиг. 211. Установка для аффинажа золота хлорированием в Перз (по Розе)

женными редукционными вентилями. Хлор к тиглю от общей трубы или от баллона подводится по свинцовой 6—8-*мм* трубке (с толщиной стенок 2 *мм*). На конце к ней при помощи толстого резинового шланга присоединяется фарфоровая трубка, уплотняемая снаружи изоляционной лентой.

Тигель помещают в нефтяной или газовый горн с сильной тягой. Фарфоровые трубки[1], через которые производится продувка хлора, почти доходят до дна тигля и имеют косо срезанный конец (во избежание замедления тока газа).

Перед опусканием в расплавленный металл трубка должна быть нагрета.

Хлор в баллоне должен содержать некоторое количество влаги,

[1] Они имеют длину около 1 *м* и внутренний диаметр 5 *мм*.

так как при полном отсутствии ее хлорирование дает худшие результаты.

В начале хлорирования пускают довольно слабый ток газа, а затем скорость пропускания доводят до максимума таким образом, что над тиглем выделяется свободный хлор. Во избежание потерь золота при хлорировании металл должен иметь покрышку из буры. Неблагородные металлы переходят в хлориды, которые частично образуют слой (в 3—4 *см*) над поверхностью металла и частично улетучиваются. При значительном количестве примесей во избежание переполнения тигля производят сливание хлоридов в течение операции. Об окончании полного хлорирования судят по появлению красноватой окраски пламени или в случае, если этот признак трудно уловим, — по бархатистому коричневато-желтому налету хлорного золота, образующемуся на холодной поверхности (например, фарфоровой трубки), вносимой в выделяющиеся над тиглем пары. В случае подхлорирования этот признак естественно отпадает, и руководствуются временем пропускания хлора и толщиной слоя хлоридов.

Продолжительность операции определяется количеством примесей и весом обрабатываемого металла. Продолжительность полного хлорирования составляет: для 20 *кг* золота 900 пробы — 1 час; для 12 *кг* золота 600 пробы — 2½ часа. По окончании хлорирования с поверхности удаляют буру, хлориды сливают в изложницу и из тигля извлекают колобок золота, который с поверхности очищают и переплавляют. Хлорированием золото можно довести до 996,5 пробы; остальные 3,5 пробы представляют серебро и около 0,5—0,6 пробы — медь и другие неблагородные металлы.

Интересное видоизменение процесса хлоринации, введенное в 1917 г. (R. R. Kahan) и применяемое в Южной Африке, состоит в частичном окислении неблагородных металлов путем одновременного продувания хлора и воздуха. Это дает возможность в большей степени удалить некоторые примеси (например, свинец).

Существует ряд методов для обработки хлоридов, получаемых как в результате сливания расплавленного слоя из тигля, так и улавливания в устройствах для газоочистки.

По одному из методов хлорид серебра плавят в тиглях с содой. При этом протекает реакция, первая фаза которой состоит в обменном разложении по уравнению:

$$2AgCl + Na_2CO_3 = Ag_2CO_3 + 2NaCl. \quad (1)$$

Углекислое серебро при высокой температуре разлагается с образованием окиси серебра, которая, в свою очередь, диссоциирует с выделением кислорода и образованием металлического серебра:

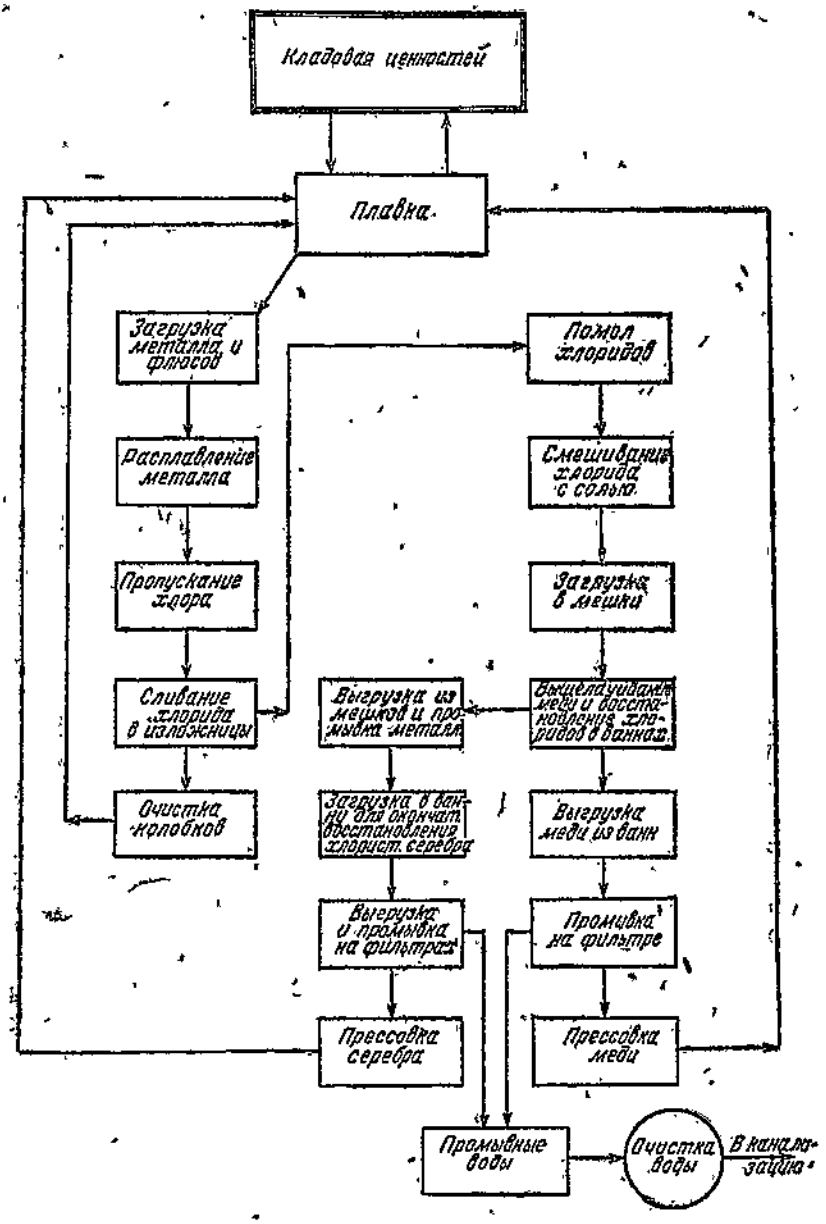
$$Ag_2CO_3 = Ag_2O + CO_2; \quad (2)$$

$$Ag_2O = 2Ag + \frac{1}{2}O_2. \quad (3)$$

При плавке с ограниченным количеством соды восстанавливают часть серебра с расчетом коллектировать в нем все золото, которое находится в хлоридах в количестве около 2% в виде корольков и кристаллов, образующихся в слое хлоридов в результате разложения хлорного золота. Полученное золотистое серебро направляют в серебряный электролиз или в другой процесс аффинажа.

Остальное серебро отделяется от хлоридов неблагородных металлов (выщелачиванием) и восстанавливается листовым железом.

Для этого хлориды дробят (до 2,5 см) на щековой дробилке и длительно (более 24 часов) обрабатывают кипящим насыщенным раствором поваренной соли, подкисленным серной кислотой. Хлорная медь (вместе с некоторым количеством хлористого серебра) раство-



Фиг. 212. Схема хлорирования низкопробного золота

ряется. Промытый остаток хлористого серебра восстанавливается листовым железом в весьма разбавленном горячем растворе серной кислоты. Цементное серебро промывается, высушивается и плавится (если нужно с селитрой).

После переплавки получают серебро 999 пробы.

Схема аффинажа низкопробного золота хлорированием представлена на фиг. 212 (без плавки хлоридов с содой).

В Англии и ее доминионах считают хлорирование особенно пригодным для аффинажа золота 700 пробы и выше, содержащего в качестве основной примеси серебро.

Более низкопробное золото обычно шихтуют, так как хлорирование его невыгодно в экономическом отношении. Тем не менее известны случаи хлорирования золота 570 пробы.

Наличие в золоте платины и ее спутников делает возможным применение хлорирования только в качестве подготовительного процесса.

До настоящего времени хлорирование удерживается на больших аффинажных заводах Южной Африки и в Австралии. Хлорированию подвергается все золото на аффинажном заводе Рэнда в количестве свыше 300 *т* в год. Кроме того оно применяется на некоторых золотоизвлекательных предприятиях (например, Морро Велхо в Бразилии). Полная стоимость аффинажа по этому методу по данным заграничной практики в золотом исчислении составляет около 15 коп. на 1 *кг* золота. Потери золота при аффинаже хлорированием достигают 0,12%.

Аффинаж кислотами представляет метод мокрого пути разделения и аффинажа металлов. Эти методы основаны на нерастворимости золота и растворимости серебра и других металлов в азотной или кипящей крепкой серной кислоте.

Для осуществления разделения необходимы определенные отношения между этими металлами в сплаве. Так для разделения серной кислотой, в зависимости от содержания меди в серебре, необходимо иметь от 2,13 до 4 частей серебра на 1 весовую часть золота. Разделение серной кислотой вытеснило более дорогой способ разделения азотной кислотой, который в настоящее время может представлять значение только для специальных случаев.

Аффинаж серной кислотой (в принципе известный с 1752 г.) был введен Д'Арсе (в Париже) в 1802 г. В настоящее время он применяется как вспомогательный метод.

При разделении серной кислотой содержание металлов-примесей не должно превосходить определенной величины. Так содержание меди не должно быть выше 10% и, по возможности, не должно превосходить 6% (вследствие малой растворимости сернокислой меди в крепкой серной кислоте). Малые количества свинца (до 0,25%) облегчают растворение меди, но присутствие его свыше 0,25% замедляет процесс вследствие образования нерастворимого сернокислого свинца. Максимально допустимое количество свинца в аффинируемом металле составляет 5%.

Сернокислотный метод слагается из следующих операций: 1) приготовление слитка путем легирования в соотношениях, отвечающих дальнейшему процессу разделения, 2) растворение в серной кислоте, 3) обработка нерастворимого осадка для получения чистого золота, 4) восстановление серебра из растворов сернокислой соли.

Перед растворением металл отливают в тонкие листы или гранулируют путем выливания тонкой струей в большие медные чаны с водой. Первый способ дает более равномерное и не столь бурное вначале растворение.

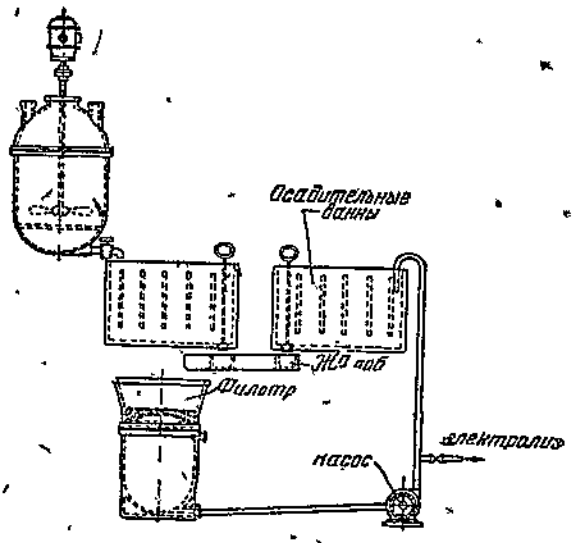
Затем гранулированный металл высушивается и обрабатывается крепкой серной кислотой при нагревании в котлах. Последние изготавливаются: 1) из мелкокристаллического чугуна (содержащего небольшие количества кремния и фосфора), 2) из фарфора и 3) кисло-

тоупорной стали. Котлы обычно представляют полусферы с диаметром 0,9 м[1].

Крышки котлов делаются из белого чугуна или из листового свинца на железном каркасе. Они плотно закрывают котлы и имеют свинцовую трубку для отвода сернистого газа, выделяющегося при растворении серебра и меди. Нагревание производят сжиганием топлива в топке, которая помещается сбоку котлов, вмазанных в печь. При этом не допускают сильного перегрева и производят помешивание. Сначала заливают половину всей кислоты, а затем постепенно остальное количество.

Растворение продолжается от 6 до 12 часов. Затем жидкости дают отстояться и сливают серную кислоту вместе с растворенными в ней сернокислыми солями серебра и других металлов в котлы, освинцованные внутри и наполненные горячей водой.

Для обработки остатков после растворения необходимо повторное (до 7 раз) кипячение со свежей концентрированной серной кислотой. Затем для удаления остающихся безводных сернокислых солей производят промывку горячей водой или разбавленной серной кислотой. Остаток прессуют, сушат и плавят с присадкой флюсов. Слитки золота имеют пробу от 996 до 998[2].



Фиг. 213. Установка для аффинажа серебряно-медных сплавов азотной кислотой

Извлечение серебра из сернокислого раствора производится восстановлением металлической медью, железом или раствором соли сернокислого закисного железа.

Из них наиболее распространенным способом является цементация медью, причем раствор перед цементацией доводится паром до концентрации в 24° Bé. Серебро промывают, фильтруют и прессуют. Медный купорос получается из раствора после цементации как побочный продукт.

В результате аффинажа получают серебро от 998 до 999 пробы.

Растворение в азотной кислоте [176] находит себе применение для аффинажа серебряно-медных сплавов (50% Ag и 50% Cu). При этом для обработки 100 *кг* сплава расходуют 324 *кг* азотной кислоты 36° Bé. Установка такого рода показана на фиг. 213.

---

[1] Чугунные стенки имеют толщину 3—4 *см*.

[2] В случае содержания металлов платиновой группы серебро не отделяется полностью, и для повышения пробы золота остаток после обработки сплавляют с кислым сернокислым натрием. Для повышения качества золота его также переплавляют с селитрой и применяют другие способы, но наиболее радикальным является направление этого золота в электролиз.

Гранулированный сплав растворяют при температуре 50—70° в закрытом фарфоровом котле, имеющем алюминиевое сетчатое вставное дно и мешалку. Пары NO отводят для улавливания через штуцер. Полученный раствор с содержанием 1—2% свободной азотной кислоты подвергается последовательной цементации медными пластинами в двух ваннах, серебряный шлам из которых поступает для фильтрации в нутч-фильтр. Раствор азотнокислой меди поступает для электролитической регенерации меди с применением нерастворимых (магнетитовых) анодов, при которой также регенерируется 60% азотной кислоты.

§ 135. Аффинаж серебра электролизом [161, 163]

Электролитические методы аффинажа серебряных и золото-серебряных сплавов относятся к двум группам: 1) электролиз серебряных сплавов, содержащих обычно золото, и 2) электролиз золотых сплавов, почти всегда содержащих серебро. К первой группе относятся процессы Мебиуса и Бальбаха, ко второй — процесс Вольвиля.

Электролитические методы аффинажа золота и серебра почти совершенно вытеснили методы разделения кислотами и чрезвычайно сузили область применения сухого пути аффинажа.

Преимущества электролитических методов сводятся к следующему: высшая степень очистки получаемого продукта, более низкая стоимость процесса, отсутствие опасности для здоровья трудящихся, чистота самого процесса и дополнительное извлечение металлов платиновой группы (преимущественно платины и палладия) в качестве побочных продуктов электролиза.

Электролиз серебра осуществляется рядом процессов. Эти процессы находят себе применение в тех случаях, когда содержание золота в золотистом серебре находится в пределах от незначительных долей до 350 проб.

Они основаны на растворимости серебра и нерастворимости золота на аноде в азотнокислом электролите и на осаждении чистого серебра из раствора на катоде. Анод отливается из аффинируемого металла, а катод изготавливается из серебра или из вещества, нерастворимого в азотной кислоте и дающего возможность легко удалять кристаллы серебра с его поверхности (например, алюминий). Электролит состоит из слабого раствора азотнокислого серебра и азотной кислоты. Из электролита серебро осаждается в виде рыхлого кристаллического осадка, легко отделяющегося от поверхности катода[1].

Наравне с серебром в азотнокислый раствор переходит медь, что вызывает загрязнение электролита медью и обеднение его серебром. Свинец и висмут растворяются с последующим образованием осадка на аноде в виде перекиси свинца и гидрата окиси висмута.

Золото, селен и теллур в случае небольшого содержания переходят в шлам или при большем содержании образуют на поверхности анода осадок, препятствующий растворению. Вследствие этого анод может иметь тем большую толщину, чем меньше нерастворимых примесей содержится в металле. Кроме того особое внимание должно быть обращено на удаление теллура из металла до поступления в электролиз.

Вследствие весьма электроположительного характера золота большое содержание его (40% и выше) в аффинируемом серебре вызывает затруднения при электролизе.

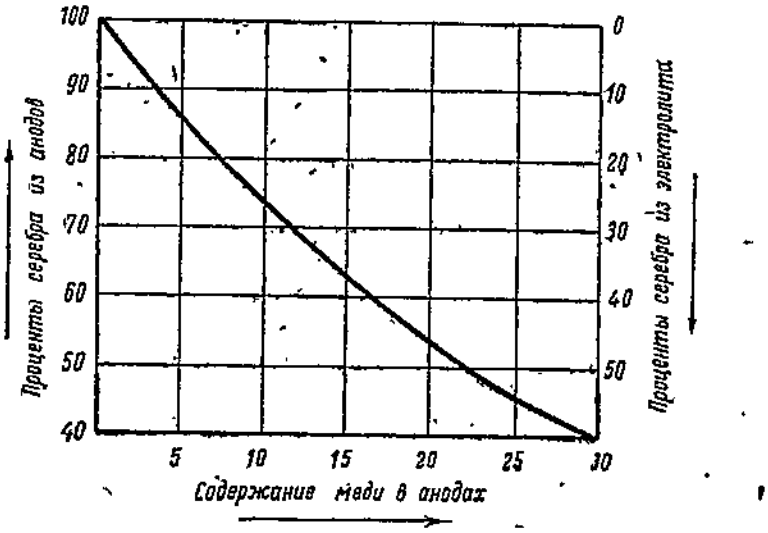
[1] Получение плотного осадка при электролизе серебра в практике не применяется, так как это сопряжено со значительным понижением плотности тока, вызывающим удлинение процесса электролиза.

Наиболее близкими по величине нормального потенциала к серебру, а, следовательно, наиболее осложняющими электролиз примесями, являются палладий и медь[1].

$$E^\circ_{Ag|Ag^+} = +0{,}808,\ E^\circ_{Pd|Pd^{++}} = +0{,}82,\ E^\circ_{Cu|Cu^{++}} = +0{,}345.$$

Палладий обычно не вызывает серьезных затруднений ввиду небольшого содержания в аффинируемом металле.

Чем больше меди содержится в анодах, тем скорее происходит обеднение электролита серебром и соответственно — обогащение медью. На фиг. 214 показано процентное соотношение отлагающего-



Фиг. 214. Влияние содержания меди в аффинируемом серебре на осаждение серебра из электролита на катод

ся на катоде серебра с подразделением его: 1) на перешедшее в раствор из состава анодов и 2) на осажденное за счет обеднения электролита вследствие растворения на аноде примесей (т. е. меди).

Опасность осаждения меди на катоде проистекает вследствие катодной концентрационной поляризации[2]. В результате значительного понижения концентрации серебра у катода и одновременного накопления меди в том же слое раствора возможно совместное осаждение меди с серебром.

Другие осложнения, вызываемые присутствием меди, проистекают вследствие возможности восстановления двухвалентной меди на катоде до одновалентной и вследствие образования на аноде порошкообразной меди, загрязняющей золотой шлам (по реакции $2Cu^+ = Cu^{++} + Cu$).

[1] Интересно сравнить с приведенными величинами нормальных потенциалов следующие:

$$E^\circ_{Ni|Ni^{++}} = -0{,}25;\ E^\circ_{Cd|Cd^{++}} = -0{,}40;\ E^\circ_{Fe|Fe^{++}} = -0{,}44;\ E^\circ_{Zn|Zn^{++}} = -0{,}76.$$

[2] При отсутствии последней можно подсчитать (из выражений для обратимых потенциалов меди и серебра) необходимость чрезвычайно большой концентрации меди в растворе для осаждения совместно с серебром.

Накопление меди в растворе и нежелательные последствия его вызывают необходимость смены и регенерации электролита. При этом, естественно, необходимо дополнительное введение в электролит азотнокислого серебра.

Азотная кислота вводится в состав электролита с целью повышения электропроводности, но наряду с этим присутствие ее вызывает попутно проистекающие нежелательные явления. К последним относятся: 1) увеличение электродных потенциалов в результате концентрационной поляризации и 2) уменьшение выхода по току в результате происходящих побочных процессов. Увеличение электродных потенциалов может привести к повышению расхода электроэнергии, не компенсируемому повышением электропроводности.

Серебро при осаждении на катоде из растворов азотнокислого серебра вследствие большой скорости роста кристаллов образует рыхлые, неплотные осадки, легко отделяемые с поверхности катода. Вследствие этого образующийся грубокристаллический осадок удаляют на дно ванны с поверхности катода.

При электролизе с азотнокислым электролитом это является единственным путем, удобным для технического осуществления процесса.

Для этого идут по пути получения плотных, крупных кристаллов, мало пристающих к поверхности катода.

Необходимыми условиями ведения процесса должны быть: достаточная концентрация в растворе азотнокислого серебра, достаточная, но не высокая концентрация азотной кислоты и не очень высокая плотность тока.

Наиболее распространенным в настоящее время методом аффинажа серебра является процесс Мебиуса. Электролиз производят в деревянных с эбонитовыми вкладышами [161] или в керамиковых ваннах. На фиг. 215 показано устройство деревянной ванны с эбонитовыми вкладышами, разделенной поперечной перегородкой на два отделения. В каждом из них подвешены четыре ряда анодов (*8*) и пять рядов катодов (*10*). Аноды (содержащие обычно от 70 до 90% серебра) подвешиваются в чехлах (*9*) из полотна или другой материи. В чехлах в виде шлама собираются нерастворившиеся металлы; золото, теллур, металлы платиновой группы и др. Вместе с серебром в раствор переходят: медь, свинец и висмут. При обычных условиях электролиза содержание меди в электролите не должно превышать 4—5%. Поэтому путем частичной замены[1] электролита содержание меди поддерживают в пределах до 35—40 *г/л*. Наряду с этим контролируют содержание серебра, которое не должно быть ниже установленной величины по отношению к концентрации меди.

Обычно применяемый в производственной практике электролит содержит от 1 до 3% азотнокислого серебра[2] и от 0,5 до 1% азотной кислоты.

Катоды приготавливаются или из чистого серебра или из сплава золота и серебра или из алюминия с гладкой (полированной) поверхностью[3]. Ввиду возможности приставания осадка серебра и раство-

[1] При содержании в серебре от 20 до 30 % меди смену электролита производят через 3—4 дня.

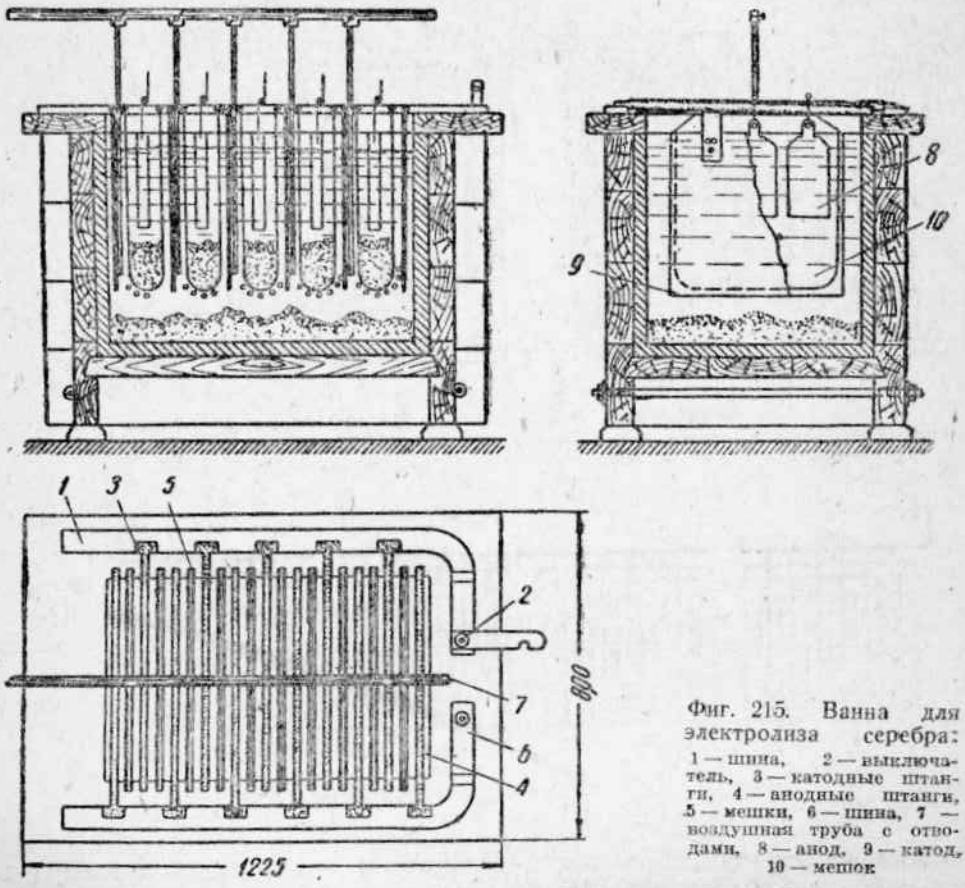
[2] Содержание азотнокислого серебра без вреда для самого процесса электролиза может колебаться в пределах до 15%.

[3] К поверхности серебряных катодов кристаллы серебра могут пристать плотнее, чем к алюминиевым. Во избежание этого серебряные катоды натирают смесью воска, скипидара и графита.

рения платины с последующим осаждением на катоде плотность тока обычно не превышает 350—400 *а/м²*.

Аффинаж серебра на заграничных предприятиях обычно производится при плотности тока 200—300 *а/м²* с повышением ее для металла 950 проб по серебру до 300—400 *а/м²* и с понижением ее для золотистого и низкопробного металла до 180—200 *а/м²*.

Температура электролита достигает 40°. Напряжение на клеммах ванны при нормальном составе электролита колеблется в пределах от 1 до 2 *в*. За последним наблюдают при помощи переносного вольтметра (на 5 *в* с делениями 1/10 *в*).



Фиг. 215. Ванна для электролиза серебра: 1 — шина, 2 — выключатель, 3 — катодные штанги, 4 — анодные штанги, 5 — мешки, 6 — шина, 7 — воздушная труба с отводами, 8 — анод, 9 — катод, 10 — мешок

При указанных условиях выход по току осажденного серебра составляет около 2,3 *кг/квт-ч*. Учитывая потери энергии в технологическом и вспомогательных процессах, фактический расход энергии при аффинаже достигает 1 *квт-ч* на 1 *кг* серебра, но иногда бывает меньшим.

Толщина анодов зависит от их состава, а именно от содержания в металле следующих примесей: золота, свинца, селена и висмута. При содержании золота до 12% толщину анодов доводят до 12 *мм*.

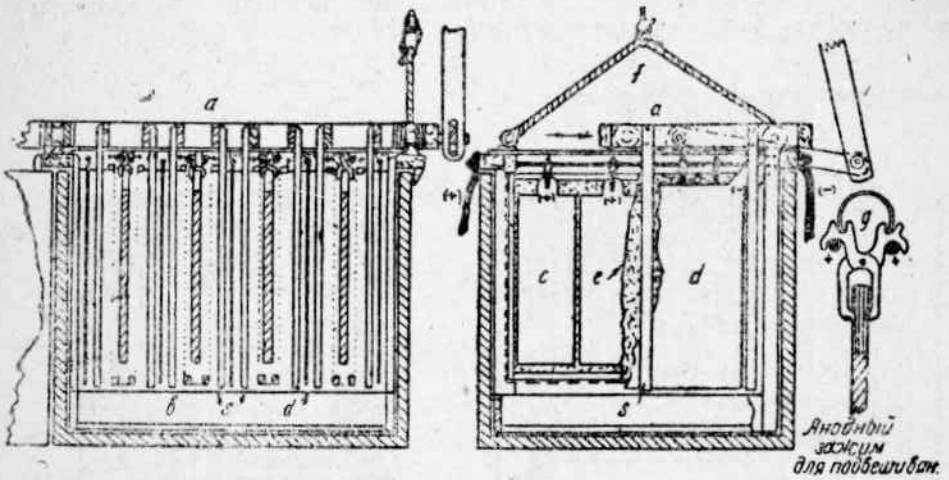
Толщину анода избирают в зависимости от длительности работы ванны до разгрузки ее, которая обычно производится через 26 час. после установки анодов.

Кристаллическое серебро, осевшее на дне ванн Мебиуса, иногда

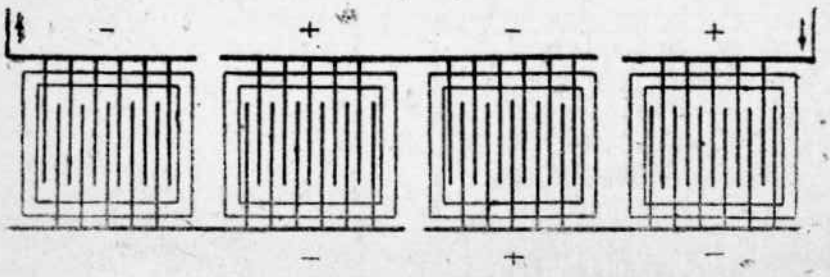
выгружают посредством алюминиевых (иногда серебряных) черпаков, имеющих перфорированную чашку.

В других случаях на дне ванны устанавливают съемный фильтр, состоящий из решетки, покрытой материей.

Для фильтрации кристаллического серебра, выгружаемого из электролитных ванн, пользуются деревянным или фарфоровым нутч-фильтром. Деревянный фильтр пропитывается парафином или карболитом.



Фиг. 216. Продольный и поперечный разрезы ванны Мебиуса
a — щеточная рама; в — ящик для кристалл. Ag, c — анод, d — катод, e — полотняная диафрагма, f — канат щеточной рамы, g — пружина, s — сметатели.



Фиг. 217. Включение четырех ванн Мебиуса

Кристаллическое серебро после фильтрации и промывки подвергается прессовке в специальном прессе и в форме цилиндрических брикетов направляется в плавку.

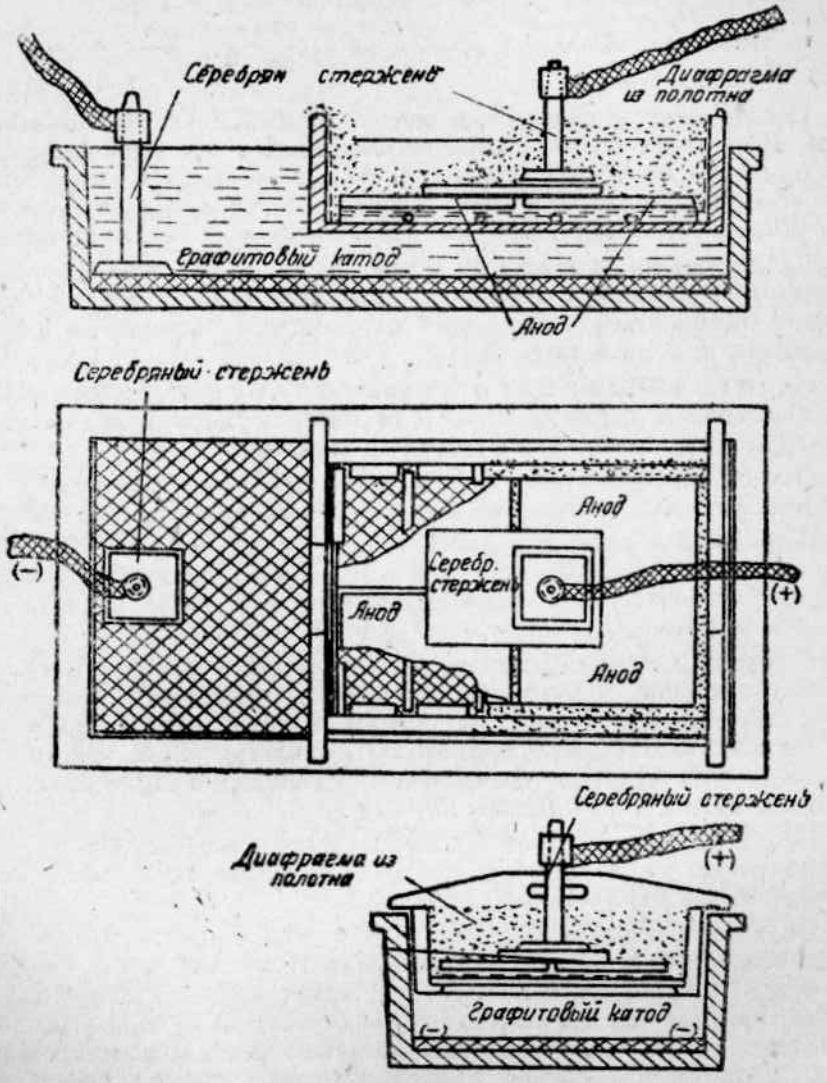
Золотой шлам из мешков промывается, плавится и в виде анодов поступает в золотой электролиз.

При электролизе по способу Мебиуса кристаллы серебра, быстро растущие на катоде, должны удаляться на дно ванны (фиг. 216). Для полного удаления кристаллического осадка применяют механический способ очистки. С этой целью параллельно поверхности катодных пластин (*d*) с обеих сторон от каждой из них движутся сметатели (*s*), которые присоединяются к щеточной раме (*a*), приводимой в поступательно возвратное движение.

На фиг. 217 показана схема последовательного включения серии из четырех ванн Мебиуса (система мультипль). Другие системы вклю-

чения (групповая и, особенно, параллельная) применяются редко. Постоянный ток получают от умформера и подводят его к ваннам кабелем или шинами.

В процессе Бальбаха аноды не подвешиваются вертикально, как в процессе Мебиуса, а помещаются (в чехлах или на полотняной диафрагме) в рамках или корзинках, подвешенных на краях чанов с целью горизонтального расположения электродов.



Фиг. 218. Ванна Бальбах-Тума (план, продольный и поперечный разрезы)

Устройство ванны Тума, усовершенствованной Бальбахом, показано на фиг. 218.

Серебро при электролизе отлагается на катоде, находящемся на дне отделения ванны. Катод изготовляется из плиток ачесоновского графита (толщиной 13—20 *мм*), которые укладываются на дно ванны [1]. В качестве контактов применяют серебряные стержни, имеющие форму свечи. Ванну делают из кислотоупорной белой керамики (250×660×1220 *мм*).

[1] Раньше катод изготавливали из серебра.

Керамиковые анодные коробки подвешиваются на борту ванны с таким расчетом, чтобы расстояние между нижним краем коробки и поверхностью катода составляло около 100 *мм*.

Электролит при аффинаже в ваннах Бальбаха представляет 3—4%-ный раствор азотнокислого серебра, содержащий около 1% (иногда до 2%) азотной кислоты.

Плотность тока по отношению к рабочей поверхности анодов[1] составляет 440 *а/м*². Напряжение на клеммах каждой ванны выше, чем в процессе Мебиуса (вследствие большого расстояния между электродами), и составляет 3,2—3,8 *в*. Более высокое напряжение и больший расход энергии в ваннах Бальбаха являются минусом процесса. Наряду с этим они проще по своему устройству, чем ванны Мебиуса, и количество анодных остатков в них (всего 2%) в десять раз меньше.

Невыгодной особенностью метода Бальбаха, весьма ограничивающей применение его, является необходимость большей площади (ввиду одностороннего растворения и большего объема ванны на единицу поверхности электродов). Наряду с большим расходом энергии в процессе Бальбаха также расходуется больше азотной кислоты.

Ввиду указанного процесс Мебиуса следует считать более совершенным, чем процесс Бальбаха, который в современных условиях может применяться только для переработки анодных остатков из основных электролитных ванн.

Из отработанного электролита серебряного электролиза выделяют серебро под током на поверхности медных электродов при расположении по серийной системе.

Осадок серебра промывают и плавят; отфильтрованный раствор направляют для осаждения меди и регенерации азотной кислоты.

Регенерацию раствора производят в особых ваннах, по устройству аналогичных основным. Аноды в этих ваннах делаются магнетитовыми или из металла, не растворяющегося в азотной кислоте. Катоды делают из медных листов толщиной 0,5 *мм*.

Перед регенерацией из раствора осаждают свинец прибавлением серной кислоты. Электролиз для регенерации ведут при плотности тока 200—250 *а/м*² и при напряжении в ванне от 2,5 до 3,5 *в*. Перемешивание электролита производится циркуляцией раствора или продувкой воздуха. В результате регенерации получают раствор азотной кислоты крепостью 12—13%.

Перед плавкой на аноды золотые шламы серебряного электролиза обрабатываются по одному из трех методов: 1) азотной кислотой, 2) серной кислотой, 3) царской водкой.

Обработка азотной кислотой дает полное растворение серебра, содержащегося в шламе, и представляет простой, но в то же время не всегда совершенный метод. Она может применяться, с одной стороны, при весьма малом содержании теллура и селена и, с другой стороны, когда извлечение палладия не имеет практического значения. В противном случае происходит значительное увеличение потерь золота при плавке выщелоченного шлама, загрязняется электролит и теряется палладий.

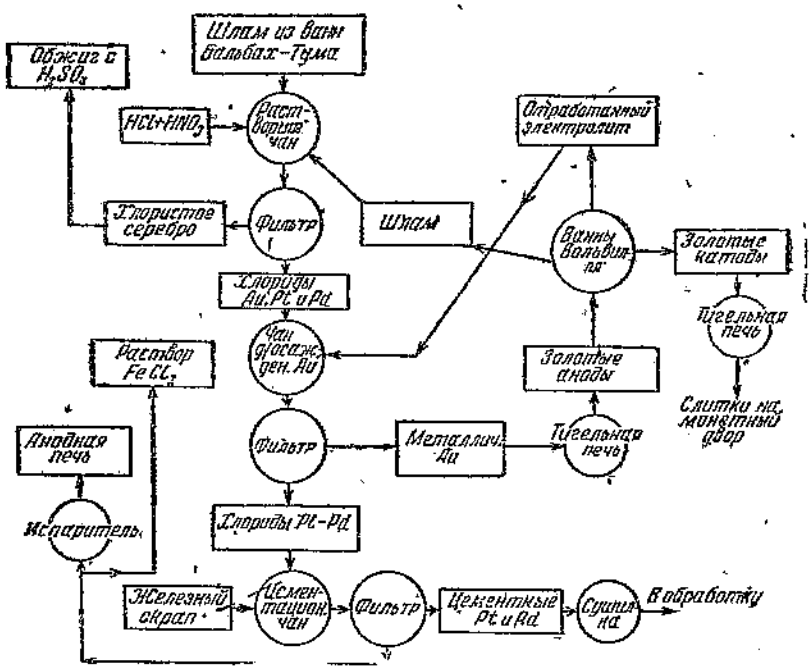
Сернокислотный метод должен применяться при повышенном содержании теллура и селена, так как последние растворяются в крепкой серной кислоте и этим весьма снижаются потери золота при плавке шламов (перед отливкой в аноды).

---

[1] Плотность тока на катоде составляет около половины по отношению к анодной плотности.

Для получения платиновых металлов совместно с золотом из шламов серебряного электролиза недавно (1938 г.) в Каппер Клиф применен новый процесс [180].

Согласно этой схеме богатые шламы обрабатываются царской водкой. Из полученного раствора хлоридов золото осаждают хлористым железом. Полученный осадок плавится совместно с золотом и поступает в аффинаж посредством электролиза. Раствор после осаждения золота направляется на цементацию платиновых металлов полосовым



Фиг. 219. Схема обработки шламов серебряного электролиза с получением платиновых металлов

железом. Схема обработки шламов из ванн серебряного электролиза по процессу Каппер Клиф показана на фиг. 219.

Общая схема серебряного электролиза со вспомогательными операциями представлена на фиг. 220.

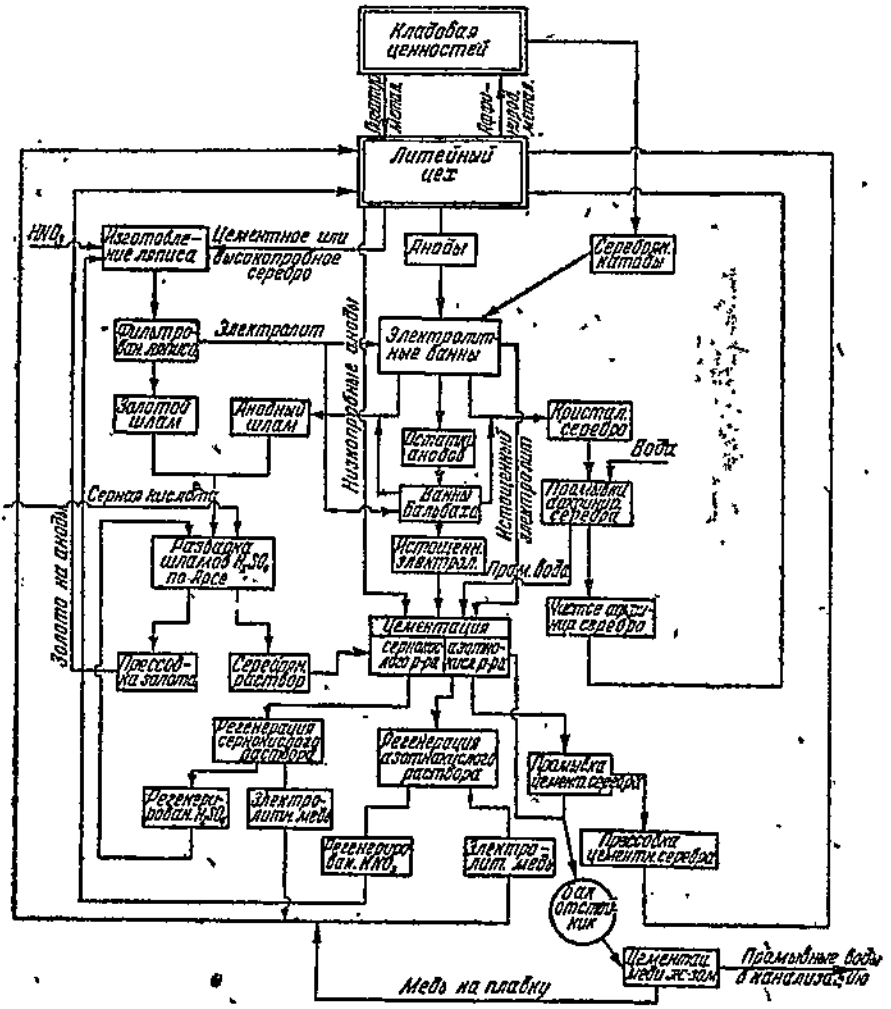
[1] Наряду с описанными для серебряного электролиза применяют и другие ванны. Так в некоторых случаях применяют ленточный аппарат Мебиуса, в котором устанавливают подвижный катод в виде ленты. С него производится непрерывное удаление кристаллического осадка серебра. Затруднением в работе является наращивание серебра на ленте, в результате чего может произойти разрыв ее.

Другим видом электролиза серебра является процесс, описанный Клэвом. В цилиндрической камере вращается катод. Электролиз ведется при рабочем напряжении 2,5 *в* и при плотности тока 1600 *а/м*² (по отношению к поверхности катода). Серебро автоматически счищается с катодов и падает в выдвигающиеся корыта, которые очищают через 4 часа. Агитация электролита достигается вращением катода. Производительность ванны по аффинированному серебру составляет около 1,2 *кг/час*.

Потери серебра при аффинаже электролизом (включая плавку анодов и катодов) не должны превосходить 0,20%; по золоту, получаемому в этом процессе, потеря не должна превосходить 0,1%.

§ 136. Аффинаж золота электролизом

Электролитическое рафинирование золота производится посредством электролиза в растворе хлорного золота и соляной кислоты. Для этой цели из металла, поступающего в аффинаж, отливаются



Фиг. 220. Схема серебряного электролиза (со вспомогательными операциями)

аноды, а для осаждения аффинированного металла изготавливают катоды из волнистой золотой жести [1].

Первые работы Уатта по применению электролиза к аффинажу золота относятся к 1863 г., но в производственную практику этот метод введен в восьмидесятых годах прошлого века на основании работ Вольвилля, начатых в 1874 г.

[1] Изготовление золотой жести (толщиной 0,25 *мм*) для катодов и контактов производится посредством прокатки на специальных вальцах. После этого ее отжигают, вырезают по шаблону и подвергают рифлению в специальном прессе. Волнистость поверхности не дает возможности жести сгибаться во время нахождения в ванне.

В дальнейшем Вольвилль значительно улучшил этот метод введением асимметрического тока, усовершенствованием аппаратуры и применением высокой плотности тока. Этот процесс применяется при аффинаже слитков, в которых золото является главной составной частью и содержание серебра не превышает 20%.

Повышение содержания соляной кислоты в электролите так же, как и повышение температуры последнего дает возможность значительно повышать применяемую плотность тока без выделения на аноде хлора. Так, например, введение в состав электролита около 3% соляной кислоты дает возможность повышать плотность тока (на аноде) до 300 *а/м*^{2}.

С другой стороны доведение температуры электролита до 60—70° дает возможность при сравнительно небольшом содержании соляной кислоты применять высокую плотность тока.

Современная практика этого процесса для целей применения высоких плотностей тока использует обе указанные возможности.

Расход энергии, возрастающий при повышении плотности тока, понижается вследствие увеличения кислотности и повышения температуры электролита.

Это можно видеть на основании рассмотрения следующей формулы [19] для определения расхода электрической энергии.

$$Q = \frac{E_A - E_K + \frac{Dl}{\varkappa} + \varepsilon}{2{,}45\, A_{Au}},$$

где Q — расход энергии на 1 *кг* металла в *квт-ч*,
A_{Au} — выход золота по току на катоде,
$E_A - E_K$ — разность анодного и катодного потенциалов,
$\varkappa$ — электропроводность,
D — плотность тока,
l — расстояние между электродами,
ε — потеря напряжения в контактах.

Повышение температуры электролита уменьшает как концентрационную, так и химическую поляризацию. Кроме того при этом избегают пассивности золота и поэтому весьма уменьшают разность $E_A - E_K$, а также повышают электропроводность $\varkappa$.

Увеличение концентрации соляной кислоты значительно повышает электропроводность $\varkappa$, а также уменьшает $E_A - E_K$. Уменьшение анодной поляризации и пассивности золота при повышении кислотности дает возможность вести электролиз при значительно повышенной плотности тока, но без сколько-нибудь значительного увеличения потенциала.

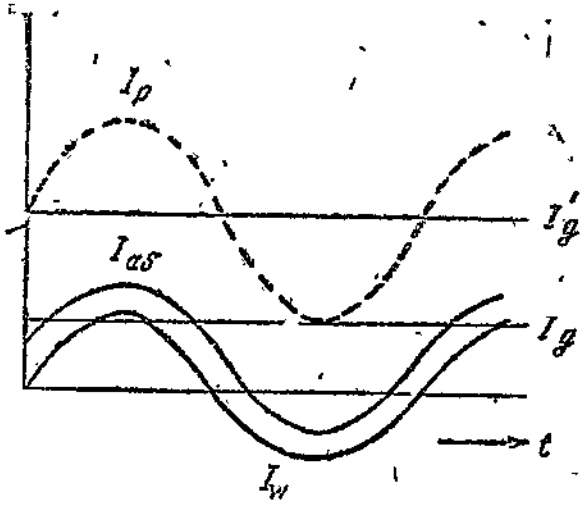
Содержание золота в электролите избирают в пределах от 3 до 10% (обычно 7—10%). Концентрация свободной соляной кислоты находится в пределах от 3 до 6% (обычно 4—6%). Перед началом электролиза электролит нагревают до 45°. В процессе работы устанавливается температура электролита 55—65° и может достигать 70°.

Ванны работают при напряжении 0,8—1 *в*. Серебро, содержащееся в анодах, растворяется легче, чем золото, и тотчас же осаждается в виде хлорида на дно ванны, если содержание серебра в сплаве не выше 5%.

В случае аффинажа сплава, содержащего выше 6% серебра, применение одного постоянного тока не дает удовлетворительных резуль-

татов, так как на поверхности анодов образуется слой хлористого серебра. Вследствие этого повышается вольтаж ванны, происходит выделение хлора на аноде, уменьшается и затем прекращается растворение золота.

Эти затруднения устраняются усовершенствованием, введенным Вольвиллем в золотой электролиз и состоящим в применении а с и м м е т р и ч е с к о г о т о к а. Применение последнего дает возможность производить электролиз сплавов золота с содержанием до 20% серебра.



Фиг. 221. Диаграмма асимметрического и пульсирующего тока

Асимметрический переменный ток создается наложением постоянного на переменный ток (фиг. 221), который получается от генератора, работающего на специальном вольтаже, или от линии высокого напряжения через понижающий трансформатор.

Для получения наилучшего результата сила переменного тока (на диаграмме I_w) должна быть больше силы постоянного тока (I_g). При этом получают асимметрический ток (I_{as}), для которого сила тока находится как в области положительных, так и отрицательных значений, но значительно смещена относительно оси абсцисс [1].

Если сила постоянного тока (I'_g) больше силы переменного тока (I_w), то получают п у л ь с и р у ю щ и й ток с силой I_p, находящийся целиком в области положительных значений.

Применение асимметрического тока дает возможность разрыхлить пленку хлористого серебра, толщина которой оказывается вследствие этого ничтожной.

Для этой цели целесообразно соединять (особенно при содержании серебра большем 10%) последовательно с динамомашиной постоянного тока альтернатор, максимальная электродвижущая сила которого выше, чем у динамо.

Так, например, при силе переменного тока, равной 310 *а*, вводят [2] в сеть постоянный ток силой 280 *а*.

При таком способе работы можно значительно повышать плотность тока, не опасаясь отложения хлористого серебра на поверхности анодов и выделения хлора.

В случае применения асимметрического тока (по данным Вольвилля) на один ампер с анода отделяется 2,488 *г* золота, из числа кото-

[1] Общая эффективная сила асимметрического тока может быть найдена по величинам эффективных сил слагаемых токов следующим образом:

$$I_{as} = \sqrt{I_g^2 + I_w^2}.$$

[2] Якорь машины постоянного тока должен быть рассчитан не менее, как на двойную силу тока (в нашем примере 560 *а*).

рых около 2,452 *г* переходит в раствор и остальные 0,036 *г* выпадают в виде шлама на дно ванны.

Причиной образования золотого шлама, выпадающего на дно ванны в виде тончайшего порошка и вызывающего необходимость дополнительного передела шламов из основных ванн золотого электролиза, является переход в раствор избыточного количества одновалентных ионов золота. Вследствие этого вблизи анода происходит следующая реакция:

$$3Au^{+} \rightarrow Au^{+++} + \underset{\downarrow}{2Au}.$$

Количество металлического золота, переходящего в шлам, увеличивается с повышением температуры и особенно с повышением плотности тока.

В случае присутствия меди в аффинируемом сплаве она анодно растворяется более энергично, чем серебро и золото (как более электроотрицательный металл). При значительном содержании меди происходит быстрое обеднение электролита золотом. Поэтому при содержании в сплаве более 4% меди необходимо часто менять электролит во избежание нежелательного обеднения его золотом и во избежание накопления меди в растворе (что может вызвать совместное осаждение ее с золотом на катоде).

Ввиду указанных затруднений в электролиз обычно направляют золото с возможно меньшим содержанием меди. При достаточно частой смене электролита можно вести электролиз металла с довольно высоким содержанием меди.

Весьма значительные затруднения могут возникнуть вследствие присутствия свинца в электролите, в состав которого он, будучи весьма электроотрицательным, переходит ранее других компонентов аффинируемого сплава. Растворимость хлористого свинца довольно ограничена, вследствие чего на поверхности анода может образоваться пассивирующий слой. Для полного удаления его в состав электролита добавляют серную кислоту. Это тем более необходимо, что присутствие в составе катодов даже небольших механических включений свинца (в виде небольших кристаллов) приводит к получению хрупкого золота (см. III — § 21).

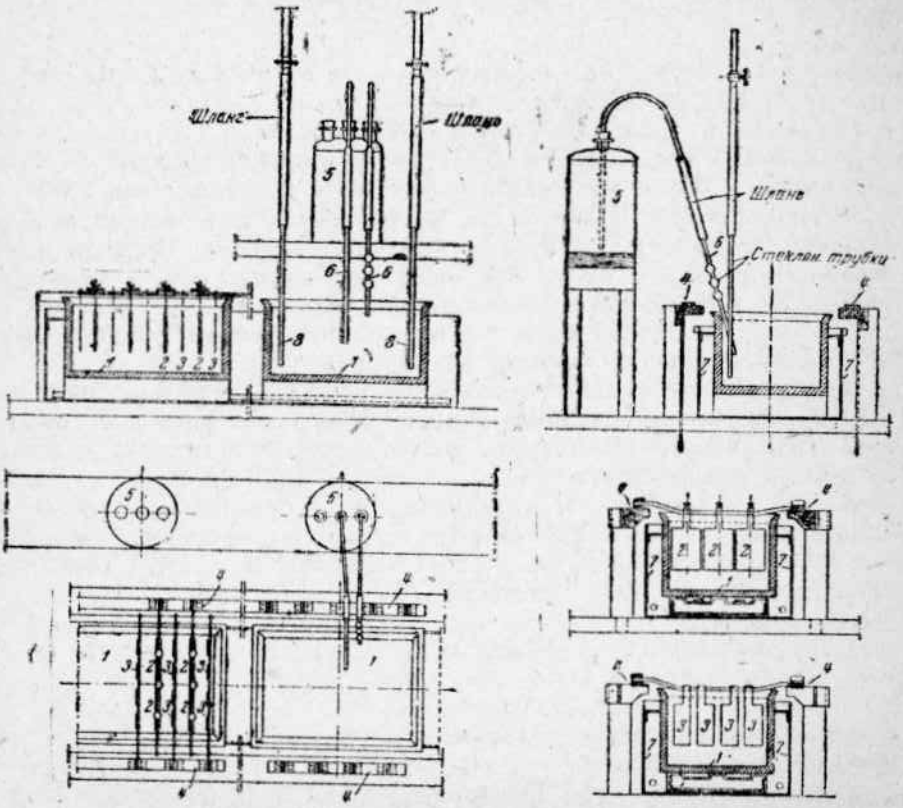
Схема установки для электролиза золота показана на фиг. 222. Как можно видеть на чертеже, электролиз производится в фарфоровых ваннах *1*, в которых последовательно подвешены аноды *2* из чернового золота и катоды *3* из золотой жести. Параллельно ваннам располагаются золотые полосы *4* для подводки тока[1]. Опоры для электродов, на которых располагаются шины, делают из фарфора, эбонита или дерева и окрашивают в кислотоупорную краску. Для поддержания постоянного уровня в ванне устанавливается вульфовская бутыль *5* и *6* с подводкой раствора по трубкам. Сама ванна устанавливается на бане *7*. В других случаях (что является более целесообразным) применяют электрический нагрев посредством установки ванн непосредственно на асбестовом листе, подогреваемом освинцованной плиткой. Для перемешивания электролита через стеклянные трубки *8* подводится ток сжатого воздуха.

Подвешивание анодов в ваннах производится различными способами. Наиболее простым и удобным является подвешивание на золо-

[1] Ток к ваннам подводят серебряными проводами, покрытыми гладким слоем хлористого серебра.

тых лентах, один конец которых заплавляется при отливке анода, а другой предназначается для навертывания на штангу, располагаемую над ванной [1].

Электролитные ванны для аффинажа золота в большинстве случаев помещают в вытяжной шкаф специальной конструкции. Последний имеет как нижнюю, так и верхнюю тягу. Отходящие газы проходят через специальные улавливающие устройства. В некоторых случаях при аффинаже высокопробного золота шкафа не устраивают и ограничиваются бортовым отсосом и хорошей вентиляцией помещения.



Фиг. 222. Общий вид ванн и расположения их для золотого электролиза

Включение ванн производится последовательно или при большом числе ванн — параллельно-последовательно.

Заготовка электролита производится в специальных растворительных ваннах (см. фиг. 223). Последние имеют цилиндрическую форму и изготавливаются из фарфора так же, как и все основное оборудование золотого электролиза. Внутри их устанавливают кольцевые фарфоровые пористые диафрагмы [*D*]. В кольцевом пространстве подвешивают аноды из высокопробного золота, а вне его — катоды. В анодное пространство наливают соляную кислоту, разбавленную в отношении (к воде) 2 : 1, а в катодное — более разбавленную (1 : 1).

Раствор с содержанием 35—45% золота получают через 7—8 час [2].

---

[1] При подвешивании анодов на крючках не менее 10% металла (в виде верхушек) идет в переплавку.

[2] Плотность тока в растворительных ваннах составляет 1000—1500 *а/м*² при напряжении, не большем 3—4 *в*.

Растворительные ванны всегда помещают под вытяжной шкаф.

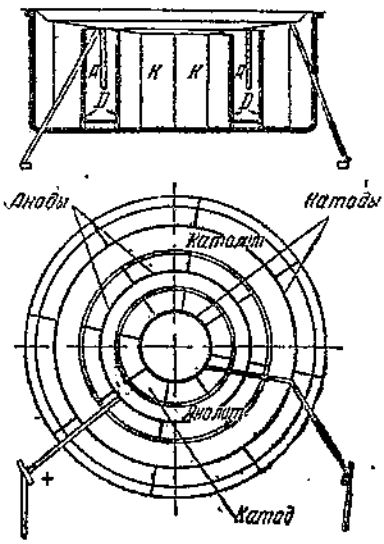
Накопление платины в отработанном электролите из ванн золотого электролиза нельзя допускать в количестве, большем[1] 6—8%.

Для извлечения платины к отработанному электролиту прибавляют насыщенный раствор хлористого аммония. В результате осаждается платина в виде желтой комплексной соли хлороплатината аммония и только в некоторой степени иридий и палладий[2].

Первый осадок платины и палладия содержит 15—20% примесей. Его высушивают и превращают в металлическую губку путем легкого прокаливания. Полученную губку направляют в процесс аффинажа платиновых металлов.

Раствор сливают сифоном с осадка, полученного осаждением хлористым аммонием, и направляют на дальнейшее осаждение, так как хлористый аммоний не дает полного осаждения всех платиновых металлов.

Это дополнительное осаждение производят последовательной цементацией медью с продувкой воздуха и железом с продувкой острого пара с последующим отстаиванием растворов, но такая методика недостаточно гарантирует от потерь. Ввиду этого могут быть введены и другие новые способы.



Фиг. 223. Устройство растворительной ванны золотого электролиза

Общая схема цепи операций золотого электролиза представлена на фиг. 224.

Потеря золота при аффинаже (включая плавку и другие операции) не должна превосходить 0,07%.

Содержание золота в аффинированном металле обычно не ниже 999,9 пробы.

§ 137. Аффинаж платины и ее спутников

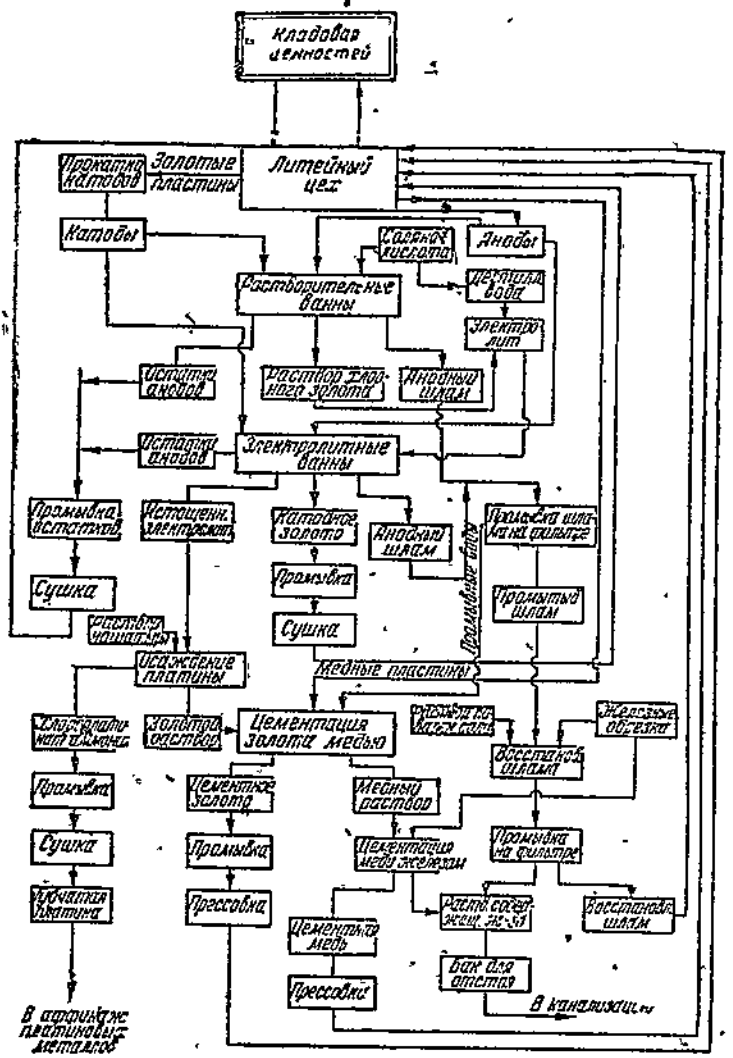
Основными источниками сырой платины, поступающей в аффинаж, являются: 1) шлиховая платина, получаемая обогащением россыпей, 2) шламы электролиза никеля и меди, 3) сырая платина, получаемая как побочный продукт электролиза золота, 4) амальгамационный металл, 5) осадки после хлоринации платиновых концентратов.

Преобладающей составной частью металла, поступающего в аффинаж, является платина. Кроме того в шламах никелевого производства в значительном количестве содержится палладий. Другие металлы платиновой группы (иридий, родий, рутений и осмий) присутствуют в меньших количествах. Неблагородные металлы (железо, медь, никель и др.) содержатся в широко изменяющихся соотношениях, которые зависят от месторождения и от методов извлечения, дающих различные по составу продукты (электролитные шламы, шлиховой металл, смесь осажденных цементных металлов и др.).

[1] При большем накоплении платины в электролите может произойти загрязнение катодного золота.

[2] Осаждение палладия из раствора при условии полного предварительного осаждения золота может быть произведено в виде палладозаминхлорида $[Pd(NH_3)_2Cl_2]$.

При аффинаже шлихового металла основной подготовительной операцией является растворение в царской водке, которая для аффинажа платины составляется в отношении 4 части соляной кислоты (уд. в. 1,12) на 1 часть азотной (уд. в. 1,58). Первый период раство-



Фиг. 224. Схема цепи операций аффинажа золота электролизом

рения происходит на холоду. В дальнейшем производят подогревание.

При растворении в царской водке образующиеся хлориды платиновых металлов дают следующие хлорометаллические кислоты:

$$PtCl_4 + 2HCl = H_2PtCl_6,$$
$$IrCl_4 + 2HCl = H_2IrCl_6,$$
$$PdCl_4 + 2HCl = H_2PdCl_6,$$
$$RhCl_3 + 3HCl = H_3RhCl_6,$$
$$RuCl_3 + 3HCl = H_3RuCl_6.$$

Осмий при этом переходит в нерастворимую четырехокись OsO_4, которая остается вместе с песком, состоящим из смеси минеральных зерен (преимущественно тяжелых минералов).

Нерастворившийся остаток сплавляют с цинком, отгоняют последний и после этого полученную губку растворяют в царской водке. Из полученных растворов последовательно осаждают платиновые металлы. В первую очередь осаждают платину. Для этого к раствору, полученному растворением сырого металла в царской водке, обычно добавляют раствор хлористого аммония для получения нерастворимого хлороплатината аммония:

$$H_2PtCl_6 + 2NH_4Cl = \underset{\downarrow}{(NH_4)_2PtCl_6} + 2HCl.$$

Перед осаждением платины в виде хлороплатината аммония необходимо перевести комплексные соединения других платиновых металлов в производные соединений низшей валентности. Этого достигают путем выпаривания после предварительного добавления серной кислоты.

Происходящие при этом реакции можно схематически представить следующим образом:

$$IrCl_4 = IrCl_3 + {}^1/_2\,Cl_2,$$
$$IrCl_3 + HCl = H_3IrCl_6,$$
$$PdCl_4 = PdCl_2 + Cl_2,$$
$$PdCl_2 + 2HCl = H_2PdCl_4.$$

Для более полного восстановления иридия перед осаждением платины и для выделения золота[1] добавляют умеренное количество щавелевой кислоты:

$$2H_2IrCl_6 + H_2C_2O_4 = 2H_3IrCl_6 + 2CO_2,$$
$$2AuCl_3 + 3H_2C_2O_4 = 6HCl + 6CO_2 + 2Au.$$

При добавлении щавелевой кислоты следует соблюдать осторожность, так как избыток ее может вызвать восстановление платины, которая переходит в соединение низшей валентности, не осаждаемое хлористым аммонием:

$$H_2PtCl_6 + H_2C_2O_4 = H_2PtCl_4 + 2HCl + 2CO_2.$$

Применение щавелевой кислоты дает металл высокого качества, но снижает выход платины за первую операцию до 70—75%.

Для растворения шлиховой платины применяют цилиндрические фарфоровые сосуды емкостью 30—50 *л* с плотно пришлифованными крышками. В крышках имеются четыре отверстия, которые служат для: 1) всыпания шлихового металла, 2) вливания кислот, 3) отвода газов, выделяющихся при растворении, 4) мешалки. Иногда отверстия для мешалки не устанавливают.

Внутри сосуда устанавливают 4—5 фарфоровых тарелок, на поверхности которых насыпают тонким слоем сырую (шлиховую) платину. Растворение платины в этих аппаратах производят под вытяжным шкафом с хорошей тягой.

В одном аппарате растворение производится последовательно 2—3 раза. Каждая операция растворения продолжается от 12 до 24 час., из них 3—4 часа при комнатной температуре, а затем в течение 18—20 час. следует растворение при 80—90° и выше.

Полученные растворы охлаждают до 60—70°, сливают сифоном или посредством вакуума в полусферические фарфоровые чашки и выпаривают при частом помешивании на песчаной бане (или на голом огне). Затем производят дополнительное выпаривание с прибавлением соляной кислоты для полноты перевода всех солей в хлористые и удаления азотистых соединений.

В конце операции выпаривания температура доводится до 140°, так как в противном случае иридий может не восстановиться[2]. Продолжительное выпарива-

[1] Предварительное выделение золота из платиновых концентратов нередко производят амальгамацией.

[2] Если остаются азотистые соединения и иридий не восстановлен, то возможно осаждение последнего вместе с хлороплатинатом аммония.

ние с серной кислотой[1] для более полного отделения платины от других металлов производится непосредственно после растворения платины в царской водке (с доведением температуры при выпаривании до 170°). При этом спутники платины и в некоторой степени она сама переходят в указанные выше соединения, не поддающиеся осаждению хлористым аммонием. Доведенный раствор сливают в фарфоровый бак и после разбавления и отстаивания производят фильтрацию под давлением (1—1,5 *ат*).

Осаждение платины в виде хлороплатината (способ Клауса) производится в фарфоровых баках раствором хлористого аммония[2].

Осаждение платины продолжается до 4 час. Раствор декантируется с осадка; последний промывают раствором хлористого аммония и под конец соляной кислотой (для удаления хлороиридита аммония).

Фильтрацию и промывку осадка производят на эбонитовой воронке с вращающейся мешалкой[3]. Для этой цели эбонитовая воронка снабжается дырчатым дном, покрываемым полотном. Отделение маточного раствора от кристаллов хлороплатината аммония должно производиться достаточно быстро, так как при длительном стоянии может произойти: 1) осаждение иридия, окисляющегося до четырехвалентного под действием окислов азота, и 2) адсорбция солей железа.

Осадок хлороплатината подвергается высушиванию в сушильном шкафу и затем прокаливается сначала при 600° и затем при 1100—1200°. Температура повышается постепенно ввиду того, что разложение хлороплатината происходит быстро при 360° и может вызвать распыление соли.

Прокаливание платины при пониженной температуре вызывает значительное выделение газов при плавке, а платина, полученная прокаливанием при высокой температуре, трудно поддается последующей механической обработке.

Кроме того недокаленная платина выделяет при плавке значительное количество вредных газов.

Схема операций аффинажа, доведенного до получения чистой платины, показана на фиг. 225.

О чистоте полученной платины судят [186] на основании одного из следующих испытаний: 1) ориентировочно по цвету осадка хлороплатината, 2) по величине термоэлектрического тока, возбуждаемого при определенной температуре термопарой, одна из проволок которой делается из испытуемой платины, и 3) спектральным анализом.

Чистота плавленой технической платины первого сорта составляет от 99,84 до 99,86%. До 0,1% примесей падает на иридий[4].

Метод Клауса дает в заводских условиях выход 85—92% платины. Применение метода, предложенного И. И. Черняевым (1929 г.), дает возможность увеличить выход платины за первую операцию осаждения до 98% (без снижения качества металла). Для этого раствор солей перед осаждением платины обраба-

---

[1] Кислота дается из расчета 300 *г* на 1 *кг* платины.

[2] Из расчета 2 *л* раствора хлористого аммония (10° Bé) на 1 *л* обрабатываемого раствора (не менее 30° Bé).

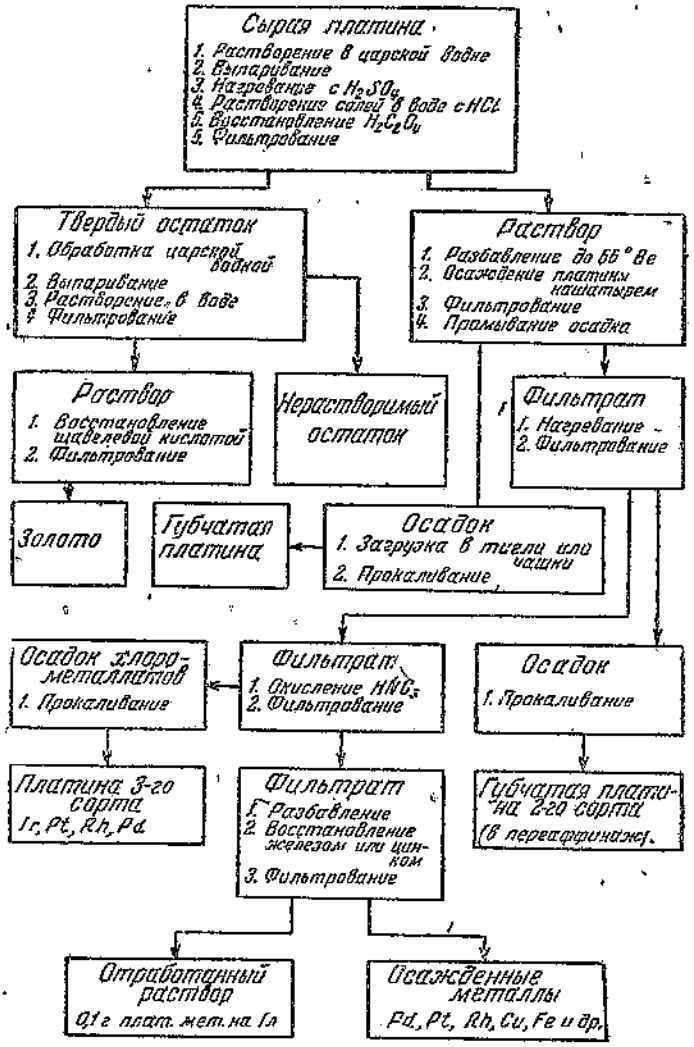
[3] В случае фильтрации небольших количеств применяют фильтровальный грибок.

[4] Химически чистая платина получается путем дополнительного растворения и осаждения.

Для этого хлороплатинат аммония осаждается из слабых растворов при быстром отделении осадка от маточного раствора. Другим путем получения экстра-чистой платины является осаждение (по методу И. И. Черняева) в виде соли Пейроне $Pt(NH_3)_2Cl_2$.

Для этого хлороплатинат растворяют путем перевода щавелевой кислотой в хлороплатинит. К раствору последнего приливают аммиак. Соль Пейроне не образует соединений с другими благородными металлами и не адсорбирует солей иридия.

тывают раствором сахара, чем достигают восстановления иридия в трехвалентный без перевода некоторой части платины в двухвалентную (что происходит в случае применения других методов) [1].



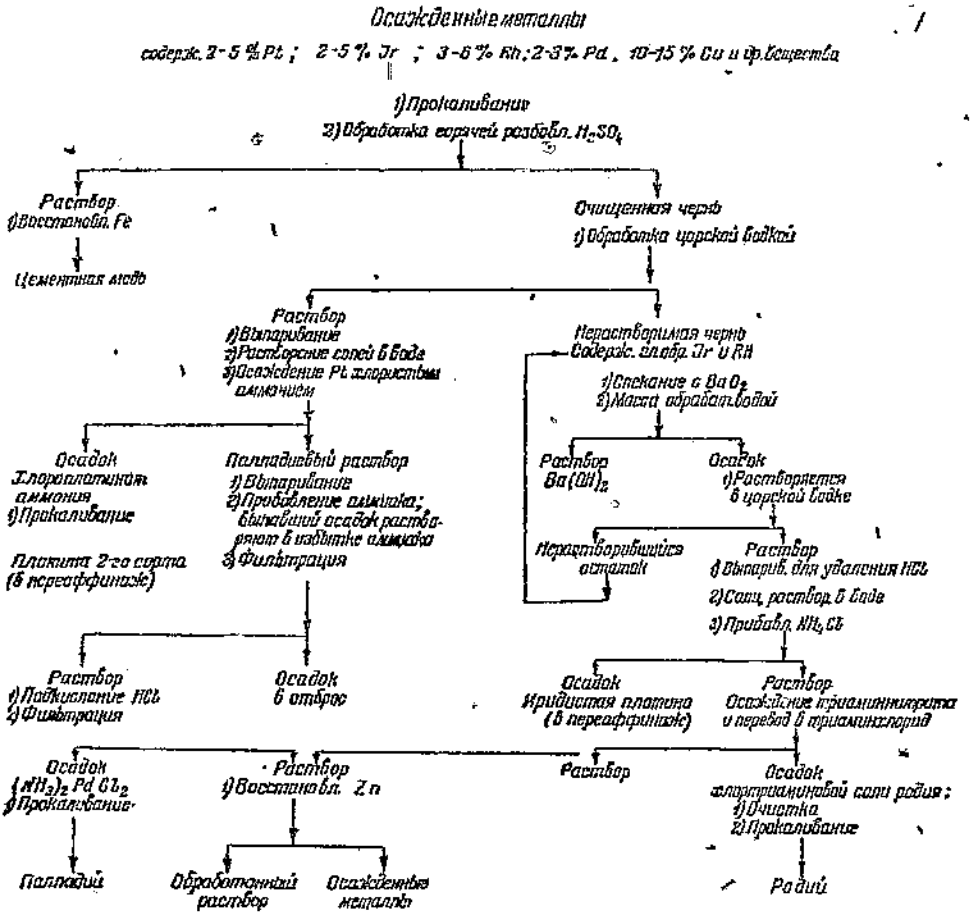
Фиг. 225. Схема операций аффинажа платины

Осаждение иридия в виде хлороиридата аммония происходит при более продолжительном стоянии маточного раствора после осаждения платины. При этом наряду с хлороиридатом аммония осаждается в виде хлороплатината аммония некоторая часть оставшейся в растворе платины. Для целей более полного осаждения хлороиридата (особенно в случае предварительного выпаривания с серной кислотой) следует сконцентрировать раствор и окислить соли

[1] Кроме того могут быть применены: сульфидный метод, восстановление щавелевой кислотой, фракционное разделение в виде хлорометаллатов аммония и др.

иридия до хлороиридата путем прибавления азотной кислоты. В результате осаждения получают хлорометаллаты третьего сорта. Прокаливание полученного осадка дает губку, содержащую смесь иридия с некоторым количеством платины.

Для выделения иридия из полученной губки применяются различные процессы. Для отделения платины губку обрабатывают разбавленной (1 : 3) царской водкой. При этом платина переходит в раствор, из которого ее осаждают в виде хлороплатината.



Фиг. 226. Схема аффинажа осажденных металлов

После осаждения хлороиридата и других хлорометаллатов получают из раствора осадки, называемые осажденными металлами. Для этого раствор после осаждения платины и иридия (подкисленный серной кислотой) подвергается цементации для осаждения оставшихся в ней металлов мягким полосовым железом или цинком; последний ускоряет цементацию, а также может употребляться дополнительно после осаждения железом.

Выделившийся черный осадок отфильтровывают на вакуум-фильтре, промывают горячей водой, высушивают, прокаливают и после этого обрабатывают горячей разбавленной (1 : 3) серной кислотой для удаления меди. Схема аффинажа осажденных металлов показана на фиг. 226. Очищенный осадок металлов обрабатывают царской водкой,

разбавленной в отношении 1 : 3. В результате получают: 1) раствор, содержащий палладий, часть платины, не осажденной хлористым аммонием, следы иридия и родия, перешедших в раствор при обработке разбавленной царской водкой; 2) нерастворимую чернь, которая содержит родий и иридий. Чернь отделяют фильтрованием через бумагу и промывают горячей водой [1].

Из раствора после растворения осажденных металлов получают остаток платины, осаждаемой хлористым аммонием, и палладий.

Палладий осаждают в виде хлоропалладозамина [2]. Для получения последнего раствор нейтрализуется водным раствором аммиака и доводится до сильнощелочной реакции. При действии аммиака палладий образует аммиакаты: сначала мясокрасный осадок $Pd(NH_3)_4 \cdot PdCl_4$, а затем при растворении в избытке аммиака — тетраминхлорид палладия $[Pd(NH_3)_4]Cl_2$. Из раствора в виде слизистого осадка выпадают гидраты железа, родия, платины и других металлов. Медь остается в растворе, окрашивая последний в яркосиний цвет.

Гидраты отфильтровываются, промываются горячей водой и анализируются на содержание палладия.

Фильтрат подкисляют соляной кислотой до слабокислой реакции (избыток кислоты не должен превышать 2—3%). В скором времени после подкисления из раствора выпадает рыхлый желтый осадок хлористого палладозамина $[Pd(NH_3)_2Cl_2]$, который промывается холодной водой, подкисленной соляной кислотой. Осадок прокаливается (при 800—900°); полученный палладий измельчается и восстанавливается в струе водорода.

Для получения иридия исходными полупродуктами являются: нерастворимые остатки, хлорометаллаты аммония третьего сорта, неразложившиеся остатки, осмистый иридий, отсевы нерастворимых остатков, иридистые концентраты и другие полупродукты.

Большая часть упомянутых продуктов переходит в растворимое состояние только после предварительного спекания или сплавления с активными окислителями. Из числа последних наибольшим применением в практике пользуется перекись бария.

Нерастворимая чернь после обработки царской водкой, содержащая главным образом иридий и родий, подвергается спеканию с перекисью бария. Полученный плав обрабатывают водой и затем растворяют в царской водке (при избытке соляной кислоты). Если масса, полученная после спекания, растворится не полностью, то остаток еще раз спекают с перекисью бария. Раствор выпаривают и обрабатывают горячей (подкисленной) водой. Нерастворившуюся кремнекислоту отфильтровывают. Раствор с промывными водами упаривают и барий выделяют из раствора серной кислотой.

Из раствора хлористым аммонием осаждают иридий с некоторым количеством платины в форме хлороиридата аммония.

Выделение иридия из иридистого раствора при получении аффинированного иридия производится по нитритному или сульфидному методу. Сущность метода состоит в переведении иридия в гексанитрит и в осаждении остальных металлов из раствора действием серо-

[1] В случае перегрева при выпаривании платина частично переходит в низшую степень окисления, что влечет переход ее в осадок при описанной обработке. То же происходит, если в растворе остались хотя бы следы азотистых соединений.

[2] В случае большого избытка кислоты в растворе последнюю сначала нейтрализуют раствором едкого натра до слабокислой реакции.

водорода в виде сульфидов, в то время как гексанитрит иридия остается в растворе.

В случае применения нитритного метода производится нейтрализация раствора и последующее добавление азотистокислого натрия. При нитрировании происходит частичное восстановление платиновых металлов и замена атома хлора в молекулах их соединений на группу NO_2:

$$IrCl_3 + 6NaNO_2 = Na_3Ir(NO_2)_6 + 3NaCl.$$

Последующей обработкой сернистым натрием и путем подкисления удается перевести в осадок другие платиновые металлы и оставить в растворе иридий. Последний в результате доведения раствора соляной кислотой до сильнокислой реакции (и после переведения азотной кислотой полностью в четырехвалентное состояние) осаждается в виде хлороиридата аммония. При разложении нитрита соляной кислотой происходит реакция

$$Na_3Ir(NO_2)_6 + 6HCl = Na_3IrCl_6 + 3H_2O + 3NO + 3NO_2.$$

Родий выделяется из ряда полупродуктов аффинажа платины. Для получения родия из растворов могут применяться два метода: пентаминовый и триаминовый.

Заводская практика показала, что триаминовый метод, разработанный В. В. Лебединским, дает лучшие результаты, чем применявшийся до этого пентаминовый [1].

Для получения родия по триаминовому методу солянокислый раствор нейтрализуют (сначала едким натром и затем — содой до слабокислой реакции).

К нейтрализованному раствору осторожно прибавляют азотистокислый натрий, в результате чего происходит следующая реакция нитрирования

$$H_3RhCl_6 + 6NaNO_2 = Na_3Rh(NO_2)_6 + 3HCl + 3NaCl.$$

Выделяющуюся при этом соляную кислоту следует связывать путем нейтрализации содой. По окончании нитрирования неблагородные металлы осаждаются из раствора в виде гидратов путем добавления избытка соды.

Фильтрат после отделения гидратов подкисляется уксусной кислотой. К раствору добавляют кристаллический хлористый аммоний для получения аммониевой соли гексанитрита родия по реакции:

$$Na_3Rh(NO_2)_6 + 3NH_4Cl = (NH_4)_3Rh(NO_2)_6 \downarrow + 3NaCl.$$

Полученные кристаллы растворяют при нагревании в растворе едкого натра. Затем к горячему раствору добавляют аммиак и хлористый аммоний. Из раствора, нагретого до кипения, осаждаются белые кристаллы триаминнитрита родия, которые продолжают выделяться при кипячении раствора и при последующем нагревании первого фильтрата.

Образование триаминнитрита из аммониевой соли гексанитрита родия происходит по следующим реакциям:

$$(NH_4)_3Rh(NO_2)_6 + 3NaOH = Na_3Rh(NO_2)_6 + 3NH_4OH,$$
$$Na_3Rh(NO_2)_6 + 3NH_4OH = Rh(NH_3)_3(NO_2)_3 + 3NaNO_2 + 3H_2O.$$

[1] В случае применения пентаминового метода после нитрирования получают следующую соль родиевого пентаминохлорида:

$$[Rh(NH_3)_5Cl](NO_3)_2 + 2HCl \rightleftarrows [Rh(NH_3)_5Cl]Cl_2 + 2HNO_3.$$

Триаминнитрит родия переводят в триаминхлорид $[Rh(NH_3)_3Cl_3]$ путем обработки нагреванием в котле с соляной кислотой.

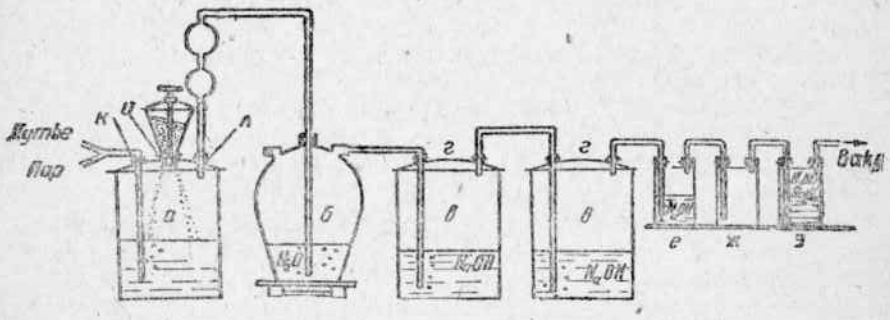
$$Rh(NH_3)_3(NO_2)_3 + 3HCl = Rh(NH_3)_3Cl_3 + 3HNO_2.$$

Обработка соляной кислотой производится повторно для полного перевода нитрита в хлорид. Кристаллы последнего промываются, высушиваются и прокаливаются до получения металлического родия. Губчатый родий очищается обработкой соляной кислотой и промывкой, после чего производится восстановление в атмосфере водорода путем нагревания до 900° в трубчатой электрической печи.

Получаемый продукт содержит 99,85—99,92% родия.

Получение осмия производится из нерастворимых осмистых остатков, природного осмистого иридия (нерастворившегося в царской водке) и осмиевого концентрата.

Выше было указано, как производится разложение нерастворимого остатка при получении иридия.



Фиг. 227. Отгоночный аппарат

Продукты спекания, предварительно грубо измельченные, подвергаются дальнейшему измельчению в шаровой мельнице. Порошкообразный продукт обрабатывается смесью соляной и азотной кислот в отгоночном аппарате, устройство которого показано на фиг. 227. В результате этой обработки осмий отгоняется из раствора в виде четырехокиси.

Отгоночный аппарат включает: 1) фарфоровый бак-растворитель (*а*), который закрывается железной крышкой, защищенной с внутренней стороны листовым свинцом; 2) предохранительный сосуд (*б*); 3) два фарфоровых бака-уловителя (*в*) с плотно пригнанными фарфоровыми крышками (*г*); 4) три стеклянные двугорлые склянки (*е*, *ж*, *з*).

Отверстия в крышке первого бака предназначаются для загрузки шихты и введения кислоты (центральное — *и*), для пропускания воздуха и пара (*к*) и для отвода четырехокиси осмия и хлора (*л*).

После первого бака устанавливают бак-предохранитель (*б*), наполненный 15%-ным раствором едкого натра. За ним следуют баки-уловители (*в*) с крепким раствором едкого натра, охлаждаемые водой или льдом ниже температуры 30°.

Продукт, полученный спеканием, обрабатывают царской водкой в баке-растворителе. Для этого заливают соляную кислоту, которую прогревают сухим паром. Затем вводят азотную кислоту в количестве 10% от введенной соляной кислоты. Загрузка продукта спекания производится постепенно (в течение часа).

Для растворения металлов и отгонки четырехокиси осмия поддерживают температуру 100°. По окончании нагревания заканчивают отгонку посредством продувки воздуха.

Улавливание четырехокиси осмия производится щелочным раствором с образованием при этом осмиата натрия (Na_2OsO_4). Расход едкого натра при этом составляет 1 *кг* на 1 *кг* загружаемого продукта. Наибольшее количество осмия улавливается в третьей склянке смесью растворов едкого натра и сернистого натрия, где кроме осмиата натрия образуется также сернистый осмий.

Остаток в аппарате содержит в растворе иридий и некоторое количество нерастворимого остатка в смеси с кремнекислотой.

Производительность перегонного аппарата составляет: по полупродукту — 25 *кг*, по спечённой массе (полученной из полупродукта) — 100 *кг*. Во избежание отравления аппарат устанавливается в вытяжном шкафу.

После осаждения из раствора бария в виде сульфата получают иридий очисткой хлороиридата I и II сорта, полученного как по нитритному способу, так и переработкой сульфидным способом хлорометаллата аммония III сорта.

Растворы из уловительных сосудов подвергаются сортировке. Первая часть растворов направляется на осаждение из них осмия в виде соли Фреми $[OsO_2(NH_3)_4]Cl_2$[1]. Для получения последней производят восстановление гипосульфитом, после чего осаждают $[OsO_2(NH_3)_4]Cl_2$ путем прибавления очищенного твердого хлористого аммония.

Осадок промывают, фильтруют и прокаливают в восстановительном пламени. После этого губчатый осмий обрабатывают кислотами (фтористоводородной и соляной) и восстанавливают в электрической печи в струе водорода; получается продукт, который по чистоте достигает 99,9%.

Рутений получают из сернистых рутенистых металлов, являющихся продуктом обработки нерастворимых остатков и осмистого иридия. Получение рутения из рутенистых остатков, являющихся продуктом прокаливания хлорометаллатов III сорта, производится посредством возгонки четырехокиси рутения.

В настоящее время большая часть платиновых металлов получается при переработке медно-никелевых руд по процессам Орфорд, Монд (карбонильному) и Хибинет.

После электролитического рафинирования продуктов орфорд-процесса благородные металлы распределяются между шламами никелевого электролиза, в состав которых переходят платиновые металлы, и шламами электролиза меди, содержащими основную часть золота и серебра. Это разделение не является совершенно полным, так как после разделительной плавки в боттоме собирается до 80% металлов платиновой группы, которые затем переходят в шламы никелевого электролиза. В топ переходит до 90% золота и серебра, которые затем собираются в шлам медного электролиза.

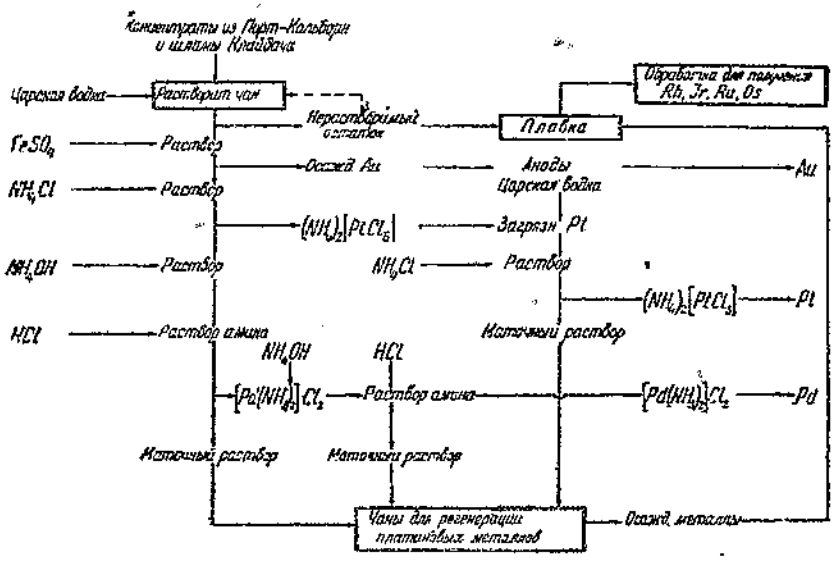
Шламы, получаемые при электролизе никеля в хибинет-процессе, почти целиком включают благородные металлы.

Первичные шламы, получаемые после электролиза, перед поступлением в аффинаж, подвергаются обработке с целью выделения из них

[1] Из другой части растворов, не пригодных для получения соли Фреми, осаждаются сернистый осмий действием сернистого натрия при нагревании. Последним способом также осаждается осмий из маточных растворов после осаждения соли Фреми.

неблагородных металлов и обогащения по благородным металлам. Это может быть достигнуто обработкой серной кислотой и обжигом аналогично обработке шламов медного электролиза[1]. При обработке шламов серной кислотой растворяется серебро и небольшая часть палладия, которые цементируются первичным шламом из растворов до направления их в кристаллизацию.

Переработка шламов, содержащих платиновые металлы и получаемых: 1) при рафинировании никеля на заводах в Порт-Кольборн и 2) в результате извлечения по Монд-процессу никеля и меди в Клай-



Фиг. 228. Схема аффинажа богатых платиновых концентратов и шламов в Актоне

деч, известна по практике завода в Актоне (около Лондона). Производительность этого завода в 1930 г. составляла 2,1 *т*, а в 1936 *г.* — уже около 7 *т* платиновых металлов.

Шламы из Порт-Кольборн содержат 45—60%, а из Клайдеч около 4% платиновых металлов.

Бедные шламы (из Клайдеч) подвергаются сначала плавке в восстановительной атмосфере с глетом и содой в двух отражательных печах на садку около 100 *кг* каждая. Под этих печей выкладывается из магнезитового кирпича («марбирит»), а верхняя часть свода — из массивных кусков дуралюмина. Шлаки после плавки шламов в этих печах содержат некоторое количество благородных металлов и отправляются для переработки на никелевый завод (Клайдеч). Полученный веркблей купелируют в двух трейбофенах, работающих на газе и рассчитанных каждый на садку 100 *кг* веркблея. Отходящие газы направляются в скрубберы.

Содержание благородных металлов в веркблее раза в четыре превосходит содержание в концентратах. Металлический сплав, полученный после купелирования, гранулируют, отливая в воду.

Гранулированный сплав обрабатывают горячей серной кислотой для растворения серебра (отчасти растворяется палладий).

Из раствора осаждают серебро в виде хлористой соли, которую направляют для восстановительной плавки. Аноды, получаемые в результате последней, подвергают аффинажу электролизом. Из раствора после осаждения хлористого серебра осаждают палладий в виде палладозаминхлорида и затем подвергают

[1] Металлический скрап, содержащийся в первичных шламах и состоящий преимущественно из никеля и меди, отделяется до обработки кислотой посредством механического обогащения в восходящей струе воды или промывкой через сито.

вторичному растворению и осаждению. Полученную соль прокаливают для получения губчатого палладия.

Остаток после растворения в серной кислоте обрабатывают совместно с богатыми шламами царской водкой. При этом растворяют платину, палладий и золото. Из раствора осаждают золото, плавят его и аноды направляют в электролиз. Осаждение палладия производят указанным методом и после этого осаждают платину в виде хлороплатината аммония, который прокаливают для получения губчатой платины. Фильтраты перечисленных операций направляют в цементационные чаны, из которых получают шламы, подвергающиеся плавке вместе с нерастворимым остатком. В результате получается сплав, содержащий родий, рутений и иридий и поступающий в дальнейшее разделение.

Губчатые металлы получают прокаливанием в муфельных печах. Безвозвратные потери платиновых металлов, содержащихся в концентратах, составляют не более 0,25%. Потеря по операциям собственно аффинажа не превосходит 0,1%.

Возвратные потери в печных шлаках составляют 1,25%. Из руды (кроме осмия) извлекается около 90% платиновых металлов.

Степень чистоты получаемых металлов составляет: платина — 99,93%, палладий — 99,94%, иридий — 99,7%, родий — 99,7%, рутений — 99,7%, золото — 99,97%, серебро — 99,97%.

Схема аффинажа богатых шламов (концентратов) показана на фиг. 228.

Обработка царской водкой ведется в нагреваемых на газовом пламени 70-литровых сосудах из плавленого кварца [188]. Выпаривание производится в таких же кварцевых баллонах с конденсаторами. Азотной кислотой обрабатывают в 20-литровых кварцевых сосудах. Обработка серной кислотой ведется в 25-литровых котлах, изготовленных из мелкозернистого серого чугуна. Для дальнейших операций с растворами серной кислоты применяют выложенные свинцом деревянные сосуды. При повышенном содержании соляной кислоты для ряда операций удобны деревянные ящики, выложенные резиной. В случае повышенной температуры раствора употребляются стальные сосуды, гумированные твердой резиной. Для небольших операций применяют фарфоровое оборудование. На заводе широко применяется расположение аппаратуры ярусами.

В современной практике обогащения шламов перед аффинажем производятся следующие операции: 1) удаление растворимых солей промывкой, 2) механическое отделение скрапа, 3) вторичный (никелевый) электролиз, 4) обжиг для окисления сульфидов, 5) выщелачивание серной кислотой.

По данным завода Порт-Кольборн, при вторичном электролизе обогащение достигает 30-кратного по отношению к содержанию в первичном шламе. При комбинировании указанных операций получают продукт с 50—60% платиновых металлов, поступающий непосредственно в аффинаж.

ЛИТЕРАТУРА

(Порядковые цифры соответствуют ссылкам в тексте книги)

ОБЩИЕ КУРСЫ И МОНОГРАФИИ

1. Плаксин И. Н. — Металлургия золота, серебра и платины. Ч. I. (Физико-химические основы), М. 1935 г.; ч. II. (Процессы, аппараты и схемы обработки руд), М. 1939 г.
2. Ивановский М. Д. и Зефиров А. П. — Металлургия золота, М. 1938 г.
3. Плаксин И. Н. — Взаимодействие сплавов и самородного золота с ртутью и цианистыми растворами, М. 1937 г.
4. Rose Th. K. and Newman W. A. C. — Metallurgy of Gold. London. 1937. 7 ed.
5. Dorr J. V. N. — Cyanidation and Concentration of Gold and Silver Ores. New York. 1936.
6. Rand Metallurgical Practice, London; v. I (1926), v. II (1919).

I. ВВЕДЕНИЕ

7. Маркс К. — Капитал, т. I. Соц.-Экон. Изд. 1931 г.
8. Ленин В. И. — О значении золота теперь и после полной победы социализма, т. 27 (1921—1923 гг.); М. 1931 г.; 79.
9. Сталин И. В. — Беседа т. Сталина с г. Дюранти. «Правда» 4 янв. 1934 г. № 4 (5890).
10. Rickard T. A. — Man and Metals. New York. 1932. v. I a. v. II.
11. Agricola (Georgius). — De re Metallica. London. 1912.
12. Modern Uses of none-ferrous Metals. New York. 1935.

II. ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ЗОЛОТА, СЕРЕБРА, МЕТАЛЛОВ ПЛАТИНОВОЙ ГРУППЫ И ИХ СОЕДИНЕНИЙ

13. Известия сект. платины и др. благородных металлов Академии Наук, т. 1—19.
14. Mellor J. W. — A comprehensive Treatise on inorganic and theoretical chemistry, London, vol. III (Au, Ag), 1928; vol. XV (Ru, Rh, Pd, Os, Ir), 1936; vol. XVI (Pt), 1937.
15. Бэгби Э. — Пробирное искусство, Русск. изд. (перевод со 2-го амер.); М. 1937 г. — Гл. XIII (металлы платиновой группы). См. также 3-е американское издание 1940 г. New York.
16. Плаксин И. Н. и Кожухова М. А. — Растворение золота и серебра в тиомочевине. Док. Ак. Наук, 31 (1941 г.), № 7.
Авт. свид. № 303300. 1940 г.
17. Вернер А. и Пфеффер П. — Новые воззрения в области неорганической химии с дополнениями А. А. Гринберга. Лен. 1936 г.
18. Wartenberg H. — Die Löslichkeit von Gasen in Geshmolzen Metallen «Zeitschr. f. Elektrochemie u. angew. phys. chem.» 42 (1936). 841.
19. Звягинцев О. Е. — Аффинаж благородных металлов. М. 1934 г.
20. Atkinson R. a. Raper A. — Metals of the platinum group. «Journ. of the Inst. of Metals». London. vol. 59 (1936).

III. СПЛАВЫ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

21. Курнаков Н. С., Жемчужный С. Ф. и Заседателев М. — Превращения в сплавах золота и меди. Собр. избр. раб. Н. С. Курнакова. т. II (1939 г.);

22. Курнаков Н. С. и Агеев Н. В. — Физико-химическое исследование твердых растворов золота с медью. Изв. Инст. физ.-хим. анал. Акад. Наук, VI (1933); 25. Собр. раб. Н. С. Курнакова, т. II; 319.

23. Плаксин И. Н. — Система золото — ртуть. Изв. сект. физ.-хим. анал. Ак. Наук. X. (1938); 129.

24. Murphy A. J. — The Constitution of the Alloys of Silver and Mercury. Journ. of Inst. of Metals. 46 (1931), № 2, 507. См. также: Tammann G. u. Stassiurt. Zeitschrift. f. anorg. Chemie. 143 (1925); 357.

25. Плаксин И. Н. и Суворовская Н. А. — Система платина — ртуть. Журн. прикл. химии, 1940 г., № 5; 677. О растворимости «Журн. физ. хим.», № 7—8, стр. 977.

26. Григорьев А. Т. — О сплавах платины с золотом. Изв. Инст. платины и др. благор. мет. Акад. Наук; В. 8 (1928); 184.

27. Григорьев А. Т. — О сплавах золота с сурьмой. То же изд. В. 7. (1929); 45.

28. Курнаков Н. С. и Немилов В. А. — Твердость, микроструктура и электропроводность сплавов платины с серебром. Собр. избр. раб. Н. С. Курнакова, т. II (1939); 294.

29. Система Ag—Cu: Курнаков Н. С., Пушин Н. и Сенковский М. Собр. раб. Н. С. Курнакова, т. II; 134. Ageew N. u. Sachs G. Zeit. f. Physik. 63 (1930); 293.

30 Закс Г. — Практическое металловедение, т. III. М. 1937. Стр. 153—165. («Благородные металлы»).

31. Addicks L. — Silver in Industry. — N. Y. 1940.

32. Nowack L. — Zeit. f. Metallkunde. 23 (1931), 93—103, 140. Feussner. Z. f. Metallkunde. 26(1934), 26.

33. Хансен — Строение бинарных сплавов. М. Металлургиздат, 1941 г.

33а. Haughton I. L. — Constitution of Alloys (Bibliography), London, 1942.

IV. МИНЕРАЛЫ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

34. Минералы СССР. Изд. Акад. Наук под. ред. А. Е. Ферсмана. т. 1. — Самородные элементы (п. ред. Н. А. Смольяниновa), М. 1940 г., т. II. — Сульфиды, сульфосоли, теллуриды и др. М. 1940 г.

35. Юбилейный сборник трудов Моск. Инст. Цвет. Мет. и Золота (№ 9), М. 1940 г. Статьи: 1) Плаксина, Волынского, Цукерман; 2) Шабарина; 3) Унгера и Кругловой.

36. Плаксин И. Н. — О влиянии минералогического состава на условия извлечения благородных металлов при обогащении полиметаллических руд Ленинногорска. «Изв. отд. техн. наук Академии наук», 1943 г. № 9.

37. Звягинцев О. Е. — Геохимия золота. М. 1941 г.

38. Бетехтин А. Г. — Платина. М. 1935 г.

39. Звягинцев О. Е. — Геохимия платины. М. 1936 г.

40. Вернадский В. И. — История минералов земной коры. Л. 1927 г т. I, в. 2.

41. Плаксин И. Н. — Методы повышения извлечения благородных металлов при обогащении и характеристика золота в хвостах обогатительных фабрик. Труды Всес. Совещ. по обогащению полезн. иск. М. 1940 г.

42. Вернадский В. И. — Опыт описательной минералогии. Л. 1910 г. т. I. Самородные элементы, в. 2 и 3.

43. Жемчужный С. Ф. — Физ.-хим. исслед. золот. самор. Изв. Инст. физ.-хим. анал. Ак. Н. т. II (1922 г.), в. 1.

44. Жемчужный С. Ф. — Исследование структуры самородной платины. Петрог. 1920 г.

45. Маслейницкий И. Н. — Форма и ассоциация золота с минералами в сульфидных рудах цветных металлов. — Труды Всесоюз. Совещ. по обогащ. полезн. ископаем. 1940 г.

46. Саварин Е. А. — Рудное золото Кочкаря. «Золотая промышленность», 1939 г. № 9-10.

47. Dunn E. J. — Geology of Gold (S. Afr., Australia, New Zealand). London. 1929.

48. Emmons W. H. — Gold Deposits of the World. N. Y. 1939.

49. Head R. E. — Physical Characteristics of Gold Lost in Tailings. — Trans. Amer. Inst. of Min. a. Met. Eng. v. 134 (1939); N. Y. 1939; 256.
50. Haycock. — The role of the microscope in the study of gold ores. Canad. Min. a. Met. Bull. (1937, Aug.), № 304; 405.
51. Milling Investigations. Canad. Min. a. Metall. Bull. 1936; № 290; 270.

V. АМАЛЬГАМАЦИЯ

52. Плаксин И. Н. и Кожухова М. А. — Изменение косинуса краевого угла и времени смачивания при электроамальгамации золота. — Изв. сект. платины и др. благород. металлов. Акад. Наук; т. 15 (1938 г.).
53. Плаксин И. Н. и Суворовская Н. А. — Растворимость платины в ртути. Журн. физич. химии, 1941 г. № 7-8; 978.
54. Плаксин И. Н. и Штамова С. М. — Амальгамационная проба на платину. — Изв. сект. платины и др. благор. мет. Акад. Наук; т. 11 (1933 г.).
55. Рутковский И. И. — Внутренняя амальгамация в бегунных чашах. «Сов. золотопром.» 1937 г., № 2.
56. Стахеев И. С. — Технология обработки руд на Степнякской фабрике треста Каззолото. «Золот. промышл.», 1940 г., № 7. «Технико-производств. сборник Главзолото», М. 1940 г., № 3-4.
57. Центральный питатель для бегунной чаши Бейльдона. — «Технико-производ. сбор. Главзолото». М. 1940 г., № 5-6.
58. Prentice I. R. and Murdoch R. — «Journ. Chem., Metall., a. Min. Society South Afr.» 1929, № 7; 159.
59. Shepard O. C. — Electrocapillary Amalgamation. Trans. Amer. Inst. of Min. a. Metall. Eng. 134 (Milling Methods — 1939). N. Y. 1939; 265.

VI. СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

60. Gaudin A. M — Principles of Mineral Dressing Mc Graw-Hill Bock Co, N. Y. 1939; 473—9 и 280—317.
61. Невский Б. В. и Суслова В. В. — Улавливание золота на плисовых шлюзах. «Сборн. научно-исследов. раб. по металлургии золота», В. I, 1936 г., М. (Низзолото).
62. Плаксин И. Н. — Пути повышения извлечения золота при обработке руд Балея. «Золотая промышл.» 1938 г. № 3; 28.
63. Невский Б. В. — Руководство по установке и эксплоатации ворсистых шлюзов М. (ОБТИ. Главзолото), 1939 г.
64. Комлев А. А. — Гравитационное обогащение на Балее. «Золотая промышл.» 1940 г., № 8; 21.
65. Митрофанов Е. В., под ред. М. Д. Ивановского. — Отсадочные машины и их применение. М. (ОНТИ Главзолото). 1940 г.
66. Gayford E. — Ore Treatment as Factor in Small Goldmining Enterprises. Trans. Am. Inst. Min. a. Met. Eng. 112 (Milling Methods). N. Y. 1935; 549—69.

VII. РАСТВОРЕНИЕ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА В ЦИАНИСТЫХ РАСТВОРАХ

67. Barsky G., Swainson S. J., Hedley N. — Dissolution of Gold and Silver in Cyanide Solutions. Trans. Amer. Inst. Min. a. Metall. Eng. 112 (Milling Methods); N. Y., 1935; 660.
68. Бьюкенен Дж. Г. — Цианистые соединения и их анализ. Ленинград. 1933 г.
69. Келлер. — Технология цианистых соединений. Харьков. 1934 г.
70. Плаксин И. Н. и Шабарин С. К. — Физико-химические условия растворения золота и его сплавов в цианистых растворах. — Изв. сект. физ.-хим. анализа Акад. Наук СССР, 12 (1940 г.); 65.
71. Плаксин И. Н. и Синельникова А. И. — Зависимость скорости растворения сплавов золота с серебром и самородного золота от состава металлической фазы при различной концентрации кислорода в цианистом растворе. — Изв. сект. физ.-хим. анализа Ак. Наук. 14 (1941 г.).
72. White H. A. — Phisics of Gold Solution «Journ. of Chem., Metall. a. Min. Soc.-of S. Africa». 1934. № 1: 1.
73. Плаксин И. Н. — Современное состояние обработки золотых руд и перспективы ее развития. М. 1936 г.

74. Плаксин И. Н. и Зефиров А. П. — Интенсификация извлечения золота под давлением. «Сов. золотопромышленность». 1937 г., № 2.

75. Плаксин И. Н. и Синельникова А. И. — Влияние концентрации кислорода в цианистом растворе на скорость растворения золота. «Юбилейный сборн. научн. трудов Моск. инст. цветн. металл. и зол. им. М. И. Калинина», № 9. 1940 г.; 389. См. также «Золотая пром.», 1939 г., № 3; 33.

76. Prentice T. K. — A new process for oxygenating Solutions «Journ. Chem., Met. a. Min. Soc. of S. Afr.» 1934, № 8 (Febr.); 244.

77. Prentice T. K. — Reply to discussion. Там же. 1935, № 9 (March); 285.

78. Плаксин И. Н., Зефиров А. П., Суворовская Н. А., Плаксина Л. Д., Негинский О. Е. — Интенсификация процессов извлечения золота на Балее. «Сборн. науч. труд. М. И. Ц. М. и З.» № 10 (печат.).

79. Шабарин С. К. — Интенсификация процессов извлеч. золота на Берикуле. Там же.

80. Плаксин И. Н. и Фишкова Ц. Э. — Взаимодействие соединений тяжелых металлов с цианистыми растворами при извлечении золота. «Сборн. научно-исслед. раб. по металл. золота», Нисзолото; в. I, М., 1936 г., 63.

81. Плаксин И. Н. и Суворовская Н. А. — Скорость растворения золота в циан. раств. в зависимости от состояния жидкой фазы. — Изв. Инст. Физ.-Хим. Анал. Ак. Наук. т. X (1938 г.); 187.

81-a. Meyer H. — Uber d. Wirksamkeit d. Arbeitlösungen im Cyanidprocess. «Metall. u. Erz.» 28 (1931); № 11; 279.

82. Graham K. L. a. Wartenweiler F. — A Research to Determine the Size of the Gold Particles in the Witwatersrand Banket Ore and the Rate of Solution in Cyanide. «Journ. Chem. Metall. a. Min. Soc. of S. Afr.», 1924. June.

83. Мостович В. Я. — Цианирование теллуридов золота. Сборник научных трудов. т. I; 1936 г.

84. Bayers E. — Some of the Factors which influence the Rates of Dissolution of Gold a. Silver in Cyanide Sollutions. «Journ. Chem., Metall. a. Min. Soc. of S. Afr.» 37 (1936), № 2 (August); 37—89.

VIII. ЦИАНИРОВАНИЕ ПЕРКОЛЯЦИЕЙ

85. Julian H. F., Smart E. and Allen A. W. — Cyaniding Gold and Silver Ores. London. 1921 (3 издание).

86. Liddell — Handbook; т. II, 1926; стр. 1022 и русск. 1047.

87. Leaver E. S. a. Woolf J. A. — Effect of Copper a. Zink in Cyanidation with Sulfide — acid Precipitation. «Trans. Americ. Inst. of Min. a. Metall. Engineers». Milling Methods. — N. Y. 1930; 525.

88. Гамильтон Э. — Руководство по цианированию золотых и серебряных руд. М. 1932 г.

89. Farbes C. R. — Novel practice Cyanidation of low grade Tailings profitable at Randsburg. «Eng. a. Min. Journ.» 126 (1934), № 3.

90. Плаксин И. Н. — Обработка золотых руд. М. 1932 г.

91. Статьи по обработке золотых руд в Хомстэке. «Engineering a. Min. World». 1931 г., № 10.

IX. ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ АГИТАЦИЕЙ ПУЛЬПЫ

92. Стахеев И. С. — Обработка золотых руд в Кочкаре. «Сов. золотопром.» 1935 г., № 9.

93. Соколов Н. С. — Тубинский циано-иловый завод. «Сов. золотопром.» 1933 г., № 6-7.

94. Невский Б. В. — Минусинская золотоизвлекательная фабрика (по проекту реконструкции). «Сов. золотопром.» 1936 г.

95. Clennell J. E. — The Cyanide Handbook. N. Y. (2 изд.). 1915.

96. French J. a. Jones H. — Cyaniding in Morro Velho. «Bull. of the Inst. of Min. a. Metall.» London. 1939. Dec., № 339.

X. ОБЕЗВОЖИВАНИЕ И ПРОМЫВКА В ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ

97. Уокер В., Льюис В. и Мак Адамс В. — Типовая химическая аппаратура. Ленингр. 1935 г.

98. Батунер Л. М. и Федоров К. С. — Методы расчета промывки осадков. М. 1939 г.

99. Скобеев И. К. — 1) Экономические режимы промышленной фильтрации на фильтрах период. действия; 2) Условия отдел. золот. растворов; «Сборн. трудов Ирк. Гор.-мет. инст.» В. III, ч. I, Иркутск, 1941 г. 70—138.
100. Невский Б. В. — Двухярусные сгустители. «Советская золотопром.», 1937 г., № 3.
101. Johnson N. — Comparative Washing Efficiencies in Cyaniding. «Trans. Amer. Inst. of Min. a. Metall. Engineers», vol. 134 (Milling Methods — 1939).
102. Плаксин И. Н. и Маренков Е. А. — О химических методах борьбы с пенообразованием. «Цветная металлургия». 1941 г., № 14-15; 50.
102а. Головин А. А. — Потери золота в растворе в выгрузке цианистых заводов. «Труды Уральского индустриального института». 1943 г. Металлургиздат. Свердловск. (печат.).

XI. ОСАЖДЕНИЕ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ ЦИАНИСТЫХ РАСТВОРОВ

103. Scharwood W. J. — Hydrometallurgy of Gold a. Silver. Liddell's Handbook of Non-Ferrous Metallurgy. II. N. Y. 1926.
104. Lepsoe — «Min. a. Metall.» 6 (1925); 536. «Trans. Amer. Inst. Min. a. Met. Eng.» 71 (1925); 1061.
105. Siff A. — The Sizing of Zinc Dust by a Method of Sedimentation «The Journ. Chem., Metall. a. Min. Soc. of S. Afr.» 38 (1938), № 10; 448.
106. Gross J. a. Scott J. W. — Precipitation of Gold a. Silver from Cyanide Solution on Charcoal. Washington. 1927. Русский перев.: Гросс и Скотт. — Осаждение золота и серебра древесным углем из цианистых растворов. ГОНТИ. М. 1938 г.
107. Яковкевич С. М. — Флотация золота и серебра, адсорбированного из растворов на активном угле «Горно-обогатительн. жур.» 1937 г., № 1. «Цветные металлы». 1939 г., № 5.
108. Ванеев Н. И. — Обработка золотых руд с применением древесного угля. «Сов. золотопром.» 1937 г., № 11.
109. Moor B. H. «Chem. Eng. a. Min. Review». 30 (1937); № 351, 99. См. там же: 32, 1939 г. № 365, 220; № 366, 262.
110. Ишмухаметов У. З. — Угольная установка для извлечения золота из хвостовых плотин. «Золотая промышл.» 1940 г., № 11-12; 22.
111. Плаксин И. Н. — Интенсификация гидрометаллургических процессов «Золотая промышленность» 1940 г., № 7—8 и «Труды Всесоюзного совещания по обогащению полезных ископаемых», М., 1940 г.
112. Плаксин И. Н. и Кожухова М. А. — Осаждение золота цинковой амальгамой из цианистого раствора и непосредственно из пульпы. «Цветная металлургия», 1941 г., № 6-7, 54.
113. Эйслер М. — Металлургия золота. СПБ. 1905 г.

XII. ОБРАБОТКА ЦИАНИСТЫХ ОСАДКОВ (ШЛАМОВ)

114. Грабарник. — Утилизация цинка при обработке цианистых шламов. «Сов. Золотопром.» 1935 г., № 7.
114а. Гаев А. И. — Извлечение благородных металлов из шламов. Свердловск. 1940 г.
115. Irwin R. W. «Journ. Chem., Met. a. Min. Soc. of S. Africa». 39 (1939); № 7, 178.
116. Лебедев Б. Н. и Дерягин П. И. «Сов. золотопром». 1937 г. № 11; 23.
117. Lindsay V. C. — Precipitation a. Refining Practice af Wright — Hargreaves «The Canad. Min. a. Metall. Bull.» 1940. № 333. (Jan.); 39.
118. Woodworth S. E. — Precipitate Treatment. «Eng. a. Min. Journ.» 1934, № 4; 159.
119. Scott. «Trans. Inst. Min. Metall.» 40 (1930—31); 321. «Canad. Min. Journ.» 1935; № 9.

XIII. РЕГЕНЕРАЦИЯ ЦИАНИСТЫХ РАСТВОРОВ

120. Плаксин И. Н. — Регенерация цианистых растворов. «Золотая промышленность», 1939; № 1 и № 2.
121. Плаксин И. Н. и Кожухова М. А. — Регенерация цианистых растворов. «Сборн. научно-исслед. раб. по мет. золота», в. II, М. 1937; 114—57.
122. Изгарышев Н. А. и Кожухова М. А. — Электролитические методы рег. циан. растворов. Там же; 158—66.

123. Lawr C. W. — Cyanide Regeneration. «Trans. Amer. Inst. Min. a. Metall. Eng.» N. Y. 1930 (Milling Methods); 488.

XIV. ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ И ЗАВОДЫ, ПРИМЕНЯЮЩИЕ ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ, АМАЛЬГАМАЦИЮ И ЦИАНИРОВАНИЕ

См. выше: 56, 62, 64, 91, 92, 93, 94, а также:

124. Лютов А. В. «Золотая промышленность» 1938 г., № 9; 4—8.
125. Митрофанов Е. В. — «Золотая промышл.» 1938 г., № 3; 39.
126. Wartenveiler F. — Development of Milling and Cyanidation on the Witwatersrand «Trans. Americ. Inst. of Min. a. Metall. Eng.» 112 (1935); 760.
127. Spry R. a. Schutz P. — Milling Gold Ores of Pioneer. «Trans. Amer. Inst. of Min. a. Metall. Eng.» 112 (1934); 678.
128. Савари Е. А. — Стандартизация подсчета извлечения на золотоизвлекательных заводах и фабриках. «Сов. золотопром.» 1938; № 2.

XV. СХЕМЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА НА ПРЕДПРИЯТИЯХ, ПРИМЕНЯЮЩИХ ФЛОТАЦИЮ К ОБРАБОТКЕ ЗОЛОТЫХ РУД

129. Анисимов С. М. — Флотация золотых руд. М. 1935.
130. Ясюкевич С. М. — Флотация золотых руд и песков. Изд. Горн. ВНИТО (доклады на Всесоюз. Сов. по обогащ. полезных ископаемых). М. 1940 г.
131. Плаксин И. Н. — Флотация золота. «Золотая промышл.» 1938 г., № 8.
132. Славнин Г. П. — Флотация россыпного золота. «Сборн. трудов Ирк. Горно.-металл. инст.», вып. III, ч. I, Иркутск, 1941 г.
133. Митрофанов С. И. — «Горно-обогатительный журнал» 1937 г., № 3; 22.
134. Denny J. J. — McIntyre Metallurgy. — «Engin. a. Min. Journ.» 1933; № 10 (см. там же реферат Б. В. Невского «Сов. золотопром.» 1934 г.; № 3-4).
135. Hall R. G. — Importance of Flotation at Alaska Juneau «Eng. a. Min. Journ.» 139 (1938); № 1; 39.
136. Chapman T. G. — Cyanide Process Based on the Simultaneous Dissolution a. Adsorption of Gold, «Trans. Amer. Inst. Min. a. Metall. Eng.» 134 (1939); 207.
137. Black M. — Wright — Hargreaves Improves its Milling Practice I—II—III «Eng. a. Min. Journ.» 140 (1939); № 3, № 4, № 5.

XVI. СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ОБРАБОТКИ ЗОЛОТЫХ И СЕРЕБРЯНЫХ РУД

138. Halferdahl A. C. — Treating Cuprifierous Precious Metals Ores by the Cyanide Process «Eng. a. Min. Journ.» 128 (1929). Реф. в журн. «Цветные металлы», 1931 г., № 5.
139. Young G. J. — Cyaniding Low — Grade Gold Ore. «Eng. a. Min. World». 1931. № 8; 500.
140. Гудима Н. В. и Фоминых Е. Г. — Извлечение золота из медных окисленных руд Алмалыка. «Цветн. металлы». 1940 г., № 8; 78.
141. Мостович В. Я. и Успенский Г. С. — Метаферрит окиси меди. «Цветн. металлы», 1930 г.; № 7; 976.
142. Плаксин И. Н. и Романов М. М. — Гидрометаллургическое извлечение меди и золота из Кедабекских отвалов. 1941 г.
143. Плаксин И. Н. и Ивановский М. Д. — Взаимодействие сурьмяных и мышьяковых минералов с цианистыми растворами при извлечении золота. «Юбилейн. сборн. научн. трудов Моск. инст. цветн. металл. и золота им. М: И. Калинина» № 9 (1940); 409.
144. Плаксин И. Н. и Романов М. М. — Извлечение золота из мышьяковых руд северо-запад. Казахстана. «Сборн. научн. труд. Моск. инст. цв. мет. и золота», № 4 (1935); 89.
145. Leaver E. S., Woolf J. A. a. Jackson T. A. — Cyanidation of Calcined Gold a. Silver Ores made Refractory by the presence of Lead Minerals «Americ. Inst. Min. a. Metall. Eng.» 1933; contr. 5 Febr.
146. Woolf J. A. a. Jackson T. A. — U. S. Bureau of Mines. Report of Investigation 3425 (1938. Decemb.).

147. Плаксин И. Н. — Аскольдская золотая руда и опыты ее цианирования. Владивосток, 1926 г.; 14.
148. Present Milling Practice on Kirkland Lake Ores «Canadian Min. Journ.» 60 (1939); № 10, 596.
149. Milling Investigations into the Ore as occuring at the Lake Shore Mine «Canad. Min. a. Metall. Bull.» 1936; № 290; 270—434.
150. Irvin D. F. — Cyanidation at Kirkland Lake «Trans. Amer. Inst. Min. a. Metall. Eng.» 112 (1934); 646.
151. Torry Ch. E. — A New Mill of Cripple Creek. «Eng. a. Min. Journ.» 137 (1936); № 11; 547.
152. Максимов В. И. — Поведение углистых сланцев в процессе цианирования золотосодержащих руд. «Золотая промышленность», 1939 г., № 2; 24.
153. Плаксин И. Н. и Журлов Н. Л. — Извлечение золота и серебра из графитистых и неграфитистых соров. «Цветные металлы», 1931 г., № 10.
154. Dorfman A. — On the Metallurgy of Carbonaceous Ores. «Trans. Canad. Inst. Min. a. Metall», 25 (1922); 109—122.
155. Барышева К. Ф. — Исследование упорных золотых руд. М. 1939 г.
156. Feldtmann W. R. — The Precipitation of Carbon in Contact with Auriferous Cyanide Solutions. «Trans. Inst. Min. a. Metall. (London)». 24 (1915); 329.

XVII. ЦИАНИРОВАНИЕ СЕРЕБРЯНЫХ РУД

157. Bryan R. R. a. Kuryla M. H. — Milling a. Cyanidation at Pachuca. «Trans. Amer. Inst. Min. a. Metall. Eng.» 112 (1934); 722.
158. Crawford W. E. — Cyanide Milling Practice of the Fresnillo Companie «T. A. I. M. a. M. E.» 112 (1934); 734.
159. Allen H. P. — The Achotla Chloridizing Mill. «T. A. I. M. a. M. E.» 134 (1939); 243.
160. Richards E. R. — Salt Roasting and Cyaniding at Achotla, Mexico. «Eng. a. Min. Journ.» 126 (1928); № 9.
161. Johnston J. — The Mill. a. Metallurgical Practice of the Nipissing Mining Co. «Trans. Amer. Inst. Min. a. Met. Eng.» 48 (1915); 3.

XVIII. ХЛОРИНАЦИЯ

162. Мостович В. Я. — Обработка золотосодержащих руд. М. 1932 г.
163. Плаксин И. Н. и Шабарин С. К. — Извлечение палладия и платины хлорированием. «Журн. прикладной химии» № 7-8. 1941 г.
164. Cooper R. A. a. Watson T. W. — «S. Afr. Min. a. Eng. Journ.» 11 (1929); 1961 (реф. в жур. «Минеральное сырье и цветн. металлы» 1929 г.; 1615.
165. O'Letcher «Eng. a. Min. World» 1930; № 5 (реф. «Цветн. мет.» 1930 г., № 7).
166. McDonald D. «Journ. of Chem. Ind.» 50 (1931); 1031.
167. Smith S. W. «Min. Magaz.» 1930; № 11, 12. 1931; № 1.

XIX. АФФИНАЖ

168. Справочник золото-платиновой промышленности; т. IV (аффинаж благородных металлов). М. 1936 г.
169. Мостович В. Я. — Рафинирование золота по способу Миллера. «Сборник трудов В. Я. Мостовича», т. I, М. 1936 г.
170. Копылов С. и Уваров Г. — Электролиз серебра. М. 1935 г.
171. Акимов П. П. — Аффинаж золота. М. 1932 г.
172. Егер Г. — Аффинаж благородных металлов электролизом. М. 1932 г.
173. Колл. авторов. — Аффинаж платиновых металлов. М. 1937 г.
174. Русс Ф. — Электрические печи. 2 изд. М. 1932 г., стр. 90—93.
175. Мостович В. Я. и Плетнев В. — О летучести золота. «Сборн. труд. В. Я. Мостовича», т. I, 1936 г.; 185.
176. Плаксин И. Н. и Кожухова М. А. — Потери благородных металлов в дымах и угарах. «Сов. золотопром.» 1934 г., № 6—7.
177. Плаксин И. Н. и Брехстедт. — Изучение летучести серебра в зависимости от влияния газовой атмосферы, температуры и лигатуры, входящей в бинарные сплавы серебра, «Журн. прикл. химии». 1938 г., № 12; 1556.
178. Плаксин И. Н. и Маренков Е. А. — О нормах потерь благородных металлов при изготовлении изделий. «Журн. прикл. химии», 12 (1938 г.), № 6; 844.

179. Техническая Энциклопедия: «Золото», «Платина», «Рафинирование».
180. Benard Fr. — Recovery of Gold from Balbach — Thum Slimes at Copper Cliff, Ontario. «Metals Technology», 5 (1938), № 2.
181. Voisin J. — Les Méteaux précieux. Paris. 1922.
182. Бердников М. И. — Извлечение золота и серебра из отходов в промышленности драгоценных металлов. М. 1938 г.
183. Hoke C. M. — Refining Precious Metals Wastes (Gold — Silver — Platinum Metals). N. Y. 1940.
184. Laatsch W. — Die Edelmetalle. Berlin. 1925.
185. George W. u. Ensslin F. — Die Scheidung v. Silber — Kupfer — Legirungen. «Metall und Erz.»; 1940; № 24; 493.
186. Уичерс Э., Джилкрист Р. и Свенджер В. Г. — Очистка шести платиновых металлов. «Изв. Инст. по изучен. платины Акад. Наук». вып. 11 (1933 г.). 205.
187. Плаксин И. Н. — Явления смачивания благородных металлов и других веществ расплавленными металлами и штейнами. «Известия отдел. технических наук Академии СССР», 1942 г. № 11—12; 19.
188. Джонсон и Аткинсон. — Аффинаж металлов платиновой группы. Пер. Шабарина С. К., «Изв. Инст. изучения платины Акад. Наук» т. 16. 1939 г. 165.
189. Аткинсон Р. Х. и Рейпер А. Р. — Металлы платиновой группы Там же, т. 15. 1938 г. 137.
190. Gmelins Handbuch der anorganischen Chemie. «Platin, Teil A — Lieferung 3 — Darstellung der Platinmetalle». Berlin. 1939.

СОДЕРЖАНИЕ

Глава первая. **Введение** 5

§ 1. Исторический очерк развития металлургии золота 5
§ 2. Мировая добыча золота в настоящее время 11
§ 3. Золотая промышленность Советского Союза 14
§ 4. Мировая добыча серебра 16
§ 5. Добыча металлов платиновой группы 16

Глава вторая. **Физические и химические свойства золота, серебра, металлов платиновой группы и их соединений** 20

§ 6. Положение благородных металлов в периодической системе элементов 20
§ 7. Физические свойства золота и серебра 22
§ 8. Галоидные соединения золота 22
§ 9. Кислородные и некоторые другие соединения золота 25
§ 10. Золото в силикатах 27
§ 11. Сульфиды золота 28
§ 12. Цианиды золота 28
§ 13. Комплексные цианистые соли золота 29
§ 14. Тиокарбамиды золота, серебра и других благородных металлов 30
§ 15. Коллоидное золото 30
§ 16. Химия серебра 31
§ 17. Платина и ее спутники 35

Глава третья. **Сплавы благородных металлов** 39

§ 18. Система золото-серебро 39
§ 19. Система золото-медь 40
§ 20. Сплавы золота, серебра и меди 41
§ 21. Система золото-свинец 42
§ 22. Амальгамы (общие сведения) 43
§ 23. Система золото-ртуть 44
§ 24. Система серебро-ртуть 46
§ 25. Система платина-ртуть 46
§ 26. Системы золото-теллур и серебро-теллур 47
§ 27. Система золото-платина 47
§ 28. Система золото-сурьма 48
§ 29. Система серебро-медь 49
§ 30. Проба сплавов благородных металлов 49

Глава четвертая. **Минералы благородных металлов** 51

§ 31. Состав и структура минералов самородного и теллуристого золота 51
§ 32. Размеры и форма минералов самородного золота и серебра 56
§ 33. Минералы серебра 59
§ 34. Минералы платины и некоторых платиноидов 60

Глава пятая. **Амальгамация** 62

§ 35. Физико-химические условия амальгамации золота и серебра 62
§ 36. Физико-химические условия амальгамации платины 70
§ 37. Общие условия, определяющие образование амальгам 72
§ 38. Методы амальгамации 72
§ 39. Внутренняя амальгамация 73

§ 40. Устройство бегунных чаш и амальгамация в них 74
§ 41. Толчеи и амальгамация в них 82
§ 42. Наружная (внешняя) амальгамация на шлюзах. Ловушки 85
§ 43. Потеря ртути и золота и зеленение листов при амальгамации 92
§ 44. Амальгаматоры 95
§ 45. Чаны-амальгаматоры и чаны-сетлеры 98
§ 46. Амальгамационные бочки 100
§ 47. Амальгамация в цикле измельчения. Активная амальгамация и электроамальгамация 103
§ 48. Обработка амальгамы. Меры по технике безопасности при работе со ртутью. Показатели работы амальгамационных фабрик 106

Глава шестая. Специальные методы гравитационного обогащения. Концентрационно-амальгамационные фабрики 114

§ 49. Применение мягких покровов при улавливании золота на шлюзах 114
§ 50. Теоретические принципы, лежащие в основе извлечения золота, платины и других тяжелых минералов на поверхности шлюзов 115
§ 51. Элементы конструкции и условия работы 118
§ 52. Гидравлические ловушки. Фабрики, применяющие гравитационные методы 127
§ 53. Применение отсадочных машин для извлечения золота 132

Глава седьмая. Растворение золота и серебра в цианистых растворах 139

§ 54. Процесс растворения 139
§ 55. Цианистые препараты, применяемые для извлечения золота и серебра 143
§ 56. Влияние физических и физико-химических факторов на скорость растворения в гидрометаллургических процессах 144
§ 57. Причины, вызывающие расход цианида. Защитная щелочь 159
§ 58. Зависимость скорости растворения от геометрической формы и размера частиц металла 163
§ 59. Влияние состава металла на скорость растворения и процент извлечения 168
§ 60. Влияние температуры на результаты выщелачивания 171
§ 61. Взаимодействие цианистых растворов с соединениями железа 174
§ 62. Взаимодействие цианистых растворов с соединениями меди и цинка. Понижение активности растворов 179
§ 63. Взаимодействие цианистых растворов с соединениями ртути и свинца 183

Глава восьмая. Цианирование перколяцией 184

§ 64. Скорость перколяции и требования, предъявляемые к нагрузке чана 184
§ 65. Устройство чанов 185
§ 66. Загрузка песков в чаны 190
§ 67. Выщелачивание перколяцией 194
§ 68. Выгрузка песков 200
§ 69. Определение размеров чанов 202
§ 70. Основания чанов и схема трубопровода 203

Глава девятая. Аппараты для агитации пульпы 205

§ 71. Особенности процесса агитации 205
§ 72. Механические агитаторы 206
§ 73. Пневматические агитаторы 209
§ 74. Пневмо-механические агитаторы 211
§ 75. Агитатор для цианирования под давлением 218
§ 76. Определение размера чанов для агитаторов 219

Глава десятая. Обезвоживание и промывка в гидрометаллургических процессах ... 220

§ 77. Значение обезвоживания в гидрометаллургических процессах ... 220
§ 78. Химико-химические процессы в отстаивающейся пульпе 220
§ 79. Отстаивание пульпы и показатели для расчета сгустителей ... 222
§ 80. Классификация сгустителей. Одноярусные сгустители, основанные на принципе свободного отстаивания пульпы 226
§ 81. Двух- и многоярусные сгустители ... 230
§ 82. Сгустители фильтры ... 231
§ 83. Многоярусный промывной сгуститель ... 233
§ 84. Характеристика процесса фильтрации ... 235
§ 85. Классификация фильтров ... 237
§ 86. Фильтры, работающие под гидростатическим давлением столба фильтруемой жидкости ... 237
§ 87. Простейшие вакуум-фильтры периодического действия 238
§ 88. Рамные вакуум-фильтры периодического действия ... 239
§ 89. Барабанные вакуум-фильтры непрерывного действия ... 243
§ 90. Дисковые вакуум-фильтры непрерывного действия ... 247
§ 91. Столовые, или песковые, фильтры ... 250
§ 92. Фильтры, работающие под давлением ... 250
§ 93. Сравнение различных типов фильтров ... 256
§ 94. Промывка пульпы и повторное обезвоживание ... 257
§ 95. Осветление растворов ... 262

Глава одиннадцатая. Осаждение золота и серебра из цианистых растворов ... 264

§ 96. Общие сведения об осаждении золота и серебра из раствора ... 264
§ 97. Осаждение цинковой стружкой в экстракторах ... 267
§ 98. Осаждение цинковой пылью с предварительным обескислороживанием растворов ... 271
§ 99. Осаждение алюминиевой пылью ... 280
§ 100. Адсорбция древесным углем ... 282
§ 101. Непосредственное осаждение из пульп ... 287
§ 102. Электролитическое осаждение из цианистых растворов 288

Глава двенадцатая. Обработка цианистых осадков (шламов) ... 290

§ 103. Общий обзор методов обработки ... 290
§ 104. Методы обработки кислотами ... 291
§ 105. Плавка и обжиг осадков ... 297
§ 106. Плавка осадков со свинцом ... 303

Глава тринадцатая. Регенерация цианистых растворов. Мероприятия по технике безопасности ... 305

§ 107. Химизм процесса ... 305
§ 108. Регенерация цианида из медистосинеродистой соли ... 306
§ 109. Регенерация цианида из цинкосинеродистой соли ... 307
§ 110. Электролитические методы регенерации ... 308
§ 111. Аппараты и практика регенерации ... 308
§ 112. Мероприятия по технике безопасности при работе с цианистыми соединениями ... 314

Глава четырнадцатая. Золотоизвлекательные фабрики и заводы, применяющие гравитационные методы извлечения, амальгамацию и цианирование ... 316

§ 113. Золотоизвлекательные предприятия и выбор схемы ... 316
§ 114. Балейский золотоизвлекательный завод ... 322
§ 115. Кочкарский завод ... 325
§ 116. Золотоизвлекательные предприятия Рэнда ... 328

Глава пятнадцатая. Схемы извлечения золота на предприятиях, применяющих флотацию к обработке золотых руд 331

§ 117. Влияние минералогического состава руды на выбор схемы обработки с применением флотации 331
§ 118. Классификация схем и показатели работы золотоизвлекательных фабрик, применяющих флотацию 333
§ 119. Флотация с последующим непосредственным цианированием концентрата 335
§ 120. Применение флотации в качестве дополнения к другим процессам обработки руды 339

Глава шестнадцатая. Специальные методы обработки золотых и серебряных руд 345

§ 121. Извлечение золота из медистых руд 345
§ 122. Извлечение золота и серебра из мышьяковистых и сурьмянистых руд 346
§ 123. Извлечение золота и серебра из теллуристых и сульфотеллуристых руд 351
§ 124. Извлечение золота и серебра из углистых (графитистых) руд 354

Глава семнадцатая. Цианирование серебряных руд 356

§ 125. Условия цианирования серебряных руд 356

Глава восемнадцатая. Хлорнация золотых и платиновых руд . . . 359

§ 126. Условия осуществления хлорнации золота 359
§ 127. Процессы и аппараты для обработки золотых руд 360
§ 128. Хлорнация платиновых руд 363

Глава девятнадцатая. Плавка и аффинаж благородных металлов

§ 129. Задачи плавки и аффинажа 364
§ 130. Плавка золота и серебра. Изменение состава металла при переплавке 365
§ 131. Неоднородность слитков, получаемых в результате плавки 368
§ 132. Летучесть благородных металлов. Потери при плавке . . . 369
§ 133. Печи для плавки благородных металлов 373
§ 134. Аффинаж хлорированием и кислотами 377
§ 135. Аффинаж серебра электролизом 384
§ 136. Аффинаж золота электролизом 392
§ 137. Аффинаж платины и ее спутников 397

Литература по курсу с подразделением по главам 410

ЗАМЕЧЕННЫЕ ОПЕЧАТКИ

Стр.	Строка	Напечатано	Должно быть
7	19 сверху	устратил	утратил
37	2 »	хлороплатинаты	хлороплатиниты
98	24 снизу	фиг. 78	фиг. 77
116	7 »	$\frac{3}{4} F$	F
154	Подпись под фиг. 90	Измерение	Изменение
166	14 снизу	— толщина	t - толщина
169	Подпись под фиг. 106	320	820
198	7 сверху	15%	150%
282	9 »	амминиевой	алюминиевой
288	Подпись под фиг. 178	Золотой	Золота
308	22 сверху	$Na\ Zn\ (CN)_4$	$Na_2\ Zn\ (CN)_4$ . . . .
372	Табл. 77 1-я колонка справа	80% иридия	80% родия

Ж. И. Плахова.