

33.4

К 88

И. В. КУДРЯШОВ

ОБРАБОТКА ЗОЛОТЫХ РУД

НА ЦЕНТРАЛЬНОМ РУДНИКЕ
МАРИНСКОЙ ТАЙГИ



Красная шахта на Центральном руднике

1932

МОСКВА
ЛЕНИНГРАД



НКТП
ЦВЕТМЕТИЗДАТ



И. В. КУДРЯШОВ

ОБРАБОТКА ЗОЛОТЫХ РУД
НА ЦЕНТРАЛЬНОМ РУДНИКЕ
МАРИИНСКОЙ ТАЙГИ

ПОД РЕДАКЦИЕЙ
ПРОФ. И. Н. ПЛАКСИНА



376042



ЦЕНТРАЛЬНОЙ БИБЛИОТЕКЕ
МАРИИНСКОГО РУДНИКА

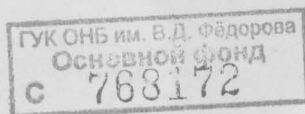
Н. К. Т. П.

ЦВЕТМЕТИЗДАТ

ГОСУДАРСТВЕННОЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ЦВЕТНОЙ И ЗОЛОТО-ПЛАТИНОВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ
МОСКВА • 1932 • ЛЕНИНГРАД

ЗАП.-СИБИРСКАЯ
НАУЧНАЯ БИБЛИОТЕКА

44838



ПРЕДИСЛОВИЕ.

Развитие золотой промышленности в течение первой пятилетки приводит к коренному изменению соотношения добычи рудного и россыпного золота. Глубокая техническая революция, происходящая в настоящее время, особенно в области золотой промышленности, вводит механизированные методы в добычу и обработку руд.

В связи с этим внимание технической мысли привлечено к освоению нашей промышленностью технических методов, завоевавших себе широкое поле применения в С. Америке и, тем более, Ю. Африке.

Если в других областях промышленности мы должны в течение 5 — 6 лет пробежать тот путь, который на много десятилетий отделяет нас от соответствующего уровня техники передовых индустриальных стран, то в золотой промышленности это быстрое движение вперед должно быть еще более интенсивным, и изучение опыта передовых в техническом отношении предприятий как наших, так и иностранных является особенно необходимым.

До революции мы имели 2 — 3 завода по обработке золотых руд, стоящих наравне с американскими по применяемым ими техническим методам. К числу их в первую очередь следует отнести Кочкарский иловый завод и иловый завод на Центральном руднике Мариинской тайги. Другие аналогичные предприятия как Кочкарского района, так и других районов Урала, Сибири и Дальнего Востока стояли ниже в части оборудования и в отношении отсутствия условий непрерывной работы. Первой крупной единицей по обработке золотых руд, введенной в действие после восстановления промышленности, является тот же завод в Мариинской тайге, правда, коренным образом реконструированный Союззолотом.

В связи с этим изучение опыта данного предприятия, хотя в настоящее время несколько уже устаревшего по своему оборудованию, представляет значительный интерес для практиков и студенчества, интересующихся вопросами обработки золотых руд.

Начиная теперь издание серии очерков по наиболее крупным предприятиям обработки золотых руд, мы считаем необходимым использование всего того технического опыта, который накоплен ими, правда, за непродолжительный период их существования.

Естественно, одним из первых в этом списке является завод Центрального рудника.

Настоящий технический очерк составлен студентом Минцветметзолота И. В. Кудряшовым, проработавшим на данном заводе несколько месяцев в качестве смотрителя и изучившим некоторые вопросы также и в условиях лаборатории Комбината.

Ввиду этого мы думаем, что этот очерк представляет интерес не только для практиков этого дела и для студентов, но также и как метод общественного просмотра итогов работы нашего студенчества на предприятиях и в порядке осуществления системы Н. П. О.

Профессор Минцветметзолота И. Н. Плаксин.

1. ОБЩАЯ ЧАСТЬ.

Месторождения золота в Мариинской тайге, в частности на Центральном руднике, открыты и разрабатывались со середины прошлого столетия. Это месторождение, открытое первым после уральских приисков, вначале разрабатывалось мускульной силой и разработке подвергались только наиболее богатые россыпи, имеющиеся в районе в большом количестве.

В настоящее время добыча россыпного золота в Мариинской тайге занимает еще значительное место, в особенности со введением новых методов разработки, как драга и гидравлические установки. Климатические условия не благоприятствуют разработке россыпей, так как летний сезон продолжается только около 5 месяцев, а работы на гидравликах ведутся лишь весной и осенью из-за недостатка воды¹. Поэтому разработке рудного (жильного) золота с давних пор уделяется значительное внимание; первая жила, которую начали разрабатывать в Сибири в 1848 г. — Дмитровская жила — находится в 1,5 км от Центрального рудника.

Геология Мариинской тайги в достаточной степени еще не изучена, и к данному времени нет полных и точных определений как генезиса отдельных жил, так и запасов руд. При хищнической разработке месторождения, применявшейся до революции, больших разведок не производилось, а те данные, которые и были в руках частных золотопромышленников, утеряны в тоды революции.

Что же касается самих рудников и шахт, то к 1917 году они были выработаны, а в 1918 г. работы были совсем прекращены.

Вновь эксплуатироваться (по рудному золоту) район начал в 1923 г., а цианирование было возобновлено с 1928 года.

Золотосодержащие руды — кварцевые жилы со включением пирита, свинцового блеска и арсенопирита — мощностью до 2 м залегают свитами, причем жилы имеют несколько сбросов в разных направлениях, в результате чего ряд жил, открытых в разное время и названных разными именами, впоследствии данными геологических изысканий определены как отдельные участки одной жилы, разрозненные повторными сбросами.

В настоящее время определение Центральной жилы (шахты Красная и Воскресенская) как главной, которой сопутствуют остальные жилы, подвергается сомнению на основании не очень большого различия в мощности, отсутствия разведочных данных и, наконец, упорных утверждений старожилов-приискателей о существовании «большой» главной жилы.

¹ См. И. Н. Плаксин, Извлечение золота из руд на рудниках в Мариинской тайге. «Минеральное сырье» № 10, 1929 г.

Начавшееся энергичное развертывание работ по детальной и глубокой разведке всего района даст в ближайшем будущем полные данные и определения геологического строения и запасов руд.

Эксплуатация рудников показала, что в результате процессов вторичного обогащения поверхностных участков, верхняя зона месторождения оказалась чрезвычайно обогащенной благородными металлами до содержания в 200 г/т, при прохождении выработок вглубь содержание золота резко падает до 30—40 г/т на 25 саженей и до 2—3 г/т на 41 саженей (шахта Красная), где руда уже теряет промышленное значение.

Кварцевые жилы в отношении содержания золота имеют кустовой характер. Это обстоятельство часто приводит к ложным выводам как в определении запасов, так и в направлении, и вынуждает отдавать в эксплуатацию старателям участки с богатым содержанием золота, но с малым запасом руды.

Среднее содержание золота в руде определяется в 12—15 г/т с колебаниями по разным шахтам; отсутствие же достаточной сортировки на шахтах и фабрике разубоживает ее до 6—8 г/т, а по отдельным шахтам (Красная, Октябрьская) иногда идет руда для условий данного предприятия непромышленного характера (2—3 г/т).

Помимо золота в рудах Центрального рудника содержится еще серебро, а на шахте Военной и мышьяк. Серебристость руд вообще высока, а в верхних горизонтах Октябрьского рудника доходит до 300 г/т серебра при 18—19 г/т золота.¹ Серебро добывается только попутно с золотом и неполностью; металл, получаемый амальгамацией, содержит в среднем 700 проб золота, а цианированием — 325 проб.

По данным приисковой лаборатории благородные металлы не связаны с пиритом и только при наличии арсенопирита ассоциированы в значительной мере с последним.

Интересно отметить наличие выхода руды с богатым содержанием меди (до 20%) на прииске Юзик в нескольких десятках километров от Центрального рудника; месторождение это еще не разведано.

Свинец в виде свинцового блеска встречается в рудах в незначительном количестве.

В будущем, по выявлении всех запасов руд представленными указанными выше минералами, район Марининской тайги может превратиться в промышленный комбинат цветной металлургии с комплексной обработкой руд.

Шахты центральной группы разбросаны вокруг амальгамационной фабрики и завода, обрабатывающих руду, в радиусе до 3 км. Наиболее мощной из них является шахта Красная с производительностью до 50 т в сутки; остальные же — значительно меньше.

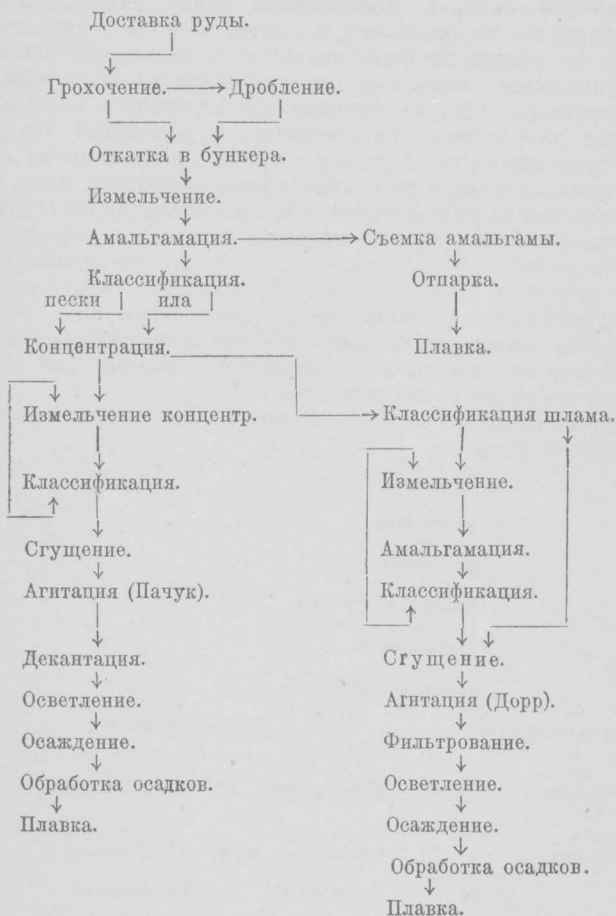
Оборудование шахт старое и изношенное, добыча руды не механизирована.

Доставка руды с шахт на фабрику производится гужевым транспортом, а в летнее время с шахт Октябрьская, Красная и из старых отвалов — вагонетками по узкоколейке, также конной тягой.

¹ См. И. Н. Пляксин, Извлечение золота из руд на приисках Марининской тайги, «Минеральное сырье» № 10, 1929 г.

Иловой завод и бегунная фабрика на Центральном руднике были построены в 1914 г. Территориально они расположены рядом по склону горы в отдельных зданиях, соединенных между собой пристройкой — ремонтной мастерской. Расположение как фабрики, так и завода, находящегося в нижней части склона горы, в смысле использования рельефа местности не совсем удачное, так как даже дробильное отделение, находящееся в стороне от бегунной фабрики и значительно выше ее уровня, устроено в виде эстакады с помостом для въезда на нее.

Первоначально завод предназначался для переработки хвостов с бегунной фабрики по полному иловому процессу¹. Схема обработки руды была следующая:



¹ В. А. Пазухин, На приисках Кузнецкого Алатау, Томск, 1916 г.

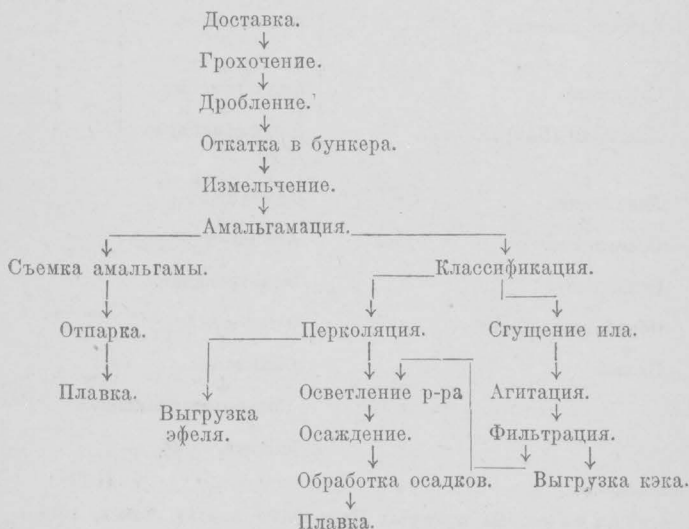
Первая часть схемы обработки руды (до классификации) сохранена и до настоящего времени; описание ее будет дано в главе «Бегунная фабрика».

Классифицированный материал шел на концентрацию для отделения колчеданов; концентрация производилась на столах Вильфлея (3 эфельных и 5 иловых).

Хвосты со столов передавались на измельчение в галечную трубную мельницу, работавшую в замкнутом цикле с амальгамацией на пульсирующих (сотрясающихся) шлюзах и с поверочной классификацией на классификаторах Дорра. Полученные ила, после сгущения, агитировались в агитаторах Дорра, фильтровались на фильтре Буттерса; золото и серебро осаждались из раствора цинковой стружкой в экстракторах (описание агитатора, фильтра и экстрактора см. в главе «Иловой сектор»). Концентраты, ввиду небольшого их количества, собирались и хранились в ларях, а затем периодически измельчались во второй трубной мельнице в замкнутом цикле только с классификатором; измельченные концентраты цианировались отдельно в агитаторах Пачука, отдельно фильтровались (с декантацией) и осажждение из раствора производилось в отдельных экстракторах.

Завод прекратил свою работу в 1917 г., и вторичному его пуску в 1928 г. предшествовало изменение схемы обработки илов и, следовательно, изменение ряда звеньев в цепи аппаратов обработки руды. Так как завод в основном уже предназначался для переработки старых отвалных эфелей и илов, то был введен раздельный процесс обработки эфелей и илов и помимо отвалов обрабатывалась пульпа с бегунной фабрики; последняя же из самостоятельного предприятия по извлечению золота амальгамацией была превращена, главным образом, в сектор для измельчения руды перед дальнейшей обработкой ее на заводе по раздельному процессу.

В настоящее время на Центральном руднике принята следующая схема обработки руды:



Действующую ныне цепь аппаратов обработки руды см. на рис. 1.

II. БЕГУННАЯ ФАБРИКА.

Дробильное отделение. Дробильное отделение, как указывалось выше, расположено в отдельной постройке, в нескольких метрах от главного здания фабрики и выше ее. Оно устроено в виде открытой эстокады на деревянных сваях, с небольшой будкой, в которой поме-

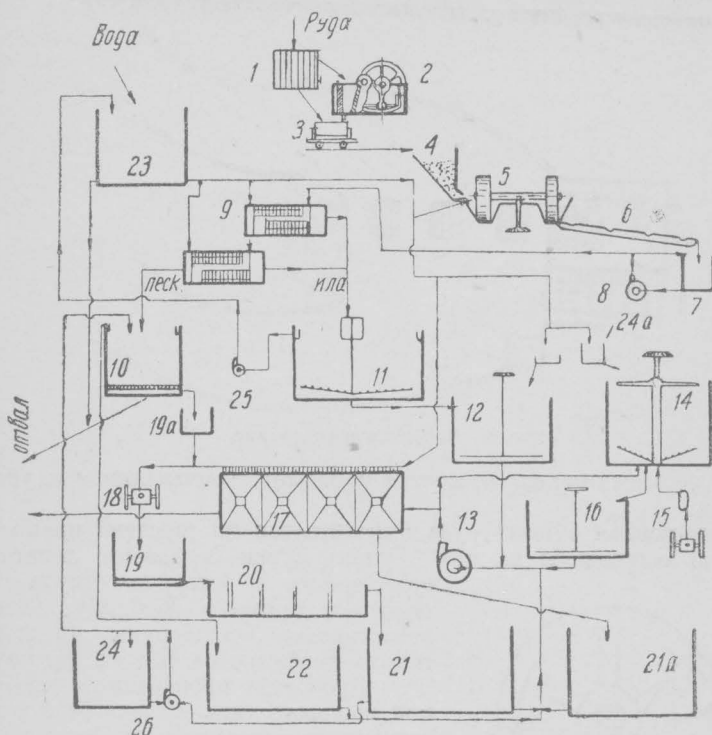


Рис. 1. Цепь аппаратов обработки руды.

1 — грохота; 2 — дробилка Блэк; 3 — вагонетки; 4 — бункера; 5 — бегунные чаши; 6 — амальгамационные шлюзы; 7 — сборный чан для пульпы; 8 — насосы 5"; 9 — классификаторы Дорра; 10 — чаны-перколяторы; 11 — сгустители Дорра; 12 — чан-коллектор; 13 — насос Морриса 10"; 14 — агитаторы Дорра; 15 — компрессор; 16 — чан-мутилка; 17 — фильтр Буттерса; 18 — вакуум-насос; 19 — чаны-осветлители; 19а — сборный чан; 20 — экстракторы; 21 — аумпф; 21а — чан со слабым раствором; 22 — чан для сливных вод; 23 — напорный бак; 24 — чан для крепкого раствора; 24а — бак для раствора цианида и извести; 25 — насос Морриса 5"; 26 — насос 3".

щается щековая дробилка с мотором, приводящим ее в действие. Эстокада соединена с поверхностью земли двумя помостами, для въезжающих и съезжающих повозок с рудой (рис. 2).

По середине эстокады расположены 3 горизонтальных грохота с небольшими ларями под ними. Под эстокадой проложены рельсы

узкоколейки, по которой вагонетки подводятся под люки ларей для загрузки руды и откатки ее в бункера фабрики. Грохота имеют размеры $1,5 \times 1,5$ м с отверстиями (щелью) шириной около 3 см. Между левым (по плану) грохотом и помещением дробильной машины

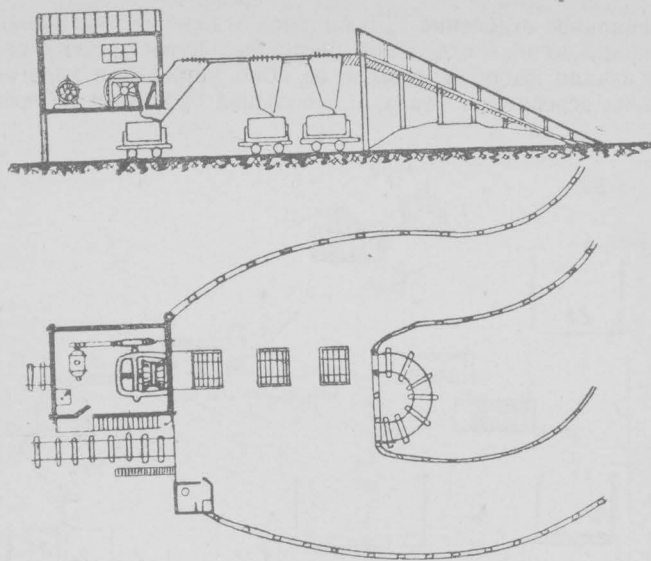


Рис. 2. Дробильное отделение.

имеется четырехугольное отверстие со скатом, кончающимся у устья дробилки.

Подвешенная с шахт руда вываливается из таратаек прямо на грохота и оставшиеся на них крупные куски сгребаются лопатами к отверстию в эстокаде, откуда они попадают прямо в дробилку. Слишком крупные куски руды, предварительно разбиваются балдой вручную.

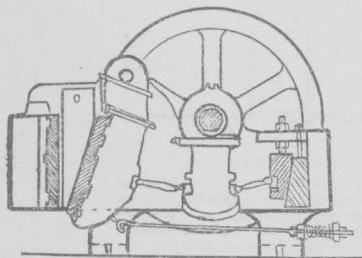


Рис. 3. Дробилка Блека.]

Дробление производится дробилкой щекового типа «Блек» № 3 с загрузочным отверстием 375×225 мм и производительностью 48 — 60 т в сутки. Устройство дробилки схематично показано на рис. 3¹.

Приводится дробилка в действие мотором мощностью 30 НР, дающим ей 230 колебаний в минуту. Сама дробилка изношена, работает с перебоями и дает очень крупное дробление — около 10 см.

Отгрохоченная и раздробленная руда поступает через лари в вагонетки, емкостью в 1 т; нагруженные вагонетки, столкнутые с пло-

¹ См. М. Ф. Ортин, Механическое обогащение руд, ГНТИ, 1931 г.

падки, самокатом движутся по наклонному рельсовому пути, уложенному на мосту, в верхний этаж фабрики, где после взвешивания на вагонеточных весах разгружаются опрокидыванием в один из бункеров.

Порожние вагонетки конной тягой отвозятся обратно под эстакаду.

Руда из разных шахт разгружается также по разным бункерам, что дает возможность легче регулировать и учитывать работу бегунных чаш. Всего на фабрике имеется 8 бункеров (по числу бегунных чаш). Каждый бункер устроен в виде четырехугольного деревянного ящика с наклонным дном; угол наклона — 45° (рис. 4). Емкость бункеров по 35—40 *т* каждый, что составляет двухсуточную производительность бегунной чаши.

Бегунные чаши. Измельчение руды производится в 8 бегунных чашах (4 больших и 4 малых), расположенных в один ряд в главном здании (рис. 4).

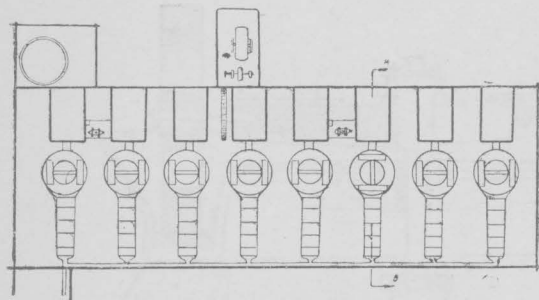
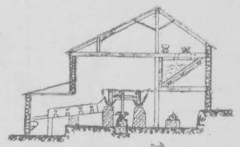


Рис. 4. План бегунной фабрики.



Поперечный разрез по А-В.

Бегунные чаши обычного кочкарского типа¹ (рис. 5) имеют внешний диаметр дна: большие — 380 *см*, малые 280 *см*, а внутренний — соответственно: 300 и 200 *см*. Наружный диаметр самого бегуна равен 170 — 175 *см* при ширине обода в 30 *см*; полный вес его около 5 *т*.

Бегуны вращаются со скоростью 12 — 13 оборотов в минуту, посредством шестеренной передачи; горизонтальная (малая) шестерня приводится во вращение через шкив ременным приводом от общей (главной) трансмиссии, установленной в нижнем этаже фабрики. Силовое хозяйство фабрики состоит из: а) паровой машины (локобель) «Lanz» мощностью в 125 НР при рабочем давлении в 12 атмосферы и б) двух электромоторов общей мощностью тоже 125 НР (75 и 50).

Моторы установлены позднее паровой машины, но ввиду недостатка электроэнергии на руднике работает, главным образом, паровая машина, а моторы используются как резерв. При работе на моторах трансмиссия разъединяется на 2 части, и на большой мотор нагружается 5 чаш (4 больших и 1 малая), а на малый мотор — 3 чаши.

¹ См. М. Ф. Ортин, Механическое обогащение руд, ГНТИ, 1931 г.

С точки зрения рациональности систему трасмиссий на фабрике надо признать неудовлетворительной, так как только для на-
девания одного ремня у той или другой чаши требуется останавливать
паровую машину и работу всех 8 чаш, на что уходит около получаса
каждый раз (выхаживание чаши, остановка машины, «буксование»
главного шкива и т. д.).

Питание работающих бегунов рудой производится вручную сле-
дующим образом: руда из нижней части бункера, через открываю-
щийся люк, сама скатывается в приемный ящик, расположенный
между бункером и верхним бортом чаши, из которого проталкивается
в боковое отверстие (со стороны чаши), закрываемое деревянной за-
движкой, прямо в чашу под катящиеся бегуны.

Добавление руды должно производиться постепенно, во избежа-
ние «завалки» чаши, которая может легко случиться, если под бегуны

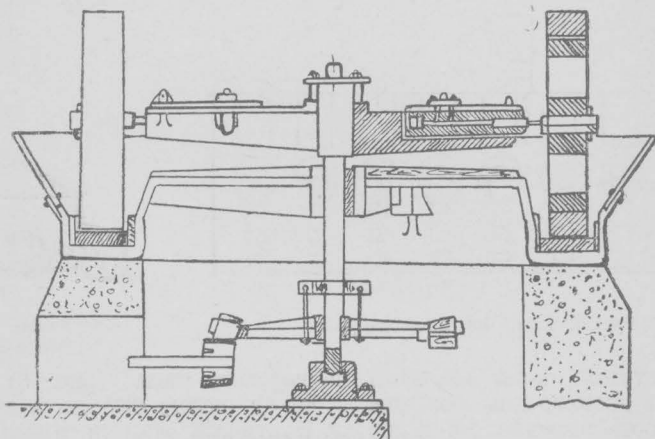


Рис. 5. Бегунная чаша.

попадет сразу много кусков руды; работающий на бегунах заваль-
щик, при известном навыке, сразу по замедлению хода бегунов опре-
деляет достаточность загруженности чаши, а по ускорению хода и
гремящему звуку — необходимость добавления руды. При остановке
бегунов из-за перегруженности, а также и в других случаях, для вто-
ричного пуска их необходимо вычистить (выкинуть) лопатой всю
имеющуюся в чаше руду.

В чашу во время ее работы подается вода в количестве 50—60 т
на тонну руды.

Выгрузка измельченной руды в виде пульпы производится
через выгрузную решетку, вставленную в борт чаши со стороны,
противоположной бункеру; нижняя часть решетки закрыта порогом—
доской вышиной около 20 см; отверстия в решетке имеют размер около
1,5 см, что при указанной выше высоте порога и количестве воды дает
пульпу с содержанием 40% песков и 60% илов. Регулировка степени
измельчения руды вообще производится этими двумя способами, при-

чем изменением высоты порота и установкой решетки с теми или другими отверстиями достигается только грубая регулировка, а более точная — количеством воды.

Так как в дальнейшей переработке руды на иловом заводе необходимо нейтрализация кислотности ее, то во время измельчения в бегунной чаше периодически добавляется по нескольку ведер негашеной извести.

Амальгамация. Измельченная в бегунных чашах руда подвергается внешней амальгамации на неподвижных шлюзах, установленных наклонно (с уклоном 12,5 см на 100 см) верхним концом непосредственно к выгрузной решетке чаши. Общий размер шлюза (у каждой чаши) $7 \times 1,5$ м и состоит из 5 медных листов: 3 больших $1,5 \times 1,5$ м и 2 малых $1,5 \times 0,75$ м на концах (см. рис. 4). Между листами, укрепленными двумя боковыми и одной продольной планками на деревянных основаниях, имеются ртутные ловушки (промежуточные) в виде деревянного бруса с корытообразной выемкой, установленные поперек шлюза; с конца шлюза начинается желоб, который может переключаться или на общий желоб, прикрепленный к длинной стене здания фабрики и идущий в сборочный чан илового завода, или на концевую ловушку, пройдя которую пульпа по другому желобу (под шлюзами) отводится в запасной разрез (пруд). Последнее производится в случае остановки илового завода на продолжительное время.

Планка, разделяющая вдоль медные листы, дает возможность производить натирку листов или даже съемку амальгамы (см. ниже), не останавливая работы чаши; одновременно эта планка способствует лучшему растеканию пульпы по всей поверхности листа.

Шлюзы закрываются сетчатой решеткой (на деревянной раме), которая запирается замком и пломбируется; этим избегаются возможности хищения амальгамы со шлюзов.

Амальгамированные медные листы периодически (обычно 1 раз в сутки и редко в смену) дополнительно натираются ртутью, для чего расходуется на каждый шлюз от 200 до 600 г ртути, в зависимости от содержания золота в обрабатываемой руде и, следовательно, от скорости затвердения амальгамы; последнее недопустимо, так как затвердевшая амальгама (т. е. насыщенная золотом) теряет способность улавливать золото, и оно уносится пульпой со шлюзов.

Один раз в пятидневку производится сполоск — съемка амальгамы со шлюзов, для чего работа на чашах (поочередно) останавливается. Снятие амальгамы состоит в соскребаании ее деревянными или резиновыми скребками; амальгама предварительно размягчается добавлением ртути, а в холодную погоду применяется отогревание ее горячей водой; эта операция необходима для того, чтобы можно было снять самый нижний слой амальгамы, наиболее богатый золотом. При сполоске также очищаются и промежуточные ловушки, содержимое которых (амальгама с песком) промывается на простом вапперде. Амальгама, смешанная со шлихами с листов и из ловушек, «доводится» — очищается вручную от тяжелых примесей (колчеданы, куски железа и пр.) в ковше и отжимается ручным прессом от избытка ртути (рис. 6).

Отжатая твердая амальгама взвешивается, опечатывается и сдается в кассу приискового управления. Два раза в месяц производится

отпарка амальгамы в специальной ретортной печи. Печь (рис. 7) устроена следующим образом: в кирпичную кладку над обычной древесной топкой вмазана цилиндрическая чугунная реторта, одним концом выходящая наружу; на этом конце имеется круглая дверка, закрывающаяся герметически коробку. Вверху около дверки вставлен изогнутый Г-образный кусок газовой трубы (около 2"), опущенный нижним свободным концом в ведро с холодной водой. В печи установлены 2 таких реторты, обогреваемых одной топкой.

Амальгама кладется в чугунные «лодочки» (узкие противни), натираемые внутри мелом; последние вставляются внутрь реторты и закрываются дверкой. При нагревании (до температуры 750—800° Ц)¹ пары ртути выходят через трубку и конденсируются вследствие охлаждения водой. По окончании выделения паров ртути оставшееся металлическое золото в виде губчатой массы вынимается и переплавляется в графитовых тиглях в нефтяном горне с присадкой шихты

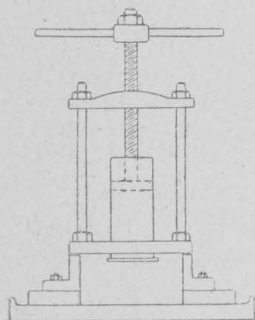


Рис. 6.

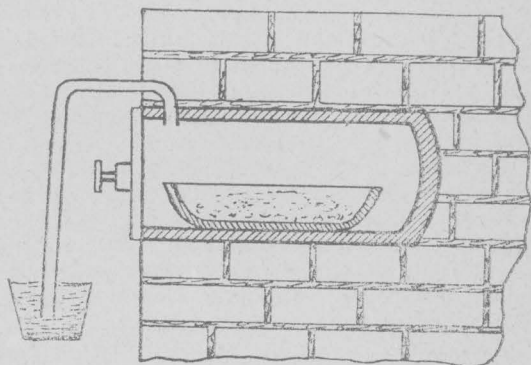


Рис. 7. Печь для отпарки амальгамы.

из соды и буры; количество последних определяется на глаз (обычно поровну), в зависимости от содержания примесей меди, железа и проч., которые необходимо перевести в шлак.

Расплавленный металл вместе со шлаком выливается в прямоугольную чугунную изложницу (смазанную стеарином) и по застывании очищается с поверхности от шлака и штейна. Слитки перед сдачей в кассу взвешиваются, и из них берется высверливанием проба для определения (лабораторным путем) содержания химически чистого золота. Металл, получаемый амальгамационным способом из руд Центрального рудника, содержит в среднем 700 проб, с колебаниями в обе стороны не более 10 проб.

Потеря ртути, неизбежная при амальгамации как от сноса со шлюзов, так и при отпарке, составляет в настоящее время 5—6 г на тонну руды. Месячный оборот ртути на фабрике около 100 кг.

Руды, добытые старательскими артелями, обрабатываются также на бегунной фабрике, для чего выделяется одна из малых чаш (7 или

¹ См. И. Н. Плаксин, Извлечение золота из руд на присаках Марининской тайги, «Минеральное сырье» № 10, 1929 г.

8). При обработке старательских руд применяется, помимо внешней амальгамации, также и внутренняя. При измельчении дается значительно меньше воды и вставляется сетка с более мелкими отверстиями для получения более тонкого помола. Эти изменения в процессе обработки руды старательских артелей, в отличие от обработки хозяйской руды, вводятся с целью увеличения до максимума процента извлечения золота амальгамацией, так как за золото, извлекаемое на иловом заводе (в хвостах), старатели оплаты не получают.

Расход ртути при обработке старательских руд значительно выше обычного, натирка производится чаще и в большем количестве (около 1000 г в смену), а для внутренней амальгамации через каждые 2 часа заливается в чашу по 50 г ртути. Сполосок со шлюзов производится обычным путем, но ему предшествует полное выхаживание чаши, вымывание всей оставшейся руды (собственно сполоск) и выметание амальгамы на шлюзы.

Ввиду того, что фабрика в настоящее время служит лишь для измельчения руды с последующей ее обработкой на циановом заводе раздельным процессом (перколяционным и иловым), извлечение золота амальгамационным способом имеет второстепенное значение. Амальгамацией извлекаются лишь наиболее крупные и свободные частицы золота, могущие внести затруднения в процесс цианирования руды.

В силу указанных соображений производительность бегунной фабрики в настоящее время доведена до 180—200 *т* в сутки при нормальной работе всех бегунных чаш. Производительность больших чаш около 27 *т*, а малых — 20 *т* в сутки каждой. Все же производительность фабрики недостаточна, так как иловой завод загружается только на 60—75%.

Извлечение золота амальгамацией в среднем равно 35—40%, а при обработке старательских руд доходит до 75%; содержание золота в последних значительно выше, чем в хозяйской руде, и колеблется от 50 до 100 г/*т*; это объясняется тем, что старатели тщательно сортируют руду.

Фабрика работает непрерывно в 3 смены и обслуживается следующим штатом рабочих и служащих:

Завед. фабрикой (пом. зав. фабричн. заводск. цеха)	1
Старший смотритель	1
Дежурные смотрители	3
Завальщики (по 4 человека в смену)	16
Масленщики	4
Починщики (плотники)	4
Уборщик	1
Десятники по дробильному отделению	1
Рабочие „ „ „	около 20

Помимо основного штата фабрику обслуживают еще работающие у паровой машины 3 человека в смену (машинист, кочегар и подкидчица дров), а во время работы электромоторов — моторист, общий для илового завода и фабрики.

С точки зрения современных требований бегунная фабрика Центрального рудника представляет одно из слабых мест в обработке

золотых руд Мариинской тайги. Разделение измельчения по 8 маломощным аппаратам весьма понижает эффективность данного процесса в части правильного использования энергии и площади. Для подтверждения данного положения достаточно провести сравнения этой установки с работой шаровой мельницы Марси № 75, дающей суточную производительность до 300 т.

Имея в виду, что извлечение амальгамацией для данной установки мало существенно и даст 35—40% извлечения, нужно тем более подчеркнуть указанную слабую сторону в постановке механической обработки золотых руд на Центральном руднике. Если иметь в виду необходимость обрабатывать старательские руды, то для этого можно устанавливать соответствующее число бегунных чаш (лучше типа Бейльдона) в виде особого отделения сектора механической обработки.

Применение бегунов в условиях Центрального рудника объясняется тем обстоятельством, что при вторичном пуске завода, рассчитанном на непродолжительное действие, реконструкции как таковой не было и вся задача сводилась к приспособлению имеющейся аппаратуры к новой (измененной) схеме обработки. В дальнейшем, при реконструкции завода, замена бегунных чаш шаровыми мельницами должна быть безусловно первоочередной задачей.

III. ЦИАНИСТЫЙ ЗАВОД.

Классификация. Пульпа (или как ее называют заводские работники — общий шлам) с бегунной фабрики, поступающая в сборный чан, перекачивается в классификаторы. Для этой цели установлены 2 центробежных 5" насоса Морриса (бронированные), из которых работает один, а другой является запасным. Насосы приводятся в действие моторами, мощностью в 25 HP каждый.

Ввиду того, что приток пульпы с бегунной фабрики количественно непостоянен (а подача электроэнергии в отношении напряжения тоже непостоянна), что приводит иногда к перегрузке приемных желобов и классификаторов,

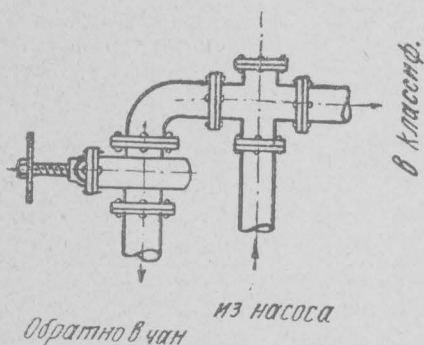


Рис. 8. Регулятор.

в верхней части трубопровода установлен регулятор в виде задвижки Лудло, открытием которой можно излишки подаваемой пульпы возвращать обратно в сборный чан (рис. 8).

Классификация пульпы, т. е. разделение ее на пески (эфеля) и ила, производится тремя классификаторами Дорра (марка С—ду-плексе) (рис. 9). Размеры классификатора следующие: длина 4,5 м, ширина 1,5 м, высота (у слива) 0,75 м, угол наклона около 10°

(2,6" на 1')¹. Грабли классификатора делают 18 ходов в минуту и отделяют за это время около 27 кг песка. Установлены классификаторы выше всей остальной аппаратуры на заводе, что дало возможность заменить загрузку эфелей в перколяторы насосами Френье, системой простых деревянных желобов, по которым песок и ила могут быть направлены в любой чан — перколятор или сгуститель.

Все три классификатора приводятся в действие одним мотором мощностью в 3,5 HP, посредством ременной передачи через систему трансмиссий.

Классификация производится последовательная и на I классификации работают параллельно 2 классификатора, а пески, содержащие 13% материала — 200 меш, поступают на 3-й классификатор, на котором производится дополнительное отделение илов. Песок с третьего классификатора, при отношении Ж:Т = 1,83:1, смывается из приемника струей воды в желоб, по которому направляется в один из чанов-перколяторов.

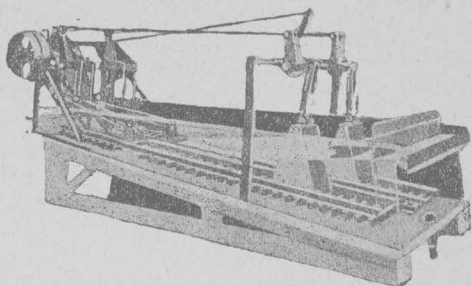


Рис. 9. Классификатор Дорра.

Слив (ила) со всех 3 классификаторов стекает по деревянным желобам в распределительный чанок, стоящий над первым сгустителем и из него распределяется (также по желобам) по всем 3 сгустителям. В сливе отношение Ж:Т = 12,5:1.

Нижеприводимая таблица ситового анализа поступающих пуль-

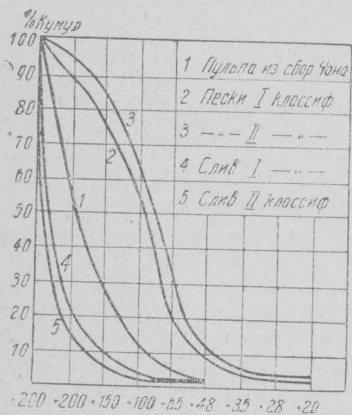


Рис. 10. Диаграмма работы классификатора.

Класс	Пульпа	Пески	Пески	Слив	Слив
меш.	в %	I класс.	II класс.	I класс.	II класс.
+	20	—	1,29	1,69	—
+	28	—	0,93	1,45	—
+	35	—	1,28	2,07	—
+	48	1	4,5	6,52	0,1
+	65	2	12,0	17,39	0,1
+	100	9	33,0	34,63	2,4
+	150	18	21,0	19,48	7,0
+	200	28	13,0	11,97	12,8
—	200	42	13,0	4,8	77,6
					84,5

пы, песков и илов, а также диаграмма (рис. 10) характеризуют работу классификаторов.

¹ См. М. Ф. Ортин, Механическое обогащение руд, ГНТИ, 1931 г.

тельно над центром); путем соответствующего перекрытия эфель загружается в один из чанов.

По наполнении чана водой последняя удаляется двумя способами через спускную трубу для растворов (дренаж) и посредством сливного желоба, устроенного в виде треугольника (в больших чанах — четырехугольника) и прикрепленного на несколько сантиметров ниже верхнего края чана (внутри), из которого вода сквозь отверстие в стенке чана сливается в общую систему сливных желобов (рис. 13) и направляется в чан для сливной воды; в этот же чан стекает дренированная вода.

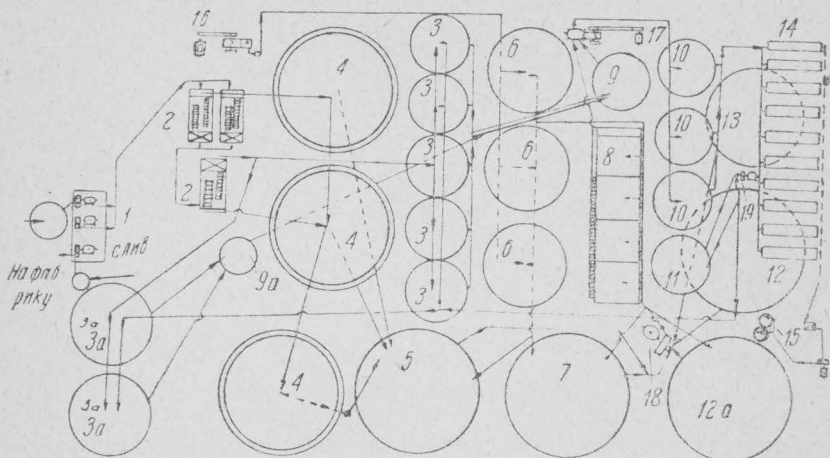


Рис. 12. План цианистого завода.

№№	Наименование аппаратов	Количество	Размеры в м $D \times H$ или $a \times b \times h$	№№	Наименование аппаратов	Количество	Размеры в м $D \times H$ или $a \times b \times h$
1	Насосы Морриса	2	5"	10	Чаны-осветлители . . .	3	$4,1 \times 3,2$
2	Классификаторы	3	$4,5 \times 1,5 \times 0,75$	11	Чан для крепкого раств. .	1	$4,1 \times 3,2$
3	Перколяторы малые . . .	5	$4,3 \times 3,2$	12	Чан-зумпф	1	$9,4 \times 2,1$
3a	Перколяторы большие . .	12	$6,0 \times 2,3$	12a	Чан со слабым раствором	1	$9,2 \times 2,4$
4	Сгуститель Дорра	3	9×3	13	Чан сливных вод	1	—
5	Чан-коллектор	1	9×3	14	Экстракторы	10	$6,0 \times 0,5 \times 0,76$
6	Агитаторы Дорра	3	$6,2 \times 4,3$	15	Чаны для обраб. осадка .	2	$2,0 \times 2,0$
7	Чан-мутилка	1	9×3	16	Компрессор	1	—
8	Фильтр Буттуса	75	$9,5 \times 3,3 \times 2,0$	17	Вакуум-насос	1	—
9	Сборный чан № 1	1	$4,0 \times 3,2$	18	Насос Морриса	1	10"
9a	Сборный чан № 2	1	—				

Осаждающийся песок (в виде конуса) постепенно заполняет чан, и загрузка продолжается в течение 2—5 суток, в зависимости от производительности бегунной фабрики. Во время загрузки периодически (через 18—40 часов и перед окончанием загрузки) в чан засыпается по одному ведру негашеной извести. Цель добавления

известии — нейтрализация кислотности эфеля, так как руды по своему характеру являются большею частью окисленными.

По окончании загрузки желоб перекрывается для поступления песков в следующий чан, предназначенный для загрузки, а в загруз-

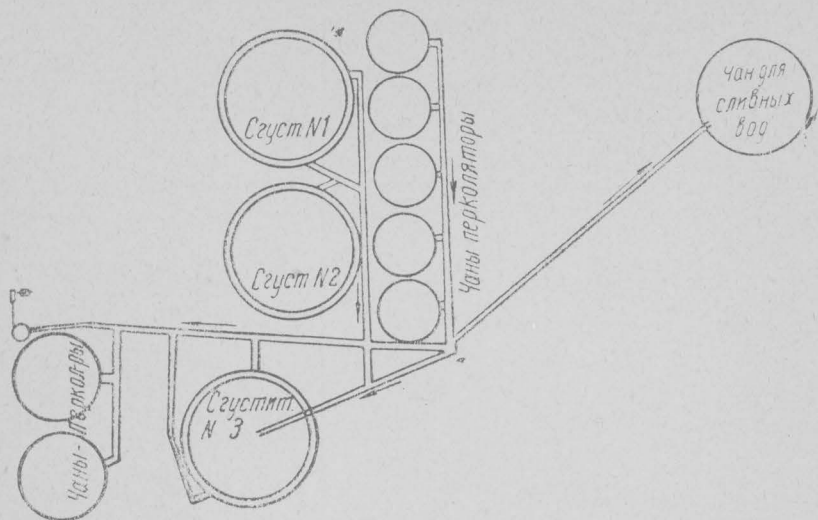


Рис. 13. Схема системы желобов для сливных вод.

женном чане продолжается дренирование воды. Как только вершина конуса обсохнет, его разравнивают лопатой, причем поверхность за-

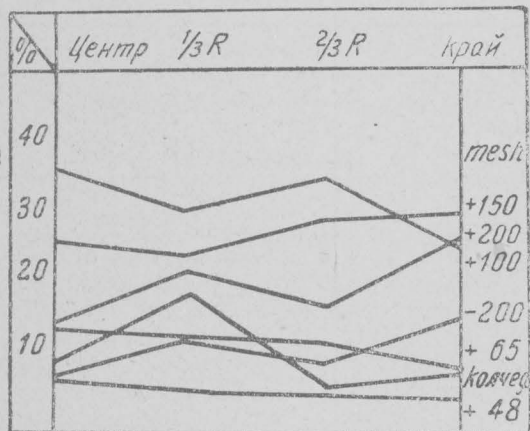


Рис. 14. Диаграмма распределения эфеля.

грузки делают с углублением в центре, одновременно утрамбовывая нагрузку по краям, чтобы создать плотность нагрузки, одинаковой по всей площади чана, что необходимо для одинаковой скорости перколяции (прохождения растворов через нагрузку эфеля). Средняя скорость перколяции — около 8 см в час, по краям обычно больше.

Недостатками применяемого на заводе гидравлического способа загрузки являются: во-

первых, классификация пескового материала, происходящая в процессе заполнения чана и, во-вторых, необходимость применения

мускульной силы для разравнивания и связанное с этим дополнительное уплотнение нагрузки в центре чана. Классификация в самом чане происходит в связи с наличием в материале частиц разных удельных весов и разных объемов, как напр. колчедан и кварц; первые падают, главным образом, в середине чана, а более легкие по весу и отчасти большие по объему частицы кварца относятся водой к краям, образуя более рыхлый слой, чем колчеданы в центре. Происходящая отсюда неравномерность скоростей перколяции влечет за собой неполное извлечение золота и удлинение (во времени) процесса.

Приводимая таблица ситового анализа и диаграмма (рис. 14) характеризуют распределение материала по площади чана при гидравлической загрузке; пробы брались в центре, на $\frac{1}{3}$ радиуса, на $\frac{2}{3}$ радиуса и у края.

Предполагавшаяся установка распределителей Буттерса до сих пор в жизнь не проведена.

Класс	+ 48	+ 65	+ 100	+ 150	+ 200	— 200	Колчеданы в процентах
Центр . .	5,02	12,58	36,53	24,85	14,07	5,45	7,5
$\frac{1}{3}$ R . .	3,90	11,23	29,25	22,77	20,8	10,88	18,5
$\frac{2}{3}$ R . .	3,25	9,81	33,21	28,41	16,10	7,04	3,72
R . . .	2,10	6,40	23,88	28,58	25,20	12,67	5,4

После 4 — 5 часов по окончании загрузки чана на разровненную поверхность эфеля заливается первая порция крепкого от 0,18 до 0,24% раствора NaCN в количестве 6 *m*. Раствор, постепенно опускаясь вниз, вытесняет оставшуюся воду из нижних слоев эфеля. Вытеснение воды производится в течение 10 часов, по прошествии которых закачивается вторая порция (4 *m*) крепкого раствора и спускная труба переключается с чана сливных вод на сборный чан для золотосодержащих растворов. Через час после этого кран закрывается и наступает период контакта раствора с эфелем, необходимый для растворения содержащегося в последнем золота. Данный период продолжается в течение 10 часов. Последняя (третья) порция крепкого раствора в 4 *m* заканчивается через 2 часа после закрытия крана.

Крепкий раствор готовится следующим образом: в чан (бывший четвертый осветлитель) кладут в подвешенную железную корзинку 16 кг сухого NaCN и 3 кг NaOH и 3" центробежным насосом заканчивают 14 *m* слабого оборотного раствора крепостью в 0,05 — 0,06% NaCN и 0,002—0,003% NaOH. Полученный в результате растворения NaCN и NaOH крепкий раствор закачивается, как указано выше, в три приема тем же насосом через систему трубопровода (рис. 11) в соответствующий чан.

Во избежание размыва поверхности нагрузки эфеля от действия силы струи раствора, поступающей сверху, под конец трубы ставится пустой железный ящик или барабан из-под NaCN, в который при закачке первой порции кладется 0,5 кг уксусно-кислого свинца (свинцового сахара).

Добавление последнего в раствор необходимо по следующим соображениям: образующийся сернистый натр (Na_2S) в результате реакции сульфидов с NaOH (реакция протекает по следующему уравнению: $\text{FeS}_2 + 4\text{NaOH} = \text{Fe}(\text{OH})_3 + 2\text{Na}_2\text{S}$) осаждает из цианистого раствора серебро в виде Ag_2S ¹; добавлением же уксусно-кислого свинца (или просто глета) сернистый натр при реакции переходит в сульфид свинца по следующему уравнению: $\text{Na}_2\text{S} + \text{Pb}(\text{CH}_3\text{COO})_2 = 2\text{NaCH}_3\text{COO} + \text{PbS}$. Помимо этого присутствие в растворах уксусно-кислого свинца улучшает осаждение благородных металлов в экстракторах, так как создается электропара цинк—свинец вследствие образования на поверхности свинца рыхлой губки.

Растворение золота, так же, как и серебра в цианистых растворах, происходит по следующему уравнению: $2\text{Au} + 4\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O} + \text{O} = 2\text{NaAu}(\text{CN})_2 + 2\text{NaOH}$.

Как видно по уравнению, присутствие кислорода для успешного растворения золота необходимо; поэтому для пополнения израсходованного кислорода в нагрузке по окончании контакта производится дренирование; чан ставится на осушку, продолжающуюся 18 часов; за это время весь раствор стекает, поры нагрузки заполняются воздухом — аэрируются.

Так как одного крепкого раствора недостаточно для полного извлечения золота, то после аэрации закачивают 5 *т* среднего раствора крепостью от 0,12 до 0,15% NaCN . Специального чана для приготовления среднего раствора на заводе нет и его получают следующим образом: в железный ящик (под концом трубы), стоящий на поверхности нагрузки, закладывается 3,2 кг NaCN и 2 кг NaOH и закачивается 5 *т* слабого (оборотного) раствора. Такого рода метод приготовления раствора не может быть признан целесообразным, так как дает неодинаковую крепость раствора.

Все цифровые данные — количество реактивов и растворов — указаны для малых перколяторов; при обработке же больших чанов все числовые данные пропорционально увеличиваются.

По существу этот средний раствор и является крепким, так как первоначальный раствор разубоживается остатками воды в нагрузке. Таким образом, схема перколяции включает двукратную обработку крепким цианистым раствором с промежуточным дренированием нагрузки.

Одновременно с закачкой среднего раствора край у спускной трубы закрывается на 6 часов (для контакта), во время которого и растворяется основная масса золота, содержащегося в эфеле. По окончании контакта край открывается и нагрузка подвергается вторичному дренированию в течение 20 часов, во время которого второй (средний) раствор целиком стекает.

Остатки среднего раствора (после дренирования) вымываются слабым — оборотным раствором, который закачивается периодически (через 4 часа) порциями по 4 *т* в количестве 80—100 *т*, в зависимости от содержания золота в выходящих растворах (см. главу «Опробование и контроль производства»), и когда содержание золота

¹ См. И. Н. Плаксин, Металлургия золота (конспект), «Минцветметзолото», стр. 76.

дойдет до 0,2—0,5 г/т раствора, промывка прекращается и чан ставится на выгрузку.

Промывка эфеля водой не практикуется, что влечет излишний расход цианистого натра, так как выражаемый эфель содержит около 20% влаги.

Прилагаемая диаграмма (рис. 15) дает характеристику растворения золота по времени процесса, из которой очевидно, что все золото растворяется в первый и второй день процесса; сдвиг некоторых кривых вправо объясняется тем, что растворы для опробования (в лаборатории) берутся только один раз в сутки — в 6 часов утра, вне зависимости от начала процесса цианирования в том или другом чане; содержание золота в хвостах в среднем равно 0,6 г/т, с колебаниями, главным образом, в сторону повышения.

Извлечение золота в перколяционном прессе составляет около 85%.

Средний расход реактивов на тонну эфеля составляет:

NaCN — 0,384 кг
NaOH — 0,1 »
Pb (CH₃COO)₂ — 0,01 кг
CaO — 0,6 »

Максимальная производительность перколяционного сектора — 65 т в сутки, при общей вместимости чанов, равной 400 т.

Весь перколяционный сектор обслуживается одним мотором в 15 HP, приводящим в действие 3" центробежный насос (закачка растворов).

Все растворы, выходящие из перколяторов, за исключением дренающей воды, поступают в сборный чан № 1 (из малых чанов непосредственно, а из больших и летних через промежуточный — сборный чанок № 2) и по наполнении его растворы перекачиваются вакуум-насосом (мокрым) в осветлительные чаны, общие с иловым сектором, откуда идут на осаждение в экстракторы.

Выгрузка хвостов, так же как и загрузка — гидравлическая и производится следующим образом: отвинчивается и отнимается крышка люка в дне чана, сверху отрезком трубы пробивается отверстие в загруженном эфеле который сильной струей воды смывается в это отверстие; вода с эфелем стекает в деревянный желоб под перколяторами, по которому дополнительной струей воды выносятся в отвал (пруд), расположенный рядом с заводом.

По окончании выгрузки люк закрывается крышкой, на которую сверху насыпают слой эфеля с глиной и затрамбовывают, что делает чан снова готовым к загрузке.

Иловый сектор. Слив с классификаторов, т. е. материал, подлежащий обработке по иловому процессу, при отношении Ж:Т =

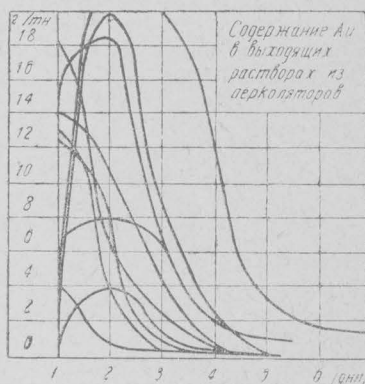


Рис. 15. Диаграмма распределения Au.

$= 12,5 : 1$ не может обрабатываться непосредственно, так как в таком случае потребовалось бы большое количество аппаратуры и большая емкость ее при небольшом количестве руды, обрабатываемой в сутки; одновременно это привело бы к большим потерям реактивов и

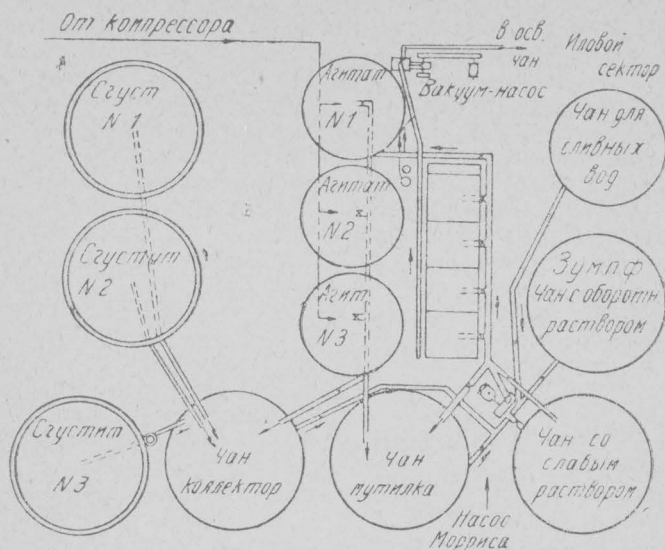


Рис. 16. Схема илового сектора.

золота. Поэтому, прежде чем начать процесс цианирования илов, последние подвергаются сперва сгущению (уплотнению) (рис. 16).

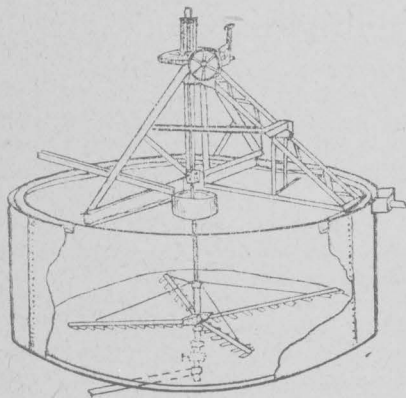


Рис. 17. Сгуститель Дорра.

сок пластины, которые при медленном вращении вала (грабель) передвигают осевший ил, не взмучивая его, к центру дна

чана, где имеется выгрузное отверстие со вставленной в него 5" трубой.

Вал приводится во вращение посредством шестеренной передачи мотором в 2,5 HP и делает 8—9 оборотов в час; на валу имеется приспособление в виде пружины, для контроля за вращением грабель, которые могут заиливаться в случае быстрого осаждения ила, или при недостаточном спуске сгущенного ила; в обоих случаях пружина сжимается, а у третьего (нового) сгустителя имеется еще световая и звуковая сигнализация. Имеющимся подъемным винтом вал вместе с граблями поднимается выше и одновременно регулируется выпуск сгущенной пульпы.

Основная масса ила, идущего с первых 2 классификаторов на сгущение, поступает в распределительный чанок, стоящий над первым сгустителем, откуда большая часть направляется в приемную трубу первого сгустителя, подвешенную около вала, а остальная часть, вместе со сливом с третьего классификатора, направляется во второй сгуститель; третий сгуститель (новый) при неполной нагрузке завода обычно не работает.

Первая стадия сгущения — свободное отстаивание, происходящее в верхнем слое жидкости, идет за счет разности удельных весов жидкости и твердых частиц; последние при растекании приходящей струи пульпы от центра к краям чана под действием силы тяжести оседают из верхнего слоя жидкости, и осветленная жидкость непрерывно стекает через край сливного (кольцевого) желоба и уходит через отверстия наружу.

Вторая фаза процесса сгущения происходит ниже в зоне сжатия, где сгущение происходит за счет выделения жидкости из пор пульпы.

Для ускорения осаждения взвешенных частиц необходимо делать пульпу слабощелочной, поэтому добавляемая при измельчении руды известь, помимо нейтрализации кислотности, служит одновременно и коагулятором. Необходимое количество определяется периодическим опробованием сливных вод на CaO и мутностью их. Применение извести в качестве коагулятора позволяет сгущать пульпу до содержания 43—45% твердого вещества.

Для сбора и транспортирования сливных вод как со сгустителей, так и с перколяторов устроена система желобов (рис. 13), посредством которой часть воды направляется в сборный чанок, расположенный у больших перколяторов, откуда 5" центробежным насосом (мотор 25 HP) перекачивается в напорный бак (в здании бегунной фабрики) (рис. 4). Из напорного бака вода расходуется при измельчении в бегунных чашах, для гидравлической загрузки и выгрузки перколяторов, для отделения кэков с рам фильтра (см. ниже) и для пожарного трубопровода.

Другая часть сливных вод, как видно из схемы, направляется в чан для сливных вод (на заводе) и расходуется для нужд илового сектора (промывка и выгрузка кэков на фильтре Буттерса), а избыток стекает из чана и идет в разрез. Ввиду постоянного притока воды с реки Кожух (через силовую станцию) завод не связан необходимостью беречь сливные воды, что помимо очевидных достоинств имеет и недостатки, состоящие в постоянном залипании водой всей площади внутри завода и образующейся вследствие этого сырости.

Система желобов позволяет, посредством соответствующих перекрытий, пускать сливные воды с первого сгустителя и со всех 5 малых перколяторов на дополнительное стущение в третий сгуститель, если в первых невозможно добиться по тем или иным причинам (напр. характер руды) чистых сливных вод.

Содержание твердого вещества в сливных водах в настоящее время ничтожно и характеризуется приблизительно отношением $\text{Ж} : \text{Т} = 4730 : 1$.

Сгущенная пульпа в нижних слоях сгустителя (зона действия гребков) сгребается граблями, как было указано выше, к центру дна, откуда по выгрузной трубе стекает в чан-коллектор, стоящий ниже уровня дна сгустителя.

Степень сгущения пульпы контролируется взвешиванием наполненного пульпой ведерка емкостью в 5 л и определением по нижеприведенной таблице процента содержания твердого вещества; содержание последнего ниже 37% не допускается.

Таблица густоты пульпы.

Вес в гр	Процент твердых веществ	Вес в гр	Процент твердых веществ
5976	25	6739	40
6020	26	6785	41
6070	27	6856	42
6117	28	6914	43
6168	29	6973	44
6210	30	7025	45
6257	31	7084	46
6308	32	7152	47
6355	33	7215	48
6410	34	7288	49
6461	35	7360	50
6518	36	7426	51
6576	37	7503	52
6629	38	7575	53
6680	39	7650	54

Выпуск сгущенной пульпы регулируется задвижками Лудло, поставленными в начале труб (под сгустителями), а у третьего (нового) сгустителя, установленного ниже первых двух — регулировкой длины штока насоса Доррко, которым пульпа перекачивается в коллектор. Пульпа после сгущения, при отношении $\text{Ж} : \text{Т} = 1 (1,5) : 1$, характеризуется следующей таблицей ситового анализа:

Класс (меш)	Процент	Класс (меш)	Процент
+ 48	0,01	+ 150	3,08
+ 65	0,15	+ 200	13,21
+ 100	0,94	— 200	78,75

Наличие в илах около 17% материала + 200 меш требует в дальнейшей обработке постоянного механического или иного перемешивания и часто влечет заиливание трубопроводов.

Чан-коллектор, в котором собирается сгущенная пульпа, представляет собой обычный деревянный чан, диаметром 9 м и высотой в 3 м, с простой мешалкой из двух кусков рельсов, укрепленных крестообразно на конце вертикального вала. Мешалка вращается через шестеренную передачу мотором в 7,5 НР, со скоростью 6 оборотов в минуту.

По накоплении пульпы в количестве, достаточном для закачки одного агитатора, она подкрепляется известью до содержания 0,005 — 0,006% CaO . Известь предварительно гасится в двух деревянных ящиках («палубках») и известковое молоко спускается по желобу в коллектор. Количество извести сильно колеблется в зависимости от характера руды, а при большом содержании сульфидов в руде — известь часто заменяется едким натром.

Как видно из схемы илового сектора (рис. 16), вся дальнейшая обработка илов (перекачка их) обслуживается одним 10" центробежным (бронированным) насосом Морриса, приводимая в действие мотором мощностью в 50 НР. Насос соединен трубопроводом (10") со всей аппаратурой илового сектора и при соответствующих перекрытиях — задвижками Лудло, управление которыми сосредоточено (большей частью) в одном месте — на верхней площадке, можно закачивать пульпу из коллектора в агитатор, из мутилки в фильтр; в случае же необходимости применяются другие комбинации перекачек.

Из коллектора пульпа вышеописанным насосом закачивается в один из агитаторов. На заводе установлено 3 (механическо-пневматически) агитатора Дорра.

Агитатор представляет собою деревянный чан диаметром 6,2 м и высотой 4,3 м и вмещает до 150 т пульпы; в середине чана подвешен пустотелый вал (труба) с открытым внизу концом, верхний конец трубы переходит в коробку с двумя отверстиями по бокам, к которым жестко прикреплены распределительные желоба (рис. 18).

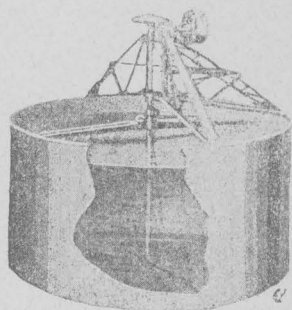


Рис. 18. Агитатор Дорра.

На нижнем конце подвешены на шарнирах грабли, которые при помощи тяг могут быть установлены под любым углом. Последнее бывает необходимо, так как в пульпе всегда содержится некоторое количество (изменяющееся) песка, который, осаждающийся на дне агитатора (даже во время агитации), образует воронкообразное углубление, что делает невозможным вращение граблей при горизонтальном положении их. В целях предотвращения разбрызгивания пульпы из распределительных желобов при максимальном наполнении агитатора, по верхнему краю его установлен досчатый борт высотой около 75 см. Вал с граблями и желобами приводится во вращение посредством шестеренной и ременной передачи мотором в 7,5 НР, обслуживающим одновременно все 3 агитатора.

В дне агитатора (около центра) имеется отверстие для закачки и спуска пульпы, соединенное патрубком (с задвижкой) с трубопроводом насоса; в центр дна, прямо под пустотелым валом, входит

конец воздушного трубопровода от компрессора и рядом 2 конца таких же труб для «бокового» вдувания воздуха.

По наполнении агитатора пульпой (мешалка приводится во вращение предварительно) открывается кран центральной трубы, и сжатый воздух из компрессора вдувается в пустотелый вал, поднимая находящийся в нем столб пульпы; поднятие происходит (по принципу эрлифта) в силу уменьшения удельного веса пульпы в трубе вала. Пульпа, выходя из боковых отверстий коробки, стекает по распределительным желобам равномерно на всю площадь агитатора. Как механическим перемешиванием в нижних слоях пульпы граблями и постоянным переливанием при поднятии ее из нижних слоев наверх сжатым воздухом; последним производится, помимо агитации, также и аэрация пульпы.

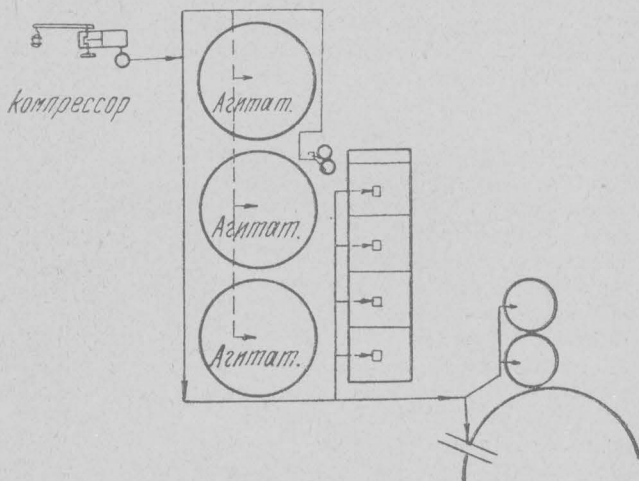


Рис. 19. Схема трубопровода компрессора.

Первые 3 часа производится предварительная агитация, имеющая целью нейтрализовать кислотность руды и перевести закисную соль железа (FeSO_4) в окисную ($\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$), так как первая вызывает весьма значительный расход цианида. По прошествии 3 часов агитации в агитатор заливается приготовленный заранее в небольшом железном баке раствор цианистого натрия и едкого натрия.

На количество пульпы, наполняющей агитатор, расходуется: 45 кг NaCN и 4 кг NaOH . Пульпа агитируется еще в продолжение 18—21 часов. Два раза в смену берется проба на определение содержания в растворе NaCN и щелочи и в случае малого количества последней (ниже 0,003%) подкрепляется добавлением негашеной извести. Реакция растворения золота (в процессе агитации) протекает по тому же химическому уравнению, как было описано в главе о перколяционном секторе, но физико-химические условия протекания данной реакции благоприятнее, чем в перколяционном процессе. Видно из вышесказанного, агитация производится одновременно и

В результате этого процесс протекает быстрее и извлечение золота бывает выше, чему, кроме указанного, способствует большая степень помола.

Все 3 агитатора обслуживаются одним компрессором, приводимым в действие мотором в 30 НР. Компрессор дает воздух под давлением 20 фунтов на квадратный дюйм (около 1,5 атм.), а при одновременной работе всех 3 агитаторов давление повышается до 22 фунтов. Из прилагаемой схемы трубопровода компрессора (рис. 19) видно, что последний обслуживает (в редких случаях), кроме агитаторов, еще выгрузные задвижки у фильтра Буттерса, трубу из чана со слабым раствором и чаны для обработки осадков. Первые и вторые требуют давления воздуха только в случае заиливания.

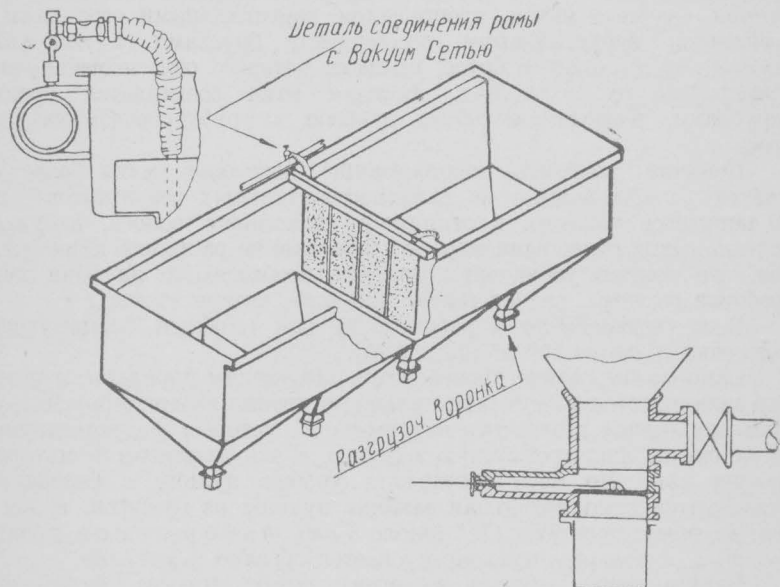


Рис. 20. Фильтр Буттерса.

По окончании агитации пульпа спускается из агитаторов по трубе в чан-мутилку, аналогичную по устройству и размерам с чаном-коллектором. В мутилке пульпа поддерживается во взвешенном состоянии постоянным перемешиванием мешалкой со скоростью 8 оборотов в минуту. Мутилка обслуживается мотором мощностью в 15 НР; назначение мутилки — хранить пульпу до фильтрации во взвешенном состоянии.

Фильтрация, т. е. отделение золотосодержащего раствора от твердого вещества, производится при помощи фильтра Буттерса, представляющего вакуум-фильтр периодического (прерывного) действия. Фильтр устроен следующим образом (рис. 20): в четырехугольной клепаной железной коробке (резервуаре), размером $9,5 \times 3,3 \times 2$ м,

подвешены фильтровальные рамы. Коробка сверху открыта, а дно устроено в виде 3 четырехугольных воронок (не считая четвертой неработающей секции) с задвижками, закрывающими выгрузные отверстия. К нижним частям воронок подведен трубопровод от 10" насоса, по которому производится закачка и спуск пульпы. По обеим длинным сторонам верхнего края коробки имеются борта, служащие для подвески фильтровальных рам. Сама коробка покоится на постаменте, представляющем клепаную железную конструкцию.

Фильтровальные рамы состоят из каркаса, сделанного из дюймовых газовых труб в виде прямоугольника $3 \times 1,5$ м с патрубками на 2 верхних углах. В длинных сторонах каркаса просверлено по 28—30 отверстий диаметром в 0,5 см, служащих для сбора отфильтрованных растворов. На раму натягивается с обеих сторон и сшивается кругом фильтровальная материя, а внутри ее кладется кокосовый мат. Материя вместе с матом прошивается вертикальными строчками и скрепляется вертикальными деревянными брусками, а вся рама укрепляется на толстом бруске, концами которого она подвешивается в резервуаре на его бортах. Каждая рама соединяется своими патрубками, посредством гибких рукавов, с трубопроводом вакуум-насоса.

Попытки заменить дорогостоящие кокосовые маты более дешевыми — пеньковыми — не дали положительных результатов¹, так как пеньковое волокно, в отличие от кокосового волоса, набухает; последнее затрудняет равномерное просасывание растворов и промывку кэки, что помимо увеличения времени, необходимого на один цикл обработки фильтра, влечет также излишние потери золота.

Всего установлено и работает 75 рам с общей фильтрующей поверхностью около 500 м² ($75 \times 6,75$).

Само фильтрование производится следующим порядком: в резервуар закачивается из мутилки пульпа до уровня верхнего бруска рам, затем приводится в действие вакуум-насос, которым раствор выкачивается сквозь фильтровальную материю, а ил, прилипая к материи, образует кэки. По мере понижения уровня пульпы в резервуаре производится дополнительная закачка пульпы из мутилки, и, когда кэки достигнут толщины $1\frac{1}{4}$ " (около 3 см), набор кэков прекращается, а оставшаяся пульпа спускается обратно в мутилку.

Вакуум-насос работает во время всего процесса фильтрации и последующей промывки безостановочно, так как в противном случае кэки могут преждевременно отвалиться от рам, что, во избежание завалки выгрузных отверстий, недопустимо. После спуска остатков пульпы в резервуар закачивается слабый раствор сперва из чана со слабым раствором, содержащим ил, а затем подкачивается слабый раствор из другого чана — зумфа.

Слабым раствором кэки промываются в течение 50 минут и по окончании промывки спускаются обратно в чан. Этот раствор при спуске уносит с собой часть илов, поэтому он хранится в особом чане и расходуется только для промывки кэков (в начале ее). Наконец, закачивается сливная вода для окончательной промывки кэков

¹ См. И. Н. Плаксин, Извлечение золота из руд на приисках Марининской тайги, «Минеральное сырье» № 10, 1929 г.

(продолжающейся 5 мин.), после чего вакуум-насос выключается и останавливается, а в трубопровод (вакуум-сети) пускается из напорного бака вода, которая отпрессовывает кэки, т. е. заставляя их отваливаться от рам. Одновременно начинают закачивать насосом воду (сливную) и открывают задвижки выгрузных отверстий в воронках. Кэки, размешанные снова водой, стекают в желоб под фильтром, по которому выносятся в отвальный пруд.

Цикл обработки фильтра Буттерса по времени и операциям распадается на следующие части:

закачка пульпы	15 мин.
набор кэков	25 "
спуск пульпы	10 "
закачка слабого раствора	15 "
промывка слабым раствором . .	50 "
спуск слабого раствора	10 "
закачка воды	15 "
промывка воды	5 "
выгрузка	15 "

Всего 9 операций 2 ч. 40 мин.

За один цикл обрабатывается 75 т пульпы и, при толщине кэка в 3 см, получается 60 т раствора. Растворы идут в осветлительные чаны.

Вакуум-фильтр Буттерса в настоящее время считается устаревшим типом, так как он, занимая большую площадь, менее экономичен в работе, чем современные типы непрерывно действующих вакуум-фильтров (например Оливера). Преимуществом его является возможность постройки его местными средствами, а также меньшая зависимость от густоты пульпы.

Вакуум-насос, обслуживающий фильтр, мокрого типа, т. е. он качает вместе с воздухом и жидкость. Разрежение в трубопроводе обычно поддерживается 15—20" ртутного столба. Насос приводится в действие мотором в 20 HP и помимо фильтра Буттерса служит также для перекачки растворов из сборного чана перколяционного сектора в те же (общие) осветлительные чаны (рис. 21).

С течением времени фильтровальная материя на рамах забивается (кристаллами выпадающих солей, коллоидными частицами ила и пр.) и для восстановления ее фильтрующей способности она подвергается промывке слабой (1—3%) соляной кислотой. Для этой цели на заводе установлен (рядом с фильтром) прибор для промывки рам. Устроен он из деревянных досок (швы просмолены) в виде четырехугольной коробки с плоским дном и размером, допускающим установку сразу 3 рам (0,45 × 3,3 × 2 м).

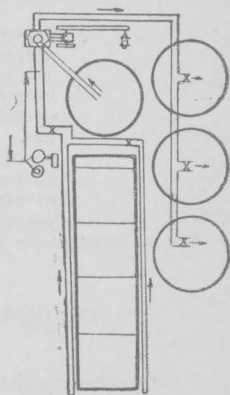


Рис. 21. Схема вакуум-сети.

Рамы таким же способом, как и на фильтре, присоединяются к специальному рессиверу вакуум-насоса. К рессиверу подведены через двойной кран 2 трубки: одна от вакуума, другая от компрессора. К коробке присоединен как сообщающийся сосуд небольшой бак с железным пустотелым поплавком в нем; на поплавке имеется вертикальный железный стержень, посредством которого производится автоматическое переключение крана с вакуума на компрессор. Когда коробка полностью налита раствором соляной кислоты, то поплавок в баке, находясь в самом верхнем положении, ставит кран рессивера на вакуум. Вакуум-насос, создавая разрежение в рессивере, всасывает в него через фильтровальные рамы из коробки раствор кислоты. С понижением уровня раствора в коробке, а также и в сообщающемся с ней баке поплавок в последнем опускается вниз и, дойдя до крайнего нижнего своего положения, переключает кран на компрессор, сжатый воздух из которого вытесняет из рессивера раствор кислоты через фильтровальные рамы обратно в коробку, и по поднятии поплавка цикл промывки начинается снова. Рамы на промывке стоят 6 часов, и в случае падения крепости соляной кислоты она подкрепляется добавлением свежей.

Общая производительность (максимальная) илового сектора равна 200 *t*, но ввиду того, что бегунная фабрика не может полностью нагрузить иловой завод, то действительная производительность илового сектора значительно ниже. Извлечение золота в иловом секторе составляет 93 — 95 %.

Весь завод обслуживается штатом в 26 — 27 человек, которые распределяются следующим образом:

Заведующий заводом	1
старший смотритель	1
дежурных смотрителей	4
вакуумщиков	4
пробиц	4
масленщиков	4
мотористов	4
на ремонте фильтровальных рам	2
на выгрузке перколяторов	1—2
уборщица	1

Все рабочие места (кроме смотрительских) замещаются женщинами.

IV. ОСАЖДЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ РАСТВОРОВ И ОБРАБОТКА ОСАДКОВ.

Золотосодержащие растворы как из перколяционного сектора, так и из илового поступают в общие осветлительные чаны, которых на заводе установлено 3. Осветление растворов заключается в том, что отделяются возможные примеси илов от раствора, для чего в чанах устроены фильтрующие днища, так же как в перколяционных чанах. Сверху фильтровальной материи насыпан слой песка, который предохраняет забивку пор материи илами.

Чаны имеют размеры: диаметр 4,1 м и высота 3,2 м, общей емкостью в 125 *m* (по 42 *m* каждый).

Крепкие растворы (по NaCN) в обоих секторах, при описанных выше методах сбора их, естественно, разубоживаются слабым раство-

ром и промывными водами до 0,04 — 0,05% NaCN, с каковой крепостью и идут на осаждение в экстракторы. Содержание в растворах щелочи, необходимой для лучшего осаждения золота, в большинстве случаев является недостаточным, в особенности в растворах перколяционного сектора, где она иногда совсем отсутствует, и поэтому растворы, закаченные в осветлительные чаны, каждый раз опробуются и в случае необходимости подкрепляются едким натром до крепости 0,003%. В случае повышенной крепости (больше 0,005%) щелочистые растворы разбавляются слабым раствором из зумпфа.

Осветленные растворы поступают в общую 6" трубу, из которой распределяются по экстракторам через патрубки с кранами.

Каждый экстрактор устроен в виде длинного деревянного прямоугольного ящика, открытого сверху и имеющего наклонное дно (в поперечном разрезе). Ящик разделен на 12 отделений двойными перегородками (рис. 22), причем одна из них начинается от дна и немного не доходит до верхнего края, а другая — наоборот, т. е. начинается с верхнего края и не доходит немного до дна. Таким устройством перегородок достигается то, что растворы в каждое отделение подводятся снизу, постепенно переливаясь из одного отделения в другое. Размер отделения 80 × 50 × 76 см.

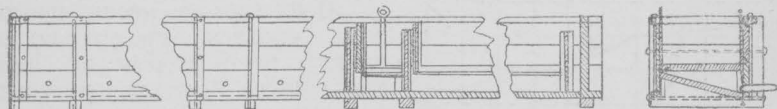
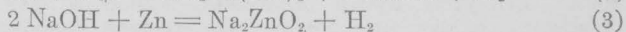
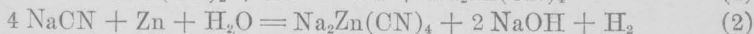
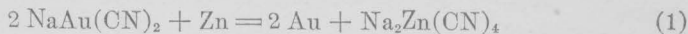


Рис. 22. Экстрактор.

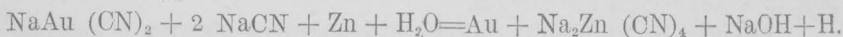
В каждом отделении (за исключением первых 3 и последнего) установлена деревянная рама с натянутой проволочной сеткой на высоте 3 см от дна.

Первое отделение — вход — и последнее — выход — ничем не заполняются, второе и третье закладываются древесной стружкой, а в остальные загружается цинковая стружка. Древесная стружка служит для осаждения возможных гидратов и коллоидных частиц, которые фильтром осветлителя не улавливаются. По мере загрязнения стружка меняется. Цинковая стружка перед загрузкой в экстракторы оцинковывается — опускается на 2—3 минуты в раствор уксуснокислого свинца. Роль свинца при осаждении золота указана выше.

Сама реакция осаждения золота (а также и серебра) и сопутствующие ей реакции протекают по следующим уравнениям:



Для полного осаждения требуется наличие в растворе свободного цианида. Первую и вторую реакцию иногда изображают в виде следующего уравнения Кленнелла¹:



¹ Clennel, The Cyanide Handbook, 1915 г., 2-е изд., стр. 123.

Определениями содержания золота в каждом отделении экстрактора, наполненного цинком, установлено, что осаждение золота происходит только в первых 5 отделениях; в остальных же, как видно из диаграммы (рис. 23), содержание золота остается постоянным, с которым растворы и идут в оборот; что же касается содержания NaCN , то оно продолжает понижаться очевидно вследствие расхода на растворение цинка. Такое ведение процесса осаждения надо считать ненормальным, так как благодаря этому увеличивается расход цинка и понижается крепость оборотного (слабого) раствора.

Естественным выводом является переход к американской и южно-африканской практике осаждения, где применяется осаждение цинком в 5 отделениях. Иногда экстракторы из 10 отделений делятся

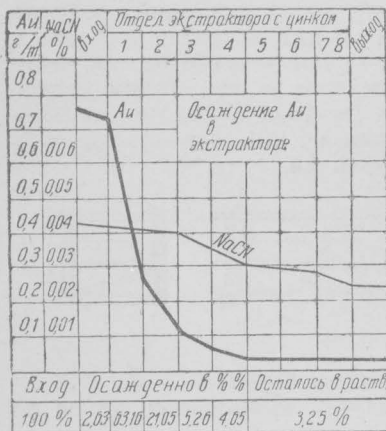


Рис. 23. Диаграмма осаждения.

рые весь раствор вместе со шламом вытекает и по желобу, уложенному рядом вдоль экстрактора, стекает в сборную (железную) коробку. Цинковая стружка вынимается и промывается от оставшихся частиц шлама и разрушенной стружки в сетчатом барабане, установленном в деревянной бочке с водой. Каждое отделение экстрактора промывается (споласкивается) водой и снова загружается цинковой стружкой, причем в 4 и 5 отделения — первые 2 с цинком — закладывается старая промытая стружка, а в остальные 6 — свежая.

В желобы, по которым шлам стекает в сборную коробку при сполоске, кладутся куски железного купороса для предотвращения обратного растворения золота. Из сборной коробки шлам перекачивается 3" насосом в отстойные чанки, в которых производится отделение шлама от раствора (и промывной воды) декантацией. Для этой цели установлены в экстракторном отделении 2 чана, каждый размером: 2 м диаметр и 2 м высота.

Раствор из отстойных чанков направляется обратно в экстракторы на осаждение, так как во время сполоски часть золота все-таки растворяется.

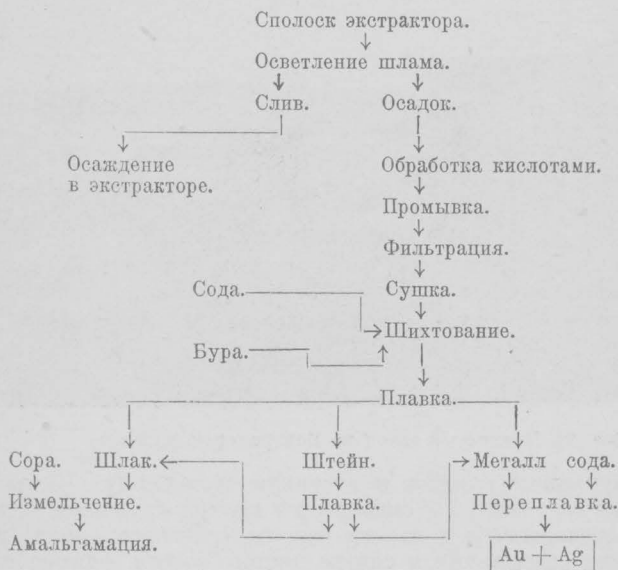
Шлам обрабатывается соляной и серной кислотами (в этих же чанах) для растворения и удаления остатков цинка; по окончании растворения последнего жидкость декантируется, шлам промывается водой и фильтруется на полотняных фильтрах.

Фильтр устроен в виде прямоугольной деревянной рамы, разделенной на квадратные отделения; на каждый квадрат прикреплен (в слабо-натяннутом положении) кусок полотна, сквозь который удаляется остаток влаги в шламах путем естественного стекания.

Расход цинка на 1 экстрактор в месяц составляет около 100 кг, что по вышеприведенным соображениям надо признать высоким.

Расход кислоты при обработке осадков из 4 экстракторов за один сполоск равен в среднем 350 кг.

Описанная выше, а также дальнейшая обработка осадков производится по следующей схеме:



Осадок после фильтрации переносится из экстракторного отделения на заводе в плавильное отделение, находящееся в отдельной постройке. Там осадок подвергается сперва сушке в отражательной печи, в которую он ставится в железных противнях. Одновременно с сушкой происходит и обжиг осадка, в результате которого неблагородные металлы и примеси частично выгорают (улетучиваются), а оставшая часть переходит в окислы.

Сушка кончается тогда, когда осадок примет грязно-желтый цвет и рассыпается при перемешивании.

Вынутый из печи осадок по остывании шихтуется с флюсами из расчета: 50 вес. частей буры и 8 вес. частей соды на 100 вес. частей осадка. Шихта перемешивается вручную и загружается в графитовые тигли, в которых происходит плавка в нефтяном горне. Горн и

тигли (3) предварительно разогреваются и в дальнейшем, по мере расплавления, в тигли дополнительно (5-6 раз) присаживается пихта.

Окончание плавки определяется прекращением кипения расплавленной пихты и полным разжижением, которое определяется при перемешивании содержимого тигля железным прутом.

Расплавленная масса выливается в коническую чугунную изложницу, в которой происходит остывание с разделением всей массы на 3 слоя: металл внизу, штейн по середине и шлак наверху.

По застывании сперва отбивается шлак, затем штейн. Последний, содержащий много золота, по окончании плавки осадка переплавляется с присадкой соды (100 в. частей на 100 в. ч. штейна) и железа.

Полученные «пишки» — слитки металла — сплавляются (с присадкой небольшого количества соды) и окончательно отливаются

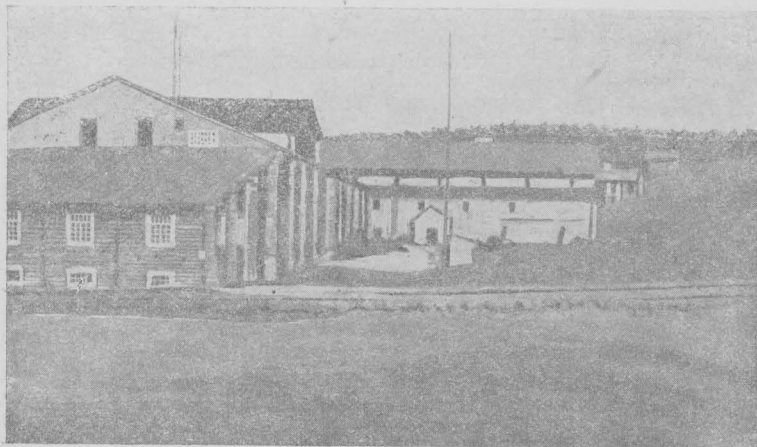


Рис. 24. Цианистый завод на Центральном руднике.

в виде прямоугольных слитков в чугунную изложницу. Изложница предварительно нагревается и смазывается внутри стеарином. Слитки очищаются, взвешиваются и из них берется (высверливанием) проба для определения содержания в слитке чистого золота, серебра и элементов лигатуры.

Обычно металл, полученный цианистым процессом, имеет светлый (серебряный) цвет и содержит в среднем 325 проб золота и около 100 частей лигатуры.

Одновременно с «химическим» (полученным цианированием) золотом плавится металл, полученный амальгамацией на бегунной фабрике после отпарки его.

Шлаки и сора из плавильного отделения собираются и один раз в 3 месяца перемалываются на бегунной фабрике с целью извлечения оставшихся в них частиц золота.

V. ОПРОБОВАНИЕ И КОНТРОЛЬ ПРОИЗВОДСТВА.

Контроль процесса производства илового завода осуществляется путем опробования растворов на содержание NaCN и щелочи во всех

стадиях процесса, как перколяционного, так и илового. Опробование производится дежурным смотрителем завода простым титрованием. Для удобства титрования и быстроты подсчета количества цианида или щелочи реактивы, которыми пользуются на заводе для титрования (азотнокислотное серебро и щавелевая кислота), приготовляются лабораторией такой концентрации, что одно деление бюретки ($0,1 \text{ см}^3$) соответствует $0,001\%$ NaCN или щелочи.

Дальнейший подсчет производится просто по таблице в инструкции, по которой вообще дежурные смотрители работают, так как они теоретической подготовки не имеют и в затруднительных случаях обращаются прямо к заведующему производством.

Что же касается учета и контролирования производства в отношении полноты извлечения металла и правильности хода этого извлечения, то эту работу проводит общепринсковая пробирующая лаборатория. В штате лаборатории имеется должность смотрителя-пробщика, который производит взятие проб (ежедневно в 6 часов утра) и инструктирует дежурных смотрителей о взятии перколических или эпизодических проб (в течение суток). Производство самого опробования проводится в лаборатории и все полученные данные записываются и учитываются особыми журналами.

Что касается самой схемы опробования, описываемой ниже, необходимо отметить, что она не может быть признана правильной, так как в ней отсутствует головная проба — средняя проба содержания золота в поступающей в обработку руде. Поэтому горная проба, придираемая за головную на заводе, не может давать точных определений, так как часто руда задерживается в бункерах из-за временных остановок отдельных бегунов, что при различных содержаниях золота в рудах из разных шахт вносит большие искажения в цифру среднего содержания, получаемую путем арифметического подсчета. Определение $\%$ извлечения золота амальгамацией и контроль извлечения этим процессом — практически отсутствуют, что конечно является отрицательной стороной в производстве.

Взятие самих проб в дальнейшем процессе производства — ручное, которое вообще не дает точных данных; в частности, взятие пробы общего шлама, т. е. материала, поступающего в обработку на завод, являющегося головной пробой для завода, производится один раз в сутки и одновременно, что при отсутствии надлежащих конструктивных приспособлений безусловно не дает точной средней пробы.

Перечисление и описание всех проб с самого начала процесса обработки руды до получения готового металла приводятся ниже.

1) Определение содержания золота и серебра в руде производится опробованием последней прямо в пробах, взятых непосредственно из забоя шахты. Это дает возможность контролировать ход и правильность направления горных работ и является по существу общепринсковой (горной) пробой, а так как руда, по выгаче ее из шахты на поверхность, обычно прямо отправляется на бегунную фабрику, где обработка руд с разных шахт производится раздельно (дробление, измельчение, амальгамация), то и опробование ее перед обработкой на фабрике не производится.

2) Содержание золота в хвостах после амальгамации определяется из средней пробы, которая составляется из ежечасных проб

(берутся дежурным смотрителем), сливаемых в ведро по каждой чаше отдельно. Эта проба дает цифры, характеризующие как количество и процент извлечения золота амальгамацией, так и содержание золота в измельченной руде, идущей на дальнейшую переработку на цинистом заводе.

3) Для уточнения цифры среднего содержания золота в общем шламе (хвосты после амальгамации), получаемой из суммы содержаний по отдельным чашам, берется один раз в сутки проба из сборного чана, куда собирается пульпа со всех чаш и откуда она перекачивается на классификаторы завода. Помимо определения золота и серебра из этой пробы, производится и ситовой анализ ее, характеризующий степень измельчения руды.

4) Пески, отделенные классификатором от ила и загружаемые в перколяторы, опробуются на содержание золота, для чего в отдельное ведро отбирается небольшим ковшом проба, причем взятие пробы производится дежурным смотрителем через каждый час в течение всего времени загрузки.

5) При выгрузке обработанного эфеля тем же способом берется проба хвостов, идущих в отвал (из выгрузного желоба). По разности результатов опробований нагруженного эфеля и хвостов, после цинирования его определяется количество и % извлечения золота и серебра.

6) Содержание золота в илах производится после того, как они пройдут классификацию и сгущение — при выходе их из сгустителя. Выход из сгустителя, помимо взятия через каждый час (из которых составляется средняя проба), контролируется еще на степень сгущения (см. главу «Иловый сектор»).

7) Пульпа, закаченная в агитатор, опробуется еще раз для определения процентного содержания твердого вещества.

8) Количество и процент извлечения золота и серебра из илов определяется (так же как и в эфелях) по разности из начального содержания и содержания, установленного в кюветах (после фильтрации), идущих в отвал.

Все перечисленные выше пробы (за исключением определения процентного содержания твердого вещества) производятся в лаборатории путем плавки (по методам сухой пробы) с соответствующей пихты, изменяющейся в зависимости от состава разных руд.

Определение общего процента извлечения золота (по всем трем процессам вместе) производится по следующей формуле:

$$K = A + \frac{p(100 - A)}{100} P + \frac{i(100 - A)J}{100},$$

где A — % извлечения амальгамацией (35%)

p — % песков в измельченной руде (40%)

P — % извлечения перколяционным процессом (85%)

i — % илов в измельченной руде (60%)

J — % извлечений иловым процессом (95%)

K — % общего извлечения.

По Центральному руднику — $K = 94\%$

Извлечение серебра можно подсчитывать по этой же формуле; к сожалению, на Центральном руднике не ведется точного учета, и определения % извлечения серебра по отдельным процессам и % общего извлечения (на заводе низкого) установить не было возможности.

9) Растворы, выходящие из каждого перколятора, помимо опробования каждой смены дежурным смотрителем на содержание NaCN и щелочи, берутся ежедневно (в 6 часов утра) для определения содержания в них золота. На основании лабораторных определений, учитываемых по каждому перколятору отдельно, определяется окончание процесса перколяции и назначение перколяторов на выгрузку.

10) Степень промывки каков (в иловом секторе) после фильтрования определяется по пробе раствора, взятой перед остановкой вакуум-насоса, когда в осветлительные чаны идут уже промывные воды.

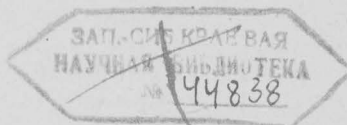
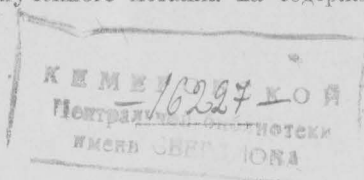
11) Среднее содержание золота и серебра в растворе, который идет на осаждение в экстракторы, определяется из ежедневной пробы раствора, отбираемой при входе в экстрактор (выход из осветлителя). Результат полученного определения умноженный на количество раствора (60 т от обработки 1 цикла фильтра плюс количество тонн перекаченного из сборного чана перколяционного сектора) дает общее количество металла в растворах.

12) Растворы, выходящие из экстракторов («выход»), также ежедневно опробуются на содержание оставшегося (неосажденного) металла, и по разности определений содержания при входе и при выходе вычисляется количество осажденного золота и серебра и процент осаждения их.

13) Один раз в пятидневку берутся пробы растворов на содержание золота в следующих местах: а) чан со слабым раствором—зумпф, б) чан со слабым раствором, идущим на промывку фильтра. Эти определения служат для контроля работы (и исправности) как аппаратуры, так и дежурных смотрителей.

Определение содержания золота и серебра в растворах производится методом мокрого опробования (осаждение цинковой пылью, шперирование, купелирование и т. д.)

Учет производительности каждого цеха (фабрики и завода) и всего рудника в целом производится один раз в месяц, путем опробования слитков полученного металла на содержание в них золота и серебра.



ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
I. Общая часть.	5
II. Бегунная фабрика.	9
Дробильное отделение	—
Бегунные чаши	11
Амальгамация	13
III. Цианистый завод	16
Классификация	—
Перколяционный сектор	18
Иловой сектор.	28
IV. Осаждение золота из растворов и обработка осадков	32
V. Опробование и контроль производства	36

Ответственный редактор проф. И. В. Бузников.

Сдано в набор 25/I 1932 г.

Формат бумаги 62 × 94.

Уполи. Главлита М В-17480.

Ц № 125. Инд. 16-3-3

Тираж 4.000—2½ л.

Технический редактор А. Новиков.

Подписано к печати 28/III 1932 г.

Тип. знаков в 1 п. л. 53.800.

Заказ № 2125.



